

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

Fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para el uso como relleno detrítico del TJ 750 NV 1680 OB6, Compañía minera Nexa Resources - Cerro Lindo 2020

Marco Antonio Jiménez Castro

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2021

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, quiero agradecer a mi alma mater, la universidad Continental, a mis docentes de la Escuela de Ingeniería de Minas, quienes me acompañaron impartiendo sus conocimientos para lograr mi formación académica con gran éxito.

A la compañía minera Nexa Resources unidad de Cerro Lindo, por haber depositado su confianza en mi persona brindándome el apoyo en la realización del presente trabajo de investigación.

Finalmente, corresponde expresar un agradecimiento especial a mi asesor el Ing. Oscar Canchucaya Gutarra por su valioso aporte en el desarrollo de la presente tesis.

Gracias a todos

DEDICATORIA

Quiero dedicar la presente investigación a Dios por haber bendecido cada paso avanzado, a todas aquellas personas quienes acompañaron mi vida estudiantil.

A mi esposa Ana María, por su fortaleza y ser mujer ejemplar, a mis hijos Angly, Andrés, y Marco por ser mi motivación, a mis padres y hermanos por darme siempre el aliento de seguir adelante.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	III
ÍNDICE DE CONTENIDO.....	IV
ÍNDICE DE TABLAS.....	VII
ÍNDICE DE FIGURAS.....	IX
RESUMEN.....	XII
ABSTRACT.....	XIII
INTRODUCCIÓN.....	XIV
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	16
1.1. Planteamiento del problema	16
1.2. Formulación del problema	17
1.2.1. Problema general	17
1.2.2. Problemas específicos.....	17
1.3. Objetivos.....	17
1.3.1. Objetivo general	17
1.3.2. Objetivos específicos.....	17
1.4. Justificación e importancia	18
1.5. Hipótesis y descripción de variables	18
1.5.1. Planeamiento de la hipótesis de investigación:.....	18
1.5.2. Identificación y clasificación de variables:.....	19
1.5.3. Matriz de operacionalización:	19
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	21
2.1. Antecedentes del problema:	21
2.1.1. Antecedentes nacionales.....	21
2.1.2. Antecedentes internacionales.....	23
2.2. Bases teóricas	23
2.2.1. Evaluación geomecánica:	23
2.2.2. Diseño de malla de perforación:	27
2.2.3. Carga explosiva:.....	46
2.2.4. Relleno en minería subterránea.....	51
2.2.5. Fragmentación de rocas por explosivo	56

2.3. Definición de términos básicos	63
2.4. Generalidades de la mina Cerro Lindo.....	66
2.4.1. Ubicación.....	66
2.4.2. Accesibilidad.....	67
2.4.3. Clima y vegetación	67
2.5. Geología.....	68
2.5.1. Geología regional	68
2.5.2. Geología local.....	70
2.5.3. Geología estructural	72
2.5.4. Geología económica.....	73
2.6. Geomecánica	75
2.6.1. Unidades geotécnicas	75
2.6.2. Geoestructuras:	77
2.6.3. Clasificación geomecánica:	84
2.7. Minería	91
2.7.1. Método de explotación.....	91
2.7.2. Plan de minado.....	92
2.7.3. Operaciones unitarias.....	93
CAPÍTULO III METODOLOGÍA.....	98
3.1. Métodos y alcance de la investigación.....	98
3.1.1. Método de investigación	98
3.1.2. Tipo de investigación	99
3.1.3. Nivel de investigación	99
3.1.4. Diseño de la investigación	100
3.2. Población y muestra	100
3.2.1. Población.....	100
3.2.2. Muestra	100
3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	101
3.3.1. Técnicas	101
3.3.2. Instrumentos.....	101
3.4. Técnicas de análisis de datos	102
CAPÍTULO IV RESULTADOS DE LA INVESTIGACION.....	103

4.1. Resultado y análisis de la información.....	103
4.1.1. Consideración geomecánica.....	103
4.1.2. Consideraciones sobre diseño de labores	113
4.1.3. Malla de perforación y voladura	118
4.1.4. Análisis de fragmentación:.....	135
4.2. Discusión de resultado:	138
CONCLUSIONES.....	142
RECOMENDACIONES.....	143
BIBLIOGRAFÍA.....	144
ANEXOS.....	146

