



**VICERRECTORADO ACADÉMICO
FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LOS STOPES 765 - 858
PARA EL DISEÑO DE MINADO DE LA VETA ANITA –
MINA ATACUCHA - 2018”**

Presentado por:

Bach. WILDER ANTONIO ESPINAL ARIAS

Para obtener el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PASCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

A Dios: Por darme la dicha de la existencia y acompañarme en los momentos más difíciles de mi vida.

A mis queridos padres:

Con todo cariño a quienes con su esfuerzo y dedicación han permitido el logro de mis metas y objetivos.

AGRADECIMIENTO

Por intermedio del presente me es grato expresar mi más sincero agradecimiento al Ing. Jorge Cuadros Puscan, jefe del área de Geomecánica de la Unidad Minera Atacocha quien me asistió como asesor técnico para la elaboración de este proyecto y de antemano a las personas quien me dieron la facilidad de que este proyecto de investigación, pudiese realizarse.

Me es grato también expresar mi gratitud a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas - Filial Cerro de Pasco de la Universidad Alas Peruanas, quienes volcaron en mí todos sus conocimientos y experiencias necesarias para fortalecer mi vocación y formación profesional.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo realizar el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la veta Anita unidad Minera Atacocha; para ello fue necesario realizar un conjunto de actividades de trabajo de interior mina como mapeos geomecánicos, que fueron procesados en la oficina de Geomecánica en la mina. El tipo de investigación es aplicada, donde se utilizan las técnicas, teorías y conocimientos de mecánica de rocas para el análisis de la calidad de la roca a través del RMR de Bienawski, Q de Barton, GSI de Hoek Brown, en función a eso se realizó el diseño de minado para la veta; asimismo, tiene las características de un estudio descriptivo y analítico.

En cuanto a la zona de estudio, en la Mina Atacocha en su mayoría, la roca es de calidad geotécnica tipo IIIB y IIIA. En cuanto al dimensionamiento de la veta Anita se usó el aspecto teórico a través del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988), determinándose una longitud máxima de 60 m a minar, con brazos de batido cada 20 m, con una sección máxima de 10 m de ancho y banco de minado de 5 m; donde el esfuerzo principal ha sido determinado a través de estudios realizados, teniéndose un esfuerzo principal de 34.6 Mpa in situ y cuando se realizó la apertura máxima, presentó un factor máximo de esfuerzo de 44 Mpa con sostenimiento aplicado y un factor seguridad de 1.35; con un desplazamiento total de 0.8 cm/día; siendo estos resultados considerables para la apertura y minado de la Veta Anita lo que demuestra que hay influencia significativa entre el análisis geomecánico y el diseño de minado de la Veta Anita; lográndose de esta manera cumplir con los objetivos del presente estudio.

Palabras claves: Geomecánica, minado, diseño.

ABSTRACT

The objective of this research work is to carry out the geomechanical analysis of stools 765-858 for the mining design of the Anita mining unit Atacocha; for this, it was necessary to carry out a set of indoor mine work activities such as geomechanical mapping, which were processed in the Geomechanics office in the mine. The type of research is applied, where the techniques, theories and knowledge of rock mechanics are used for the analysis of the quality of the rock through the RMR of Bienawski, Q of Barton, GSI of Hoek Brown, depending on that He made the mining design for the grain; It also has the characteristics of a descriptive and analytical study.

As for the study area, in the Atacocha Mine for the most part, the rock is of geotechnical quality type IIIB and IIIA. As for the dimensioning of the Anita vein, the theoretical aspect was used through the Potvin stability graphic method (1988), determining a maximum length of 60 m min, with beating arms every 20 m, with a maximum section of 10 m wide and 5 m mining bench; where the main effort has been determined through studies carried out, having a main effort of 34.6 Mpa in situ and when the maximum opening was made, it presented a maximum effort factor of 44 Mpa with applied support and a safety factor of 1.35; with a total displacement of 0.8 cm / day; these results being considerable for the opening and mining of the Anita Vein which demonstrates that there is significant influence between the geomechanical analysis and the mining design of the Anita Vein; thus achieving the objectives of the present study.

Keywords: Geomechanic, mined, design.

INDICE

CARÁTULA	i
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
INDICE	vi
ÍNDICE DE TABLA	x
ÍNDICE DE CUADRO	xii
ÍNDICE DE FIGURA	xiii
ÍNDICE DE GRÁFICOS	xv
ÍNDICE DE FOTOGRAFÍA	xvi
INTRODUCCIÓN	xvii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	1
1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	2
1.2.1. Espacial	2
1.2.2. Temporal	2
1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMAS DE INVESTIGACIÓN	2
1.3.1. Problema General	2
1.3.2. Problemas Específicos	2
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.4.1. Objetivo General	3
1.4.2. Objetivos Específicos	3

1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.5.1. Hipótesis General	3
1.5.2. Hipótesis Específicas	3
1.6. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.6.1. Variable Independiente	4
1.6.2. Variables Dependientes	4
1.6.3. Operacionalización de Variables.	4
1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.7.1. Tipo de Investigación.	5
1.7.2. Nivel de Investigación.	5
1.7.3. Métodos de Investigación.	5
1.7.4. Diagrama de la investigación.	5
1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.8.1. Población	6
1.8.2. Muestra. 6	
1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	7
1.9.1. Técnicas.	7
1.9.2. Instrumentos	8
1.10. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	8
1.10.1. Justificación Teórica.	8
1.10.2. Justificación Metodológica.	8
1.10.3. Justificación Práctica.	8
1.10.4. Importancia	9
1.10.5. Limitaciones.	9

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	10
2.1.1. Antecedentes Internacionales.	10
2.1.2. Antecedentes nacionales y regionales.	11
2.2. BASES TEÓRICAS	13
2.2.1. Clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR (1979).	14
2.2.2. Clasificación geomecánica por el índice de Q de Barton.	16
2.2.3. Clasificación geomecánica GSI de Hoek y Brown.	17
2.2.4. Índice GSI – Hoek & Brown (Índice de Resistencia Geológica).	18
2.2.5. Martillo de Schmidt.	19
2.2.6. Número de estabilidad (N').	20
2.2.7. Método gráfico de Estabilidad de Mathew	21
2.2.8. Cálculo del factor de esfuerzo (A).	21
2.2.9. Factor de ajuste por efecto de deslizamiento o gravedad (C).	22
2.3. DEFINICIÓN DE TERMINOS BÁSICOS	22
2.4. RESEÑA HISTÓRICA DE LA MINA ATACUCHA – LUGAR DE APLICACION DE LA INVESTIGACIÓN.	24
2.4.1. Ubicación y Accesibilidad.	24
2.4.2. Geología.	25
2.4.2.1. Geología Regional.	25
2.4.2.2. Geología Local.	27
2.4.2.3. Geología Estructural.	27
2.4.2.4. Recursos y Reservas de Mineral.	28

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. CONFIABILIDAD Y VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO	29
3.2. ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES	30
3.3. ANÁLISIS GEOMECÁNICO	30
3.3.1. Clasificación Geomecánico RMR (Rock Mass Rating)	31
3.3.2. Clasificación Q' de Barton	41
3.3.3. Índice de resistencia geológica (GSI).	46
3.4. DISEÑO DE MINADO	48
3.4.1. Dimensionamiento de Minado	52
3.4.1.1. Modelo geomecánico.	62

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS GENERAL	80
4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	82

CAPÍTULO V

DISCUSION DE RESULTADOS	89
CONCLUSIONES	91
RECOMENDACIONES	93
FUENTES DE INFORMACIÓN	94
ANEXOS	96
Anexo 1. Matriz de consistencia	97
Anexo 2. Informe N° 058/17/LMR/UNI	98
Anexo 3. Informe Final P-IDR-339-131-16-01	103
Anexo 4. Validación de Información	105

ÍNDICE DE TABLA

Tabla 1. Promedio de RMR por Litología	16
Tabla 2. Resultados de USC de la roca intacta – Stope 765.....	32
Tabla 3. Mapeo Geomecánico RMR - Stop_765.....	33
Tabla 4. Factor de reducción por la orientación de discontinuidad Stope_765	34
Tabla 5. Valoración del macizo rocoso Stope_765	35
Tabla 6. Resultados obtenidos martillo Schmidt Stp_858.....	36
Tabla 7. Mapeo Geomecánico RMR - Stp_858.....	37
Tabla 8. Factor de reducción por la orientación de discontinuidad Stope_858.....	38
Tabla 9. Valoración del macizo rocoso STP_858.....	39
Tabla 10. Tiempo de autoporte sin sostenimiento.....	40
Tabla 11. Resultado del mapeo geomecánico Q´ de Barton Stp_765	42
Tabla 12. Resultado del mapeo geomecánico Q´ de Barton Stp_858	43
Tabla 13. Mapeo geomecánico Q de Barton Stp_765 - Stp_858.....	43
Tabla 14. Promedio de resultados RMR Y Q´ de Barton Stope_765 - Stope_858.....	44
Tabla 15. Resultado de autoporte según clasificación Q de Barton.....	46
Tabla 16. Esfuerzos principales representativos (Mpa) Stp_765 y Stp_858	51
Tabla 17. Índice de calidad Q de Barton modificada Stp_765	52
Tabla 18. Índice de calidad Q de Barton modificada Stp_858	52
Tabla 19. Estimación de esfuerzo inducidos por el over coring.	53
Tabla 20. Estimación de esfuerzos inducidos por el over coring	54
Tabla 21. Resultado factor de esfuerzo en la roca (A).....	55
Tabla 22. Resultado del factor por ajuste de orientación de discontinuidad (B)	57
Tabla 23. Factor de ajuste por efecto gravitacional (C).....	58
Tabla 24. Cálculo del número de estabilidad (N´).....	58

Tabla 25. Propiedades de esfuerzos inducidos – Over Coring	68
Tabla 26. Propiedades del mineral – Ensayo de laboratorio.....	69
Tabla 27. Propiedades Hoek Brown – Ensayo de laboratorio	69
Tabla 28. Resumen de análisis para sección 6 m x 4 m.....	70
Tabla 29. Resumen de análisis para sección 8 m x 4 m.....	72
Tabla 30. Resumen de análisis para sección 10 m x 5 m.....	75
Tabla 31. Resumen de análisis para sección 12 m x 5 m.....	77
Tabla 32. resultados del análisis geomecánico Stope 765 – 858	81
Tabla 33. Número de estabilidad para el minado de Veta Anita	82
Tabla 34. Resultados del N´- S para el minado de Veta Anita	83
Tabla 35. Características del macizo rocoso – ensayos de laboratorio.....	85
Tabla 36. Resultados del análisis Phases 2	86

ÍNDICE DE CUADRO

Cuadro 1. Operacionalización de Variables.....	4
Cuadro 2. Valorización del macizo rocoso según RMR.....	14
Cuadro 3. Parámetros geomecánico RMR.....	15
Cuadro 4. Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989).....	15
Cuadro 5. Interpretación del índice Q (Barton, 1974)	17
Cuadro 6. Reserva de mineral Mina Subterránea	28
Cuadro 7. Reserva de tajo abierto.....	28
Cuadro 8. ESR de labor	45

ÍNDICE DE FIGURA

Figura 1. Fundamentos de mecánica de rocas aplicada al método	24
Figura 2. Plano de ubicación de la CIA minera Atacocha.....	25
Figura 3. Características generales de las unidades litológicas	26
Figura 4. Perfil Geológico	27
Figura 5. Zona de mapeo geomecánico stope_765.....	31
Figura 6. Zona de mapeo geomecánico stope_858.....	35
Figura 7. Tiempo de autosoporte según la clasificación RMR Bienawski	40
Figura 8. Recomendación de sostenimiento según la clasificación RMR de Bienawski.....	41
Figura 9. Abaco de sostenimiento Q' de Barton.....	45
Figura 10. Tabla GSI – Para el proceso de minado para la veta Anita	47
Figura 11. Recomendación de sostenimiento según la clasificación GSI	48
Figura 12. Zonificación Geomecánica en el Proyecto – Nv. 3300	49
Figura 13. Nivel de profundidad (Nv-3900 – Nv-3300) 822m longitudinal	50
Figura 14. Geología de la Veta Anita	51
Figura 15. Sigma 1 en zona de transición o apertura de dicha veta.....	53
Figura 16. Abaco Factor A de esfuerzo macizo rocos (A)	54
Figura 17. Mapeo geomecánico - Bz/Dip Direction.....	55
Figura 18. Resultado de factor de ajuste por orientación de discontinuidad a través del software Dips	56
Figura 19. Abaco Factor de ajuste por orientación de discontinuidad (B)	56
Figura 20. Abaco Factor de ajuste por efecto gravitacional (C).....	57
Figura 21. Modelo geológico para la producción de la veta Anita.....	59
Figura 22. Calculo de N' y Radio hidráulico para minado Veta Anita.....	60
Figura 23. Mapeo geomecánico Stope_765.....	62
Figura 24. Mapeo geomecánico Stp_858	63
Figura 25. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 6 m x 4 m.....	71
Figura 26. Factor De Seguridad – sección 6 m x 4 m.....	71
Figura 27. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 6 m x 4 m.	72
Figura 28. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 8 m x 4 m.....	73
Figura 29. Factor De Seguridad – sección 8 m x 4 m.....	74
Figura 30. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 8 m x 4 m.	74
Figura 31. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 10 m x 5 m.....	75

Figura 32. Factor De Seguridad – sección 10 m x 5 m.....	76
Figura 33. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 10 m x 5 m.	77
Figura 34. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 12 m x 5 m.....	78
Figura 35. Factor De Seguridad – sección 12 m x 5 m.....	79
Figura 36. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 12 m x 5 m.	79

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1. Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica).....	19
Gráfico 2. Método Gráfico de Estabilidad.....	21
Gráfico 3. Proyección Estereográfica Stop 765	64
Gráfico 4. Análisis estadístico de orientación Stop. 765	65
Gráfico 5. proyección estereográfica Stp_858.....	65
Gráfico 6. Análisis estadístico de orientación Stp_858	66
Gráfico 7. Proyección Cuña En La Apertura De La Veta Anita.....	67
Gráfico 8. Proyección cuña en la apertura de la veta Anita, con sostenimiento.....	68

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍA

Fotografía 1. Medición de Esfuerzo	7
--	---

INTRODUCCIÓN

La presente tesis, es consecuencia del trabajo de investigación desarrollado en la Unidad Mina Atacocha., en el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la veta Anita; para la continuación de la explotación de tajeos, en base a un criterio descriptivo y técnico minero.

En este contexto la investigación que se realiza es a través de la observación, descripción, y análisis de las condiciones de la masa rocosa que presenta la estructura mineralizada y su entorno físico; a través del análisis geomecánico, RMR de Bienawski, Q de Barton, GSI de Hoek Brown, en cuanto a la dimensión de minado de la Veta Anita se hace uso del "Método Gráfico de Estabilidad" y post a ello se realizó el modelamiento geomecánico con el Software Rocscience, para contemplar la sección de minado, para una mejor comprensión del presente estudio, se ha dividido en cinco capítulos:

En el Capítulo I, se refiere al planteamiento del problema; formulación del problema, objetivos de la investigación, hipótesis general y específica, variables y su respectiva operacionalización, justificación del estudio, limitaciones de la investigación e importancia y alcances de la investigación se considera, la metodología del estudio, entre ellas se tiene; el tipo y nivel de investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos para la recolección de datos y el plan de recolección y procesamiento de datos.

El Capítulo II, comprende los antecedentes internacionales con el estudio de “Análisis geomecánico-estructural de la rampa de exploración y la cruzada geotécnica N°1 En La Mina Subterránea Chuquicamata Por Medio De Discretizado Con Elementos Finitos”, adicional a ello antecedentes nacionales de investigación: “Geomecánica para la

selección del método de explotación de la veta almiranta de la compañía minera Quiruvilca s.a. – 2017”, Perez Enriquez Wilfredo 2011, “Mejoras en el 2011 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A”, “Deformación de la Masa Rocosa”, asimismo también se contempló el marco teórico, con conceptos básicos que se empleó en la tesis

En el Capítulo III, mediante el análisis geomecánico del stope 765 – 858, con la clasificación geomecánica (RMR, Q de Barton, GSI), bajo los parámetros geomecánicos estructurales hallados se realizó el dimensionamiento de la labor, con el método gráfico Potvin 1988, se definió una zona estable con un sostenimiento adecuado proporcionando una longitud máxima de apertura, en cuanto al modelamiento geomecánico se realizó con secciones atípicas a minar para determinar cuál es la más viable, para el minado de la Veta Anita.

El Capítulo IV, muestra que ante la apertura de la Veta Anita; existe una relación entre el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 que influye significativamente y positivamente para el proceso de minado para la Veta Anita.

Por último, el capítulo V bajo los resultados hallados en el capítulo III, se realiza la discusión de resultados, con referencia a lo determinado por otros investigadores sobre el tema.

Finalmente, se detalla las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas, y se adjuntan como anexos, información y evidencias del estudio, las mismas que han servido como instrumento de validación para el desarrollo de la misma.

El Autor

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

El sector minero en nuestro país, presenta un gran impulso económico donde se observa la importancia de la extracción y comercialización de los minerales cuya actividad contribuye con más del 50% de ingresos a la economía nacional. Como en toda empresa minera, el objetivo de la Compañía Minera Milpo S.A.A. Unidad Atacocha, es la continuación de las operaciones mineras, para incrementar la explotación de los tajeos en producción; siendo necesario proporcionar una seguridad equitativa con la producción y el cuidado integro de los colaboradores; para ello se requiere realizar el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858, para el dimensionamiento de un tajeo de producción en la veta Anita; siendo necesario considerar la estabilidad de la masa rocosa y/o estructura mineralizada utilizando técnicas adecuadas metodológicas para aplicar los parámetros geomecánicos. El estudio geomecánico de la masa rocosa de una mina es una actividad importante que desarrolla toda empresa minera dedicada a la explotación subterránea. Frente a los problemas de inestabilidad que presenta la masa rocosa en la mina, es

importante realizar este trabajo de investigación para la continuación de la explotación de la mina; motivo por el cual se presenta el siguiente estudio:

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LOS STOPES 765 - 858 PARA EL DISEÑO DE MINADO DE LA VETA ANITA – MINA ATACOCCHA - 2018”.

1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

La presente investigación se delimita de la siguiente manera:

1.2.1. Espacial

El presente trabajo de investigación se llevó a cabo en los Stopes 765 – 858, ubicados en la Veta Anita - Mina Atacocha.

1.2.2. Temporal

La presente investigación se realizó en el periodo comprendido entre enero a setiembre del año 2018.

1.3. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMAS DE INVESTIGACIÓN

1.3.1. Problema General

¿Cuál es la relación entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018?

1.3.2. Problemas Específicos

- a) ¿Cómo interviene el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018?
- b) ¿Cómo influye el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Objetivo General

Evaluar la relación entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.

1.4.2. Objetivos Específicos

- a) Caracterizar cómo interviene el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.
- b) Evaluar cómo el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.

1.5. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Hipótesis General

Existe una relación significativa entre el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- a) El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye significativamente en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.

- b) El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye positivamente en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018.

1.6. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1. Variable Independiente

Análisis Geomecánico

1.6.2. Variables Dependientes

Diseño de Minado

1.6.3. Operacionalización de Variables.

El análisis de la Operacionalización de las variables se muestra en el Cuadro 1.

Cuadro 1. Operacionalización de Variables

VARIABLES	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
ANÁLISIS GEOMECAÁNICO.	Consiste en el estudio físico del entorno mediante mapeos geológico estructurales ó mapeo geomecánico.	El análisis geomecánico tiene como objetivo conocer el comportamiento del macizo rocoso para asegurar la estabilidad de las excavaciones, de tal manera que las operaciones se lleven con normalidad durante el proceso de minado de la veta Anita. Mina Atacocha	RMR (Rock Mass Rating)	1. Esfuerzo de compresión uniaxial de la roca. 2. Rock Quality Designation (RQD) 3. Espaciamiento de discontinuidades. 4. Condición de discontinuidades. 5. Condición de agua subterránea. 6. Orientación de discontinuidades.
			Q de (Barton)	1. Jn: Índice de diaclasa 2. RQD Designación de calidad de Roca 3. Jr: Índice de Rugosidad 4. Ja: Alteración de discontinuidades 5. Jw: Presencia de agua 6. SRF: Estado tensional macizo rocoso
			GSI (Geological Structural Index)	1. Condición estructural 2. Condición superficial
DISEÑO DE MINADO	Consiste en el diseño y forma de la labor minera bajo la aplicación inicial directa de la Geomecánica.	El diseño de las excavaciones considera la sección de minado de producción veta Anita. Con el fin de extraer los minerales o explotar bajo condiciones de seguridad.	Dimensión de minado	Ancho, Longitud y Altura en labor de explotación
			Modelamiento geomecánico	Software: Dips Software: Phases Software: Unwedge

Fuente: Elaboración Propia

1.7. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1. Tipo de Investigación.

Por el tipo de investigación, el presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación del tipo aplicada, ya que lo que hace es observar fenómenos y analizarlos en su entorno, donde no hay forma de influir sobre el yacimiento, sino adaptarnos a su naturaleza.

1.7.2. Nivel de Investigación.

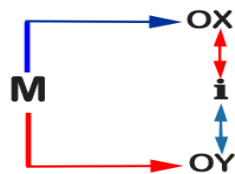
De acuerdo a la naturaleza del estudio de investigación, reúne por su nivel las características de un estudio descriptivo correlacional y básico.

1.7.3. Métodos de Investigación.

El método que se utiliza en la presente investigación es el analítico.

1.7.4. Diagrama de la investigación.

El diseño se diagrama de la siguiente manera:



Donde:

M: Muestra

O: Observaciones obtenidas de Stop una de las variables

X, Y: Variables

i: Influencia

1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA DE LA INVESTIGACIÓN

1.8.1. Población

La población involucrada en la investigación está conformada por 15 vetas que se encuentran en proceso de evaluación, en función a parámetros geomecánicos, medición de esfuerzos relacionados al tema de estudio: “ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LOS STOPES 765 - 858 PARA EL DISEÑO DE MINADO DE LA VETA ANITA– MINA ATACUCHA - 2018”

1.8.2. Muestra.

Para realizar el análisis geomecánico del Stp_765 y Stp_858 se tomaron muestras total de 12 celdas 6 celdas para el Stp_858 y para el Stp_765, de las cuales fueron considerados para cada estructura (2 celdas para caja techo; 2 celdas para caja piso y 2 celdas para la estructura mineralizada).

Cabe recalcar que la toma de las 12 celdas es para determinar las características, comportamiento estructural del macizo de acuerdo a la clasificación geomecánica (RMR de Bienawsky, Q´de Barton y GSI de Hoek Brown) , en función a los resultados obtenidos se ha determinado el comportamiento estructural y la calidad del macizo rocoso para cada clasificación geomecánica; para llegar a estos detalles uno de los factores principales para la caracterización del macizo rocoso es la resistencia de compresión uniaxial (UCS), para ello se consideró 30 datos tomados en campo por estructura con el Martillo de Schmidt (caja techo, caja piso y la estructura mineralizada) siendo un total de 60 muestras para ambos stopes

765 – 858 en la Mina Atacocha, y a partir de ello se realiza su descripción y análisis respectivamente.

Como se describe, la muestra definida en la investigación es del tipo no probabilístico intencional, donde no todos los sujetos tienen la misma probabilidad de ser elegidos (Hernández, Fernández, Baptista 2003:84).

1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

1.9.1. Técnicas.

Observación Directa: La investigación se realizó en campo a través de mapeos geomecánico, cuyos resultados obtenidos presentan la confiabilidad del caso. En la Fotografía 1, se muestra al personal recolectando datos de esfuerzos, in situ.



Fuente: Elaboración Propia

Fotografía 1. Medición de Esfuerzo

1.9.2. Instrumentos

- Informes de mapeo geomecánico
- Reporte de las pruebas del número de golpes del Martillo Schmidt.
- Reporte fotográfico.

1.10. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.10.1. Justificación Teórica.

La investigación propuesta busca aplicar la teoría del análisis geomecánico en los stopes 765 - 858, de la veta Anita (sección y dimensiones), lo cual nos ha permitido establecer adecuadamente los parámetros geomecánicos de la roca para una correcta evaluación. El presente está respaldado por material bibliográfico de la especialidad y tratamiento técnico y científico del problema materia de análisis.

