

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

La aplicación de cable *bolting* y su influencia con respecto al control de cuñas en el cuerpo “prosperidad techo” Mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan compañía minera S. A. A.

Jerson Jorge Rabanal Orellana

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Benjamín Ramos Aranda

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, deseo expresar el amor y gratitud hacia mi madre. Todo lo que logré es gracias a los valores y virtudes inculcados por ella. También a mi hermano, por el apoyo brindado en los años de esfuerzo para poder seguir en el camino de la carrera.

De igual manera agradecer a la empresa minera Volcan, al departamento de Geomecánica y todas las personas que hicieron lo posible en compartir las experiencias para la investigación.

DEDICATORIA

A mi madre Lucia Orellana,
por el apoyo y comprensión
de las largas noches en vela
tratando de lograr mis metas.

ÍNDICE DE CONTENIDO

| | |
|---|------|
| AGRADECIMIENTO | III |
| DEDICATORIA | IV |
| ÍNDICE DE CONTENIDO..... | V |
| ÍNDICE DE TABLAS | VIII |
| ÍNDICE DE FIGURAS | IX |
| ABSTRACT..... | XIV |
| INTRODUCCIÓN | XV |
| CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO..... | 16 |
| 1.1. Planteamiento y formulación del problema | 16 |
| 1.1.1. Planteamiento del problema | 16 |
| 1.1.2. Enunciado del problema | 17 |
| 1.1.2.1. Problema general | 17 |
| 1.1.2.2. Problemas específicos | 17 |
| 1.2. Objetivos..... | 17 |
| 1.2.1. Objetivo general | 17 |
| 1.2.2. Objetivos específicos..... | 17 |
| 1.3. Justificación e importancia | 18 |
| 1.3.1. Justificación | 18 |
| 1.3.2. Importancia..... | 18 |
| 1.4. Hipótesis de la investigación..... | 18 |
| 1.4.1. Hipótesis general..... | 18 |
| 1.4.2. Hipótesis específicas | 19 |
| 1.5. Identificación de variables..... | 19 |
| CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO..... | 20 |
| 2.1. Antecedentes del problema | 20 |
| 2.2. Bases teóricas | 21 |
| 2.2.1. Volcan Compañía Minera | 21 |
| 2.2.2. Mina Andaychagua | 22 |
| 2.2.2.1. Ubicación..... | 22 |
| 2.2.2.2. Accesibilidad | 22 |

| | |
|--|-----------|
| 2.2.2.3. Geología regional | 22 |
| 2.2.2.4. Estratigrafía | 24 |
| 2.2.2.5. Principales unidades litológicas | 25 |
| 2.2.2.6. Intrusivos | 26 |
| 2.2.2.7. Estructuras geológicas | 27 |
| 2.2.2.8. Mineralización de Andaychagua | 30 |
| 2.2.2.9. Método de explotación | 32 |
| 2.2.2.10. Ciclo de minado..... | 33 |
| 2.2.2.11. Sostenimiento y estabilización del macizo rocoso | 37 |
| 2.2.2.12. Evaluación y análisis de intersecciones..... | 38 |
| 2.2.2.13. Aplicaciones y usos | 40 |
| 2.2.2.14. Ventajas | 41 |
| 2.2.2.15. Preparación del cable Bolting | 42 |
| 2.2.2.16. Instalación para el cable Bolting | 45 |
| 2.2.2.17. Resistencia del macizo rocoso | 49 |
| 2.2.2.18. Calidades de rocas RMR, SGI, Q (Clasificación Geomecánica) | 50 |
| 2.2.2.19. Propiedades del macizo rocoso..... | 52 |
| 2.2.2.20. Tabla GSI | 54 |
| 2.3. Definición de términos básicos | 55 |
| CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN..... | 56 |
| 3.1. Método y alcance de la investigación..... | 56 |
| 3.1.1. Método de investigación | 56 |
| 3.1.2. Tipo de investigación | 56 |
| 3.1.3. Nivel de investigación | 56 |
| 3.1.4. Diseño de Investigación..... | 56 |
| 3.2. Población y muestra | 57 |
| 3.2.1. Población..... | 57 |
| 3.2.2. Muestra | 57 |
| 3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos..... | 57 |
| CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN..... | 58 |
| 4.1. Método y procedimiento..... | 58 |
| 4.1.1. Actividades preliminares | 58 |

| | |
|---|----|
| 4.1.1.1. Parámetros geomecánicos | 60 |
| 4.2. Mapeo geomecánico | 62 |
| 4.3. Recolección de datos | 64 |
| 4.4. Análisis de datos en los softwares | 65 |
| 4.4.1. Modelamiento numérico y elementos finitos | 67 |
| 4.4.1.1. Método gráfico de estabilidad | 69 |
| 4.4.1.2. Determinación del índice “Q” de Barton Et Al. 1974:..... | 69 |
| 4.4.1.3. Determinación del factor de condición de esfuerzos “A”: | 70 |
| 4.4.1.4. Determinación de factor de ajuste por orientación de estructuras “B” | 70 |
| 4.4.1.5. Determinación de factor de ajuste por efectos de gravedad “C” | 71 |
| 4.4.1.6. Radio hidráulico..... | 72 |
| 4.5. Diseño de sostenimiento..... | 74 |
| 4.5.1. Aplicación de software en cuerpo Prosperidad Techo | 76 |
| 4.6. Prueba de arranque..... | 78 |
| 4.7. Resultados..... | 81 |
| 4.7.1. Evaluación del comportamiento geomecánico..... | 81 |
| 4.7.2. Control de cuñas | 81 |
| 4.8. Discusión de resultados..... | 84 |
| CONCLUSIONES | 85 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS | 86 |
| ANEXOS..... | 87 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 1. Distribución de explosivos | 35 |
| Tabla 2. Parámetros de resistencia de la masa rocosa | 50 |
| Tabla 3. Criterio para la clasificación de la masa rocosa | 51 |
| Tabla 4. Propiedades de Resistencia. | 52 |
| Tabla 5. Resultados compresión triaxial | 53 |
| Tabla 6. Resultados propiedades físicas | 53 |
| Tabla 7. Especificaciones de cable Bolting | 58 |
| Tabla 8. Dosificación de Lechada | 59 |
| Tabla 9. Obtención de datos | 64 |
| Tabla 10. Índice “Q” de Barton | 69 |
| Tabla 11. Factor de condición de esfuerzos | 70 |
| Tabla 12. Factor de ajuste por orientación de estructuras | 71 |
| Tabla 13. Factor de ajuste por efectos de gravedad | 71 |
| Tabla 14. Número de estabilidad..... | 72 |
| Tabla 15. Radio hidráulico..... | 72 |
| Tabla 16. Número de estabilidad Caja Techo..... | 73 |
| Tabla 17. Número de estabilidad Caja Piso | 73 |
| Tabla 18. Número de estabilidad de estructura | 73 |
| Tabla 19. Resultados de prueba de arranque | 79 |
| Tabla 20. Resultados de prueba de arranque 2 | 80 |
| Tabla 21. Criterio para la clasificación de la masa rocosa | 81 |
| Tabla 22. Datos de inyección y tiempo..... | 83 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1. Ubicación Mina Andaychagua | 22 |
| Figura 2. Domo de Yaulí | 23 |
| Figura 3. Geología de mina Andaychagua | 24 |
| Figura 4. Columna estratigráfica asociada a mina Andaychagua | 26 |
| Figura 5. Geología estructural de mina Andaychagua..... | 29 |
| Figura 6. Modelo de mineralización de la veta Andaychagua | 30 |
| Figura 7. Zona de mineralización | 31 |
| Figura 8. Jumbo Boomer 281 | 34 |
| Figura 9. Malla de Perforación | 34 |
| Figura 10. Método de explotación corte y relleno ascendente | 36 |
| Figura 11. Longitudes de pernos en la práctica actual | 37 |
| Figura 12. Esfuerzos inducidos en la veta Andaychagua en Mpa | 39 |
| Figura 13. Cálculo para el espaciamiento de los cables Bolting | 40 |
| Figura 14. Ciclo de Sostenimiento..... | 42 |
| Figura 15. Desatado de roca | 43 |
| Figura 16. Lanzado de Shotcrete 2" | 43 |
| Figura 17. Instalación de malla y perno..... | 44 |
| Figura 18. Lanzado de Shotcrete 2" sin fibra..... | 44 |
| Figura 19. Cable Bolt | 45 |
| Figura 20. Perforación para cable Bolting | 45 |
| Figura 21. Tubo respirador..... | 46 |
| Figura 22. Tubo de inyección..... | 46 |
| Figura 23. Cable Bolting presentado | 47 |
| Figura 24. Tapa para cable Boletín | 47 |
| Figura 25. Inyectado de lechada | 48 |
| Figura 26. Evaluación del sostenimiento | 48 |
| Figura 27. Sostenimiento de cable Boletín | 49 |
| Figura 28. Clasificación RMR en caja piso, mineral y Caja Techo..... | 51 |
| Figura 29. Clasificación RQD en caja piso, mineral y caja techo | 52 |
| Figura 30. Cartilla GSI de Sostenimiento | 54 |

| | |
|---|----|
| Figura 31. Ratio del esfuerzo horizontal y vertical para diferentes módulos | 60 |
| Figura 32. Constante de esfuerzo K vs profundidad (Hoek & Brown, 1980) | 61 |
| Figura 33. Mapeo de frente | 62 |
| Figura 34. Mapeo geomecánico | 63 |
| Figura 35. Estereograma de contornos | 65 |
| Figura 36. Diagrama de roseta | 66 |
| Figura 37. Estereograma de planos principales | 66 |
| Figura 38. Modelamiento numérico | 67 |
| Figura 39. Elementos finitos | 68 |
| Figura 40. Elementos finitos | 68 |
| Figura 41. Elementos finitos | 68 |
| Figura 42. Factor de ajuste por orientación de estructuras | 70 |
| Figura 43. Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo | 71 |
| Figura 44. Radio hidráulico | 72 |
| Figura 45. Diseño de sostenimiento en intersecciones | 74 |
| Figura 47. Calidad del macizo rocoso y soporte de roca | 75 |
| Figura 48. Análisis de cuña | 76 |
| Figura 49. Estabilización de cuña con perno helicoidal | 76 |
| Figura 50. Análisis de cuña | 77 |
| Figura 51. Estabilización de cuña con perno de fricción | 77 |
| Figura 52. Resultados de pruebas de arranque | 78 |
| Figura 53. Resistencia y elongación de cable | 82 |
| Figura 54. Resistencia y elongación de cable 2 | 82 |
| Figura 55. Resultados de carga y tiempo | 83 |
| Figura A56. Calibración de gata hidráulica | 88 |
| Figura 57. Calibración de gata hidráulica | 89 |
| Figura 58. Carga máxima de cable Colt | 90 |
| Figura 59. Resultados de carga máxima cable Bolt | 91 |
| Figura 60. Proceso de análisis del software | 92 |
| Figura 61. Proceso de análisis del software | 92 |
| Figura 62. Malla para cable Bolting | 93 |
| Figura 63. Mapeo del cuerpo Prosperidad Techo | 93 |

RESUMEN

El presente estudio surge de la problemática del sector que se da en la mayor concentración de esfuerzos de las intersecciones y también en las labores, generando inestabilidad debido a la cantidad de excavaciones que se muestran con el mapeo geomecánico de las cuñas. Así, se plantea como objetivo general determinar la influencia de la aplicación del método de cable Bolting con respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo” Mina Andaychagua - Unidad Yauli Volcan Compañía Minera S.A.A., lo cual ayudará a asegurar la estabilidad de la infraestructura de la mina, la seguridad de los trabajadores y estabilizar las labores de producción con el análisis estructural empleando los software Unwedge, Dips y Phase2 que determinan el factor de seguridad y el sostenimiento recomendado.

El método de investigación es científico de un tipo de investigación aplicada, obteniendo los resultados que nos permita conocer, evaluar y modificar lo conseguido en los estudios planificados, cotejar los resultados de campo con lo teórico. El nivel de investigación es descriptivo, porque describirá todo el proceso de la aplicación de cable Bolting y su influencia con respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo”, explicativo para explicar las variables.

Los resultados de incrementar la estabilización de cuñas con un conjunto e interface cable-resina-roca y la resistencia de las cuñas, se realizó con la prueba de arranque y fueron de 25 a 21 toneladas. Se obtuvo una mayor resistencia respecto al acelerante Sigunit L-60, con un tiempo de inyección de 2 a 4 minutos a cada taladro de 9 y 6 metros de cable Bolting.

En las conclusiones los resultados de las pruebas arrojaron tonelajes de carga dentro de lo normal de 20 t, las pruebas demostraron que la interfaz cable – resina - roca son los idóneos, demostrando que el sistema de sostenimiento en conjunto está dentro de los parámetros de carga.

Palabras clave: cable Bolting, cuña, mapeo geomecánico, DIPS (Designed for the interactive Analysis of Orientation Based Geological Data).

ABSTRACT

This study arises the problem of the sector with the highest concentration of efforts of the intersections and also in the works, generating instability due to the amount of excavations and with the geomechanical mapping the wedges are shown; To have a general objective to determine the influence of the application of the bolting cable method with respect to the control of wedges in the body "Prosperidad Techo" Andaychagua Mine - Yauli Volcan Compañía Minera SAA Unit, which will help ensure the stability of the mine infrastructure , the safety of the workers and stabilize the production tasks with the structural analysis using the UNWEDGE, DIPS and PHASE 2 software that determine the safety factor and the recommended support.

The research method is scientific of a type of applied research, obtaining the results that allow us to know, evaluate and modify what has been achieved in the planned studies, collate the field results as the theoretical and the research level is descriptive, because it will describe everything the process of bolting cable application and its influence regarding the control of wedges in the body "Prosperidad Techo", explanatory to explain the variables.

The results of increasing wedge stabilization with a set and interface Cable Resin-Rock, the The resistance of the wedges that was carried out in the start-up test were from 25 to 21 tons, a greater resistance was obtained with respect to the Sigunit L-60 accelerator, with an injection time of 2 to 4 minutes at each 9 and 6 meter hole cable Bolting.

In the conclusions, the test results showed cargo tonnages within the normal of 20 t; the tests showed that the Cable - Resin - Rock interface are the ideal ones, showing that the support system as a whole is within the load parameters.

Keyword: wedge, geomechanical mapping, Unwedge (Stability Analysis of Wedges for Underground Excavations), DIPS (Designed for the interactive Analysis of Orientation Based Geological Data).

INTRODUCCIÓN

El presente estudio de cable Bolting y su influencia con respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo” Mina Andychagua – Unidad Yauli Volcan Compañía Minera S.A.A. busca brindar seguridad y reforzar el sostenimiento del comportamiento del macizo rocoso e incrementar la estabilidad, debido a los mapeos geomecánicos de los frentes de trabajo obteniendo la dirección del rumbo y buzamiento para identificar las discontinuidades como fallas, diaclasas, estratos y cuñas que se puede desprender del techo o las paredes, con el reconocimiento de la labor, graficar las cuñas que se presenten en la excavación.

Luego, se realizó la simulación y el análisis de la estabilidad estructural aplicando en el software Unwedge. Con los datos obtenidos, para conocer el volumen, peso y ápice de la cuña, según la evaluación mostramos la distribución del cable con unos 5 metros espaciados como mínimo para controlar la formación de cuña que se ha obtenido con el mapeo geomecánico del Cuerpo Prosperidad Techo.

Aplicamos el método de cable boletín con los controles de seguridad, dimensiones de las cuñas mapeadas en los frentes de trabajo, se procedió a diseñar el sostenimiento y recomendación de la longitud del cable, malla de perforación y el diseño de instalación del cable Bolting, inyección de la lechada de cemento, si el estudio requiere placa y cuña barril (tuerca) del cable, teniendo un factor de seguridad final y realizar pruebas de arranques de los cables Bolting con el equipo tensador y calibrado

Finalmente, se muestran los resultados y discusión que se han obtenido.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

1.1.1. Planteamiento del problema

Para los eventos dados en la mina Andaychagua se evaluó la factibilidad de tener múltiples fuentes de producción utilizando el método de minado UHC&F en la explotación de mina Andaychagua. Esto a su vez significa evaluar las secuencias de avance del minado propuestas por Volcan y evaluar también el sostenimiento, actualmente se vienen registrando problemas de inestabilidad. Para estas evaluaciones se ha utilizado el modelamiento numérico de elementos finitos bidimensional con el software Phase2 de Rocscience Inc. (2010) considerando un comportamiento lineal elástico y elasto-plástico para el macizo rocoso.

En la mina Andaychagua - unidad Yaulí de Volcan Compañía Minera S.A.A. se viene aplicando “corte y relleno descendente con las losas de concreto” (UHC&F – Underhand Cut and Fill), en las operaciones, en la secuencia de minado de la preparación del cuerpo “Prosperidad Techo nivel 1300 – SN_737”. La evaluación geomecánica de las cámaras principales con presencia de cuñas, filtraciones de agua disminuye la resistencia del macizo rocoso, formaciones de estructuras, controles de explotación; debido principalmente al tipo de macizo rocoso que se presenten en el área de trabajo.

El desarrollo de la presente investigación durante la preparación de la

explotación del cuerpo” Prosperidad Techo”, no ha tomado en cuenta la formación de cuñas que se presentaba en las cámaras mineralizadas como también el macizo rocoso; por ello con los estudios geológicos, geotécnico, geomecánico, utilizando el software Unwedge para la identificación de cuñas, el volumen, peso y ápice de las estructuras, para así controlar la formación de cuñas de gran cavidad que se obtiene con el mapeo y aplicarlos en el estudio con todo los controles de seguridad de acuerdo al estándar para la instalación del cable Bolting, reforzando el sostenimiento que se tiene en las cámaras; además del sostenimiento pesado e incrementar la seguridad en el área de trabajo y dar los alcances de la investigación.

1.1.2. Enunciado del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cuál es la influencia de la aplicación del método de cable Bolting para el control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo” de la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.?

1.1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cómo el análisis geomecánico influye en la aplicación del método de cable Bolting en el cuerpo “Prosperidad Techo” en la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.?

- b) ¿Cómo controlar las cuñas con la aplicación del método de cable Bolting en el cuerpo “Prosperidad Techo” en la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar la influencia de la aplicación del método de cable Bolting con respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo” mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.

1.2.2. Objetivos específicos

- a) Analizar el comportamiento geomecánico en el cuerpo “Prosperidad Techo” en

la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A. para la aplicación del método de cable Bolting.

- b) Controlar las cuñas con la aplicación del método de cable Bolting en el cuerpo “Prosperidad Techo” mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.

1.3. Justificación e importancia

1.3.1. Justificación

Las empresas mineras con el objetivo de mejorar en sus operaciones buscan implementar métodos de sostenimiento para brindar seguridad del personal como también los equipos móviles y corregir errores dentro del ciclo de minado. Por lo que el método de cable Bolting es una alternativa para conseguir este fin.

1.3.2. Importancia

La presente investigación debido a las operaciones de explotación que se tiene con el método Sub Level Stopping (taladros largos), “corte y relleno descendente con las losas de concreto” (UHC&F – Underhand Cut and Fill) busca reducir, en el transcurso de la explotación, las formaciones de cuñas y caída de rocas que es el mayor causante de los accidentes. La zona de investigación del cuerpo “Prosperidad Techo” presenta estructuras inestables que necesitan la aplicación de un sostenimiento seguro, también es necesario reforzar las labores antiguas e intersecciones de dicho cuerpo que con lleva a tener un ambiente de trabajo seguro para el personal y equipo.

1.4. Hipótesis de la investigación

1.4.1. Hipótesis general

La aplicación del método de cable Bolting tiene una influencia positiva respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo” mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) Analizamos el comportamiento geomecánico en el cuerpo “Prosperidad Techo” en la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S. A. A. consignado a la aplicación del método de cable Bolting.

- b) Controlar las cuñas con la aplicación del método de cable Bolting en el cuerpo “Prosperidad Techo” es satisfactorio en la mina Andaychagua - unidad Yauli Volcan Compañía Minera S.A.A.

1.5. Identificación de variables

- **Variable independiente**

La aplicación del método de cable Bolting.

- **Variables dependientes**

- ✓ Estudio geomecánico del cuerpo “Prosperidad Techo”
- ✓ Incremento de estabilizar las cuñas

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

a) Tesis titulada “*Aplicación de cable Bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar al macizo rocoso, en la unidad de producción Carahuacra - Compañía Minera Volcan S.A.A.*”. La investigación tuvo como objetivo buscar la estabilización de las labores con el uso de cable Bolting como sustento del sostenimiento de las operaciones Compañía Minera Volcan S. A. A. – unidad Carahuacra, durante el año 2018. Las muestras que se tomaron para la elaboración de la investigación son:

- TJ 090 E X ACC 917, TJ 090 W X ACC 917 (Zona de perforación)
- TJ 090 E X ACC 904, TJ 090 W X ACC 904 (Zona de limpieza)
- TJ_120W x AC_311 del nivel 1220

Se utilizaron las labores nombradas para realizar el proceso de sostenimiento en el refuerzo de las intersecciones de la instalación de cable Bolting de 10 m que se tiene problemas. Se logra la estabilidad de las cámaras, tanto como subniveles y estabilizar el macizo rocoso, con el uso de cable bolting. (1)

b) Tesis titulada “*Análisis del macizo rocoso y su aplicación de cable Bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la mina San Rafael Melar – Puno*”. La investigación tuvo como objetivo el control de las características negativas del macizo rocoso, ya que con ello genera inestabilidad en los echaderos con el fin

de mejorar y volver óptimos las operaciones de la mina San Rafael. La relación ante la muestra de 49 perforaciones en tres cámaras diferentes para uno de los echaderos, lo que con lleva la instalación de cable Bolting. Con la instalación de los cables se logró controlar la inseguridad de los echaderos, con el que se desarrolla una alta estabilidad; por lo que, esto garantiza el proceso óptimo del relleno de la cavidad. (2)

- c) Tesis titulada “*Evaluación geomecánica para el empleo óptimo y preventivo de cable Bolting en operaciones de sostenimiento, reduciendo la accidentabilidad y mejora en productividad de la unidad minera San Rafael Minsur- Arequipa*”. La investigación tuvo como objetivo en reducir la accidentabilidad desde los controles de seguridad y mayor productividad en la U.M. San Rafael MINSUR S.A. De la muestra que tiene de 15 a 100 puntos de resistencia del macizo rocoso. Los estudios geomecánicos del macizo rocoso es incrementar la estabilidad e incrementar la recuperación del mineral y asegurar la seguridad. (3)

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Volcan Compañía Minera

Compañía Minera Volcan S. A. A. es una empresa minera polimetálica de los productores mundiales de cobre, zinc, plomo y plata. Debido a la calidad de sus depósitos minerales, la empresa es considerada uno de los productores de menor costo de la industria.

Compañía Minera Volcan S. A. A. inició las operaciones en 1943 en la cima del paso de Ticlio. Todas sus operaciones están ubicadas en la sierra central del Perú, incluyendo las unidades efectivas Yauli, Chungar, Alpamarca, Cerro de Pasco y Óxidos de Pasco. Estas cuatro unidades incluyen un total de diez minas subterráneas, tres minas a cielo abierto, siete plantas de beneficio y una planta de lixiviación.