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Clasificación del Q de Barton	25
Tabla 2. Clasificación RMR de Bieniawski	26
Tabla 3: Valoración SR (GSI).....	26
Tabla 4: Valoración SCR (GSI)	27
Tabla 5. Comparación de tipo de relleno.....	52
Tabla 6. Características físicas de los sistemas de familias predominantes en el OB1	83
Tabla 7. Características físicas de los sistemas de familias predominantes en el OB6	84
Tabla 8. Resumen estadístico de parámetros Q'.....	90
Tabla 9. Propiedades Geomecánicas del macizo rocoso	90
Tabla 10. Resultados de los índices y calidad del macizo rocoso	91
Tabla 11. Programa de producción de tajos mina	92
Tabla 12. Flota de perforación Cerro Lindo	94
Tabla 13. Flota de empernador Cerro Lindo.....	94
Tabla 14.Flota de shotcrete Cerro Lindo	94
Tabla 15. Flota de limpieza Cerro Lindo.....	94
Tabla 16. Flota de transporte Cerro Lindo.....	95
Tabla 17. Descripción del modelo de bloques	95
Tabla 18. Índices y calidad del macizo rocoso para el OB6	104
Tabla 19. Propiedad geomecánica por litología.....	104
Tabla 20. Muestra de mapeo geomecánico Rp 050	106
Tabla 21. Muestras de mapeo geomecánico Rp 073	107
Tabla 22. Resistencia requerida de soporte para galerías	110
Tabla 23. Recomendación geomecánica de Rp 050	111
Tabla 24. Recomendación geomecánica de Rp 073	112
Tabla 25. Codificación y secciones típico	116
Tabla 26. Propiedades de resistencia promedio de la roca Cerro Lindo.....	122
Tabla 27. Calidad de roca	123
Tabla 28. Comparativo de parámetros de diseño Rp 050 (-)	124

Tabla 29. Comparación del cálculo de numero de taladros Rp 073.....	126
Tabla 30. Especificaciones técnicas de los explosivos.....	129
Tabla 31. Toma de muestra en perforación y voladura Rp 050 (-)	147
Tabla 32: Toma de muestra en perforación y voladura Rp 073 (+).....	148
Tabla 33. Diseño de columna explosiva Rp 050 (-)	149
Tabla 34. Diseño de columna explosiva Rp 073 (+)	150
Tabla 35. Resultado de pruebas en Rp 050	151
Tabla 36. Resultado de pruebas en Rp 073	152

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Zona de voladura en túnel.....	28
Figura 2. Ubicación de arranque	29
Figura 3. Diagrama de amarre electrónico	43
Figura 4. Diagrama de amarre no eléctrico.	44
Figura 5. Conexión del tubo con línea troncal	44
Figura 6. Diagrama de amarre convencional con mecha de seguridad	45
Figura 7. Efectos del proceso de detonación	56
Figura 8. Proceso de detonación.....	58
Figura 9. Agrietamiento radial	59
Figura 10. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque	59
Figura 11. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque	60
Figura 12. Malla automática (perímetro de fragmento)	62
Figura 13. Malla editada manualmente	62
Figura 14. Curva granulométrica obtenida	63
Figura 15. Ubicación de la mina Cerro Lindo.....	67
Figura 16. Acceso a la unidad minera Cerro Lindo.....	67
Figura 17. Yacimiento Cerro Lindo, sección geológica.....	70
Figura 18. Vista isométrica de la geología local	72
Figura 19. Modelo estructural Cerro Lindo	73
Figura 20. Modelo 3D de superficies de falla en los cuerpos OB2 y OB5.....	80
Figura 21. Medidas en el SPP y SPB del cuerpo OB1	81
Figura 22. Medidas en el SPP y SPB del cuerpo OB6	81
Figura 23. Medidas en el volcánico del cuerpo OB1	81
Figura 24. Medidas en el volcánico del cuerpo OB6	82
Figura 25. Medidas en el dique del cuerpo OB1.....	82
Figura 26. Medidas en el dique del cuerpo OB6.....	83
Figura 27. SPP de grano grueso a medio en el Nv 1680 CX18.....	85
Figura 28. SPB de grano grueso a medio.	86
Figura 29. Contacto caja techo volcánico – mineral	86
Figura 30. Caja techo cercana – transición volcánica – SPP.....	87