1.10.2. Justificación Metodológica.

Para lograr el cumplimiento de los objetivos del presente estudio, la investigación uso la metodología descriptiva correlacional, teniendo como base el método científico.

1.10.3. Justificación Práctica.

Se ha logrado establecer soluciones en relación a los problemas planteados, partiendo desde la relación entre análisis geomecánico de la masa rocosa, estructuras mineralizadas, dimensionamiento y sección de minado de la veta Anita.

1.10.4. Importancia

El presente trabajo de investigación será de gran aporte y útil para las futuras generaciones e investigadores relacionado al Análisis Geomecánico y Diseño de Minado en el campo de la explotación y seguridad, siendo específicamente de importancia para la Mina Atacocha, en razón a que se ha logrado una mejora sustancial en el diseño de la sección de minado, lo cual se revierte en reducción de costos de operación.

1.10.5. Limitaciones.

En la presente investigación, la limitación que se ha presentado ha sido la falta de información en cuanto a estudios similares realizados en otras unidades mineras a nivel internacional y nacional.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Para la elaboración del presente estudio se ha revisado información relacionada al estudio de investigación como bibliotecas de universidades del país, páginas web Internet; gracias a ello he logrado enriquecer mis conocimientos referidos a mi tesis.

2.1.1. Antecedentes Internacionales.

M. Sc. Álvaro J. Castro C. - 2014 “Análisis Geomecánico-Estructural De La Rampa De Exploración Y La Cruzada Geotécnica N°1 En La Mina Subterránea Chuquicamata Por Medio De Discretizado Con Elementos Finitos” en su trabajo de investigación desarrollado por el profesor de la Universidad Nacional de Colombia Sede Medellín Facultad de Minas se planteó el objetivo siguiente:

Caracterizar las condiciones geotécnicas y estructurales de la roca que cruza el túnel de exploración y análogamente analizar la estabilidad de la

cruzada geotécnica N°1, por medio de simulaciones de software que usa discretizado en elementos finitos en perfiles de las excavaciones. Concluir en forma empírica los requerimientos de fortificación adecuada y suficiente para la estabilidad de los túneles. La conclusión más resaltante presenta: Para la construcción y desarrollo de estos túneles el factor de seguridad debe ser 1 a más caso contrario tendrá complicaciones en la seguridad y de más costo. A la vez sugiere la realización de labores en roca competente (como los pórfidos granodioríticos) y poco alterada y en zonas contrarias se necesita proyecciones de concreto lanzado estimadas en 5 pulgadas y cables bolt de longitud de 3 m y espaciadas en un set de 1.7 metros de espaciamiento efectivo. Acerca del modelado en software, por la manera en que este interpreta las excavaciones, es imposible evaluar los diferentes estados para la rampa de exploración y la cruzada geotécnica N° 1, ya que no se encuentran en un mismo plano de corte transversal, por tanto, se requirió de varias modelaciones para poder definir los estados para cada túnel y para cada material que atravesará.

2.1.2. Antecedentes nacionales y regionales.

Guerrero (2017), en su tesis de investigación: “Geomecánica para la selección del Método de Explotación de la veta Almiranta de la compañía Minera Quiruvilca s.a. – 2017”, concluye que a través del dimensionamiento geomecánico para la explotación empleando la técnica del “Método Grafico de Estabilidad” se tiene que las dimensiones máximas de los tajeos en la veta Almiranta, teniendo en consideración que en la mina Quiruvilca se trabaja de forma mecanizada, la altura

máxima de los tajeos serán de cinco metros (5 m), y en función a ello el largo de 50 m y ancho a (3 m), con estas dimensiones las superficies del tajeo se encuentran en la zona estable sin sostenimiento

En el programa “DIPS” a través del menú SELECT/ADD SET y la selección de la concentración de polos nos permite obtener los valores promedio en buzamiento y dirección de buzamiento (DIP/DIPDIRECTION) para cada sistema 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).

Perez (2011), “Mejoras en el 2011 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.”; en esta investigación se planteó reforzar las labores en operación que en el estudio concluye que, la calidad del macizo rocoso en caliza es regular (tipo III) a mala (tipo IV) y el mineral es regular tipo III a mala tipo IV de la mina Carmen tajo 072 nivel 4180. En general el trabajo óptimo de los 12 split set de cinco pies, es de 1.32 tn/pies; conclusión que ha permitido conocer la resistencia de la roca.

Giordani Claudio, Lanzote Gustavo (2014), en su publicación titulada: “Deformación de la Masa Rocosa”, concluye que, el esfuerzo en la roca se caracteriza como compresión, tensión o cizalla. La deformación elástica no es permanente, lo que significa que cuando cesa la aplicación

de la fuerza las rocas vuelven a su forma o volumen original. La deformación plástica y la fractura son tipos permanentes de deformación. La caída de rocas son un movimiento de masas común en el cual las rocas se desprenden en caída libre.

2.2. BASES TEÓRICAS

En nuestro estudio se considera el análisis geomecánico para el diseño de la sección de producción de la veta Anita en relación al diseño del pilar de seguridad entre los stopes 765 y 858 para definir de una manera sistemática la continuación de la extracción 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 y colaboradores (1974), Bieniawski (1989), Hoek y Marinos (2000) entre otros; asimismo, criterios técnico-teórico de métodos de explotación. Hoek, E. Brown C. 2002, “El criterio de rotura de Hoek – Brown; en el presente artículo el autor desarrolla la teoría de Hoek y Brown explicando el cálculo de los esfuerzos efectivos σ_1 y σ_3 al momento de rotura, y cálculo de los parámetros m , s , a través del uso del índice GSI, una vez determinado estos parámetros se obtiene la resistencia de la compresión uniaxial. El criterio de rotura de macizos rocosos de Hoek – Brown es ampliamente aceptado y ha sido aplicado en un gran número de proyectos a nivel mundial. Mientras que, en general el criterio se considera satisfactorio, existen algunas incertidumbres e inexactitudes que han creado inconvenientes en su implementación a modelos numéricos y a programas de computación de equilibrio límite.

2.2.1. Clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR (1979).

El sistema de valoración del macizo rocoso, RMR (Rock Mass Rating), también conocido como Clasificación geomecánica, fue desarrollado por Bieniawski y considera cinco parámetros básicos, modificándose sucesivamente en 1976, 1979, 1984 y 1989, los que se describen en el Cuadro 2.

Cuadro 2. Valorización del macizo rocoso según RMR

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES					
1	Resistencia de la roca sana	<i>Carga puntual</i> MPa \Rightarrow Kg/cm 2 (aprox) \Rightarrow	> 10 100	4 - 10 40 - 100	2 - 4 20 - 40	1 - 2 10 - 20	<i>Únicamente Compresión Simple</i>
		<i>Compr. Simple</i> MPa \Rightarrow Kg/cm 2 (aprox) \Rightarrow	> 250 > 2 500	100 - 250 1 000-2 500	50 - 100 500 - 1 000	25 - 50 250 - 500	5-25 10-60 < 1 -10
	Valoración		15	12	7	4	2 1 0
2	RQD %		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25
	Valoración		20	17	13	8	3
3	Separación de discontinuidades		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m
	Valoración		20	15	10	8	5
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)		Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o aberturas 1 - 5 mm. Discontinuas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm. Discontinuas continuas
	Valoración		30	25	20	10	0
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 - 25 L/min	25 - 125 L/min	> 125 L/min
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
	Valoración		15	10	7	4	0
Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)							
6	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60	

Guía especial para valorar el factor 4. Valoración del estado de las discontinuidades.

Parámetro	Valoración				
Longitud de la discontinuidad (Persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	3	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
	6	< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

Fuente: RMR – Bienawsky - OSINERMING

Dichos parámetros permiten hacer una clasificación de las rocas 'in situ'. Con esta clasificación RMR se obtiene seis parámetros, los cuales se detallan en Cuadro 3.

Cuadro 3. Parámetros geomecánico RMR

ITEM	PARAMETRO
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca (UCS)
2	RQD
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)
4	Condición de discontinuidades (juntas)
	* Persistencia
	* Apertura
	* Rugosidad
	* Relleno
5	Agua subterránea
6	Ajuste por orientación de estructuras

Fuente: OSINERMINING (guía geomecánica)

Los parámetros geomecánicos característicos de la variedad litológica de la Mina Atacocha exhiben un rango típico de valores de RMR (“Rock Mass Rating”), el mismo que se estima de la siguiente manera:

$$\text{RMR} = (1)+(2)+(3)+(4)+(5) - \text{ajuste por orientación de discontinuidad (6)}$$

Aplicando lo antes descrito, se obtiene un valor de (0 - 100) como se detalla en el Cuadro 4, según la interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989). Para realizar el análisis geomecánico utilizamos la versión (RMR -89).

Cuadro 4. Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

DESCRIPCIÓN	RMR	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO
Roca muy buena	81 - 100	I
Roca buena	61 - 80	II
Roca regular	41 - 60	III
Roca mala	21 - 40	IV
Roca muy mala	0 - 20	V

Fuente: OSINERMINING (guía geomecánica)

Cabe mencionar que, en la unidad minera Atacocha se tiene ensayos de laboratorio que determinaron la calidad del macizo rocoso por el tipo

de litología como mostramos en la Tabla 1, el Rango promedio de RMR por tipo Litológico.

Tabla 1. Promedio de RMR por Litología

LITOLOGIA	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 Atacocha

2.2.2. Clasificación geomecánica por el índice de Q de Barton.

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute), por Barton Lien y Lunde (1974), para el diseño subterráneo principalmente utilizado en túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización el año 2007 la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como la absorción de energía.

El índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión:

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

Donde:

J_n = índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

J_r = índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

J_a = índice que indica la alteración de las discontinuidades.

J_w = coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF = (stress reduction factor), coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

Los tres factores de la expresión representan:

(RQD/ J_n): el tamaño de los bloques

(J_r / J_a): la resistencia al corte entre los bloques

(J_r / J_a): la resistencia al corte entre los bloques

(J_w /SRF): la influencia del estado tensional

El índice Q obtenido varía entre 0,001 y 1.000, con la clasificación del macizo rocoso: como se muestra en el Cuadro 5, interpretación del Índice Q (Barton 1974).

Cuadro 5 Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	VALORACIÓN NUMÉRICA
Roca excepcionalmente mala	0.00 y 0.01
Roca extremadamente mala	0.01 y 0.1
Roca muy mala	0.1 y 1
Roca mala	1 y 4
Roca media	4 y 10
Roca buena	10 y 40
Roca muy buena	40 y 100
Roca extremadamente buena	100 y 400
Roca excepcionalmente buena	400 y 1000

Fuente: Índice de la calidad de la roca – OSINERMING

2.2.3. Clasificación geomecánica GSI de Hoek y Brown.

El criterio original de Hoek y Brown fue desarrollado en 1980, el mismo que está orientado a explicar el comportamiento previo a la rotura de todo tipo de rocas. Este criterio es totalmente empírico, pero se basa en la amplia experiencia de los autores en numerosos proyectos. Este criterio fue modificado en 1988 y 1992; en su revisión más moderna, responde a la expresión:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(mb \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + S \right) A$$

Dónde

σ_{ci} = Resistencia a la compresión simple de la roca intacta

mb = Parámetro relacionado con la naturaleza de fricción del terreno.

S, a = Constantes que dependen de la naturaleza del terreno.

2.2.4. Índice GSI – Hoek & Brown (Índice de Resistencia Geológica).

El índice GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de Geomecánica de empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación como se detalla en el Gráfico 1.

<p>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.</p>		<p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p> <p>MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización</p> <p>BUENO Rugoso, ligeramente meteorizada, superficies con óxido</p> <p>REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.</p> <p>MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos</p> <p>MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos</p>	
<p>ESTRUCTURA</p>		<p>DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →</p>	
	<p>Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.</p>	90	
	<p>Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades</p>	80	
	<p>Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades</p>		70
	<p>Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad</p>		60
	<p>Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas</p>		50
	<p>Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte</p>		40
			30
			20
		N/A	10
		N/A	

Fuente: Fuente: Departamento de Geomecánica

Gráfico 1. Índice GSI (Índice de Resistencia Geológica)

2.2.5. Martillo de Schmidt.

El martillo de Schmidt, es un instrumento para ensayos de dureza por un método no destructivo. Esta herramienta consiste en un resorte adosado a una masa, que al ser lanzado contra un émbolo hace que este último impacte sobre una superficie dura del material que se quiere medir. El émbolo impacta la superficie y la masa retrocede por rebote. La resistencia de la superficie del material es así estimada en base al rebote de la masa del martillo posterior al impacto. Una vez obtenidos los datos del testeo, pasamos a una hoja de cálculo para hallar los Como parte de los trabajos de mapeos geotécnicos por celdas, se realizaron

pruebas de dureza con el Martillo Smith, a fin de estimar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta. El trabajo consistió en la toma de 30 mediciones en el Stp_765 y Stp_858 todo en el corredor minado para poder la continuidad de la masa rocosa para no tener datos erráticos.

2.2.6. 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.

(RQD/Jn) : El tamaño de los bloques

(Jr./Ja) : La resistencia al corte entre los bloques

A: Factor de esfuerzo en la roca

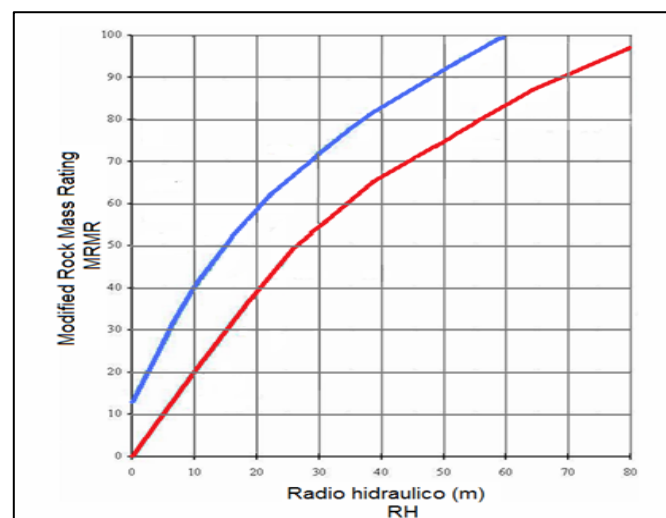
B: Factor de ajuste por orientación de discontinuidades.

C: Factor de ajuste gravitacional.

2.2.7. Método gráfico de Estabilidad de Mathew

Este método basado sobre una relación gráfica de estabilidad. es determinada por dos factores, que se muestra en el Gráfico 2:

1. El número de Estabilidad (N) el cual representa la estabilidad del macizo al ser sometido bajo una condición de esfuerzos.
2. El Factor S, o también llamado Radio hidráulico, relacionado con la forma geométrica de la labor.



Fuente: Metodo Potvin – Matews - OSINERMING

Gráfico 2 Método Gráfico de Estabilidad

2.2.8. 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 “sc” y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo en estudio denominado “s 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.

$$A = 0.1 \quad \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_1}\right) < 2$$

$$A = 0.1125 \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_1}\right) = 0.125 \quad 2 > \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_1}\right) > 10$$

$$A = 1.0 \quad \frac{\sigma_c}{\sigma_1} > 10$$

2.2.9. Factor de ajuste por efecto de deslizamiento o gravedad (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 lajeamientos o deslizamientos.

2.3. DEFINICIÓN DE TERMINOS 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 la tensión de corte (τ); por la ecuación: $\tau = c + \sigma \cdot \tan(\phi)$.

Discontinuidades

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

Equilibrio límite

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

Estabilidad

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

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 para ello en la Figura 1, nos muestra los fundamentos de mecánica de rocas aplicado al método.

altitud media de 4050 msnm. El acceso se efectúa por la carretera central asfaltada, siguiendo la ruta Lima – La Oroya – Cerro de Pasco – Chicrín - Huánuco, con un recorrido de aproximado de 324 km hasta la zona de Chicrín, encontrándose las instalaciones del campamento de la Compañía Minera Atacocha. Como se detalla en la Figura 2.



Fuente: Instituto Geográfico del Perú

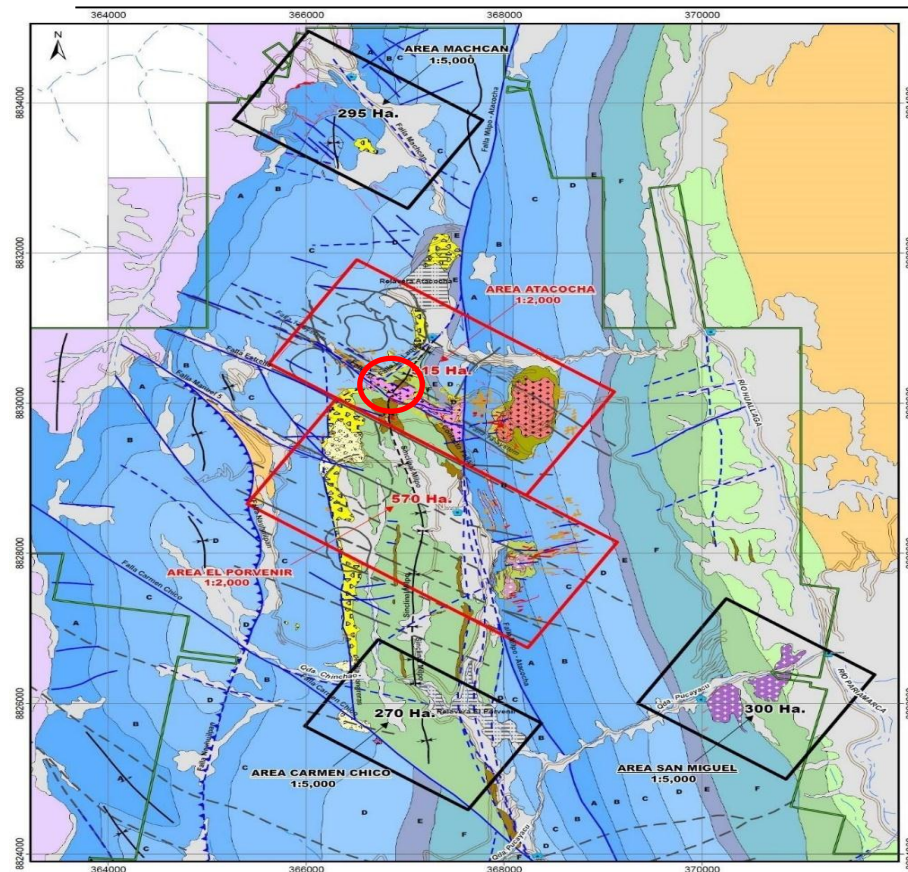
Figura 2 Plano de ubicación de la CIA minera Atacocha

2.4.2. Geología.

2.4.2.1. Geología Regional.

El Yacimiento Atacocha se ubica en los Andes Centrales del Perú, posee un contexto geológico regional constituido por rocas metamórficas, sedimentarias e intrusivas del Paleozoico,

Mesozoico y Cenozoico, respectivamente separadas por discordancias de erosión. Las secuencias estratigráficas se definen a escala regional corresponden al Grupo Mitu. Grupo Pucará, Formación Goyllarisquizga y la Formación Pocobamba, para ello ver Figura 3.



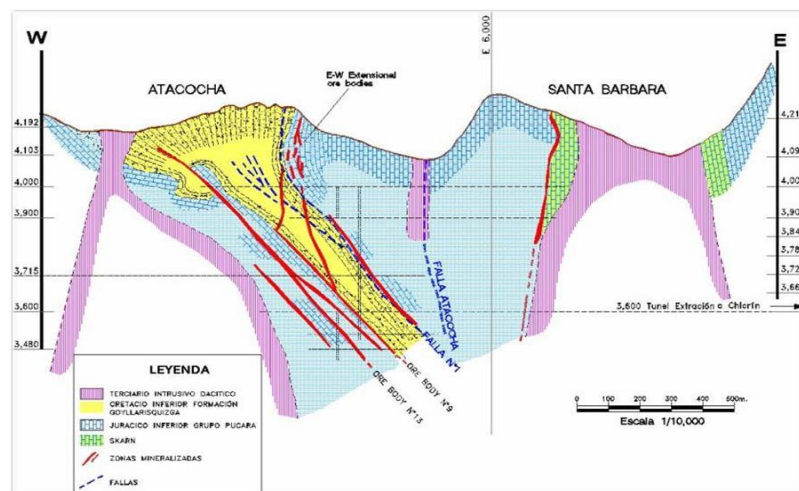
Fuente: Departamento de Geología Atacocha

Figura 3 Características generales de las unidades litológicas

Santa Bárbara. - Intrusivo de composición diorítica a cuarzo diorita con menor desarrollo de biotitas, en la Falla Milpo-Atacocha. Atacocha-San Gerardo. - Se caracteriza por su composición cuarzo diorita, al oeste y en contacto con la Falla Milpo-Atacocha.

2.4.2.2. Geología Local.

Atacocha es un yacimiento polimetálico de forma irregular de origen hidrotermal y exigentico con mineralización de sulfatos primarios de plomo, zinc, plata y cobre, con pequeños contenidos de oro y bismuto, La mineralogía consiste en galena argentífera, esfalerita, calcopirita y en menor proporción oro en ganga de piritita, 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, perfil que se presenta en la Figura 4.



Fuente: Departamento de Geología Atacocha

Figura 4. Perfil Geológico

2.4.2.3. Geología Estructural.

Atacocha se encuentra estructuralmente controlado por el sistema de fallas NO-SE, dentro del cual la Falla 13 es la que presenta un mayor desarrollo y a la que se relaciona el

emplazamiento de intrusivos asociados a la mineralización económica al NE que controlan el emplazamiento de diques dioríticos tardíos. El sistema E-O se encuentra representado por fallas de rumbo en gran parte del área de Atacocha.

2.4.2.4. Recursos y Reservas de Mineral.

El Inventario de recursos y reserva de mineral al 30 de junio del 2018, con respecto a la mina subterránea Atacocha, tiene un volumen total 5'537,028 Tn, como se indica en el Cuadro 6.

Cuadro 6. Reserva de mineral Mina Subterránea

SUBTERRANEA - ATACOCHA					
Und.	tn	zn (%)	pb (%)	cu (%)	ag (oz/t)
Probado	1470415	3.31	1.13	0.27	1.90
Total	5537028	3.29	0.3	189	1.89

Fuente: Departamento de planeamiento a largo plazo Atacocha

Con respecto a las reservas del Tajo San Gerardo, se tiene un total de 11'395,603 Tn, como se muestra en el Cuadro 7, el mismo que ha sido elaborado de acuerdo a los lineamientos del Instrumento Nacional NI 43-101, empleando la última información, base de datos actualizada y procesada en el software minero MineSight y Deswik.

Cuadro 7. Reserva de tajo abierto

TAJO ABIERTO - SAN GERARDO					
Und.	tn	zn (%)	pb (%)	cu (%)	ag (oz/t)
Probado	6137247	0.95	1.16	0	1.17
Total	11395603	0.92	1.16	0	1.17

Fuente: Departamento de planeamiento a largo plazo Atacocha

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

3.1. CONFIABILIDAD Y VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO

La confiabilidad y validación del instrumento que nos ha permitido establecer la caracterización del macizo rocoso, para esta investigación está dada por los informes de los diversos ensayos realizados en los stopes 765 – 858 y que se adjuntan en:

Anexo 2: Informe N° 058/17/LMR/UNI:

- Ensayo de propiedades físicas
- Ensayo de Compresión uniaxial
- Ensayo de Compresión Triaxial
- Ensayo de Tracción Indirecta
- Ensayo de elasticidad
- Ensayo de corte directo

Anexo 3: INGEROC SpA ; P-IDR – 339 – 13

- Medición de esfuerzos en la Unida Minera Atacocha
- Cálculo de esfuerzos actuantes

3.2. ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LAS VARIABLES

En la mina Atacocha, encontramos diversos tipos de rocas meteorizadas, las excavaciones en Atacocha superan una profundidad de 1 200 m. donde existe gran concentración de esfuerzos. Es por ello la importancia de conocer el tipo de roca con el cual trabajamos para encontrar su sección y dominaciones adecuadas y así asegurar la estabilidad de las labores para evitar caída de rocas, derrumbes y /o asentamientos de gran magnitud.

