

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“APLICACIÓN DE FAMECORTE-E, PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS
EN EL TAJO 400 ACCESO 123E, ANDAYCHAGUA-2016”**

PRESENTADO POR:

FLORENTINA LAIME TAYPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ABANCAY - PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS.



Tesis

**“APLICACIÓN DE FAMECORTE-E, PARA LA REDUCCIÓN DE
COSTOS EN EL TAJO 400 ACCESO 123E, ANDAYCHAGUA-2016”**

Presentado por **FLORENTINA LAIME TAYPE**, para optar el Título de:
INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 30 de noviembre de 2018, ante el jurado:

Presidente:


Mg. Franklin Aguirre Huillcas


Primer Miembro:


Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán

Segundo Miembro:


Ing. Darío dante Sánchez Castillo

Asesor (es) :


Ing. Hilario Carrasco Kolque

AGRADECIMIENTO

A la CIA Minera VOLCAN S.A.A. Auspiciante de esta investigación, al Departamento De Perforación Y Voladura, al Ing. Edgar Sánchez Sachun quien me brindó la oportunidad de realizar mi tesis y por su apoyo incondicional durante este período.

A mis docentes, por sus conocimientos transmitidos en el aula de clases, los cuales me sirvieron de mucho en la aplicación de la tesis.



DEDICATORIA

A Dios, Por darme la dicha de tener unos padres amorosos, Por llenar mi vida de sabiduría y conocimiento. A mis amados padres: Zacarías y María M., por su apoyo incondicional y sus sabios consejos, A mis queridas hermanas: Luz, Pilar y Rut; Por el amor que me brinda en cada etapa de mi vida. A Brengly: Por estar siempre a mi lado.



ÍNDICE

INTRODUCCIÓN	1
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1. Descripción del problema.....	4
1.2. Enunciado del problema.....	4
1.2.1. Problema general.....	4
1.2.2. Problema específico	4
1.3. Objetivos de la investigación	4
1.3.1. Objetivo general	4
1.3.2. Objetivos específicos.....	5
1.4. Justificación e importancia de la investigación.....	5
1.5. Delimitación del área de investigación	5
CAPÍTULO II	6
MARCO TEÓRICO	6
2.1. Antecedentes	6
2.1.1. Antecedentes de la investigación	6
2.1.2. Reseña histórica de la CIA Minera Volcan S.A.A	7
2.1.3. Bases teóricas	9
2.1.4. Condicionantes en la estabilidad	9
2.1.5. Ubicación y acceso de la zona de estudio	10
2.1.6. Recursos	13
2.2. Marco referencial	13
2.2.1. Política de seguridad, Salud ocupacional, Medio ambiente y Calidad (SSOMAC).....	13
2.2.2. Aspectos geológicos.....	15
2.2.2.1. Geología regional	15
2.2.2.2. Geología local	15
2.2.2.3. Geología económica.....	16
2.2.3. Reservas minerales	18
2.2.4. Caracterización de la masa rocosa mina Andaychagua.....	21
2.2.5. Perforación y voladura en Mina Andaychagua.....	37
2.2.6. Perforación actual de la veta Andaychagua	40
2.2.7. Sustancias Eploxivas	43
2.2.8. Criterios de selección de explosivo	48
2.2.9. Voladura de Rocas	51



2.2.10. Costos.....	51
2.3. Definición de termino (Marco conceptual)	51
CAPITULO III.....	53
DISEÑO METODOLÓGICO.....	53
3.1 Definición de Variables.....	53
3.1.1 Variables independientes.....	53
3.1.2 Variable dependiente.....	53
3.2. Operacionalización de variables.....	53
3.3. Hipótesis de la investigación.....	54
3.3.1 Hipótesis general	54
3.3.2 Hipótesis específicas	54
3.4 Tipo y diseño de la investigación.....	54
3.5 Población y muestra	54
3.6 Procedimiento de la investigación.....	55
CAPÍTULO IV.....	56
RESULTADOS.....	56
4.1. Descripción de resultados.....	56
4.1.1. Diseño y selección de la malla de perforación con la aplicación de famecorte E.....	56
4.1.2. Diseño y selección de malla	56
4.1.3. Resumen de criterios para la elección de la sustancia explosiva.....	62
4.1.4. Costos con la malla actual.....	63
4.1.5. Costo con la aplicación de famecorte E	65
4.1.6. Recolección de datos	66
4.1.7. Diseño del nuevo carguío del tajo 400 AC-123 de la veta Andaychagua	71
4.1.8. Distribución de carga explosiva	71
4.1.9. Aplicación de famecorte E en el Tajo 400 Ac 123E	71
4.1.10. Proceso de armado, encebado y colocado de la columna de famecorte	73
4.1.11. Esquema comparativo de la malla de perforación utilizada con la propuesta optimizada	75
4.1.12. Esquema comparativo de las propiedades de los explosivos	75
4.1.13. Resultados del Tajo 400 Ac 123-E con famecorte E.....	77
4.1.14. Vibraciones Obtenidas	77
4.1.15. Análisis y discusión de los resultados.	79
4.2. Discusión de resultados.....	83
CAPITULO V.....	84
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	84

CONCLUSIONES	84
RECOMENDACIONES	85
BIBLIOGRAFÍA.....	86
ANEXOS	87



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. <i>Accesibilidad a la Mina Andaychagua</i>	11
Tabla 2. <i>Reservas Mina Andaychagua</i>	18
Tabla 3. <i>Sistemas de discontinuidades estructurales mayores (fallas) (rumbo y buzamiento - dirección de buzamiento y buzamiento)</i>	26
Tabla 4. <i>Sistema de discontinuidades menores (rumbo y buzamiento - dirección de buzamiento y buzamiento)</i>	26
Tabla 5. <i>Criterio para la clasificación de la masa rocosa</i>	28
Tabla 6. <i>Dominios estructurales Mina Andaychagua</i>	30
Tabla 7. <i>Resultados de ensayos de carga puntual (DRC, 210)</i>	31
Tabla 8. <i>Resultado de ensayos de carga puntual (SVS, 2014)</i>	31
Tabla 9. <i>Resultado de ensayo de compresión uniaxial (SVS, 2014)</i>	32
Tabla 10. <i>Resultados de los ensayos de compresión triaxial (DCR, 210)</i>	32
Tabla 11. <i>Resultado de los ensayos de propiedades físicas (CDR, 2010 - SVS, 2014)</i>	32
Tabla 12. <i>Resultados de ensayos de corte directo en discontinuidades (SVS, 2014)</i>	33
Tabla 13. <i>Propiedades de resistencia de la masa rocosa</i>	34
Tabla 14. <i>Ubicación de los sitios de medición de esfuerzos in-situ</i>	36
Tabla 15. <i>Resultado se mediciones de esfuerzo in-situ</i>	36
Tabla 16. <i>Factor de resistencia de acuerdo a la dureza de roca</i>	39
Tabla 17. <i>Distancia entre taladros (m) de acuerdo a la dureza de roca</i>	39
Tabla 18. <i>Coeficiente de la roca en (m) de acuerdo a la dureza de roca</i>	40
Tabla 19. <i>Trazos de arranque para túneles (cilíndrico)</i>	42
Tabla 20. <i>Resistencia al agua</i>	45
Tabla 21. <i>Límites máximos permisibles (LMP) de los gases en mina</i>	46
Tabla 22. <i>Operacionalización de variables</i>	53
Tabla 23. <i>Criterios para la elección de la sustancia explosiva</i>	63
Tabla 24. <i>Costo de perforación método tradicional</i>	64
Tabla 25. <i>Costo de voladura método tradicional</i>	64
Tabla 26. <i>Costo de limpieza método tradicional</i>	64
Tabla 27. <i>Costos de sostenimiento método tradicional</i>	64
Tabla 28. <i>Costo de transporte método tradicional</i>	65
Tabla 29. <i>Costo total método tradicional</i>	65
Tabla 30. <i>Costo de perforación aplicando famecorte-E</i>	65
Tabla 31. <i>Costo de voladura aplicando famecorte-E</i>	65
Tabla 32. <i>Costo de limpieza aplicando famecorte-E</i>	66
Tabla 33. <i>Costo de sostenimiento aplicando famecorte-E</i>	66
Tabla 34. <i>Costo de transporte aplicando famecorte-E</i>	66
Tabla 35. <i>Costo total aplicando famecorte-E</i>	66
Tabla 36. <i>Tiempo de perforación método tradicional</i>	67
Tabla 37. <i>Tiempo de perforación aplicando famecorte-E</i>	68
Tabla 38. <i>Consumo de aceros método tradicional</i>	69
Tabla 39. <i>Consumo de acero aplicando famecorte-E</i>	70
Tabla 40. <i>Comparación de aspectos significativos de la malla actual con la ajustada</i>	75
Tabla 41. <i>Características de los explosivos</i>	75
Tabla 42. <i>Peso y medida de los explosivos usados</i>	76
Tabla 43. <i>Tiempo de retardo de los faneles</i>	76
Tabla 44. <i>Guía técnica de la mecha de seguridad (carmex)</i>	76



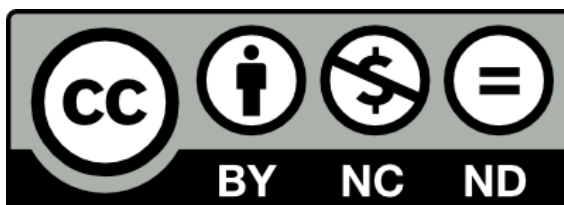
ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1.</i> Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada	10
<i>Figura 2.</i> Ubicación Geográfica de la U.P. Minera Andaychagua	12
<i>Figura 3.</i> Visualización corte y relleno descendente mecanizado.	19
<i>Figura 4.</i> Imagen litológica del Nivel 1200, muestra la zona de estudio en la Veta Andaychagua.....	22
<i>Figura 5.</i> Diagrama estereográfico de contornos del compósito de fallas	23
<i>Figura 6.</i> Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de fallas.....	23
<i>Figura 7.</i> Diagrama de roseta del compósito de fallas.....	24
<i>Figura 8.</i> Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades menores.	24
<i>Figura 9.</i> Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades.....	25
<i>Figura 10.</i> Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades menores.	25
<i>Figura 11.</i> Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ.....	37
<i>Figura 12.</i> Diseño de malla de perforación 3.5m x4.0m, RMR 30-40 (Breasting)	37
<i>Figura 13.</i> Diseño de malla de perforación 4.0mx 4.0m, RMR 20-30 (desmante)	38
<i>Figura 14.</i> Diseño de malla de perforación 4.0m x4.5m, RMR 25-30 (UCF).....	38
<i>Figura 15.</i> Perforación de frente con Jumbo electrohidráulico.....	40
<i>Figura 16.</i> Dimensiones y especificaciones de una broca	41
<i>Figura 17.</i> Broca de 51 mm	41
<i>Figura 18.</i> Barrenos	41
<i>Figura 19.</i> Broca de 102 mm	42
<i>Figura 20.</i> Arranque corte cilíndrico Hexagonal	43
<i>Figura 21.</i> Tipos de sustancias explosivas.....	43
<i>Figura 22.</i> Sensibilidad entre cartuchos.....	45
<i>Figura 23.</i> Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985).	49
<i>Figura 24.</i> Taladro cargado con explosivo	57
<i>Figura 25.</i> Diagrama de punto de quiebre de presión vs el tiempo	58
<i>Figura 26.</i> Zonas de una voladura	60
<i>Figura 27.</i> Desviación de taladros según herramientas de perforación	61
<i>Figura 28.</i> Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación.....	62
<i>Figura 29.</i> Nueva malla de perforación	71
<i>Figura 30.</i> Distribución de carga explosiva	72
<i>Figura 31.</i> Datos de campo utilizados en los Cálculos	73
<i>Figura 32.</i> Armado de la columna de Famecorte E	74
<i>Figura 33.</i> Encebado de famecorte E.....	74
<i>Figura 34.</i> Colocación de Famecorte E dentro del taladro	74
<i>Figura 35.</i> resultados antes y después del uso de Famecorte E	77
<i>Figura 36.</i> Velocidad de las vibraciones obtenida con famecorte -E.....	78
<i>Figura 37.</i> Comparación de costos de perforación de la malla actual y la malla propuesta	79
<i>Figura 38.</i> Comparación de costos de voladura con la malla actual y la malla propuesta.....	79
<i>Figura 39.</i> Comparación de costos de limpieza con la malla actual y la malla propuesta.....	80
<i>Figura 40.</i> Comparación de costos de sostenimiento de la malla actual y la malla propuesta	80
<i>Figura 41.</i> Comparación de costos de transporte de la malla actual y la malla propuesta.....	81
<i>Figura 42.</i> Comparación de costos de Perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y transporte de la malla actual y la malla propuesta.	81
<i>Figura 43.</i> Comparación de los factores de potencia obtenidos con el cambio de explosivo.	82
<i>Figura 44.</i> Comparación del consumo de explosivos y accesorios con la malla actual y la propuesta.	82
<i>Figura 45.</i> Comparación de la sobredilucion obtenida con la malla actual y la propuesta.....	83



**“APLICACIÓN DE FAMECORTE-E, PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS EN EL TAJO
400 ACCESO 123E, ANDAYCHAGUA-2016”**

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



Reconocimiento-No comercial-No Derivados 4.0 Internacional
(CC BY-NC-ND 4.0)



INTRODUCCIÓN

VOLCAN CIA MINERA S.A.A. Es una empresa de la gran minería del Perú, que se encuentra ubicado en los andes centrales, accesible a la capital por la carretera central y ferrocarril central que une Lima, Oroya; Huancayo, Huancavelica.

La producción diaria es de 2800 TMS Con leyes de Ag 4.53 oz/tn, Pb 1.4%, Zn 4.56%, Cu 0.89%, Así un nuevo estudio y desarrollo de tecnologías alternativas, deberán orientarse a lograr, el punto óptimo de una operación específica y la reducción de costos de la misma.

Los precios de los metales de la minería nacional ha permitido la puesta en operación de nuevos proyectos mineros, los mismos que se enfrentan a grandes presiones sociales, ambientales y de costos.

La operación unitaria de perforación y voladura constituyen la ruta crítica de cualquier explotación minera, su monitoreo es esencial para optimizar y reducir costos si se maneja apropiadamente, sin embargo es una tarea muy exigente ya que requiere invertir en capacitaciones, entrenamiento, equipos, software y tiempo, los cuales muchas veces no están al alcance de las contratistas que trabajan en la unidad de Andaychagua-VOLCAN.

En los tajos de la zona Baja, se ha observado la existencia de sobre dilución, que para su corrección se ha incrementado el número de taladros, lo que significa un mayor consumo de explosivos por disparo y un aumento en los costos unitarios de perforación y voladura. Esto es debido al tipo de malla de perforación, cantidad de explosivo utilizado, por tal motivo surge la necesidad de utilizar otro tipo de explosivo en los hastiales, para mejorar los rendimientos en avances y reducir los costos en perforación y voladura

En tal sentido, el proyecto se ciñe a las orientaciones metodológicas de investigación de la Dirección de Investigación de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac que a continuación detallamos:

En el capítulo I, se hace el planeamiento de la problemática con la consiguiente formulación de los problemas, tanto general como específico. Se da la justificativa del estudio y los objetivos propuestos.

En el capítulo II, tratamos un marco teórico referencial destacando los fenómenos involucrados y la ubicación de la zona de estudio que es la Mina Andaychagua de la Cia Minera Volcán S.A.

En el capítulo III, se formulan las hipótesis como alternativa de solución de la problemática, se identifican las variables y el diseño metodológico que se operacionaliza.

En el capítulo IV, tratamos sobre los resultados que vamos a aplicar en el estudio considerando las técnicas más adecuadas y procesamiento de datos.

En el capítulo V, se da a conocer las conclusiones y recomendaciones de la investigación en todos sus aspectos para finalmente referenciar la bibliografía de consulta, anexar aspectos importantes en el estudio de la tesis.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo reducir los costos en los tajos de la zona baja de Cia Minera VOLCAN S.A.A. Aplicando un nuevo explosivo de bajo poder rompedor para el control de los hastiales. Teniendo como hipótesis la utilización de Famecorte E reduce considerablemente los costos de voladura en el tajeo de bajo de loza ANDAYCHAGUA. La Unidad minera de producción Andaychgaua. Se encuentra ubicado en el Centro Poblado San José de Andaychagua, distrito de Huayhuay, provincia de Junín, departamento Junín. El método de explotación en dicho yacimiento es subterráneo, está ubicada a 4449 metros sobre el nivel del mar.

En base a estudios previos como es la geología, clasificación, geomecánica, procesos unitarios de perforación y selección de explosivos.

Se realiza la investigación en el Tajo 400 Acceso 123E, Nv. 1200, con la finalidad de demostrar que el cambio de explosivo reduce los costos de voladura en 11.13 \$/m, el mismo que beneficia a la empresa.

Para ello se ha considerado el diseño de malla de perforación de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso, factor de seguridad, equipos de perforación (jumbo), limpieza (scooptram), y transporte (volquete).

Realizado los diferentes análisis en el consumo y costos de aceros, explosivos que se redujo significativamente en 6.81kg, tiempos de perforación en aproximadamente 50.61min, y resultados de la voladura (los mismos que no presenten tacos; pero si una buena fragmentación), la investigación demuestra la aplicación de famecorte E reduce los costos, respecto al método tradicional con lo que se demuestra la hipótesis planteada.

Palabras claves: Explosivo, famecorte-E, perforación, voladura.



ABSTRACT

The present research work aims to reduce costs in the low-cut areas of Cia Minera VOLCAN S.A.A. Applying a new explosive of low breaking power for the control of the gables. Taking as a hypothesis the use of Famecorte E considerably reduces the costs of blasting in the taylor of ANDAYCHAGUA crockery. The Andaychgaua Mining Production Unit. It is located in the Center San José de Andaychagua, district of Huayhuay, province of Junin, department Junin. The method of exploitation in this deposit is underground, is located at 4449 meters above sea level.

Based on previous studies such as geology, classification, geomechanics, unit drilling processes and explosive selection.

Research is carried out in the Tajo 400 Access 123E, Nv. 1200, in order to demonstrate that the explosive change reduces blasting costs by \$ 11.13 / m, which benefits the company.

For this purpose, the design of a drill net has been considered according to the geomechanical characteristics of the rocky massif, safety factor, jumbo equipment, cleaning (scooptram), and transport (tipper).

Made the different analyzes in the consumption and costs of steel, explosives that was significantly reduced in 6.81 kg, drilling times in approximately 50.61min, and results of the blasting (the same ones that do not present blocks, but if a good fragmentation), the Research demonstrates the application of famecorte E reduces costs, compared to the traditional method with which the hypothesis is shown.

Keywords: Basting, drilling, explosive, famecorte-E.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La minería actual se caracteriza por minimizar sus costos operativos al máximo, tratando de conseguir mejores utilidades, esta pasa por muchos ciclos económicos al igual que otras actividades, pero aún no se está en un ciclo de depresión para el sector minero, lo que se busca es optimizar y controlar los costos de manera tal que esta siga siendo rentable.

La operación unitaria de perforación y voladura constituyen la ruta crítica de cualquier explotación minera, su monitoreo es esencial para optimizar y reducir costos si se maneja apropiadamente, sin embargo es una tarea muy exigente ya que requiere invertir en mayor supervisión, capacitaciones, entrenamiento, equipos, software y tiempo, lo cual está siendo deficiente en la CIA minera Volcan S.A.

En los frentes de avance y explotación de la Zona Baja, se ha observado la existencia de sobre rotura y sobre dilución respectivamente. Esto es debido a que no se realiza una voladura controlada, al tipo de malla de perforación, cantidad de explosivo utilizado en los frentes, por tal motivo surge la necesidad de utilizar otro tipo de explosivo en los hastiales y corona, para mejorar la sobre rotura y sobre dilución, reduciendo los costos en perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y transporte.

1.2. Enunciado del problema

1.2.1. Problema general

¿Cuánto reducirá los costos, la aplicación de Famecorte – E en el Tj-400 Ac-123E, Andaychagua - 2016?

1.2.2. Problema específico

- a) ¿Cuál será el rendimiento en las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos, del Tj-400 Ac-123E CIA, Andaychagua - 2016?
- b) ¿De qué manera se logrará reducir la sobre dilución del Tj-400 Ac-123E, Andaychagua - 2016?
- c) ¿Cuál será el contraste de rendimiento y consumo de explosivos entre la voladura no controlada y voladura controlada con Famecorte-E del Tj-400 Ac-123E, Andaychagua - 2016.

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Reducir los costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura con la aplicación de famecorte-E en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua - 2016.



1.3.2. Objetivos específicos

- a) Determinar el rendimiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura y los costos del tajo 400 acceso 123E, Andaychagua - 2016.
- b) Reducir la sobre dilución del tajo 400 acceso 123E, Andaychagua - 2016.
- c) Contrastar el rendimiento y consumo de explosivos entre la voladura no controlada y voladura controlada con famecorte-E del tajo 400 acceso 123E, Andaychagua - 2016.

1.4. Justificación e importancia de la investigación

Es importante el estudio por lo siguiente:

- El objetivo de toda empresa minera es obtener un buen producto a un bajo costo, esto se logra mediante la mejora continua, optimizando cada uno de los procesos, que conllevan a la obtención de un producto final.
- El presente estudio se justifica, ya que se requiere reducir el costo de consumo de explosivo, sobre perforación, limpieza, sostenimiento, para ello se requiere de una malla de perforación con mayor área de influencia y metodología de trabajo. De acuerdo al tipo de macizo rocoso presente en el yacimiento, según la tabla geo mecánica el índice de esfuerzo geológico (G.S.I.) establece que es una roca mala tipo B. (Filita negra)
- Con la nueva distribución de explosivo, se obtendrá una reducción del consumo de explosivos, incremento en el avance, el cual se verá reflejado en los metros de avance por disparo, así también se reducirán los costos en la voladura.
- En resumen, el realizar una voladura controlada con Famecorte-E en hastiales, ayudará la reducción de costos en distintos procesos de explotación, hará posible su aplicación práctica, que generará ventajas económicas.

1.5. Delimitación del área de investigación

El total de recursos minerales estimados están ubicados en Derechos Mineros cuya titularidad esta 100% a nombre de la unidad económica administrativa Andaychagua. La referida Unidad Económica Administrativa, políticamente pertenece al Distrito de Huayhuay, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, a una altitud de 4,600 m.s.n.m. Comprende concesiones de propiedad de Yauli.

Sus coordenadas geográficas son:

Latitud sur: 11° 45' 2.4"

Longitud Oeste: 76° 0' 40.8"

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

2.1.1. Antecedentes de la investigación

Garrido (2007) en su tesis doctoral: “Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”. El objetivo general de este estudio fue efectuar un diagnóstico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la “Mina Reservas Norte” de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura, para posterior digitalización en software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Sus conclusiones fueron las siguientes.

Reducción del número de perforaciones por disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y voladura.

Jáuregui (2009) en su Tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, su objetivo fue obtener una reducción de los costos operativos de la empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, el método de investigación fue experimental cuyas conclusiones fueron.

Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, son el seguimiento y control operativo, la capacitación y creación de conciencia de los trabajos en los temas de optimización de la perforación y voladura debe darse de manera constante, la mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0.96 \$/tm (56% de la reducción total), seguido por la perforación 0.37 \$/tm (21.76% de la reducción total), voladura 0.28 \$/tm (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.09 \$/tm (5.3% de la reducción total).

Zapata (2002) en su tesis “Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo”. Tiene como objetivo general del estudio fue aumentar la productividad y la calidad a través del mejoramiento continuo de la eficiencia y la efectividad en las operaciones. Como instrumento de investigación utilizó los programas de actividades, curva”S”, informes de producción y el resultado económico, sus conclusiones fueron.

El resultado operativo nos permite saber si estamos adelantados o atrasados respecto al tiempo, evaluar si estamos ganando o perdiendo y porque, el método del resultado operativo es una herramienta de control que nos permite identificar y evaluar los costos operativos en los procesos productivos.



2.1.2. Reseña histórica de la CIA Minera Volcan S.A.A

Cia minera Volcan (2016) indica que la Compañía inició sus operaciones mineras en 1943, en las alturas del abra de Ticlio, el continuo esfuerzo y la dedicación desempeñados por sus directivos y colaboradores le han permitido convertirse en la principal productora de plata y plomo y la segunda mayor productora de zinc del Perú. Asimismo, Volcan está posicionada dentro de las diez principales empresas productoras de zinc, plata y plomo del mundo. Inicialmente las operaciones de Volcan se circunscribieron a la mina Ticlio, un conjunto de 30 concesiones otorgadas por el Estado Peruano, y cuyo mineral extraído era vendido a la concentradora Mahr Túnel, en esa época propiedad de la empresa de capitales estadounidenses Cerro de Pasco Copper Corporation, que fue expropiada por el gobierno militar a comienzos de la década de 1970.

Fue en la década de 1990, en un contexto de reformas económicas aplicadas por el gobierno de entonces, orientadas a promover la inversión privada en las empresas públicas, cuando Volcan expandió sus operaciones mediante la adquisición de áreas mineras y sus correspondientes activos. La visión del Directorio y el liderazgo del Dr. Roberto Letts, fueron fundamentales para el crecimiento de la Compañía.

En 1997, mediante subasta pública internacional, Volcan Compañía Minera S.A. adquirió de Centromin Perú la Empresa Minera Mahr Túnel S.A., propietaria de las operaciones mineras Mahr Túnel, San Cristóbal y Andaychagua, y de las plantas Mahr Túnel y Andaychagua. El monto de la transacción ascendió a USD 128 millones más un compromiso de inversión de USD 60 millones, el cual se cumplió en el tercer año. Un año después se llevó adelante un proceso de fusión de ambas empresas, Empresa Minera Mahr Túnel S.A. y Volcan Compañía Minera S.A., y se creó Volcan Compañía Minera S.A.A.

Posteriormente, en 1999, Volcan adquirió de Centromin Perú, mediante subasta pública internacional, la Empresa Minera Paragsha S.A.C. por USD 62 millones más un compromiso de inversión de USD 70 millones y asumiendo una deuda de USD 20 millones que tenía Centromin con el sistema financiero. Esta operación incluyó la unidad minera Cerro de Pasco y ocho pequeñas centrales hidroeléctricas, Baños I, II, III y IV y Chicrín I, II, III y IV, las cuales generaban en conjunto 7.5 megavatios. Como resultado de esta adquisición, Volcan se convirtió en la compañía productora de zinc más importante del Perú.

En el 2000, Volcan adquirió la Empresa Administradora Chungar S.A.C. y la Empresa Explotadora de Vinchos Ltda. S.A.C., las que eran propietarias de las minas Animón y Vinchos, respectivamente, por un precio de USD 20 millones en efectivo más 16 millones de acciones Clase B de Volcan. Esta adquisición incluyó las centrales hidroeléctricas Francoise y San José II, las cuales generaban en conjunto 2.2 MW.

En el 2004 se iniciaron las operaciones en la mina de plata Vinchos. Durante el 2006, Volcan adquirió la empresa Minera Santa Clara y Llacsacocha S.A., propietaria de la mina Zoraida. Un año



después adquirió la Compañía Minera El Pilar, propietaria de la mina El Pilar, contigua a la mina y tajo de Cerro de Pasco.

En el 2009, Empresa Administradora Chungar S.A.C. amplió la capacidad de la Central Hidroeléctrica Baños IV, lo que permitió a Volcan sumar en ese entonces un total de 13MW de potencia instalada.

Luego, en el 2010, Volcan adquirió la Compañía Minera San Sebastián, cuyas concesiones mineras se ubican también en las cercanías de Cerro de Pasco.

En enero del 2011, la Junta General de Accionistas de Volcan Compañía Minera S.A.A. aprobó la reorganización simple de la unidad minera Cerro de Pasco. Como resultado, esta división pasó a llamarse Empresa Administradora Cerro S.A.C. y se convirtió en una subsidiaria de Volcan Compañía Minera S.A.A. El objetivo de la reorganización era conseguir que cada unidad minera gestione de forma independiente las mejoras en sus resultados operativos a través de la reducción de costos y la búsqueda del crecimiento.

Más adelante, en enero del 2012, en el marco de una emisión internacional de bonos bajo la Regla 144A y la Regulación S de la United States Securities Act de 1933, Volcan colocó bonos corporativos hasta por USD 600 millones por un plazo de 10 años y a una tasa fija de 5.375%. Esta emisión tuvo como finalidad asegurar el financiamiento de futuros proyectos de crecimiento, tales como la planta de Óxidos en Cerro de Pasco y la nueva unidad operativa Alpamarca-Río Pallanga.

En febrero del 2012, Volcan adquirió la Empresa Hidroeléctrica Huanchor S.A.C. de 19.6 MW perteneciente a Sociedad Minera Corona S.A. por USD 47 millones. Asimismo, a mediados de ese año, la Empresa Administradora Chungar S.A.C. culminó la construcción y puso en operación la Central Hidroeléctrica Baños V, situada en el valle del río Chancay-Huaral, con una generación de 9.2 MW y una inversión total de USD 24 millones.