2.2.2. Mina Andaychagua

2.2.2.1. Ubicación

La mina Andaychagua está ubicada en el anexo San José de Andaychagua del distrito de Huayhuay, provincia de Yauli, departamento de Junín, en el oriente de la cordillera occidental de los Andes en la zona centro del Perú; a 181 km, hacia el sureste de Lima, las coordenadas geográficas son 76° 05' de Longitud Oeste, 11° 43' de Latitud Sur. (3)

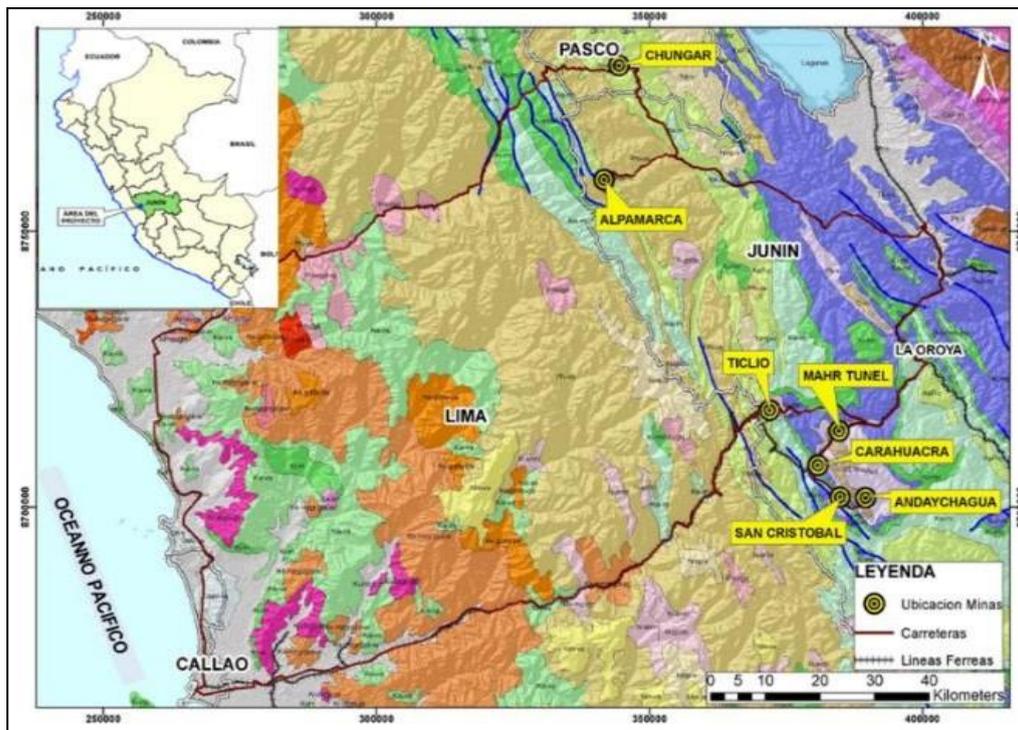


Figura 1. Ubicación Mina Andaychagua
Tomado de Estudio Geomecánico de Estabilidad

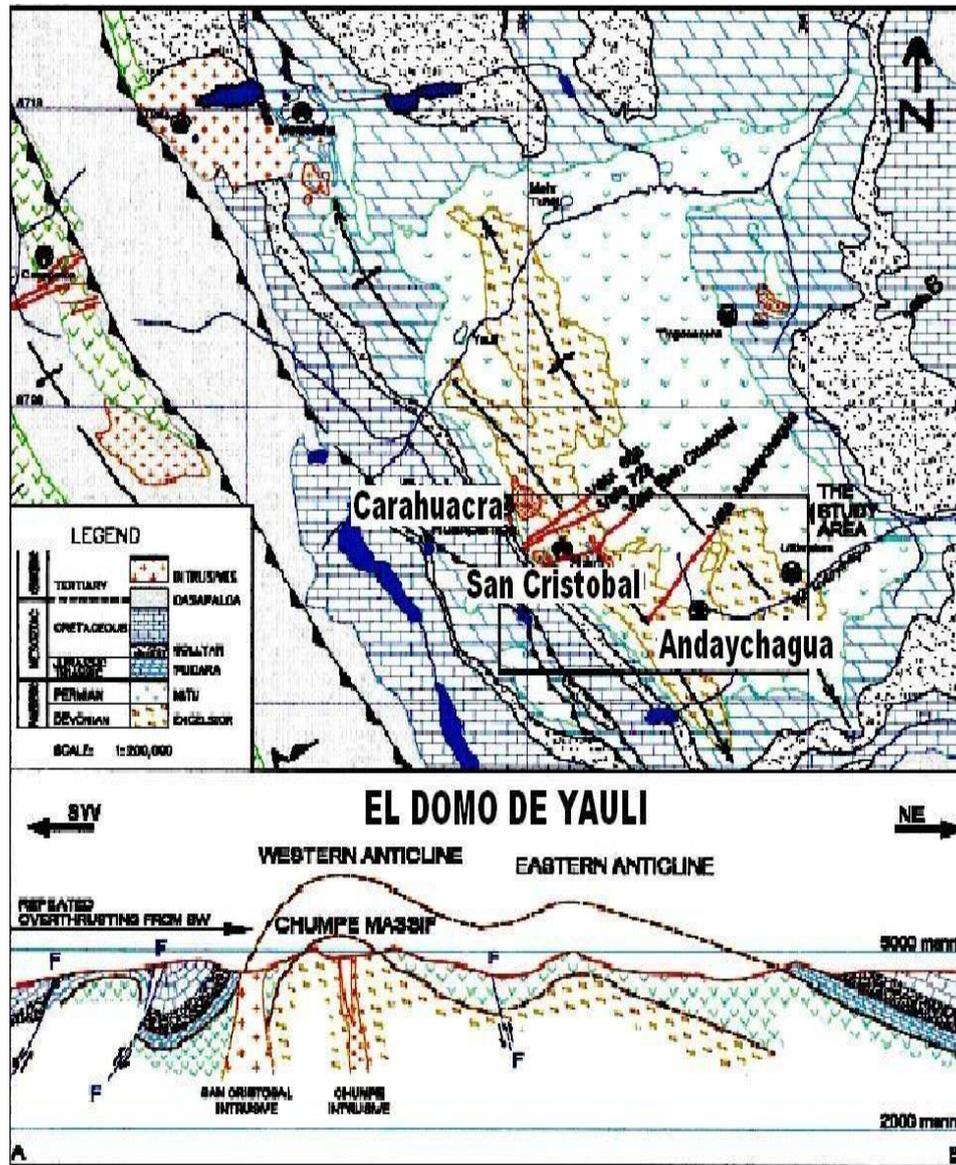
2.2.2.2. Accesibilidad

La unidad de producción Andaychagua se encuentra a 181 km de Lima, la carretera central (4 horas) pavimentada desde Lima-Oroya es de fácil acceso. Andaychagua está a 8 km de la mina Toldorrumi y a 33 km de la Planta de túneles de Mahr. (3)

2.2.2.3. Geología regional

La mina Andaychagua en la zona oriental de la cordillera Occidental de una amplia estructura regional de la naturaleza dómica que tiene una extensión de los distritos

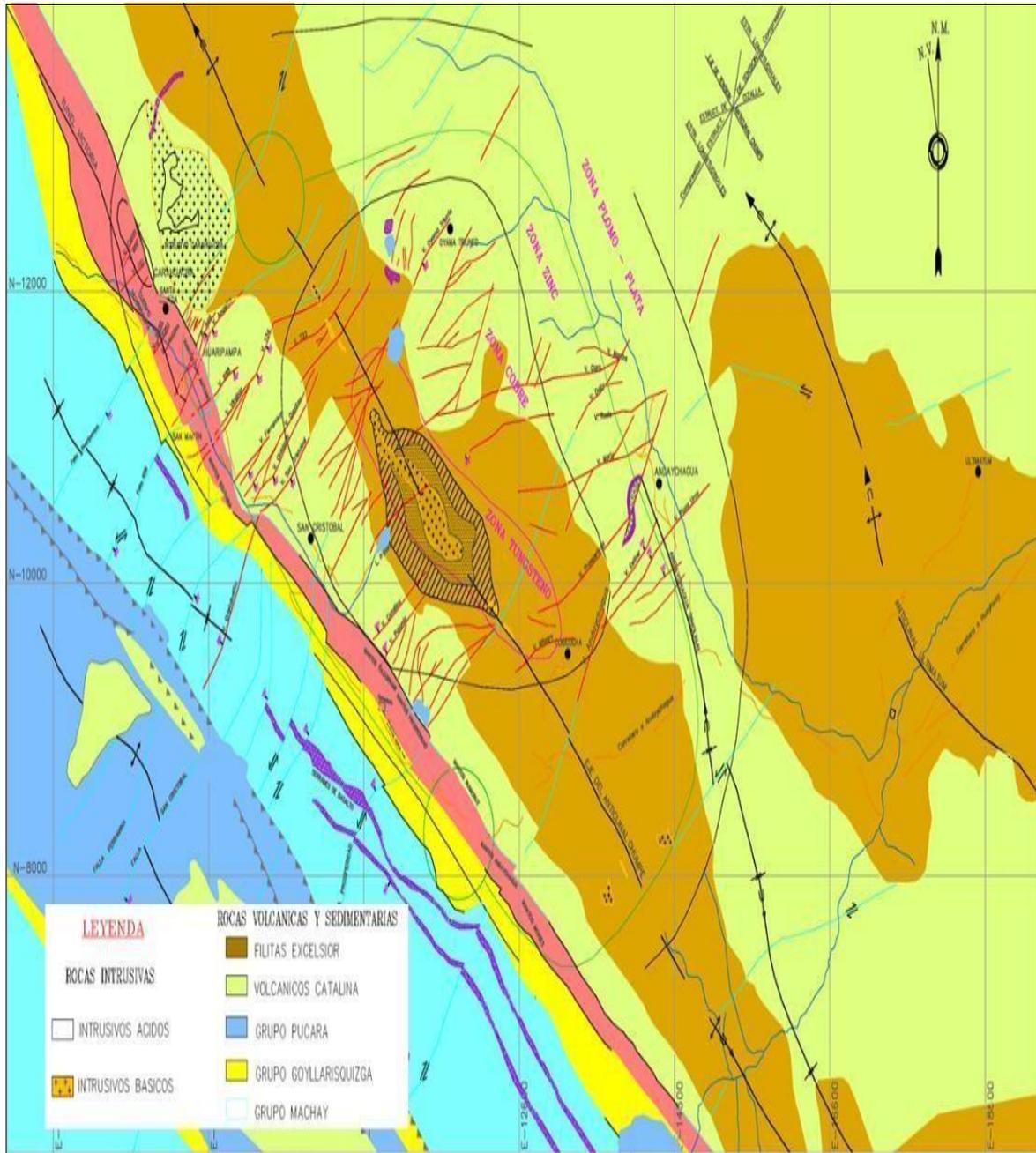
de Morococha, San Cristobal y Andaychagua; de las estructuras que fue denominada “Complejo Domal de Yauli” (J.V.Harrison 1993) qu en la actualidad se denomina “Domo de Yauli”. (3)



*Figura 2. Domo de Yauli
Tomado de Plan de Minado*

Las muestras de las rocas sedimentarias y volcánicas muestran que las edades varían desde Devónico hasta el Cuaternario, las rocas fueron plegadas de distintas estructuras que esta el Anticlinal de Chumpe que está orientada paralelamente a la estructura general de los Andes. (4)

La mineralización se encuentra en vetas rellenas de fracturas, que atraviesan las rocas filitas, volcánicos y calizas, también en mantos y cuerpos se forman en calizas la formación Pucará. (4)



**Figura 3. Geología de mina Andaychagua
Tomado de Estudio Geomecánico de Estabilidad**

2.2.2.4. Estratigrafía

La zona de Andaychagua se expande de acuerdo a su estratigrafía.

2.2.2.5. Principales unidades litológicas

a) Grupo Excélsior

Las rocas que representa son las más antiguos que afloraron, que formó un núcleo del Anticlinal de Chumbe. El geólogo J.V. Harrison asignó una potencia aproximada de 1800 m para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Está constituido por lutitas, pizarras esquistos, volcánicos verdes, tufos, calizas y filitas; de todo el conjunto esta intensamente plegado. La mineralización está constituida en filones que se encuentran en dos tipos: uno en manto y estratología. (4)

b) Grupo Mitú

Yace discordante sobre las rocas del grupo Excélsior uno de los volcánicos, constituido por derrames andesíticos, dacíticos, brechas, aglomerados y tufos; conformando una conocida roca volcánica Catalina que constituye la parte superior del grupo Mitú. La mineralización está asignada una edad Carbonífero Superior (Mc Laughin – 1940) asignado al Permitico. (4)

c) Grupo Pucará

Está constituido por un conjunto de facies calcáreas del grupo Pucará, reposa la discordancia erosional sobre el grupo Mitú, que esta subdividida en tres formaciones Chambara, Aramachay y Condorsinga, está relacionado a la mineralización económica del área agrupado por esfalerita, hemetita, minerales de plata, carbonatos como siderita, rodocrosita. (4)

d) Grupo Goyllarisquizga

Compuesto en el grupo Pucará yace discordancia paralela el grupo Goyllarisquizga y está en dos fases sucesivas, el primero depósito de arenisca fina y muy fina, de llanura aluvial; la siguiente fase con el cambio brusco respecto al primero que es mediana hasta muy gruesas en ambientes húmedos e importancia que es por el sills de basalto. El grupo Goyllarisquizga ha sido atribuido al Cretácico inferior-Valanginiano-Aptiano (Mc Laughin - 1924).

e) Grupo Machay

Sobreyace concordantemente al grupo Goyllarisquizga, está compuesto por calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas gris oscuras. Basadas en la litología mencionada se podría considerar tentativamente que se trata de las formaciones Chulec y Pariatambo. La potencia de este grupo varía entre 250 m. y 300 m. (4)

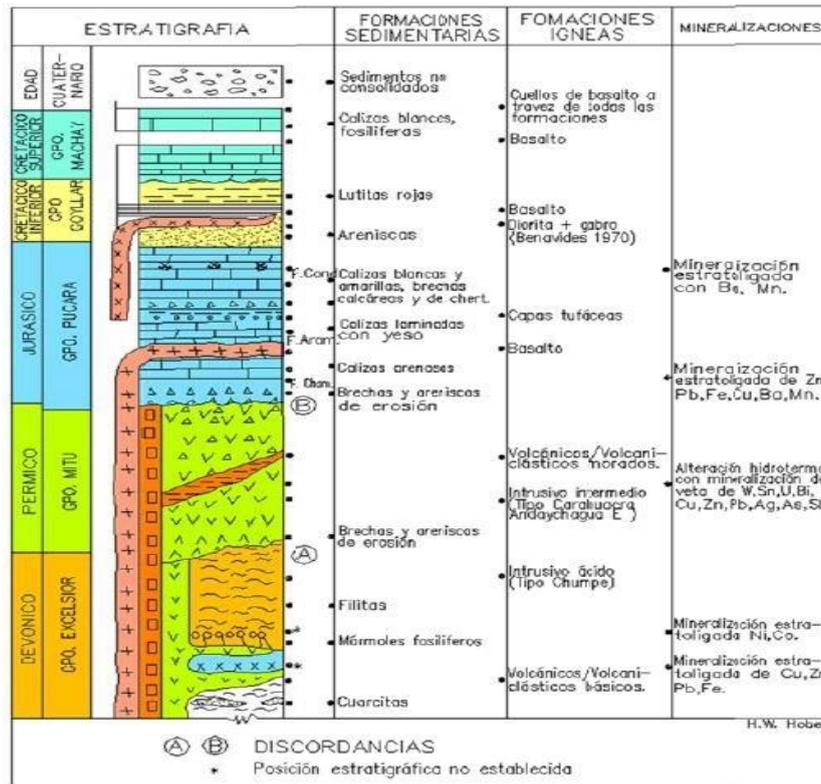


Figura 4. Columna estratigráfica asociada a mina Andaychagua Tomado de Estudio Geomecánico de Estabilidad

2.2.2.6. Intrusivos

A la trayectoria del domo de Yaulí se observa tipos de intrusivos: ácidos que están representados por el un intrusivo de Chumbe que forma el pico más alto de Andaychagua y se ubica a lo largo de la zona axial del anticlinal que también lleva el nombre de Chumbe. (5)

• Intrusivo Andaychagua

Se observa una serie de diques irregulares, casi paralelos, con buzamientos verticales que parecen ser apófisis del intrusivo Chumpe, además de la presencia de un *sill* de composición dacítica porfirítica. Los intrusivos básicos afloran en el

área dentro de la volcánica Catalina, su composición está constituida por gabro, de forma elipsoidal con dimensiones de 250 m x 70 m, estos han sido desplazados por la falla Andaychagua. (5)

2.2.2.7. Estructuras geológicas

Regionalmente en el área se puede apreciar tres grandes rasgos estructurales que son la presencia de plegamientos (anticlinales y sinclinales), fallas y sistemas de fracturamiento, todos ellos formados como consecuencia de esfuerzos comprensivos. (5)

a) Plegamiento

El estudio dentro del área de Andychagua considera el domo de Yauli, el cual muestra un considerable plegamiento, está conformado por anticlinales y sinclinales, de los cuales, los anticlinales de Chumpe y de Yauli son los más importantes, que tienen un rumbo que varía entre N 35° - 40°W, su flanco occidental tiene un buzamiento de 55° SW mientras que en oriental buza 30° NE. (4)

El anticlinal de Chumpe está en el extremo SW del domo de Yauli, ya que la mayor acción del plegamiento ha tenido lugar. De la dimensión mayor que tiene es de NW a SE y tiene aproximadamente 16 km, la dimensión menor es de 4 km. (4)

Dos periodos principales de tectónica son reconocidos en la región; el primero del Pérmico Inferior, denominado Tectónica Tardihercínica, que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas Excélsior; el segundo denominado Tectónica Andina, que plegó principalmente las rocas mesozoicas, comenzó a fines del Cretácico y continuó durante el Terciario, reconociéndose tres etapas en la Cordillera de los Andes; el "Peruano" a fines del Cretácico, el "Incaico" a principios del Terciario. (4)

b) Fracturamiento y fallas

El sistema de fracturamiento paralelo fue formado por esfuerzos comprensivos que dieron lugar a fracturas longitudinales paralelas al eje del anticlinal de Chumpe.

Fue originado por fuerzas de compresión, los estratos inferiores de calizas resbalaron sobre los volcánicos subyacentes dando lugar a la formación de pequeñas y repetidas fallas inversas acompañadas de pliegues de arrastre. Sobre escurrimientos y fallas inversas encontrados al oeste de San Cristóbal en las calizas del grupo Pucará pueden pertenecer a este sistema. Las fuerzas tensionales, al cesar las compresivas, dieron lugar a la formación de fracturas longitudinales paralelas al eje del anticlinal de Chumpe, las cuales fueron posteriormente rellenados por los diques de alaskita que ocurren en el núcleo del anticlinal. (4)

En el segundo caso, sistema perpendicular al eje del anticlinal, resultó como consecuencia de la formación de las fracturas longitudinales se dio lugar a la formación de un sistema de fracturas más o menos perpendiculares a dicho eje y limitadas fracturas de cizallamiento oblicuas al mismo. Las fracturas tienen buzamiento 50° - 70° S y algunas veces poseen buzamiento de 50° - 85° N. El fracturamiento transversal en el área, parece haber sido ocasionado por efecto del arqueamiento del anticlinal, el cual probablemente se produjo por la acción de fuerzas compresivas que actuaron en direcciones Noreste-Suroeste, acompañadas por el empuje de abajo hacia arriba durante el emplazamiento del Intrusivo Chumpe. (J.A. Pastor, 1970). (4)

En el área de Andaychagua se observa una yuxtaposición de tectónicas y se les ha dividido en:

- **Tectónica Paleozoica.** - La orogénesis Herciniana cuya actividad duró hasta el Carbonífero Inferior (Missisipiano), produjo los anticlinales de San Cristóbal (Chumpe), Morococha y de Ultimatum. El fracturamiento longitudinal de orientación SO-NE y el ascenso del pliegue fallado (Horst) sobre la superficie marina, relacionado a la última etapa de compresión y ascensión, produjeron una actividad volcánica intrusiva intensa que se extiende al Carbonífero Superior (Pensilvaniano), cuyos focos se localizan en la parte Oeste del bloque sumergido y a lo largo de la zona axial del anticlinal Chumpe, Morococha y Andaychagua. La erosión profunda de los edificios volcánicos ha puesto al descubierto en la parte Sur del Domo una serie de rocas hipabisales y cuellos volcánicos. La

desactivación de las fuerzas orogénicas a fines del carbonífero trajo consigo una distensión con el consiguiente inicio de la epirogénesis y la formación de relieves y el hundimiento de gravens laterales. La distensión produjo fracturamiento tensional en la corteza rígida, fallamiento por gravedad y la eyección de diabasas y basaltos precedentes de magmas profundos. (4)

- **Tectónica Post-Jurásica.** - Fue de poca intensidad; afectó a los volcánicos Mitu y los sedimentos Paria y produjo suaves ondulaciones en la cobertura sobre la cual se depositaron los sedimentos Cretácicos. (4)
- **Tectónica Post-Cretácica.** - Desarrolló estructuras preexistentes tales como los anticlinales de San Cristóbal, Morococha y Ultimatum. Los anticlinales se intensificaron, se arquearon y se elevaron en conjunto con otras estructuras nuevas; la intensidad del plegamiento es mayor hacia el lado Oeste y Norte del Domo. (4)

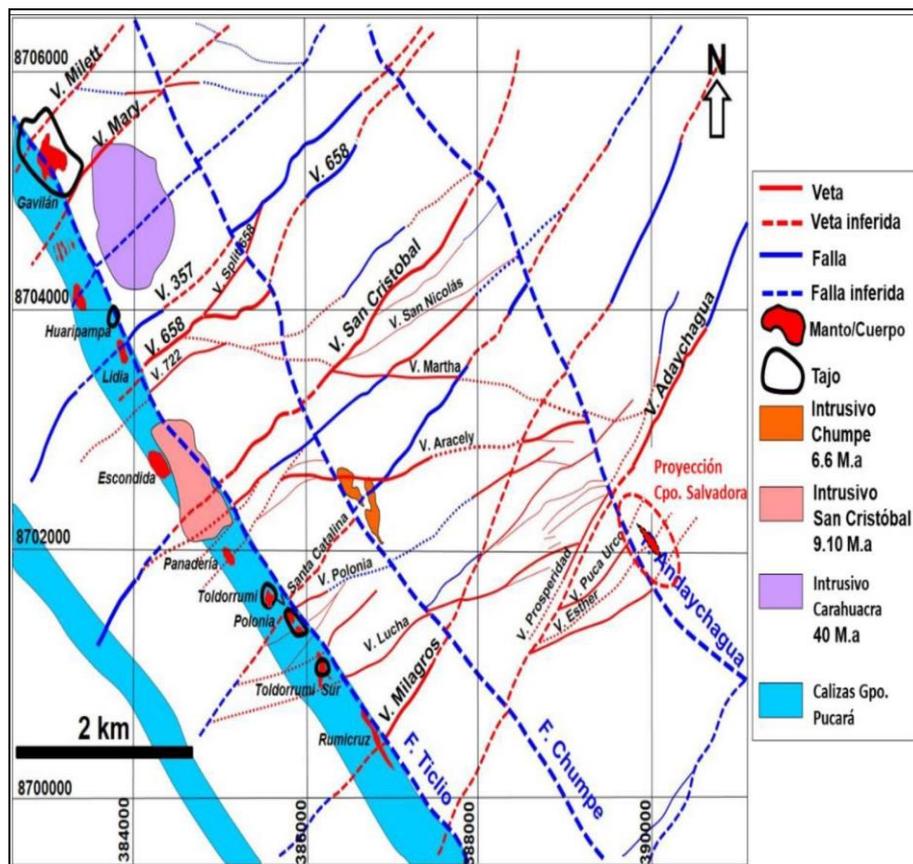


Figura 5. Geología estructural de mina Andaychagua
Tomado de Estudio Geomecánico de Estabilidad

2.2.2.8. Mineralización de Andaychagua

La mina Andaychagua es un depósito hidrotermal de alcance hipo a epitermal, es productora de plomo, zinc y plata. La mineralización de la veta Andaychagua está relacionada por la mineralización polimetálica Terciaria y al evento tectónico Post – Cretácico. (5)

El área de estudio se divide en cinco zonas: la zona del cuerpo Prosperidad Techo y Prosperidad 1 (en la zona este), Salvadora (en la zona sureste), la zona de la Veta Andaychagua (zona oeste y central) y la zona de la Veta Andaychagua 1 (en la zona este). La litología en toda el área de estudio consiste en filitas del Grupo Excelsior y metavolcánicos (volcánicos metamórficos) del Grupo Mitú. (5)

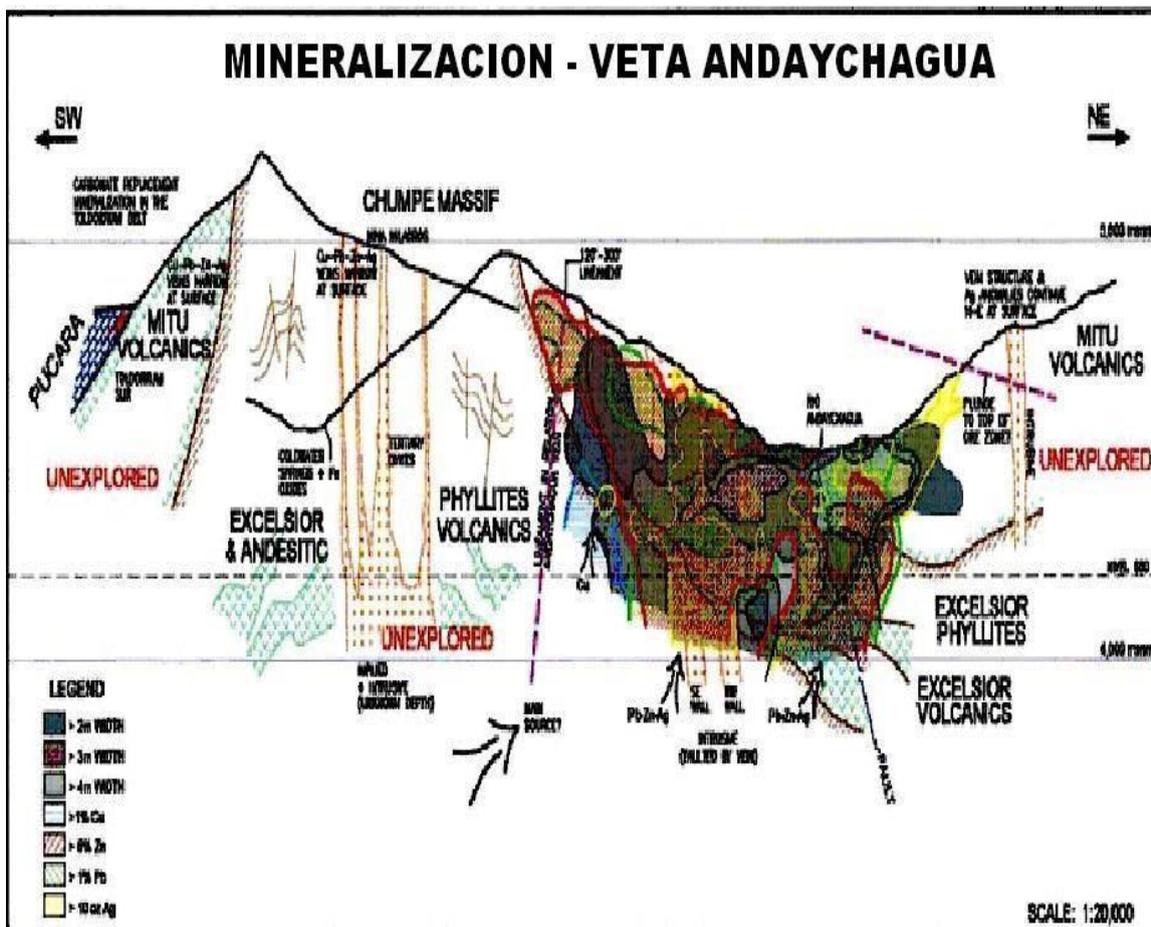


Figura 6. Modelo de mineralización de la veta Andaychagua
Tomado de Plan de Minado

a) Vetas

Las vetas están entre el contacto de volcánicos y filitas con el relleno de fracturamiento y fallas que se llegó a formar por fracturas de tensiones, mostrando hacia el NE un ramaleo de la estructura mineralizada que da lugar a la formación de la veta Andaychagua 1 y la presencia de un feeder llamado cuerpo Andaychagua.

b) Cuerpos

La primera con rumbo promedio de $N20^{\circ}W$ y buzamiento $65^{\circ}-70^{\circ}SW$ y prolongándose como veta falla en las filitas en cada extremo y el segundo alimentador con rumbo promedio de $N80^{\circ}W$ y buzamiento $65^{\circ}-75^{\circ}SW$. En el tramo del metavolcánico próximo a la conjunción de los dos sistemas estructurales se encuentran estructuras tensionales con orientación NE enriqueciendo la zona de diseminación y reemplazamiento.