En la mina Atacocha se tiene rocas de tipo III, esto debido básicamente a su grado de fracturamiento y alteraciones, de acuerdo a las evaluaciones Geomecánicas, es decir se presentan rocas de regular calidad a rocas de muy mala calidad, generando zonas de debilidad del macizo rocoso. El espaciado de las juntas es de 0.05 a 0.30 m, la resistencia está en el rango de 41 MPa 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 estabilización del macizo rocoso, se aplica una capa de 2 a 3 pulgadas de concreto lanzado (Shotcrete) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo se utilizan pernos de fricción (Split Set) y/o los pernos por adherencia.

3.3. ANÁLISIS GEOMECÁNICO

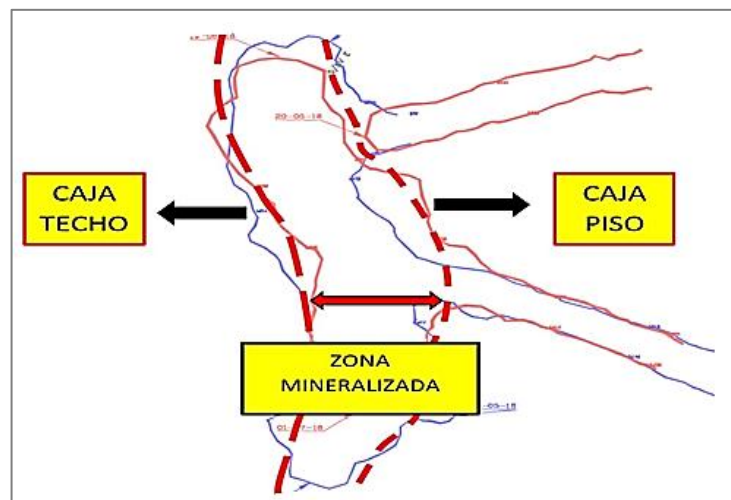
Para poder realizar la clasificación Geomecánica de la masa rocosa se utilizaron los criterios de clasificación Geomecánica RMR (Rock Mass Rating o

Valoración de la Masa Rocosa) de Bieniawski y el Sistema Q de Barton. Adicionalmente, se usó el GSI (Geological Strength Index) de Hoek & Marinos para estimar las propiedades de resistencia de la masa rocosa.

3.3.1. Clasificación Geomecánico RMR (Rock Mass Rating)

a) RMR - Stope_765.

En el stope 765, la estructura mineralizada se encuentra controlada por dos planos de falla contacto, la caja techo y caja piso de dicha labor, se muestra en la Figura 5, zona de mapeo geomecánico.



Fuente: Departamento de Geomecánica Atacocha

Figura 5. Zona de mapeo geomecánico stope_765

Para estimar la resistencia de la roca intacta, se utilizó el Martillo Schmidt, con el cual se realizó ensayos de dureza por el método no destructivo, a fin de estimar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta. El trabajo consistió en la toma de cada estructura, un promedio de 10 mediciones y en total 30 ensayos, proporcionando como resultado promedio obtenido de 60 Mpa del Stope 765, cuyos valores se evidencian en la Tabla 2.

Tabla 2. Resultados de USC de la roca intacta – Stope 765

LABOR - STP_765 - Angulo de Prueba = 90°								
ZONA	CONDICIÓN	N°/PRUEBAS	REBOTE	DENSIDAD (tn/m3)	DENSIDAD (kN/m3)	Fatt. Conv.	Resistencia (Mpa)	Promedio (Mpa)
Estructura mineralizada	1	1	20	3.60	35.30	1.63	42.79	46.40
		2	19	3.60	35.30	1.60	39.84	
		3	25	3.60	35.30	1.79	61.19	
		4	22	3.60	35.30	1.69	49.37	
		5	21	3.60	35.30	1.66	45.96	
	2	6	19	3.60	35.30	1.60	39.84	
		7	20	3.60	35.30	1.63	42.79	
		8	22	3.60	35.30	1.69	49.37	
		9	23	3.60	35.30	1.72	53.03	
		10	19	3.60	35.30	1.60	39.84	
Caja Piso	3	11	33	2.62	25.69	1.76	57.03	60.63
		12	35	2.62	25.69	1.80	63.29	
		13	34	2.62	25.69	1.78	60.08	
		14	35	2.62	25.69	1.80	63.29	
		15	34	2.62	25.69	1.78	60.08	
	4	16	32	2.62	25.69	1.73	54.14	
		17	34	2.62	25.69	1.78	60.08	
		18	31	2.62	25.69	1.71	51.39	
		19	37	2.62	25.69	1.85	70.24	
		20	36	2.62	25.69	1.82	66.68	
Caja Techo	5	21	39	2.52	24.71	1.86	72.13	70.78
		22	38	2.52	24.71	1.84	68.61	
		23	37	2.52	24.71	1.81	65.26	
		24	39	2.52	24.71	1.86	72.13	
		25	37	2.52	24.71	1.81	65.26	
	6	26	39	2.52	24.71	1.86	72.13	
		27	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		28	39	2.52	24.71	1.86	72.13	
		29	39	2.52	24.71	1.86	72.13	
		30	39	2.52	24.71	1.86	72.13	

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 3, se muestra el detalle del mapeo geomecánico del Stope 765, donde se destaca que la zona en estudio cuenta con RMR básico de 50.

Tabla 3. Mapeo Geomecánico RMR - Stop_765

NIVEL: 3300
LABOR: Stp_765
FECHA MAPEO: 12/08/2018

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - ROCK MASS RATING (RMR - BIENIAWSKI 1989)											TRAMOS DE MAPEO						
PARAMETRO	RANGO DE VALORES										ZONA		CAJA TECHO		CAJA PISO		
											MINERAL		CALIZA		SKARN		
											1	2	3	4	5	6	
UCS (MPa)	> 250	15	100-250	12	50-100	7	25-50	4	< 25	1	5	5	7	7	7	6	
RQD (%)	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	< 25	3	7	7	11	11	9	9	
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	6	6
	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	4	4	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	3	3	3
	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	10	10	10	10	10	10	
Dirección Perpendicular al Eje de labor			Dirección paralelo al eje de labor				Bz 0-20° en cualquier dirección.				44	45	50	53	56	55	
Bz a favor		Bz en contra		Bz		Bz						RMR BASICO				50	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°												
0	-2	-5	-10	-12	-5												
											RMR CORREGIDO				45		

Fuente: Elaboración propia

En el stope 765, en campo se ha observado que se tiene discontinuidades con una orientación perpendicular y paralelas con respecto al eje de la labor, por lo que al valor del RMR básico de 50, aplicándole el factor de reducción se obtuvo un RMR corregido de 45 en promedio, como se muestra en la Tabla 4, determinándose una calidad del macizo rocoso Regular tipo III – B.

Tabla 4. Factor de reducción por la orientación de discontinuidad Stope_765

TRAMO	RMR BÁSICO	PROMEDIO RMR BASICO	RMR CORREGIDO	PROMEDIO RMR CORREGIDO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA SEGÚN RMR
Estructura mineralizada	45		37		
Caja piso	52	51	47	45	Regular III - B
Caja techo	55		50		

Fuente: Elaboración propia.

Con respecto a los valores del RQD o el número de juntas, la zona en estudio presenta 18 fracturas por m³, valor que representa un puntaje del 45%. La longitud de la discontinuidad en promedio es de 4.5 m a 5 m, con una apertura de 2 mm en promedio, ligeramente rugosa con un relleno de calcita muy blanda moderadamente intemperizada y húmeda; con esta evaluación realizada en campo en la Tabla 5, se dan los resultados de los valores resumidos en cuanto a la valoración del macizo rocoso se refiere del Stope 765.

Tabla 5. Valoración del macizo rocoso Stope_765

PARAMETRO		RANGO DE VALORES
UCS (Mpa)		60
RQD (%)		45
ESPACIAMIENTO (m)		0.06 - 0.2
CONDICIÓN DE JUNTAS	Persistencia	(3 - 10)m
	Apertura	(1 - 5) mm
	Rugosidad	Lig. Rugosa
	Relleno	Suave < 5mm
	Intemperización	Mod interperizado
AGUA SUBTERRANEA		Mojado

Fuente: Elaboración propia

b) RMR - Stope_858.

En el stope 858, igualmente la estructura mineralizada se encuentra controlada por dos planos de falla contacto, la caja techo y caja piso de dicha labor, se muestra en la Figura 6, zona de mapeo geomecánico.




Fuente: Departamento de Geomecánica Atacocha.

Figura 6. Zona de mapeo geomecánico stope_858

Para estimar la resistencia de la roca intacta del stope 858, se utilizó el mismo instrumento y procedimiento que para el stope 765, por lo que el resultado promedio obtenido de 69, valores que se evidencian en la Tabla 6.

Tabla 6. Resultados obtenidos martillo Schmidt Stp_858

Hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt LABOR - STP_858 - Angulo de Prueba = 90° 								
ZONA	CONDICIÓN	Nº PRUEBAS	REBOTE	DENSIDAD (tn/m3)	DENSIDAD (kN/m3)	Fatt. Conv.	Resistencia (Mpa)	Promedio (Mpa)
Estructura mineralizada	1	1	22	3.66	35.89	1.70	50.68	57.77
		2	25	3.66	35.89	1.80	63.04	
		3	23	3.66	35.89	1.74	54.51	
		4	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
		5	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
	2	6	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
		7	23	3.66	35.89	1.74	54.51	
		8	22	3.66	35.89	1.70	50.68	
		9	25.5	3.66	35.89	1.82	65.38	
		10	25	3.66	35.89	1.80	63.04	
Caja Piso	3	11	37	2.64	25.89	1.85	71.28	69.67
		12	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		13	37	2.64	25.89	1.85	71.28	
		14	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		15	38	2.64	25.89	1.88	75.12	
	4	16	38	2.64	25.89	1.88	75.12	
		17	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		18	34	2.64	25.89	1.78	60.90	
		19	39	2.64	25.89	1.90	79.16	
		20	37	2.64	25.89	1.85	71.28	
Caja Techo	5	21	42	2.52	24.71	1.92	83.83	79.30
		22	43	2.52	24.71	1.95	88.13	
		23	42	2.52	24.71	1.92	83.83	
		24	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		25	41	2.52	24.71	1.90	79.73	
	6	26	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		27	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		28	42	2.52	24.71	1.92	83.83	
		29	40	2.52	24.71	1.87	73.96	
		30	39	2.52	24.71	1.86	72.13	

Fuente: Elaboración propia

En la Tabla 7, se muestra el detalle del mapeo geomecánico del stope 858, donde se destaca que la zona en estudio cuenta con RMR básico de 58

Tabla 7. Mapeo Geomecánico RMR - Stp_858

NIVEL: 3300
LABOR: Stp_858
FECHA MAPEO: 17/08/2018

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO - ROCK MASS RATING (RMR - BIENIAWSKI 1989)												TRAMOS DE MAPEO					
												ZONA MINERAL		CAJA TECHO CALIZA		CAJA PISO 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	6	6	8	8	7	6
RQD	(%)	90-100	20	75-90	17	50-75	13	25-50	8	< 25	3	8	8	12	12	10	10
ESPACIAMIENTO (m)		> 2	20	0.6-2	15	0.2-0.6	10	0.06-0.2	8	< 0.06	5	10	11	12	10	12	12
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1 m long.	6	1-3 m long.	4	3-10 m	2	10-20 m	1	> 20 m	0	3	3	3	3	5	5
	APERTURA	Cerrada	6	< 0.1 mm apert.	5	0.1-1.0 mm	4	1-5 mm	1	> 5 mm	0	4	4	4	3	4	3
	RUGOSIDAD	Muy rugosa	6	Rugosa	5	Lig. Rugosa	3	Lisa	1	Espejo de falla	0	4	4	5	5	5	5
	RELLENO	Limpia	6	Duro < 5 mm	4	Duro > 5 mm	2	Suave < 5 mm	1	Suave > 5 mm	0	3	4	4	5	4	4
	INTEMPERIZACIÓN	Sana	6	Lig. Intemp.	5	Mod. Intemp.	3	Muy Intemp.	2	Descompuesta	0	4	4	4	5	4	4
AGUA SUBTERRANEA		Seco	15	Humedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo	0	9	9	10	10	10	10
Dirección Perpendicular al Eje de labor			Dirección paralelo al eje de labor					Bz 0-20° en cualquier dirección.		51	53	62	61	61	59		
Bz a favor		Bz en contra		Bz		Bz				RMR BASICO						58	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°					51	48	50	56	56	54		
0	-2	-5	-10	-12	-5					RMR CORREGIDO						53	

Fuente: Elaboración propia

En el stope 858, en campo se ha observado que se tiene discontinuidades con una orientación perpendicular y paralelas con respecto al eje de la labor, por lo que al valor del RMR básico de 58, aplicándole el factor de reducción se obtuvo un RMR corregido de 53 en promedio, como se muestra en la Tabla 8, determinándose una calidad del macizo rocoso Regular tipo III – A.

Tabla 8 Factor de reducción por la orientación de discontinuidad Stope_858

TRAMO	RMR BÁSICO	PROMEDIO RMR BASICO	RMR CORREGIDO	PROMEDIO RMR	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA SEGÚN RMR
Estructura mineralizada	52		50		
Caja piso	61	58	53	53	Regular III - A
Caja techo	60		55		

Fuente: Elaboración propia

Con respecto a los valores del RQD o el número de juntas, la zona en estudio presenta 17 fracturas por m³, valor que representa un puntaje del 49%. La longitud de la discontinuidad en promedio es de 3 m a 10 m, con una apertura de 1 a 3 mm en promedio, ligeramente rugosa con un relleno de calcita muy blanda moderadamente intemperizada y húmeda; con esta evaluación realizada en campo en la Tabla 9, se dan los resultados de los valores resumidos en cuanto a la valoración del macizo rocoso se refiere del Stope 858.

Tabla 9 Valoración del macizo rocoso STP_858

PARAMETRO		RANGO DE VALORES
UCS (Mpa)		69
RQD (%)		49
ESPACIAMIENTO (m)		0.06 - 0.2
CONDICIÓN DE JUNTAS	Persistencia	(3 - 10)m
	Apertura	(1 - 5) mm
	Rugosidad	Lig. Rugosa
	Relleno	Suave < 5mm
	Intemperización	Mod interperizado
AGUA SUBTERRANEA		Mojado

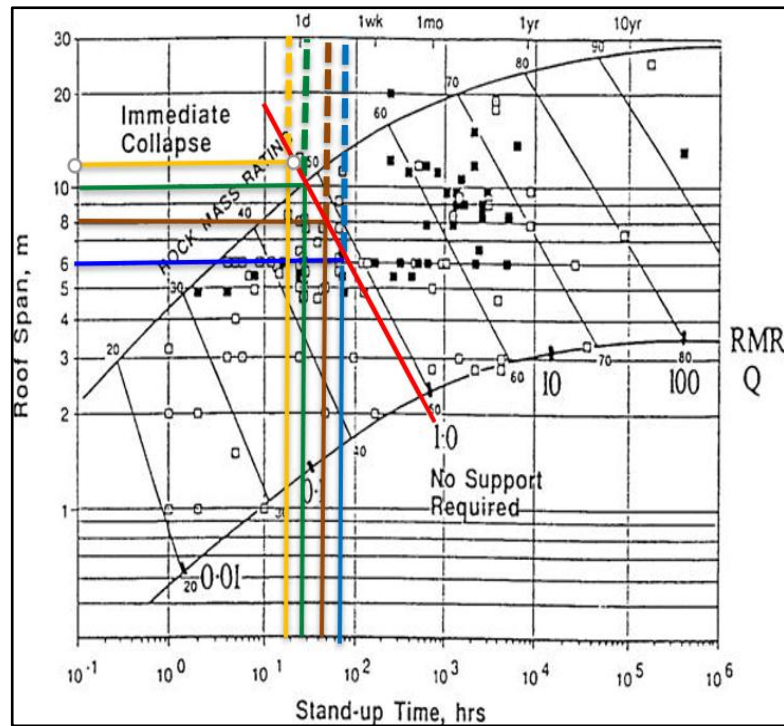
Fuente: Elaboración propia

c) Sostenimiento según la Clasificación RMR de Bienawsky.

A través de la clasificación geomecánica RMR de Bieniaswki, se determinó el tipo de sostenimiento a efectuar en la Veta Anita, para ello se consideró dos factores básicos, el promedió del RMR de labor y el Spam máximo. Los valores hallados del Stope_765 y Stope_858, nos da RMR promedio de 49 y la propuesta spam o secciones a minar, las siguientes:

- Sección de (6 x 4)m
- Sección de (8 x 4)m
- Sección de (10 x 5)m
- Sección de (12 x 5)m

Entonces teniendo los resultados del RMR promediado y las secciones propuestas para el minado, se pudo determinar el tiempo de autosoporte como se muestra la Figura 7, cabe reincidir que en esta figura se muestra el tiempo de autosoporte según la clasificación RMR de Bienawski.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 7. Tiempo de autoaporte según la clasificación RMR Bienawski

Con los datos obtenidos en la anterior figura, se ha establecido el tiempo de autoaporte sin sostenimiento para cada una de las secciones, cuyos valores en días y horas, se detallan en la Tabla 10.

Tabla 10 – Tiempo de autoaporte sin sostenimiento

COLOR	SECCIÓN	SEMANAS/DIAS	HORAS
■	6 x 4	4 días	85
■	8 x 4	3 días	60
■	10 x 5	2 días	48
■	12 x 5	1 día	15

Fuente: Elaboración Propia

En la Figura 8 y de acuerdo a los parámetros hallados como el RMR promedio de 49, se determinó disponer el tipo de sostenimiento

a efectuar shotcrete de 2” + pernos sistemáticos espaciados a (1.5 x 1.5) m., establecido para una roca Tipo III.

C LASE DE MAC IZO R OCOSO	EXC AVAC IÓN	PER NOS (20mm DE DIÁMETR O)	SOPOR TE C ON C ONC R ETO AR MADO	C ER C HAS
I. RO CA MUY BUENA RMR: 8 1 - 1 0 0	A sección completa. 3m de avance	Generalmente no se requiere.		Ninguno
II. RO CA BUENA RMR: 6 1 - 8 0	A sección completa. 1.0-1.5 m de avance. Soporte completo a 20m del frente	Pernos en la corona de 3m de longitud espaciados a 2.5m, malla ocasional.	50mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. RO CA REGULAR RMR: 4 1 - 6 0	Frente superior y destroza, 1.5-3.0m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10m del frente.	Pernos sistemáticos, 4 m de longitud, espaciados 1.5-2 m en la corona y hastiales con malla en la corona.	50 - 100 mm en la corona y 30mm por los hastiales.	Ninguno
IV. RO CA MALA RMR: 2 1 - 4 0	Frente superior y destroza, 1.0-1.5 m de avance en la media sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10m del frente.	Pernos sistemáticos, 4-5 m de longitud, espaciados 1-1.5 m en la corona y hastiales con malla.	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los hastiales.	Cerchas ligeras a medias espaciadas 1.5 m a donde se requiera.
V. RO CA MUY MALA RMR: < 2 0	Múltiples galerías 0.5-1.0 mts de avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistemáticos, 5-6 m de longitud, espaciados 1.0-1.5 m en la corona y hastiales con malla Pernos invertidos	150 - 200 mm en la corona, 150 mm en los lados y 50mm al frente	Cerchas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75 m con planchas de acero y estacas si requiere

Fuente: Elaboración Propia

Figura 8. Recomendación de sostenimiento según la clasificación RMR de Bienawski

3.3.2. Clasificación Q´ de Barton

Para establecer la clasificación Q´ de Barton de los stopes 765 – 858, mediante el método empírico, en función a la condición estructural del macizo rocoso, se consideraron los 6 parámetros siguientes:

J_n = índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

J_r = índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

J_a = índice que indica la alteración de las discontinuidades.

J_w = coeficiente reductor por la presencia de agua.

SRF = (stress reduction factor), coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

a) Q' de Barton - Stope_765.

Para el mapeo estructural del Stope_765, se realizó en 3 celdas (caja techo, caja piso y la estructura mineralizada), con un resultado promedio Q' de Barton de 1.24; para mayor detalle se puede apreciar en la tabla 11 los resultados del mapeo geomecánico Q' de Barton Stp_765.

Tabla 11. Resultado del mapeo geomecánico Q' de Barton Stp_765

LABOR	TRAMO	LITOLÓGIA	RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Q'	CALIDAD DE ROCA
Stp_765	Caja Techo	Skarn	56	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de arcilla	<S/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.2	Mala
				12	1	3	0.8	1		
Stp_765	Caja Piso	Caliza	46	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de mineral	<S/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.3	Mala
				9	1	2	1	2		
Stp_765	Estructura Mineralizada	Brecha Mineralizada	32	3Familia	Lisas planares	Recubrimiento de mineral	<S/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.2	Mala
				6	1	2	0.9	2		
PROMEDIO TOTAL Q DE BARTON									1.24	Mala

Fuente: Elaboración propia.

b) Q' de Barton - Stope_858.

Del mismo modo, para el mapeo estructural del Stope_858, se realizó en 3 celdas (caja techo, caja piso y la estructura mineralizada), con un resultado promedio Q' de Barton de 1.65, ver Tabla 12.

Tabla 12. Resultado del mapeo geomecánico Q´ de Barton Stp_858

LABOR	TRAMO	LITOLOGÍA	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q´	CALIDAD DE ROCA
Stp_858	Caja Techo	Skarn	60	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de arcilla	<S1/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.7	Mala
				6	1	3	1	2		
Stp_858	Caja Piso	Caliza	50	3Familias	1	Recubrimiento de arcilla	<S1/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.4	Mala
				9	1	2	1	2		
Stp_858	Estructura Mineralizada	Brecha Mineralizada	38	3Familia	Lisas planares	Recubrimiento de mineral	<S1/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.9	Mala
				9	1	2	0.9	1		
PROMEDIO TOTAL Q DE BARTON									1.65	Mala

Fuente: Elaboración propia.

c) Q´ de Barton promedio – Stopes 765 - 858.

Para realizar la apertura de la Veta Anita se requiere el promedio de Q´ de Barton de ambas labores del Stp_765 y Stp_858, el mismo que es de 1.45, como se muestra en la Tabla 13, clasificándolo como macizo rocoso de calidad Malo.

Tabla 13. Mapeo geomecánico Q de Barton Stp_765 - Stp_858

LABOR	TRAMO	LITOLOGÍA	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q´	CALIDAD DE ROCA
Stp_765	Caja Techo	Skarn	56	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de arcilla	<S1/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.2	Mala
				12	1	3	0.8	1		
Stp_858	Caja Techo	Skarn	60	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de arcilla	<S1/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.7	Mala
				6	1	3	1	2		
Stp_765	Caja Piso	Caliza	46	3Familias	Lisas planares	Recubrimiento de mineral	<S1/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.3	Mala
				9	1	2	1	2		
Stp_858	Caja Piso	Caliza	50	3Familias	1	3	<S1/min localmente	Roca Debil Contenidos de Arcilla	1.4	Mala
				9	1	2	1	2		
Stp_765	Estructura Mineralizada	Brecha Mineralizada	32	3Familia	Lisas planares	Recubrimiento de mineral	<S1/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.2	Mala
				6	1	2	0.9	2		
Stp_858	Estructura Mineralizada	Brecha Mineralizada	38	3Familia	Lisas planares	3	<S1/min localmente	Roca Competente, gran cobertura	1.9	Mala
				9	1	2	0.9	1		
PROMEDIO TOTAL Q DE BARTON									1.45	Mala

Fuente: Elaboración propia.

d) Sostenimiento según la Clasificación Q de Barton.

Para correlacionar el diseño de sostenimiento aplicaremos los resultados emitidos en el mapeo geomecánico RMR y Q' de Barton promediado con intercepto al vano ó spam máximo entre el ESR, para ello en la Tabla 14, se muestra el promedio del macizo rocoso Q' de Barton.