En la actualidad, Volcan posee una capacidad de generación de energía hidroeléctrica de 42 MW, y en el mediano plazo tiene previsto contar con una capacidad de generación suficiente para cubrir la demanda de energía de todas sus unidades operativas.

Durante el 2013 se consolidó la mina Islay en la unidad operativa Chungar mediante la adquisición de dos concesiones mineras aledañas por USD 17 millones. Además, en esta unidad, a inicios de ese año se completó la ampliación de la planta concentradora Animón de 4,200 TPD a 5,200 TPD (toneladas por día) y la construcción del pique Jacob Timmers.

Asimismo, en el 2013 se completó la ampliación de las plantas Victoria y Andaychagua en la unidad Yauli, lo cual permitió incrementar en más de 9% la capacidad total de tratamiento en esa unidad, hasta 10,500 TPD.

Continuando con la estrategia de Crecimiento, la nueva unidad operativa, Alpamarca-Río Pallanga mining unit está operando a pleno capacidad, y la nueva planta de óxidos está produciendo barras de dore de plata. La producción de plata en la nueva planta de óxidos, se encuentra en ramp-up.



Hoy, Volcan cuenta con más de 346 mil hectáreas de concesiones mineras, 10 minas y 7 plantas concentradoras, y una planta de lixiviación. Volcan es una empresa minera diversificada y una importante productora mundial de zinc, plata y plomo.

Transcurridos más de 70 años de su fundación, la historia de Volcan continúa escribiéndose

2.1.3. Bases teóricas

Los macizos rocosos poseen en su comportamiento gobernado por las discontinuidades, las que pueden ser caracterizadas por varias condicionantes, como es el número de familias, las orientaciones, la persistencia, el espaciamiento, la rugosidad de sus paredes, o el relleno etc. Algunas de estas condicionantes son específicas de las familias de discontinuidades que define el grado de fracturamiento del macizo; otras son específicas de las discontinuidades, que determinan su resistencia al cizallamiento.

A lo largo de los años la inestabilidad del macizo rocoso es un problema que viene siendo bastante estudiando en minería subterráneo y a cielo abierto, en túneles, en cavernas y otros de almacenamiento subterráneo. Con el intento de minimizar las consecuencias de ruptura de las estructuras rocosas, se viene realizando varios trabajos de investigación en la ingeniería de macizos rocosos.

La influencia de un proceso particular en un determinado tiempo, por ejemplo, determinar la interacción en este proceso de la influencia de las discontinuidades o de las elevadas tensiones en la roca en torno de la excavación es raramente posible de determinar teóricamente. En estos casos, el proyectista debe tomar algunas decisiones de evaluación técnica y de su experiencia práctica (Hoek D., y otros, 1980).

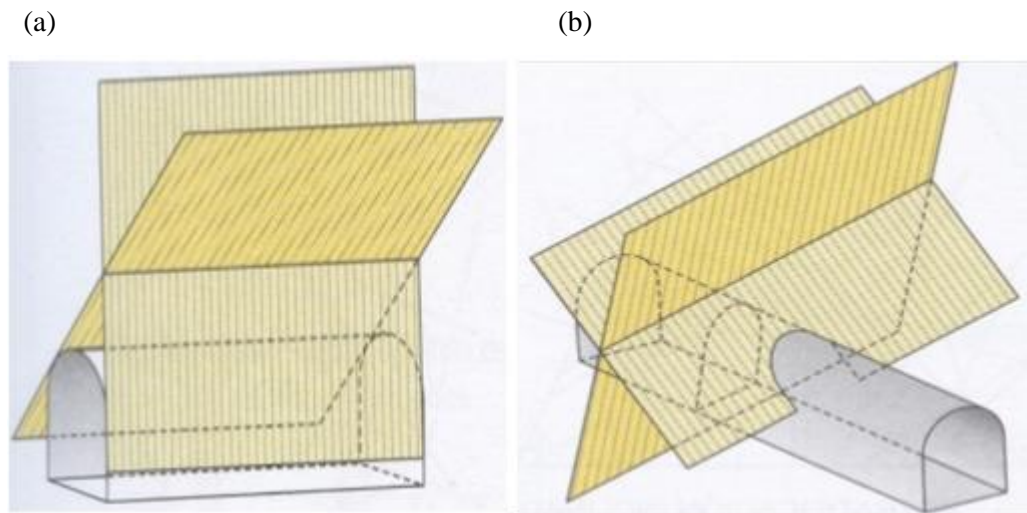
2.1.4. Condicionantes en la estabilidad

La inestabilidad de cuñas en las excavaciones subterráneas mineras y civiles es gobernada por ciertos condicionantes, entre los cuales podemos destacar: la orientación, el tamaño y la forma de las estructuras subterráneas. (Hoek D., y otros, 1980)

2.1.4.1. Orientación de las estructuras subterráneas

La orientación de las discontinuidades estructurales es de mucho interés tener en cuenta en el proceso de excavaciones subterráneas por la formación de cuñas que se pueden generar, puede ser verificando que los bloques formados por las discontinuidades en el frente de una excavación, que existe la posibilidad cinemática de estar inestable y caer, aspecto que debe ser considerado en el cálculo del refuerzo que se necesita para proporcionar a cada cuña y bloques de roca y factor de seguridad. De la orientación y la forma favorable de una excavación subterránea respecto a la orientación de las estructuras geológicas fue presentado por (Hoek D., y otros, 1980), mostrando en la figura N°1, la orientación desfavorable y la óptima.

Figura 1. Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada



Fuente: Excavaciones subterráneas en roca, Hoek & Borwn 1980.

2.1.4.2. Tamaño de las estructuras subterráneas

El tamaño de la excavación es otro factor condicionante de inestabilidad en un macizo rocoso en una labor subterránea minera que presenta una sección de la forma de herradura, donde el eje de la excavación avanza paralelamente a la línea de intersección de dos discontinuidades considerando que estas discontinuidades son espaciadas uniformemente. Al promover un incremento en esta sección, proporcionalmente crece la cantidad de cuñas inestables en esta estructura con mayor volumen y por consiguiente un gran peso. Según Hoek & Brown (1980) queda evidente que el costo del soporte requerido es proporcional al volumen de las cuñas a ser soportadas, y que este costo puede ser aproximadamente, el cuadrado del tamaño de la excavación.

2.1.4.3. Forma de las estructuras subterráneas

En un macizo rocoso las tensiones naturales son producto de la historia geológica presente en el lugar de la excavación. Con la excavación las tensiones naturales pasan por un proceso de redistribución y son conocidas como tensiones inducidas. Esta redistribución está íntimamente condicionada por la forma de excavación subterránea, generalmente las tensiones se concentran en las puntas o cantos de la geometría excavada.

2.1.5. Ubicación y acceso de la zona de estudio

Ubicación



La unidad de producción minera Andaychagua se encuentra ubicado en la zona central del Perú, a 236 kilómetros hacia el SE de Lima, sobre el flanco Este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, determinada por las coordenadas geográficas: 76° 0' 40.8" longitud Oeste y 11° 45' 2.4" latitud Sur y a una altitud media de 4500 m.s.n.m. Políticamente se encuentra localizada en el centro poblado de San José de Andaychagua, Distrito de Huayhuay, Provincia de Yauli, Departamento de Junín. En la figura N°2, presentamos la ubicación geográfica de la U.P. Minera Andaychagua.

Accesibilidad.

El acceso a la mina es a través de la vía terrestres por dos rutas.

- El acceso a la mina a través de la ruta N°1, es el principal acceso y es por la carretera central Lima - C.P. Huari – Mina Andaychagua: haciendo un total de 304 km de carretera asfaltada; ya que es la más transitada por diferentes motivos (comercio, turismo, etc.).
- El acceso a la mina a través de las rutas N° 2, tiene un 70% de vía asfaltada y 30 % en carretera afirmada, ya que recién se está haciendo los trabajos civiles por esos tramos. Ver la tabla N°1.

Tabla 1. *Accesibilidad a la Mina Andaychagua*

DESDE LA CAPITAL			
RUTA N° 1	DISTANCIA	TIEMPO	TIPO DE CARRETERA
1.- Lima – Huari-Huayhuay-Andaychagua	278km	05hr	Asfaltada-Trocha
2.- Lima – Yauli – Andaychagua	225km	05hr	Asfaltada - Trocha
DESDE ABANCAY			
RUTA N° 2	DISTANCIA	TIEMPO	TIPO DE CARRETERA
1.- Abancay-Lima-Huari-Huayhuay-Andaychagua	1,135km	24hr	Asfaltada-Trocha
2.- Abancay – Huancayo-Huari-Huayhuay-Andaychagua	1,032km	21hr	Asfaltada - Trocha

Fuente: Elaboración propia



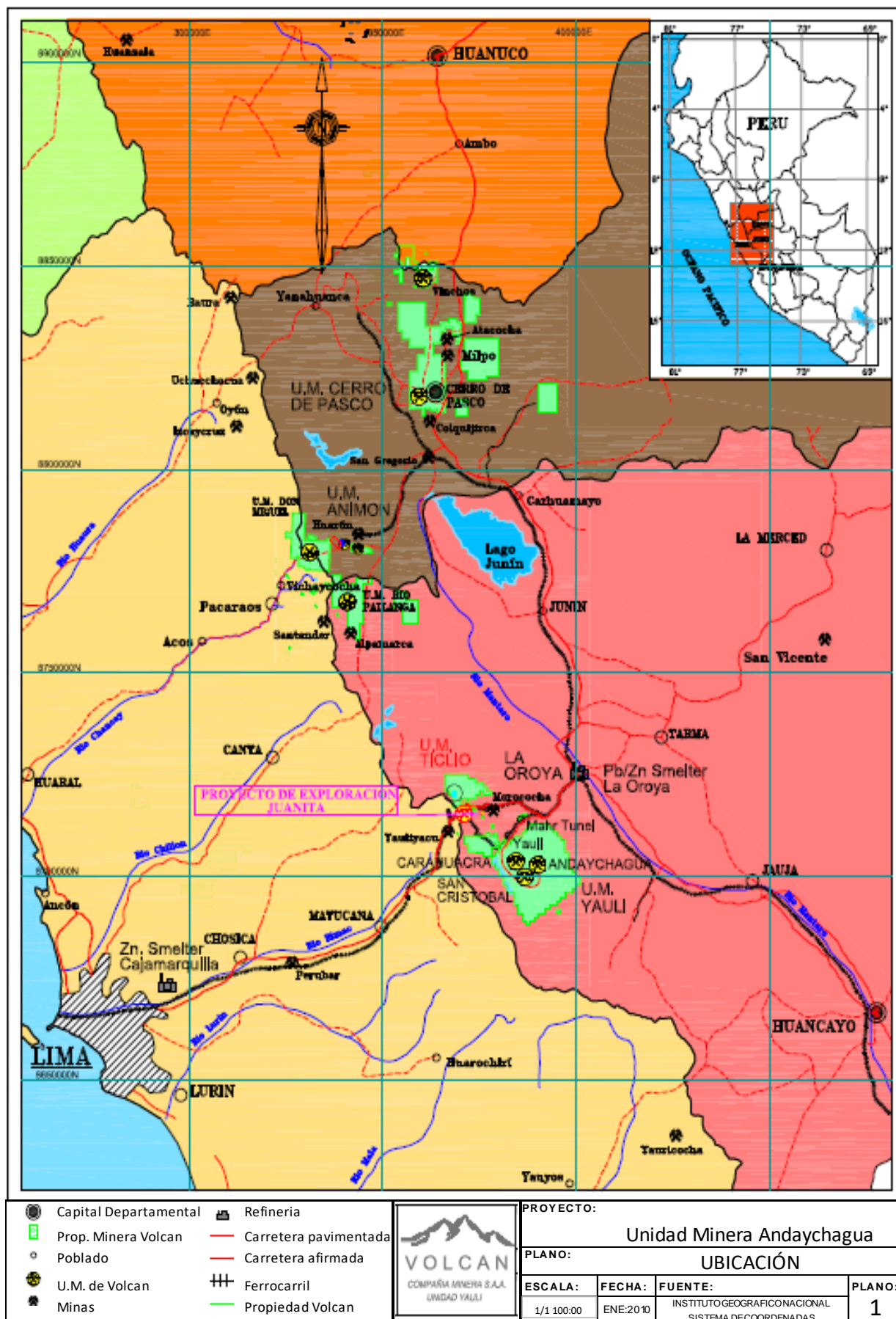


Figura 2. Ubicación Geográfica de la U.P. Minera Andaychagua



2.1.6. Recursos

Clima. De acuerdo a la clasificación climática elaborada por SENAMHI, las características del área de estudio corresponden a un clima lluvioso, frío con menores lluvias en invierno y con humedad relativa calificada como húmeda. Este régimen de humedad se caracteriza por tener dos estaciones bien marcadas, mayo-octubre (estación seca) y noviembre-abril (estación húmeda).

En general, las características meteorológicas de esta zona se caracterizan por la presencia de patrones meteorológicos de alta montaña correspondientes a la Región Subtropical; en la que la precipitación, temperatura, humedad relativa, vientos, nubosidad, insolación, etc., tienen comportamientos estacionales marcados.

Flora. La flora es relativamente escasa por la ubicación y clima, los bofedales formados en Andaychagua son los mayores del área de estudio, llegando a formar grandes planicies. Las principales especies de la zona corresponden al césped de Puna y el pajonal de puna.

Fauna. A pesar que el paisaje cuenta con cobertura vegetal es bastante rala, se pudo identificar 12 especies de aves presentes en el área de estudio, también se identificó crianza de animales como alpacas y llamas estas son criados para el uso doméstico.

Hidrología. El río Huari - Andaychagua se localiza en la provincia de Yauli del departamento de Junín. Los centros poblados más importantes en esta microcuenca son: Huayhuay, Suytucancha y Huari. La Ley General de Aguas faculta a la Autoridad Sanitaria, DIGESA, la vigilancia de los recursos hídricos. En tal sentido, se han establecido 05 estaciones a lo largo del río Huari - Andaychagua desde la naciente en las proximidades de la Unidad Andaychagua de la empresa Volcan Compañía Minera S.A.A. hasta su desembocadura en la margen derecha del río Mantaro.

2.2. Marco referencial

2.2.1. Política de seguridad, Salud ocupacional, Medio ambiente y Calidad (SSOMAC)

El programa estará orientado fundamentalmente, a la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC); y al cumplimiento de las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, Decreto Supremo 023 – 2017 - EM.

Misión. Somos un grupo minero de origen peruano que persigue la maximización de valor a sus accionistas, a través de la excelencia operativa y de los más altos estándares de seguridad y manejo ambiental, contribuyendo al desarrollo de su personal y de su entorno.

Visión. Al 2021, ser una de las principales empresas mineras diversificadas en metales base, preciosos, y líder en crecimiento y excelencia operativa, actuando con responsabilidad social y con un equipo humano comprometido y altamente calificado

Volcán Compañía Minera S.A.A. y Subsidiarias dedicadas a la exploración, explotación, tratamiento y beneficio de minerales, cumpliendo con altos estándares de calidad en todas las etapas de



sus procesos, están convencida de que las enfermedades ocupacionales y accidentes e incidentes con daños a las personas, medio ambiente, equipos o instalaciones son evitables.

Bajo este principio la alta gerencia lidera todas las actividades en gestión de seguridad y salud ocupacional de manera segura y responsable, respetando a sus colaboradores, clientes, proveedores visitas, contratista y comunidades, comprometiéndose a la implementación SSOMAC; y al cumplimiento de las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, Decreto Supremo 023 – 2017 – EM, con el compromiso de:

1. Identificar, evaluar y controlar los peligros, aspecto ambiental y riesgos en todas las actividades que realiza la empresa desarrollando las medidas preventivas que garanticen la seguridad y salud de las personas, la integridad del patrimonio y el cuidado del Medio Ambiente.
2. Mejorar continuamente el desempeño ambiental a través del soporte de nuestro sistema integrado de Gestión, dando prioridad a acciones encaminadas al uso racional de los recursos, la protección del medio ambiente y la prevención de la contaminación.
3. Buscar la mejora continua de sus procesos productivos, el desempeño en Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente, a través de mecanismo de auditoría y monitoreo de indicadores.
4. Estar preparados para una pronta respuesta en caso de emergencia y/o para mitigar los impactos generados por ellos.
5. Educar, capacitar y concientizar a nuestro colaboradores y personal contratista en el cumplimiento de las normas, objetivos y metas establecidas por la Empresa en relación a Gestión en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Calidad en el trabajo.
6. Promover la participación y consulta de los colaboradores y sus representantes en todos los elementos del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional de la organización.
7. Difundir, promover, incentivar y sensibilizar con nuestras acciones el entendimiento de la política en los colaboradores, clientes, proveedores, visitas, contratistas y demás partes interesadas fomentado su cumplimiento.
8. Gestión y proveer a toda la organización de los recursos requeridos para asegurar el cumplimiento de los compromisos de esta política.
9. Cumplir o superar los requisitos de la normatividad legal relacionadas con las actividades de la compañía en relación a la prevención en Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente, Calidad y Responsabilidad.

Esta política, leyes y reglamentos internos están a disposición de todos los colaboradores, contratista y partes interesadas, El cumplimiento de estos requisitos, es condición de empleo o mantenimiento del contrato.

2.2.2. Aspectos geológicos

2.2.2.1. Geología regional

El distrito minero de Andaychagua está localizado en la parte Sur-Este de una amplia estructura regional de naturaleza dómica, que abarca casi íntegramente los distritos de Morococha, San Cristóbal y Andaychagua, esta estructura inicialmente fue denominada “Complejo Domal de Yauli” (J.V., 1948) y en el presente trabajo se le denomina “Domo de Yauli”.

2.2.2.2. Geología local

Grupo Excelsior.- Esta unidad geológica aflora en la parte central y oeste del área de estudio la cual corresponde mayormente al área de Andaychagua, esta unidad geológica está compuesto por filitas generalmente con bajo grado de fracturamiento presentando venillas de cuarzo, venillas de piritas, material arcilloso compacto (roca blanda). La oxidación no es abundante en esta unidad geológica, en algunos tramos presenta un alto grado de fracturamiento.

Metavolcánicos.- Esta unidad corresponde a una secuencia de transición entre el Grupo Excelsior y el Grupo Mitu, consiste en secuencias volcánicas que han sufrido metamorfismo de bajo grado, presentan textura brechoide, débil a moderado fracturamiento, intenso venilleo de calcita, y ligera mineralización de sulfuros.

Grupo Mitu.- Localmente el Grupo Mitu consiste de volcánicos andesíticos, presenta zonas de moderado a bajo grado de fracturamiento, en las zonas con fracturamiento moderado se puede observar venillas y cavidades mineralizadas con sulfuros, además de una fuerte presencia de óxidos mientras que en los tramos con bajo grado de fracturamiento la andesita presenta zonas con una textura brechada, en la cual se puede observar abundantes venillas mineralizadas con sulfuros, venillas de calcita y algunos niveles arcillosos pero con poca presencia de óxidos.

Grupo Pucará.- Esta unidad está compuesta de calizas, presentando un fracturamiento de moderado a alto, las zonas donde el fracturamiento es moderado se encuentra relleno con venillas de calcita y escasa oxidación, mientras que en las zonas con alto grado de fracturamiento se puede observar parte de la alteración hidrotermal (argilización) que se ha desarrollado, en esta parte la calcita muestra un color gris oscuro con venillas de calcita, alternan ocasionalmente con unidades de lutitas gris violáceas y rojizas, moderadamente fracturadas.

Grupo Goyllarisquiza.- Consiste en areniscas cuarcíticas blanquecinas con intercalación de lutitas y limolitas rojizas en la base y con areniscas calcáreas y lutitas grises en la parte superior, el grado de fracturamiento es en su mayoría moderado; en la fracturas se observa sulfuros diseminados con presencia de venillas de sílice.

Rocas Intrusivas.- Se ha encontrado microdioritas de textura fanerítica verde parduzco, poco a moderadamente fracturada, con venas de calcita oquerosa con óxidos de hierro y venillas de sílice.

Depósitos Cuaternarios.- Corresponden a depósitos glaciares morrénicos y depósitos



fluvioglaciares como consecuencia de la erosión glaciaria antigua y reciente, en el área se observan bloques de hasta 4 m de diámetro y cantos en matriz areno-limosa pardo oscuro, con una potencia de hasta 40 m.

2.2.2.3. Geología económica

Observaciones de campo, de leyes de bloques y de perforaciones diamantinas, nos llevan a las siguientes conclusiones:

- a. La esfalerita se vuelve más marmatítica en la parte Suroeste de la veta; también, hay incremento de cobre y zinc cerca de los contactos andesitas – filitas y el gabro.
- b. Las concentraciones altas de zinc se encuentran cerca a los contactos andesitas – filitas, andesitas – gabro y en la unión de la veta Prosperidad con la veta Andaychagua. Estas concentraciones altas de zinc van acompañadas de arsenopirita en cantidad significativa.
- c. Hacia el Noreste del Río Andaychagua, la veta presenta un decrecimiento de los valores del cobre, zinc, plomo.
- d. De acuerdo a la distribución de minerales, las soluciones han sido sub horizontales con una orientación Suroeste – Noreste; consecuencia de esto, es la presencia de minerales de baja temperatura como baritina y estibina en el extremo Noreste del afloramiento y minerales de la primera etapa de mineralización en el contacto andesitas – filitas al Suroeste.

A. Mineralogía

La mineralización de la veta Andaychagua está relacionada por la mineralización polimetálica Terciaria y al evento tectónico Post – Cretácico.

Estudio al microscopio realizados por P. Gagliuffi, han determinado tres etapas de mineralización, cuyo rango es de mayor a menor temperatura como se muestra en el cuadro N°1.

Primera Etapa	Segunda Etapa	Tercera Etapa
Cuarzo	Luzonita	Marcasita
Pirita	Tenantita – Tetraedrita	Siderita – Rodocrosita -
Arsenopirita	Freibergita	Dolomita
Pirrotita	Boulangerita	Estibina
Esfalerita I	Polibasita	Argentita
Calcopirita I	Esfalerita II	Plata Nativa
	Calcopirita II	Baritina
	Galena	Minerales Secundarios
	Pirargirita - Proustita	

Cuadro 1. Etapas de mineralización de mayor a menor temperatura

Estas etapas de mineralización nos indican que la fractura estuvo en constante movimiento, de este modo, permitió el ascenso de las soluciones y la deposición de los minerales mencionados.



Presenta textura de relleno: crustificación y brechamiento. En la textura de crustificación las leyes altas se hallan en una asociación pirita – arsenopirita – rodocrosita – plomo – zinc – plata. En la textura brechada, la asociación es cuarzo – pirita – arsenopirita – galena – esfalerita. Hay casos en que las leyes altas de Plata se encuentran en las bandas de panizos con una asociación difícil de precisar microscópicamente, pero las leyes de plomo y zinc son bajas. Localmente se ha podido observar reemplazamiento en las cajas. Es un depósito hidrotermal de alcance hipo a epitermal.

B. Clasificación de minerales

En Volcan Cia Minera S.A.A. la clasificación de los minerales está de acuerdo a su importancia económica, necesaria para los costos de su explotación y que genere utilidades rentables para la empresa, clasificándolo en:

a) Minerales de mena

Son todos aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico.

- Esfalerita (Zn)
- Marmatita (Fe)
- Tetraedrita (Ag)
- Galena (Pb).
- Galena Argentífera (Ag).

b) Minerales de Ganga

Son aquellos minerales que no presentan cierto beneficio económico pero que están asociados a los minerales de mena y son:

- Cuarzo (Si O₂)
- Pirita (S₂ Fe)
- Rodocrosita
- Arsenopirita (S As Fe)
- Calcita (CaCO₃)
- Siderita (FeCO₃)
- Hematita (Fe₂O₃)
- Magnetita Fe²⁺Fe³⁺₂O₄

C. Tipo y forma del yacimiento

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos, algunas veces se dan como afloramientos ciegos, en donde las principales vetas de Andaychagua están en el cuerpo metavolcánico.

- Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales; las rocas de las cajas están cloritizadas, caolinizadas y sericitizadas; algunos de ellos muestran signos de reavivamiento.
- La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical. Es primario, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que



se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.

- Es hipógeno, porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática, en donde las rocas encajonantes se formaron con anterioridad de las estructuras mineralizadas, el cual tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.
- Es mesotermal a epitermal, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.2.3. Reservas minerales

La estimación de reservas y recursos se realizó, utilizando toda la información de muestreo de las labores, sondajes diamantinos, interpretación geológica, análisis geostadísticos 3D, tratamiento de altos erráticos, validación cruzada, parámetros técnicos y económicos, Se ha empleado el software Leapfrog Geo y Datamine Studio 3D. Como muestra la tabla 2.

Tabla 2. Reservas Mina Andaychagua

Categoría	TMS	AV(m)	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)
Medido	1,465,798	3.40	1.79	0.43	0.11	2.83
Indicado	4,187,857	3.58	1.86	0.35	0.10	2.60
Total general	3,198,742	3.58	1.86	0.35	1.10	2.60

Fuente: departamento de Planeamiento VOLCAN.

2.2.3.1. Método de explotación corte y relleno descendente mecanizado (under cut and file).

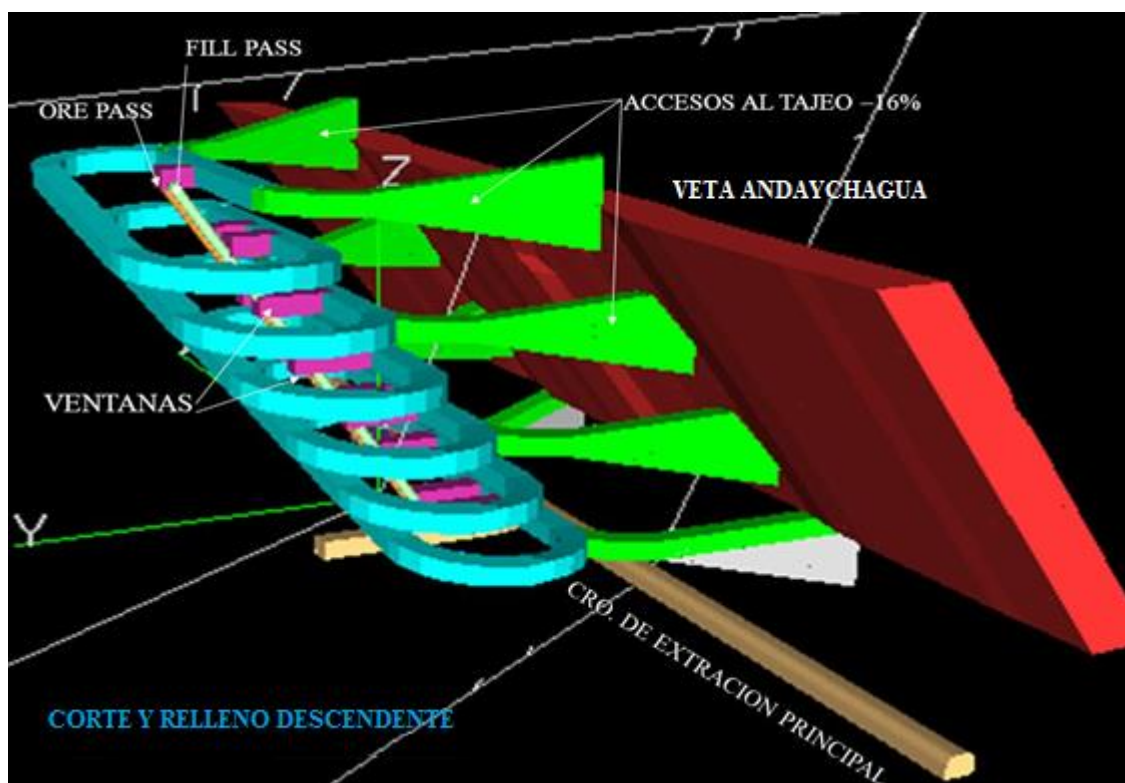
Denominado también “under cut and fill”. El minado es en forma de tajadas o cortes horizontales comenzando de la parte superior del tajo e ir descendiendo corte a corte.

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. Como se puede ver en la figura N°3.



Figura 3. Visualización corte y relleno descendente mecanizado.



Fuente: Departamento de planeamiento mina Andaychagua

2.2.3.1. Descripción general

Es el método de corte y relleno descendente en que el mineral es arrancado por cortes horizontales (con frente completo) empezando por la parte superior de un tajo y avanzando desde el fondo hacia afuera.

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.

Este método, se realiza en roca de calidad pobre. En este método de explotación el minado se realiza de arriba hacia abajo 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 a 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.

2.2.3.2. Planeamiento

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 tajeos promedios que se maneja es de 160 metros de longitud con dos alas de 80 metros cada una.