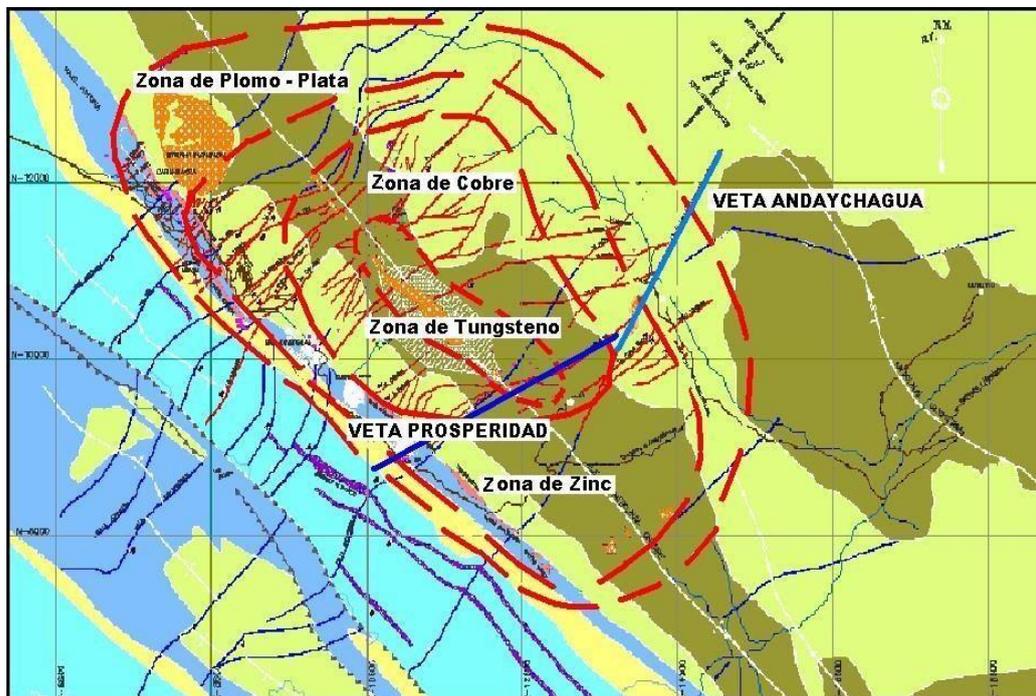


Figura 7. Zona de mineralización
Tomado de Plan de Minado

2.2.2.9. Método de explotación

La producción de la mina Andaychagua tiene una extracción de los minerales como cobre, plomo, zinc y plata está constituida por esfalerita, marmatita, tetraedrita, galena, galena argentífera como minerales principales de mena; los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, rodocrosita, cuarzo, arsenopirita, calcita, siderita, hematita y magnetita para lo cual estamos considerando reservas y recursos. (3)

Las explotaciones de la mina se realizan a través de los métodos Bench and Fill (Banqueo y Relleno), Under Cut and Fill (corte y relleno descendente), Over Cut and Fill (corte y relleno ascendente) y SARC (Subniveles Ascendentes con Relleno Cementado). (3)

El minado es en forma de tajadas o cortes horizontales comenzando de la parte superior del tajo e ir descendiendo corte a corte. El mineral roto es cargado y extraído según el avance, la perforación en horizontal que después es sostenida con shotcrete y empernado, por el tipo de terreno y la mineralización de la zona se perfora en horizontal teniendo como techo el relleno del nivel superior. Cuando todo el corte ha sido disparado, el volumen extraído es rellenado para el soporte de las cajas y techo con relleno cementado, proporcionando una plataforma para el siguiente corte. Los accesos hacia la estructura mineralizada son en positivo para poder drenar el agua producto de filtraciones y de la operación de perforación del tajo. (3)

Este método es empleado en vetas inclinadas y que requiera un minado selectivo permitiendo la flexibilidad de la operación, donde el mineral roto que tenga un bajo valor sea dejado en el tajo, entre otras consideraciones. La explotación es lenta, abastece regular cantidad de mineral, pero no permite la acumulación o almacenamiento. (3)

Este método se utiliza en roca de calidad pobre. En este método de explotación el minado se realiza de arriba hacia debajo de los diferentes horizontes o pisos del

mineral. Consiste en romper el mineral en diferentes pisos y en sentido descendente. Después que un corte o piso ha sido completamente extraído, se procede a rellenar antes de empezar el nuevo corte en el piso inmediato inferior. Este relleno es el que va ayudar en el sostenimiento del techo del nuevo frente que se abre. El minado del mineral continúa piso por piso hasta terminar el bloque. Es un método costoso y favorable para el tipo de yacimiento que presenta la Mina Andaychagua. (3)

El plan de minado es perforación, voladura, desate manual o mecánico, ventilación, limpieza, sostenimiento (con cemento lanzado más pernos splits set/hydrabolt) y relleno cementado. Según el tipo de variante utilizada. Las secciones utilizadas serán de acuerdo al ancho de veta y longitudes del tajo. Los tajos promedios que se maneja es de 160 metros de longitud con dos alas de 80 metros cada una. (3)

Se desarrolla una galería de transporte a lo largo del yacimiento en un nivel principal, así mismo la rampa que debe estar paralela a la veta, además de chimeneas y caminos (para acceder, echaderos, servicios y ventilación). (3)

Se construirán *by pass* principales desde los cuales se elaborarán accesos a la veta cada 40 metros, para luego correr en el primer corte una galería sobre veta, en los siguientes cortes inferiores se continuará con el método. Se construye una rampa que corre paralelo a la veta, desde la cual se accede hacia la veta para seguir tajeando en los sucesivos cortes. (3)

2.2.2.10. Ciclo de minado

El proceso de jerarquización de los diferentes factores asociados a los diferentes métodos de minado subterráneo ha indicado para el caso de mina Andaychagua que desde el punto de vista técnico factible, los métodos de minado que se adaptan o aparejan mejor a las condiciones naturales encontradas en cada uno de las zonas evaluadas de vetas (Veta Andaychagua, Veta Adriana, Andaychagua-I) y cuerpos (C. Prosperidad I, C. Prosperidad T., C. Salvadora).

a) Perforación

La perforación se realiza con jumbo electro-hidráulico modelo Boomer 281 de un solo brazo, el cual puede realizar corte horizontal como frente.

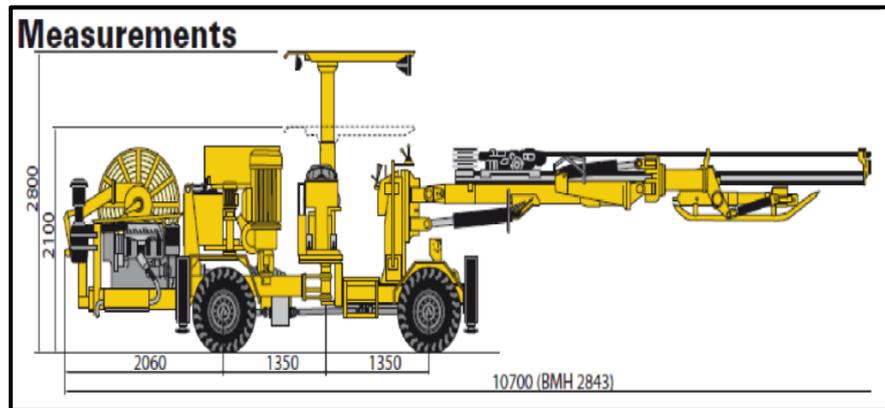


Figura 8. Jumbo Boomer 281
Tomado de Plan de Minado

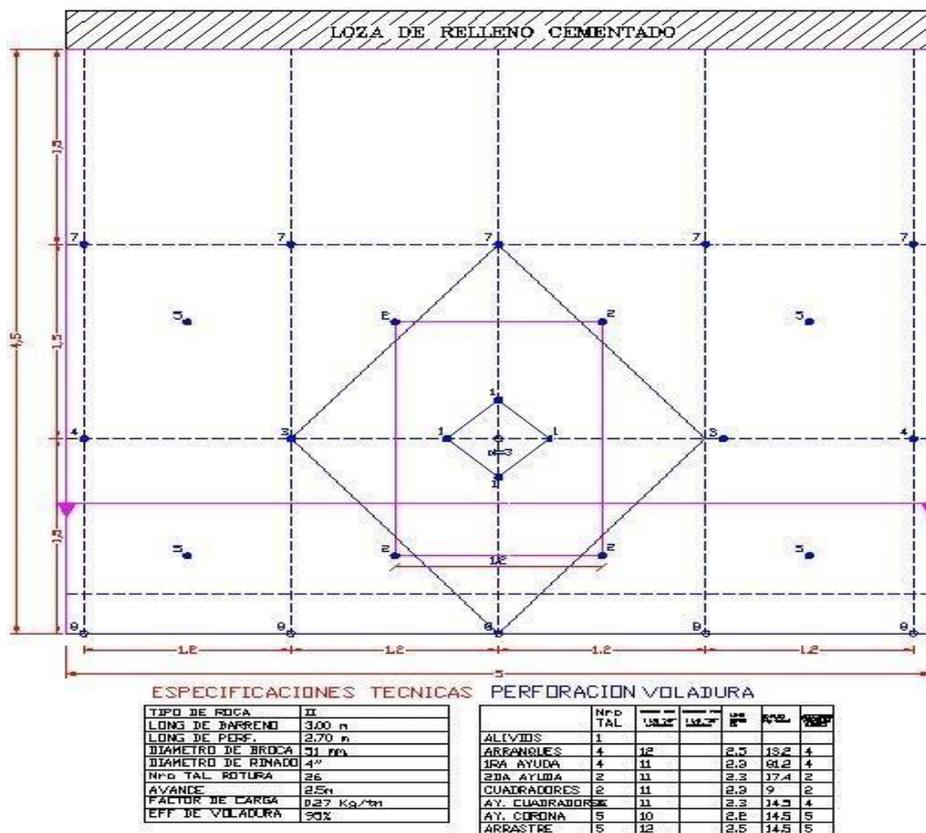


Figura 9. Malla de Perforación
Tomado de Plan de Minado

b) Voladura

En la voladura se realiza utilizando dinamitas en sus diferentes variedades. (3)

Tabla 1. Distribución de explosivos

| Tajo | Valores | | | | | | |
|----------------------|--------------|--------------|-------------|------------|--------------|------------|-------------|
| | Sem 80 | Gel 75 | Pentacord | Carmex 9' | kg Explosiv | Ignición | Fanel |
| 300 | 8569 | 288 | 655 | 58 | 1356.25 | 10 | 684 |
| 400 | 16441 | 3168 | 1482 | 108 | 3056.25 | | 1498 |
| 500 | 3116 | 1296 | 315 | 38 | 700 | 30 | 320 |
| 600 | 8897 | 1620 | 710 | 48 | 1637.5 | | 792 |
| 1000 | 205 | 144 | 30 | 2 | 56.25 | | 25 |
| 1100 | 20753 | 4104 | 1656 | 133 | 3876.067073 | 40 | 1886 |
| 1200 | 574 | | 50 | 9 | 87.5 | 15 | 46 |
| 1300 | 21238 | 1260 | 1680 | 148 | 3468.75 | 20 | 1743 |
| 1303 | 164 | | 20 | 2 | 25 | | 15 |
| 1400 | 1435 | 72 | 145 | 14 | 231.25 | | 115 |
| (en blanco) | 861 | 144 | 115 | 26 | 162.5 | 30 | 99 |
| Total general | 82253 | 12096 | 6858 | 586 | 14657 | 145 | 7223 |

Tomado de Plan de Minado

c) Desatado

Después de la voladura y una vez disipados los gases, se regará la carga mineralizada para realizar un desate manual o mecanizado como prevención de posibles caídas de roca de los hastiales. Luego se realizará la limpieza del mineral, así como se va avanzando se realiza el desate manual si fuera necesario. Para cuando este todo limpio o cuando se requiera dentro del proceso de limpieza se requerirá del Scaler para un desate más exhaustivo. (3)

d) Limpieza

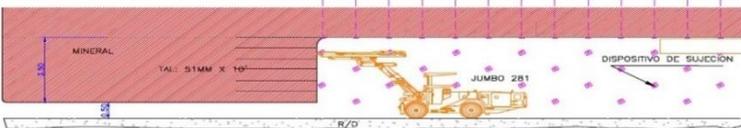
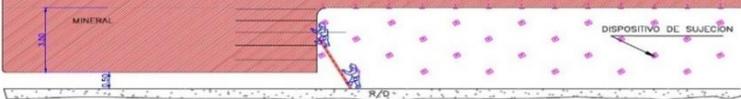
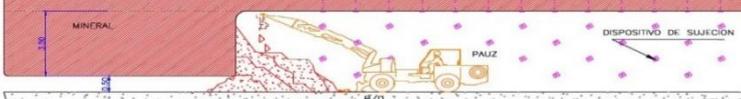
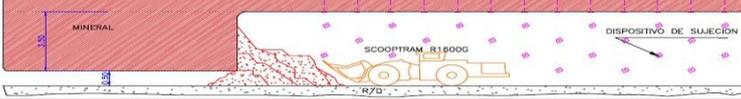
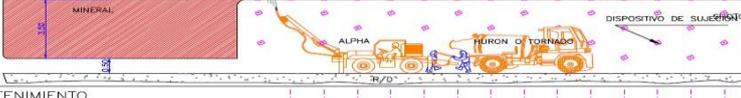
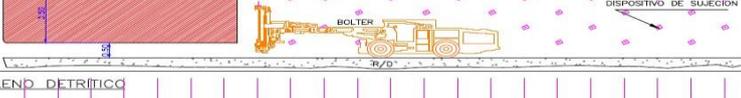
La limpieza se realiza generalmente con scoops de 6 yd³, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros. (3)

e) Sostenimiento

El sostenimiento se realizará una vez que se termine el proceso de limpieza. De acuerdo a la recomendación propuesta por Geomecánica, se sostiene con shotcrete de 2" de espesor y luego pernos hydrabolt sistemáticos 1.5 m por 1.5 m. (3)

f) Relleno

Utilizamos el relleno cementado alimentado desde la planta en superficie, el transporte del relleno se realiza por tuberías metálicas de 10 pies, previo al inicio del relleno se prepara la zona a rellenarla la cual se separan en bloques de limitadas con barreras de madera, en cada bloque se realiza un enmallado con fierro que garantiza la resistencia del relleno a adicional a esto se ubican un wince de madera que ayuda a la ventilación del tajo inferior. Una vez concluido el relleno se espera un aproximado de 7 días de secado antes de iniciar con el corte inferior. (3)

| | |
|--|---|
| <p>1. PERFORACION</p>  | <p>PERFORACION (4m * 4m) N° Talo/perf : 26 Tiempo Perfo. : 1.3 hr Rendimiento : 50 m³/hr Diametro de broca: 45 mm Tipo de explosivo : Semexa 80% 1-1/8"x8"</p> |
| <p>2. VOLADURA</p>  | <p>VOLADURA (4m * 4m) N° Talo/diap : 15 Tiempo Cargulo. : 0.8 hr Factor Carga : 0.18 Kg/m³</p> |
| <p>3. DESATADO</p>  | <p>DESATE (4m * 4m) Tiempo Perfo. : 0.75 hr</p> |
| <p>4. LIMPIEZA</p>  | <p>LIMPIEZA Capacidad Eq : 6 yd³ Toneladas/diapo : 150 tn Rendimiento : 55 Ton/hr</p> |
| <p>5. SHOTCRETEO</p>  | <p>SOSTENIMIENTO SHOTCRETE Rendimiento Instalacion : 5 m³/hr Ratio de produccion : 60 tms/m³ RC de Shotcrete : 350 kg/cm²</p> |
| <p>6. SOSTENIMIENTO</p>  | <p>SOSTENIMIENTO CON PERNOS Rendimiento Instalacion : 18 Un/hr Ratio de produccion : 26 tms/un Tipo de perno : Hidrabolt Tipo Hydrabolt : 12 tn/un Longitud de perno : 1-1/2x7 pies</p> |
| <p>7. RELLENO DETRITICO</p>  | <p>RELLENO (4.0m * 4m) Longitud Tajo : 115 m</p> |

**Figura 10. Método de explotación corte y relleno ascendente
Tomado de Plan de Minado**

2.2.2.11. Sostenimiento y estabilización del macizo rocoso

Los sistemas de clasificación sirven para diferenciar entre diferentes masas de roca y para justar el diseño en consecuencia. Las reglas de oro para el diseño de soporte han sido desarrolladas para bloques de terreno fracturado (U.S.C.E. 1980; Lang, 1961; Farmer and Shelton, 1980; Coates y Cochrane, 1970; Laubscher, 1984). Estos se basan en túneles, cavernas y aperturas de minas y resumen la práctica actual.

La mayoría de estas pautas están diseñadas para pernos (mecánicas o de resina con lechada) y, como tal, se puede utilizar para seleccionar espaciamientos para el apoyo facial para complementar con cable Bolting en suelo fracturado.

Las longitudes citadas en estas reglas generales deben ajustarse para los cables de agregando un mínimo de dos metros adicionales de longitud incrustada (a menos que se indique que este ajuste ya ha sido hecho por los autores) Extrapolando para obtener longitudes de cable para tramos mayores que no se recomiendan los que se muestran en la figura. Los límites de las figuras representan Los límites de aplicabilidad basados en los datos de origen. La figura ilustra un dato. Conjunto de longitudes de pernos de roca en túneles y cavernas existe Longitudes de pernos en la práctica actual (después de Lang y Bischoff, 1984) con ajuste para cable bolting (las relaciones son para unidades S. I.)

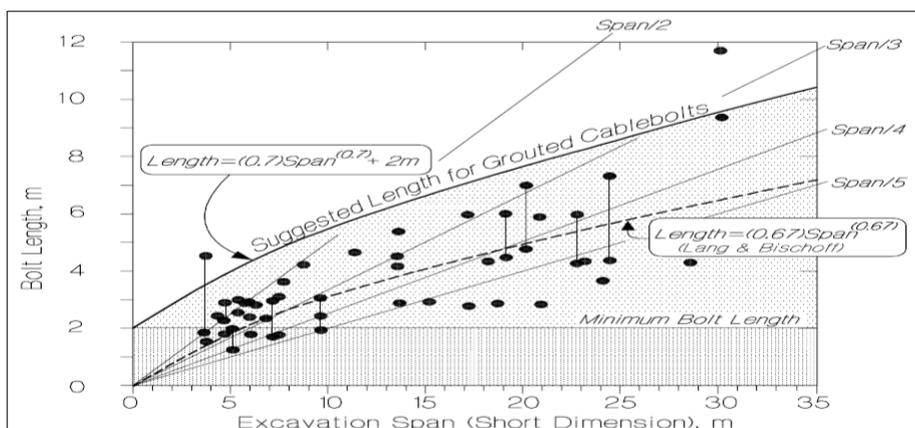


Figura 11. Longitudes de pernos en la práctica actual (después de Lang y Bischoff, 1984) con ajuste para cable Bolting (las relaciones son para unidades S. I.) Tomado de Estudio Geomecánico

Dada la fórmula:

$$L = (0.70)Span^{(0.7)} + 2 m$$

Para Adriana, después del análisis de método gráfico de estabilidad, obteniendo un Span de 25 m para las operaciones, reemplazando tenemos:

$$L = (0.70)25^{(0.7)} + 2 m$$

$$L = 8.66 \approx 9.00 m$$

Soporte recomendado en la intersección, corresponde al soporte complementario con pernos o cables > 5m, en un espacio de 2.5m x 2.5m que pretende soportar la cuña máxima probable. Realizar el soporte de manera inmediata considerando que no existe tiempo de autosoporte, según el concepto de labor avanzada, labor sostenida.

2.2.2.12. Evaluación y análisis de intersecciones

Se busca establecer los lineamientos generales para poner en práctica la secuencia de avance hacia ambos lados de una labor (intersección) establecer el sostenimiento mínimo para minimizar los tiempos de exposición sin sostenimiento de labor, optimizar recursos y garantizar la estabilidad física minimizando el nivel de riesgo al personal, equipos y/o procesos.

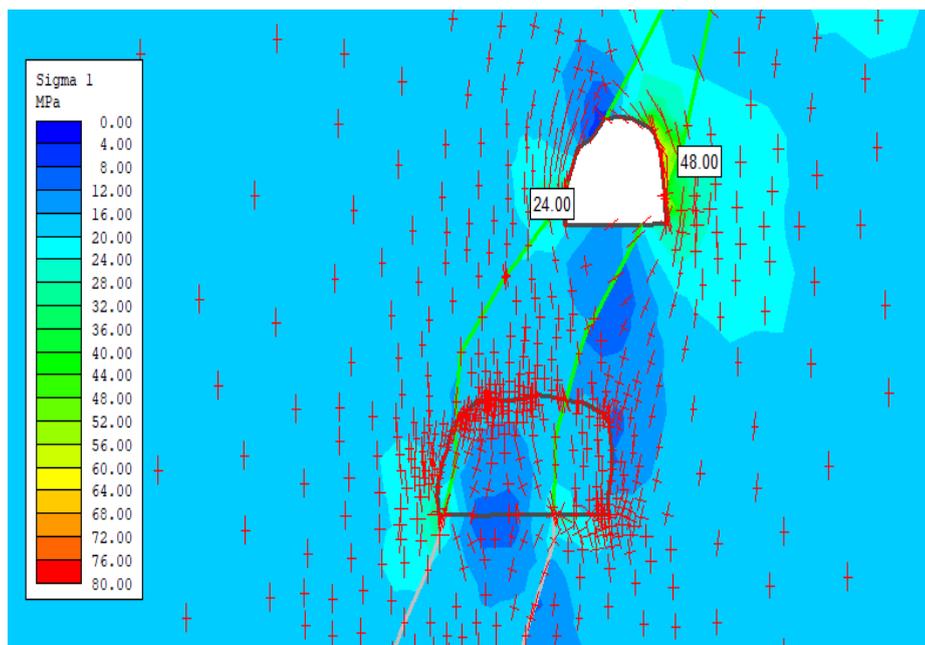
Las discontinuidades estructurales como fallas, diaclasas, estratos y otros constituyen planos de debilidad que al interceptarse podrían formar cuñas o bloques rocosos en el techo o paredes de excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar. (6)

Para ello se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, simulando una altura máxima de 6m tanto en intersecciones tipo cruz sesgada y tipo T usando el programa de cómputo UNWEDGE 4.0, de mejorar lo siguiente:

a) Intersección. Se define como intersección de labores mineras a la zona en la cual converge al menos 3 aberturas o excavaciones subterráneas, estas

intersecciones se ubican actualmente en nuestras operaciones en labores temporales, permanentes y en zonas de pasivos. Las intersecciones de labores mineras desde el punto de vista Geomecánico corresponden a una condición especial, debido a que propio del cruce de cavidades se genera una “luz libre” o Spam (ancho del techo de hastial a hastial) mayor que en una única labor (la luz libre máximo en una intersección puede alcanzar hasta el triple de la sección de una labor) esto permite la formación de cuñas de gran tamaño que es necesario soportar.

- b) **Refuerzo.** El esfuerzo que se describió “como la movilización de la resistencia de la roca, en forma que esta sea autosustentable e incluye las técnicas y elementos instalados dentro del macizo rocoso”, este concepto podríamos aplicar al denominado sostenimiento “Activo” que comprende malos anclajes activos.
- c) **Sostenimiento:** Aplicación de una fuerza resistiva en el contorno de la excavación, principalmente empleamos para soportar peso de cuñas de mayor volumen, entre los más comunes tenemos shotcrete, pernos, cable bolt, cuadros de madera, cimbra, arcos reticulares, etc.