Tabla 14 – Promedio de resultados RMR Y Q' de Barton Stope_765 - Stope_858

LABOR	RMR CORREGIDO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA SEGÚN RMR	Q' DE BARTON	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA SEGÚN EL Q' DE BARTON
STP_858	45	Regular	1.65	Malo
STP_765	52	Regular	1.24	Malo
PROMEDIO TOTAL	49	Regular	1.45	Malo

Fuente: Elaboración Propia

Con respecto al vano máximo o abertura, se propuso realizar el minado de la Veta Anita, bajo las siguientes secciones:

- Sección de (6 x 4) m
- Sección de (8 x 4) m
- Sección de (10 x 5) m
- Sección de (12 x 5) m

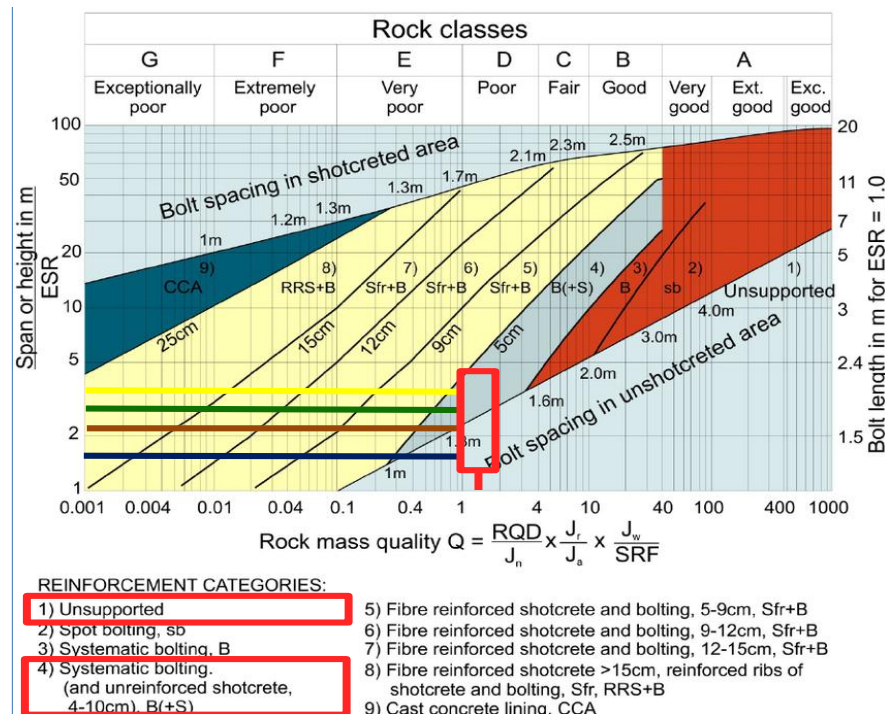
Para realizar un minado, en el Cuadro 8 se detallan 5 categorías de excavación, de los cuales, para la apertura de la Veta Anita, se ha seleccionado el ESR categoría A (excavaciones mineras temporales), por ser esta labor un breasting.

Cuadro 8 . ESR de labor

CATEGORÍA DE EXCAVACIÓN		ESR
A	Excavación mineras temporales	3-5
B	Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para proyectos hidroeléctricos (excluyendo tuberías forzadas de alta presión), galerías, túneles piloto y galerías de avance.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles menores para carreteras o vías férreas, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D	Estaciones de energía, túneles grandes para carreteras y vías férreas, refugios de defensa civiles, intersecciones de portales.	1.0
E	Estaciones de energía nuclear subterráneas, estaciones ferroviarias, instalaciones deportivas y públicas, fábricas.	0.8

Fuente: Q´ de Barton (ESR) – para minado de labor – OSINERMING

Entonces, teniendo el Q de Barton promedio de 1.45 y las secciones propuestas para minar ya mencionados dividimos entre el ESR de 3.5, que nos permitió establecer los tipos de sostenimientos a disponer como se muestra en la Figura 9 para la apertura minado de la Veta Anita.







Fuente: Elaboración Propia

Figura 9. Abaco de sostenimiento Q´ de Barton

En la Tabla 15, se presenta el resumen del tipo de sostenimiento para cada una de las secciones propuestas a minar.

Tabla 15. Resultado de autoaporte según clasificación Q de Barton

SECCIÓN	Q' DE BARTON PROMEDIO	DIAMETRO VANO DE LABOR (M)	ESR - LABOR TEMPORAL	DIAMETRO DE EXCAVACIÓN	TIPO DE SOSTENIMIENTO	
	6 x 4	1.45	6	3.5	1.7	sin sostenimiento
	8 x 4	1.45	8	3.5	2.3	sin sostenimiento
	10 x 5	1.45	10	3.5	2.9	Shotcrete 2" + pernos a 1.50 x 1.50
	12 x 5	1.45	12	3.5	3.4	Shotcrete 2" + pernos a 1.50 x 1.50

Fuente: Elaboración Propia

3.3.3. Índice de resistencia geológica (GSI).

Para el cálculo del GSI, tomamos el parámetro RQD del macizo rocoso y los parámetros de las condiciones de las discontinuidades

a) Condición Estructural

El mapeo geomecánico del túnel presenta un RQD para el stope 765 de 45% y con respecto al RQD el stope 858 RQD de 49%; para poder realizar la apertura de la Veta Anita se requiere el promedio de RQD con un promedio de 47% es decir según la tabla GSI, es una estructura moderadamente fracturada (MF).

b) Condición Superficial

El macizo rocoso del Stope 765, presenta una resistencia a la compresión uniaxial UCS de 60 Mpa, con respecto al Stp_858 presenta un UCS 69 Mpa; obteniéndose un promedio entre ambos un UCS 65 Mpa. Dicho valor llevado a la Tabla GSI la UCS, nos especifica que un macizo rocoso de 50 – 100 Mpa, es considerada un macizo de calidad regular, por presentar discontinuidades lisas moderadamente alteradas y ligeramente abierta.

La intersección de la condición estructural con la condición superficial, nos da como resultado un macizo del tipo fracturado regular (MF/R), como se aprecia en la Figura 10.

RECOMENDACIÓN DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCIÓN DEL ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) MINA ATACÓCHA		CONDICIÓN SUPERFICIAL		
LABORES PERMANENTES (DE 4.5 x 4.0 m A 7.0 x 7.0 m) 		CONDICIÓN SUPERFICIAL BUENA (MUY RESISTENTE LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) REGULAR (RESISTENTE Y LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTA (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) POBRE (MODERAD. RESISTENTE Y MODERAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO BITUMINOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (Rc 25 A 50 MPa) (INDENTA SUPERFICIALMENTE) MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO ARCILLOSO O CON FRAGMENTOS DE ROCA, (Rc < 5 MPa) (SE DISREGGA CON GOLPE DE PICOTA)		
LABORES TEMPORALES (DE 4.5 x 4.0 m A 10.0 x 6.0 m) 				
CONDICIÓN ESTRUCTURAL				
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. RQD 50-75 (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	70 F/B	F/R	—	
<p>MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	60 MF/B	50 MF/R	MF/P	
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0-25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)</p>	—	IF/R	30 IF/P	IF/MP
<p>TRITURADA O BRECHADA (T) MACIZO ROCOSO EXTREMADAMENTE FRACTURADO CON BLOQUES ANGULOSOS Y REDONDEADOS CON ALTO CONTENIDO DE FINOS. (RQD = 0)</p>	—	—	20 T/P	T/MP

Fuente: Departamento de geomecánico

Figura 10. Tabla GSI – Para el proceso de minado para la veta Anita

Por lo antes descrito y para labores temporales, se dispuso la utilización de un sostenimiento de shotcrete de 2” + pernos sistemáticos espaciados a 1.5 m x 1.5 m, como se indica en la Figura 11.

LABORES TEMPORALES (DE 4.5 x 4.0 m A 10.0 x 6.0 m)	
II	Perno Split set sistemático 7' a 1.5m x 1.5m
IIIA	Malla a 1.5 m del piso + Perno Split set 7'
IIIB	Shotcrete 2" c/f + P. Split set sistemático 7' a 1.5m x 1.5m
IVA	Shotcrete 3" c/f + P. Split set sistemático 7' a 1.2m x 1.2m
IVB	Shot. 2" + Malla + P. Split set 7' + Shot. 1"
V	Cuadros de madera/ Arcos noruegos

Fuente: Departamento de Geomecánica Atacocha

Figura 11. Recomendación de sostenimiento según la clasificación GSI

3.4. DISEÑO DE MINADO

Para el diseño de minado, se requiere evaluar los siguientes parámetros:

- **Aspecto geomecánico**

De acuerdo al mapeo estructural realizado en campo, el macizo rocoso de la veta Anita, se encuentra emplazado en falla contacto paralelo al Stp_858 y Stp_765, presenta una clasificación geomecánica MF/R con un RMR 49 y Q de 1.45 (Calidad regular). El túnel presenta una sola zonificación geomecánica, como se muestra en la Figura 12, sin embargo, durante el avance podrían generar sectores de menor calidad Geomecánica, debido a factores influyentes (estructuralmente, presencia de agua, voladuras cercanas, etc.).

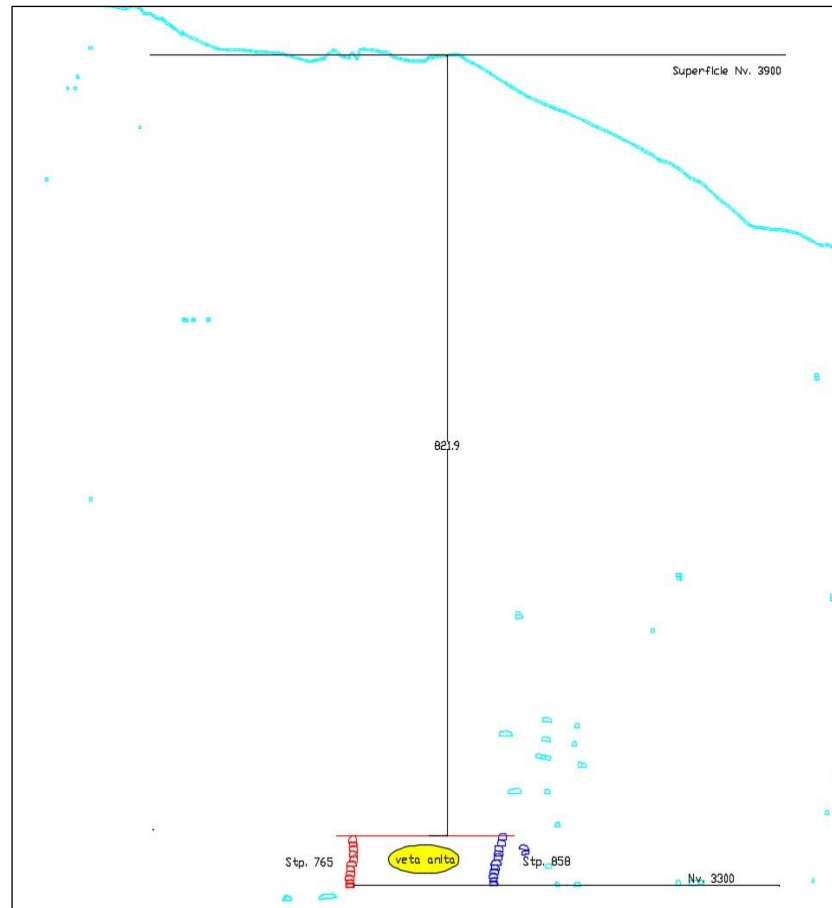


Fuente: Departamento de Geomecánica Atacocha

Figura 12. Zonificación Geomecánica en el Proyecto – Nv. 3300

- **Esfuerzos in-situ.**

En cuanto a la producción y el minado del Stop. 765 y Stop. 858 y la actual Veta Anita, se realizó el minado en el Nv. 3300 con una profundidad de 822 m con respecto a la superficie (Figura 13), datos que son emitidos por el área de topografía.



Fuente: Departamento de planeamiento

Figura 13. Nivel de profundidad (Nv-3900 – Nv-3300) 822m longitudinal

Del mismo modo para el proyecto se dispuso la “Medición de esfuerzos Insitu” en la unidad minera, con el objetivo principal de determinar el nivel de esfuerzos absolutos en los tres sectores. Con una técnica de overcoring que fue realizado por la empresa INGEROC SPA para la determinación de los esfuerzos absolutos. Los resultados más representativos y hallados; módulo de Young, Razón de Poisson con respecto a los factores de esfuerzos, se muestran en la Tabla 16, los esfuerzos representativos hallados (Sigma1, Sigma2, Sigma3).

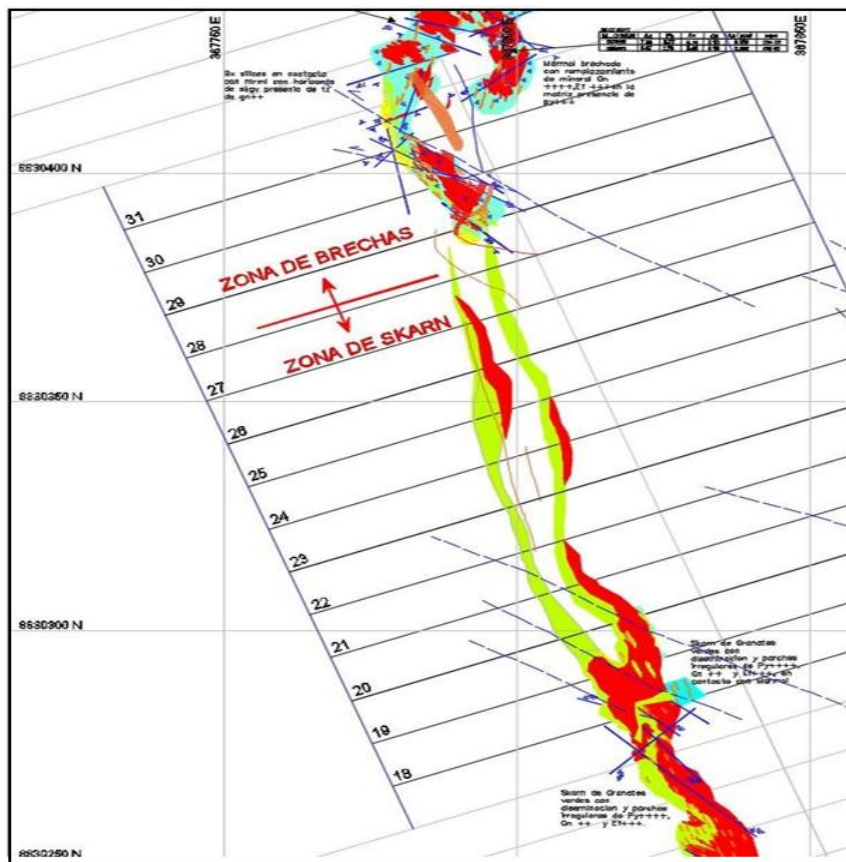
Tabla 16. Esfuerzos principales representativos (Mpa) Stp_765 y Stp_858

SITIO	S1	AZIMUT	INCLINACIÓN	S2	AZIMUT	INCLINACIÓN	S3	AZIMUT	INCLINACIÓN
1	34.6	7.5	9.4	29.16	99.1	9.6	19.33	234.1	76.5
2	49.5	18.3	31.2	16.34	109.8	2.4	9.85	203.8	58.7

Fuente: Departamento de Geomecánico Atacocha

- **Aspecto geológico.**

Conforme al mapeo se observa que de la sección 19 hasta la sección 31, se tiene que la litología de las cajas entre Skarn con caliza con un BZ de 79 – 80° con una longitud minado de 63m lineales, como se aprecia en la Figura 14.



Fuente: Departamento de Geología Atacocha

Figura 14. Geología de la Veta Anita

3.4.1. Dimensionamiento de Minado

Para poder determinar el dimensionamiento de minado de la Veta Anita, mediante el método empírico Potvin se realizó los mapeos estructuralmente de los Stope 765 y Stope 858.

a) Q' de Barton (modificada) Stope 765 - 858

Para determinar la estabilidad de la labor de minado de la Veta Anita, fue necesario calcular el Q' de Barton modificado, basados en el RQD, Jn, Jr y Ja; cuyos resultados para el stope 765, se muestran en la Tabla 17, por cada estructura.

Tabla 17. Índice de calidad Q de Barton modificada Stp_765

PARÁMETRO	CAJA TECHO	CAJA PISO	ESTRUCTURA MINERALIZADA
RQD	56	46	32
Jn	12	12	12
Jr	1	1	1
Ja	3	3	3
Q' DE BARTON MODIFICADO	1.6	1.3	0.9

Fuente: Departamento de Geomecánico

Los valores obtenidos para el stope 858, se muestran en la Tabla 18.

Tabla 18. Índice de calidad Q de Barton modificada Stp_858

PARÁMETRO	CAJA TECHO	CAJA PISO	ESTRUCTURA MINERALIZADA
RQD	60	50	38
Jn	12	12	12
Jr	1	1	1
Ja	2.5	2.5	2
Q' DE BARTON MODIFICADO	2.0	1.7	1.6

Fuente: Departamento de Geomecánico Atacocha

b) Factor A.

Para poder determinar el Factor A, se aplicó los datos del overcoring en el software Phase 2.

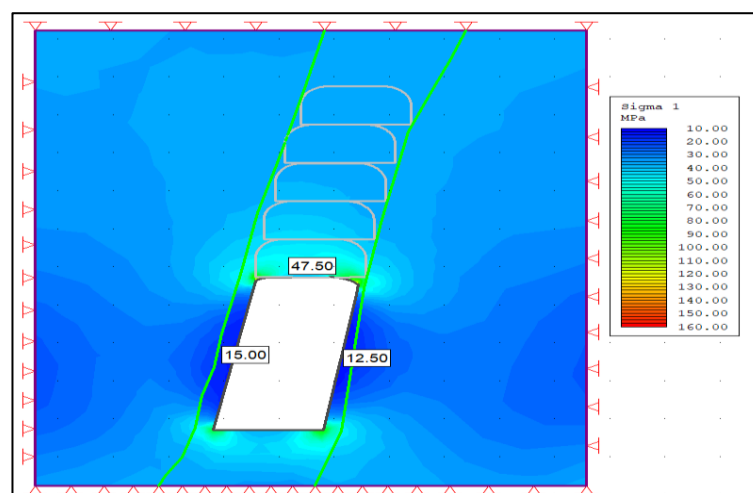
De acuerdo al Informe P-IDR-339-131-16-01-00 de Medición de Esfuerzos Unidad Atacocha, en la Tabla 19 se muestra el valor de Sigma 1 inicial de 34.6 Mpa.

Tabla 19. Estimación de esfuerzo inducidos por el over coring.

FACTOR DE ESFUERZOS (S)	
Sigma 1	34.6 Mpa.
Sigma 2	29.16 Mpa.
Sigma 3	19.33 Mpa.

Fuente: Departamento de Geomecánico Atacocha

Al realizar la simulación con el software Phase2, considerando una abertura de 10 m x 5 m (4 cortes), haciendo un total de 20 m de spam, post a la voladura el esfuerzo principal se incrementó a 47.5 Mpa, dato que se visualiza en la Figura 15.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 15 - Sigma 1 en zona de transición o apertura de dicha veta

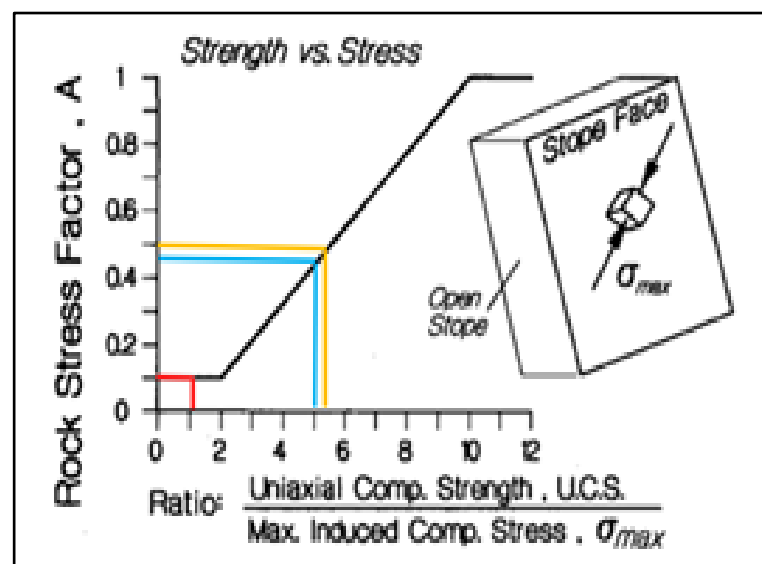
Para estimar los esfuerzos inducidos por el over coring se requiere dividir los valores de la compresión uniaxial entre los esfuerzos actuantes post a la voladura, cuyos resultados se muestran en la Tabla 20.

Tabla 20. Estimación de esfuerzos inducidos por el over coring

ESTRUCTURA	UCS			S 1	PROMEDIO UCS / S 1
	STP_765	STP_858	PROM. STOPES 765 - 858		
Caja techo	70.8	79.3	75.0	15.0	5.0
Caja Piso	60.6	69.7	65.2	12.5	5.2
Mineral	46.4	57.8	52.1	47.5	1.1

Fuente: Elaboración Propia

Los datos mostrados en la tabla anterior, se insertó en el ábaco de la Figura 16, para hallar el Factor A de esfuerzo del macizo rocoso.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 16. Abaco Factor A de esfuerzo macizo rocos (A)

De la figura anterior, se obtuvo los valores del Factor A para cada una de las estructuras, los mismos que se detallan en la Tabla 21.

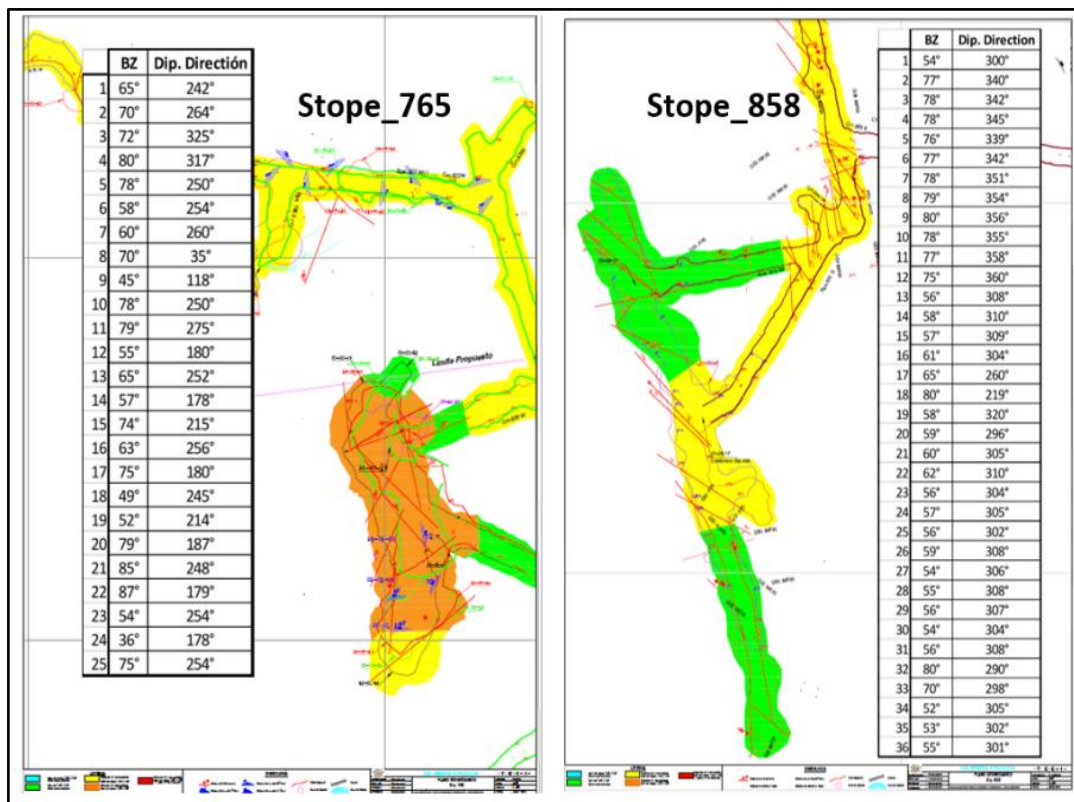
Tabla 21 Resultado factor de esfuerzo en la roca (A)

ESTRUCTURA	ROMEDIO ucs/s ´	FACTOR A
CAJA TECHO	5.0	0.45
CAJA PISO	5.2	0.50
MINERAL	1.1	0.10

Fuente: Elaboración Propia

c) Factor B.