2.2.3.3. Desarrollo y preparación

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 accesar, echaderos, servicios y ventilación).

- a. Galería de base y by pass.- Se realizaran by pass principales desde el cual se elaboraran 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.
- b. Rampa de producción.- 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.
- c. Chimeneas de ventilación.- Se construye 02 chimeneas de ventilación en los extremos de los by pass, para generar el circuito de ventilación
- d. Chimeneas de relleno.- Se construye 02 chimeneas de servicios en los extremos de los by pass, para el relleno cementado

2.2.3.4. Ciclo de minado

- a. Perforación.- La perforación se realiza con jumbo electrohidráulico modelo Boomer 281 de un solo brazo, el cual puede realizar corte Horizontal como frente.
- b. Voladura.- La voladura se realiza utilizando emulsiones de 1000 y 3000.
- c. Desate de rocas.- 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.
- d. Limpieza.- La limpieza se realiza generalmente con scoops de 6 yd³, los cuales deben recorrer como máximo en promedio 150 metros.
- e. Sostenimiento.- El sostenimiento se realizará una vez que se termine el proceso de limpieza. De acuerdo a la recomendación propuesta por Geomecanica, se sostiene con shotcrete de 2" de espesor y luego pernos hydrabolt sistemáticos 1.5 m por 1.5 m.
- 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.

2.2.4. Caracterización de la masa rocosa mina Andaychagua

2.2.4.1. Aspectos Litológicos

Las siguientes son las características litológicas simplificadas de la masa rocosa de la zona en evaluación para la explotación actual de Mina Andaychagua, que comprende los Niveles 1150, 1200, 1225 y 1250: hacia el lado SW aproximadamente en un tramo de 280 m se tiene la veta dentro de la roca filita, a medida que se avanza hacia el NE aparece hacia el techo roca metavolcánica y hacia el extremo NE la veta se ubicaría dentro de roca metavolcánica que se muestra a manera de intrusiones. Para una mejor apreciación ver la Figura 5. Donde se muestra el plano litológico del Nivel 1200.

2.2.4.2. Distribución de discontinuidades

Para ver el aspecto estructural de la masa rocosa se ha tomado en cuenta la información de estudios previos en donde se ha realizado levantamiento de información estructural en diferentes sectores de la mina. De las dos fuentes de información disponibles (DCR 2010 y SVS 2014) se observa que hay gran correlación entre ellas.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, se procesaron los datos orientacionales mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión avanzada del programa de cómputo DIPS (1995), elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá), y también la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004). La primera versión se utilizó por las facilidades gráficas que ésta presenta.

Los resultados de las características de distribución de las discontinuidades estructurales, se presentan en las Figuras 5 al 10. Un resumen de estos resultados se presenta en las tablas 3 y 4, el primero está relacionado a las estructuras mayores (sistema de fallas) y segundo muestra los resultados de las estructuras menores (discontinuidades como diaclasas principalmente).

El arreglo estructural de la zona baja (Niveles 1,150 a 1,200) es similar a los resultados de los citados cuadros, esto se ha verificado durante los trabajos de campo realizados por el personal de geomecánica.



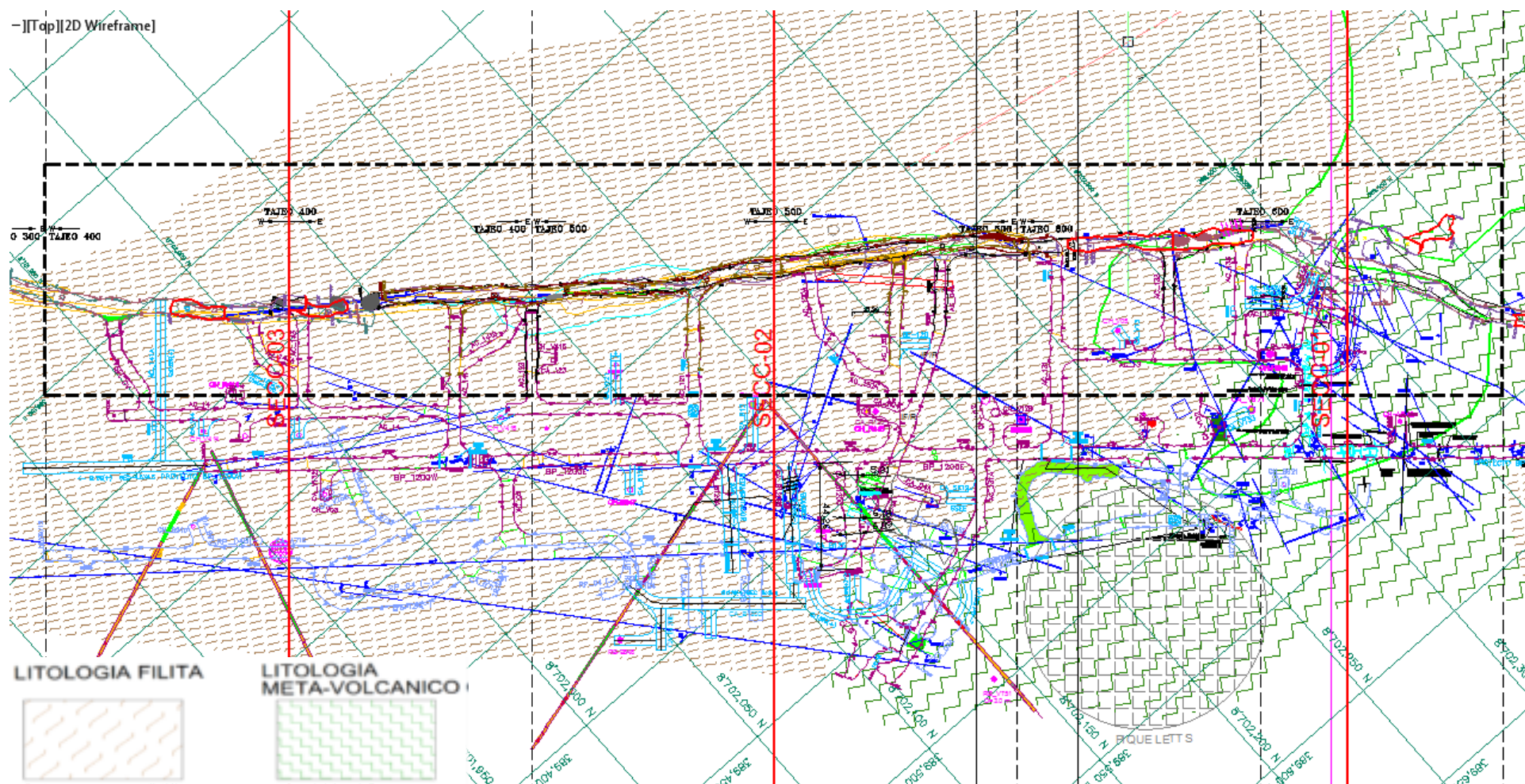


Figura 4. Imagen litológica del Nivel 1200, muestra la zona de estudio en la Veta Andaychagua.

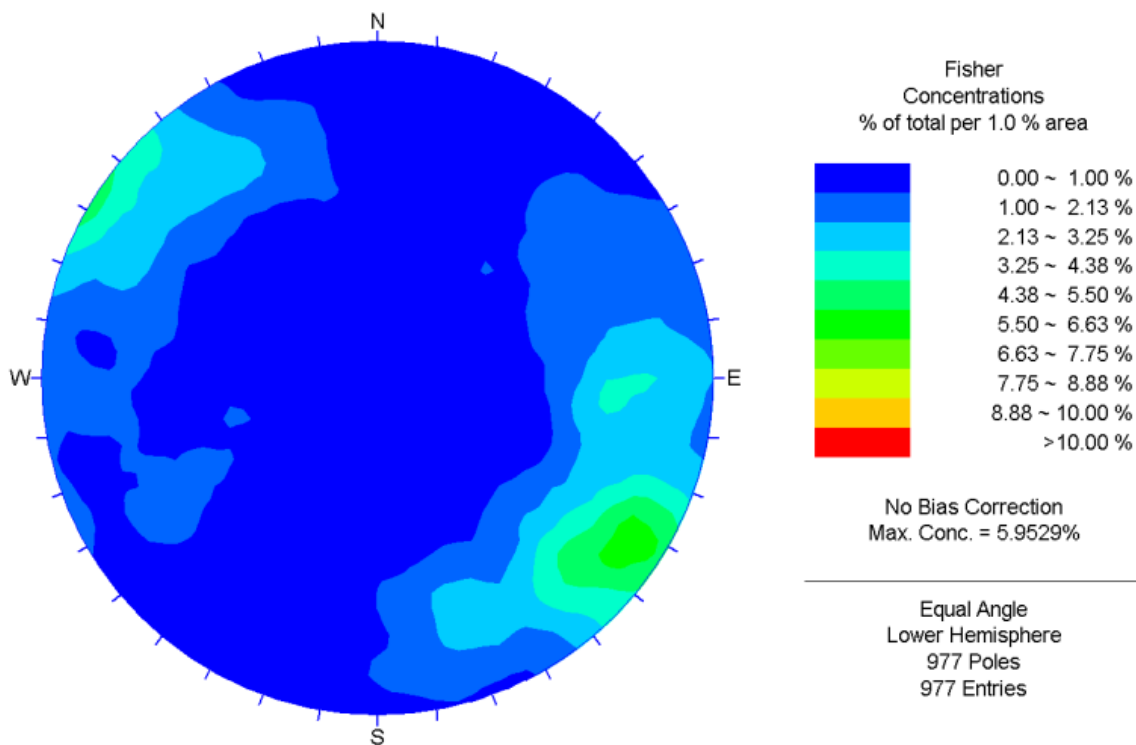


Figura 5. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de fallas

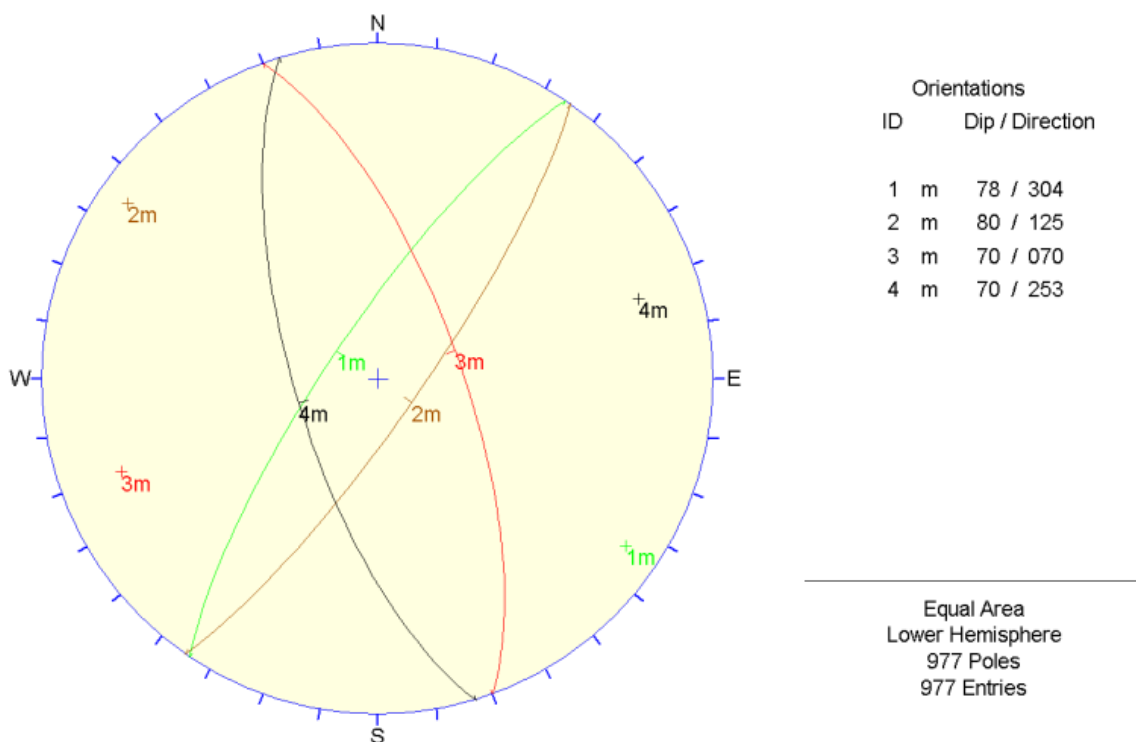


Figura 6. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de fallas

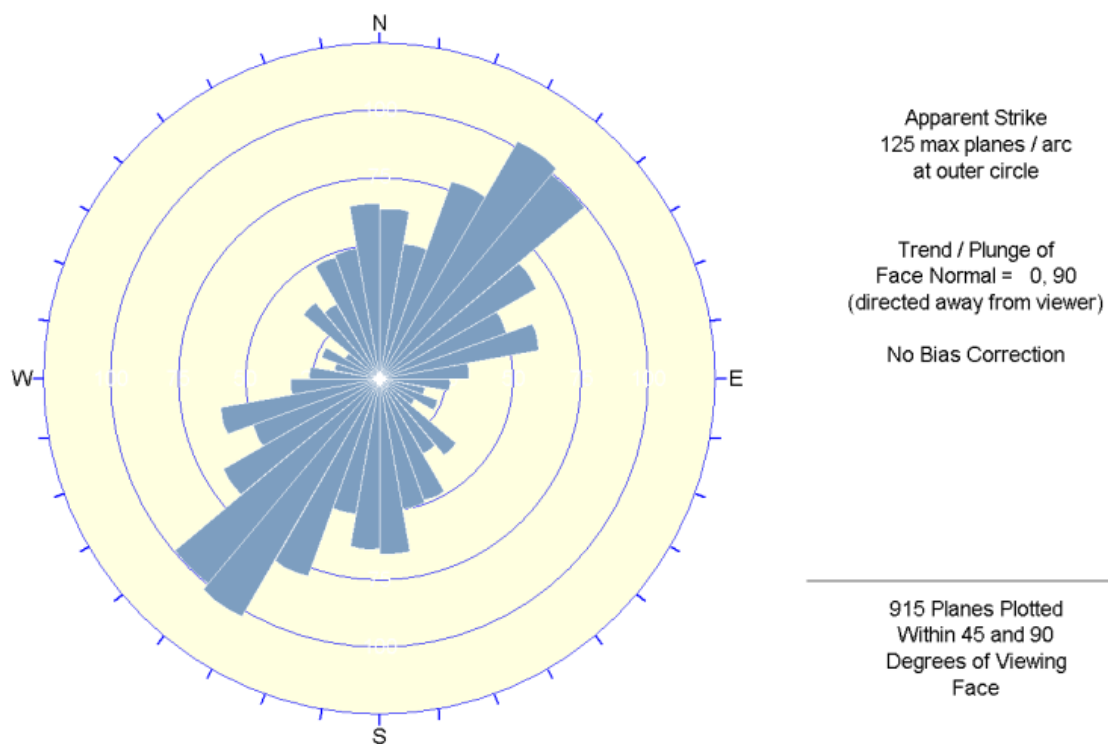


Figura 7. Diagrama de roseta del compósito de fallas.

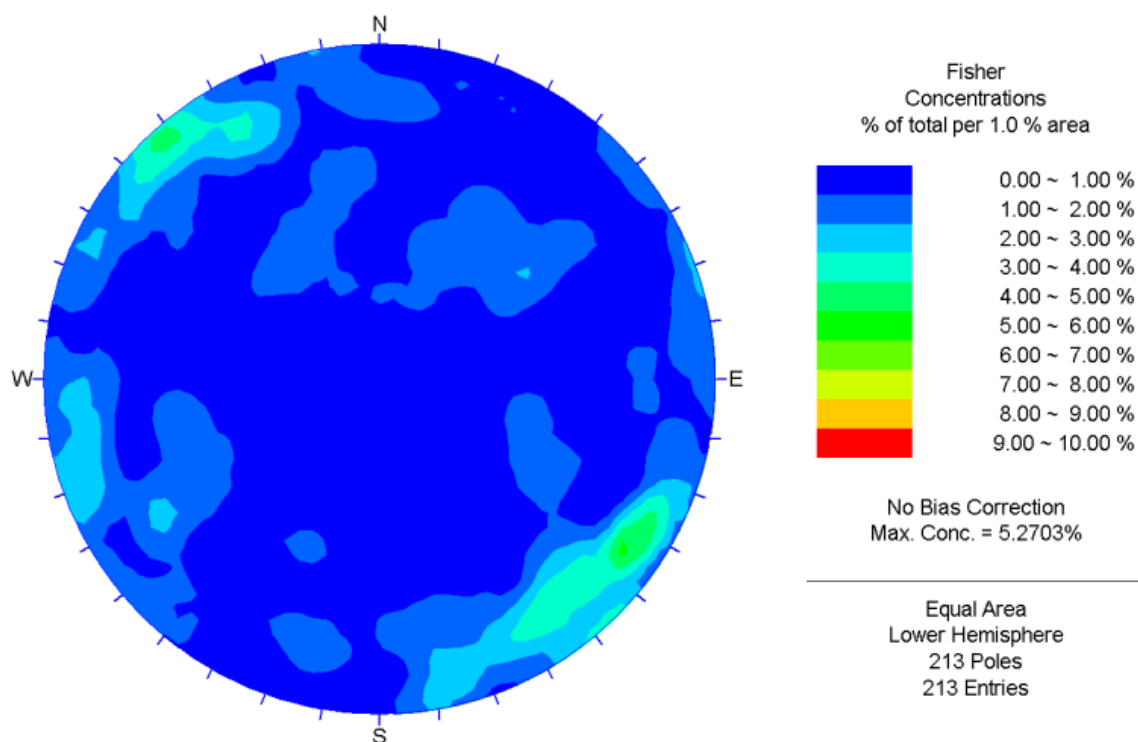


Figura 8. Diagrama estereográfico de contornos del compósito de discontinuidades menores.

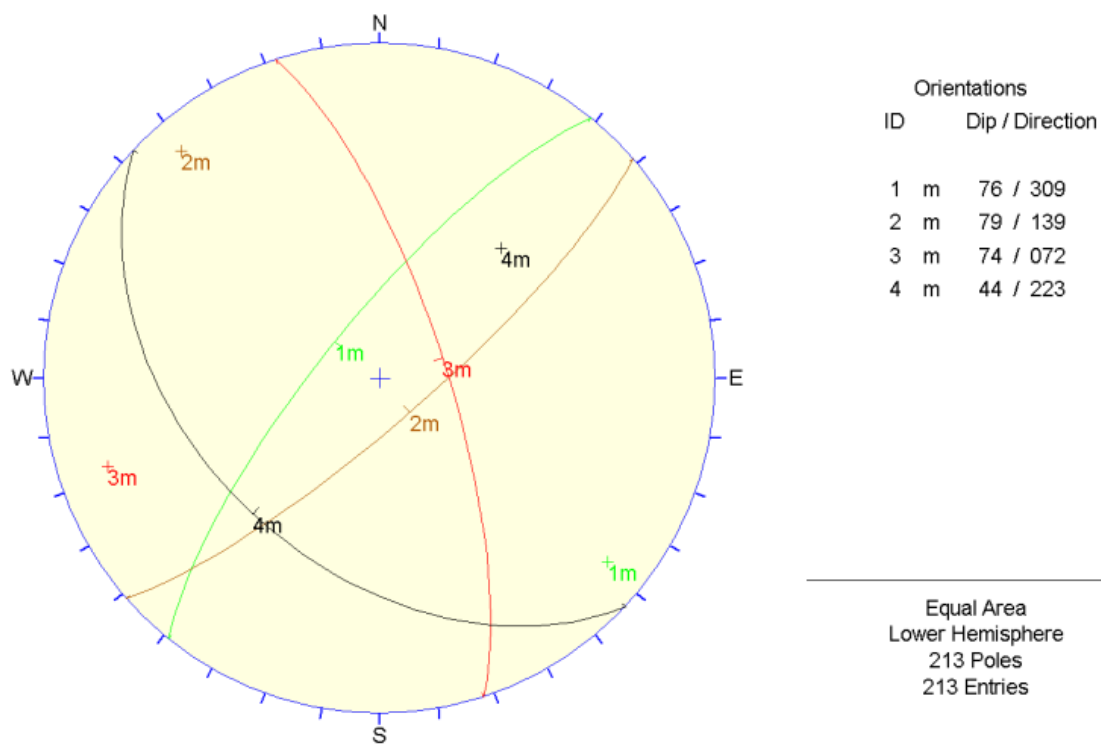


Figura 9. Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades.

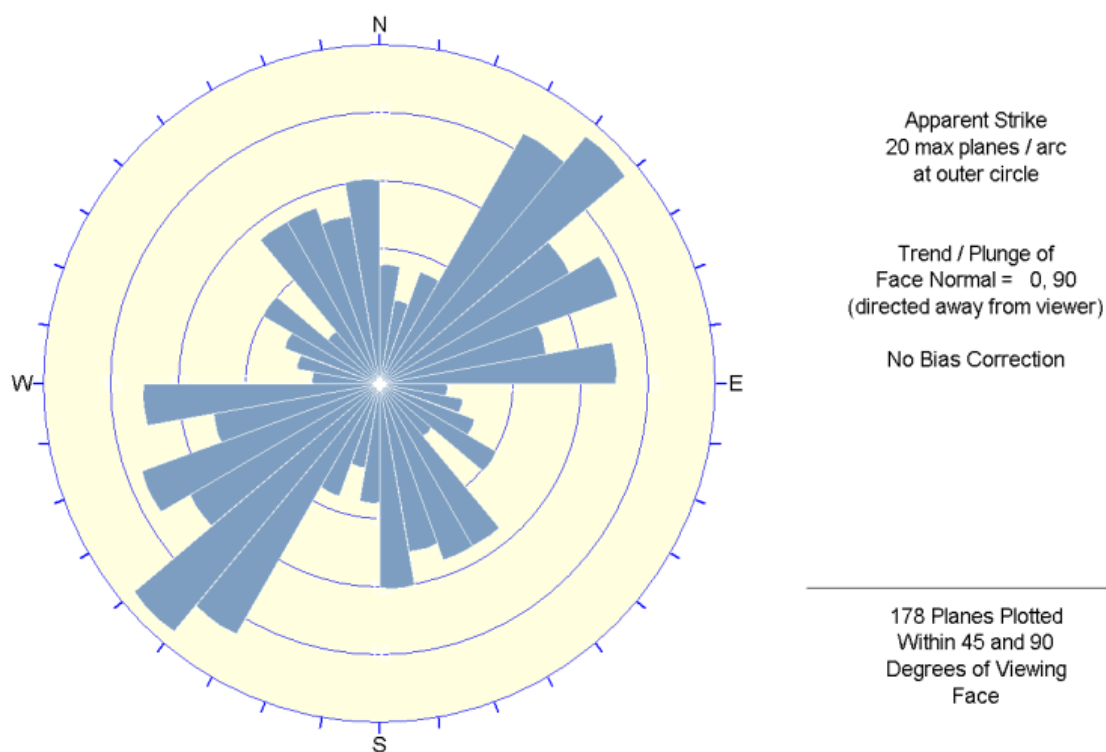


Figura 10. Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades menores.

Tabla 3. *Sistemas de discontinuidades estructurales mayores (fallas) (rumbo y buzamiento - dirección de buzamiento y buzamiento)*

Litología	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Filita	N31°E/78°NW 301°/78°	N34°E/79°SE 124°/79°	N34°W/52°NE 056°/52°	N45°W/48°SW 225°/48°
Metavolcánico	N10°E/80°NW 280°/80°	N31°E/74°SE 121°/74°	N12°W/70°NE 078°/70°	N27°W/65°SW 243°/65°
Compósito	N34°E/78°NW 304°/78°	N35°E/80°SE 125°/80°	N20°W/70°NE 070°/70°	N17°W/70°SW 253°/70°

Fuente: Departamento de Ingeniería y planeamiento Mina Andaychagua

Tabla 4. *Sistema de discontinuidades menores (rumbo y buzamiento - dirección de buzamiento y buzamiento)*

Litología	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Mineral	N30°E/80°NW 300°/80°	N22°E/83°SE 112°/83°	N65°W/50°NE 025°/50°	N80°W/64°SW 190°/64°
Filita	N54°E/76°NW 324°/76°	N53°E/77°SE 143°/77°	N20°W/80°NE 070°/80°	N37°W/38°SW 233°/38°
Metavolcánico	N47°E/77°NW 317°/77°	N44°E/66°SE 134°/66°	N43°W/66°NE 047°/66°	N52°W/41°SW 218°/41°
Compósito	N39°E/76°NW 309°/76°	N49°E/79°SE 139°/79°	N18°W/74°NE 072°/74°	N47°W/44°SW 223°/44°

Fuente: Departamento geomecánico de Andaychagua

El análisis realizado en base a toda la información que se ha tenido disponible, ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada al minado de Veta Andaychagua tiene las siguientes características:

Estructuras mayores (fallas)

- Se presentan cuatro sistemas de fallas geológicas, dos principales (Sistema 1 y Sistema 2) y dos secundarios (Sistema 3 y Sistema 4). Los sistemas principales Sistema 1 y Sistema 2 tienen rumbo similar NE y buzamientos altos y contrarios, el Sistema 1 buza al NW y el Sistema 2 buza al SE. El rumbo de estos sistemas es paralelo a la Veta Andaychagua.
- Los sistemas secundarios, Sistema 3 y 4, tienen menor presencia y el rumbo de estas son similares, aproximadamente NW, y tienen buzamientos moderados y opuestos al NE y SW respectivamente.
- La tendencia de los sistemas de fallas geológicas descrita en el párrafo anterior persiste prácticamente en todos los tipos de rocas: volcánico, filita, Metavolcánico e intrusivo. En el mineral predominan los dos sistemas principales de fallamiento: Sistema 1 y Sistema 2.



Estructuras menores (discontinuidades)

- De manera similar a los sistemas de fallas, la tendencia general del arreglo estructural de la masa rocosa presenta también cuatro sistemas de discontinuidades conformadas principalmente por diaclasas, dos sistemas principales y dos secundarios.
- Los sistemas principales, Sistemas 1 y 2, tienen rumbo aproximadamente paralelo a la veta Andaychagua (NE) y buzamientos altos y opuestos al NW y SE respectivamente.
- Los sistemas secundarios, Sistema 3 y Sistema 4, tienen rumbo aproximadamente perpendicular a la veta Andaychagua (NW) con buzamientos alto y moderado dirigidos al NE y SW respectivamente.
- En todos los tipos de rocas presentes en la zona de estudio (mineral, volcánico, filita, Metavolcánico e intrusivo) persiste la misma tendencia de arreglo estructural de la masa rocosa descrita en el párrafo anterior.

A manera de conclusión respecto al arreglo estructural de la masa rocosa, se puede notar que existe buena correlación tanto en las estructuras mayores (fallas) y estructuras menores (diaclasas principalmente).

A. Características estructurales

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron según las observaciones que se ha tenido durante el desarrollo actual de las distintas labores. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores.

Fallas:

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 5 a 20 m y persistencia de decenas de metros hasta unas pocas centenas de metros. Estas fallas se ubican en todo el entorno de la Veta Andaychagua, varias corren en forma paralela a la veta y también la cortan de manera perpendicular o diagonal. Las fallas presentan relleno de materiales de arcilla, panizo, brechas y materiales oxidados, con espesores de 5 a 50 cm siendo en otros casos de mayor espesor y en algunos tramos conformando las falsas cajas de la veta, las aperturas son menores a 5 mm; las superficies de las caras son lisas y presentan espejos de fallas. Estas fallas favorecen a la infiltración del agua.

Diaclasas:

Mineral

La roca mineralizada tiene las siguientes características estructurales: espaciamiento entre 6 a 20 cm y en algunos casos menores a 6 cm, la persistencia puede estimarse de 3 a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa con ciertas ondulaciones, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita de espesores de hasta 5 mm, las paredes de las discontinuidades están moderadamente alteradas a muy alteradas en algunos casos, con presencia de humedad y superficies mojadas en algunos tramos dentro del tajeo.

Filita

Las características estructurales son: espaciamiento en el rango de 6 a 20 cm y menores a 6 cm, la persistencia se estima de 3 a 10 m, apertura menor de 1 mm a cerrada, presenta por lo general



superficies lisas y en algunos casos ligera rugosidad, el relleno es suave con presencia de arcilla de espesores menores a 1 mm, las paredes de las discontinuidades están ligeramente alteradas, con presencia de humedad y superficies mojadas. La filita que se encuentra en el contacto con la zona mineralizada, se presenta con mayor fracturamiento, apertura y alteración de las paredes de las discontinuidades. En algunos casos en este contacto hay una ligera silicificación pero es local.