**Figura 12. Esfuerzos inducidos en la veta Andaychagua en Mpa
Tomado de: Estudio Geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo**

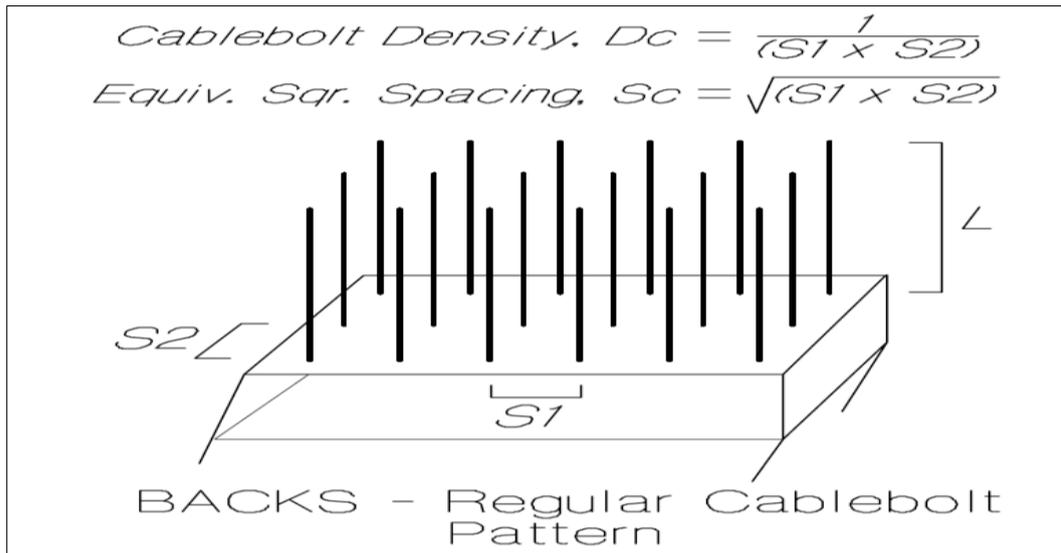


Figura 13. Cálculo para el espaciamiento de los cables Bolting
Tomado de Estudio Geomecánico

2.2.2.13. Aplicaciones y usos

- **Explotación subterránea.** Para la instalación de cables aplicables en las cámaras de explotación. La aplicación más usada es en el método de corte y relleno ascendente, por el cual instalamos los cables de mayor distancia en el techo de la cámara que reduce por la inestabilidad del macizo rocoso a que tiene la sección ya fortificada al poder explotarse el siguiente nivel.

Por lo tanto, se puede explotar a distintos yacimientos que son posibles, por tajos de grandes dimensiones y siempre influyendo el método de explotación, la extracción, producción, control de dilución y estabilizar las cuñas.

- **Estabilización de galerías.** El cable es aplicable para excavaciones que serán permanentes como galerías de desarrollo y presenta una alta utilidad donde se presenta una variación de esfuerzos o por la voladura.

En la zona de extracción, el cable como refuerzo ayuda considerablemente para la estabilidad de la labor y no sufrir colapso ni la imposibilidad de recuperar mineral.

- **Refuerzo de pilares.** Para los pilares que representa una alta concentración de esfuerzo o que tenga falla, que llegue a la destrucción o un estallido de roca. El

refuerzo de cables bolt aumenta su resistencia que controla su aspecto estructural. El diseño en estos casos es el cable bolt doble cementado y sin tensión en pilares de menores dimensiones.

- **Estabilización de bancos a cielo abierto.** En estos casos permite estabilizar las crestas y paredes de los bancos, mejorando la seguridad del trabajo. Para un buen programa de refuerzos del macizo rocoso, utilizando cable bolt con el diseño del pit final, que permite incrementar el ángulo de talud y teniendo una estabilidad que reduce la consecuencia de los costos de producción por la disminución del volumen de extracción del mineral estéril de la mina.

Con el control de estabilizar el banco para el control de cuña, utilizan cables de 50 t de capacidad, de 12 m a 20 m de longitud. En rocas muy fracturadas, la cara del talud es controlar con la instalación de abrazaderas metálicas adosados a los extremos de los cables instalados en las paredes.

2.2.2.14. Ventajas

- **Resistencia.** La flexibilidad, alta resistencia del cable, permitió tener una instalación amplia para el control de la estabilidad en minería subterránea como a tajo abierto.
- **Economía.** Por el peso bajo permite una instalación manual con un buen rendimiento y bajo costo.
- **Ambiente de trabajo seguro.** La resistencia a la tracción es una de sus mayores características de cualquier elemento para refuerzo de la roca que presenta la seguridad de los trabajadores y equipos con la relación de otros elementos de anclaje.
- **Calidad.** Es importante en el sistema de reforzamiento, para una efectividad completa, utilizando los estándares apropiados en relación de los materiales utilizados.

Los cables Bolting son elementos de sostenimiento con el objetivo de anclar bancos o familias de fracturas mayores a las de la sección de la labor. Su eficiencia estará directamente proporcional a la calidad en su instalación, asegurando que toda la columna del taladro se encuentra lleno de lechada de cemento, así mismo el momento oportuno y las condiciones en que son instaladas, serán determinantes en su calidad.

El cable bolting perderá su eficiencia en anclaje, si el taladro donde se aloja el cable es obstruido por el terreno inestable, por dejar mucho tiempo el cable presentado sin inyectar la lechada, ya que la lechada no abarcará el área total del taladro, donde perderá capacidad de anclaje.

2.2.2.15. Preparación del cable Bolting

Es ciclo de sostenimiento a realiza en mina para la instalación de cable Bolting

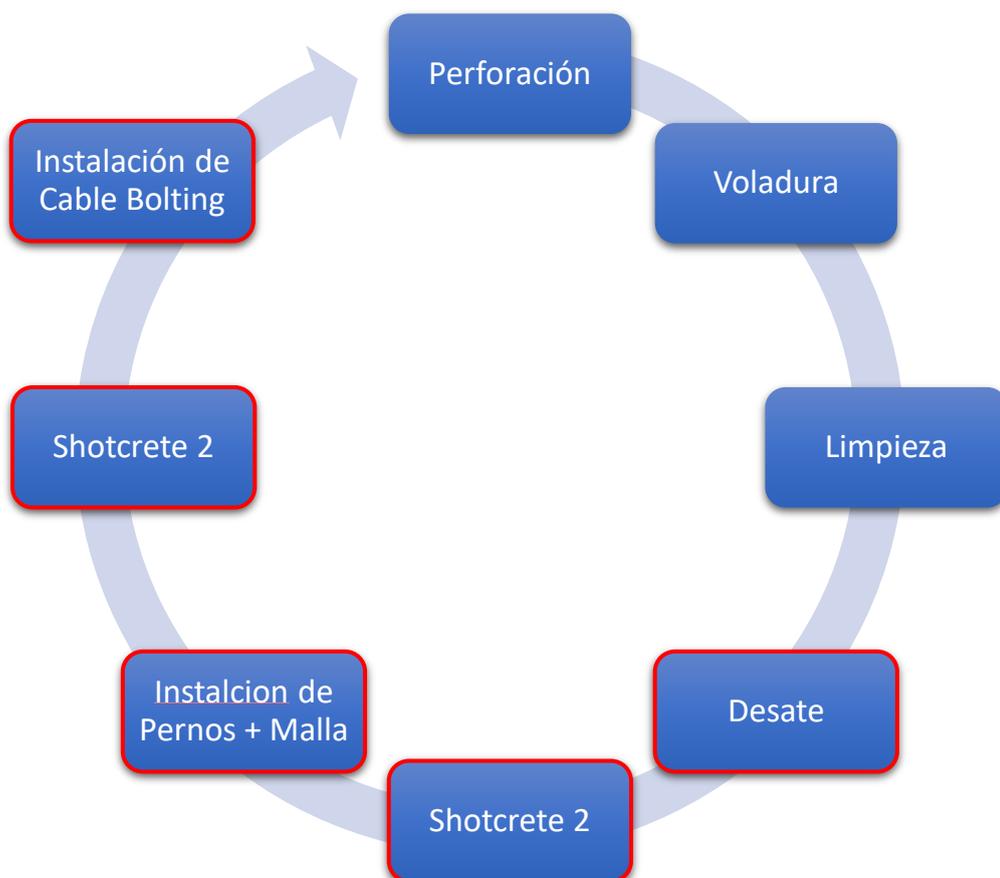


Figura 14. Ciclo de Sostenimiento

- **Desate**

Después de la voladura se realiza el desate correspondientes mecanizados para las labores que superan los 3.5 metros según nuestro estándar de desate de rocas.

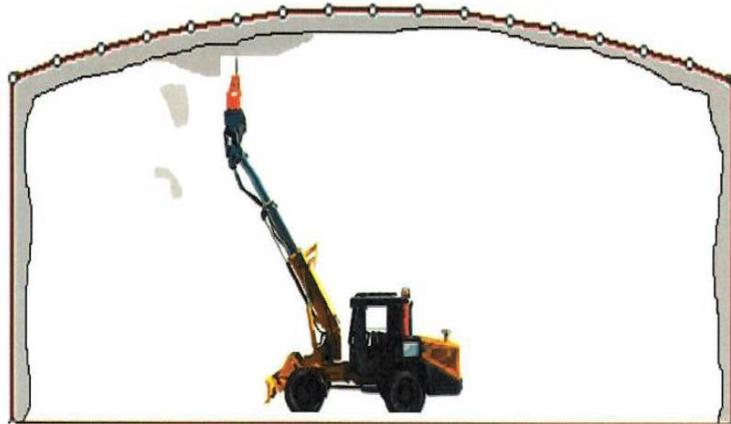


Figura 15. Desate de roca
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones

- **Lanzado de Shotcrete 2" con fibra**

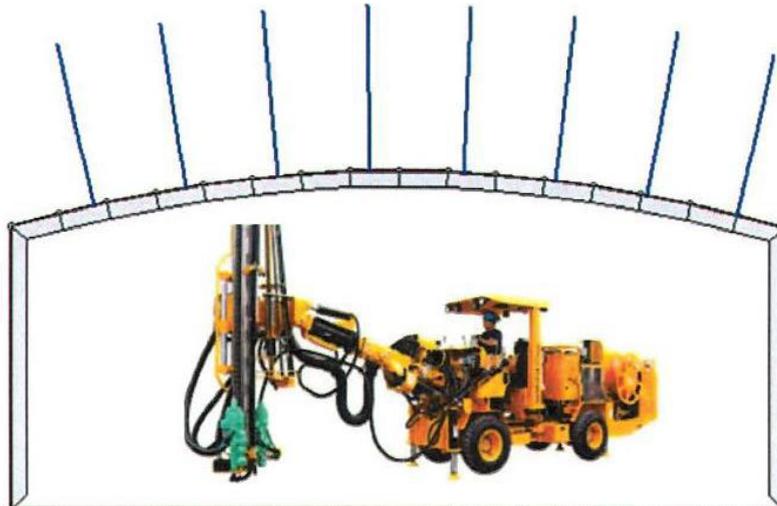
Inmediatamente después del desate se realiza el primer lanzamiento de la primera capa de Shotcrete de 2" pulgadas con fibra (25 kg es fibra metálica 05 kg si es fibra sintética). El lanzamiento se realiza de piso a piso, el lanzamiento se realiza con equipos mecanizados, con un mixer el cual se encarga en transportar la mezcla y un robot que se encarga en proyectar el concreto, llegando a una altura de 7 metros.



Figura 16. Lanzado de Shotcrete 2"
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones

- **Instalación de perno y malla**

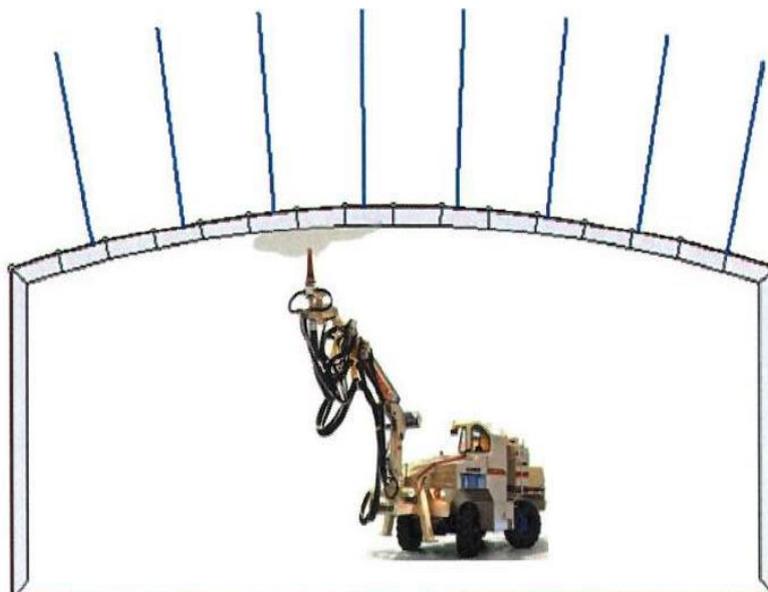
Después de proyectar el concreto se espera 2 horas para que adhiera roca-concreto, luego se realiza el colocado de pernos de fricción de alta carga o pernos helicoidales de 1.2 x 1.2 con la malla electrosoldada y el sostenimiento debe ser mecanizado.



*Figura 17. Instalación de malla y perno
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones*

- **Lanzado de Shotcrete de 2" sin fibra**

Luego del colocado de malla y perno, se da una segunda capa de shotcrete para el tapado de malla.



*Figura 18. Lanzado de Shotcrete 2" sin fibra
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones*

2.2.2.16. Instalación para el cable Bolting

El cable es instalado en dos formas: ascendentes como descendentes, para luego realizar la instalación de acuerdo al soporte del cable:

- **Cable Bolting**

Es un alambre de reforzamiento para el sostenimiento pasivo, de diámetro de 5/8" que soporta labores con condiciones de rocas duras con RMR mayor o igual a 40, de fracturas que presentan bloques grandes, que se intersecarse y podrían formar cuñas en techo, cajas y también para rehabilitación de labores, labores temporales como en tajos de subniveles y disminuir la dilución.



Figura 19. Cable Bolt

- **Perforación**

Para la perforación de los taladros con equipo Simba y Raptor Jumbo T1D, para la instalación de los cables boletín de acuerdo al departamento de Geomecánica al estudio correspondiente, de acuerdo a la malla de perforación; se debe utilizar una broca de 3" de diámetro de 64 mm y verificar que el taladro este limpio para seguir con el proceso.



Figura 20. Perforación para cable Bolting

- **Tubo respirador**

Desenrollar el cable y la tubería de polietileno con un diámetro de 25 mm, con el requerimiento de los metros necesarios de acuerdo al estudio, teniendo un punta y 10 cm menos del cable sujetando con un alambre cada dos metros aproximadamente, debe sobrepasar los 70 cm a la superficie para saber que este colmado.



Figura 21. Tubo respirador

- **Tubo de inyección**

Colocar un segundo tubo de un metro del mismo diámetro al anterior, para la inyección de la lechada de cemento que está asociado 30 cm a la superficie del taladro.



Figura 22. Tubo de inyección

- **Presentar el cable Bolting**

Deben ingresar dos personas a la canastilla del equipo utilitario con los equipos de protección, también el uso de arnés de seguridad y línea de vida anclada en el utilitario, introducir el cable boletín al taladro.



Figura 23. Cable Bolting presentado

- **Tapón de cable Bolting**

Concluido el colocado del cable Bolting aseguramos con cuñas de maderas de 20cm, para que sujete el cable y los tubos, para que no derrame la lechada de cemento; también asegurando con pequeños retazos de bolsa de cemento.



Figura 24. Tapa para cable Boletín

- **Inyectado de la lechada de cemento**

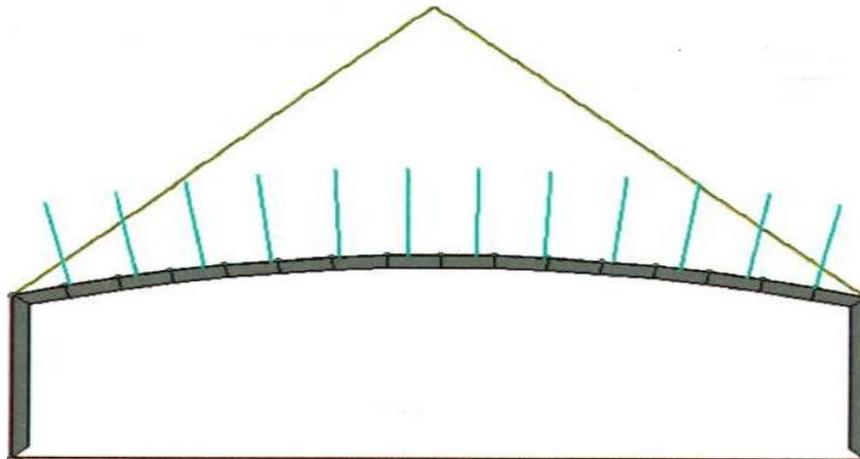
La preparación de la lechada de cemento será con la maquina Putzmeister, agregar 14 litros de agua y una bolsa de cemento de 42.5 kg para obtener la relación A/C: 0.45, aplicar el aditivo acelerante singunit L-60; 297 ml y 15 segundos antes inyectar la lechada.



Figura 25. Inyectado de lechada

- **Evaluación del sostenimiento estructural**

Se tiene una evaluación estructural de la sección, con una formación de cuña, altura máxima, un peso y un factor de seguridad a lo largo de toda la excavación; por lo tanto, se encuentra en la periferia la cuña con un soporte eficiente de un 60%.



*Figura 26. Evaluación del sostenimiento
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones*

- **Sostenimiento con cable Bolting**

Con el sostenimiento de los pernos Swellex espaciado 1.2m x 1.2m en la malla electrosoldada y shotcrete de 3", también el cable bolting espaciado 2.0 x 2.0 m, de acuerdo al estándar de sostenimiento, del soporte efectivo del 60% a un 100% que soporta la cuña.

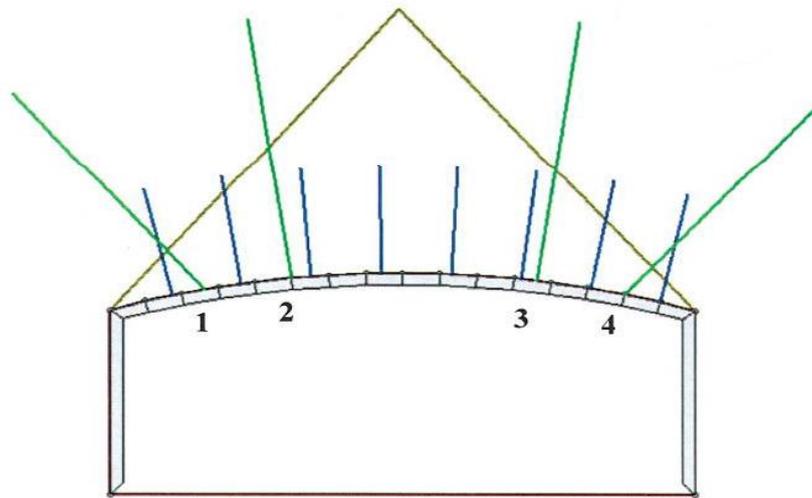


Figura 27. Sostenimiento de cable Boletín
Tomado de Estándar de sostenimiento de intersecciones

2.2.2.17. Resistencia del macizo rocoso

Los sistemas de los parámetros de resistencia de la masa rocosa fueron estimados mediante el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), además, para estimar el módulo de Young de la masa rocosa se empleó la ecuación generalizada de Hoek & Diederichs (2006). El procesamiento de los datos se realizó con el programa RocData (2013) de Rocscience Inc. Para la aplicación de los 2 criterios mencionados, los valores más representativos de la roca intacta y de la masa rocosa se han estimado de la siguiente manera: (5)

- **GSI**, a partir de los resultados obtenidos de la zonificación geomecánica.
- **UCS**, a partir de los resultados de ensayos de campo y laboratorio.
- **mi**, a partir de los resultados obtenidos en el ensayo de compresión triaxial.
- **D**, a partir de las observaciones realizadas en campo.
- **MR**, a partir de las guías de selección Hoek & Diederichs (2006). (5)

Tabla 2. Parámetros de resistencia de la masa rocosa

| Zona | Litología | GS _I | σ_{ci} (MPa) | " ρ " MN/m ³ | m_i | m_b | s | Emr (MPa) | Poisson "v" |
|------------------------------|-----------------------------|-----------------|------------------------|---------------------------------|-------|-------|---------|--------------|----------------|
| Prosperidad Techo | Metavolcánico | 50 | 70 | 0.028 | 17 | 2.338 | 0.00260 | 6475 | 0.25 |
| | Metavolcánico argilizado | 42 | 60 | 0.028 | 17 | 1.702 | 0.00100 | 3268 | 0.26 |
| | Filita | 32 | 30 | 0.027 | 11 | 0.74 | 0.00031 | 743 | 0.28 |
| | Mineral | 48 | 70 | 0.029 | 13 | 1.651 | 0.00205 | 5692 | 0.26 |

Tomado de Evaluación Geomecánica

Dónde:

- GSI: Calidad de la masa rocosa GSI = RMR -5
- σ_{ci} : Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta
- MR : Relación de módulo de la roca intacta
- m_i : Constante de la roca intacta
- m_b : Constante de la masa rocosa Hoek & Brown (2002)
- s: Constante de la masa rocosa Hoek & Brown (2002)
- Emr: Módulo de Young de la masa rocosa Hoek & Diederichs (2006) (4)

2.2.2.18. Calidades de rocas RMR, SGI, Q (Clasificación Geomecánica)

La clasificación geomecánica de la masa rocosa se realizó utilizando el criterio de Bieniawski de 1989 (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa). Los valores de designación de la calidad de la roca (RQD), por un lado, fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1976), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal; por otro lado, se determinaron por medición directa en los testigos rocosos de los sondajes diamantinos. (4)

Con el fin de clasificar la masa rocosa, el siguiente cuadro contiene el criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación. Además, la tercera columna muestra el rango equivalente del Q de Barton (1974). Finalmente, la última columna muestra el código de colores empleado. (4)

Tabla 3. Criterio para la clasificación de la masa rocosa

| Tipo de roca | Rango RMR | Rango Q | Calidad según RMR | Color |
|--------------|-----------|-------------|-------------------|-------------|
| II | > 60 | > 5.92 | Buena | Cyan |
| IIIA | 51 – 60 | 1.95 – 5.92 | Regular A | Dark Green |
| IIIB | 41 – 50 | 0.64 – 1.95 | Regular B | Light Green |
| IVA | 31 – 40 | 0.21 – 0.64 | Mala A | Yellow |
| IVB | 21 – 30 | 0.08 – 0.21 | Mala B | Orange |
| V | < 21 | <0.08 | Muy Mala | Red |

Tomado de Evaluación Geomecánica

La información se muestra con logueo geotécnico de testigos rocosos, con el apoyo del mapeo geomecánico para la clasificación de la masa rocosa de RMR y RQD para la caja piso, mineral y caja techo en cada zona del Cuerpo Prosperidad techo. Los resultados de la clasificación geomecánica se presenta en el siguiente gráfico: (4)

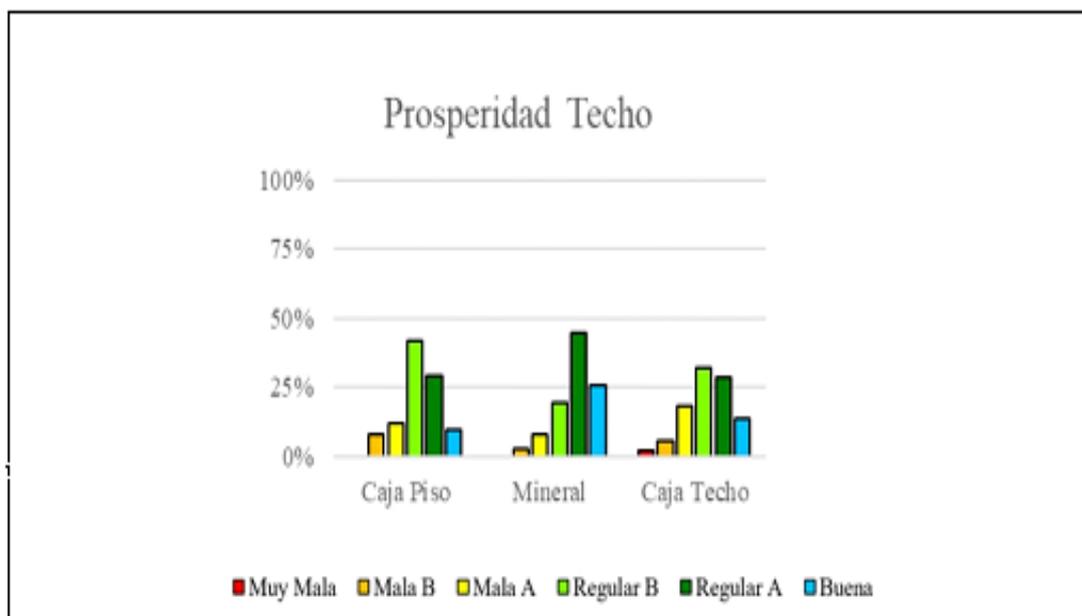


Figura 28. Clasificación RMR en caja piso, mineral y Caja Techo
Tomado de Evaluación Geomecánica

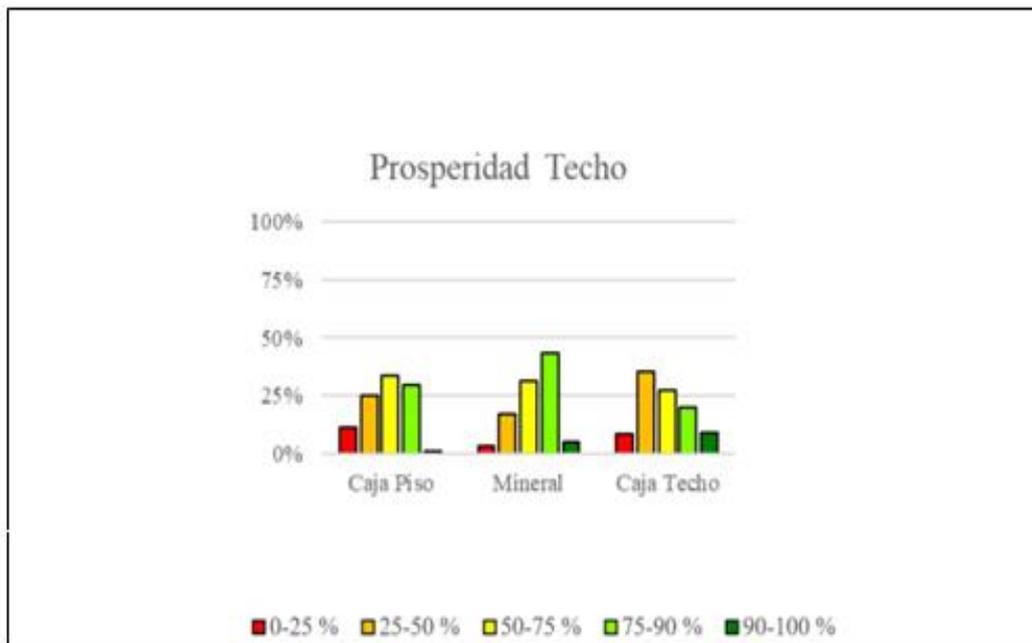


Figura 29. Clasificación RQD en caja piso, mineral y caja techo Tomado de Evaluación Geomecánica

Prosperidad Techo:

En la caja piso y caja techo, existen principalmente las calidades: Regular A (IIIA), Regular B (IIIB) y Mala A (IVA). (4)

En el mineral, se presentan principalmente las calidades: Buena (II), Regular A (IIIA) y Regular B (IIIB).