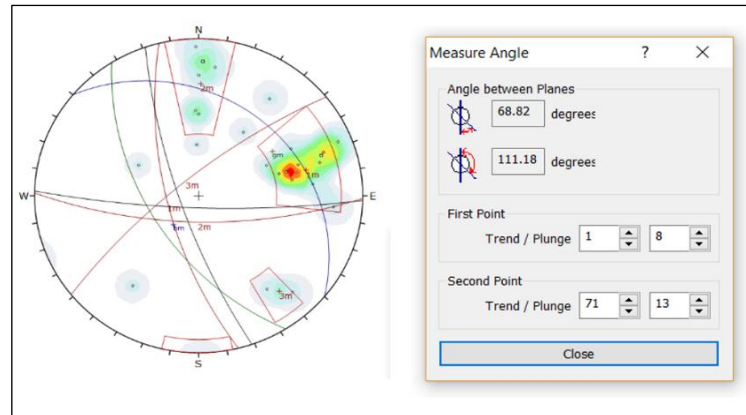
Para determinar el Factor B, se realizó el mapeo estructural del Stope_765 y Stope_858 (Bz/Dip Direction) como se muestra en la Figura 17.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 17. Mapeo geomecánico - Bz/Dip Direction

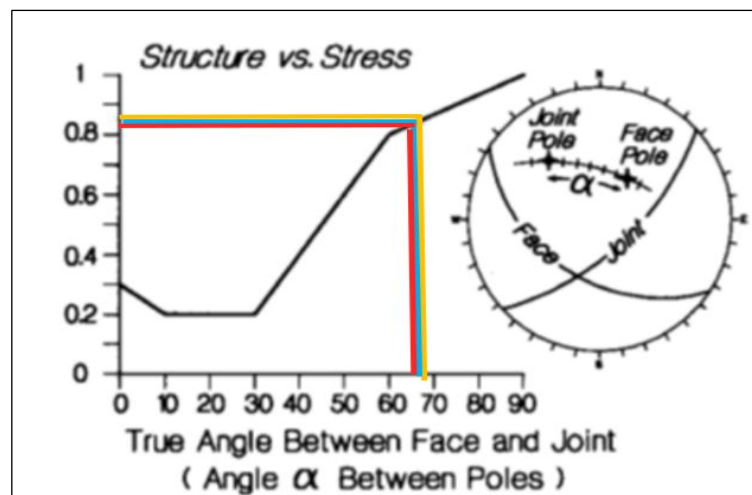
De acuerdo a ello con el software, se pudo determinar el ángulo entre los planos de discontinuidades, de 69° , como se observa en la Figura 18, donde también se muestra el resultado del factor de ajuste por orientación de discontinuidad, obtenido con el software Dips de 68.82° .



Fuente: Elaboración Propia

Figura 18 – Resultado de factor de ajuste por orientación de discontinuidad a través del software Dips

El valor del ángulo de discontinuidad de 69° , obtenido en la figura anterior, se procedió a insertarlo en el ábaco de la Figura 19, para hallar el Factor B.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 19. Abaco Factor de ajuste por orientación de discontinuidad (B)

De la figura anterior, se obtuvo los valores del Factor B para cada una de las estructuras, los mismos que se detallan en la Tabla 22.

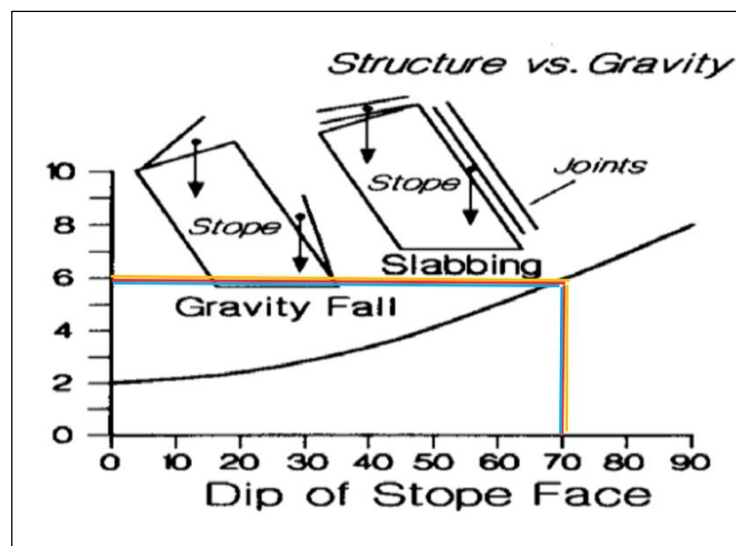
Tabla 22. Resultado del factor por ajuste de orientación de discontinuidad (B)

ESTRUCTURA	ANGULO ENTRE PLANO (°)	FACTOR B
CAJA TECHO	69	0.85
CAJA PISO	69	0.85
MINERAL	69	0.85

Fuente: Elaboración Propia

d) Factor C.

Conocido el Factor B, calculado por el software Dips, con un buzamiento de 69° , se procedió a hallar el Factor C, en el abaco Factor por efecto de deslizamiento C, como se detalla en la Figura 20.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 20. Abaco Factor de ajuste por efecto gravitacional (C)

En la Tabla 23, se detalla el valor del Factor C, para cada una de las estructuras.

Tabla 23. Factor de ajuste por efecto gravitacional (C)

ESTRUCTURA	ANGULO ENTRE PLANO (°)	FACTOR C
CAJA TECHO	69	6
CAJA PISO	69	6
MINERAL	69	6

Fuente: Elaboración Propia

e) **Número de Estabilidad N´.**

Habiendo establecido los diferentes factores para determinar el número de estabilidad de N´, bajo el contexto teórico se utilizó la siguiente formula:

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

En la Tabla 24 nos muestra el valor hallado de cada parámetro, se reemplazó en la fórmula mencionada, para poder obtener el número de estabilidad N´ para cada estructura.

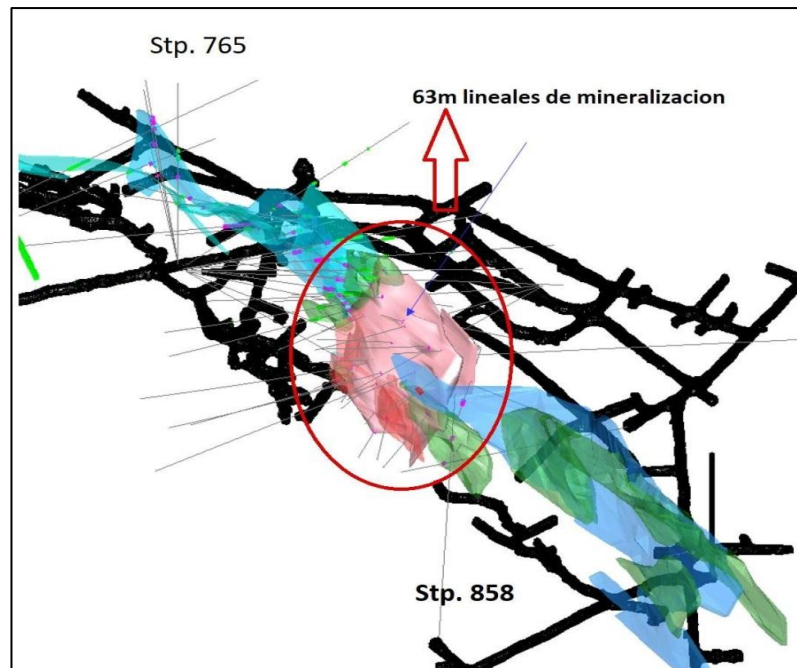
Tabla 24. Cálculo del número de estabilidad (N´)

DESCRIPCIÓN	Q´ Promedio	A	B	C	N´
CAJA TECHO	1.78	0.45	0.85	6.00	4.08
CAJA PISO	1.47	0.50	0.85	6.00	3.75
ESTRUCTURA MINERALIZADA	1.24	0.10	0.85	6.00	0.63

Fuente: Elaboración Propia

f) **Determinación del radio hidráulico S´.**

Para realizar el análisis de estabilidad gráfica del cuerpo de la Veta Anita, se tiene como datos una longitud de 63 m de zona mineralizada, con una altura entre cruceros principales de 20 m, de acuerdo al mapeo geológico como se muestra en la Figura 21.



Fuente: Departamento de geología

Figura 21. Modelo geológico para la producción de la veta Anita

Para calcular este valor, se emplea la siguiente ecuación (2).

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

Dónde:

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

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

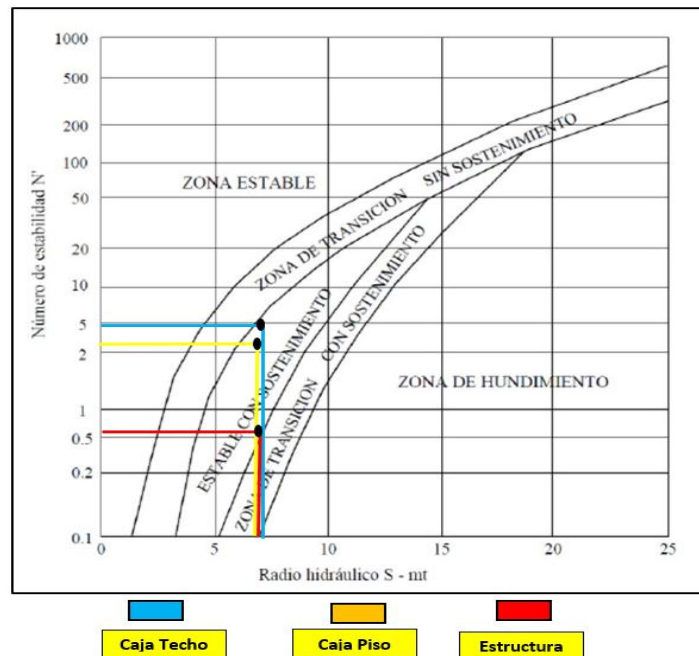
Reemplazando los valores:

$$RH = (63) \times 20 / 2(63) + 2(20)$$

$$RH = 1260 / 126 + 40$$

$$RH = 7.5 \text{ m}$$

Estos resultados hallados a través del cálculo $N =$ número de estabilidad y el radio hidráulico para las tres estructuras (caja techo, caja piso y estructura mineralizada) determina de acuerdo al gráfico – método Potvin, que ésta zona a minar es estable con sostenimiento. Para mayor detalle se muestra en la Figura 22, el cálculo del Número de estabilidad sobre el radio hidráulico para el minado de la Veta Anita.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 22. Cálculo de N' y Radio hidráulico para minado Veta Anita

g) Cálculo de apertura máxima longitudinalmente de la Veta Anita en función del radio hidráulico.

Considerando realizar el minado tipo corte relleno ascendente con una bancada de 5 m y subnivel con respecto al otro brazo de minado que es de 20 m, se procede a determinar la longitud la apertura máxima de esta labor.

Para ello se trabajó con la siguiente fórmula.

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

Donde:

$$RH = 7.5$$

W= Longitud de la abertura máxima =?

$$H= 20 \text{ m}$$

Reemplazando:

$$7.5 = (W \times 20) / (2W + 2(20m))$$

$$15W + 300m = 20W$$

$$300 \text{ m} = 5W$$

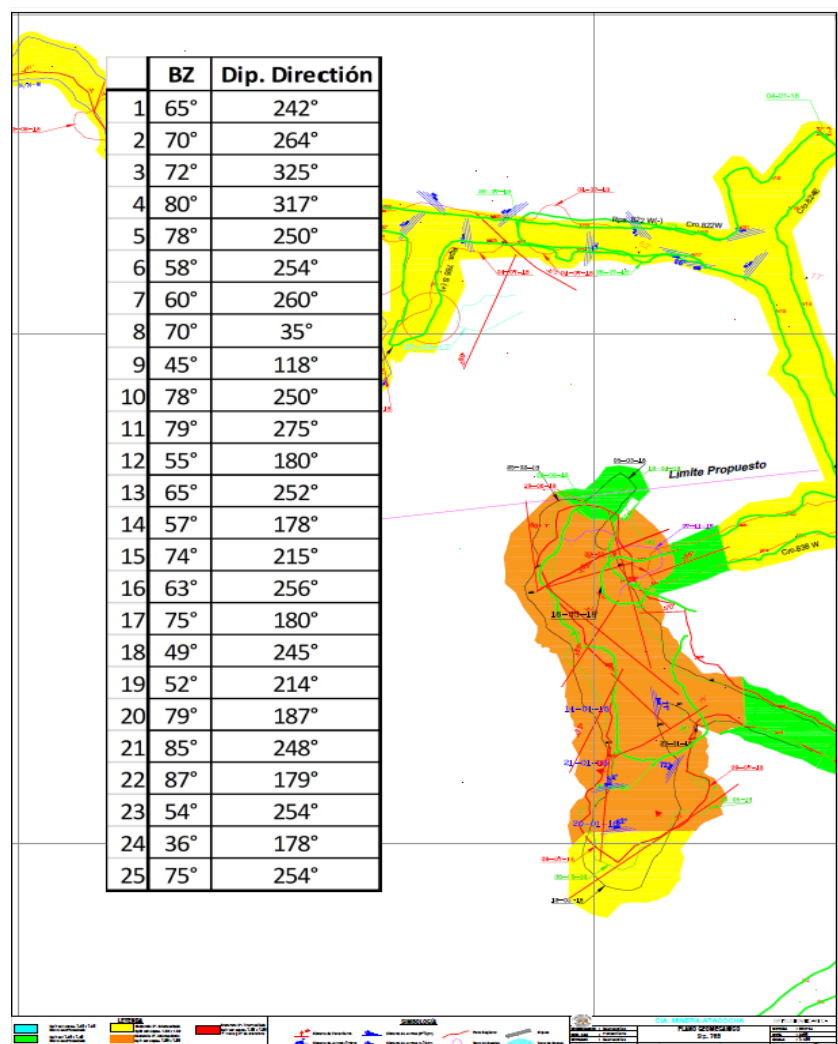
$$W = 60 \text{ m}$$

Por lo que se deduce que la longitud máxima a minar es de 60 m.

3.4.1.1. Modelo geomecánico.

a) Análisis Estereográfico a través del Dips

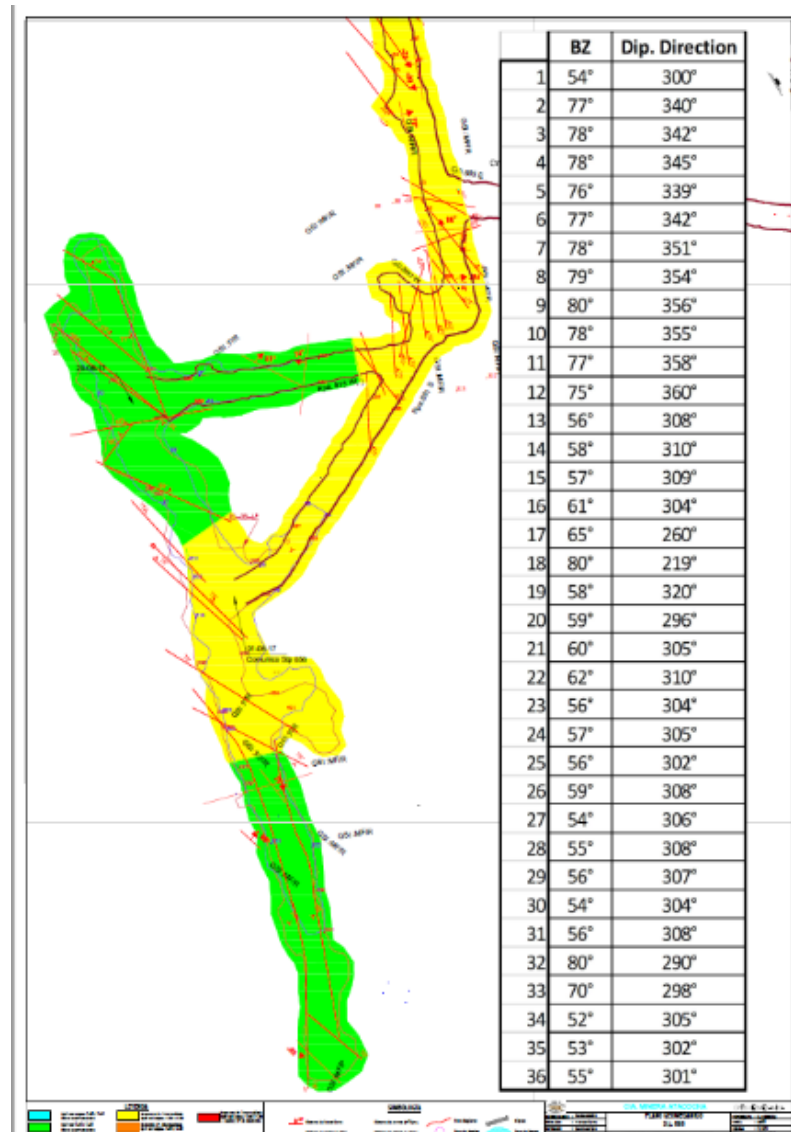
Para determinar la orientación de las discontinuidades principales, a través de proyecciones estereográficas mediante el uso del programa del Dips V6.0, tomando los datos principales (Dip / Dip Direction) que se obtuvieron por medio del mapeo geomecánico, lo cual se observa en la Figura 23 (Buzamiento y Dip Dirección) del Stope 765.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 23. Mapeo geomecánico Stope_765

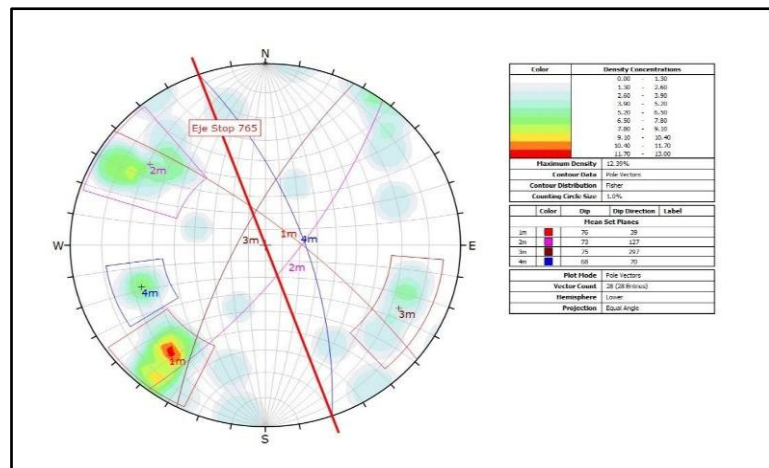
Del mismo modo para realizar el análisis estereográfico y las proyecciones de la familia de discontinuidades de la veta Anita, se realizó la toma de datos estructuralmente del Stop 858 (Buzamiento y Dip Dirección) como se muestra en la Figura 24.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 24. Mapeo geomecánico Stp_858

En función al mapeo geomecánico realizado para el Stope. 765 en el Gráfico 3, se muestra la proyección estereográfica dimensional donde se puede apreciar la familia principal de discontinuidad con respecto al eje de labor.

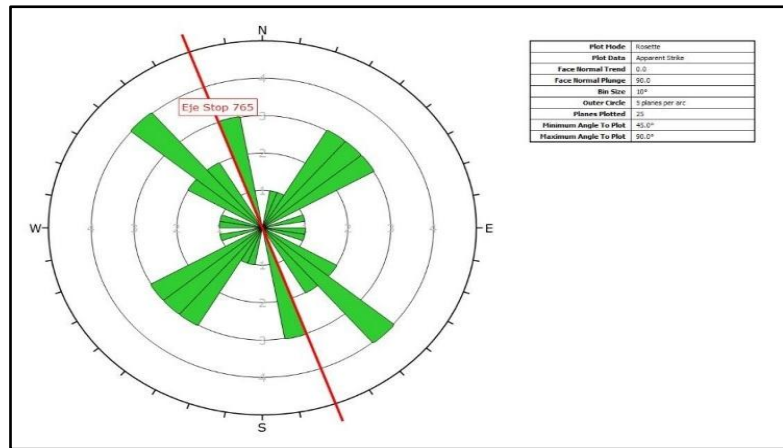


Fuente: Elaboración propia

Gráfico 3. Proyección Estereográfica Stop 765

En el Gráfico 4 se muestra el resumen del mapeo estructural donde se observan cuatro familias de discontinuidades principales, por lo que se puede deducir que la familia principal de discontinuidad es la familia número tres; con dirección y buzamiento sub paralela al eje de labor que se encuentra determinada como caja techo y caja piso de la estructura mineralizada. Sumado a eso se puede apreciar sistemas de discontinuidades de mayor persistencia que se encuentran con dirección perpendicular y buzamiento subparalelo hacia el eje de labor,

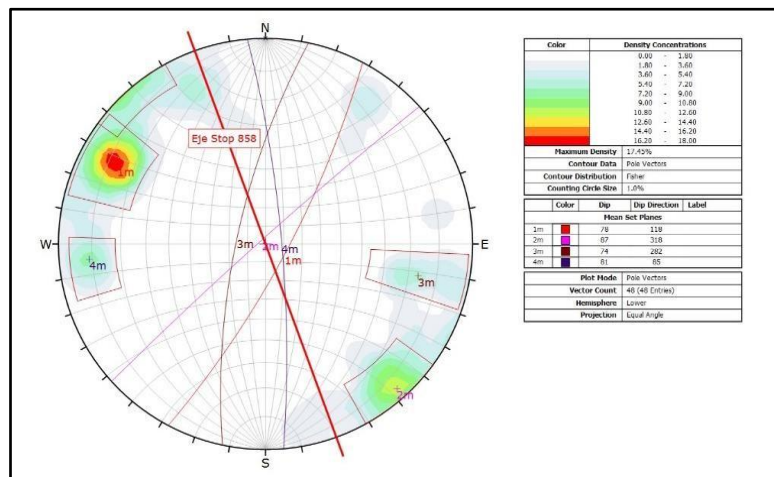
observándose en campo estratos sub perpendiculares persistentes y espaciados (0.3 - 0.5 m aproximadamente) con un buzamiento sub-horizontal, formando bloques tabulares en corona con tendencia a desencaje y bloques de potencia de hasta 0.5 m en bóvedas y hastiales.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4. Análisis estadístico de orientación Stop. 765

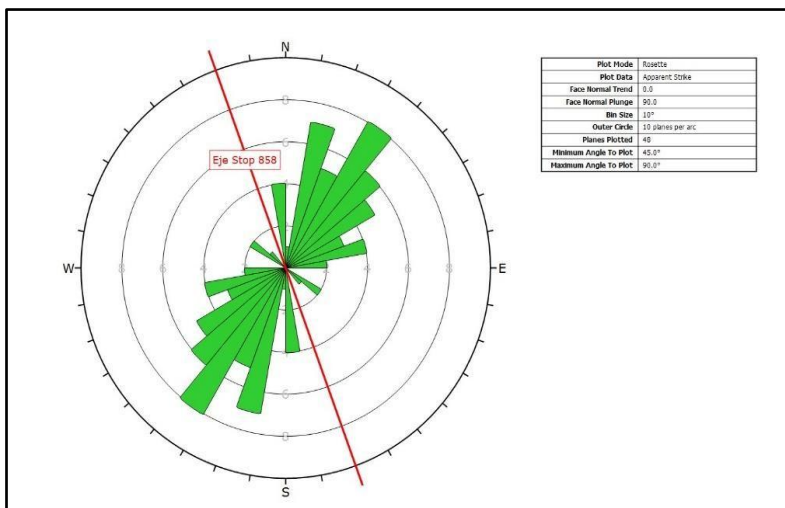
Del mismo modo para el Stope 858, en el Gráfico 5 se muestra la proyección estereográfica en forma dimensional que se encuentran en forma sub perpendicular al eje de la labor.



Fuente: Elaboración Propia.

Gráfico 5. Proyección estereográfica Stp_858

Para mayor detalle en el Gráfico 6, de acuerdo al mapeo estructural se obtiene una familia principal en campo que se muestra como caja techo y piso de labor, sumado a eso se puede apreciar que se tiene sistemas de discontinuidades sub perpendiculares con respecto al eje de la labor con buzamiento sub-vertical; en campo se puede deducir que es por las fallas tensionales que se encuentran contempladas como secundarias con un buzamiento sub-horizontal, observándose un fracturamiento persistente y espaciado (0.5 a 0.8 m aproximadamente), con un buzamiento sub-horizontal, formando bloques tabulares con tendencia a pandeamiento.