Metavolcánico

Sus características estructurales son: espaciamiento por lo general está entre 6 a 20 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura variable menor a 1 mm, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa en algunos casos, el relleno es suave con presencia de arcilla y calcita, con espesores de hasta 2 mm, las paredes de las discontinuidades están ligera a moderadamente alteradas, con presencia de humedad y en otros casos superficies mojadas. El metavolcánico en el contacto con la veta en algunos casos presenta mayor alteración.

B. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (Z.T., 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante– en la sección 2.2.4.4 Resistencia de la roca intacta.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (PRIEST, y otros, 1981), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

Por otro lado, se obtuvieron valores de RQD a partir de la información consignada en el logueo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas proporcionado a (DCR, 2010) por el personal del Departamento de Geomecánica de Andaychagua. El criterio utilizado para clasificar a la masa rocosa se presenta en la siguiente Tabla.

Tabla 5. *Criterio para la clasificación de la masa rocosa*

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	> 60	Buena
IIIA	51 – 60	Regular A
IIIB	41 – 50	Regular B
IVA	31 – 40	Mala A
IVB	21 – 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Fuente: Departamento de Geomecánica Mina Andaychagua.

Los resultados de la clasificación geomecánica se encuentran en los formatos de mapeo geomecánico y logueo geotécnico de testigos rocosos, así como también en los planos geomecánicos de los Niveles 1150, 1200 y 1250. En las Figuras 1, 2 y 3 se muestran estos niveles para fines de un mejor entendimiento. A partir de esta información se puede concluir que la mayor de la masa rocosa entorno a la veta Andaychagua es de calidad Mala A y en menor porcentaje Mala B y Regular B.



2.2.4.3. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. A consecuencia de ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

Para la zonificación geomecánica de la masa rocosa se deben considerar los aspectos litológicos, geoestructurales y calidad del macizo rocoso. Desde que los aspectos geoestructurales son similares en todos los tipos de rocas presentes en el área de estudio, se toma aquí en consideración la litología y calidad de la masa rocosa para establecer los dominios estructurales.

Para el caso de la zona en estudio, la litología presente es básicamente la filita, el mineral y la roca metavolcánica. La zonificación geomecánica, considerando los aspectos litológicos y de calidad de la masa rocosa prácticamente ha sido definida para cada litología y sus características geomecánicas son similares a la misma litología ubicada en los niveles superiores.

En tal sentido se presentan tres planos geomecánicos (ver anexo 1 2 y 3) y tres secciones geomecánicas típicas (anexo 5) para representar la zonificación de calidades de masa rocosa en la zona inferior de la veta Andaychagua, que es el área de evaluación en el presente estudio. En la Tabla 6 se presenta un resumen de la zonificación.

Según la tabla 6, hay cuatro dominios estructurales: DE-III A, DE-III B, DE-IV A y DE-IV B los cuales se presentan en las distintas litologías señaladas. Para el caso del mineral, la calidad pertenece por lo general al DE-IV B, excepcionalmente en la sección SECC-01 se puede apreciar que el mineral presenta mejor calidad mostrándose con DE-III B, teniendo presente que en esta sección ambas cajas son metavolcánicas.

En la Figura 16 se muestra una sección longitudinal donde se aprecia la ubicación de las secciones zonificadas (Secciones 01, 02 y 03). En estas secciones se puede notar como se halla la calidad de las masas rocosas mineralizada de la veta y de las cajas estériles inmediatas y alejadas en secuencia

Tabla 6. Dominios estructurales Mina Andaychagua

Sección	Litología	Dominio Estructural	RMR Promedio	Calidad
SECC-01	Metavolcánico CT	DE-IVB	25	Mala B
	Metavolcánico CT inmed.	DE-IVA	35	Mala A
	Mineral	DE-IIIB	45	Regular B
	Metavolcánico CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Metavolcánico CP	DE-IVB	25	Mala B
SECC-02	Metavolcánico CT	DE-IVA	35	Mala A
	Metavolcánico CT inmed.	DE-IIIB	45	Regular B
	Mineral	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Filita CP	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CP	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP	DE-IIIB	45	Regular B
SECC-03	Filita CT	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CT inmed.	DE-IVB	25	Mala B
	Mineral	DE-IVB	25	Mala B
	Filita CP inmed.	DE-IIIA	55	Regular A
	Filita CP	DE-IVA	35	Mala A
	Filita CP	DE-IIIB	45	Regular B

Fuente: departamento de geomecánica mina Andaychagua

2.2.4.4. Resistencia de la roca

A. Resistencia de la roca intacta.

Uno de los parámetros más importantes para evaluar el comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Para la presente evaluación se ha tomado en cuenta toda la información obtenida de los distintos ensayos realizados en los estudios geomecánicos de los años 2010 y 2014 antes mencionados. Además de los ensayos de laboratorio realizados, durante los trabajos de campo el personal de Andaychagua llevó a cabo ensayos de golpes con el martillo de geólogo según normas ISRM, efectuados durante el mapeo geotécnico de afloramientos rocosos y el logueo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas. Los resultados de estos ensayos están consignados directamente en los formatos de registro utilizados en estos trabajos. Estos ensayos que se realizan constantemente como parte de los trabajos confirma constantemente la resistencia que se tiene tanto en la zona mineralizada como en las filitas.



Hay que tener presente que cuando la roca es de mala calidad, es difícil en algunas situaciones conseguir muestras intactas para realizar ensayos, en ese sentido los ensayos por lo general se realizan en rocas de mejor calidad representando sus resultados superiores al promedio de la masa rocosa existente. En consecuencia, los resultados que se obtienen de los ensayos deben ser asociados a la calidad de la masa rocosa para realizar el ajuste correspondiente. Para el caso de la estimación de la resistencia compresiva uniaxial se realizaron ensayos de carga puntual y ensayos de compresión uniaxial los cuales están resumidos en las tabla 7,8 y 9.

A continuación resumimos en distintos cuadros los valores obtenidos de los distintos ensayos de mecánica de rocas realizados en evaluaciones previas.

Tabla 7. Resultados de ensayos de carga puntual (DRC, 210)

Sondaje	Bloque	Litología	σ_c (MPa)
Geotec-01	-	Filita	27.6
Geotec-02	-	Volcánico	123.9

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Cabe indicar que los valores obtenidos en la tabla 7. Corresponde en parte a filitas ligeramente silicificadas ubicadas encima del área en evaluación y los volcánicos corresponden a la parte alta. El resultado de la filita nos da una señal de que en general la resistencia de la filita es baja en todos los niveles donde se encuentra. Los resultados de la tabla 8. Corresponden al Nivel 1050.

También se realizaron ensayos de compresión triaxial, los cuales además de determinar la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta, también reporta valores de la constante “mi” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002-2006) y los parámetros de resistencia al corte de Mohr Coulomb: cohesión y ángulo de fricción, todos estos parámetros correspondientes a la roca intacta. En la tabla 10 se indican estos resultados obtenidos.

Tabla 8. Resultado de ensayos de carga puntual (SVS, 2014)

Sondaje	Litología	Is ₅₀ max (MPa)	Is ₅₀ min (MPa)	Is ₅₀ med (MPa)	σ_c prom (MPa)	Cantidad
EG-4, EG-7, EG-8, DDH-12-U-AN-001	Filita negra	4.33	1.29	2.11	50.64	6
EG-6, DDH-12-U-AN-002	Filita argilizada	4.95	0.47	1.63	39.12	8
AN-45-950-10, AN-31-950-10, AN-146-1050-10	Filita con mineral	7.27	1.05	3.03	72.72	12
EG-2, EG-5, EG-13	Brecha	4.28	0.81	2.35	56.40	10
EG-9, EG-11, AN-60-1050-10, AN-146-1050-10	Mineral	9.94	1.35	3.31	79.44	14

EG-10, EG-12	Volcánico alterado	2.30	0.82	1.51	36.24	7
--------------	--------------------	------	------	------	-------	---

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Tabla 9. Resultado de ensayo de compresión uniaxial (SVS, 2014)

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	UCS (MPa)
DDH-12-U-AN-001	182.15-182.29	Filitas negras con vetillas de cuarzo	22.27
AN-45-950-10	122.50-122.70	Filita con alteración argílica moderada	15.79
DDH-12-U-AN-001	249.90-250.07	Volcánico moder. cloritizado	88.86
DDH-12-U-AN-001	272.32-272.50	Brecha en filitas con alt. Argílica moderada	21.58

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Tabla 10. Resultados de los ensayos de compresión triaxial (DCR, 210)

Sondaje	Litología	“mi“	σ_c (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción (°)
Geotec-01	Filita	14.47	81	15.72	48.23
Geotec-02	Filita	22.16	47	11.53	46.84
Geotec-01	Volcánico	18.06	161	28.97	51.26

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Hay que indicar que para el caso de la roca filita, los resultados corresponden a tramos de roca de filita silicificada que nos pueden servir de referencia para el caso de la filita común que se tiene en la zona baja de la veta Andaychagua.

Además, para la roca intacta se realizaron en dos oportunidades ensayos de propiedades físicas, los resultados de éstos se presentan en los anexos de los informes de los estudios geomecánicos previos y un resumen en la tabla 11. En estos ensayos se obtuvieron como datos de salida la porosidad, la absorción y la densidad de las muestras de roca intacta.

Tabla 11. Resultado de los ensayos de propiedades físicas (CDR, 2010 - SVS, 2014)

Sondaje	Bloque / Profundidad (m)	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm ³)
Geotec-01	-	Volcánico	0.564	0.211	2.668
Geotec-01	-	Filita	0.532	0.192	2.763
Geotec-02	-	Filita	2.373	0.861	2.763
-	M-1	Mineral	1.857	0.542	3.529



AN-31-950-10	122.30- 22.45	Filita (argiliz)	1.23	0.440	2.780
DDH-12-U- AN-001	249.90- 50.07	Volcánico	1.73	0.610	2.830

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Los resultados de los ensayos de laboratorio sobre roca intacta para el caso de filitas corresponden mayormente a filitas moderadamente silicificadas.

Para el caso de las filitas negras, los ensayos se realizaron en tramos donde la calidad es mejor, en ese sentido los valores obtenidos reflejarán resultados optimistas por lo que los valores obtenidos deben ser tratados cautelosamente.

De modo similar, para el caso de la roca mineral, también se ha realizado los ensayos en tramos de mejor calidad.

B. Resistencia de las discontinuidades

Desde el punto de vista de la estabilidad controlada por las discontinuidades estructurales, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla.

La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros fueron tomados de informes previos de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas realizados en el año 2014. (DCR, 2014)

C. Resistencia de la masa rocosa

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (HOEK, y otros, 2002), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2013). En este caso se han considerado asumir los valores más representativos de calidad de la masa rocosa, resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta.

Tabla 12. Resultados de ensayos de corte directo en discontinuidades (SVS, 2014)

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Cohesión (kPa)	Angulo de fricción
DDH-12-U-AN-001	258.87- 259.00	Filitas negras con vetillas de cuarzo	102	25.5
AN-31-950-10	123.07- 123.20	Filita con alteración argílica moderada	92	24.8
DDH-U-AN-13-002	148.24- 148.52	Brecha	75	34.2

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Hay que precisar que la calidad de la masa rocosa está principalmente diferenciada según los dominios estructurales definidos, en ese sentido a partir de la tabla 6 las calidades definidas en las tres

secciones son similares cuando se tratan del mismo dominio. En el siguiente cuadro se resume las propiedades de resistencia de la masa rocosa para cada calidad de roca en las distintas litologías.

Tabla 13. *Propiedades de resistencia de la masa rocosa*

Litología	GSI*	σ_c MPa	γ (KN/m3)	" m_i "	m_{mr}	s_{mr}	E_{mr} MPa	C MPa	ϕ MPa	ν
Metavolcánico	55	50	28.0	20	2.683	0.0031	4703	2.393	36.88	0.24
Metavolcánico	45	40	28.0	20	1.717	0.0009	1972	1.836	31.44	0.26
Metavolcánico	35	30	28.0	20	1.099	0.0002	781	1.347	25.70	0.28
Metavolcánico	25	20	28.0	20	0.703	0.0001	310	0.900	19.68	0.30
Mineral	45	30	35.0	15	1.287	0.0009	1664	1.488	26.93	0.27
Mineral	25	15	35.0	10	0.351	0.0001	262	0.594	13.78	0.30
Filita	55	30	27.0	10	1.341	0.0031	3527	1.689	26.27	0.25
Filita	45	25	27.0	10	0.858	0.0009	1541	1.284	21.73	0.27
Filita	35	17	27.0	10	0.549	0.0002	553	0.879	16.44	0.29
Filita	25	10	27.0	10	0.351	0.0001	194	0.538	11.44	0.31

Nota: (*) $GSI = RMR_{89} - 5$

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Donde:

GSI: Índice geológico de resistencia

σ_c : Resistencia a la compresión simple de la roca

γ : Densidad del macizo rocoso

m_i : Constante de Hoek-Brown

m_{mr} : Constante de Hoek-Brown de la roca intacta

s_{mr} : Constante de Hoek-Brown de la roca intacta

E_{mr} : Módulo de deformación in-situ

C: Cohesión

ϕ : Resistencia a la compresión triaxial.

ν : Coeficiente de Poison

En todos los casos para la estimación de estos valores se ha asumido un factor de perturbación de 0.4 por efecto de daño de la voladura, lo que indica un grado intermedio de afectación por este aspecto. Para el caso de la roca metavolcánica y el mineral de calidad Regular B, la profundidad considerada es de 750 m, para el resto de litologías, la profundidad es de 850 m (la profundidad aumenta hacia el SW).

Para los modelamientos numéricos a realizarse, también se requiere conocer las propiedades de la losa de relleno cementado (concreto armado), para ello se deben considerar la utilización de los siguientes criterios y parámetros:



Resistencia compresiva no confinada del concreto = $f'c$

Módulo de elasticidad = $15,000 (f'c)^{0.5}$ en kgf/cm^2

Resistencia no confinada del concreto = 16 MPa

Resistencia a la tensión = $0.1 f'c$

Cohesión = $0.24 f'c$

Angulo de fricción = 35° a 40° .

Estos criterios están basados en el RNE (Reglamento Nacional de Edificaciones) y también en las publicaciones de Pakalnis et al UBC Abril 2015.

El criterio de falla utilizado para la losa en los modelamientos numéricos es el de Mohr Coulomb y para establecer el parámetro ángulo de dilatación se considera un valor de $2/3$ del ángulo de fricción.

2.2.4.5. Condiciones de agua subterránea

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Uno de los problemas principales de Mina Andaychagua es la presencia del agua, que conjuntamente con la roca de calidad mala del mineral y las cajas, complican las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

Se puede observar en el trabajo día a día la presencia importante de agua subterránea, en los tres niveles inferiores se observan condiciones húmedas, goteo y goteo intenso con ligero flujo.

Hacia el lado SW de la veta Andaychagua se observa condiciones húmedas, en la parte central se observa condiciones de goteo y hacia el extremo NE se observa goteo intenso a ligero flujo. Se puede inferir que el agua viaja a través de la falla Andaychagua de NE a SW por las observaciones de campo.

2.2.4.6. Esfuerzos in-situ

La veta Andaychagua cruza transversalmente a la quebrada del mismo nombre, por esta razón, si consideramos la sección longitudinal, la parte central de la veta está ubicada alineada con el fondo de la quebrada (río Andaychagua) y los lados NE y SW están alineados con las laderas de la quebrada. La profundidad promedio de las áreas de minado ubicadas en la parte central de la veta es de alrededor de 850 hasta el Nv. 1250. Debido a esta profundidad se anticipa que los esfuerzos serán de magnitudes moderadas a altas y que la influencia de estos en las excavaciones futuras, será un factor determinante a considerar para la estabilidad de las mismas.

Respecto a este tema, se indica que en el año 2013 se realizaron mediciones de esfuerzos in-situ con la empresa INGEROC PERU S.A.C. En ese entonces, la metodología utilizada fue la técnica del "overcoring". Los lugares donde fueron realizadas estas mediciones fueron en el Nivel 900 y en el Nivel 1100. En la tabla 14 se presenta la ubicación de los sitios de medición.



Tabla 14. Ubicación de los sitios de medición de esfuerzos in-situ

Sitio	Ubicación	Litología	Profundidad (m)	Azimut	Inclinac.
1	Nivel 900 Oeste, XC-04	Filita	600	63°	3°
2	Nivel 1100, Rampa 06	Volcánico	800	131°	4°
3	Nivel 900, XC-1225	Volcánico	600	127°	2°

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

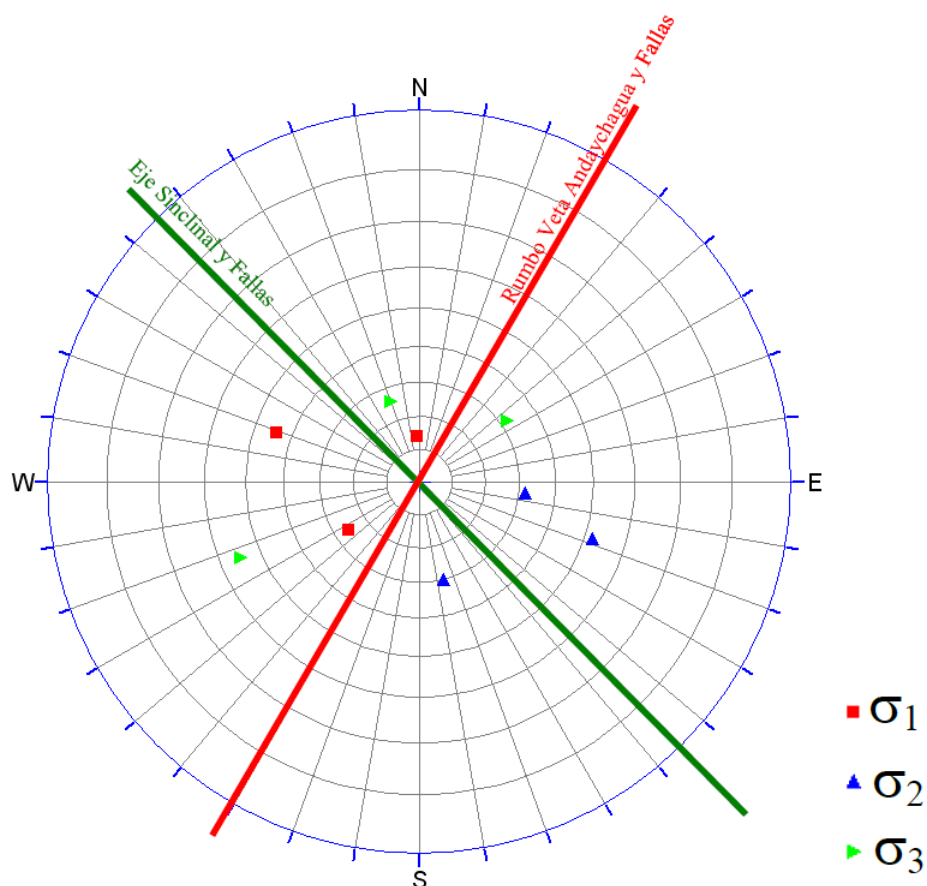
De los tres sitios de medición, los valores obtenidos no muestran correlación por lo que no se puede afirmar alguna tendencia de magnitudes de esfuerzos. En el siguiente cuadro se muestra los resultados obtenidos de cada sitio.

Tabla 15. Resultado se mediciones de esfuerzo in-situ

Sitio	Ensayo	σ_1 Mpa	Azimut	Inclinac.	σ_2 Mpa	Azimut	Inclinac.	σ_3 Mpa	Azimut	Inclinac.
1	1 y 2	10.02	109.30	43.50	8.56	346	29.80	4.30	235.50	31.80
2	1 y 2	35.12	56.70	26.00	16.51	288	51.70	13.51	160.40	25.90
3	1 y 2	30.93	177.80	13.80	29.50	276	31.90	22.36	67.50	54.50

Fuente: Departamento de geomecánica mina Andaychagua

Los valores obtenidos pueden dar una aproximación de los valores de esfuerzos a dichas profundidades y tipos de roca. Si bien los resultados en los tres sitios no muestran una tendencia del sentido y magnitud de esfuerzos, puede tenerse como referencia para interpolar algunos valores



Posibles de esfuerzos en otras profundidades. En la Figura 11 se muestra la representación estereográfica de los esfuerzos obtenidos en los distintos niveles de medición. Para un mejor análisis en este tema, se puede revisar el informe presentado por INGEROC PERU S.A.C. a Volcan Compañía Minera S.A.A. (Ingeroc Peru SAC., 2013)

2.2.5. Perforación y voladura en Mina Andaychagua

Se trabaja con una malla de taladros paralelos (corte cilíndrico), en que se utiliza barras de 3.6 m de longitud con broca de 51 mm para la perforación, para los taladros de alivio se utiliza rimadora de 102 mm, La cantidad de cartuchos está en función a la calidad del macizo rocoso, longitud y ubicación de los taladros. En las figuras 12, 13 y 14 se muestran los diseños de mallas de perforación que se aplican en la mina Andaychagua.

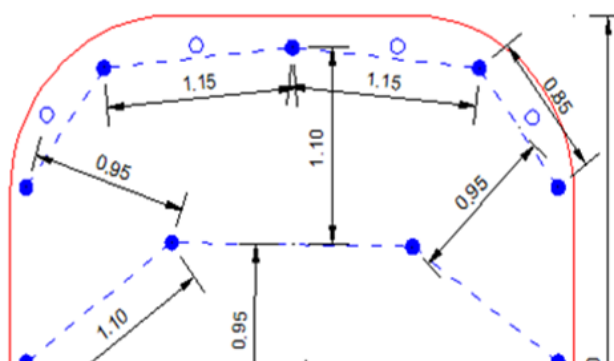


Figura 11. Representación estereográfica de los resultados de medición de esfuerzos in-situ

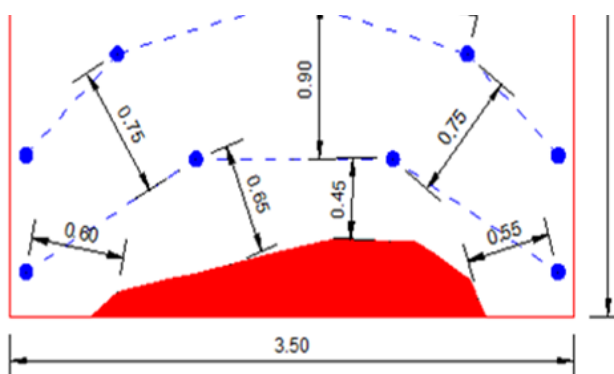


Figura 12. Diseño de malla de perforación 3.5m x4.0m, RMR 30-40

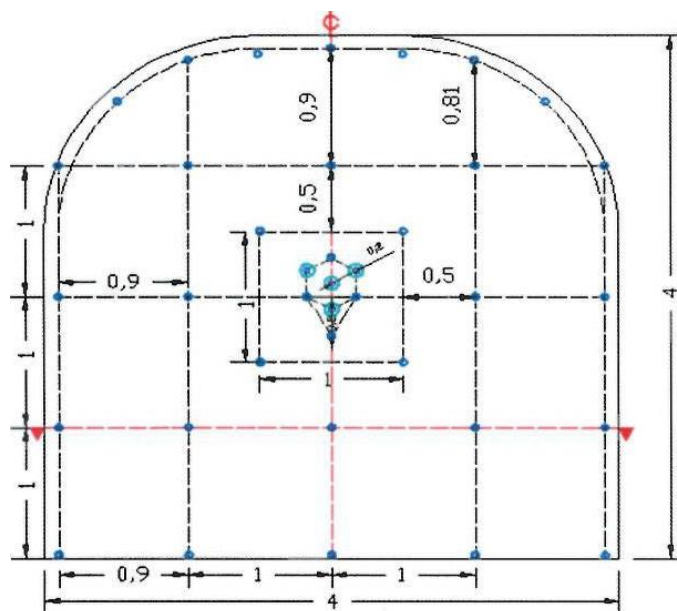


Figura 13. Diseño de malla de perforación 4.0mx 4.0m, RMR 20-30 (desmonte)

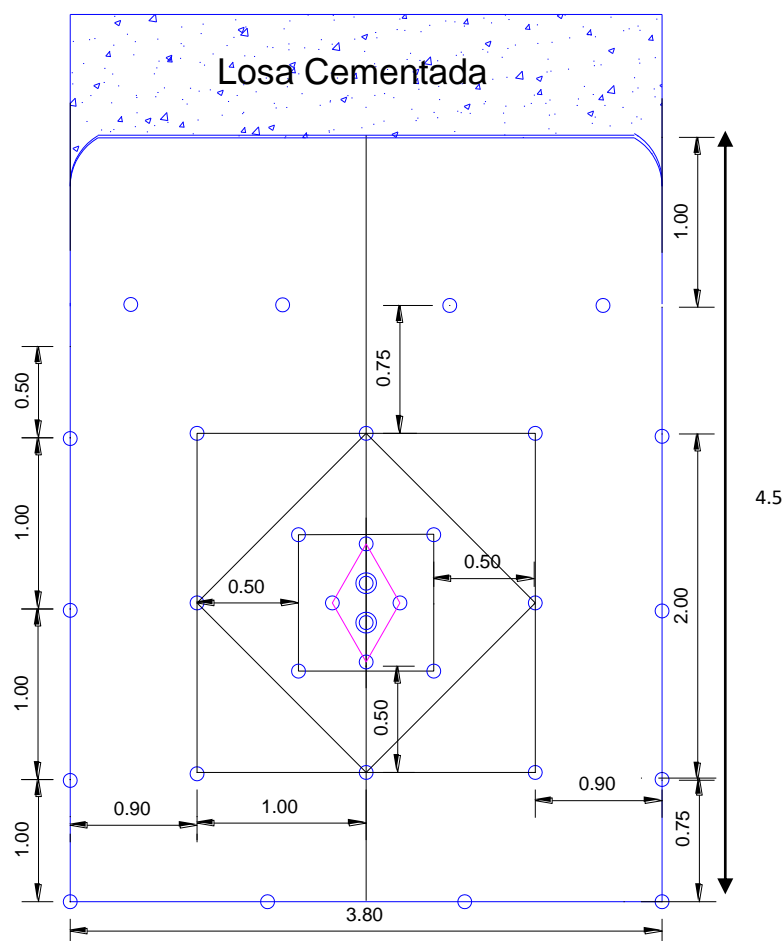


Figura 14. Diseño de malla de perforación 4.0m x4.5m, RMR 25-30 (UCF)

En la presente tesis el diseño de malla a usarse es la figura 14, para el método de explotación corte y relleno descendente cuyo nombre en inglés es “Under Cut And File” de ahí la abreviatura UCF.

La fórmula para el cálculo de taladros se muestra en las ecuaciones 2.1 (Protodiakonov) y 2.2, de igual manera en las tablas 16, 17 y 18 se muestran los diferentes rangos para el factor de resistencia, distancia entre taladros y el coeficiente de la roca de acuerdo a la dureza de roca.

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = K \times \sqrt{(F \cdot S)} \quad \text{Ecuación N}^{\circ} 2.1$$

Donde:

S: Área de sección (m²).

K: Coeficiente del valor de Φ del ángulo de fricción.

K= 2.00 para Φ alto

K= 2.70 para Φ bajo

F: Factor de resistencia.

$$N^{\circ} \text{ Tal.} = (P/dt) + (C \times S) \quad \text{Ecuación N}^{\circ} 2.2.$$

Donde:

P: Circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en m, que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{A} \times 4. \quad \text{Ecuación N}^{\circ} 2.3.$$

Dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de: 0.60 a 0.65

C: Coeficiente o factor de roca, usualmente de: 1.50

S: Dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre).

Tabla 16. Factor de resistencia de acuerdo a la dureza de roca

F	GRADO DE DUREZA	ROCAS
20	Muy dura	Calcita
15	Dura	Calcita silicificada
10-8	Semidura-suave	Granito, caliza
6-4	Muy suave	Caliza fracturada

Fuente: Manual de voladura de EXSA.

Tabla 17. Distancia entre taladros (m) de acuerdo a la dureza de roca

Dureza de la Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Fiable	0.70 a 0.75

Fuente: Manual de voladura de EXSA.

Tabla 18. *Coefficiente de la roca en (m) de acuerdo a la dureza de roca*

Dureza de la Roca	Coefficiente de la roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.5
Fiable	1.0

Fuente: Manual de voladura de EXSA.