Tabla 4. Propiedades de Resistencia.

| Zona | Dominio geomecánico | Litología | "ρ" | | | S | E _{mr} (MPa) | Poisson "ν" |
|-------------------|---------------------|--------------------------|-------|----------------|----------------|---------|--------------------------|-------------|
| | | | 3 | m _j | m _b | | | |
| Prosperidad Techo | Caja piso | Metavolcánico | 0.028 | 17 | 2.338 | 0.00260 | 6475 | 0.25 |
| | Caja piso | Metavolcánico Argilizado | 0.028 | 17 | 1.702 | 0.00100 | 3268 | 0.26 |
| | Caja techo | Filita | 0.027 | 11 | 0.74 | 0.00031 | 743 | 0.28 |
| | Mineral | Mineral | 0.029 | 13 | 1.651 | 0.00205 | 5692 | 0.26 |

Tomado de Evaluación Geomecánica

2.2.2.19. Propiedades del macizo rocoso

Las propiedades del macizo rocoso fueron determinadas a partir del criterio de

falla de Hoek & Brown (2002). Este criterio toma en cuenta las propiedades de la roca intacta, como el UCS, m_i , GSI y D, estimando, a partir de estos parámetros, las propiedades del macizo rocoso, tales como: m_b , s y a . Asimismo, se empleó el criterio de Hoek & Diederichs (2006) para estimar el valor del módulo de Young del macizo rocoso.

Tabla 5. Resultados compresión triaxial

| Muestra | Litología | UCS (MPa) | m_i | Cohesión (MPa) | Ángulo de fricción interna (°) |
|---------|-------------------------------|--------------|-------|-------------------|--------------------------------------|
| M-02 | Filita foliada | 49.02 | 11.00 | 11.17 | 42.40 |
| M-04 | Metavolcánico argilizado | 52.03 | 17.48 | 11.84 | 45.94 |
| M-05 | Metavolcánico mineralizado | 49.69 | 15.07 | 10.85 | 45.47 |
| M-06 | Metavolcánico argilizado | 54.96 | 16.41 | 11.50 | 47.01 |
| M-08 | Filita Silicificada | 55.81 | 14.82 | 12.40 | 45.06 |
| M-2 | Metavolcánico | 44.60 | 15.10 | 9.99 | 45.17 |

Tomado de Evaluación Geomecánica

Tabla 6. Resultados propiedades físicas

| Muestra | Litología | Porosidad | | Densidad | Peso |
|---------|-------------------------------|-----------------|------------------|------------------------------|--|
| | | Aparente (%) | Absorción (%) | seca (g/cm ³) | específico aparente (kN/m ³) |
| M-02 | Filita foliada | 1.21 | 0.43 | 2.80 | 27.68 |
| M-04 | Metavolcánico argilizado | 3.74 | 1.30 | 2.87 | 28.34 |
| M-05 | Metavolcánico mineralizado | 5.66 | 2.12 | 2.68 | 26.59 |
| M-06 | Metavolcánico argilizado | 2.24 | 0.79 | 2.84 | 28.03 |
| M-08 | Filita Silicificada | 3.94 | 1.43 | 2.79 | 27.27 |

Tomado de Evaluación Geomecánica

2.2.2.20. Tabla GSI

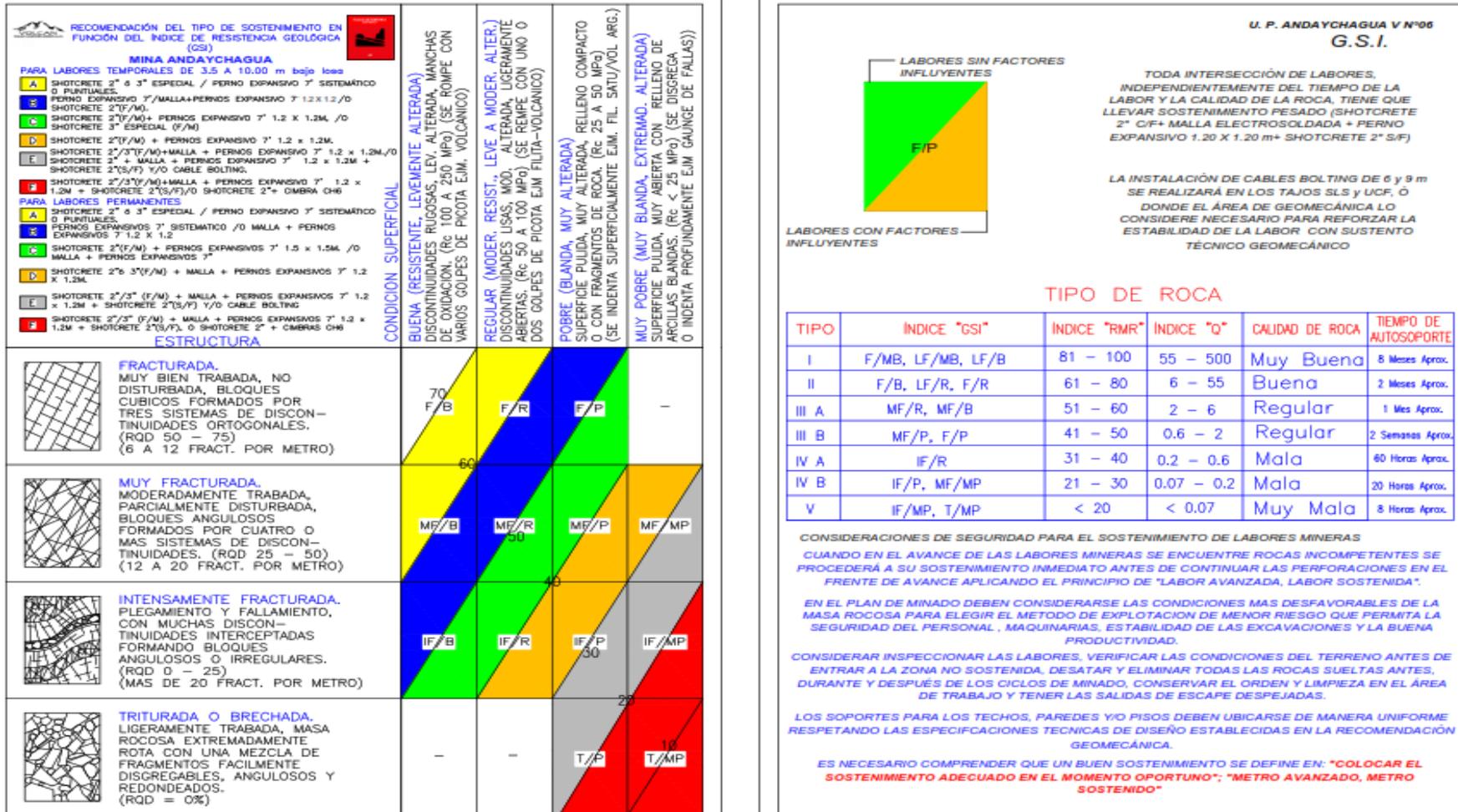


Figura 30. Cartilla GSI de Sostenimiento Tomado de Evaluación Geomecánica

2.3. Definición de términos básicos

- **Buzamiento**

Es el ángulo de inclinación de un estrato con un plano horizontal, que mide perpendicularmente al rumbo.

- **Cable boletín**

Es un alambre de reforzamiento para el sostenimiento pasivo que soporta labores con problemas de cuñas, techo, cajas, rehabilitación de labores y estabilizar taludes.

- **Cuña**

Son bloques rocosos que son formados por estratos y se encuentran en el techo y paredes de la excavación.

- **Dirección de buzamiento**

Es el ángulo que representa por la horizontalidad del estrato en la línea máxima.

- **GSI (Índice de Resistencia Geológica)**

Es un sistema de descripciones del macizo rocoso e identificar las propiedades geológicas.

- **Prueba de arranque**

El proceso de medir las cargas que puede resistir los elementos de sostenimiento, la importancia de cumplir con los parámetros de instalación.

- **RMR (Rock Mass Rating)**

Es la clasificación del macizo rocoso.

- **RQD (Rock Quality Desingnstion)**

Es la calidad de la roca y medir el grado de fracturamiento del macizo rocoso.

- **Rumbo**

Es el ángulo que se forma por la línea de la dirección del estrato.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y alcance de la investigación

3.1.1. Método de investigación

El método en particular a utilizar en toda la investigación es el método científico.

3.1.2. Tipo de investigación

En el presente estudio de investigación es aplicativo, obteniendo los resultados que nos permita conocer, evaluar y modificar lo conseguido en los estudios planificados, cotejar los resultados de campo como lo teórico.

3.1.3. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo, porque describirá todo el proceso de la aplicación de cable Bolting y su influencia con respecto al control de cuñas en el cuerpo “Prosperidad Techo”, explicativo para explicar las variables.

3.1.4. Diseño de Investigación

El diseño a utilizar en la investigación es experimental.

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

La población comprende del cuerpo “Prosperidad Techo “en el nivel 1300.

3.2.2. Muestra

La muestra se delimita de los subniveles 737 para poder obtener todos los estudios de acuerdo al comportamiento del macizo rocoso.

3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

El proceso de la recolección de datos del macizo rocoso en los subniveles a estudiar, donde se tomarán el azimut y dirección de buzamiento de las discontinuidades que se presente en la labor, se utilizó los siguientes instrumentos: la brújula azimutal, martillo Schmidt, libreta de campo, formatos de la empresa, cuaderno geomecánico, para la identificación de cuñas.

Obtenido los datos de campo se procesarán en el software AutoCAD para los planos y archivar en la red, luego procesar con software Unwedge para la evaluación de la formación de cuñas.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Método y procedimiento

Los procesos de la investigación para la recolección de datos son las siguientes:

- ✓ Actividades preliminares
- ✓ Mapeo geomecánico
- ✓ Recolección de datos
- ✓ Análisis de datos en los softwares

4.1.1. Actividades preliminares

En primer lugar, se revisó todas las especificaciones actuales que tenemos para la instalación de cable bolting los procesos que se requiere.

Tabla 7. Especificaciones de cable Bolting

| Especificaciones cable Boltig - Tipo Bulbado | |
|--|-----------------|
| Diámetro total de cable | 5/8 Pulgadas |
| Cantidad de Hilos | 7 |
| Peso Unitario | 1.10 kg /m |
| Norma | ASTM A416 – 270 |
| Distancia de cable y bulbos | 0.6m |
| Resistencia a la ruptura | 26.5 ton |

Tabla 8. Dosificación de Lechada

| Material | Cantidad |
|---------------|----------|
| Cementó | 42.5 kg |
| Agua | 14 l |
| Singunit L-60 | 297 ml |

Tomado del Departamento de Geomecánica

Se analizaron las fallas que se identificaron en las intersecciones tanto como en la labor estudiada, los cuales son estructurales y tenso-deformacionales y el sostenimiento era el mismo para los subniveles que a su vez la calidad de roca variaba de 20 a 40 RMR.45

El preparado de la pasta se inicia alimentando 14 litros de agua (con ayuda de la manguera, balde o cilindro de plástico) a la mezcladora vertical de la bomba putzmeister, luego se encenderá la mezcladora y se alimenta 1 bolsas de cemento, esta pasta será batida de 3 a 5 minutos hasta que sea homogénea y haya desaparecido los grumos del cemento, relación A/C=0.45.

El siguiente paso a realizar es de aplicar el 1 % de aditivo Singunit L-60 en base a la cantidad total de cemento.

Recomendación:

Se recomienda al personal en la operación aplicar este aditivo acelerarte singunit L-60 con un batido máximo de 15 segundos antes de inyectar la lechada.

Analizando los factores del terreno que se presentaron en los avances de las siguientes labores es adecuado llevar una sección 4x4 o de 4x5 con la clasificación geomecánica RMR que oscila entre 28 y 43 a más; surge la idea de implementar una nueva alternativa de sostenimiento de cable Bolting con las habilidades y experiencia del personal del departamento de Geomecánica.

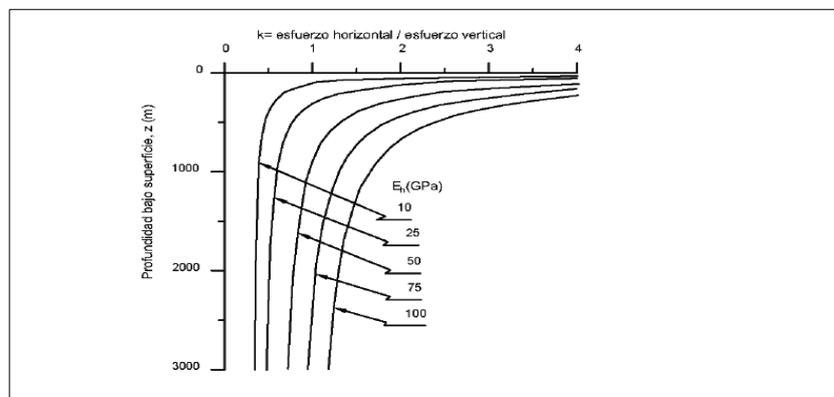
4.1.1.1. Parámetros geomecánicos

De la información recopilada mediante logueos y proyecciones lito estructurales de la mina se determina los parámetros geomecánicos, calculando las propiedades mecánicas de la roca donde se tiene:

- Módulo de deformación (E)

$$E = 10^{\left(\frac{\text{RMR}-10}{40}\right)}$$

$$E = 4.22$$



**Figura 31. Ratio del esfuerzo horizontal y vertical para diferentes módulos de elasticidad (Eh) basado en la ecuación de Sheorey (1994)
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin**

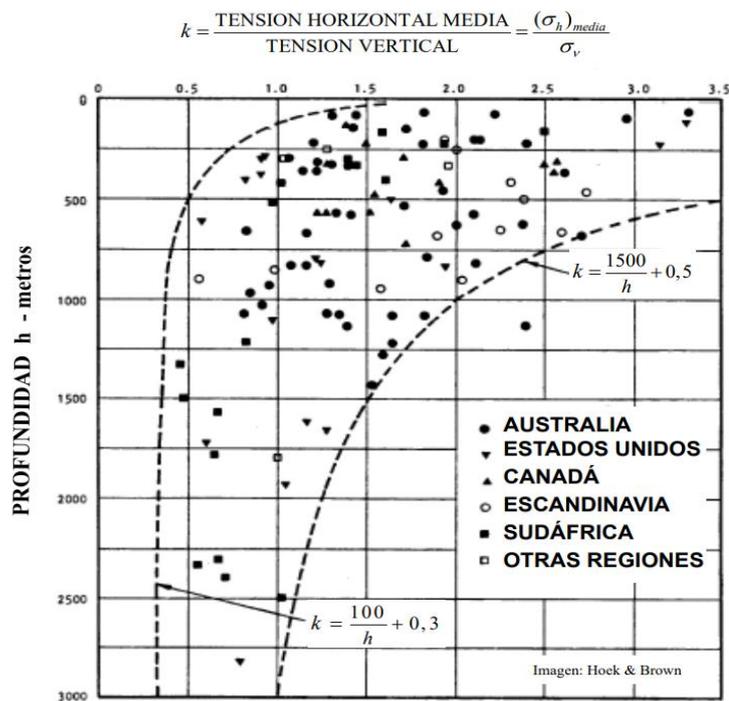
- Formula de Sheorey (relación de tensiones)

$$k = 0.25 + 7 E \times \left(0.001 + \frac{1}{Z}\right)$$

Reemplazando:

$$k = 0.25 + 7 (4.22) \times \left(0.001 + \frac{1}{768}\right)$$

$$k = 0.320$$



**Figura 32. Constante de esfuerzo K vs profundidad (Hoek & Brown, 1980)
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin**

– Esfuerzos verticales

$$\sigma_v = \gamma \times Z$$

$$\sigma_v = 21.5 \text{ Mpa}$$

– Esfuerzos horizontales

$$\sigma_h = k \times \gamma \times Z$$

$$\sigma_h = 6.84 \text{ Mpa}$$

4.2. Mapeo geomecánico

Antes de seleccionar la labor se debe coordinar con el jefe de guardia y establecer la labor crítica para el dominio estructural, también condiciones de formación de cuñas, para poder realizar el mapeo geomecánico analizando las condiciones de las discontinuidades (formación de cuñas). así como, la resistencia del macizo rocoso con los golpes de picota, de las estructuras que se presenten en la labor.

Los datos obtenidos se deben plasmar de acuerdo al comportamiento estructural y la presencia de cuñas en el cuaderno geomecánico, en los formatos implantados para identificaciones de las cuñas.

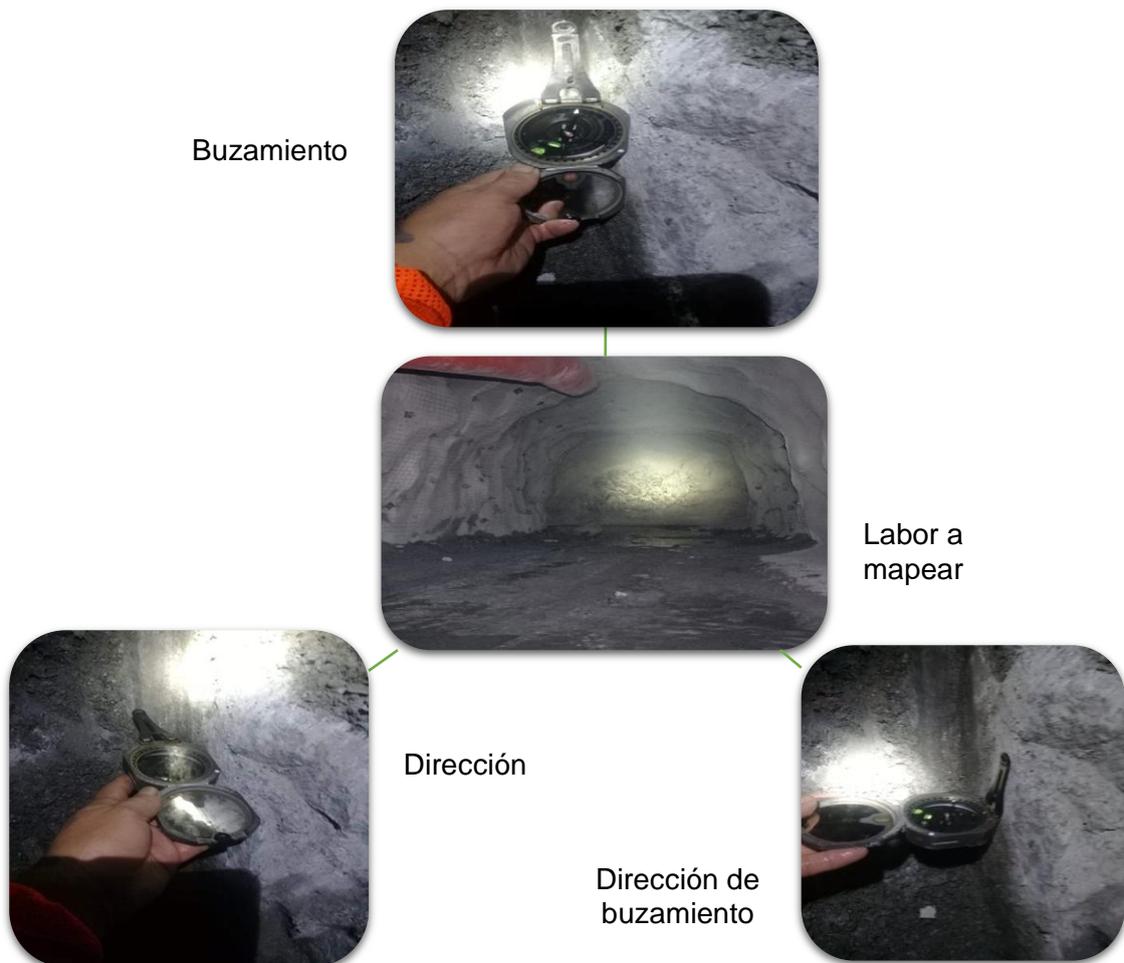


Figura 33. Mapeo de frente

El proceso del trabajo en campo para obtener los datos requeridos y los controles en el frente con toda la seguridad en interior mina como en la instalación de cable bolting.

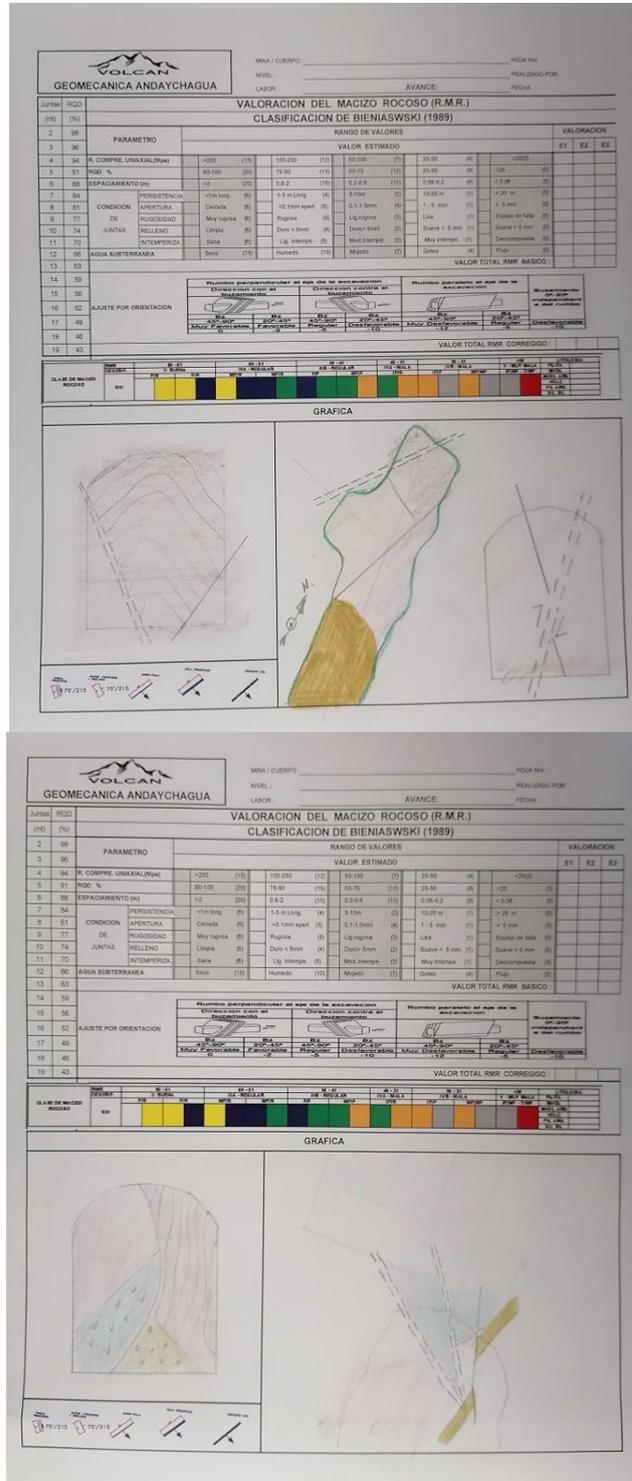


Figura 34. Mapeo geomecánico

La información recogida se procesó en gabinete y luego se representó en planos además de archivar la información en la red, para la interpretación y proyectar estructuralmente la presencia de cuñas relacionado con su ápice.

Aumentar el método de evaluación para fijar las estructuras y dimensiones de las cuñas por las fracturas del macizo rocoso, principalmente para estimar el riesgo hacia los tipos de inestabilidad por los avances de operaciones y producción de mineral.

Por el cuerpo Prosperidad Techo tiene dos tramos que se aprecia en la imagen, uno de ellos se asemeja a un cuerpo por la geometría y el segundo donde se tiene al cuerpo se asemeja más a una veta.

4.3. Recolección de datos

Después de las coordinaciones con las áreas correspondientes, decidieron que la labor que obtuvo la voladura y el avance para estudiar; antes de ingresar a la labor debe estar ventilado, regado, desatado y sostenido para el mapeo geomecánico.

Se tomaron los datos por cada avance y producción de mineral en el frente, que se muestra las estructuras a estudiar de dichas labores, para obtener el buzamiento y dirección con la brújula e identificar las cuñas que se generen.