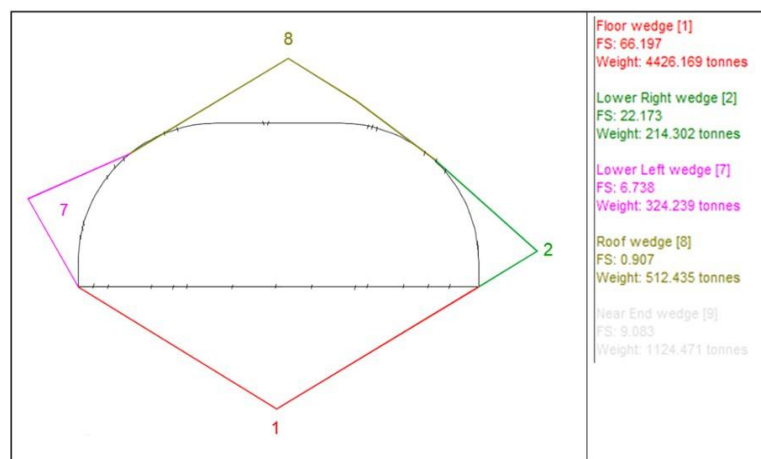
Fuente: Elaboración Propia.

Gráfico 6. Análisis estadístico de orientación Stp_858

b) Proyección de cuña modelamiento Unwedge.

De acuerdo al mapeo geomecánico y el resultado del análisis estereográfico del Stope 765 – 858, se tiene condiciones favorables y desfavorables a la apertura de la Veta Anita, por lo que al simularlo con el software Unwedge se evidencia que se tiene intercepto entre las discontinuidades y con la proyección estereográfica que conforman cuña en corona y hastial.

De acuerdo al Gráfico 7, se puede apreciar que lo más relevantes son las cuñas que se encuentran conformado en corona de la sección, alcanzando un F.S. de 0.91 demostrando que es una condición inestable para minar.

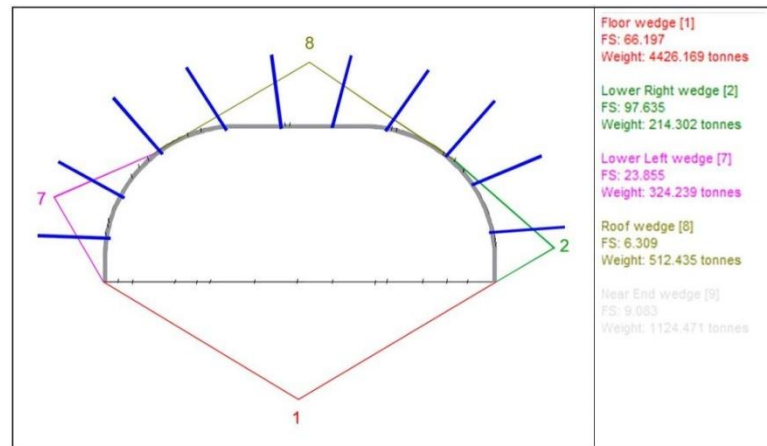


Fuente: Elaboración Propia

Gráfico 7. Proyección Cuña En La Apertura De La Veta Anita

La simulación con el software, posterior a la fortificación (shotcrete 2'' + Split set a 1.5 x 1.5 m) alcanza un factor de seguridad de 6.31, indicando en el Gráfico 8

que la resistencia actuante del sostenimiento pasivo que es el shotcrete y el sostenimiento activo que es splitset alcanza adherir a la potencia de bloques y/o cuñas que se tiene conformado.



Fuente: Elaboración Propia

Gráfico 8. Proyección cuña en la apertura de la veta Anita, con sostenimiento.

c) Modelamiento Phases2.

Para poder determinar la apertura máxima de una labor en el modelamiento de la veta Anita, se utilizó la data de overcoring, de la Tabla 25, valores que nos determinan el grado de deformación del macizo rocoso, que son generados por los esfuerzos principales de la carga litostática.

Tabla 25. Propiedades de esfuerzos inducidos – Over Coring

FACTOR DE ESFUERZOS (s)	
Sigma 1	36.41 Mpa.
Sigma 2	29.16 Mpa.
Sigma 3	19.33 Mpa.

Fuente: Departamento Geomecánico Atacocha

En la Tabla 26 se muestra la propiedad específica del macizo rocoso, valores que son resultados obtenidos de los ensayos de laboratorio.

Tabla 26. Propiedades del mineral – Ensayo de laboratorio

PROPIEDADES DEL MATERIAL			
Estructura geológica	Mineral	Caliza	Skarn
Peso específico (MN/m ³)	0.3	0.33	0.30
Relacion de Poison "ν"	0.28	0.27	0.26
Propiedad elástica	Isotropico	Isotropico	Isotropico
Modulo de Young (Mpa)	11000	12560	20800

Fuente: Departamento geomecánico Atacocha

Con respecto a la Tabla 27, se menciona que dichos valores fueron obtenidos de los ensayos de laboratorio y que nos permitió determinar la calidad del macizo rocoso a través del índice de resistencia geológica por el método empírico Hoek Brown,

Tabla 27. Propiedades Hoek Brown – Ensayo de laboratorio

PARAMETROS DE ESFUERZO (HOEK BROWN)			
Estructura geológica	Mineral	Caliza	Skarn
Ensayos de compresión UCS	52	65	75
GSI	47	54	62
Constante de mi	15	16	21
Factor de disturbance	0.5	0.5	0.5

Fuente: Departamento geomecánico

Cabe recalcar que, para determinar el modelamiento geomecánico, se utilizó los parámetros geomecánicos mencionados, para contemplar la sección atípica de minado de la Veta Anita con un factor de seguridad, desplazamiento total, esfuerzo principal (x-y) que sean considerables con respecto a las siguientes secciones:

- 6m x 4m
- 8m x 4m
- 10m x 5m
- 12m x 5m

Sección 6 m x 4 m.

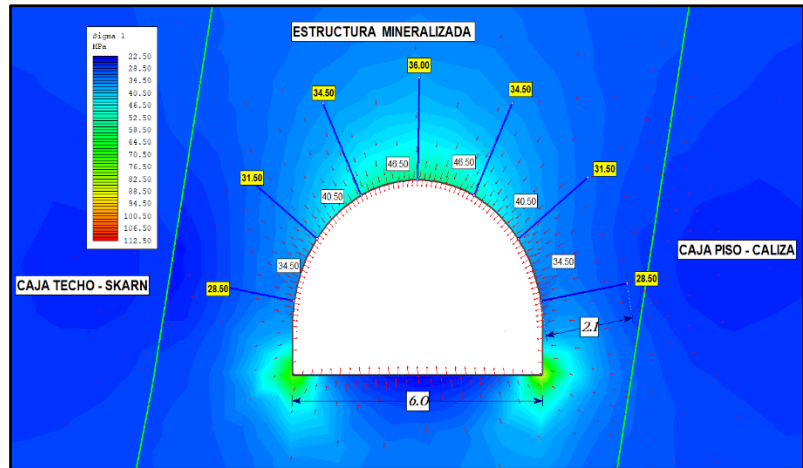
En La Tabla 28, nos muestra el resumen de análisis a través del software Phases 2 para la sección 6 m x 4 m.

Tabla 28. Resumen de análisis para sección 6 m x 4 m.

SECCIÓN	ESFUERZOS PRINCIPALES			FACTOR DE SEGURIDAD		DESPLAZAMIENTO TOTAL	
	INICIAL (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO (Mpa)	CON SOSTENIMIENTO (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO	CON SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO (cm)	CON SOSTENIMIENTO (cm)
6X4	36.41	40.5	31.5	1.42	1.73	0.3	0.4

Fuente: Elaboración Propia

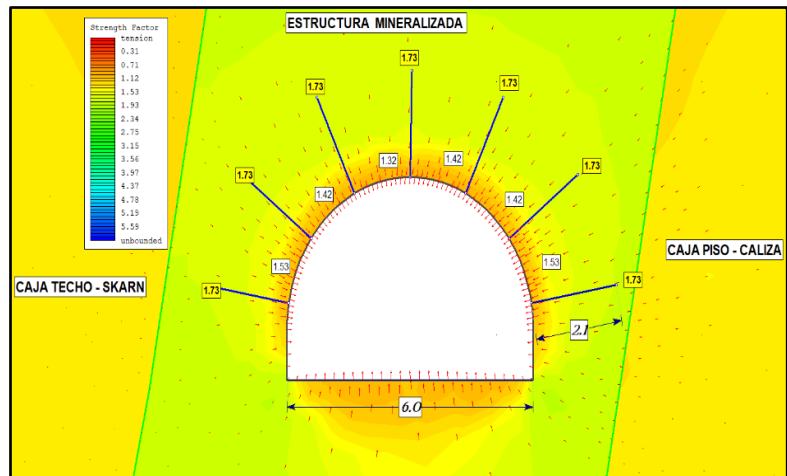
Esfuerzo principal (sigma 1); de la Figura 25, se observa que dicha labor presentaba un factor de esfuerzo in situ de 36.41 Mpa. post-voladura y con caserón expuesto dicha labor alcanza un valor promedio de 40.5 Mpa, con la disposición de elementos de sostenimiento que es shotcrete 2” adicional splitset espaciados a 1.50 x 1.50; dicho valor se retrae a un valor estable de 31.5 Mpa., factor de esfuerzo que se encuentra dentro del rango permisible.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 25. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 6 m x 4 m.

Factor de esfuerzo (seguridad); En la Figura 26 post-voladura y con caserón expuesto el promedio en ambos encajonantes alcanza un valor de 1.42, cuando se dispone elementos de sostenimiento espaciados malla + splitset espaciados a 1.50 x 1.50, se incrementa el factor de seguridad a 1.73; siendo viable para su explotación.

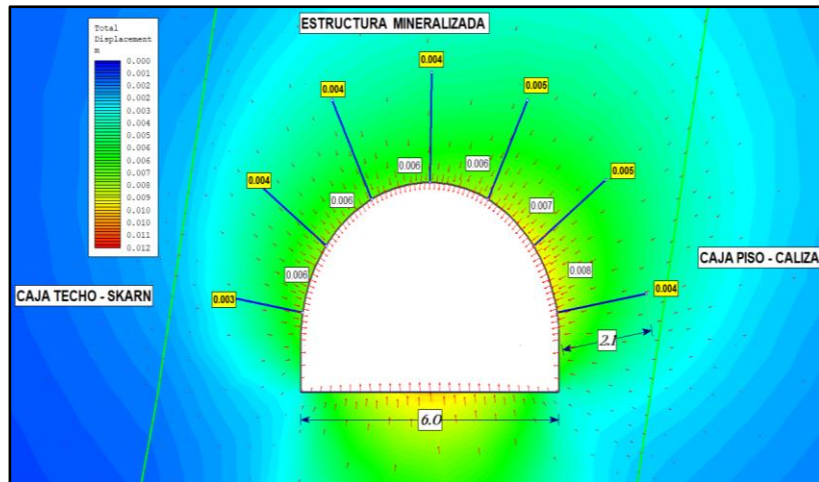


Fuente: Elaboración Propia

Figura 26 - Factor De Seguridad – sección 6 m x 4 m.

Desplazamiento total (x-y); En la Figura 27 post-voladura y la abertura de la veta Anita presenta un valor

promedio de 0.4 cm, y cuando se dispone los elementos de sostenimiento el grado de deformación se contrae a 0.3 cm, siendo estos valores bajos y están relacionados al control del tiempo de exposición en relación al tiempo de auto soporte de ambos encajonantes.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 27. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 6 m x 4 m.

Sección 8 m x 4 m.

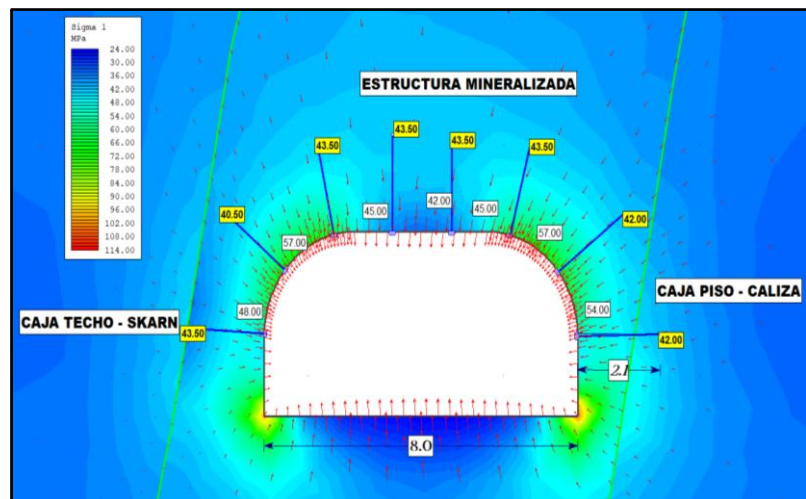
En la Tabla 29, se muestra el resumen del análisis efectuado con el software Phases2, para la sección 8 m x 4 m.

Tabla 29. Resumen de análisis para sección 8 m x 4 m.

SECCIÓN	ESFUERZOS PRINCIPALES			FACTOR DE SEGURIDAD		DESPLAZAMIENTO TOTAL	
	INICIAL	SIN SOSTENIMIENTO	CON	SIN SOSTENIMIENTO	CON	SIN SOSTENIMIENTO	CON
	(Mpa)	(Mpa)	SOSTENIMIENTO (Mpa)		SOSTENIMIENTO	(cm)	SOSTENIMIENTO (cm)
8 X 4	36.41	49.7	42.8	0.90	1.53	1.0	0.7

Fuente: Elaboración Propia

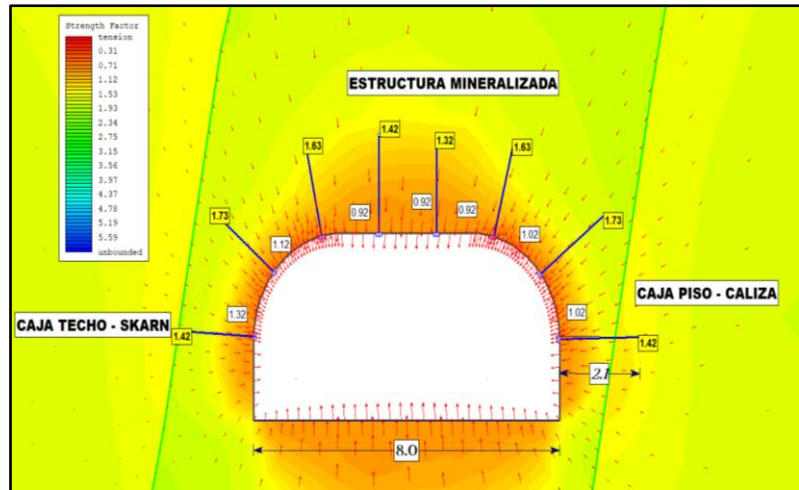
Esfuerzo principal (sigma 1); de la Figura 28, se observa que dicha labor presentaba un factor de esfuerzo in situ de 36.41 Mpa. post-voladura y con caserón expuesto dicha labor alcanza un valor promedio de 49.7 Mpa, con la disposición de elementos de sostenimiento shotcrete 2” adicional splitset espaciados a 1.50 x 1.50; dicho valor se retrae a un valor estable de 42.8 Mpa., factor de esfuerzo que se encuentra dentro del rango permisible.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 28. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 8 m x 4 m.

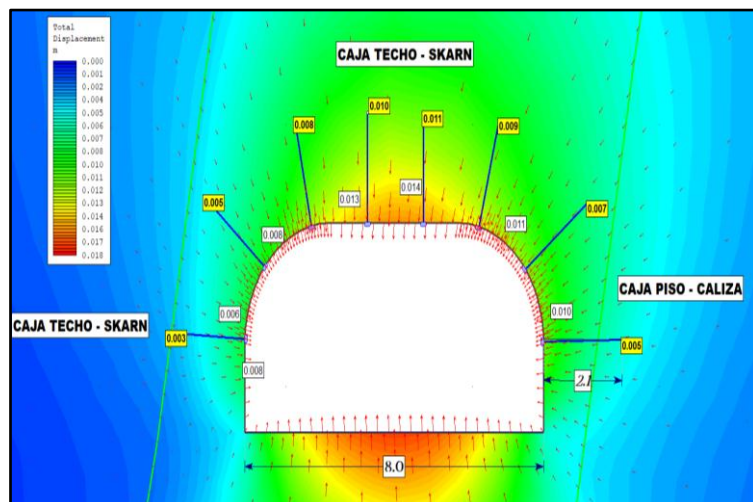
Factor de esfuerzo (seguridad); En la Figura 29 post-voladura y con caserón expuesto el promedio en ambos encajonantes alcanza un valor de 0.90, cuando se dispone elementos de sostenimiento espaciados malla + splitset espaciados a 1.50 x 1.50, se incrementa el factor de seguridad a 1.53; siendo viable para su explotación.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 29. Factor De Seguridad – sección 8 m x 4 m.

Desplazamiento total (x-y); En la Figura 30 post-voladura y la abertura de la veta Anita presenta un valor promedio de 1 cm, y cuando se dispone los elementos de sostenimiento el grado de deformación se contrae a 0.7 cm, siendo estos valores bajos y están relacionados al control del tiempo de exposición en relación al tiempo de auto soporte de ambos encajonantes.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 30. Desplazamiento Total (X - Y) – sección 8 m x 4 m.

Sección 10 m x 5 m.

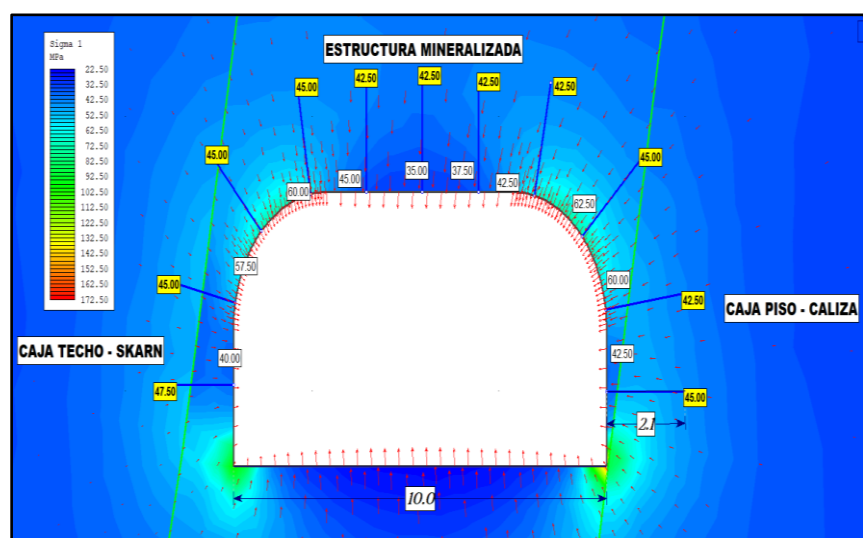
En La Tabla 30, nos muestra el resumen de análisis a través del software phases2 para la sección (10 x 5) m.

Tabla 30. Resumen de análisis para sección 10 m x 5 m.

SECCIÓN	ESFUERZOS PRINCIPALES			FACTOR DE SEGURIDAD		DESPLAZAMIENTO TOTAL	
	INICIAL (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO (Mpa)	CON SOSTENIMIENTO (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO	CON SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO (cm)	CON SOSTENIMIENTO (cm)
10 X 5	36.41	48.3	44.0	0.87	1.35	1.3	0.8

Fuente: Elaboración Propia

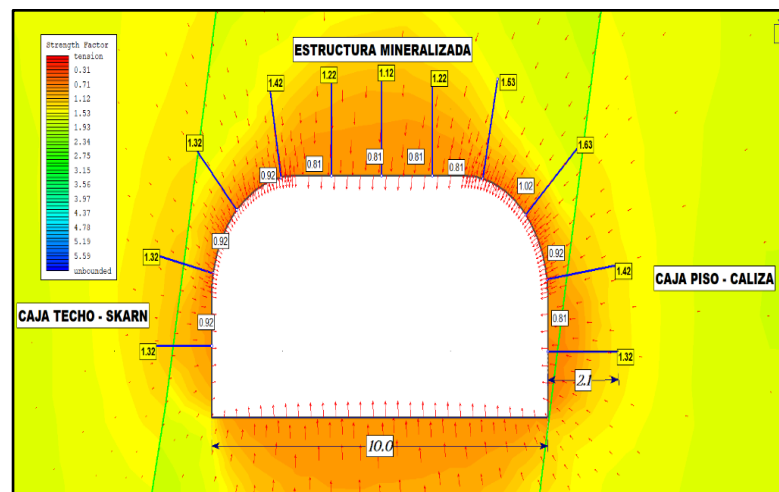
Esfuerzo principal (sigma 1); de la Figura 31, se observa que dicha labor presentaba un factor de esfuerzo in situ de 36.41 Mpa. post-voladura y con caserón expuesto dicha labor alcanza un valor promedio de 48.3 Mpa, con la disposición de elementos de sostenimiento shotcrete 2” adicional splitset espaciados a 1.50 x 1.50; dicho valor se retrae a un valor estable de 44 Mpa., factor de esfuerzo que se encuentra dentro del rango permisible.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 31. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 10 m x 5 m.

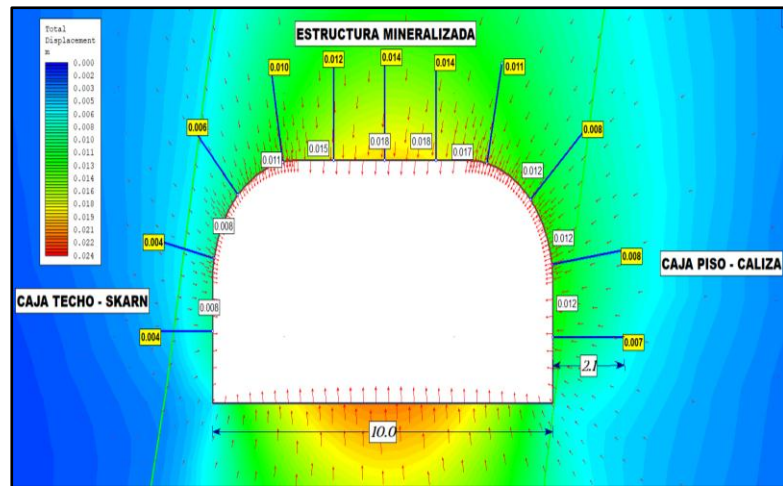
Factor de esfuerzo (seguridad); En la Figura 32 post-voladura y con caserón expuesto el promedio en ambos encajonantes alcanza un valor de 0.87, cuando se dispone elementos de sostenimiento shotcrete 2” + splitset espaciados a 1.50 x 1.50, se incrementa el factor de seguridad a 1.35; siendo viable para su explotación.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 32. Factor De Seguridad – sección 10 m x 5 m.

Desplazamiento total (x-y); En la Figura 33, nos muestra que post-voladura y la abertura de la veta Anita presenta un valor promedio de 1.3 cm, siendo un valor permisible de deformación y cuando se dispone los elementos de sostenimiento se contrae el grado de deformación a 0.8 cm siendo estos valores bajos y están relacionados al control del tiempo de exposición en relación al tiempo de autoaporte.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 33. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 10 m x 5 m.

Sección 12 m x 5 m.

En La Tabla 31, nos muestra el resumen de análisis a través del software phases2 para la sección 12 m x 5 m.

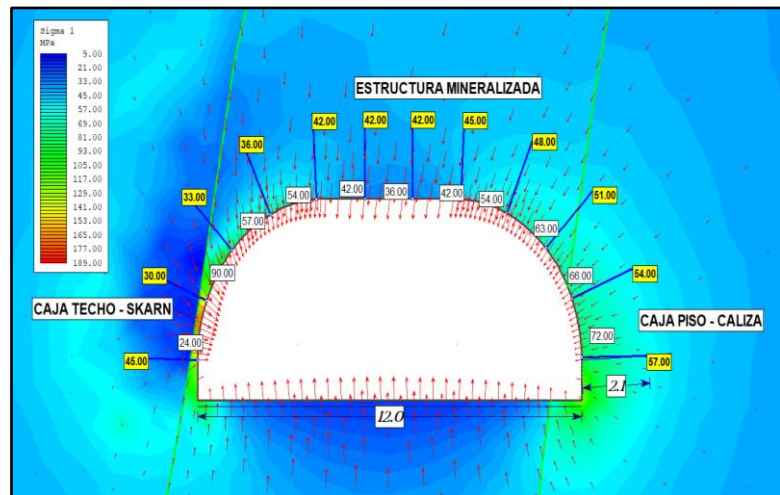
Tabla 31. Resumen de análisis para sección 12 m x 5 m.