2.2.6. Perforación actual de la veta Andaychagua

La perforación se realiza con jumbo electrohidráulico modelo Sandvik SD311 de un solo brazo, el cual puede realizar corte Horizontal como frente. Como se muestra en la figura 15

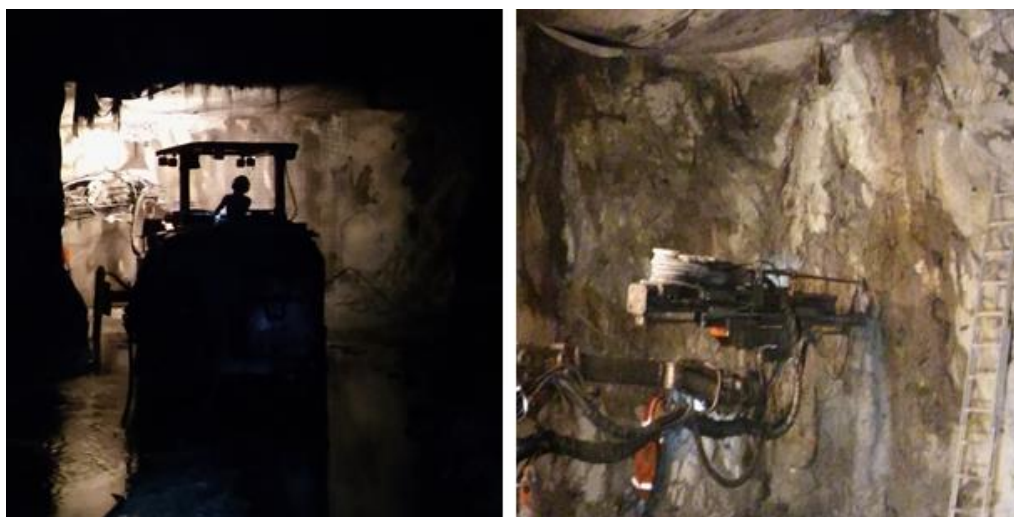


Figura 15. Perforación de frente con Jumbo electrohidráulico

2.2.6.1. Herramientas de perforación

Debido a los insumos de perforación que utiliza el Jumbo Sandvik el estudio se limita a barras, brocas y escariadores.

Brocas

La broca de perforación es la herramienta de corte generalmente, el inserto es de metal endurecido (carburo de tungsteno) que estará en contacto con el macizo rocoso a perforar. La elección del tipo de broca como del diámetro depende del tipo de maquinaria de perforación, de las características de la roca y del diámetro de los cartuchos del explosivo a introducir.

En función a los parámetros anteriores, para los trabajos de perforación se utilizan brocas de botones con diámetro (D) de 45 – 48 y 51 mm acopladas a la barrena por emboquille, el diámetro del acople de la broca denominado como diámetro de faldón (d) es de 30 mm.

La broca posee nueve botones los que son los instrumentos de corte, seis botones periféricos (N), y tres botones internos (M). Los agujeros (V) son cavidades por las que el agua fluye a su paso, enfría la barrena junto con la broca y a su vez ayuda para el barrido de detritos. Las ranuras (S) son espacios por donde los detritos de perforación pueden fluir para su evacuación, las dimensiones y especificaciones se muestran en la figura 16 y en la figura 17 se observa la broca usada en la mina Andaychagua.

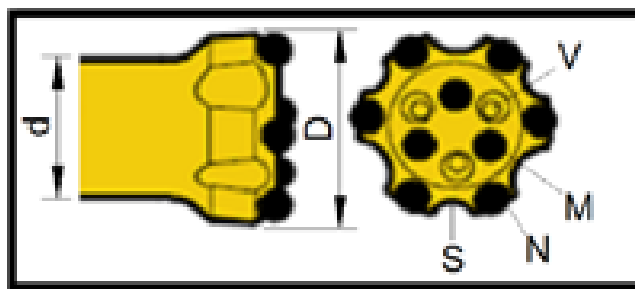


Figura 16. Dimensiones y especificaciones de una broca



Figura 17. Broca de 51 mm

Barrenas

Son barras de acero especial de mayor dureza que la roca. Transmiten el golpe, presión y/o rotación al terreno produciéndose la trituración de la roca de acuerdo al diámetro del extremo cortante o rompiente. El acero de las barras debe de cumplir con una alta resistencia a la fatiga, alta resistencia a la flexión, alta resistencia al desgaste en roscas y culatas.



Figura 18. Barrenos

El metal duro (carburo cementado) es una mezcla de carburo de tungsteno y cobalto (88 a 84% y 6 a 12% respectivamente) sinterizados. El carburo de tungsteno imparte la dureza y la resistencia al desgaste mientras que el cobalto dará la tenacidad.

Escariadores

Para el escariado se emplea una broca de botones de carburo de tungsteno, con un diámetro de 102 mm, este escariador va acoplado de forma roscada a la barra de perforación del brazo del jumbo. La función de los taladros ensanchados es servir como una superficie libre para el desfogue en las voladuras.



Figura 19. Broca de 102 mm

2.2.6.2. Número de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, de la sección de la galería, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y con esto aumentar o disminuir el número de taladros.

El número total de taladros que se perfora en el tajo son mínimo 30, esta cantidad está en dependencia de la ubicación del avance, ya que en partes donde la roca es más competente se añaden de 3 a 4 taladros a la malla de perforación. Se utilizó la ecuación 2.1.

2.2.6.3. Diagrama de perforación

El diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta diferentes alternativas, en función a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, en la mina ANDAYCHAGUA tienen un diagrama empírico dado por los perforistas y su extensa experiencia en trabajos con jumbos perforadores en túneles, así el diseño de la malla de perforación se acopla a los requerimientos del macizo rocoso.

Tabla 19. Trazos de arranque para túneles (cilíndrico)

Barreno cargado o de producción	●
Barreno de alivio sin carga explosiva	○

Fuente: Manual técnico de perforación y voladura EXSA

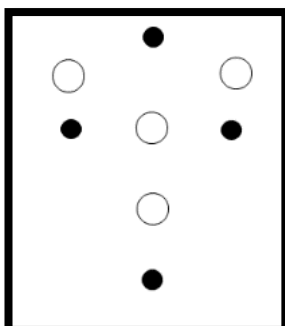


Figura 20. Arranque corte cilíndrico Hexagonal

2.2.7. Sustancias Explosivas

El término “explosivo” alcanza un rango muy amplio de químicos. Un explosivo es un compuesto químico o una mezcla de compuestos químicos a los cuales cuando se les da un estímulo correcto (o incorrecto) ellos sufren una reacción química violenta exotérmica.

La definición anterior abarca los explosivos tradicionales (Tales como TNT, RDX, AN/FO), también como químicos industriales. Las propiedades explosivas del nitrato de amonio son muy bien demostradas en una serie de explosivos catastróficos. Hay una variedad de clasificaciones de las sustancias explosivas.

Un explosivo puede quemar o detonar de acuerdo al método de iniciación o la cantidad del material involucrado. De acuerdo a Tyalor si la masa de explosivo es pequeña, la iniciación térmica usualmente lleva quemado. Sin embargo si la masa excede un valor crítico es posible que el quemado alcance a ser tan rápido que la onda de choque se propaga y la detonación ocurre. La masa crítica depende del tipo de explosivo. (Ames Lara, 2004)

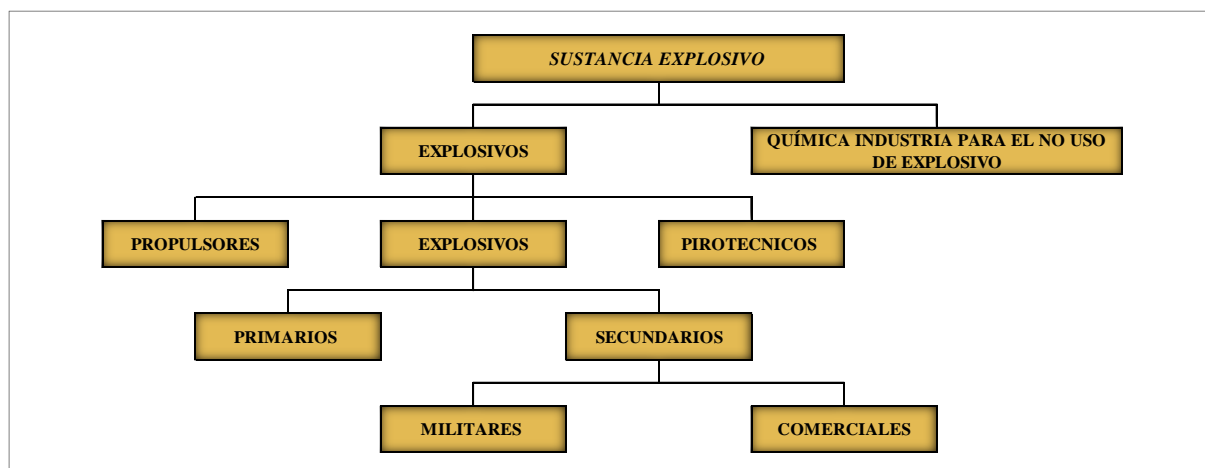


Figura 21. Tipos de sustancias explosivas

2.2.7.1. Tipos de explosivos industriales

Los explosivos químicos se clasifican en dos grandes grupos según la velocidad su onda de choque. (Ames Lara, 2004)

- a. Explosivos rápidos y detonantes. Con velocidad entre 2000 y 7000 m/s, y
- b. Explosivos lentos y deflagrantes. Con menos de 200 m/s.



Los deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos de pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería.

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación. Los primarios por su alta energía y sensibilidad se empujan, se empujan como iniciadores para detonar a los secundarios. Entre ellos podemos mencionar a los compuestos usados como detonadores y multiplicadores. Los secundarios son los que se aplican al arranque de rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil, estos compuestos son mezclas sustancias explosivas o no, cuya razón de ser estriba en el menor precio de fabricación, en el menor balance de oxígeno obtenido, y las características y propiedades, que confieren los integrantes a la mezcla en lo relativo a la sensibilidad, densidad, potencia resistencia al agua, etc.

A. Explosivos Rápidos y detonantes

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación; los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios; estos son los que efectúan el arranque y rotura de las rocas y aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil. Estos explosivos tienen velocidades entre 2000 y 7000 m/s. (Ames Lara, 2004).

B. Explosivos lentos y deflagrantes

Los explosivos deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetería, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería Civil; es importante mencionar que el único uso es la pólvora que es utilizada para el núcleo de la mecha de seguridad. Estos explosivos tienen velocidades menores a 2000m/s. (Ames Lara, 2004)

2.2.7.2. Característica ambientales de los Explosivos

Los parámetros para la elección del explosivo son dos (Lopez Jimeno, y otros):

- Debe ser capaz de funcionar segura y confiablemente en las condiciones ambientales donde se va a usar.
- Debe ser el más económico pero produciendo los resultados finales deseados.
- Las características ambientales que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

A. Sensibilidad

Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido, variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente (Lopez Jimeno, y otros) :

Las dinamitas son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8 o a cordón detonante.

Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N° 8, necesita detonador (booster).

Por otro lado la sensibilidad también puede ser definida como una medida de la habilidad del explosivo para propagar la reacción de cartucho a cartucho, asumiendo que el diámetro es superior al crítico. Se puede expresar cómo la distancia máxima de separación (en centímetros) entre



un cartucho cebado (iniciador) y uno sin cebar (receptor), donde la transferencia de la detonación ocurrirá.

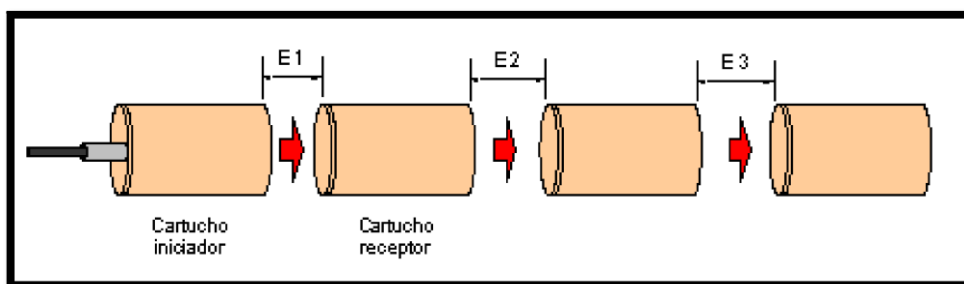


Figura 22. Sensibilidad entre cartuchos

B. Resistencia al agua

Es la propiedad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa (Lopez Jimeno, y otros).

Interna: Es la resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo. Como ejemplo algunas emulsiones e hidrogeles pueden ser bombeados directamente al barreno lleno de agua; estos desplazan el agua hacia arriba pero no se mezclan y no muestran deterioro si se disparan dentro de un tiempo razonable.

Externa: Es la resistencia que se da por el empaque o cartucho dentro del que se coloca el material. Como ejemplo se puede mencionar al ANFO, no tiene resistencia al agua interna, sin embargo, si se coloca dentro de una manga de plástico o un cartucho en el barreno, puede mantenerse seco y se desempeñará sin problema.

Se concluye que es la capacidad del explosivo de resistir la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. En la tabla 20 se muestra la resistencia al agua de los explosivos que se usan en mina Andaychagua.

Tabla 20. Resistencia al agua

Tipo de explosivo	Densidad g/cm ³	Resistencia al agua
Emulnor 3000 1 ¼" x 12"	1.14	Excelente
Emulnor 1000 1 ¼" x 12"	1.13	Excelente
Famecorte-E	1.10	Buena

Fuente: Elaboración propia

C. Humos

La detonación de todo explosivo produce vapor de agua, nitrógeno, dióxido de carbono, y eventualmente, sólidos y líquidos. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son los gases principales que se consideran en la catalogación de gases tóxicos. Al conjunto de todos esos productos resultantes se los designa como humos (Lopez Jimeno, y otros), en la tabla 21 se muestran los límites máximos permisibles de gases en mina.

D. Flamabilidad

Es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Existen explosivos que explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan. La flamabilidad es muy importante desde el punto de vista de Seguridad Minera para el almacenamiento, transportación y uso (Ames Lara, 2004).

Tabla 21. Límites máximos permisibles (LMP) de los gases en mina

Gas	En PPM	LMP (%)
O ₂	-	19.5 % Mínimo
CO	25	0.00025%
NO _x	5	0.0005%
CO ₂	5000	0.5%
SO ₂	5	0.0005%
H ₂ S	10	0.001%
CH ₄	5000	0.5%
H ₂	5000	0.5%
Aldehidos	5	0.0005%

Fuente: DS. 023-2017-EM

E. Resistencia a la temperatura

El desempeño de los explosivos puede ser afectado si se almacenan bajo temperaturas extremas, arriba de los 32.2°C muchos compuestos se descomponen lentamente con desprendimientos de gases, aumentando poco a poco hasta que se produce una deflagración; mientras que con una temperatura inferior a 8°C los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse (Lopez Jimeno, y otros).

2.2.7.3. Características de desempeño de los explosivos

Estas características están en función de las condiciones ambientales en el que se desarrolle el proyecto ya que en su dependencia se pueden eliminar el uso de ciertos tipos de explosivos.

Las características de desempeño que se deben tener en cuenta para la selección de un explosivo son las siguientes:

A. Sensitividad

Es la cantidad de energía mínima necesaria para la iniciación. Es llamada como el requerimiento mínimo de cebo y es expresada en potencia al fulminante número 6. Muchos factores afectan y disminuyen la sensitividad como el agua en el barreno, diámetro inadecuado de carga, temperaturas bajas, etc.

B. Velocidad de detonación

Es la velocidad a la cual la onda de detonación viaja a través de la columna del explosivo, debe ser una consideración importante para aplicaciones de explosivos no confinados; como en plasteos y corte de miembros estructurales. Además, es una variable muy significativa en el uso de explosivos en barrenos



para determinar la presión de detonación en los mismos, usualmente es medida en kbares (kb=14, 454 psi). Esta presión es importante ya que está relacionada con el nivel de esfuerzo del material de la voladura, es un factor que influye en la fragmentación y también en el cebado para una iniciación efectiva y confiable.

$$VOD = S + W \quad \text{Ecuación N° 2.4}$$

Donde:

VOD: Velocidad de detonación

S : Velocidad de sonido

W : Velocidad de partículas (productos).

C. Presión de detonación

Konya (2000) indica que es la presión que existe en el plano “CJ” detrás del frente de detonación, en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad y su valor se expresa en Kilobares (Kbar).

Es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo y puede ser determinada con la siguiente ecuación:

$$PD = \frac{\rho e * (VOD)^2 * 10^{-5}}{4} \quad \text{Ecuación N° 2.5}$$

Donde:

PD : Presión de detonación (Kbar).

pe : Densidad del explosivo (gr/cc).

VOD : Velocidad de detonación (m/s).

Dentro de la teoría termo hidrodinámica, la ecuación 2.4 es totalmente teórica por lo que no se conoce la velocidad real del explosivo dentro de un taladro, para ello hoy en día haciendo el uso de la tecnología se puede determinar la velocidad y por consiguiente la presión real del explosivo cuando este es detonado dentro de un taladro.

D. Densidad

Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo. En la tabla 20 se muestra las densidades de los explosivos usados en mina Andaychagua.

E. Potencia

(Ames Lara, 2004) Este término se refiere a la energía contenida en un explosivo, la cual es una medida de la fuerza que puede desarrollar para hacer trabajo útil. Es medida en base al peso y/o en base al volumen por algunos fabricantes de explosiva comparándola con la potencia teórica relativa del Semexsa (pri=100) usada satisfactoriamente para propósitos de diseño de voladuras.



Teóricamente la energía liberada en el taladro no representa el trabajo desarrollado, esta energía liberada varía de un tipo de explosivo a otro y para un mismo explosivo cambia en diámetros de taladros diferentes. En general, los rangos de potencia son una guía, no se puede comparar acertadamente la eficiencia de fragmentación de la roca con distintos explosivos y se puede decir, que los rangos de potencia son solamente una herramienta usada para identificar los resultados finales asociados a ellos un producto específico.

F. Cohesividad

Es la propiedad de un explosivo a mantener su forma original, hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente.

Cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada se debe utilizar un explosivo que no fluya hacia las grietas para que no se produzca una sobrecarga

2.2.7.4. Sistema de iniciación y encebado

Para que un explosivo pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa normalmente mediante los denominados “accesorios comunes de voladura”, que comprenden a los fulminantes eléctricos o detonadores, mecha de seguridad y mecha rápida, conectadores, retardadores, cordones detonantes, sistemas no eléctricos, cables, explosores e instrumentos de control como ohmímetros y otros.

La utilización de estos accesorios debidamente seleccionados y combinados para cada caso, da lugar a los procedimientos empleados para iniciar la detonación de una voladura, conocidos como métodos de iniciación o de encendido de explosivos, que usualmente se agrupan en:

A. Sistema elemental o convencional de mecha lenta fulminante –común.

(EXSA) Mejorado recientemente hasta cierto punto con el encendido previo de las mechas de cada taladro mediante la mecha rápida (igniter cord) y cápsulas conectadoras.

B. Sistema eléctrico convencional

Con detonadores instantáneos y de retardo estándares complementado con el sistema de alta resistencia a corrientes estáticas o extrañas y con los sistemas eléctricos especiales, como el Magnadet y los de explosores secuenciales electrónicos.

C. Sistemas no eléctricos

Los detonadores no eléctricos de retardo o detonadores de choque (shock), han sido desarrollados para operar a semejanza del sistema eléctrico pero sin sus riesgos, ya que en ellos la energía eléctrica y los alambres conductores han sido sustituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes de bajo gramaje, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. El más difundido es el sistema Nonel (non electric), y otros similares.

2.2.8. Criterios de selección de explosivo

La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura y, por consiguiente, de los resultados a obtener.



2.2.8.1. Precio del explosivo

Hay que elegir el explosivo más adecuado con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

No hay que olvidar que el objetivo de las voladuras es realizar el arranque con un costo mínimo, la perforación en rocas duras es una operación muy costosa se puede llegar a compensar con la utilización de explosivos de costos mínimos, pero más potentes, o cargas selectivas formadas por un explosivo denso y de alta energía en el fondo y otro menos denso y de energía media en la columna.

2.2.8.2. Diámetro de la carga

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía con el diámetro, hay que tomar en cuenta que con barrenos de diámetro inferior a 45 mm es preferible, a precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

2.2.8.3. Características de roca

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso son el grupo de variables más importante, no sólo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino por su interrelación con otras variables de diseño.

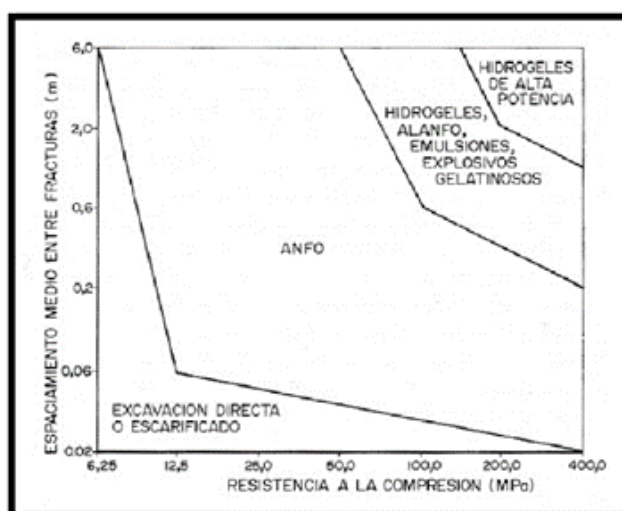


Figura 23. Selección de explosivos en función de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos (Brady y Brown, 1985).

2.2.8.4. Volumen de roca a volar

El volumen de la excavación a realizar y el ritmo del mismo, marca el consumo de explosivo a utilizar. En minas de gran envergadura hacen uso de explosivo a granel, debido a la reducción de costos por mano de obra.

2.2.8.5. Condiciones atmosféricas

Es importante considerar las condiciones atmosféricas en que se hará uso de los explosivos, ya que en temperaturas bajas los explosivos que contienen nitroglicerina se tienden a congelarse.

Las altas temperaturas también dan lugar a inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso, como es el caso de la denominada exudación.

2.2.8.6. Presencia de agua

Cuando hay presencia de agua en los taladros es recomendable usar explosivos encartuchados, ya que tienen mayor resistencia al agua.

2.2.8.7. Problemas de entorno

Este es otro factor importante para la selección del explosivo, ya que se tiene que tener en cuenta las vibraciones generadas en las zonas aledañas para no causar grandes daños al macizo rocoso.

2.2.8.8. Humos

Como se mencionó anteriormente la presencia de humos es inevitable en la voladura, por lo que la generación de gases debe tomar en cuenta en labores con poco flujo de ventilación como es el caso de mina Andaychagua.

2.2.8.9. Condiciones de seguridad

El grado de sensibilidad adecuada para la iniciación de un explosivo es de vital importancia, ya que pueden ocurrir diversos problemas (rotura de cordón detonante, mal atacado, falta de amarre, etc.) durante el carguío lo que conlleva a la no iniciación de una columna de explosivo o el frente completo y es necesario el empleo de maquinaria pesada: tractor oruga o excavadores, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Por lo que evaluar las condiciones de seguridad de un explosivo es necesario. Los hidrogeles y las emulsiones son recomendados ya que son insensibles a los golpes, fricciones y estímulos subsónicos.

2.2.8.10. Atmósferas explosivas

En excavaciones con atmosferas potencialmente inflamables con grisú o polvo, tanto en minas de carbón como en otras explotaciones metálicas e incluso en obras públicas, pueden dar lugar a grandes catástrofes si se producen explosiones secundarias.

Por ello, en esos proyectos es preciso efectuar un estudio de la atmósfera y entorno próximo a la voladura para tomar la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado. (Lopez Jimeno, y otros)

2.2.8.11. Problemas de suministro.

Por último hay que tener en cuenta las posibilidades reales de suministros en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios.

Asimismo, si se dispone de polvorines propios será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de algunos de los productos. (Lopez Jimeno, y otros)

2.2.9. Voladura de Rocas

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos energía de choque y energía de gas: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no.

Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. (EXSA, 2000)

2.2.10. Costos

Es el valor sacrificado o esfuerzo económico que se realiza para adquirir bienes, Toda empresa a la hora de producir su producto o servicio debe asumir ciertos costos que le tomará llevarlo a cabo. Normalmente estos costos dependerán de la materia prima que se utilice, la mano de obra que se necesite, el alquiler del local, el pago de impuestos y servicios como agua, electricidad, teléfono, entre otros. Ejm: sueldos, materiales, etc. Es básicamente un concepto económico, que influye en el resultado de la empresa. (Fredy Ponce R. Costos de Perforación y Voladura de Rocas (Instituto de Capacitación Minera)

2.3. Definición de termino (Marco conceptual)

Accesorio de voladura. Agentes no explosivos que se usa para iniciar la voladura.

Agente explosivo. Consiste de nitratos inorgánicos y combustible de carbón, estos son insensibles, por lo que se debe usar un explosivo para la su iniciación.

Discontinuidades. Pequeñas fracturas presentes en el macizo rocoso.

Explosivo. Sustancia química que por causas externar generan gases, liberando calor y presión.

Fallas. Grieta en la corteza terrestre que es generada por el desplazamiento de las rocas

Famecorte-E. Explosivo de bajo poder rompedor, usado para voladura controlada

Frente. Es el tope del área a perforar.

Iniciación. Acción de activar la detonación del explosivo.

Malla de perforación. Diseño que se realiza para hacer los agujero en el frente de la labor.

Mineral. Roca con contenido metálico de alto valor económico.



Perforación. Es la acción y efecto de agujerar la roca para posteriormente almacenar el explosivo.

Planeamiento. Elaborar un plan

Taladros de alivio. Agujeros en el que no se almacenan explosivo (se queda vacío).

Taladros. Es el agujero en el que se almacena el explosivo.

Veta. Estructura mineralizada

Voladura. Proceso de iniciación del explosivo para lograr el fracturamiento de la roca.

Voladura controlada. Uso de un explosivo de menor densidad en la periferia del frente.



CAPITULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1 Definición de Variables

3.1.1 Variables independientes

La variable independiente es:

- Aplicación de famecorte-E

3.1.2 Variable dependiente

La variable dependiente es:

- Reducción de costos en el Tajo 400 Acceso 123E, Andaychagua 2016.

3.2. Operacionalización de variables

En el siguiente cuadro se indica las variables independientes y dependientes con sus respectivos indicadores e índices.

Tabla 22. Operacionalización de variables

VARIABLE	INDICADORES	INDICE
1. Variable independiente. Aplicación de famecorte-E	1.1. Parámetros técnicos del explosivo	
	1.1.1. Densidad del explosivo	g/cm ³
	1.1.2. Velocidad de detonación	m/s
	1.1.3. Potencia relativa en peso	%
	1.1.4. Potencia relativa en volumen	%
	1.2. Accesorios	
	1.2.1. Cordón detonante	m
	1.2.2. Fanel	Pza
	1.2.3. Carmex	Pza
2. Variable dependiente Reducción de costos en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016	1.3. Minado	
	1.3.1. Eficiencia de perforación	%
	1.3.2. Producción	T
	2.1. parámetro económicos	
	2.1.1. costos de perforación	\$/m
	2.1.2. costos de explosivos	\$/kg
2.1.3. costos de minado	\$/m	
2.2. dilución		
2.2.1. sobre dilución	%	

Fuente: (Elaboración propia)



3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1 Hipótesis general

La utilización de famecorte-E, reduce considerablemente los costos en el Tajo 400 Ac 123E, Andaychagua 2016

3.3.2 Hipótesis específicas

- a) El rendimiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura reducen los costos en el Tajo 400 Ac 123E, Andaychagua 2016.
- b) El uso de famecorte-E y el diseño adecuado de la malla de perforación reduce la dilución en el tajo 400 Ac 123E, Andaychagua 2016.
- c) El contraste del rendimiento y el consumo de explosivos entre la voladura tradicional y la voladura Controlada con Famecorte-E indica una diferencia significativa en la voladura y costos en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016.

3.4 Tipo y diseño de la investigación

El tipo de investigación es de tipo descriptivo explicativo y del nivel aplicativo.

Conforme a los propósitos y naturaleza del estudio, la investigación correspondiente es una investigación aplicada ya que persigue fines de aplicación directa en una realidad objetiva.

Por el grado de profundidad de la investigación que está relacionado directamente con la problemática que fue planteada, corresponde al tipo explicativo y aplicativo al describir un fenómeno que se va a inferir, donde interviene la imaginación intelectual, corresponde a un nivel simple, donde se hace un diagnóstico, se compara y se explica las causas y efectos. En la presente investigación, se utilizará el Método Científico como método general: donde se aplica un conjunto de técnicas y procedimientos que permiten alcanzar el objetivo.

Según Kerlinger y otros (2002), describen que el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica.

El Método Descriptivo correlacional, es aplicado por corresponder a un proceso lógico, sistemático para determinar la incógnita. Así mismo, se hará uso del método observacional, descriptivo, aplicativo, y comparativo.

Su diseño obedece a un esquema bajo el cual se recoge la información requerida, se comprueba las hipótesis y se alcanzan los objetivos de la investigación.

3.5 Población y muestra

La población materia de estudio son las labores de preparación, desarrollo, explotación y exploración (Rampa, By Pass, acceso, crucero, sub nivel y tajo), tanto en la zona alta y baja de la Unidad Minera Andaychagua de la Compañía Minera Volcan S.A.