Tabla 9. Obtención de datos

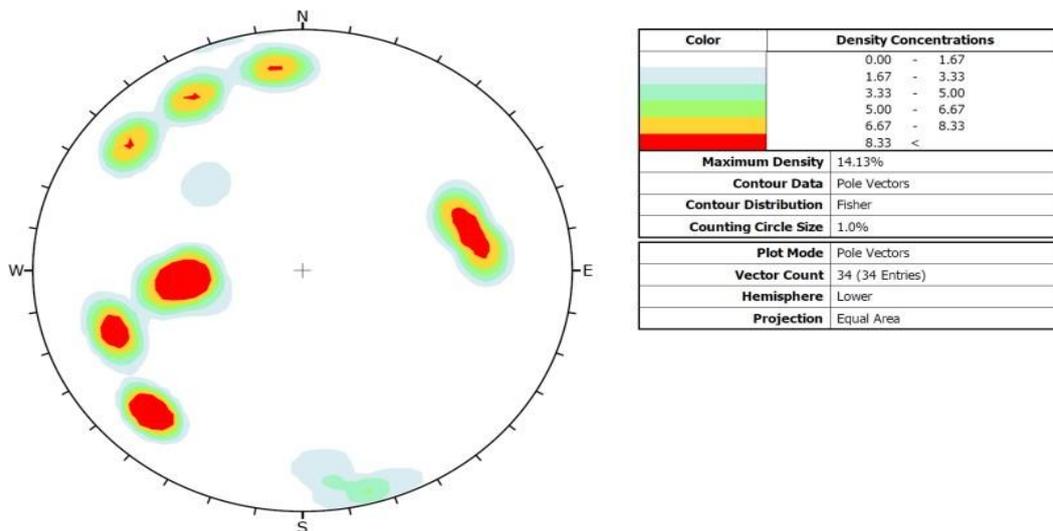
| Fecha | Zona | Número | Rumbo | Buzamiento |
|------------|-----------|--------|-------------|------------|
| 17/02/2020 | SN_737S | 1 | N06°W/37°NE | 84°/37° |
| 17/02/2020 | SN_737S | 2 | N34°W/66°NE | 56°/66° |
| 17/02/2020 | SN_737N | 3 | N14°W/55°SW | 256°/55° |
| 17/02/2020 | SN_737N | 4 | N61°E/72°SE | 151°/72° |
| 17/02/2020 | SN_737S_2 | 5 | N78°E/80°NW | 348°/80° |

4.4. Análisis de datos en los softwares

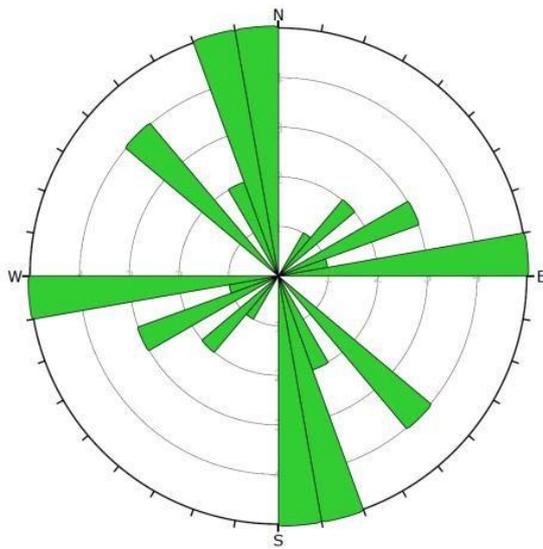
Para la evaluación de la distribución de las discontinuidades se requiere contar con información estructural de datos de orientaciones de discontinuidades que permitan definir o proyectar el arreglo estructural. Luego, se realizó la simulación en los *softwares* con los datos de campo para determinar la magnitud del ápice y poder tener una interpretación más clara para ejecutarlo en campo.

Para este caso, se ha recurrido a la información obtenida de las 42 estaciones geomecánicas (365 discontinuidades) durante los trabajos de campo y de la data registrada en gabinete de los planos geológico-estructurales (120 discontinuidades). Estos datos se han procesado empleando técnicas de proyección estereográfica, utilizando el software DIPS versión 6.008 de Rocscience Inc.

Las siguientes figuras muestran estereogramas de contornos, el estereograma de planos principales y el diagrama de roseta respectivamente, para el compósito (caja piso, mineral y techo) de las discontinuidades registradas en el mapeo geomecánico correspondiente al Cuerpo Prosperidad Techo.

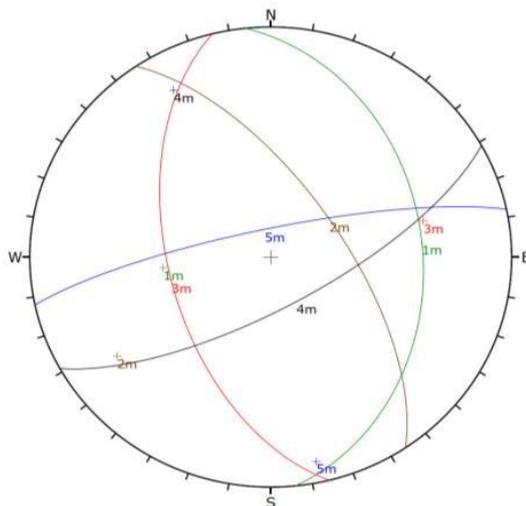


**Figura 35. Estereograma de contornos
Tomado de Estudio Geomecánico**



| | |
|------------------------------|------------------|
| Plot Mode | Rosette |
| Plot Data | Apparent Strike |
| Face Normal Trend | 0.0 |
| Face Normal Plunge | 90.0 |
| Bin Size | 10° |
| Outer Circle | 5 planes per arc |
| Planes Plotted | 28 |
| Minimum Angle To Plot | 45.0° |
| Maximum Angle To Plot | 90.0° |

**Figura 36. Diagrama de roseta
Tomado de Estudio Geomecánico**



| | Color | Dip | Dip Direction | Label |
|-------------------------------------|-------|-----|---------------|-------|
| Mean Set Planes | | | | |
| 1m | Green | 37 | 84 | |
| 2m | Brown | 66 | 56 | |
| 3m | Red | 55 | 256 | |
| 4m | Black | 72 | 151 | |
| 5m | Blue | 80 | 348 | |
| Plot Mode Pole Vectors | | | | |
| Vector Count 34 (34 Entries) | | | | |
| Hemisphere Lower | | | | |
| Projection Equal Area | | | | |

**Figura 37. Estereograma de planos principales
Tomado de Estudio Geomecánico**

En las siguientes figuras, se presentan la distribución de las discontinuidades registradas en el cuerpo Prosperidad Techo y su entorno encajonante.

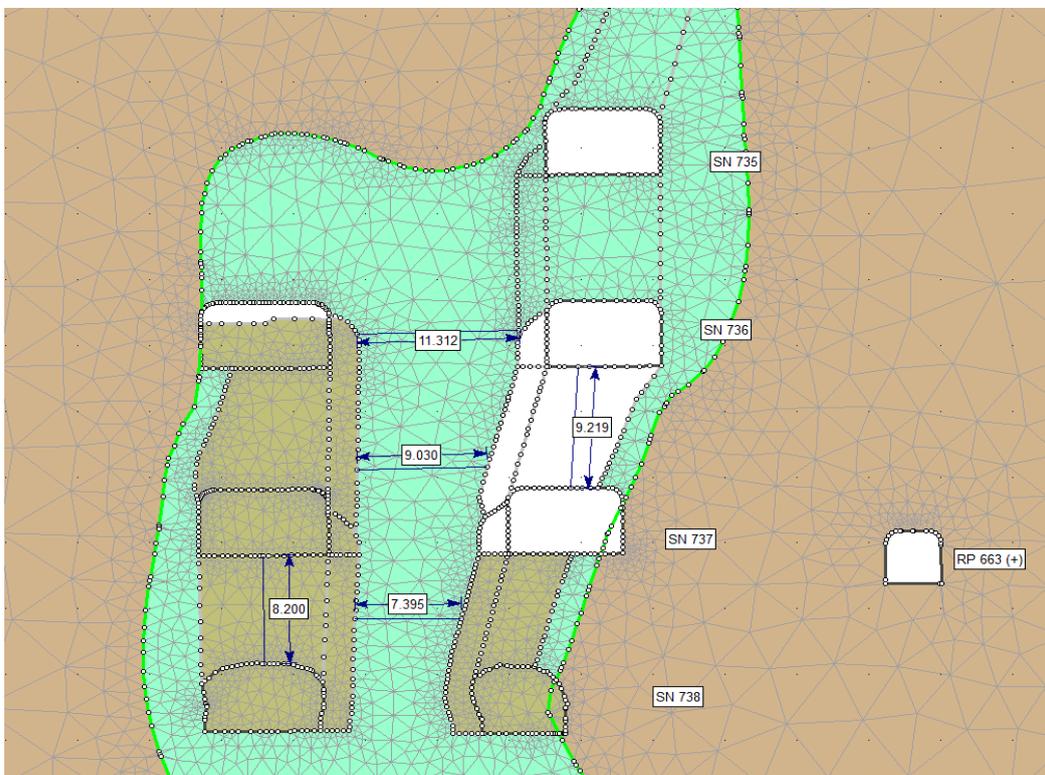
En general, los sistemas principales están conformados por diaclasas y son oblicuas con respecto al rumbo promedio del cuerpo Prosperidad Techo.

Las estructuras como fallas y venillas están contenidas principalmente en los sistemas 4 y 5, además son aproximadamente perpendiculares al rumbo promedio del cuerpo Prosperidad Techo.

4.4.1. Modelamiento numérico y elementos finitos

Modelo de la malla de elementos finitos para la simulación del minado con el método SLS, con cámaras primarias de 8.0 m x 5.2 m. Cada banqueo es de 8 y 9 m, y el banqueo se realizará con malla en abanico abriendo 2 m más, hacia el pilar central de 7 m. Después, los tajos serán rellenados con relleno detrítico.

La secuencia del minado se realizará en forma ascendente, debiendo rellenar el tajo mientras que el otro corte puede continuar con el proceso de preparación para su explotación.



**Figura 38. Modelamiento numérico
Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo**



Figura 39. Elementos finitos
Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

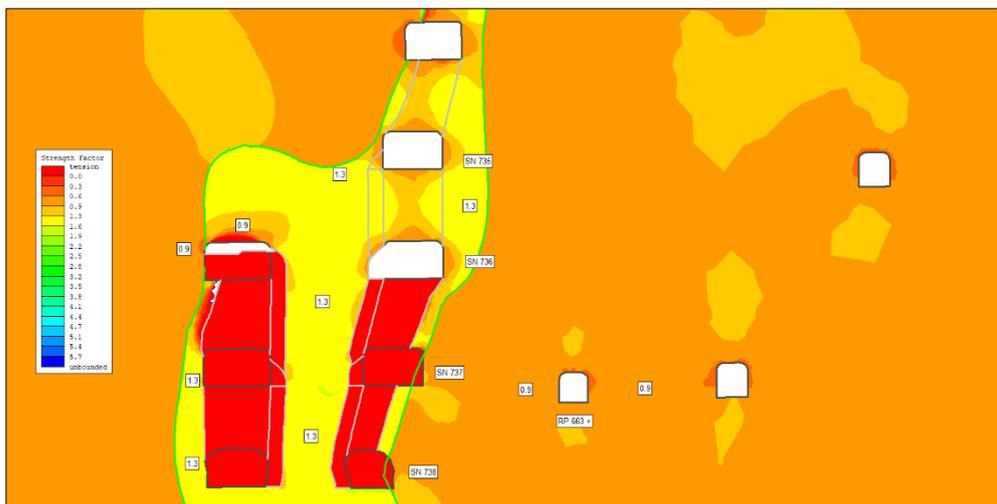


Figura 40. Elementos finitos
Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

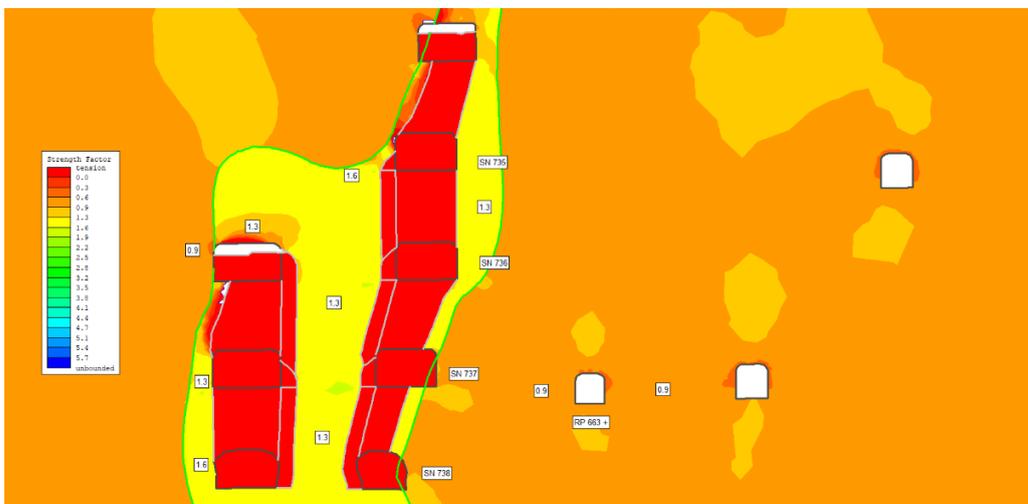


Figura 41. Elementos finitos
Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

4.4.1.1. Método gráfico de estabilidad

Se realizó el mapeo con el “Q” de Barton para hallar el número de estabilidad “N” usado para taladros largos, también se halla la probabilidad de falla según el cálculo del radio hidráulico y el N de estabilidad para mejor análisis.

El número modificado de estabilidad (N') se define como:

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

Dónde:

Q': Es el índice de calidad de túneles modificado de Barton et al. (1974)

A: Factor de condición de esfuerzos

B: Factor de ajuste por orientación de estructuras

C: Factor de ajuste por efectos de gravedad

4.4.1.2. Determinación del índice “Q” de Barton Et Al. 1974:

El resumen de los valores del índice “Q” para cada una de las paredes del minado en ambos tajeos se entrega en la siguiente tabla:

Tabla 10. Índice “Q” de Barton

Cálculo de Q'

$$Q=(RQD/Jn) * (Jr/Ja)$$

| Ubicación | RQD | Jn | Jr | Ja | Q' | RMR |
|------------|-----|----|-----|-----|-------|-----|
| CAJA TECHO | 50 | 12 | 1.0 | 2.0 | 2.083 | 34 |
| CAJA PISO | 50 | 12 | 1.0 | 2.0 | 2.083 | 34 |
| ESTRUCTURA | 60 | 6 | 1.5 | 2.0 | 7.500 | 41 |

RQD= Índice de calidad de roca

Jn=Numero de sistema de fisuras

Jr=Numero de rugosidad de las fisuras

Ja=Numero de alteración de las juntas

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

4.4.1.3. Determinación del factor de condición de esfuerzos “A”:

Este factor refleja los esfuerzos que actúan sobre la cara libre expuesta al tajeo.

Tabla 11. Factor de condición de esfuerzos

| RELACIONES σ_c / σ_1 | | | | | |
|----------------------------------|------------------------|------|---|------|------|
| TIPO DE ZONA | Longitud del techo (m) | 92 | 0 | A1 | A2 |
| | CAJA TECHO | 2.28 | - | 0.13 | 1.00 |
| | CAJA PISO | 2.28 | - | 0.13 | 1.00 |
| | Estructura | 2.31 | - | 0.14 | 1.00 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

4.4.1.4. Determinación de factor de ajuste por orientación de estructuras “B”

El resumen de los valores del factor B para cada una de las paredes.

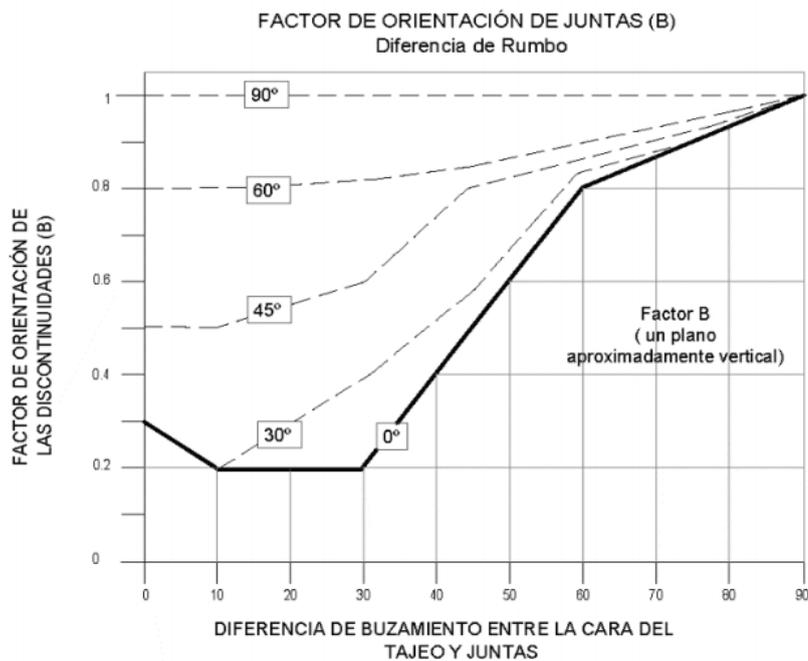


Figura 42. Factor de ajuste por orientación de estructuras
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin

Tabla 12. Factor de ajuste por orientación de estructuras

| Discontinuidad críticas y valores de B | | | | |
|--|---------------------------|-------------------------------------|-----------------------------|----------|
| Longitud del tajeo (m) | Sistema de Discontinuidad | Diferencia en el rumbo ^o | Diferencia en el buzamiento | Factor B |
| Caja techo | 1.00 | 0.00 | 0.00 | 0.30 |
| Caja piso | 1.00 | 0.00 | 0.00 | 0.30 |
| Corona | 1.00 | 0.00 | 0.00 | 0.30 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

4.4.1.5. Determinación de factor de ajuste por efectos de gravedad “C”

El resumen de los valores del factor C para cada una de las paredes.

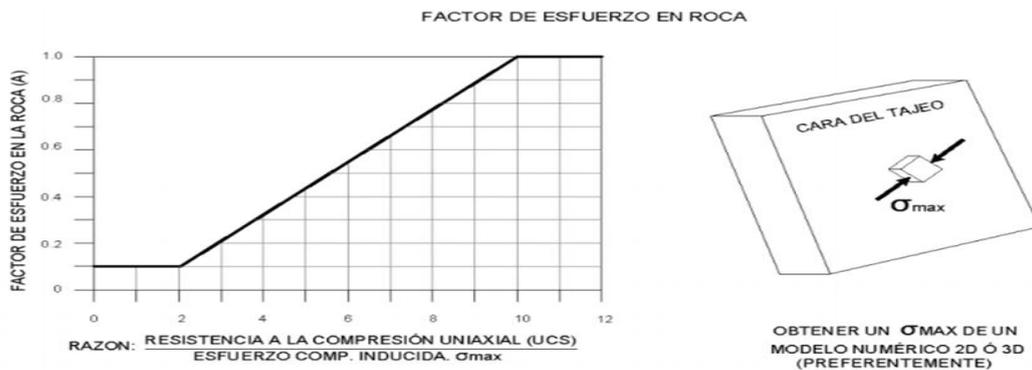


Figura 43 Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo - Factor de ajuste por efectos de gravedad

Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin

Tabla 13. Factor de ajuste por efectos de gravedad

| Tipo de caída | Longitud del tajeo (m) | α (Inclinación de la superficie del tajeo) | β (Inclinación de la junta crítica) | Factor C |
|---------------------|------------------------|---|---|----------|
| Caídas lajamiento | caja techo del tajeo | 85.00 | 85.00 | 7.48 |
| | caja piso del tajeo | 85.00 | 85.00 | 7.48 |
| Caídas por gravedad | Estructura | 85.00 | 85.00 | 7.48 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

Por tanto, el número de estabilidad para ambas cajas se muestra en la tabla.

Tabla 14. Número de estabilidad

| UBICACIÓN | Q' | A | B | C | N' |
|------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| CAJA TECHO | 2.083 | 0.132 | 0.300 | 7.477 | 0.615 |
| CAJA PISO | 2.083 | 0.132 | 0.300 | 7.477 | 0.615 |
| VETA | 7.500 | 0.135 | 0.300 | 7.477 | 2.271 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

4.4.1.6. Radio hidráulico

De acuerdo al proyecto, para bancos de 8 m, se tiene los siguientes radios:

Tabla 15. Radio hidráulico

| Dimensionamiento para entrar a la zona de estabilidad | | | |
|---|-------|--------------|--------------------------------------|
| Radio hidráulico (S) | | | |
| UBICACIÓN | N' | Zona estable | Zona de transición sin sostenimiento |
| CAJA TECHO | 0.615 | 2.161 | 4.200 |
| CAJA PISO | 0.615 | 2.161 | 4.200 |
| ESTRUCTURA | 2.271 | 3.347 | 5.473 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

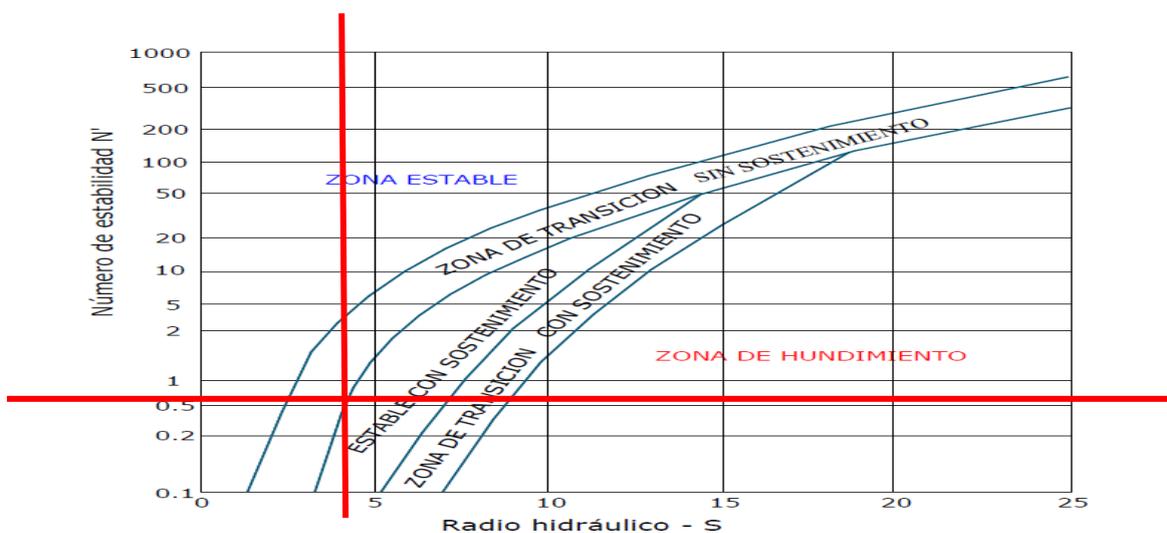


Figura 44. Radio hidráulico

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

De acuerdo a la información del número de estabilidad y el radio hidráulico, tenemos:

Tabla 16. Número de estabilidad Caja Techo

| | | |
|------------------------|--------------|--------------------------------------|
| Caja Techo | S= 2.161 | S= 4.200 |
| Longitud del tajeo (m) | | |
| Altura del tajeo (m) | Zona estable | Zona de transición sin sostenimiento |
| 8.5 | 5.640 | 15.385 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

Tabla 17. Número de estabilidad Caja Piso

| | | |
|------------------------|--------------|--------------------------------------|
| Caja Piso | S= 2.161 | S= 4.200 |
| Longitud del tajeo (m) | | |
| Altura del tajeo (m) | Zona estable | Zona de transición sin sostenimiento |
| 18.5 | 5.640 | 15.385 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

Tabla 18. Número de estabilidad de estructura

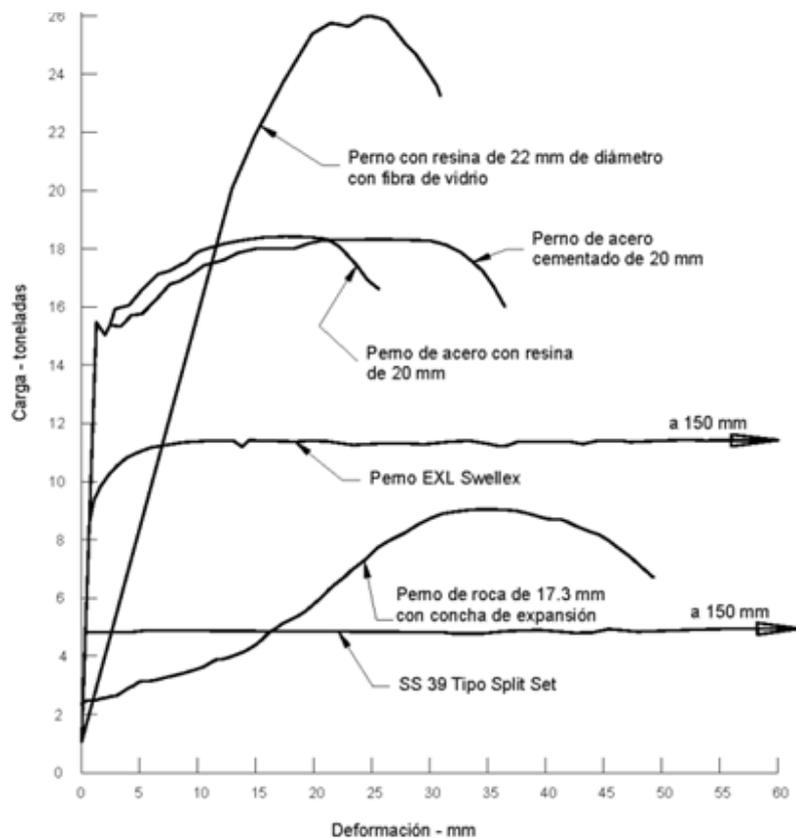
| | | |
|----------------------|--------------|--------------------------------------|
| Estructura | S= 3.347 | S= 5.473 |
| Ancho del tajeo (m) | | |
| Altura del tajeo (m) | Zona estable | Zona de transición sin sostenimiento |
| 15.385 | 11.851 | 37.936 |

Tomado de Estudio geomecánico del cuerpo Prosperidad Techo

En cuanto a la estructura mineralizada se concluye que las estimaciones indican un LMA de 11.85 m. Es muy importante mantener una postura conservadora y analizar en el proceso de preparación del tajeo, aquellos factores influyentes como el agua, aumento de esfuerzos inducidos, etc. Que, dado el contexto, podrían modificar las dimensiones.