Figura 31. Dominio geotécnico del dique	87
Figura 32. Isovalores de RMR OB5 (Nv 1680, 1710, 1740, y 1770)	88
Figura 33. Histograma RMR'76 (Volcánico, Dique, SPP, SPB y SSM).....	89
Figura 34. Histograma RMR'89 (Volcánico, Dique, SPP, SPB y SSM).....	89
Figura 35. Programa de producción de tajos mina	93
Figura 36: Secuencia gráfica de explotación	97
Figura 37. Mapeo geomecánico Rp 050 (área de estudio)	106
Figura 38. Mapeo geomecánico Rp 073 (área de estudio)	108
Figura 39. Nomenclatura para el perímetro de la excavación.....	109
Figura 40. Proceso de desate y sostenimiento Rp 050	112
Figura 41. Proceso de shotcrete y perforación de la Rp 073	112
Figura 42. Secuencia de explotación modelo en Flac3D	114
Figura 43. Estándar de un tajo en producción vista en sección	114
Figura 44. Estándar de un tajo en producción vista en sección	115
Figura 45. Sección típica Cerro Lindo	117
Figura 46. Terminología de taladros en el diagrama de disparo	118
Figura 47. Esquema de taladros buffer y periferia	119
Figura 48. Estándar de malla de perforación y voladura (actual)	120
Figura 49. Marcado de malla con el equipo marcador laser	121
Figura 50. Resultado del pintado laser de malla.....	121
Figura 51. Plantilla de perforación de arranque	122
Figura 52. Malla de perforación propuesta para Rp 050.....	125
Figura 53. Sostenimiento y perforación de Rp 073.....	125
Figura 54. Malla de perforación propuesta para Rp 073.....	127
Figura 55. Diseño de distribución de explosivos típico (columna explosiva)	128
Figura 56. Indicadores de Voladura Rp 050 (-).....	130
Figura 57. Esquema de carguío propuesto Rp 050 (-).....	130
Figura 58. Secuencia de salida de taladros Rp 050	131
Figura 59. Distribución de energía Rp 050	132
Figura 60. Indicadores de voladura Rp 073 (+)	132
Figura 61. Esquema de carguío propuesto Rp 073 (+).....	133
Figura 62. Secuencia de salida de taladros Rp 073	134

Figura 63. Distribución de energía Rp 073	135
Figura 64. Material de análisis granulométrico Rp 073 (-)	136
Figura 65. Resultado de la curva granulométrica Rp 073	136
Figura 66. Material de análisis granulométrico Rp 050 (-)	137
Figura 67. Resultado de la curva granulométrica Rp 050	137
Figura 68. Cartilla GSI Cerro Lindo	153
Figura 69. Distribución del modelo de bloques.....	154
Figura 70. Estándar de mina Cerro Lindo.....	155
Figura 71. Mapeo geomecánico en campo (Rp 073) – Prueba 06.....	156
Figura 72. Mapeo geomecánico en campo (Rp 073) – prueba 01	157
Figura 73. Mapeo geomecánico en campo (Rp 050) – prueba 02	158
Figura 74. Mapeo geomecánico en campo (Rp 050) – prueba 05	159
Figura 75. Plano unifilar de la mina Cerro Lindo.....	160

RESUMEN

El presente trabajo de investigación plantea brindar solución al problema de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso en relleno detrítico del TJ 750 del Nv 1680 OB1, de la compañía minera Nexa Resources en la unidad operativa de Cerro Lindo; proponiendo como objetivo general el “determinar el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso como relleno detrítico”.

Del análisis del problema y el objetivo se plantea la hipótesis general para contrastar el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura tiene influencia directa en el uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.

El método de investigación empleada fue el científico de tipo aplicada, nivel explicativo, y con un diseño cuasi experimental; considerando dos labores como muestras, las cuales son la Rp 050 del Nv 1550 OB1, y la Rp 073 del Nv 1650 OB6. El instrumento utilizado fue la ficha de recolección de datos, por observación directa; asimismo, para el análisis e interpretación de los datos se utilizó la estadística descriptiva e inferencial.

La conclusión general se corrobora que la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura tiene influencia directa en el uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.

Palabras claves: fragmentación de roca estéril, malla de perforación.