El universo muestral estará representado por el Tj-400 Ac-123E que se encuentra en el Nv.1200 de la veta Andaychagua de la Cia Minera Volcan.

3.6 Procedimiento de la investigación

Los procedimientos tomados en cuenta para la determinación de la reducción de costos con la estandarización de distribución de carga con Famecorte-E zona Baja, Cia minera Volcan se detalla a continuación:

- Se recopiló información bibliográfica, información en revistas, e información virtual utilizando el internet como medio para obtener información acerca del famecorte-E, especificaciones técnicas, costos y rentabilidad.
- En la Mina Andaychagua se hizo el reconocimiento de la veta Andaychagua con el objetivo de identificar las operaciones unitarias como son: perforación, voladura, limpieza, acarreo, transporte y ventilación. Revisar los servicios auxiliares, asimismo se considerara la velocidad del aire y el % de humos que genera este explosivo. etc.
- Se seleccionó el explosivo en base a la evaluación técnica hecha por el área de operación (compañía y contrata).
- Para obtener resultados lo más fiables posibles, se hizo el seguimiento continuo al ciclo de perforación y voladura.
- La toma de datos se realizó in situ, para el Famecorte-E.
- Una vez obtenidos los datos necesarios, el paso siguiente fue el procesamiento de toda la data, mediante el uso de programas (Excel – tabla dinámica).
- Una vez procesada toda la información, se obtuvo los parámetros para determinar los objetivos como el avance (m /disp.) y el costo de voladura.
- Con estos parámetros se realizó el análisis de rentabilidad del explosivo y se obtienen las conclusiones.
- En base a las conclusiones obtenidas de dicho análisis, se decidió proponer el uso de este explosivo en la zona alta Reccuay (Nv.470) y profundización (Nv. 1200), que presentan características geo mecánicas similares al de zona baja (Nv.1200) Tajo 400 acceso 123E.



CAPÍTULO IV RESULTADOS

4.1. Descripción de resultados

4.1.1. Diseño y selección de la malla de perforación con la aplicación de famecorte E

4.1.2. Diseño y selección de malla

Para el diseño y selección de malla se tomó en cuenta el tipo de roca en el que se aplicó, por lo tanto estamos tomando un tipo de roca mala filita de RMR 30-40, parámetro demostrado en la sección 2.2.4.2. Tabla 5.

A. Determinación de las variables independientes.

- **Diámetro del taladro.**

El diámetro de taladro depende de la broca, que puede seleccionarse desde 51 mm a 102 mm según su aplicación. En la mina Andaychagua la perforación efectiva es de 3.3 m,

Para los cálculos se realizó con las dimensiones de brocas existentes que es de 51 mm. Taladros de producción y 102 mm para los taladros rimados. La selección del diámetro de broca es debido al tipo de roca presente.

Teóricamente según la ecuación 4.1 la elección de diámetro de taladro depende de la longitud a perforar por lo que se determina de la siguiente manera.

$$\emptyset = (H/4) \qquad \text{Ecuación N}^\circ 4.1$$

Donde:

H: altura de banco (m)

Reemplazando:

$$\emptyset = (3.6/4)$$

$$\emptyset = 0.9 \text{ pulg}$$

$$\emptyset = 22.86 \text{ mm}$$

Pero debido al terreno que es completamente fracturado y fallado se toma diámetros más grandes (51 mm y 102 mm, para el taladro de producción y alivio respectivamente) de acuerdo a la siguiente formula y a las pruebas realizadas in-situ.

$$\emptyset_{max} = (15 * H) \qquad \text{Ecuación N}^\circ 4.2$$

Donde:

\emptyset_{max} : Diámetro máximo de taladro (mm)

H: Altura (m)

Reemplazando:

$$\emptyset_{max} = (15 * 3.6)$$

$$\emptyset_{max} = 54 \text{ mm}$$

- **Presión de detonación del explosivo**

La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura, esta puede asumir valores desde los 30 Kbar a 125 Kbar.

El libro de Manual de Perforación y Voladura de EXSA señala la ecuación 4.2 para establecer el valor de la presión de detonación del explosivo.

$$PD = \rho e * \frac{(VOD)^2}{4} * 10^{-5} \quad \text{Ecuación 4.3}$$

Donde:

PD : Presión de detonación kbar

ρe : Densidad del explosivo g/cm^3

VOD : Velocidad de detonación del explosivo m/s

Haciendo uso de la ecuación 4.1 determinamos la presión de detonación del famecorte-E

$$PD = 1.10 * \frac{(4200)^2}{4} * 10^{-5}$$

$$PD = 48.51 \text{ kbar}$$

- **Factor de carguío**

El factor de carga está en función de volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro.

El llenado de la longitud del taladro sin dejar espacios vacíos, y pueda estar compactado el explosivo va a dar como resultado la densidad de carguío a 1, como es el caso. $FC \leq 1$, en la siguiente figura se muestra el taladro cargado.

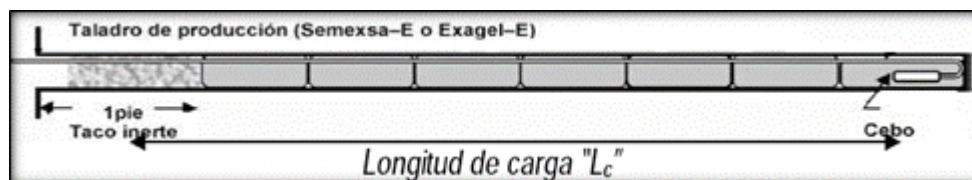


Figura 24. Taladro cargado con explosivo

- **Presión de explosión**

Es la presión de los gases producidos por la detonación, cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del explosivo antes de cualquier expansión. Nuevamente dentro de una primera aproximación muy aceptada, se puede considerar que la presión de explosión es igual al 50 % de la presión de detonación. (EXSA)

Dicho de otro modo, “la presión termo-química” o presión máxima disponible para trabajo (PE) equivale a la mitad de la presión de detonación (PD), o sea:

$$PE = \rho e * \frac{(VOD)^2}{8} * 10^{-5} \quad \text{Ecuación 4.4}$$

De la ecuación 4.2 se tiene la presión de explosión para el famecorte-E

$$PE = 1.10 * \frac{(4200)^2}{8} * 10^{-5}$$

$$PE = 24.26 \text{ kbar}$$

- **Presión de Taladro o de trabajo**

Es la presión que ejercen los gases sobre las paredes de taladro antes de iniciarse la deformación de la roca.

$$PT = PE * dc^{2.5} \quad \text{Ecuación 4.5}$$

Donde:

dc: Densidad de carguío

PE: Presión de explosión

Reemplazamos en la ecuación 6

$$PT = 24.26 * 0.99^{2.5}$$

$$PT = 23.66 \text{ Kbar}$$

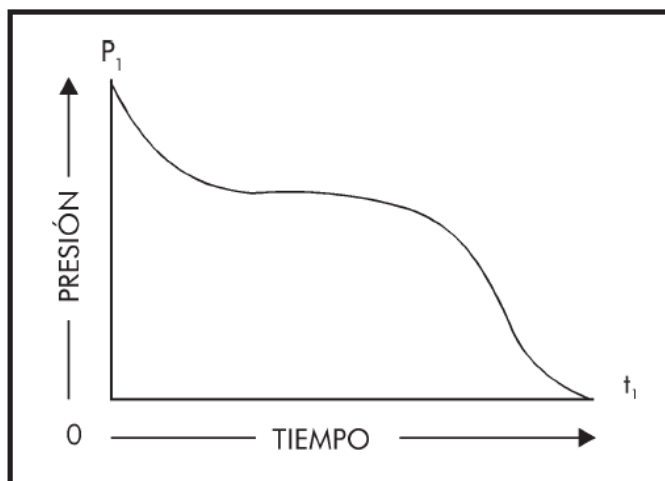


Figura 25. Diagrama de punto de quiebre de presión vs el tiempo

- **Acoplamiento del explosivo**

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo “e” y diámetro del taladro “tal”.

El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca. El desacoplamiento tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo, ya que la presión de taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento. Esta condición puede incluso ocasionar que los gases liberados por la explosión se aceleren más rápidamente que la onda de detonación en la columna de carga, acumulándola al descomponer al explosivo por el fenómeno denominado “efecto canal” o presión de muerte (Dead pressing). (EXSA)

- **Espaciamiento**

$$E = \phi_t * \frac{(ptd+RT)}{RT} \quad \text{Ecuación N° 4.6}$$

Donde: ϕ_t : Diámetro del taladro (mm)***pdt***: Presión dentro del taladro (MPa)***RT***: Resistencia a la tracción de la roca (MPa)

$$pdt = Pt * (Cr)^{2.4} \quad \text{Ecuación N° 4.7}$$

Donde:***Pt***: Presión del taladro (Mpa)***Cr***: Relación de acoplamiento

$$Cr = (C)^{\frac{1}{2}} * (\phi_e / \phi_t) \quad \text{Ecuación N° 4.8}$$

Donde:***C***: Porcentaje del taladro cargado con explosivo (%) ϕ_e : Diámetro del explosivo (mm) ϕ_t : Diámetro del taladro (mm)

Reemplazando en la ecuación 4.7

$$Cr = (91)^{\frac{1}{2}} * (17.5/51)$$

$$Cr = 3.27$$

Ahora en la ecuación 4.6

$$pdt = 23.66 * (3.27)^{2.4}$$

$$pdt = 406.21 \text{ Mpa}$$

Ahora en la ecuación 4.5

$$E = 51 * \frac{(406.21 + 47)}{47}$$

$$E = 491.78 \text{ mm}$$

$$E = 0.49 \text{ m}$$

- **Longitud del taladro**

Este parámetro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno ***L_b*** y la eficiencia de perforación ***E***.

$$L_{tal} = L_b + E \quad \text{Ecuación N° 4.9}$$

Donde:

L_b: Longitud de la barra***E***: Eficiencia de perforación

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es 3.3m

$$L_{tal} = \sqrt{A_s} \quad \text{Ecuación N°4.10}$$



Donde:

As: área de la sección del frente (m^2)

- **Índice de calidad de la roca (RQD)**

Se basa en la recuperación modificada de un testigo (El porcentaje de la recuperación del testigo de un sondeo).

Depende indirectamente del número de fracturas y del grado de la alteración del macizo rocoso; para establecer su valor se cuenta solamente fragmentos iguales o superiores a 100 mm de longitud. Para esta investigación RQD es de 25-50 (pobre).

- **Resistencia a la compresión simple de la roca**

Es el esfuerzo máximo que puede soportar un material bajo una carga de aplastamiento. La resistencia a la compresión de un material que falla debido al fracturamiento se puede definir en límites bastante ajustados, como una propiedad independiente.

La resistencia se calcula dividiendo la carga máxima por el área transversal original de una probeta en un ensayo de compresión. Para esta investigación la resistencia a la compresión simple es de 25 Mpa. Descrita en la sección 2.2.4.4. Tabla 13.

- **Factor de seguridad**

Para determinar las constantes del factor de seguridad se debe realizar pruebas de campo según su aplicación en voladura superficial y subterránea; en este caso solo nos centraremos en determinar el factor de seguridad en voladura subterránea. En la siguiente figura se muestra las zonas de voladura.

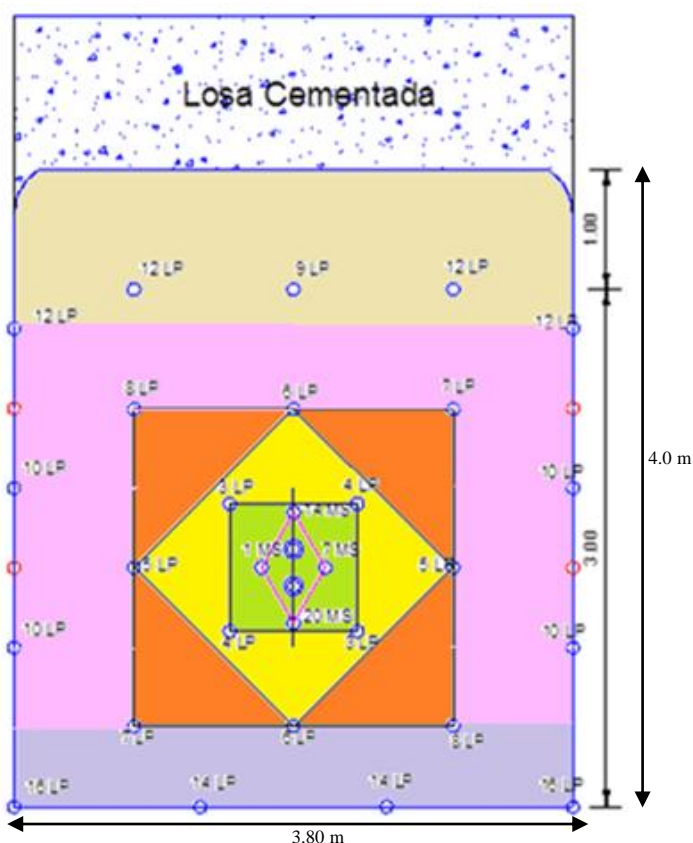


Figura 26. Zonas de una voladura

- **Factores que influyen en la desviación de taladros**

Las desviaciones afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación y el avance del disparo.

La eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

Factores originados fuera del taladro:

- Error de posicionamiento del equipo
- Error en la selección y lectura de ángulos
- Error en la fijación de viga de avance

Factores relacionados durante la perforación:

- Presión avance
- Presión de rotación
- Presión de percusión
- Barrido de detritus

Factores dentro del taladro:

- Tipo de roca
- Tamaño de grano
- Fracturamiento
- Plegamiento

Factores relacionados con el equipo:

- Condición mecánica de la perforadora
- Regulación de la perforadora
- Selección adecuada del varillaje de perforación
- Afilado correcto y oportuno de las brocas

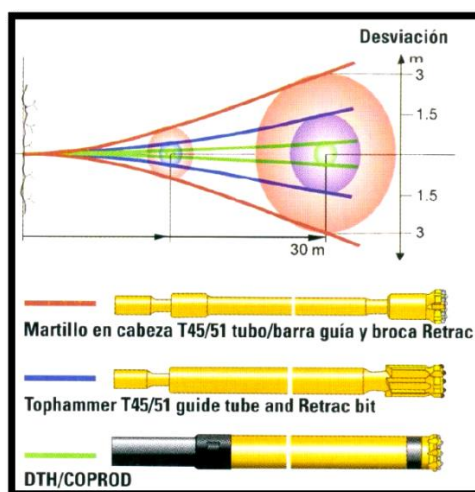


Figura 27. Desviación de taladros según herramientas de perforación

En la figura 27 se representa como afecta el tipo de herramienta a utilizar en la desviación de perforación, donde una profundidad de 30 m, la máxima desviación la tiene cuando se perfora con barras, y la mínima desviación se tiene cuando se perfora con D.T.H. (martillos de fondo).

Para realizar un análisis de desviaciones en la perforación se utilizara esta misma figura para perforación.

- **Desviación de perforación con barra**

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con barra se interpolará la figura anterior, y se determinara la siguiente ecuación para calcular la desviación a una distinta profundidad. (Baldeon, 2017)

$$Desv\ barra = 0.0031Lperf^2 * 0.0063Lperf + 0.007 \quad \text{Ecuación N° 4.11}$$

Donde:

Desv barra: Desviación de perforación con barra (m)

Lperf : Longitud de perforación (m)

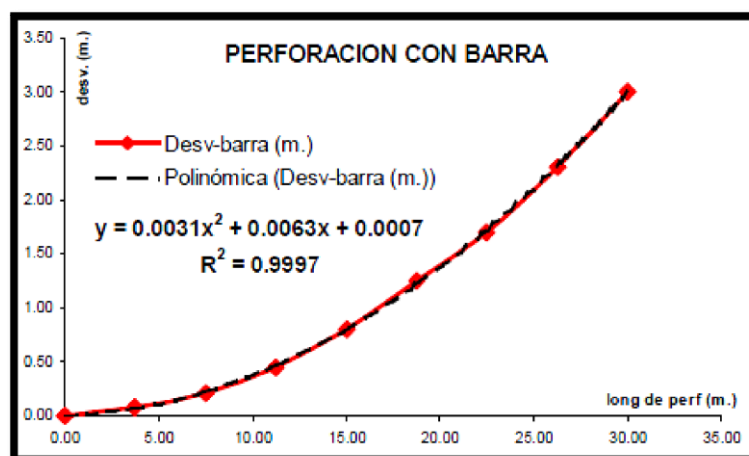


Figura 28. Curva de desviación con barrenos integrales o cónicos de perforación

4.1.3. Resumen de criterios para la elección de la sustancia explosiva

El siguiente cuadro muestra un resumen de todos los criterios para la selección de la sustancia explosiva en función a las características físico – mecánicas del macizo rocoso que atraviesa el tajo 400 Ac 123E de la veta ANDAYCHAGUA.

Por las condiciones en las que se realiza el trabajo la sustancia explosiva a elegir no difiere de la que actualmente utilizan, emulnor 3000 1.1/4 X 12 para el carguío de arranques 1era y 2da ayuda y emulnor de 1000 1.1/4 X 12 para los hastiales.

Tabla 23. Criterios para la elección de la sustancia explosiva

CRITERIOS	DESCRIPCIÓN
Precio del explosivo	*Este criterio será analizado en función de las propiedades del explosivo.
Diámetro de carga	Diámetro de los taladros de producción 51 mm
Características de la roca	Calificación de ROCA MALA en función al RMR
Volumen de roca a volar	43.54 m ³
Condiciones atmosféricas	La humedad relativa en el avance del tajo es de 30-40% en las zonas donde se encuentra el polvorín temporal la humedad no sobrepasa el 10%. Dentro de la mina la temperatura es de 20-37°C razón por la cual no existen problemas en el almacenamiento de explosivos y en su desempeño dentro de la atmósfera minera.
Presencia de agua	Previo a la carga de los taladros se bombea toda la acumulación de agua generada por la perforación.
Atmósferas explosivas	No se tiene suspensión de polvo ya que el jumbo de perforación dispone de tuberías por las que fluye el agua para realizar la perforación.
Humos	*Será determinado en función a la sustancia explosiva elegida.
Problemas de suministro	*El distribuidor se elegirá tomando en cuenta que la disponibilidad de explosivos sea el adecuado para los trabajos previstos

Fuente: Departamento de Geomecánica mina Andaychagua

4.1.4. Costos con la malla actual

El costo de este método se ve realizando el cálculo de cada actividad:

Datos Adicionales:

Numero de Taladros = 33

Alivio= 2

Perforación efectiva = $12 * 0.3048 * 0.92 = 3.36$ m

Sobre rotura= 22%

Avance efectivo = $3.36 * 0.95 = 3.19$ m

Vol/ disp. (m3) = $3.5 * 4 * 3.19 = 44.66$ m³

Kilogramos de explosivo = 63.87 Kg



Factor de Potencia = $63.87 / (44.66 * 3.11) = 0.45 \text{ kg/Tm}$.

A. Costo de perforación

Este servicio de perforación con jumbo lo realiza la ECM IESA S.A y el servicio de perforación bst frentes lo realiza la ECM ROCK TOOLS (Aceros)

Tabla 24. Costo de perforación método tradicional

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Perforación jumbo incluido mano de obra	m-perf	1.25	117.77	147.22
Consumo de aceros	m-perf	0.37	117.77	43.58
TOTAL	\$/m			190.80

Fuente: Elaboración propia

B. Costo de voladura

Este servicio lo realiza la ECM IESA S.A.

Tabla 25. Costo de voladura método tradicional

Material	Unidad	P.u	Cantidad	Total
Emulnor 3000 de 1-1/4" x 12"	Und	0.41	63	26.07
Emulsion 1000 de 1-1/4" x 12"	Und	0.36	48	17.15
Detonador no elect n°1 4.20 mt (fanel)	Und	0.89	29	25.82
Cordon detonante pentacord 3p	m	0.16	25	4.04
Detonador ensamblado de 2.10 ml (carmex)	Und	0.53	2	1.06
Tacos de arcilla	Und	0.13	29	3.83
Servicio	Unidad	P.u	Cantidad	Total
Carguio de taladros frentes, tajos	Kg	0.7	20.15	14.11
TOTAL	\$/m			92.09

Fuente: Elaboración propia

C. Costo de limpieza

Tabla 26. Costo de limpieza método tradicional

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Servicio de limpieza con scoop	m ³	350.23	54.49	19,082.35
Total	\$/m ³			19,082.35

Fuente: Elaboración propia

D. Costo de sostenimiento

Este servicio lo realiza la ECM ROBOCON S.A.

Tabla 27. Costos de sostenimiento método tradicional

SERVICIO	Unidad	P.U	Cantidad	total
Lanzado de shocrete	\$/m	244.23	3.06	747.34
Total	\$/m			747.34

Fuente: Elaboración propia

E. Costo de transporte

Este servicio lo realiza la ECM CNSAC S.A.



Tabla 28. Costo de transporte método tradicional

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Trans min: nv 1200 rp 5 (cm525)-->pand	T	4.28	169.45	725.24
Total	\$/T			725.24

Fuente: Elaboración propia
Obteniéndose los siguiente costos.

Tabla 29. Costo total método tradicional

COSTO TOTAL (perforación, voladura, sostenimiento)	\$/m	1,030.23
COSTO EN TRANSPORTE	\$/T	725.24
COSTO EN LIMPIEZA	\$/m ³	19,082.35

4.1.5. Costo con la aplicación de famecorte E

El costo de este método se ve realizando el cálculo de cada actividad:

Datos Adicionales:

Numero de Taladros = 32

Alivio= 2

Sobre rotura = 0.03%

Rendimiento (m/disp.) = $12 * 0.3048 * 0.92 * 0.95 = 3.19m$

Vol/ disp. (m³) = $3.5 * 4 * 3.19 = 44.66 m^3$

Kilogramos de explosivo = 57.06 Kg

Factor de Potencia= $57.06 / 44.66 * 3.11 = 0.41kg/Tm$

A. Costo de perforación

Tabla 30. Costo de perforación aplicando famecorte-E

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Perforación jumbo incluido mano de obra	m-perf	1.25	107.68	134.60
Consumo de aceros	m-perf	0.37	107.68	39.84
TOTAL	\$/m			174.44

Fuente: elaboración propia

B. Costo de voladura

Tabla 31. Costo de voladura aplicando famecorte-E

Material	Unidad	P.U	Cantidad	total
Emulnor 3000 de 1-1/4" x 12"	und	0.41	57	23.73
Emulnor 1000 de 1-1/4" x 12"	und	0.36	7	2.38
Famecorte- e	und	0.48	12	5.76
Detonador no elect n°1 4.20 mt (fanel)	und	0.89	30	26.71
Cordon detonante pentacord 3p	M	0.16	25	4.04
Detonador ensamblado de 2.10 ml (carmex)	und	0.53	2	1.06
Tacos de arcilla	und	0.13	30	3.96
Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Carguio de taladros frentes, tajos	kg	0.70	19.02	13.31
Total	\$/M			80.96



C. Costo de limpieza

Tabla 32. Costo de limpieza aplicando famecorte-E

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Servicio de limpieza con scoop	m ³	350.23	46.00	16,110.51
Total	\$/m ³			16,110.51

Fuente: elaboración propia

D. Costo de sostenimiento

Tabla 33. Costo de sostenimiento aplicando famecorte-E

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Lanzado de shocrete	\$/m	244.23	2.41	588.01
Total	\$/m			588.01

Fuente: elaboración propia

E. Costo de transporte

Tabla 34. Costo de transporte aplicando famecorte-E

Servicio	Unidad	P.U	Cantidad	total
Trans min: nv 1200 rp 5 (cm525)-->pand	T	4.28	143.06	612.29
Total	\$/			612.29

Fuente: elaboración propia

Obteniéndose los siguiente costos.

Tabla 35. Costo total aplicando famecorte-E

COSTO TOTAL (perforación, voladura, sostenimiento)	\$/m	775.76
COSTO EN TRANSPORTE	\$/T	612.29
COSTO EN LIMPIEZA	\$/m ³	16,110.51

4.1.6. Recolección de datos

La información se recolectó en campo y fue extraída de fuentes bibliográficas primarias y secundarias, así como también de investigaciones y tesis publicadas sobre el tema a investigar; datos de manuales y catálogos serán de mucha ayuda. Para la recolección de datos se diseñó un plan de muestreo in-situ, la toma de datos consistió en registrar información litológica-estructural del macizo rocoso, mediante las observaciones de campo; así también se obtuvieron datos actuales que presenta la mina en los Procesos de Perforación y Voladura.

Recolección de datos para la determinación de perforación.

- Tiempos operativos.** Se recolectaron datos Insitu, los cuales se ve en la tabla 36y 37, con el método racional y aplicando el famecorte-E respectivamente. Los tiempos de perforación con Jumbo se determinan según el tipo de malla, la distribución de taladros y el uso del tipo de arranque.
- Consumo de aceros.** Se recolectaron datos Insitu, los cuales se ve en la tabla 38y 39, con el método racional y aplicando el famecorte-E respectivamente.



Tabla 36. Tiempo de perforación método tradicional

Distribución de Carga	Metros perforados	Und	# Tal	Tiempo de perforación (min)
Alivio Rimado	6.71	m.	2	4.56
1	3.35	m.		2.26
2	3.35	m.		2.30
Arranque	13.41	m.	4	6.19
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.52
3	3.35	m.		1.49
4	3.35	m.		1.59
1era ayuda	13.41	m.	4	6.32
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.58
3	3.35	m.		1.57
4	3.35	m.		1.58
2da ayuda	13.41	m.	4	6.3
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.57
3	3.35	m.		1.56
4	3.35	m.		1.58
Cuadradores	13.41	m.	4	6.08
1	3.35	m.		1.57
2	3.35	m.		1.56
3	3.35	m.		1.50
4	3.35	m.		1.45
Astrial	13.41	m.	4	5.76
1	3.35	m.		1.32
2	3.35	m.		1.45
3	3.35	m.		1.49
4	3.35	m.		1.50
Alivio astiales	13.41	m.	4	5.91
1	3.35	m.		1.45
2	3.35	m.		1.52
3	3.35	m.		1.45
4	3.35	m.		1.49
Corona	16.76	m.	5	6.26
1	3.35	m.		1.57
2	3.35	m.		1.58
3	3.35	m.		1.56
4	3.35	m.		1.55
5	3.35	m.		1.56
Arrastre	13.41	m.	4	6.28
1	3.35	m.		1.54
2	3.35	m.		1.64
3	3.25	m		1.64
4	3.35	m.		1.52
Total	117.35	m.	35	53.66

Fuente: Elaboración propia



Tabla 37. Tiempo de perforación aplicando famecorte-E

Distribución de Carga	Metros perforados	Und	# Tal	Tiempo de perforación (min)
Rimado	6.71	m.	2	4.56
1	3.35	m.		2.26
2	3.35	m.		2.30
Arranque	13.41	m.	4	6.19
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.52
3	3.35	m.		1.49
4	3.35	m.		1.59
1era ayuda	13.41	m.	4	6.32
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.58
3	3.35	m.		1.57
4	3.35	m.		1.58
2da ayuda	13.41	m.	4	6.3
1	3.35	m.		1.59
2	3.35	m.		1.57
3	3.35	m.		1.56
4	3.35	m.		1.58
Cuadradores	13.41	m.	4	6.08
1	3.35	m.		1.57
2	3.35	m.		1.56
3	3.35	m.		1.50
4	3.35	m.		1.45
hastial	20.12	m.	5	8.62
1	3.35	m.		1.32
2	3.35	m.		1.45
3	3.35	m.		1.49
4	3.35	m.		1.50
5	3.35	m.		1.30
6	3.35	m.		1.56
Corona	13.41	m.	5	6.26
1	3.35	m.		1.57
2	3.35	m.		1.58
3	3.35	m.		1.56
4	3.35	m.		1.55
Arrastre	13.41	m.	4	6.28
1	3.35	m.		1.54
2	3.35	m.		1.64
3	3.35	m.		1.58
4	3.35	m.		1.52
Total	107.29	m.	32	50.61

Fuente: Elaboración propia



Tabla 38. Consumo de aceros método tradicional

Distribución de Carga	Metros perforados	Und	# Tal	Consumo de aceros (m)
Alivio Rimado	6.71	m.	2	6.71
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
Arranque	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
1era ayuda	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
2da ayuda	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Cuadradores	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Astial	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Alivio astiales	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Corona	16.76	m.	5	16.76
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
5	3.35	m.		3.35
Arrastre	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Total	117.35	m.	35	117.35

Fuente: Elaboración propia



Tabla 39. Consumo de acero aplicando famecorte-E

Distribución de Carga	Metros perforados	Und	# Tal	Consumo de aceros (m)
Rimado	6.71	m.	2	6.71
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
Arranque	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
1era ayuda	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
2da ayuda	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Cuadradores	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
hastial	20.12	m.	5	20.12
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
5	3.35	m.		3.35
6	3.35	m.		3.35
Corona	13.41	m.	5	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Arrastre	13.41	m.	4	13.41
1	3.35	m.		3.35
2	3.35	m.		3.35
3	3.35	m.		3.35
4	3.35	m.		3.35
Total	107.29	m.	32	107.29

Fuente: Elaboración propia

4.1.7. Diseño del nuevo carguío del tajo 400 AC-123 de la veta Andaychagua

El tipo de arranque para este tipo de voladura es de corte es cilíndrico.