SECCIÓN	ESFUERZOS PRINCIPALES			FACTOR DE SEGURIDAD		DESPLAZAMIENTO TOTAL	
	INICIAL (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO (Mpa)	CON SOSTENIMIENTO (Mpa)	SIN SOSTENIMIENTO	CON SOSTENIMIENTO	SIN SOSTENIMIENTO (cm)	CON SOSTENIMIENTO (cm)
12 X 5	36.41	54.5	43.7	0.84	1.17	1.8	1.1

Fuente: Elaboración Propia

Esfuerzo principal (sigma 1); de la Figura 34, se observa que dicha labor presenta un factor de esfuerzo in situ de 36.41 Mpa. post-voladura y con caserón expuesto dicha labor alcanza un valor promedio de 54.5 Mpa, con la disposición de elementos de sostenimiento shotcrete 2” adicional splitset espaciados a 1.50 x 1.50; dicho valor se

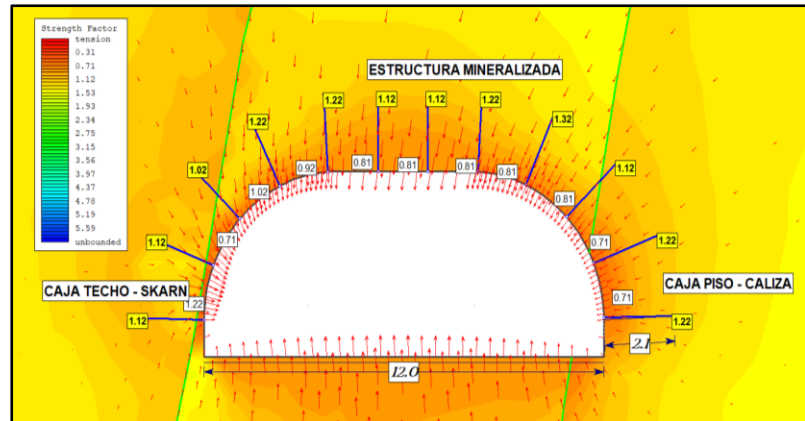
retrae a un valor estable de 43.7 Mpa., factor de esfuerzo que se encuentra dentro del rango permisible.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 34. Esfuerzo principal (Sigma 1) – sección 12 m x 5 m.

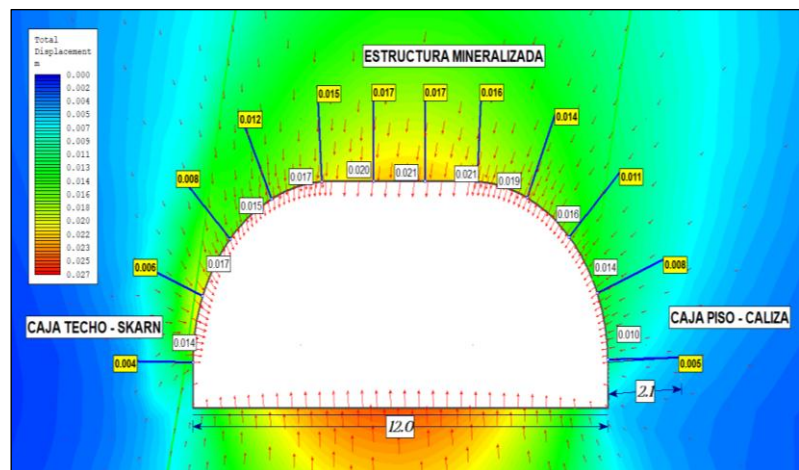
Factor de esfuerzo (seguridad); En la Figura 35 post-voladura y con caserón expuesto el promedio en ambos encajonantes alcanza un valor de 0.84, cuando se dispone elementos de sostenimiento shotcrete 2” + splitset espaciados a 1.50 x 1.50, se incrementa el factor de seguridad a 1.17; presentando una condición insegura para el proceso de minado con la probabilidad de presentar alguna inestabilidad de la corona en el proceso de minado.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 35. Factor De Seguridad – sección 12 m x 5 m.

Desplazamiento total (x-y); En la Figura 36, nos muestra post-volidura y la abertura de la veta anita presenta un valor promedio de 1.8 cm, siendo un valor permisible de deformación y cuando se emplea los elementos de sostenimiento que es shotcrete + splitset espaciados a 1.50 x 1.50, contrae el grado de deformación a 1.1 cm siendo estos valores ligeramente relativa considerable para el proceso de minado con el tiempo de exposición en relación al tiempo de autoaporte.



Fuente: Elaboración Propia

Figura 36. Desplazamiento Total (X – Y) – sección 12 m x 5 m.

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

El análisis geomecánico de los Stopes 765 – 858 para el diseño de minado de la Veta Anita tienen una relación positiva, el mismo que queda demostrado con las pruebas de los análisis geomecánico realizados en campo y laboratorio, como muestra los anexos **Informe N° 058/17/LMR/UNI** e **Informe P-IDR-39-131-16-01-00**, para realizar la prueba de hipótesis en un estudio de investigación, es necesario considerar, la hipótesis general planteada, así como las hipótesis específicas; que se consideran a continuación.

4.1. PRUEBA DE HIPÓTESIS GENERAL

“Existe una relación significativa entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 – 858 para el diseño de minado de la veta Anita– mina Atacocha – 2018”

Se realizó el análisis geomecánico del stp_765 y stp_858, en estas dos labores estructuralmente la zona mineralizada, se encuentra controlada por dos planos de falla contacto determinados, como caja techo y caja piso de dicha labor, el resumen de mapeo geomecánico con respecto a la clasificación geomecánica nos proporcionó un RMR básico y por el factor de discontinuidad de las discontinuidades se aplicó el factor de reducción para el RMR corregido

definiéndolo como un macizo rocoso de una calidad de roca regular; con respecto al Q' de Barton del mismo modo se realizó el mapeo geomecánico (caja techo, caja piso y estructura mineralizada) con un resultado promedio de 1.45 con una calidad de roca mala; adicional a ello también se determinó el mapeo geomecánico por la clasificación GSI, estructuralmente determinando número de fracturas por metro (RQD) y la resistencia a la compresión (UCS), para ello se realizó 30 pruebas de compresión el Stp_765 y las otra 30 en el Stp_858 siendo un total de 60 pruebas con el martillo schmidt distribuidos (caja techo=10 pruebas; caja piso=caja piso=10 pruebas; estructura mineralizado=10 pruebas), en función a los resultados emitidos de acuerdo a la clcificación GSI se puede mencionar que es una labor muy fracturado-regular (MF/R), para mayor detalle se puede visualizar la Tabla 32 donde nos muestra los resultados.

Tabla 32. Resultados del análisis geomecánico Stope 765 – 858

ANÁLISIS GEOMECÁNICO					
CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	CONDICIÓN DEL MACIZO ROCOSO	STP_765	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	STP_858	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO
RMR	RMR básico	50	Tipo III B - Regular	58	Tipo III A - Regular
	RMR Corregido	45	Tipo III B - Regular	53	Tipo III A - Regular
Q' de Barton	jn, RDD, jr, ja, jw,SRF	1.2	Roca mala	1.65	Roca mala
GSI	Estructural (RQD)	45%	Muy fracturado	49%	Muy fracturado
	Superficial (UCS)	60	Regular	69	Regular

Fuente: Elaboración Propia

En base al análisis realizado, la información y características del macizo rocoso que se muestra en la tabla anterior, mediante el mapeo geomecánico del stope_765 y stope_858, podemos determinar que sí existe una relación significativa entre el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.

4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

a) El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye significativamente en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018.

En base a los resultados obtenidos del análisis geomecánico, se desarrolló el diseño de minado de la Veta Anita - stopes 765 y 858, a través del método gráfico de estabilidad de Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), el procedimiento de diseño fue aplicando el método basado en el cálculo de dos factores: N' y S .

El primero es el número de estabilidad modificado y representa la capacidad del macizo rocoso de permanecer estable bajo una condición de esfuerzo presentando los resultados que se muestran en la Tabla 33

Tabla 33. Número de estabilidad para el minado de Veta Anita

DESCRIPCIÓN	N' de Estabilidad
CAJA TECHO	4.08
CAJA PISO	3.75
ESTRUCTURA MINERALIZADA	0.63

Fuente: Elaboración Propia

El segundo es el radio hidráulico que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo, para el Cálculo del radio hidráulico, en base a los criterios expuestos en el capítulo III, se determina que el radio hidráulico para la veta Anita es de 7.5

Con respecto a los resultados del N' de estabilidad y Radio hidráulico S , se puede mencionar el macizo rocoso se comportará estructuralmente post a la voladura con una condición de labor como se aprecia en la Tabla 34.

Tabla 34. Resultados del N´- S para el minado de Veta Anita

DESCRIPCIÓN	N´DE ESTABILIDAD	RADIO HIDRAULICO	CONDICIÓN DE LABOR (N´/S)
CAJA TECHO	4.08	7.5	Zona estable con sostenimiento
CAJA PISO	3.75	7.5	Zona estable con sostenimiento
ESTRUCTURA MINERALIZADA	0.63	7.5	Zona estable con sostenimiento

Fuente: Elaboración Propia

En función al radio hidráulico, se realizó el dimensionamiento de la labor de la Veta Anita, considerando realizar el minado tipo corte relleno ascendente con una bancada de 5 m y subnivel con respecto al otro brazo de minado de 20 m. y con una longitud máxima de 60 m.

Con los valores presentados en los párrafos precedentes, se concluye que el análisis geomecánico de los Stopes 765 – 858, sí influye significativamente en la sección de minado de la Veta Anita.

- b) “El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye significativamente en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – mina Atacocha - 2018.”

Para poder realizar el modelamiento geomecánico se ha utilizado el software paquete Rocscience, lográndose los siguientes resultados:

Análisis estereográfico a través del software DIPS

Para la apertura del minado de la veta Anita se realizó el mapeo geomecánico, básicamente el (DIP/DIPDIRECTION), en función a ello se determinó la proyección de discontinuidad.

Para el Stop_765 se ha determinado que en la Veta Anita, se tiene cuatro familias de discontinuidades principales. De acuerdo a los análisis estereográficos, se deduce que la familia principal de discontinuidad es la número tres; con dirección y buzamiento paralela al eje de labor, determinada como caja techo y caja piso de la estructura mineralizada con relleno de calcita (0.04 – 0.06 m) aproximadamente. Asimismo, la familia número cuatro nos muestra que presenta discontinuidades de mayor persistencia, con dirección y buzamiento subparalelo hacia el eje de la labor, observándose en campo estratos sub perpendiculares persistentes y espaciados (0.3-0.5 m aprox.) con un Bz. sub-horizontal formando bloques tabulares en corona con tendencia a desencaje y bloques de potencia de hasta 0.5 m en bóvedas y hastiales.

Para el Stp_858 del mismo modo se obtiene 1 familia de fracturamiento principal sub-perpendicular al avance con un buzamiento sub-vertical y fallas tensionales perpendiculares con respecto al eje de labor con buzamiento sub-vertical, adicionalmente presenta más 3 familias secundarias con orientación perpendicular al avance con un buzamiento sub-horizontal, observándose en campo fracturamiento persistentes y espaciados (0.5 0.8 m) aproximadamente, con un Bz. Sub-horizontal formando bloques tabulares con tendencia a pandeamiento.

Proyección de cuña modelamiento con el Software Unwedge.

El modelamiento geomecánico realizado con el Unwedge, nos ha permitido evidenciar que se tiene un intercepto de las discontinuidades con

la proyección estereográfica, lo cual origina la formación de cuñas en corona y hastial.

Con la condición estructural antes indicada, alcanza un Factor de Seguridad de 0.907, factor que nos denota que es una condición inestable para minar. Posterior a la fortificación realizada (shotcrete 2” + Split set a 1.5 x 1.5 m), el Factor de Seguridad, alcanzó un valor de 6.31, lo cual indica que la resistencia actuante del sostenimiento pasivo se ha incrementado; por lo tanto la condición pasa a ser una zona estable y adecuada para el minado de la Veta Anita; evidenciándose una vez más que el análisis geomecánico influye en el modelamiento del mismo.

Modelamiento con el software Phases2:

Para poder determinar la apertura máxima de una labor en el modelamiento de la Veta Anita, se utilizó los resultados del análisis geomecánico presentados en el Informe N° 058/17/LMR/UNI e Informe P-IDR-39-131-16-01-00, cuyos datos relevantes se muestran en la Tabla 35.

Tabla 35 Características del macizo rocoso – ensayos de laboratorio

PROPIEDADES DEL MATERIAL			
Estructura geológica	Mineral	Caliza	Skarn
Peso específico (MN/m ³)	0.3	0.33	0.30
Relacion de Poison "V"	0.28	0.27	0.26
Propiedad elástica	Isotropico	Isotropico	Isotropico
Modulo de Young (Mpa)	11000	12560	20800
Estructura geológica	Mineral	Caliza	Skarn
Ensayos de compresión UCS	52	65	75
GSI	47	54	62
Constante de mi	15	16	21
Factor de disturbance	0.5	0.5	0.5

Fuente: Departamento geomecánica Atacocha

Para el modelamiento geomecánico, se trabajó 4 secciones para poder determinar cuál de ellas es la más viable para minar, es decir que presente un factor de seguridad estable, al momento aperturar la Veta Anita.

Los resultados del análisis de las 4 secciones, efectuada con el Phases 2, se muestran en la Tabla 36, donde se observa que la sección más viable para minar la Veta Anita, es de 10 m x 5 m, resultados del análisis phases2 con un factor de seguridad de 1.35, con lo cual se garantiza una estabilidad y la recuperación de todo el mineral.

Tabla 36. Resultados del análisis Phases 2

SECCIÓN	ESFUERZOS PRINCIPALES			FACTOR DE SEGURIDAD		DESPLAZAMIENTO TOTAL	
	INICIAL	SIN SOSTENIMIENTO	CON	SIN SOSTENIMIENTO	CON	SIN SOSTENIMIENTO	CON
	(Mpa)	(Mpa)	SOSTENIMIENTO (Mpa)		SOSTENIMIENTO	(cm)	SOSTENIMIENTO (cm)
6 X 4	36.41	40.5	31.5	1.42	1.73	0.3	0.4
8 X 4	36.41	49.7	42.8	0.90	1.53	1.0	0.7
10 X 5	36.41	48.3	44.0	0.87	1.35	1.3	0.8
12 X 5	36.41	54.5	43.7	0.84	1.17	1.8	1.1

Fuente: Departamento geomecánica Atacocha

Determinándose que la sección más adecuada es de 10 m x 5 m, a continuación, se describe cada uno de los parámetros obtenidos:

Esfuerzo principal (sigma 1)

El esfuerzo principal de la sección 10 x 5, según el informe P-IDR-39-131-16-01-00, en la Veta Anita, era de 36.41 Mpa. Efectuado el modelamiento, la misma zona de análisis y post-voladura, el factor de esfuerzo se incrementa a 48.3 Mpa lo cual evidencia la necesidad imperiosa de disponer de un sostenimiento.

Durante el modelamiento y con la disposición de elementos de sostenimiento (shotcrete 2" + Split set a 1.5 x 1.5 m), se observó que el factor de esfuerzo se retrae a un valor de 44 Mpa, valor que se encuentra dentro del rango de minado.

Factor de seguridad (F.S.)

El factor de seguridad post-voladura y sin sostenimiento para una sección de 10 x 5, alcanzó un valor de 0.87, lo que denota que era una labor inestable para minar; por lo que se dispuso la utilización de elementos de sostenimiento (shotcrete 2" + Split set a 1.5 x 1.5 m), con lo que se logró incrementar dicho factor de seguridad a 1.35; presentando de esa manera una condición segura, para el proceso de minado y siendo viable para su explotación la Veta Anita.

Desplazamiento total (x-y)

El desplazamiento total (x-y) de la sección 10 x 5, post-voladura y sin sostenimiento de Veta Anita, presentaba un valor promedio de 1.3 cm, valor que puede ser permisible de deformación; pero al disponer los elementos de sostenimiento, se observó que se contrae el grado de deformación a 0.8 cm; siendo un valor bajo y que está relacionadas al control del tiempo de exposición en relación al tiempo de autoaporte.

El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye significativamente en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – mina Atacocha - 2018

Habiéndose realizado una exhaustiva evaluación de los diferentes parámetros necesarios en un análisis geomecánico de los stopes 765 – 858, podemos enunciar taxativamente que sí influye positivamente en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita.

CAPÍTULO V

DISCUSION DE RESULTADOS

A partir de la caracterización del macizo rocoso, se acepta la hipótesis general el cual establece que existe una relación significativa entre el análisis geomecánico de los stopes 755 – 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha.

Este resultado, es característico en compañías mineras a nivel internacional, puesto que se relaciona con lo afirmado en la tesis de M. Sc. Álvaro J. Castro C. - 2014 “Análisis Geomecánico-Estructural de la rampa de exploración y la Cruzada Geotécnica N°1 en la mina subterránea Chuquicamata por medio de discretizado con elementos finitos” de la Universidad Nacional de Colombia Sede Medellín, Facultad de Minas, cuya conclusión señala que para el minado establece que por el tipo del macizo rocoso, requiere de un factor de seguridad mayor a 1, así como en roca menos competente (como los pórfidos granodioríticos) y poco alterada se requería proyecciones de concreto lanzado.

En función a los resultados obtenidos del análisis geomecánico, aceptamos la hipótesis específica a, que señala que el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 influye significativamente en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha.

Esta afirmación concuerda con lo establecido por Guerrero Chauca César R., en su tesis de investigación “Geomecánica para la selección del Método de Explotación de la veta Almiranta de la compañía Minera Quiruvilca S.A. – 2017”, quien concluyó que con el dimensionamiento geomecánico, estableció las dimensiones máximas de los tajeos en la veta Almiranta, lo cual concuerda con nuestra afirmación.

En lo que se refiere a la hipótesis específica b, que señala que el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 influye positivamente en el modelamiento del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha, la misma que ha sido aceptada, podemos afirmar que coincide con lo determinado también por Guerrero Chauca César R., en su tesis de investigación “Geomecánica para la selección del Método de Explotación de la veta Almiranta de la compañía Minera Quiruvilca S.A. – 2017”, quien con el programa “DIPS” y a través del menú SELECT/ADD SET, pudo determinar la orientación de discontinuidades del macizo rocoso. Afirmación que es acorde a lo señalado en el presente trabajo de investigación.

CONCLUSIONES

Se concluye que, existe una relación significativa entre el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 y el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha, puesto que se ha determinado las características del macizo rocoso, con un RMR promedio de 49 – roca tipo IIIB, con un Q' de Barton de 1.45 de calidad mala y un GSI con RQD promedio de 49% y un UCS de 69 Mpa; definiendo una roca MF/R.

Mediante el análisis geomecánico de los stopes 765 – 858, se pudo determinar el número de estabilidad promedio de N' 2.82 y el Radio Hidráulico S de 7.5 m, con lo cual se determinó que la zona a minar de la Veta Anita era estable con sostenimiento; con los resultados obtenidos se estableció la longitud máxima a minar de 60 m lineales, con un banco entre subniveles o brazo de batidos de 20 m y una altura de banco de 5 m.

El análisis geomecánico de los stopes 765 – 858 es muy importante para el proceso de minado de la Veta Anita, puesto que con los datos obtenidos, mostrados en los anexos 2 y 3, se pudo realizar el modelamiento geomecánico, con el software ROCSCIENCE, lo cual permitió establecer las discontinuidades principales y secundarias perpendiculares, al eje de la labor.

Realizado el modelamiento geomecánico con el programa Unwedge, se pudo evidenciar que durante el proceso de minado, se generaría una proyección de cuñas, las que podían ser controladas con la disposición de elementos de anclaje. Con el programa Phase2; se estableció la sección de minado de la Veta Anita en 10 m x 5 m.; cuyo esfuerzo principal sin sostenimiento era de 48.3 Mpa y con sostenimiento de 44 Mpa; el factor de seguridad sin sostenimiento de 0.87 y con sostenimiento de 1.35; asimismo, el desplazamiento sin sostenimiento de 1.3 y con sostenimiento de 0.8.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda un monitoreo constante de la estabilidad y el diseño de los stopes 765 y 858 en la Veta Anita a través del modelamiento con los software Dips, Unwedge, Phases utilizando la data del overcoring y parámetros geomecánicos; para garantizar la estabilidad del macizo rocoso durante el proceso de minado.
- En el desarrollo de la industria minera, la Geomecánica es un parámetro técnico que posee una visión de mejora continua, tener adaptabilidad, capacidad y credibilidad, principalmente siendo efectivo y oportuno para tomar decisiones, ya que es clave para lograr la rentabilidad del negocio minero; por lo que se recomienda su aplicación en todos los procesos de minado de la Mina Atacocha.
- Se recomienda cumplir con los límites de abertura máxima, a fin de evitar riesgos de accidentes en el proceso de minado, los que se detallan a continuación:

Longitud máxima para minar : 60 m lineales

Ancho : 10 m.

Banco : 5 m.

Cara Libre : 1m

Subniveles con alto : 20 m

- 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 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.

FUENTES DE INFORMACIÓN

- Andrade, B. (2004). *Caracterización, Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos*. Quito: Académica Española.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Clasificatio*. Nueva York: Wiley Interscience Publications.
- Brad, H. & Brown. (1985). *Rock Mechanincs*. Montana: George Allen & Unwin Ltd.
- Córdova, D. (2001). *Curso Mecánica de Rocas en Minería y Obras civiles*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Hoeck, E. (1995). *Ssupport of Underground Excavations in Hard Rock*. Ottawa: Balkema.
- Giordani, C. (2014). *Deformación de la Masa Rocosa*. Barcelona: Gustavo Gili
- Guerrero, R. (2017). *Geomecánica para la Selección del Método de Explotación de la Veta Almiranta de la Compañía Minera Quiruvilca S.A*. La Libertad: Tesis de Grado.
- Gavilanes, H. y Byron, A. (2005). *Introducción a la Ingeniería de Túneles: Clasificación y Análisis Geomecánico de Macizos Rocosos*. Quito: Cámara Ecuatoriana.
- INGEMMET (2016). *Estudio de m edición de esfuerzo realizado por INGEROC SPA Chile*. Ensayos de laboratorio de la unidad minera Atacocha Universidad Nacional de Ingeniería.
- McKinstry, E. (1965), *Geología de Minas*. Barcelona: Omega 10.

Palomino, A. (2014). *Evaluación Económica de los Cuerpos*

P. W. (2011). *Mejoras en el 2011 en la Unidad Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.* Lima: Tesis de Grado.

Rubi, A. (s.f.) *Para determinar el Método de Explotación Mina Uchucchacua.* Lima: Tesis de Grado.

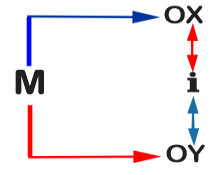
Rojas, T. (2016). *Geomecánica en el Diseño de Sostenimiento para mejorar la Estabilidad de las Labores Mineras de la Unidad Minera el Porvenir de la Empresa Minera Milpo.* Ciudad de Cerro de Pasco: Tesis de Grado.

SNMPE (2004) *Sociedad Nacional de Minería Petróleos y energía. Manual de Geomecánica.* Lima.