4.5. Diseño de sostenimiento

Para nuestras operaciones, especialmente durante la explotación del cuerpo Prosperidad Techo se ha simulado en el software Unwedge para la identificación de cuñas, en la cual se estima el volumen, peso y ápice de las estructuras, donde se diseña el sostenimiento para poder controlar estas cuñas anclando al macizo rocoso, además del sostenimiento pesado que se aplicará a las cámaras primarias.



**Figura 45. Diseño de sostenimiento en intersecciones
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinermin**

En el cuadro verificamos la capacidad de carga con la deformación, concluyendo que el perno Swellex tiene una capacidad de anclaje constante en un promedio de 10 t.

| Adherencia del perno | |
|--|-----------------------------|
| Tipo de perno | Adherencia de perno (ton/m) |
| Swellex estándar en terreno blando (<45 RMR) | 8.1-13.8 |
| Swellex estándar en terreno resistente (>55 RMR) | 9-15 |
| Cable bolt en terreno blando (<45 RMR) | 24 |
| Cable bolt en terreno resistente (>55 RMR) | 28 |

Figura 1. Adherencia de pernos
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin

El gráfico de reforzamiento indica que para la calidad de roca de la labor requiere shotcrete más pernos sistemáticos, tal como se evaluó en la recomendación geomecánica.

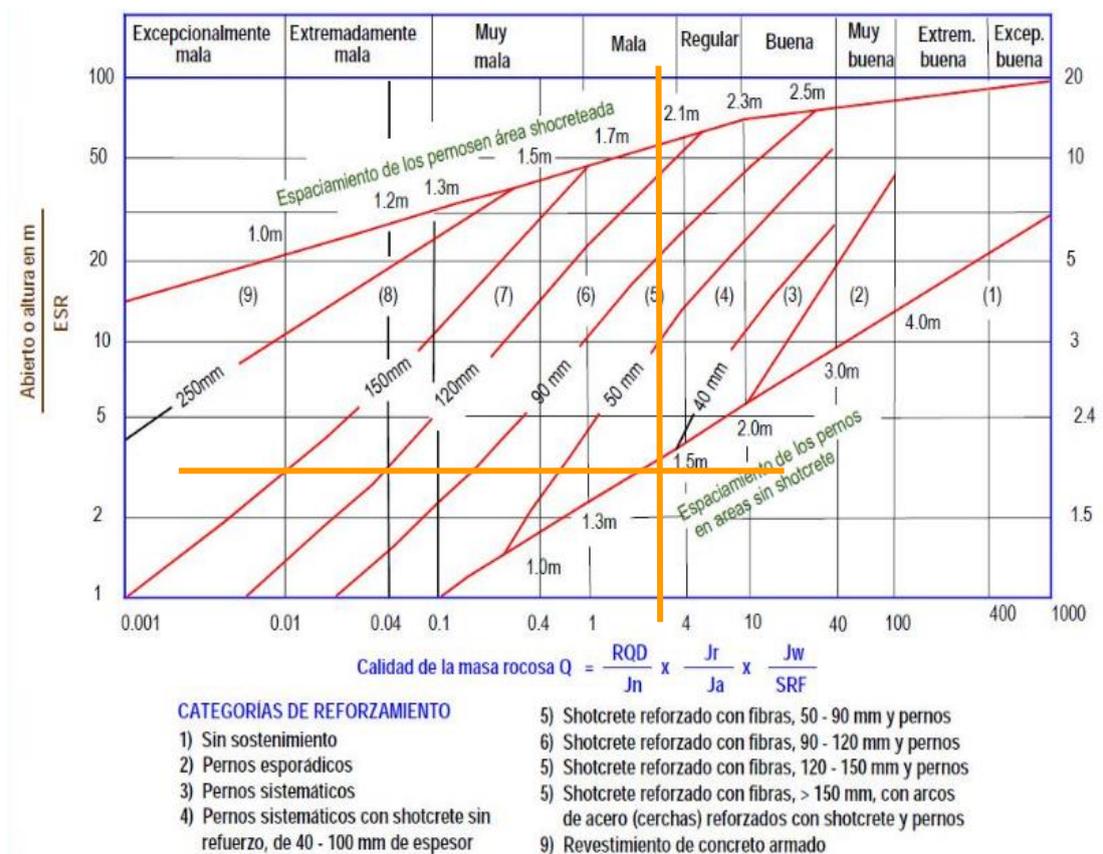


Figura 46. Calidad del macizo rocoso y soporte de roca
Tomado de Guía criterios geomecánicos -Osinergmin

4.5.1. Aplicación de software en cuerpo Prosperidad Techo

Se ha realizado el análisis para dirección de avance con azimut 025° , paralelo al rumbo del cuerpo, considerando una sección de la labor de 5.0 m x 5.0 m; se observa la formación de cuñas inestables en el techo de tamaños medianos que pueden ser estabilizadas con pernos roca esporádicos tipo barra helicoidal de 7 pies de longitud para excavaciones permanentes y pernos de fricción o equivalente de 7 pies de longitud espaciados cada 1.4 m para excavaciones temporales.

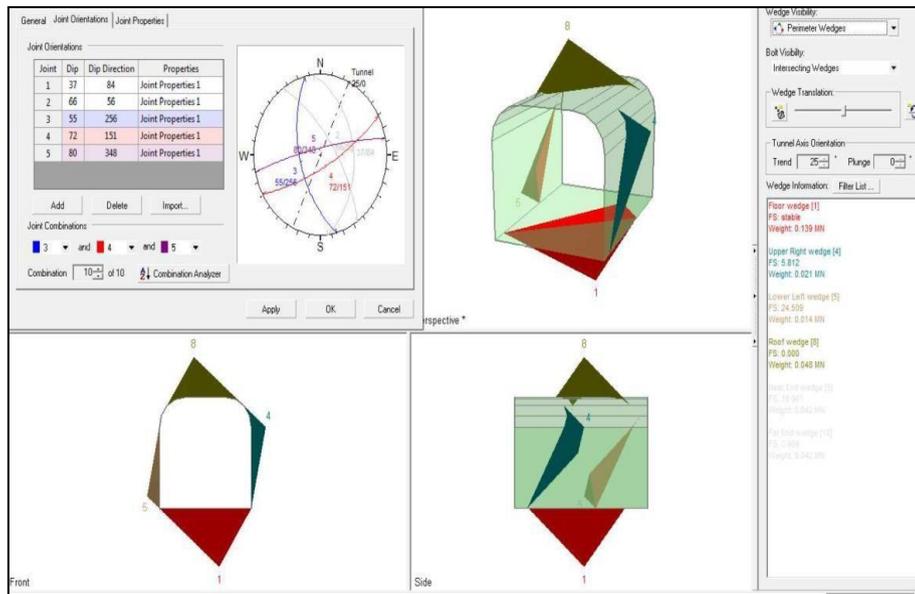


Figura 47. Análisis de cuña Tomado de Estudio Geomecánico

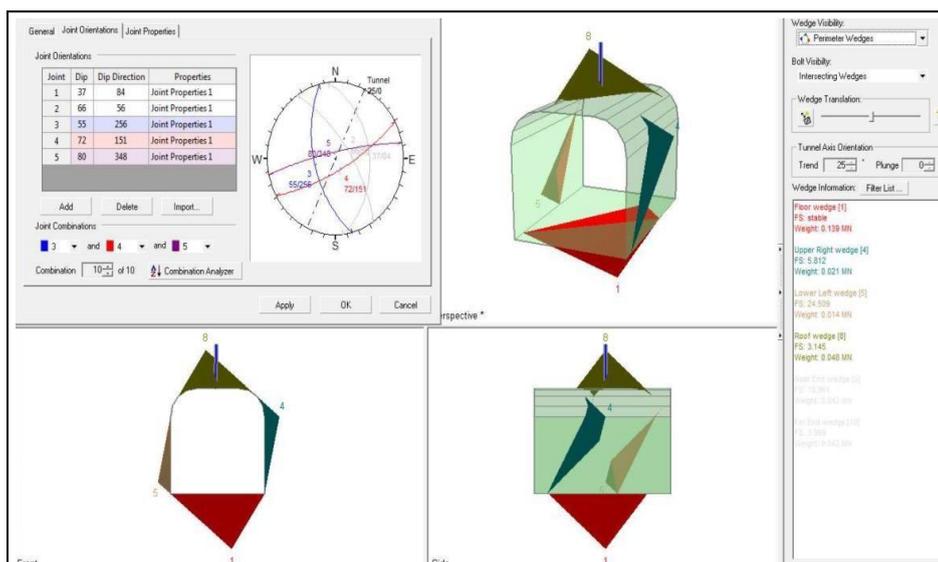


Figura 48. Estabilización de cuña con perno helicoidal Tomado de Estudio Geomecánico

Si se sigue la dirección perpendicular al cuerpo, es decir azimut 295° para la misma sección, se observa la formación de cuñas de manera similar para el caso anterior, así mismo el sostenimiento a utilizar es similar tanto para labores permanentes como para labores temporales.

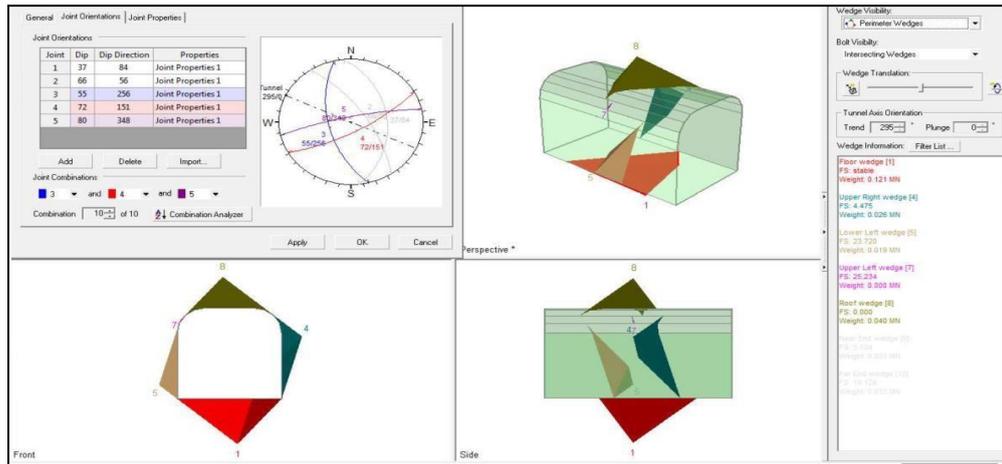


Figura 49. Análisis de cuña Tomado de Estudio geomecánico

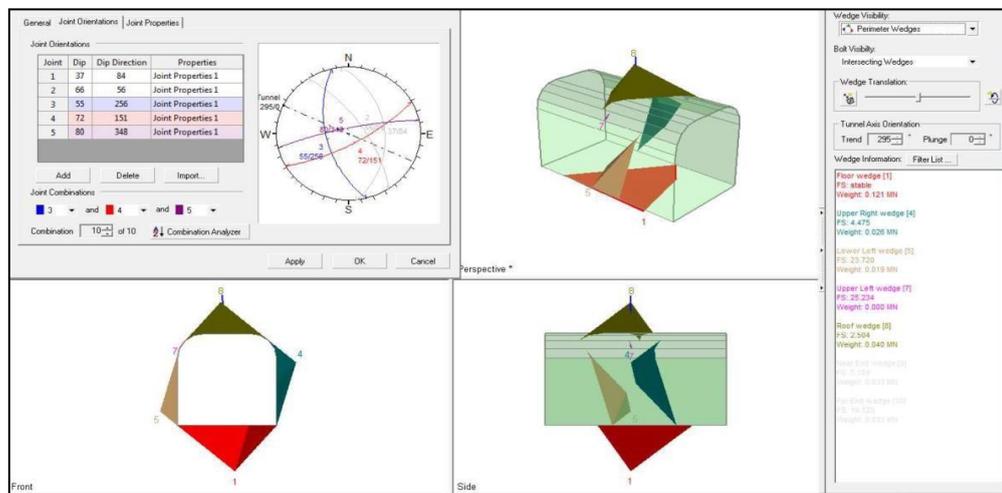


Figura 50. Estabilización de cuña con perno de fricción Tomado de Estudio geomecánico

Otro análisis realizado es para los tajeos que siguen el alineamiento perpendicular al rumbo del cuerpo, es decir con azimut 295° . Primero, fueron analizados las cuñas que se forman en los subniveles, que están conformados por cámaras de 8.0 m de ancho y 5.0 m de altura, se observa en este caso la formación de cuñas medianas e inestables en el techo y de cuñas delgadas y estables en las

paredes. Para la estabilización de estas cuñas se requiere el uso de pernos de fricción de 8 pies de longitud mínima y espaciados a 1.30 m.

4.6. Prueba de arranque

El proceso de medir las cargas que pueden resistir los elementos de sostenimiento muestra la importancia de cumplir con los parámetros de instalación de cable Bolting. Asimismo, es necesario realizar pruebas de arranque a los cables Bolting como control de calidad y establecer las medidas de seguridad pertinente para la realización de la tarea.

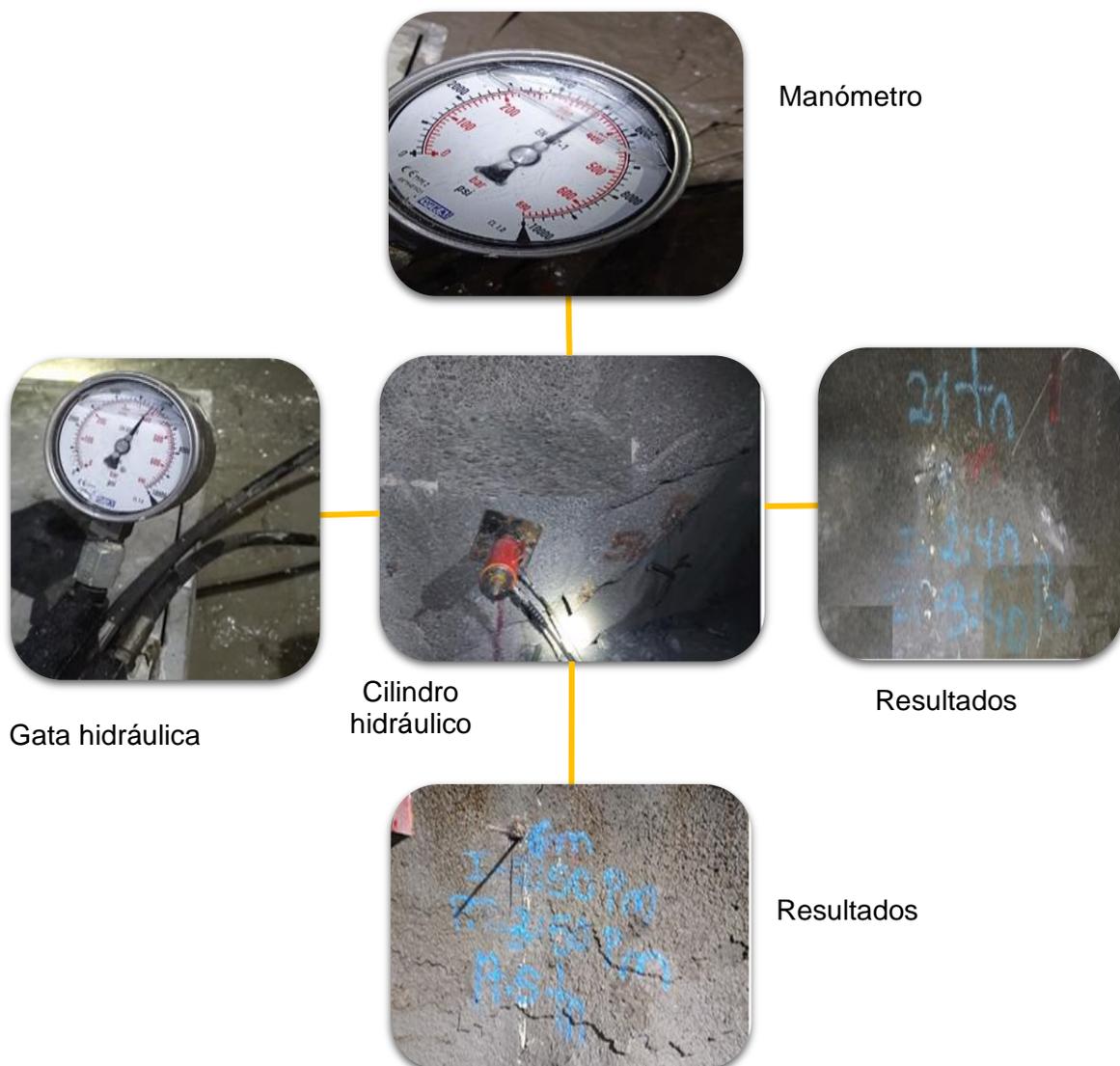


Figura 51. Resultados de pruebas de arranque

Tabla 19. Resultados de prueba de arranque

|  | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|---|---------------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|------|
| PRUEBA DE ARRANQUE - MINA ANDAYCHAGUA - ENERO- 2020 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Fecha: | 08/01/2020 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Ubicación: | SN 737N | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Tipo Perno: | cable bolting de 6m | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Empresa: | VOLCAN S.A.A. | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| T. ANCLAJE | PRUEBA Nº 01 | | PRUEBA Nº 02 | | PRUEBA Nº 03 | | PRUEBA Nº 04 | | PRUEBA Nº 05 | | PRUEBA Nº 06 | | PRUEBA Nº 07 | | PRUEBA Nº 08 | | PRUEBA Nº 09 | | PRUEBA Nº 10 | | |
| | CAJA TECHO | | CAJA TECHO | | CAJA PISO | | CAJA PISO | | CAJA TECHO | | |
| | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | |
| LECTURAS | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | |
| | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | |
| | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 |
| | 5.0 | 2.5 | 5.0 | 2.1 | 5.0 | 1.6 | 5.0 | 2.0 | 5.0 | 3.6 | 5.0 | 3.5 | 5.0 | 2.6 | 5.0 | 2.9 | 5.0 | 3.7 | 5.0 | 2.1 | 2.1 |
| | 10.0 | 4.8 | 10.0 | 3.8 | 10.0 | 6.8 | 10.0 | 5.8 | 10.0 | 7.2 | 10.0 | 7.0 | 10.0 | 6.0 | 10.0 | 7.0 | 10.0 | 7.4 | 10.0 | 5.1 | 5.1 |
| | 15.0 | 7.5 | 15.0 | 5.4 | 15.0 | 10.5 | 15.0 | 10.6 | 15.0 | 10.2 | 15.0 | 10.0 | 15.0 | 9.3 | 15.0 | 9.7 | 15.0 | 11.2 | 15.0 | 8.3 | 8.3 |
| | 20.0 | 10.1 | 20.0 | 8.1 | 20.0 | 12.6 | 20.0 | 12.7 | 20.0 | 13.5 | 20.0 | 13.4 | 20.0 | 12.8 | 20.0 | 13.1 | 20.0 | 14.6 | 20.0 | 11.5 | 11.5 |
| | 24.0 | 12.5 | 22.0 | 9.8 | 24.0 | 15.8 | 21.0 | 13.6 | | | | | | | | | | | | | |
| OBS. | RMR | 38 | RMR | 38 | RMR | 52 | RMR | 52 | RMR | 38 | RMR | 38 | RMR | 42 | RMR | 38 | RMR | 38 | RMR | 42 | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Tomado de Pull Test

Tabla 20. Resultados de prueba de arranque 2

|  <p style="text-align: center;">PRUEBA DE ARRANQUE - MINA ANDAYCHAGUA - FEBRERO- 2020</p> | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|--|----------------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|--------------|--------|-----|
| Fecha: | 15/02/2020 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Ubicación: | SN_737S | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Realizado por: | Carlos Soto Bejarano | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | C.Carbajal | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Tipo Perno: | CABLE BOLTING | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Empresa: | VOLCAN S.A.A. | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| T. ANCLAJE | PRUEBA Nº 01 | | PRUEBA Nº 02 | | PRUEBA Nº 03 | | PRUEBA Nº 04 | | PRUEBA Nº 05 | | PRUEBA Nº 06 | | PRUEBA Nº 07 | | PRUEBA Nº 08 | | PRUEBA Nº 09 | | |
| | CAJA TECHO | | CAJA TECHO | | CAJA PISO | | CAJA PISO | | CAJA TECHO | | |
| LECTURAS | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | C. BOLTING | | |
| | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | Res. Trac. | Elong. | |
| | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | Ton. | (mm) | |
| | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 | 0.0 |
| | 5.0 | 2.8 | 5.0 | 2.5 | 5.0 | 3.6 | 5.0 | 3.4 | 5.0 | 3.6 | 5.0 | 3.5 | 5.0 | 2.4 | 5.0 | 2.1 | 5.0 | 3.7 | |
| | 10.0 | 4.8 | 10.0 | 4.6 | 10.0 | 7.9 | 10.0 | 7.6 | 10.0 | 7.2 | 10.0 | 7.0 | 10.0 | 5.4 | 10.0 | 6.8 | 10.0 | 7.4 | |
| | 15.0 | 8.2 | 15.0 | 7.1 | 15.0 | 10.9 | 15.0 | 10.8 | 15.0 | 10.2 | 15.0 | 10.0 | 15.0 | 8.8 | 15.0 | 10.5 | 15.0 | 11.2 | |
| | 21.0 | 11.2 | 20.0 | 10.2 | 20.0 | 14.2 | 20.0 | 12.9 | 20.0 | 12.3 | 20.0 | 13.4 | 20.0 | 11.8 | 20.0 | 13.6 | 20.0 | 14.6 | |
| | | | | | | | 24.0 | 14.2 | 24.0 | 14.5 | | | 25.0 | 15.4 | | | | | |
| OBS. | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | RMR | 45 | |
| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Tomado de Pull Test

4.7. Resultados

4.7.1. Evaluación del comportamiento geomecánico

Los resultados del análisis del RMR con el valor de 41, que representa una roca regular, se muestra en la siguiente tabla de clasificación geomecánica, en el transcurso de los mapeos geomecánicos fueron subiendo el valor hasta 45 y aplicando el sostenimiento el factor de seguridad mejora hasta en 1.7 con el software Phase.

Tabla 21. Criterio para la clasificación de la masa rocosa

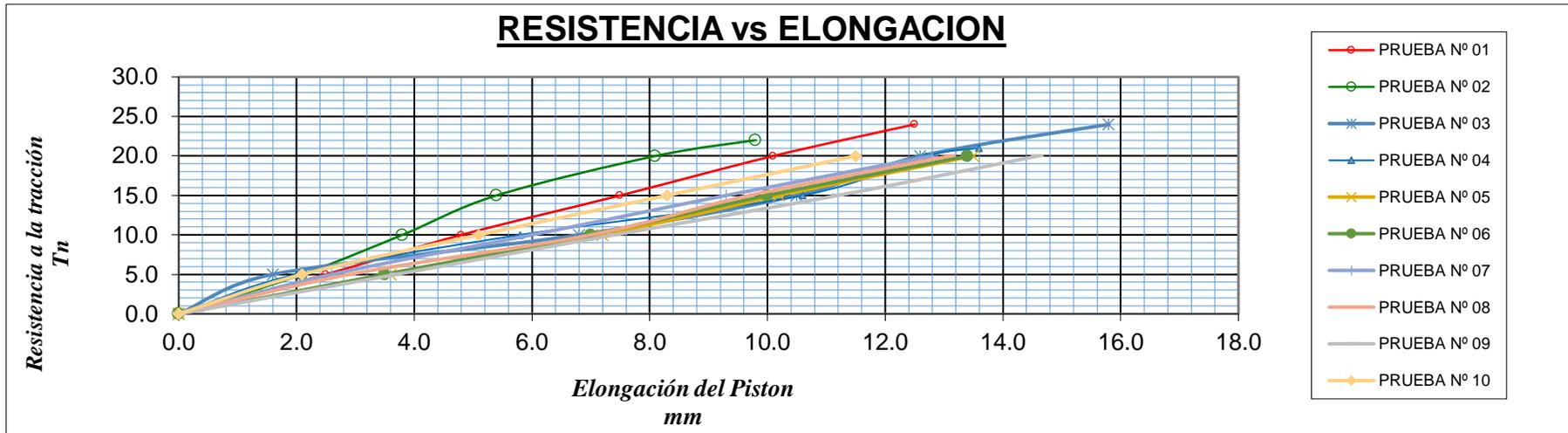
| Tipo de roca | Rango RMR | Rango Q | Calidad según RMR | Color |
|--------------|-----------|-------------|-------------------|--------------|
| II | > 60 | > 5.92 | Buena | Cyan |
| IIIA | 51 – 60 | 1.95 – 5.92 | Regular A | Green |
| IIIB | 41 – 50 | 0.64 – 1.95 | Regular B | Yellow-Green |
| IVA | 31 – 40 | 0.21 – 0.64 | Mala A | Yellow |
| IVB | 21 – 30 | 0.08 – 0.21 | Mala B | Orange |
| V | < 21 | <0.08 | Muy Mala | Red |

Tomado de Evaluación geomecánica

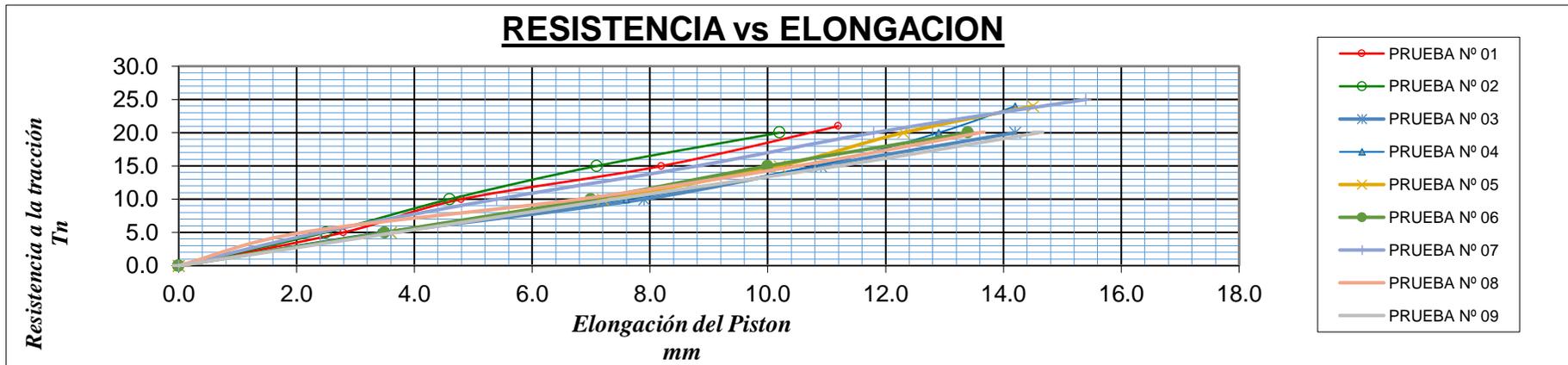
4.7.2. Control de cuñas

El área de Geomecánica ha desarrollado la implementación de un nuevo sistema de sostenimiento de cable Bolting con la finalidad de controlar las cuñas de las labores del presente estudio y verificar la calidad, por ende, el ciclo de operación; así, incrementar la estabilidad del macizo rocoso en las labores de producción bajo la caja techo y caja piso el cual forma parte fundamental del soporte de rocas.