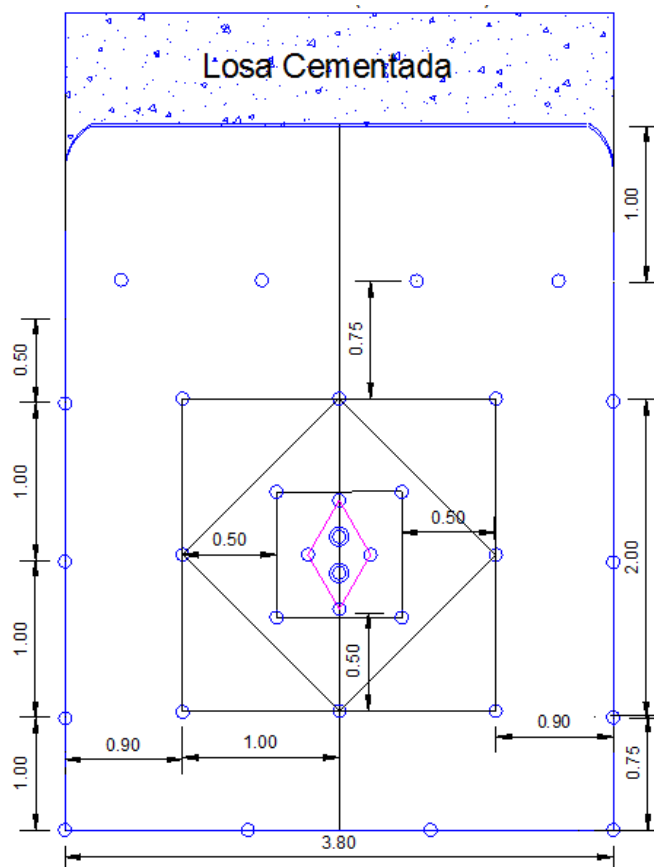


Figura 29. Nueva malla de perforación

4.1.8. Distribución de carga explosiva

En base a las mallas de perforación ya existentes se hizo las pruebas en el cual resultó la siguiente distribución de carga explosiva mostrada en la figura 30.

4.1.9. Aplicación de famecorte E en el Tajo 400 Ac 123E

En la ejecución de perforación en el tajeo se utilizó el jumbo antes mencionado de funcionamiento neumático hidráulico de un brazo, la voladura se realizó con faneles de periodo corto que serán usados para una sección de 3.80m x 4.0 m y un avance máximo de 3.10 m por disparo.

AREA DE PERFORACION Y VOLADURA

Malla de Perforacion y Esquema de carguio 3.5 m. x 4.00 m. de 12 pies

Taladros Perforados	32	Long. Barra	12 Pies (3.60 m.)	Ø Broca Prod. (mm)	45	Densidad				
Taladros Cargados	30	Long. Efectiva	11 pies (3.30 m.)	Ø Broca Rimado(mm)	102	3.14				
Volumen Roto m3	45.60	Kilos de Explosivo	57.06	Avance	3.00	Ton. Rotas	143.18			
RMR = 25 a 35										
PERFORACIÓN CON JUMBO		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO				ACCESORIOS		KPI		
Descripción	N° Tal	E 3000 1.1/4 X 12		E 1000 1.1/4 X 12		Famecorte			Retardo fanel®	Cant.
		und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	total/tal			
Alivio (Corona y Hastiales)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	F.de carga (Kg/m3).
Alivio (Rimados)	2	-	-	-	-	-	-	-	-	
Arranque	4	10	40	0	0			MS 1,7,14,20	4	1.25
1era ayuda	4	9	36	0	0			LP 3,4	4	% Avance
2da ayuda	4	8	32	0	0			LP 5,6	4	95%
cuadradores	4	7	28	0	0			LP 7,8	4	F.de Avance (kg/ml)
Ayuda hastial	0	0	0	0	0			-	4	
Ayuda corona	0	0	0	0	0			-	4	
Ayuda arrastre	0	0	0	0	0			-	0	20.02
Hastial	6	0	0	0	0	6	36	LP 10	4	% Perforacion
Corona	4	1	4	5	20			LP 11,12	5	92%
Arrastre	4	8	32	0	0			LP 14,16	5	F. Potencia (Kg/Tm).
TALADROS PERFORADOS	32	172		20		36				
KILOGRAMOS DE CARGA TOTAL	57.06	46.74	KG	5.32	KG	5.00	KG		38	0.40

Figura 30. Distribución de carga explosiva

Los datos de campo usados son:

DATOS DE CAMPO	UNIDAD	DISPARO N°1
Nivel		1200
Labor		Tajo 400
Fecha		01/07/2016
Guardia/Turno		A/Dia
Horario de Disparo		7:02pm
Material		Mineral
Densidad	Tn/m ³	3.50
Ancho del tajo	m	3.80
Alto del tajo	m	4.00
Seccion del tajo	m ²	15.20
Longitud de Taladro	m	3.20
Nro de Taladro de Alivio	und	4.00
Nro de Taladros Rimados	und	2.00
Diámetro de taladro	mm	45.00
Taladros perforados	und	36.00
Taladros disparados	und	30.00
Metros perforados	m	115.20
ACCESORIO DE VOLADURA		
Fanel de 4m.	pz	30.00
Carmex	m	2.00
Cordon detonante	m	25.00
EXPLOSIVOS		
Emulnor 3000 1 1/4x12"	kg	46.74
Emulnor 1000 1 1/4x12"	kg	5.32
Famecorte E	kg	5.00
Total Explosivos	kg	57.06
Avance	m	3.00
Porcentaje de avance	%	94%
Volumen roto	m ³	45.60
sobre rotura	%	3.20
Taco promedio	m	0.400
Factor de carga lineal	kg/ml	19.02
Factor de carga	Kg/m ³	1.25
Factor de potencia	kg/Tn	0.36

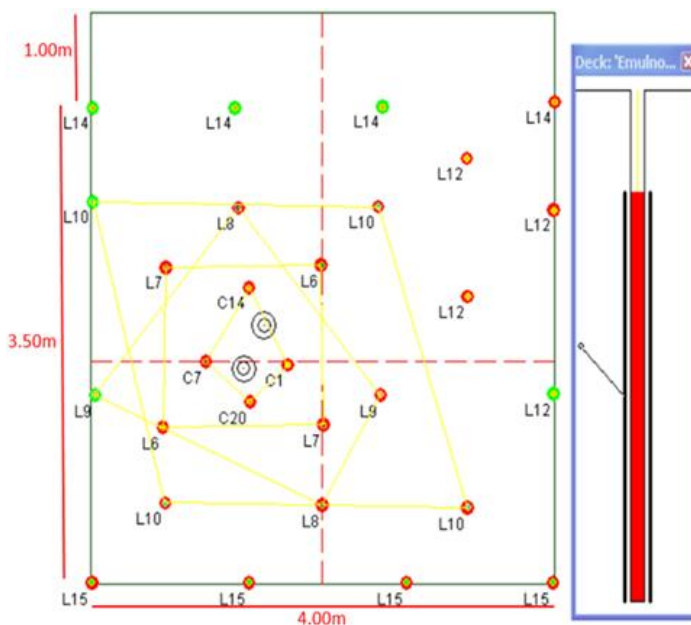


Figura 31. Datos de campo utilizados en los Cálculos

4.1.10. Proceso de armado, encebado y colocado de la columna de famecorte

El uso de Famecorte E no sólo resulta en una reducción de kilogramos de explosivo por labor y una menor perturbación del macizo rocoso por el disparo; sino también, en un menor tiempo y mayor facilidad de carguío, debido a la practicidad de armado de la columna de explosivo sin ocupar el frente a cargar y su colocación rápida y sin dificultad en los taladros.

Este performance, hace del Famecorte una alternativa práctica y rápida, con buenos resultados de disminución de sobre dilución en terrenos intermedios a malos, y con ahorro de explosivo.

En las imágenes se presenta el proceso de armado, encebado y colocado de la columna de Famecorte E:

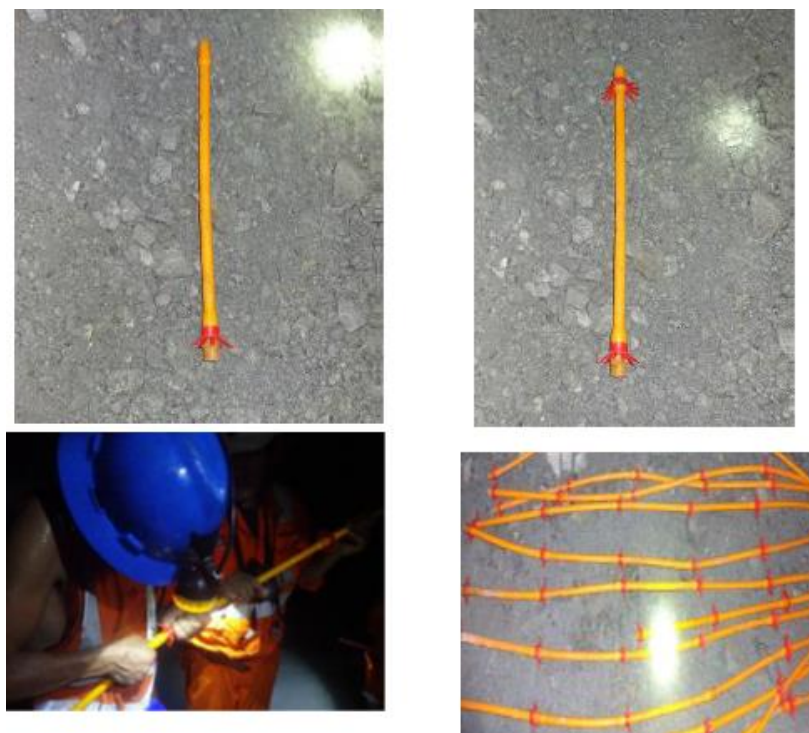


Figura 32. Armado de la columna de Famecorte E



Figura 33. Encebado de famecorte E



Figura 34. Colocación de Famecorte E dentro del taladro

4.1.11. Esquema comparativo de la malla de perforación utilizada con la propuesta optimizada

A continuación en la siguiente figura se muestra las diferencias entre las dos mallas de perforación, verificando que los resultados obtenidos generaron una optimización en los procesos de perforación y voladura.

Tabla 40. Comparación de aspectos significativos de la malla actual con la ajustada

	Malla actual de perforación	Malla ajustada
N° de taladros	35	32
N° de Taladros de alivio	6	0
Uso de Rimadora	Si	Si
Tipo de Arranque	Paralelo	Paralelo
Metros perforados	117.35	110.64
Tiempo en operaciones	2.47 hr.	2.42 hr.
Costo en consumo de explosivo (kg)	63.87	57.06
Factor de potencia	0.51	0.40
Dimensión promedio de los bloques	20 – 15 cm	20-15 cm

Fuente: Elaboración propia

4.1.12. Esquema comparativo de las propiedades de los explosivos

La siguiente figura nos resumirá las características junto con los precios de los explosivos y accesorios para voladura.

Actualmente FAMESA es el que provee de explosivos a la empresa, el objetivo es realizar una comparación en función a las características y costos, para así optimizar económicamente el proceso de Perforación y Voladura.

Tabla 41. Características de los explosivos

EXPLOSIVOS					
Características Técnicas	Unidades	Emulnor 3000	Emulnor 1000	Famecorte-E	
Densidad relativa	g/cm ³	1.14	1.13	1.10	
Velocidad de detonación	Confinado	m/s	5700.00	5800.00	4200*
	Sin confinar	m/s	4400.00	4500.00	
Presión de detonación	Kbar	93.00	95.00	48.00	
Energía	(Kcal/Kg)	920.00	785.00		
Volumen normal de gases	(L/Kg)	880.00	920.00	909.00	
Potencia Relativa En Peso ***	(%)	100.00	85.00	74.00	
Potencia Relativa En Volumen ***	(%)	145.00	120.00		
Sensibilidad al fulminante		N°8	N°8	N°8	
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Buena	
Categoría de Humos		Primera	Primera	Primera	

Fuente: Elaboración propia



Tabla 42. *Peso y medida de los explosivos usados*

Explosivo	Dimensiones	Peso por unidad Kg	N° de cartuchos	Peso por caja
Emulnor 3000	1 1/4"x12"	0.26	96	25
Emulnor 1000	1 1/4"x12"	0.25	100	25
Famecorte-E	17.5mmx512mm	0.14	144	20

Iniciadores de voladura:

Se tiene las siguientes características:

Tabla 43. *Tiempo de retardo de los faneles*

	FANEL SERIE ESTANDAR	TIEMPO DE RETARDO			FANEL SERIE ESTANDAR	TIEMPO DE RETARDO	
		milisegundos (ms)	Segundos (s)			milisegundos (ms)	Segundos (s)
FANEL PERIDO CORTO (MS)	MS N° 1	25	0.025	FANEL PERIDO LARGO (LP)	LP N° 1	500	0.500
	MS N° 2	50	0.050		LP N° 2	1000	1.000
	MS N° 3	75	0.075		LP N° 3	1500	1.500
	MS N° 4	100	0.100		LP N° 4	2000	2.000
	MS N° 5	125	0.125		LP N° 5	2500	2.500
	MS N° 6	150	0.150		LP N° 6	3000	3.000
	MS N° 7	175	0.175		LP N° 7	3500	3.500
	MS N° 8	200	0.200		LP N° 8	4000	4.000
	MS N° 9	225	0.225		LP N° 9	4500	4.500
	MS N° 10	250	0.250		LP N° 10	5000	5.000
	MS N° 11	300	0.300		LP N° 11	5600	5.600
	MS N° 12	350	0.350		LP N° 12	6200	6.200
	MS N° 13	400	0.400		LP N° 13	6800	6.800
	MS N° 14	450	0.450		LP N° 14	7400	7.400
	MS N° 15	500	0.500		LP N° 15	8000	8.000
	MS N° 16	600	0.600		LP N° 16	8600	8.600

Tabla 44. *Guía técnica de la mecha de seguridad (carmex)*

Iniciador		
Características Técnicas	Unidades	Mecha de seguridad (Carmex)
Color de recubrimiento Plástico		Verde
Núcleo de pólvora	gr/m	6.00
Tiempo de combustión a.n.m	s/m	150-165
Longitud de la chispa a.n.m.	mm	50.00
Diametro Externo	mm	5.20
Resistencia a la tensión durante 3 min	Kg	30.00

4.1.13. Resultados del Tajo 400 Ac 123-E con famecorte E

Con respecto a los 3 disparos evaluados, la calidad geomecánica del terreno fue malo, en este caso el Famecorte dejo cañas, constancia de su trabajo reductor de perturbación. En Tajos bajo losa el terreno presenta sobrerotura excesiva (línea roja en la foto en la parte derecha, abajo), en contraste a los resultados obtenidos después de la voladura con el Famecorte (línea roja en la foto en la parte izquierda, abajo), se observa la reducción de ello.

a).Resultado antes de la Voladura



b) Resultado después de la Voladura



Figura 35. resultados antes y después del uso de Famecorte E

4.1.14. Vibraciones Obtenidas

Como se puede observar presentamos una comparación entre los sismogramas, en los taladros de corona; utilizando el Emulnor® 1000 en la parte derecha y los sismogramas utilizando el Famecorte E en la parte izquierda, La diferencia que se obtiene es que se ha reducido las VVP de (12.400mm/s a 5.077mm/s) y obteniendo menos sobrerotura con el Famecorte. En ambos casos el sismógrafo fue instalado a 25m de la voladura.

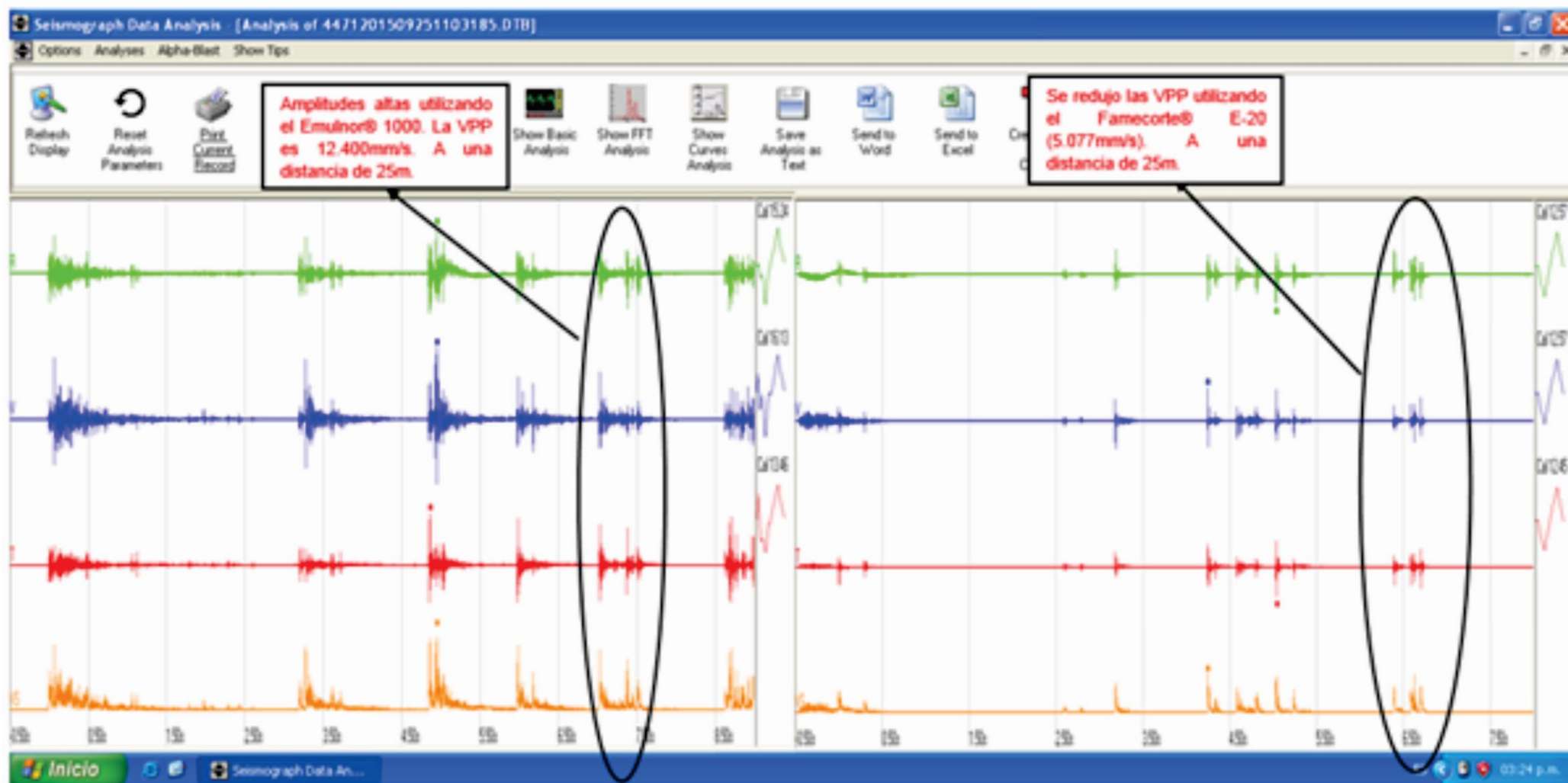


Figura 36. Velocidad de las vibraciones obtenida con famecorte -E

4.1.15. Análisis y discusión de los resultados.

- En la malla tradicional se ve los tiempos de perforación en la tabla 36 de 53.66 min, sumando un total del proceso de perforación y voladura de 2.47hr, lo cual varía con la malla propuesta siendo el tiempo de perforación como se muestran en la tabla 37 de 50.61 min y un total de proceso de perforación y voladura de 2.42hr, si bien es cierto que la variación del tiempo no es más que 5 min, esto repercute esencialmente en el tiempo e iniciación de los taladros, para realizar la voladura propiamente dicha.
- La variación del costo de perforación se muestra en el siguiente Figura.

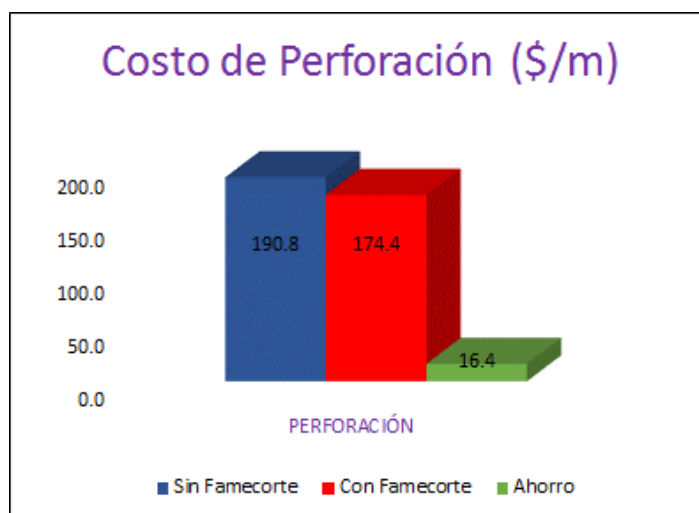


Figura 37. Comparación de costos de perforación de la malla actual y la malla propuesta

Como se observa se ve un ahorro de 16.4 \$/m, esto es debido a la variación de 03 taladros perforados.

- El costo de voladura se muestra en el siguiente Figura.

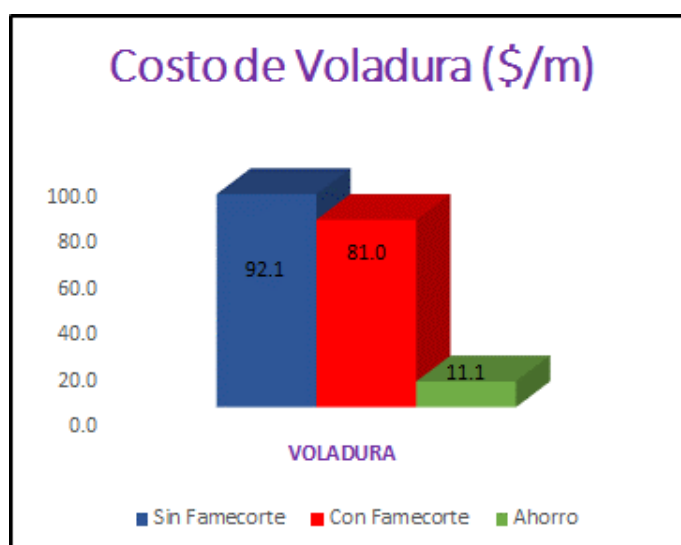


Figura 38. Comparación de costos de voladura con la malla actual y la malla propuesta

Como se muestra en la figura hay un ahorro de 11.1 \$/m, esto se debe a la implementación del Famecorte E. en los 6 hastiales de la malla propuesta.

- El costo de limpieza se muestra en la siguiente figura

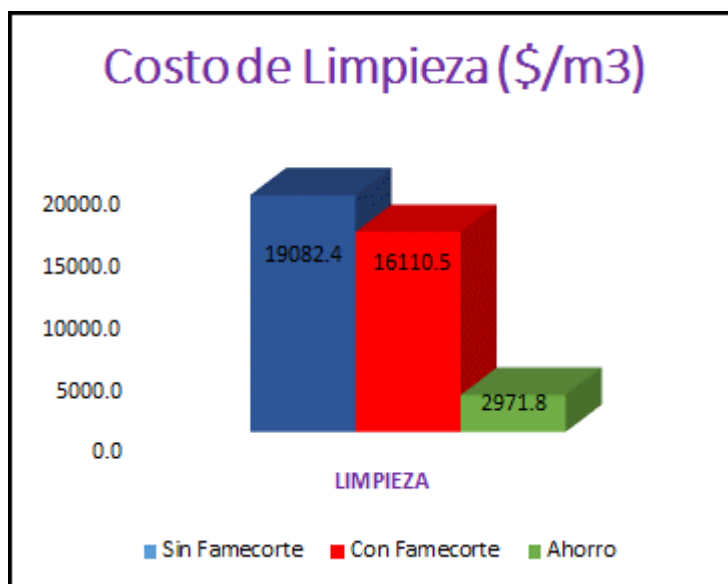


Figura 39. Comparación de costos de limpieza con la malla actual y la malla propuesta

Como se muestra en la figura hay un ahorro de 2971.8 \$/m³, esto es debido a que el volumen roto es menor, ya que se controla la sobrerotura de los hastiales, por lo que se logra una limpieza más eficiente. Esto no quiere decir que el avance sea menor, por lo contrario el avance promedio se mantiene entre 3.10m a 3.15m.

- El costo de sostenimiento se muestra en la siguiente figura.

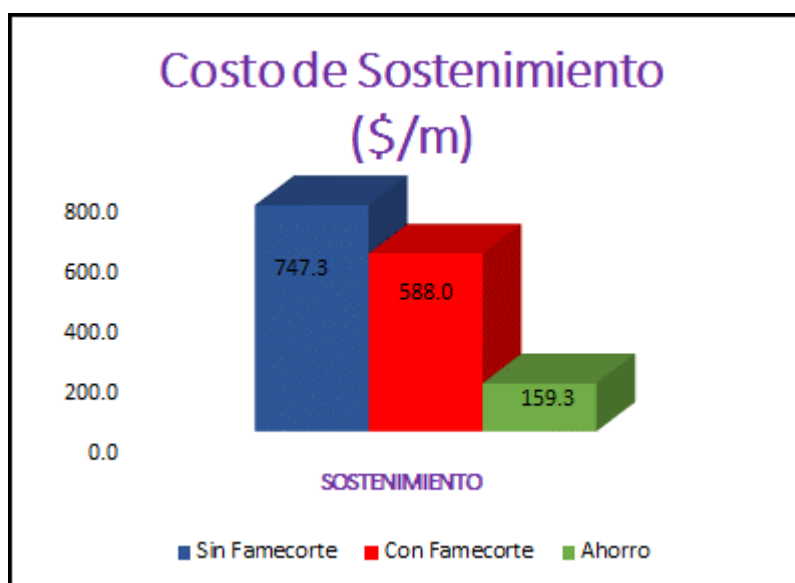


Figura 40. Comparación de costos de sostenimiento de la malla actual y la malla propuesta

Como se muestra hay un ahorro de 159.3 \$/m, esto está relacionado a la sobrerotura de la labor, a menor sobrerotura menor consumo de shocrete.

- El costo de sostenimiento se muestra en la siguiente figura.

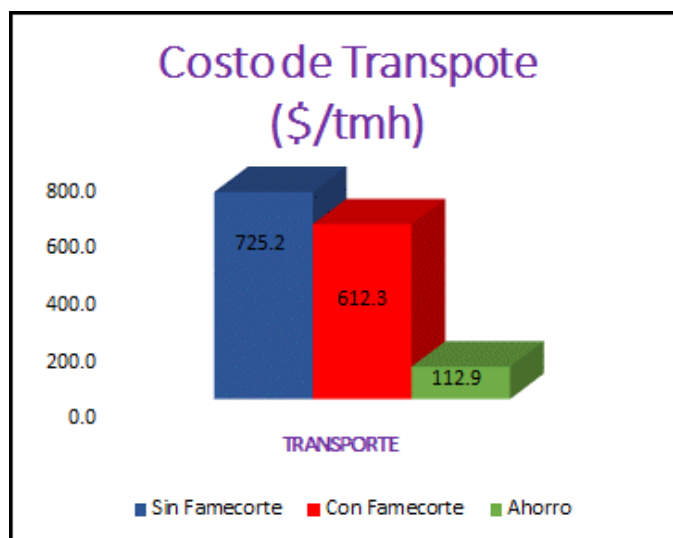


Figura 41. Comparación de costos de transporte de la malla actual y la malla propuesta.

Como se muestra, hay un ahorro de 112.9 \$/Tm, también se relaciona con la sobrerotura obtenida después de la voladura, lográndose así un menor tonelaje para transportar.

- El costo total del ciclo minero se presenta en la siguiente figura.