ANEXOS

Anexo 1. Matriz de consistencia

“ANÁLISIS GEOMECÁNICO DE LOS STOPES 765 - 858 PARA EL DISEÑO DE MINADO DE LA VETA ANITA – MINA ATACOCHA-2018”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLE	METODOLOGIA
General	General	General		
¿Cuál es la relación entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018?	Evaluar la relación entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.	Existe una relación significativa entre el análisis Geomecánico de los stopes 765 - 858 para el diseño de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.	Independiente: Análisis geomecánico	Tipo de Investigación: Aplicada Nivel de investigación Descriptiva El diseño se diagrama de la siguiente manera. 
			Dimensiones RMR (Rock Mass Rating) Esfuerzo de compresión uniaxial de la roca. Rock Quality Designation (RQD) Espaciamiento de discontinuidades. Condición de discontinuidades. Condición de agua subterránea. Orientación de discontinuidades.	
			Q (Barton) Jn: Índice de diaclasa RQD Designación de calidad de Roca Jr: Índice de Rugosidad Ja: Alteración de discontinuidades Jw: Presencia de agua SRF: Estado tensional macizo rocoso	
			GSI (Geological structural Index) Clasificación según su estructura Clasificación según condiciones superficiales.	Donde: M : muestra O : observaciones obtenidas de Stop una de las variables X, Y : variables i : Influencia
Específicos	Específicos	Específicas	Dependiente: Diseño de minado	
a) ¿Cómo interviene el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018?	a) Caracterizar cómo interviene el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.	a) El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye significativamente en la sección de minado de la Veta Anita – Mina Atacocha – 2018.	Sección de minado Ancho de Explotación Altura de labor de explotación Longitudde labor de explotación	POBLACION 15 vetas ubicadas en la Mina Atacocha S.A.
b) ¿Cómo influye el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 en el modelamiento informático del minado de la veta Anita – Mina Atacocha - 2018?	b) Evaluar cómo el análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye en el modelamiento informático del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018.	b) El análisis geomecánico de los stopes 765 - 858 influye positivamente en el modelamiento geomecánico del minado de la Veta Anita – Mina Atacocha - 2018.	Modelamiento geomecánico Software Dips Software Unwedge Software Phases 2	MUESTRA Stopes 765 - 858

Fuente : Elaboración propia

Anexo 2. Informe N° 058/17/LMR/UNI
RESULTADOS ENSAYOS DE LABORATORIO



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

INFORME N° 058/17/LMR/UNI

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS
ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL
ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL
ENSAYO DE TRACCION INDIRECTA
ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS
ENSAYO DE CORTE DIRECTO

Solicitado por:
COMPAÑIA MINERA MILPO S.A.A.

Muestra: Bloques Rocas



[Handwritten signature]
CIP: 202370

Fecha: 12 de Junio del 2017

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM C97-02, dando los siguientes resultados:

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Densidad Seca (g/cm ³)	Densidad Húmeda (g/cm ³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m ³)
M - 1	Caliza Marmolizada	4.41	2.58	3.15	3.18	3.02	0.96	31.21
		4.41	2.59	3.32	3.35	2.38	0.71	32.83
		4.41	2.45	3.55	3.57	2.11	0.60	34.99
		<i>Promedio</i>		3.34	3.37	2.50	0.76	33.01
M - 2	Brecha Mineralizada	5.36	1.52	3.11	3.13	1.63	0.52	30.63
		5.36	1.42	3.08	3.10	1.81	0.59	30.32
		5.36	1.10	3.10	3.12	2.26	0.73	30.58
		<i>Promedio</i>		3.10	3.12	1.90	0.61	30.51
M - 3	Skarn	4.38	2.45	3.09	3.12	3.28	1.06	30.36
		4.37	2.47	3.12	3.15	2.75	0.88	30.66
		4.36	2.51	3.12	3.16	3.23	1.03	30.67
		<i>Promedio</i>		3.11	3.14	3.09	0.99	30.56
M - 4	Caliza Negra	4.47	2.43	3.36	3.38	1.68	0.50	33.09
		4.38	2.41	3.37	3.39	1.90	0.56	33.20
		4.35	2.54	3.52	3.54	1.88	0.53	34.68
		<i>Promedio</i>		3.42	3.44	1.82	0.53	33.66

ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Litología	Código	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga de rotura (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
M - 1	Caliza Marmolizada	A	4.42	8.79	73.8	490	48.1
		B	4.42	8.73	61.8	410	40.2
		C	4.42	8.66	68.4	454	44.5
		D	4.41	8.72	129.7	865	84.8
		E	4.42	8.72	58.0	385	37.7
M - 2	Brecha Mineralizada	A	4.54	8.89	41.2	259	25.4
		B	4.52	8.77	27.2	172	16.9
		C	4.53	8.87	32.6	206	20.2
		D	4.54	8.80	22.4	141	13.8
		E	4.54	7.52	23.1	142	13.9
M - 3	Skarn	A	4.43	8.79	175.3	1159	113.6
		B	4.39	8.82	160.2	1080	105.9
		C	4.33	8.74	115.2	799	78.3
		D	4.47	8.80	121.1	786	77.0
		E	4.38	8.80	125.3	849	83.2
M - 4	Caliza Negra	A	4.54	8.86	136.8	859	84.2
		B	4.54	8.90	111.0	698	68.4
		C	4.54	8.82	164.9	1035	101.5
		D	4.54	8.86	163.6	1028	100.7
		E	4.55	8.78	152.2	950	93.2

ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confinam. σ_3 (MPa)	Esfuerzo rotura σ_1 (MPa)	Resisten. Compres. Uniaxial (MPa)	Constante "m"	Cohesión (MPa)	Ang. de Fricción Interno (°)
M-1	Caliza Marmolizada	4.42	8.75	2	68.80	50.17	16.85	11.49	45.48
		4.42	8.72	4	75.80				
		4.42	8.80	6	94.12				
		4.42	8.75	8	109.41				
		4.42	8.71	10	111.69				
M-2	Brecha Mineralizada	4.54	8.85	1	52.77	41.56	14.98	9.29	44.73
		4.54	8.92	3	57.14				
		4.54	8.89	5	75.72				
		4.54	8.88	7	84.02				
		4.54	8.88	9	96.83				
M-3	Skarn	4.36	8.80	2	122.84	102.37	21.67	18.96	51.69
		4.36	8.83	4	146.17				
		4.36	8.81	6	158.07				
		4.36	8.76	8	176.72				
		4.36	8.77	10	190.42				
M-4	Caliza Negra	4.55	8.84	1	105.33	96.58	19.65	18.00	50.84
		4.55	8.75	3	120.68				
		4.38	8.77	5	157.38				
		4.36	8.80	7	151.14				
		4.47	8.87	9	169.14				

ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012-04, dando los siguientes resultados:

Muestra	Litología	Código	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "v"
M-1	Caliza Marmolizada	A	4.41	8.75	71.6	12.13	0.27
		B	4.41	8.76	63.4	12.99	0.28
M-2	Brecha Mineralizada	A	4.54	8.91	48.4	12.69	0.27
		B	4.54	8.90	38.8	9.47	0.29
M-3	Skarn	A	4.37	8.75	103.8	21.86	0.25
		B	4.40	8.79	110.7	19.73	0.26
M-4	Caliza Negra	A	4.38	8.79	81.8	20.69	0.27
		B	4.54	8.81	89.2	21.76	0.24

ENSAYO DE TRACCION INDIRECTA (Brasiler)

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3967-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resist. a la tracción (kg/cm ²)	Resist. a la tracción (MPa)
M - 1	Caliza Marmolizada	5.35	2.65	18.5	85	8.3
		5.35	2.62	16.1	75	7.3
		5.35	2.61	13.1	61	6.0
		5.35	2.64	11.5	53	5.2
		5.35	2.67	11.5	52	5.1
<i>Promedio</i>					65	6.4
M - 2	Brecha Mineralizada	4.54	2.33	6.3	39	3.8
		4.54	2.33	4.6	28	2.8
		4.54	2.33	3.9	24	2.3
		4.54	2.31	3.8	24	2.3
		4.54	2.17	5.5	36	3.6
<i>Promedio</i>					30	3.0

ENSAYO DE TRACCION INDIRECTA (Brasiler)

... Continuación:

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga (kN)	Resist. a la tracción (kg/cm ²)	Resist. a la tracción (MPa)
M - 3	Skarn	5.36	2.69	30.1	136	13.3
		5.36	2.65	23.8	109	10.7
		5.36	2.70	30.7	138	13.5
		5.36	2.66	27.1	123	12.1
		5.36	2.67	30.1	137	13.4
<i>Promedio</i>					128	12.6
M - 4	Caliza Negra	4.37	2.27	14.4	94	9.2
		4.55	2.27	17.6	111	10.8
		4.54	2.22	16.4	106	10.4
		4.37	2.27	12.3	81	7.9
		4.54	2.17	18.1	119	11.7
<i>Promedio</i>					102	10.0

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D5607-95, dando los siguientes resultados.

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Tipo de discontin.	Fuerza Normal (kN)	Fuerza de Corte (kN)	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
M - 1	Caliza Marmolizada	5.34	Simulada	2.50	1.80	0.119	30.68
				5.00	3.30		
				7.50	4.50		
				10.00	6.30		
				12.50	7.70		

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

... Continuación:

Muestra	Litología	Diámetro (cm)	Tipo de discontin.	Fuerza Normal (kN)	Fuerza de Corte (kN)	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
M - 2	<i>Brecha Mineralizada</i>	5.30	<i>Simulada</i>	2.50	1.90	0.115	30.80
				5.00	3.10		
				7.50	4.60		
				10.00	6.20		
				12.50	7.80		
M - 3	<i>Skarn</i>	5.34	<i>Simulada</i>	2.50	1.70	0.090	30.26
				5.00	3.00		
				7.50	4.60		
				10.00	6.20		
				12.50	7.40		
M - 4	<i>Caliza Negra</i>	4.50	<i>Simulada</i>	2.50	1.60	0.088	30.05
				5.00	3.10		
				7.50	4.30		
				10.00	5.80		
				12.50	7.40		

Anexo 3. Informe Final P-IDR-339-131-16-01
“MEDICIÓN ESFUERZOS UNIDAD ATACOCHA”

R-GEO-18
 Versión: 1



P-IDR-339-131-16-01-00

INFORME FINAL

“MEDICIÓN ESFUERZOS UNIDAD ATACOCHA”



Preparado por

INGEROC SpA

Para

Minera Milpo

Julio de 2017



CIP: 202370

Tabla N° 4: Resumen de resultados, por sitio de medición y número de ensayo, de los esfuerzos principales.

Esfuerzos Principales (MPa)										
Sitio	Ensayo	σ_1	Azimut	Inclin	σ_2	Azimut	Inclin	σ_3	Azimut	Inclin
1	1	36,41	2,0	8,6	28,86	271,2	5,3	15,25	149,8	79,9
	2	22,41	139,6	19,6	18,54	19,7	54,0	6,84	240,9	28,8
2	1	49,50	18,3	31,2	16,34	109,8	2,4	9,85	203,8	58,7
	2	54,63	52,1	26,3	22,69	161,9	34,4	16,21	293,5	44,1

Tabla N° 5: Resumen de resultados, por sitio de medición y número de ensayo, de los componentes de los esfuerzos.

Componentes de Esfuerzos (MPa)									
Sitio	Ensayo	E (GPa)	Razón de Poisson	σ_{ns}	σ_{ew}	σ_v	$\tau_{ns/ew}$	$\tau_{ew/v}$	$\tau_{v/ns}$
1	1	55,14	0,46	35,92	28,76	15,84	0,44	-1,14	3,14
	2	50,43	0,54	18,42	13,13	16,25	-5,51	5,12	1,47
2	1	30,65	0,28	36,72	18,46	20,51	6,59	5,79	16,59
	2	30,65	0,28	31,83	35,84	25,85	13,65	12,99	6,51

Tabla N° 6: Resumen de los esfuerzos principales representativos para cada sitio de medición.

Esfuerzos Principales Representativos de cada sitio (MPa)									
Sitio	σ_1	Azimut	Inclin	σ_2	Azimut	Inclin	σ_3	Azimut	Inclin
1	34,6	7,5	9,4	29,16	99,1	9,6	19,33	234,1	76,5
2	49,50	18,3	31,2	16,34	109,8	2,4	9,85	203,8	58,7

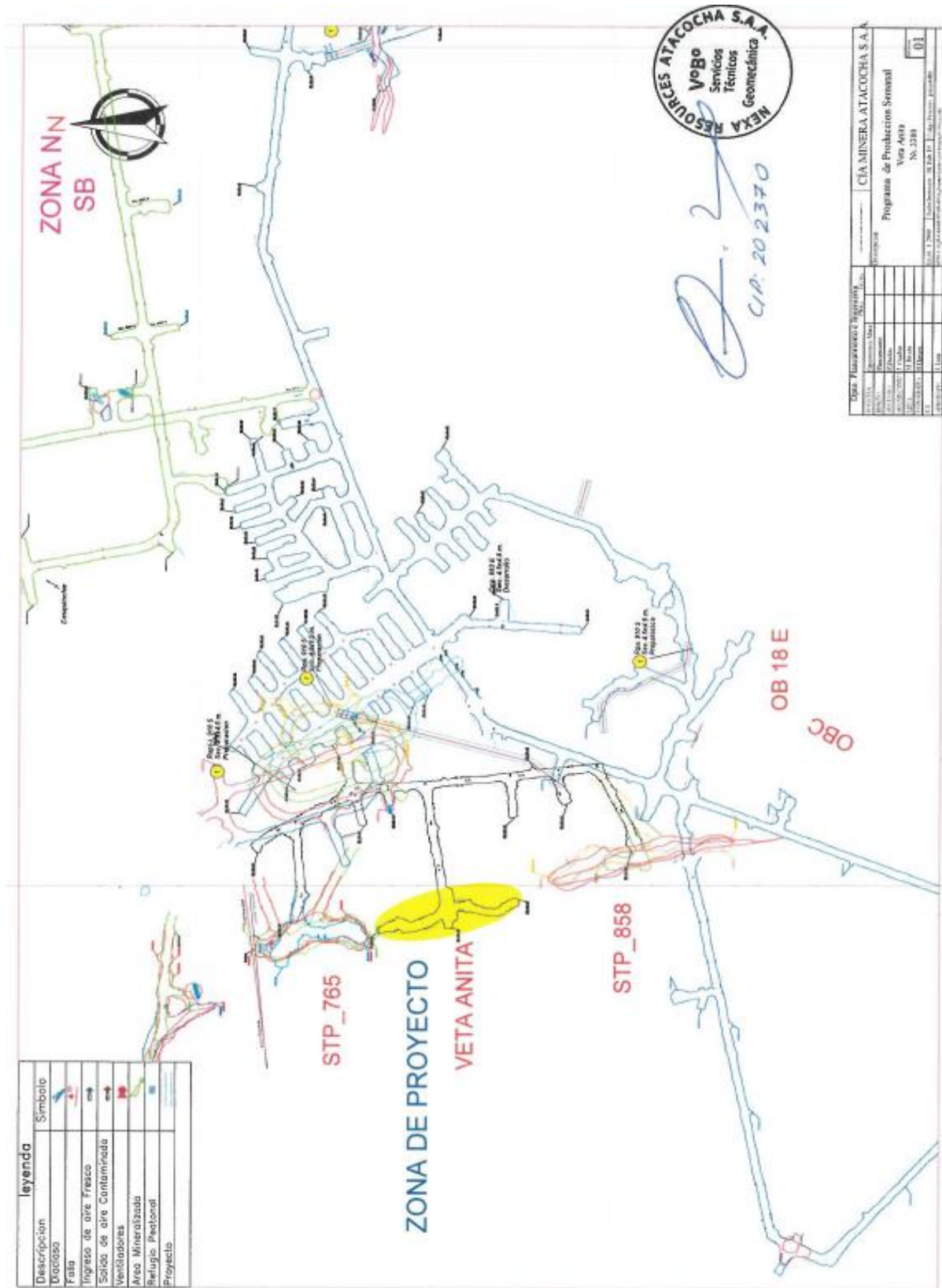
Tabla N° 7: Resumen de las componentes de esfuerzos representativos para cada sitio de medición.

Componentes de Esfuerzos representativos de cada sitio (MPa)								
Sitio	E (GPa)	Razón de Poisson	σ_{ns}	σ_{ew}	σ_v	$\tau_{ns/ew}$	$\tau_{ew/v}$	$\tau_{v/ns}$
1	52,78	0,50	34,18	28,90	20,01	0,43	1,92	2,17
2	30,65	0,28	36,72	18,46	20,51	6,59	5,79	16,59

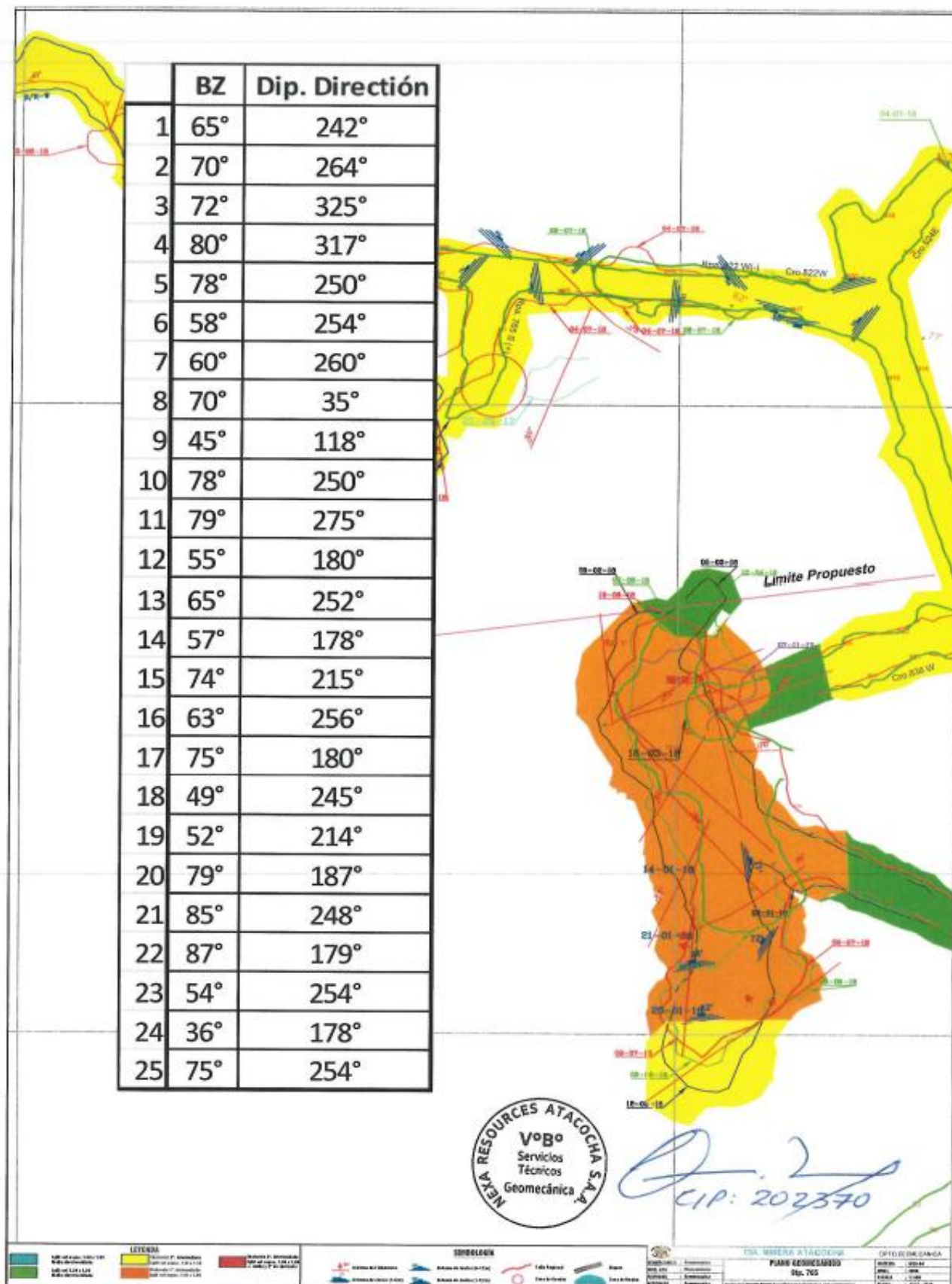
Anexo 4. Validación de Información**VISADO POR EL JEFE DE AREA**

1. Plano topográfico de ubicación del proyecto
2. Plano geomecánico del Stp. 765
- 3.- Plano geomecánico del Stp. 858
- 4.- Hoja de cálculo del martillo Schmidt Stp. 765
- 5.- Hoja de cálculo del martillo Schmidt Stp. 858

Plano topográfico de ubicación del proyecto



Plano geomecánico del Stp. 765



Hoja de cálculo del martillo Schmidt Stp. 765

Martillo Schmidt – STP 765

Hoja de Cálculo para rebotes con el Martillo de Schmidt Angulo de Prueba = 90°	
--	---

LABOR: STP 765

								Mpa		
condicion	tramo	N°/pruebas	Rebote	Densidad tn/m3	Densidad kN/m3	Fact. Conv.	Resistencia	Promedio		
Estructura mineralizada	1	1	20	3.60	35.30	1.63	42.79	46.40		
		2	19	3.60	35.30	1.60	39.84			
		3	25	3.60	35.30	1.79	61.19			
		4	22	3.60	35.30	1.69	49.37			
		5	21	3.60	35.30	1.66	45.96			
	2	6	19	3.60	35.30	1.60	39.84			
		7	20	3.60	35.30	1.63	42.79			
		8	22	3.60	35.30	1.69	49.37			
		9	23	3.60	35.30	1.72	53.03			
		10	19	3.60	35.30	1.60	39.84			
Caja Piso	3	11	33	2.62	25.69	1.76	57.03	60.63		
		12	35	2.62	25.69	1.80	63.29			
		13	34	2.62	25.69	1.78	60.08			
		14	35	2.62	25.69	1.80	63.29			
		15	34	2.62	25.69	1.78	60.08			
	4	16	32	2.62	25.69	1.73	54.14			
		17	34	2.62	25.69	1.78	60.08			
		18	31	2.62	25.69	1.71	51.39			
		19	37	2.62	25.69	1.85	70.24			
		20	36	2.62	25.69	1.82	66.68			
Caja Techo	5	21	39	2.52	24.71	1.86	72.13	70.78		
		22	36	2.52	24.71	1.84	68.61			
		23	37	2.52	24.71	1.81	65.26			
		24	39	2.52	24.71	1.86	72.13			
		25	37	2.52	24.71	1.81	65.26			
	6	26	39	2.52	24.71	1.86	72.13			
		27	40	2.52	24.71	1.88	75.84			
		28	39	2.52	24.71	1.86	72.13			
		29	39	2.52	24.71	1.86	72.13			
		30	39	2.52	24.71	1.86	72.13			




 CIP: 202370

Hoja de cálculo del martillo Schmidt Stp. 858

Martillo Schmidt – STP 858



LABOR: STP 858

								Mpa
condicion	tramo	N°pruebas	Rebote	Densidad tn/m ³	Densidad kN/m ³	Fact. Conv.	Resistencia	Promedio
Estructura mineralizada	1	1	22	3.66	35.89	1.70	50.88	57.77
		2	25	3.66	35.89	1.80	63.04	
		3	23	3.66	35.89	1.74	54.51	
		4	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
		5	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
	2	6	24	3.66	35.89	1.77	58.62	
		7	23	3.66	35.89	1.74	54.51	
		8	22	3.66	35.89	1.70	50.88	
		9	25.5	3.66	35.89	1.82	65.38	
		10	25	3.66	35.89	1.80	63.04	
Caja Piso	3	11	37	2.64	25.89	1.85	71.28	69.67
		12	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		13	37	2.64	25.89	1.85	71.28	
		14	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		15	38	2.64	25.89	1.88	75.12	
	4	16	38	2.64	25.89	1.88	75.12	
		17	35	2.64	25.89	1.81	64.18	
		18	34	2.64	25.89	1.78	60.90	
		19	39	2.64	25.89	1.90	79.16	
		20	37	2.64	25.89	1.85	71.28	
Caja Techo	5	21	42	2.52	24.71	1.92	83.83	79.30
		22	43	2.52	24.71	1.95	88.13	
		23	42	2.52	24.71	1.92	83.83	
		24	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		25	41	2.52	24.71	1.90	79.73	
	6	26	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		27	40	2.52	24.71	1.88	75.84	
		28	42	2.52	24.71	1.92	83.83	
		29	40	2.52	24.71	1.87	73.96	
		30	39	2.52	24.71	1.86	72.13	



[Handwritten Signature]
 CIP: 202370