Esto para demostrar la capacidad al conjunto e interface acero-resina-roca, y al mismo tiempo realizar el ensayo al cable Bolting en la prueba de arranque de la resistencia y la elongación del cable respecto al sostenimiento de la cuña y el tiempo de inyección la resistencia que trabaja respecto a la cuña es 25 a 21 toneladas, que obtuvo una mayor resistencia respecto al acelerante Sigunit L-60 de acuerdo a sus características específicas, en un tiempo de inyección de 2 a 4 min para los taladros de 6 y 9 metros de cable Bolting.



**Figura 52. Resistencia y elongación de cable
Tomado de Pull Test**



**Figura 53. Resistencia y elongación de cable 2
Tomado de Pull Test**

Tabla 22. Datos de inyección y tiempo

| Prueba N° | Labor/Nivel | Carga Aplicada [Tonf] | Longitud de Cable [m] | Tiempo fraguado [min] | Tiempo de Inyección [min] | Cantidad de Resina [kg] | RMR | Observacion |
|-----------|-------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|---------------------------|-------------------------|-----|--|
| C1 | NV 1300 - SN_737S | 2.5 | 9 | 30 | 4 | 110 | 45 | Se descartó la prueba por presencia de una fractura abierta que desvió la inyección de la resina lo que provocó que no llene el taladro. |
| C2 | NV 1300- SN_737S | 17.5 | 6 | 60 | 2 | 15 | 43 | Se realizó prueba de pull test dando buenos resultados |
| C3 | NV 1300 - SN_737N | 25 | 9 | 45 | 3 | 22 | 41 | La resina Mineral bolt slow, reacciona a partir de los 60 minutos. Se realizó el test para controlar la carga vs tiempo de reacción |
| C4 | NV 1300 - SN_737N | 21 | 9 | 60 | 3 | 22 | 40 | Se realizó prueba de pull test dando buenos resultados, se detuvo por seguridad. |

Tomado de Pull Test

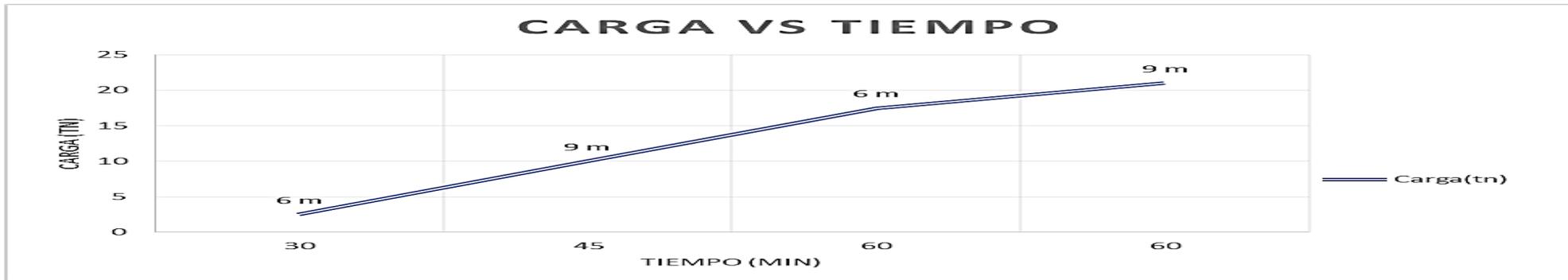


Figura 54. Resultados de carga y tiempo Tomado de Pull Test

4.8. Discusión de resultados

- ✓ Según Mucha, en la explotación subterránea se logra la estabilización tanto de labores pequeñas como de cámaras de grandes dimensiones con el método de cable boletín, comparto la idea, porque con los mapeos geomecánicos se llega a estabilizar todas las labores que se presentan las cuñas en cada labor.

- ✓ La preparación del grouting (lechada) de Mucha se emplea 15 litros de agua en 42.5 kg de cemento con el cual se obtiene una relación de agua/cemento de 0.36, con un tiempo promedio de inyección de 3min16seg, para nuestro caso varia la cantidad de agua de 14 litros y con una relación $A/C=0.45$ y con 1% de singunit L-60 para un fraguado más rápido y mayor resistencia.

- ✓ De acuerdo a Mucha la instalación de cable Bolting se logró estabilizar el echadero obteniendo un Factor de Seguridad de 1.04, en el presente estudio obtenemos una zona muy estable de todas las labores de producción con un Factor de Seguridad de 1.703.

CONCLUSIONES

1. Los resultados de las pruebas arrojaron tonelajes de carga dentro de lo normal de 20 t, las pruebas demostraron que la interfaz cable – resina - roca son los idóneos, demostrando que el sistema de sostenimiento en conjunto está dentro de los parámetros de carga.
2. La calificación geomecánica del cuerpo Prosperidad Techo es de RMR 41 en promedio. El mapeo geomecánico, estructural riguroso y continuo de las inspecciones de labores mejoro en un RMR 45.
3. Se tienen identificados la presencia de cuñas en la corona de la cámara y el tajeo, por la determinación del sostenimiento adecuado y oportuno será vital para la estabilidad de las labores. Los subniveles que serán cabeza del minado y estarán abiertas hasta el final de todo el secuenciamiento de minado, debe ser sostenida con sostenimiento pesado (shotcrete 2" c/f + malla electroladada + perno expansivo de 7' espaciados 1.20 m x 1.20 m + shotcrete 2" s/f), y reforzado con cables bolting de 6 m y 9 m en la corona en toda la longitud de la estructura mineralizada y en la caja con contacto con la filita, el tipo de elementos de sostenimiento son adecuadas y brindan cargar óptimas.
4. Se testearon 04 (cuatro) unidades de cables, realizando el testeo desde 30 minutos hasta una hora de su instalación alcanzando 400 bares equivalente a 21 Ton, cable en cable 9m, y 17.5 tn cable en 6m, deteniéndose la prueba por razones de seguridad.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. MUCHA, Alfredo. Aplicación de cable Bolting como reforzamiento del sostenimiento para poder estabilizar el macizo rocoso, en la Unidad de Produccion Carahuacra – Compañía Minera Volcan S. A. A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cerro de Pasco :Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, 2019.
2. CONDE, Yarica. Análisis del macizo rocoso y su aplicacion de cables bolting en la ejecucion de echaderode relleno detritico de la Mina San Rafael Melgar - Puno. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cusco : Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, 2019, 169 pp.
3. CHELIN, Anthony. Evaluación Geomecánica para el empleo óptimo y preventivo de cable bolting en operaciones de sostenimiento, reduciendo la accidentabilidad y mejora en productividad de la unidad minera San Rafael Minsur- Arequipa. Arequipa : Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, 2019, 196 pp.
4. PLANEAMIENTO E INGENIERIA - MINA ANDAYCHAGUA, 2019. *Plan de Minado*. Andaychagua, 2020.
5. VOLCAN COMPAÑIA MINERA, S.A.A. *Estudio geomecánico de estabilidad mina Andaychagua, 2019*. Andaychagua [en línea] Lima, 2020. [fecha de consulta: 14 de agosto de 2021]. Disponible en: <https://www.volcan.com.pe/wp-content/uploads/2020/06/200731-Presentaci%C3%B3n-JOA-Volcan-2020.pdf>
6. DCR INGENIEROS S.R., LTDA. *Evaluación geomecánica del minado subterráneo*. [en línea] Lima, 2010. [fecha de consulta: 25 de setiembre de 2021]. Disponible en: <https://www.studocu.com/pe/document/universidad-nacional-de-huancavelica/legislacion-ambiental/inf-geomecanico-mallay-dcr/15859179>

ANEXOS

Anexo 1



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA Facultad de Ingeniería Civil

LABORATORIO N° 1 DE ENSAYO DE MATERIALES "ING. MANUEL GONZÁLES DE LA COTERA"



Página 1 de 2

INFORME

Del : Laboratorio N°1 Ensayo de Materiales
 A : DSI UNDERGROUND PERU SAC.
 Asunto : Calibración de GATA HIDRÁULICA DE 30 TN
 Expediente N° : 19-0555
 Recibo N° : 64299
 Fecha de emisión : 14/02/2019

1.0. DEL ENSAYO : Calibración de una GATA HIDRÁULICA DE 30 TN.
 2.0. PROCEDIMIENTO : Alcance de las normas ASTM E4; Norma ISO 7500-1.
 Equipo TONI/TECHNIK - Certificado de Calibración SNM: LFP - 274 - 2018.

3.0. EQUIPO A CALIBRAR :

| | |
|-----------|----------------------------|
| EQUIPO | <u>CILINDRO HIDRAULICO</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR |
| ESCALA | RCH 302 |
| EQUIPO | <u>MANOMETRO</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR. |
| MODELO | GF - 813 P |
| EQUIPO | <u>GATA HIDRAULICA</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| MODELO | P 392 |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR |
| ESCALA | RCH 302 |

4.0. RESULTADOS : Fecha de calibración: 13/02/2019

| LECTURA MANOMETRO | CARGA REAL |
|----------------------|------------|
| TN. | TN. |
| 0 | 0.0 |
| 5 | 4.4 |
| 10 | 8.9 |
| 15 | 13.5 |
| 20 | 18.1 |
| 25 | 22.7 |

Ms. Ing. Ana Torre Carrillo
 Jefe (e) del laboratorio

NOTAS:
 1) Está prohibido reproducir o modificar el informe de ensayo, total o parcialmente, sin la autorización del laboratorio.
 2) Los resultados de los ensayos solo corresponden a las muestras proporcionadas por el solicitante.



Av. Tupac Amaru N° 210, Lima 25
 apartado 1301 - Perú
 (511) 381-3343
 (511) 481-1070 Anexo: 4058 / 4046

www.lem.uni.edu.pe
 lem@uni.edu.pe
 Laboratorio de Ensayo
 de Materiales - UNI



**Figura A55. Calibración de gata hidráulica
 Tomado del Departamento de Geomecánica**



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
Facultad de Ingeniería Civil

LABORATORIO N° 1 DE ENSAYO DE MATERIALES "ING. MANUEL GONZÁLES DE LA COTERA"

Carrera de Ingeniería Civil Acreditada por



Accreditation Board for engineering and Technology



Engineering
Technology
Accreditation
Commission

Página 1 de 2

INFORME

Del : Laboratorio N°1 Ensayo de Materiales
 A : DSI UNDERGROUND PERU SAC.
 Asunto : Calibración de GATA HIDRÁULICA DE 30 TN
 Expediente N° : 19-0555
 Recibo N° : 64299
 Fecha de emisión : 14/02/2019

1.0. DEL ENSAYO : Calibración de una GATA HIDRÁULICA DE 30 TN.

2.0. PROCEDIMIENTO : Alcance de las normas ASTM E4; Norma ISO 7500-1.
 Equipo TONI/TECHNIK - Certificado de Calibración SNM: LFP - 274 - 2018.

3.0. EQUIPO A CALIBRAR :

| | |
|-----------|----------------------------|
| EQUIPO | <u>CILINDRO HIDRAULICO</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR |
| ESCALA | RCH 302 |

| | |
|-----------|----------------------|
| EQUIPO | <u>MANOMETRO</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR. |
| MODELO | GF - 813 P |

| | |
|-----------|------------------------|
| EQUIPO | <u>GATA HIDRAULICA</u> |
| MARCA | ENERPAC |
| MODELO | P 392 |
| CAPACIDAD | 10000 PSI - 700 BAR |
| ESCALA | RCH 302 |

4.0. RESULTADOS :

Fecha de calibración: 13/02/2019

| LECTURA MANOMETRO | CARGA REAL |
|-------------------|------------|
| TN. | TN. |
| 0 | 0.0 |
| 5 | 4.4 |
| 10 | 8.9 |
| 15 | 13.5 |
| 20 | 18.1 |
| 25 | 22.7 |



Ms/ Ing. Ana Torre Carrillo
 Jefe (e) del laboratorio

NOTAS:

- 1) Está prohibido reproducir o modificar el informe de ensayo, total o parcialmente, sin la autorización del laboratorio.
- 2) Los resultados de los ensayos solo corresponden a las muestras proporcionadas por el solicitante.



UNI-LEM
 La Calidad es nuestro compromiso
 Laboratorio Certificado ISO 9001



Av. Tupac Amaru N° 210, Lima 25
 apartado 1301 - Perú



(511) 381-3343



(511) 481-1070 Anexo: 4058 / 4046



www.lem.uni.edu.pe



lem@uni.edu.pe



Laboratorio de Ensayo
 de Materiales - UNI



**Figura 56. Calibración de gata hidráulica
 Tomado del Departamento de Geomecánica**

LABORATORIO DE MATERIALES

Departamento de Ingeniería
Sección Ingeniería Mecánica



**PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ**

CON SISTEMA DE ASEGURAMIENTO DE LA CALIDAD SEGÚN NTP ISO/IEC 17025

MAT-ABR-0526-1/2016

ENSAYO DE CARGA MÁXIMA

MAT-Lab-4.04 Rev.6

INFORME DE LABORATORIO

Número Total de Páginas: 2

SOLICITADO POR : DSI PERU S.A.C.
DIRECCIÓN : Calle Rodolfo Beltrán 947 – Lima.
REALIZADO POR : Laboratorio de Materiales - Analista 02.
MUESTRA : Cable de acero de 7 hilos – Proveedor 1.
FECHA DE EMISIÓN : 2016.04.21.

RESULTADOS:

| MUESTRA | CARGA MÁXIMA (kN) | OBSERVACIONES |
|---------|-------------------|--|
| 1 | 254,7 | Falló en la zona de contacto con las mordazas. |

Fecha de Ejecución: 2016.04.21.

OBSERVACIONES:

- Condición de la muestra: Visualmente en buen estado.
- La muestra ensayada fue extraída de la muestra proporcionada por el solicitante.
- Ensayo realizado según indicaciones del solicitante.
- Temperatura ambiente durante el ensayo: 25,1°C.

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
Sección Ingeniería Mecánica

[Firma]
Ing. ANÍBAL ROZAS GALLEGOS CIP. 123020
Jefe de Laboratorio de Materiales



Los resultados presentados son válidos únicamente para las muestras ensayadas.
Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización escrita del Laboratorio de Materiales.
Los resultados no pueden ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.

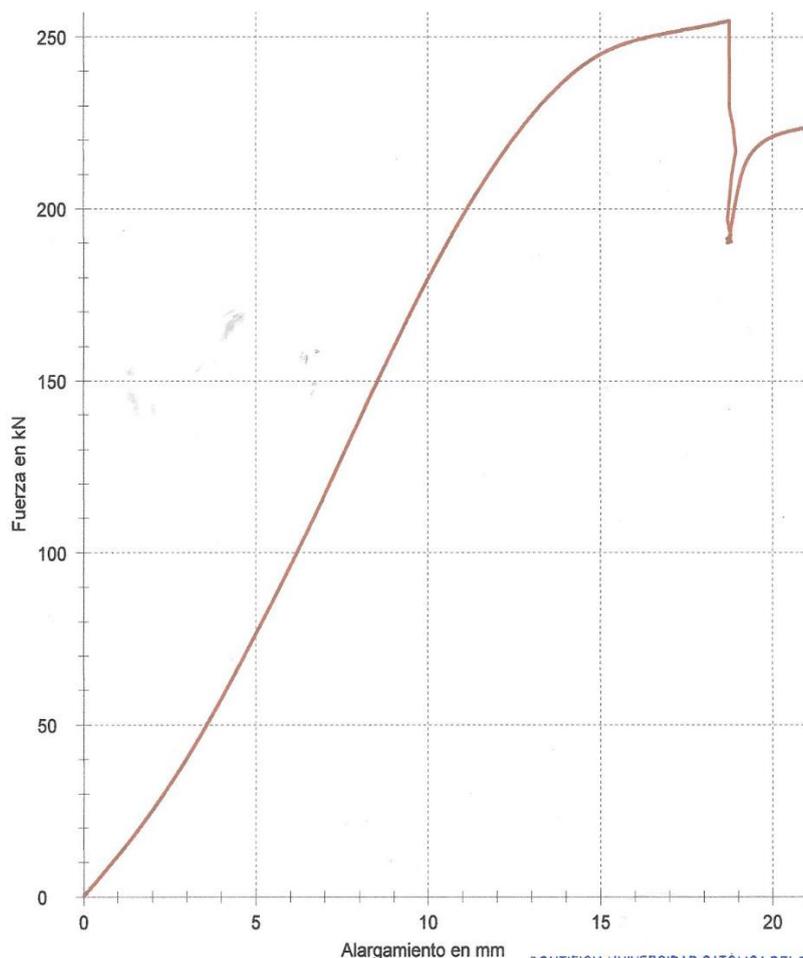
**Figura 57. Carga máxima de cable Colt
Tomado del Departamento de Geomecánica**

21.04.16

Zwick / Roell

MAT-ABR-0526-1/2016

CURVA FUERZA - ALARGAMIENTO



AA-94684

2 de 2

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
Sección Ingeniería Mecánica

MSc. ANIBAL RÓZAS GALLEGOS CIP. 123020
Jefe de Laboratorio de Materiales

Av. Universitaria 1801 - San Miguel
Lima - Perú
www.pucp.edu.pe

Apartado Postal
N° 1761 Lima 100 - Perú
labmat@pucp.edu.pe

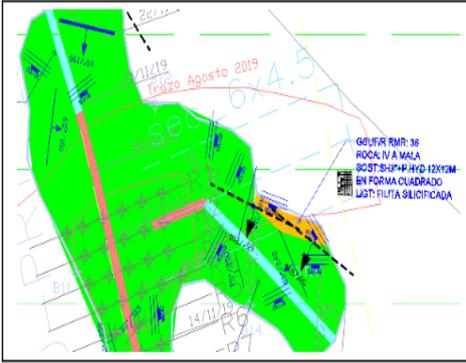
Teléfono
(511) 626 - 2000
Anexo: 4842

Telefax
(511) 626 - 2855

**Figura 58. Resultados de carga máxima cable Bolt
Tomado del Departamento de Geomecánica**

SOFTWARE MINEROS

PLANO GEOMECANICO



DIPS

| ID | Dip | Dip Direction | Set |
|----|-----|---------------|-----|
| 1 | 60 | 190 | |
| 2 | 65 | 210 | 5 |
| 3 | 70 | 150 | |
| 4 | 65 | 100 | 1 |
| 5 | 70 | 50 | 3 |
| 6 | 57 | 100 | 1 |
| 7 | 64 | 120 | |
| 8 | 48 | 110 | 1 |
| 9 | 65 | 200 | |
| 10 | 50 | 210 | |
| 11 | 55 | 180 | 2 |
| 12 | 80 | 240 | 4 |
| 13 | 60 | 160 | |
| 14 | 78 | 85 | |
| 15 | 50 | 180 | 2 |
| 16 | 30 | 150 | |
| 17 | 65 | 240 | |
| 18 | 74 | 216 | 5 |
| 19 | 86 | 234 | 4 |
| 20 | 54 | 98 | 1 |
| 21 | 79 | 44 | 3 |
| 22 | | | |

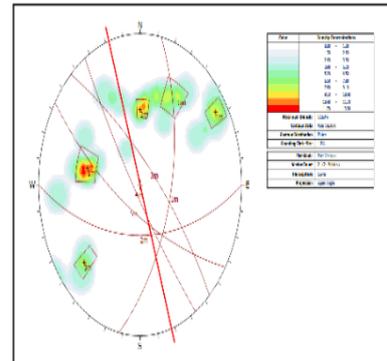
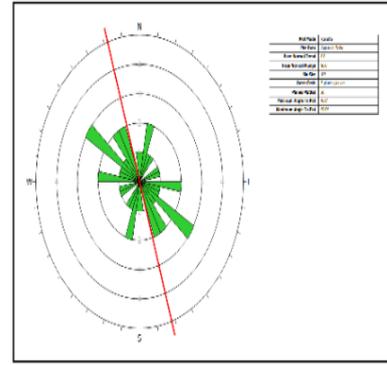
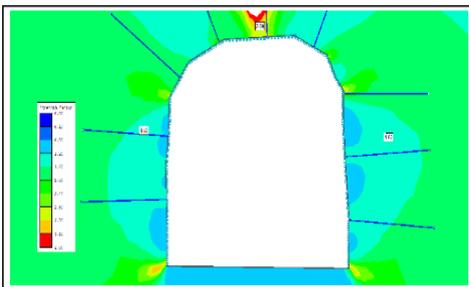
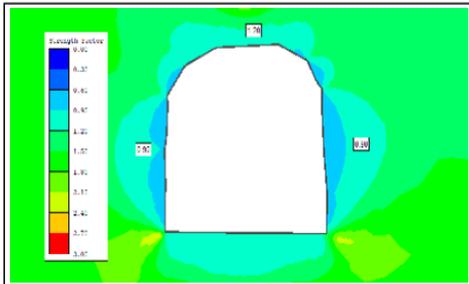


Figura 59. Proceso de análisis del software

PHASE 2



UNWEDGE

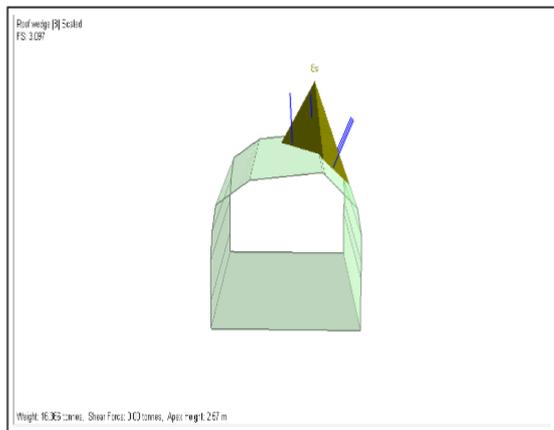


Figura 60. Proceso de análisis del software



Figura 61. Malla para cable Bolting

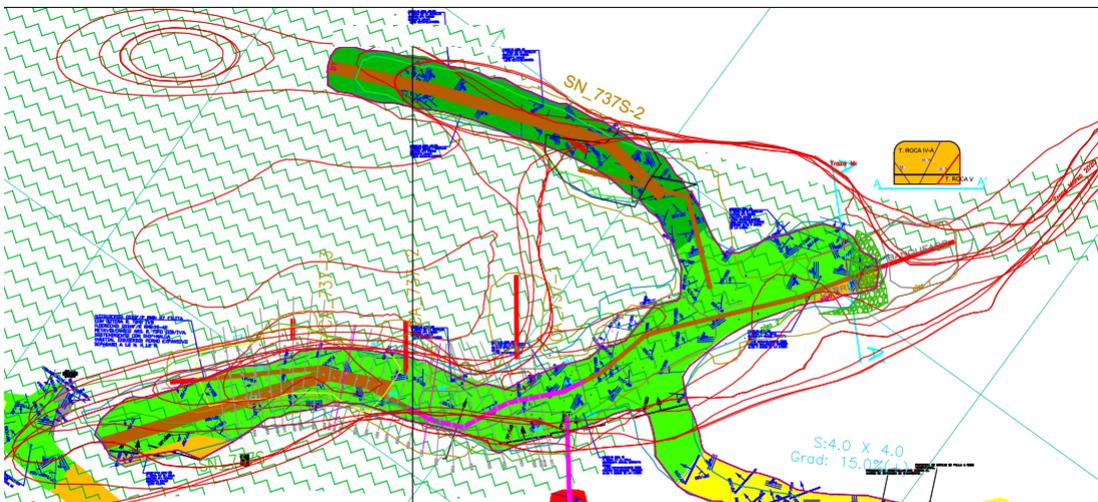


Figura 62. Mapeo del cuerpo Prosperidad Techo