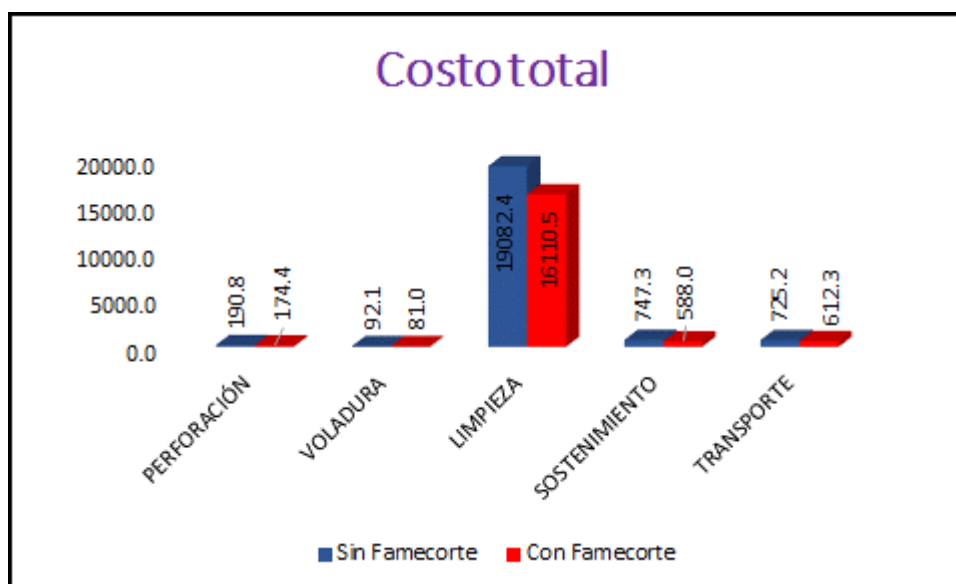


Figura 42. Comparación de costos de Perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y transporte de la malla actual y la malla propuesta.

En el gráfico se muestra una comparación de costos de todo el proceso minero.

- El factor de potencia en promedio de 0.27 kg/t bajó a un 0.20 kg/t

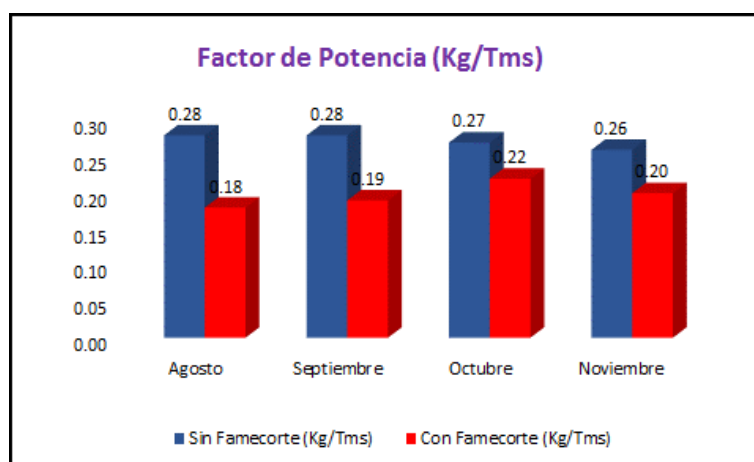


Figura 43. Comparación de los factores de potencia obtenidos con el cambio de explosivo.

- El consumo de explosivos se muestra en la figura 44.

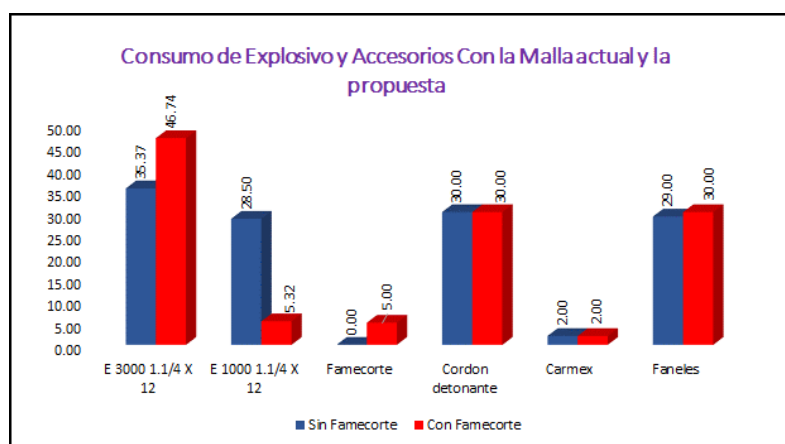


Figura 44. Comparación del consumo de explosivos y accesorios con la malla actual y la propuesta.

Como se muestra en el gráfico hay mayor consumo de emulnor de 3000 en la malla con famecorte, pero el consumo de emulnor de 1000 baja a 5.32kg y se agrega otros 5 kg de famecorte, obteniéndose un total de 56.06kg de explosivo usando famecorte, mientras que en la malla sin famecorte E suma un total de 63.87kg, habiendo una variación de 6.81kg de explosivo, el cual favorece a la implementación del famecorte E en las labores de UCF.

- La sobre dilución que se obtiene con el uso de famecorte E es menor, como se muestra en la siguiente figura.

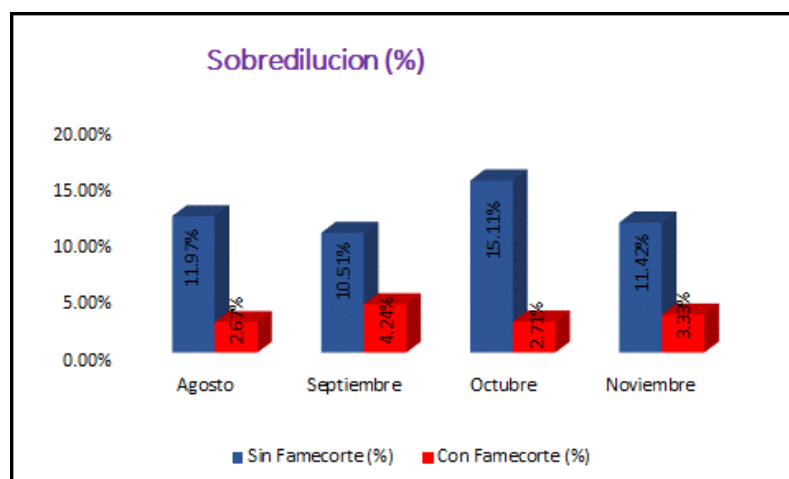


Figura 45. Comparación de la sobredilución obtenida con la malla actual y la propuesta. Como se muestra en la figura se observa una gran variación de la dilución usando famecorte E en los hastiales.

- Como se muestra en figura 35, se ve claramente los resultados obtenidos con el uso del famecorte E.
- Al igual que en la Figura 36 los resultados obtenidos de la vibraciones es mucho menos con el uso del famecorte E.

4.2. Discusión de resultados.

A partir de los hallazgos encontrados aceptamos la hipótesis alternativa general, que establece que la utilización de famecorte-E, reduce considerablemente los costos de voladura en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016.

En lo que respecta al rendimiento de las operaciones unitarias de perforación y voladura reducen los costos en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016. Se logra obtener resultados favorables.

El uso del famecorte-E y el diseño adecuado de perforación reduce la sobre dilución en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016, de las pruebas realizadas aceptamos la hipótesis, ya que con el uso adecuado de la malla de perforación y el tipo de roca presente se logra reducir la sobredilución.

Por último aceptamos la hipótesis específica que establece que el contraste del rendimiento y el consumo de explosivos entre la voladura tradicional y la voladura controlada con famecorte-E indica una diferencia significativa en la voladura y costos del tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016

CAPITULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. Con el uso de Famecorte E se ha logrado reducir el costo de perforación en 16.4 \$/m, así mismo, el costo de voladura en 11.1\$/m. en el tajo 400 acceso 123E, Andaychagua 2016.
2. Con el uso de Famecorte E se puede reducir el consumo de explosivo a emplearse en el tajo 400 Acceso 123E hasta 6 Kg por disparo haciendo uso sólo en las hastiales. Una caja de Famecorte E puede rendir hasta 5 voladuras controladas versus el rendimiento de una caja de Emulnor 1000 (1 ¼" x 12") de 2 disparos. La variación de costos de perforación, voladura, sostenimientos, limpieza, sostenimiento, transporte en el tajo 400 acceso 123E respectivamente son: 16.4 \$/m, 11.10\$/m, 2971.8 \$/m³, 159.3 \$/m y 112.9\$/T.
3. Con el uso de famecorte E se a logrado reducir la sobre dilución de 12.25% a un 3.24%.
4. Con respecto al rendimiento y consumo del explosivo se logran reducir. El rendimiento con la malla tradicional versus la malla propuesta es de 0.51Kg/T y 0.40Kg/T respectivamente, de igual mamnera el consumo de explosivo con la malla tradiconal versus la malla propuesta es de 63.87Kg y 57.06Kg.



RECOMENDACIONES

1. Se recomienda estandarizar el uso de Famecorte E para la voladura controlada en la unidad para labores de calidad geomecánica mala a regular.
2. Se recomienda una capacitación y entrenamiento al personal y una estricta supervisión tanto en la ejecución de la perforación como en el carguío y conexión.

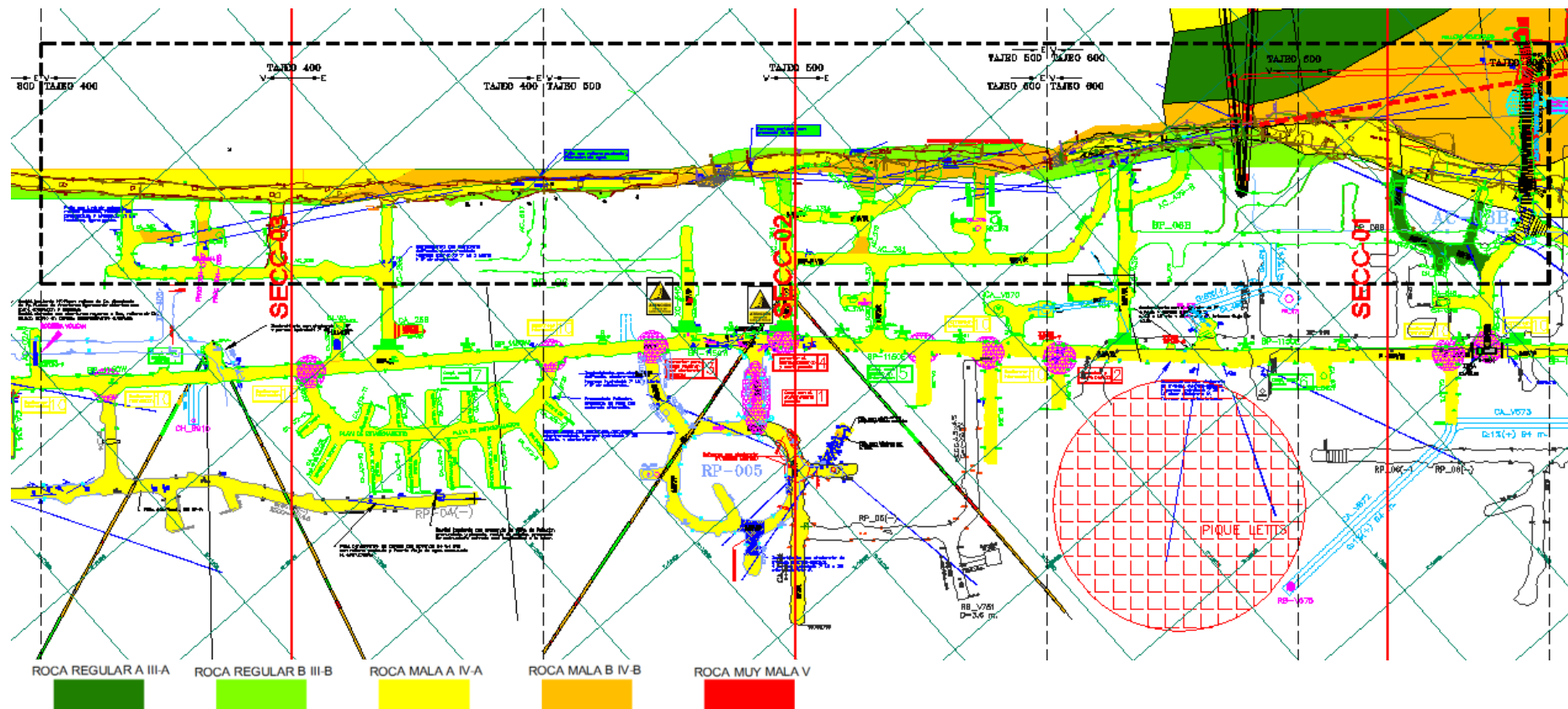


BIBLIOGRAFÍA

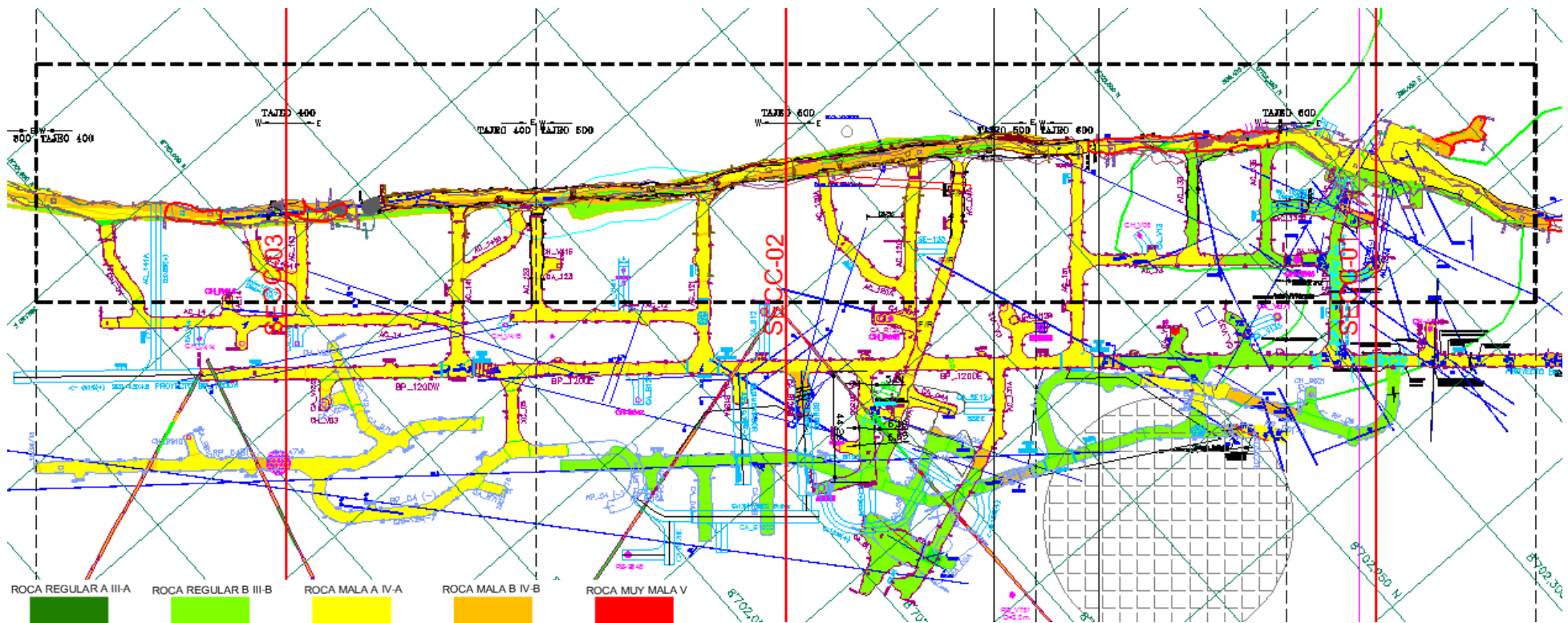
- Alberto, Jauregui Aquino Oscar. 2009.** *Reducción de los costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura.* 2009.
- Alejandro, Garrido Andrés. 2007.** *Diagnóstico y optimización de disparos en el desarrollo horizontal mina el Teniente.* Chile : s.n., 2007.
- Ames Lara, Victor Alejandro. 2004.** *Tecnología de explosivos .* Huancayo : Segunda, 2004.
- Baldeon, Emerson. 2017.** Scribd. [En línea] 02 de agosto de 2017. [Citado el: 26 de Agosto de 2016.] <https://es.scribd.com/document/355379524/desviaciones-y-calculos-de-perforacion>.
- DCR, S.R.Ltda. Ingenieros. 2010.** *Evaluación geomecánica del minado de mina andaychagua.* Andaychagua : s.n., 2010.
- . **2014.** *Evaluación Geomecánica del Minado de Mina Andaychagua.* 2014.
- EXSA.** *Manual práctico de voladura.*
- HOEK , ET. y BRONW, DT. 2002.** *Criterio de rotura.* Minnesota : s.n., 2002.
- Hoek D., E. y Brown Ph., E. T. 1980.** *Underground Excavations in rock.* México : Litográfica ingramex S.A., 1980. 0900488557.
- Ingeroc Peru SAC. 2013.** *Medición de esfuerzos in-situ.* Unidad minera Andaychagua : s.n., 2013. 001021210.
- J.V., Harrison. 1948.** *Geología de los Andes Centrales en parte del Departamento de Junin,.* Perú : Bol. Soc. Geol. , 1948.
- Kerlinger, Fred N. y Lee, Howard B. 2002.** *Investigación del comportamiento métodos de investigación en ciencias sociales.* Mexico : McGraw-Hil/ineteramericana editores S.A., 2002. 9701030702.
- Konya, Calvin J.** *Manual de voladua.*
- Lopez Jimeno, Carlos, Lopez Jimeno, Emilio y García Bermudez, Pilar.** *Manual de perforacion y voladura de rocas .* Madrid : Imprenta gráficas Arias Montano S.A.
- Paola, Zapata Degregori Mónica. 2002.** *Control de costos de una operación minera mediante el método del resultado operativo.* 2002.
- PRIEST, SD. y HUDSON , JA. . 1981.** *Estimación del espacio de discontinuidad y longitud de rastreo mediante encuestas de escala.* 1981. 01489062.
- Volcan, Cia. Minera.** Volcan.com. [En línea] [Citado el: 28 de 08 de 2016.] <https://www.volcan.com.pe/nosotros/>.
- Z.T., BIENIAWSKI. 1989.** *Enginnering rock mass classifications.* New York : John Wiley and Sons, 1989.

ANEXOS

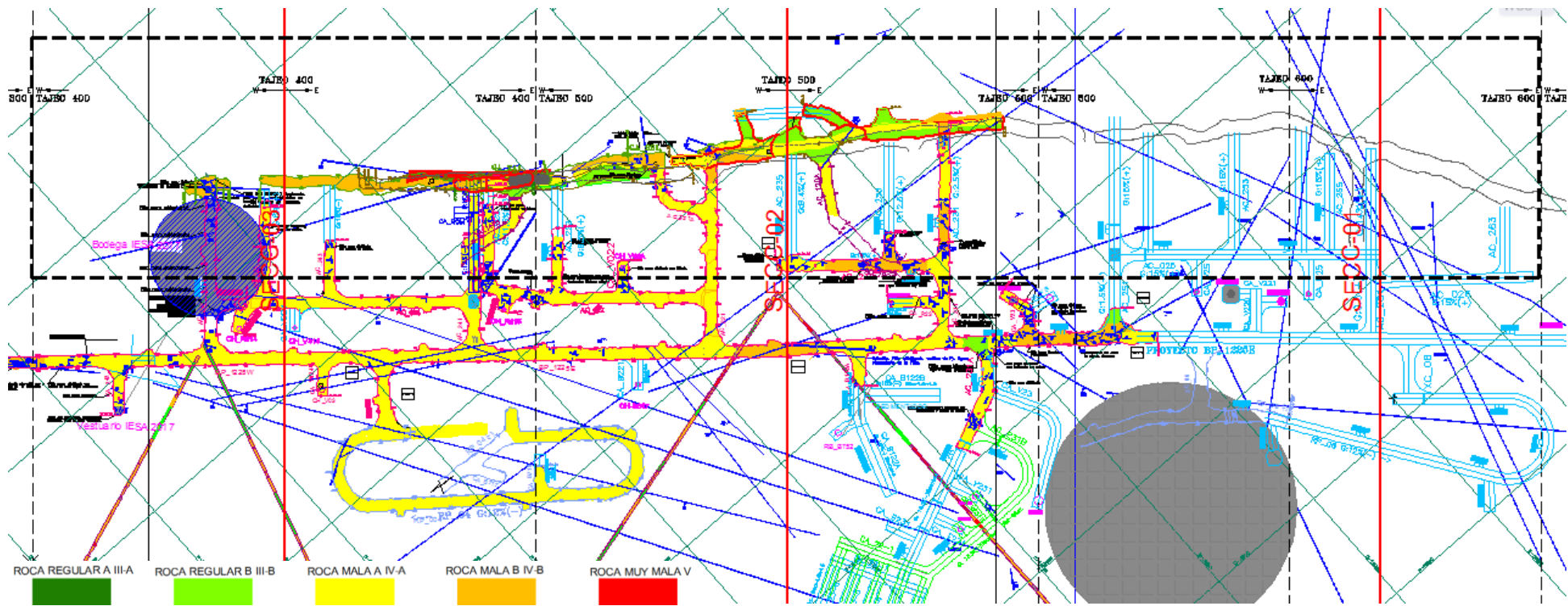




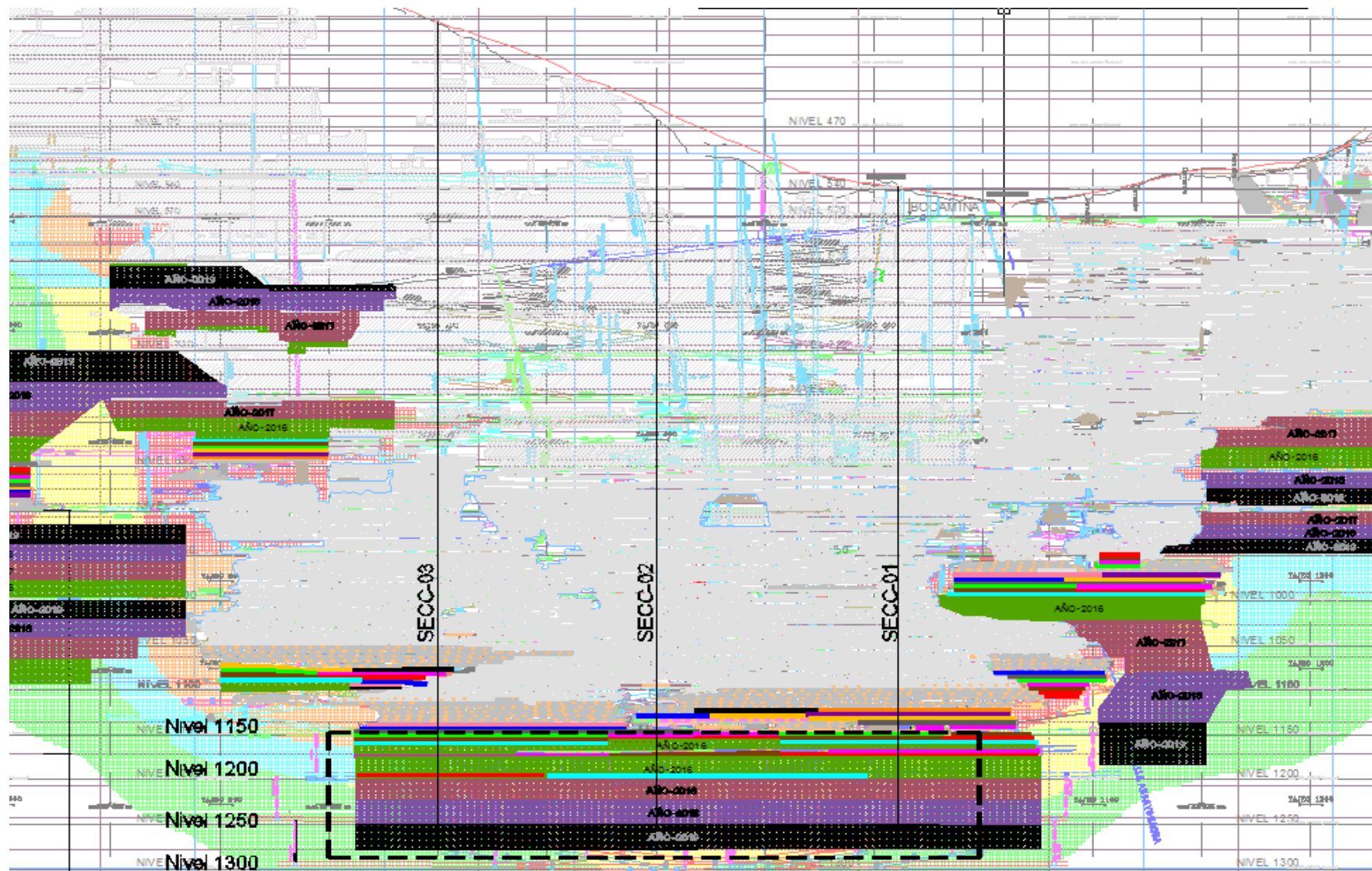
Anexo 1. Plano geomecánico del Nivel 1150



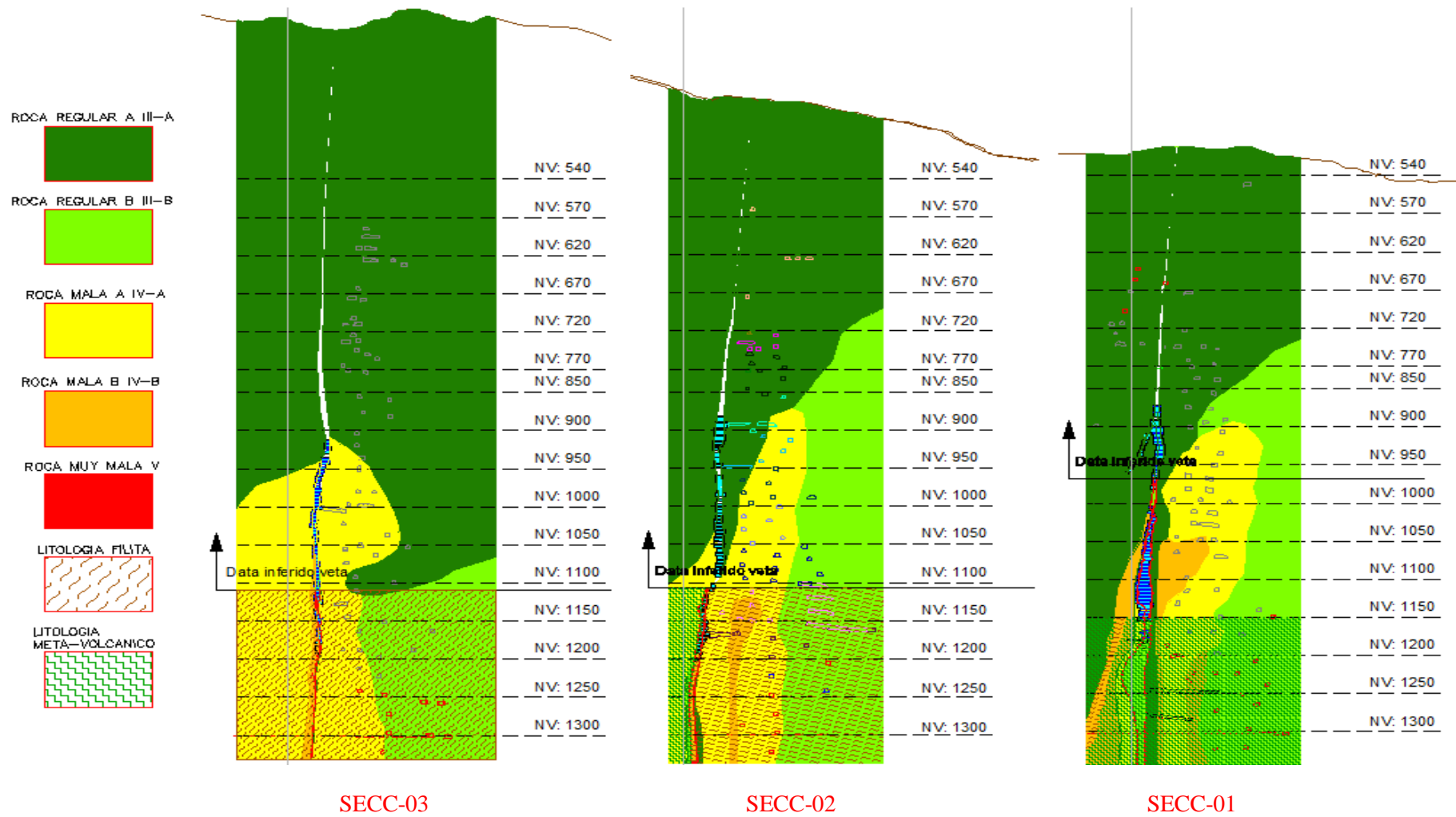
Anexo 2. Plano Geomecánico del Nivel 1200



Anexo 3. Plano Geomecánico del Nivel 1225 (representa al Nivel 1250)



Anexo 4. Sección longitudinal mostrando el área de evaluación.



Anexo 5. Secciones transversales mostrando la zonificación geomecánico