ABSTRACT

This research work proposes to provide a solution to the problem of the fragmentation of waste rock by implementing the design of drilling and blasting mesh for use in detrital fill of TJ 750 of Nv 1680 OB1, of Compañía Minera Nexa Resources in the operating unit of Cerro Cute; proposing as a general objective "to determine the result of the fragmentation of waste rock by implementing the design of drill and blast mesh for use as debris fill".

From the analysis of the problem and the objective, the general hypothesis is proposed to contrast the result of the fragmentation of waste rock, implementing the drill and blast mesh design has a direct influence on the use as detrital fill in the TJ 750 of the Nv 1680 OB1, Company. Minera Nexa Resources - Cerro Lindo 2020.

The research method used was the scientific, applied type, explanatory level, and with a quasi-experimental design; considering two tasks as samples, which are Rp 050 of Nv 1550 OB1, and Rp 073 of Nv 1650 OB6. The instrument used was the data collection form, by direct observation; Likewise, descriptive and inferential statistics were used for the analysis and interpretation of the data.

The general conclusion corroborates that the fragmentation of waste rock implementing the drill and blast mesh design has a direct influence on its use as detrital fill in TJ 750 of Nv 1680 OB1, Compañía Minera Nexa Resources - Cerro Lindo 2020.

Keywords: Barren rock fragmentation for use as debris fill, drilling mesh.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación denominado “Fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para el uso como relleno detrítico del TJ 750 Nv 1680 OB6, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020” tiene su fundamento en la necesidad de evacuar el desmonte generado por las labores de desarrollo y preparación, las cuales son excavadas sobre material detrítico; generando acumulación mensual de desmonte en interior de la mina, lo cual conlleva un retraso en el desarrollo de la mina en profundización.

Esta investigación pretende implementar un diseño de malla de perforación y voladura, con la finalidad de determinar el fragmento adecuado en roca sobre material detrítico o ganga (desmonte) durante el proceso de voladura. Dicho material podría ser utilizado como base del relleno detrítico del TJ 750 Nv 1680 OB1; lo cual permitirá la continuidad del ciclo de minado, reduciendo el nivel de riesgo de exposición del personal y equipos, ya que la aplicación de cualquier tipo de relleno tiene como objetivo estabilizar el macizo rocoso expuesto a aberturas. Para tal fin la presente tesis consta de 4 capítulos.

Capítulo I, se presenta el planteamiento del problema general y específico, determinación de los objetivos, justificación e importancia de la investigación, y finalmente el detalle de la hipótesis.

Capítulo II, se desarrolla el marco teórico, detallando los antecedentes relacionados con la investigación, describiendo los datos generales de la mina Cerro Lindo.

Capítulo III, trata sobre la aplicación de la metodología, tipo, y nivel de investigación; especificando el diseño, población y muestra considerados; determinando así los instrumentos de recolección de datos.

Capítulo IV, presenta los resultados obtenidos de las pruebas del diseño de malla de perforación propuesta; realizando un análisis de la evaluación geomecánica, y granulometría; por último, se realiza el análisis de resultados de la hipótesis y discusión de los resultados, para culminar con las conclusiones, recomendaciones, anexos, y la referencia bibliográfica.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento del problema

La compañía minera Nexa Resources es una empresa que tiene como giro económico el desarrollo de la actividad minera, comprendido en sus etapas de exploración, desarrollo, preparación, explotación, y beneficio de minerales. La unidad operativa de Cerro Lindo aplica el método de explotación *Sub Level Stopping*, generando grandes cavidades vacíos en la explotación de “tajos”, las cuales posteriormente son rellenados con material detrítico y pasta de relleno cementado. El material detrítico es producto de la excavación de labores en desarrollo y preparación de la mina; generando acumulación de desmonte en la profundización por la distancia de evacuación a superficie.

Actualmente, dentro del diseño de malla de perforación y voladura para labores de material estéril no considera la granulometría como un parámetro para el uso como relleno detrítico produciendo una fragmentación de roca con tamaños irregulares, los cuales no permiten una compactación adecuada del material suelto al momento de realizar el relleno del tajo evitando así el manejo adecuado del material estéril, quedando como remanentes en las labores aledañas al desarrollo de la mina.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cuál es el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso en relleno detrítico del TJ 750 del Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación geomecánica del macizo rocoso para la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril?

- b) ¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril?

- c) ¿Cuál es la distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Determinar el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Determinar el resultado de la evaluación geomecánica del macizo rocoso para la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril.

- b) Determinar el diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril.

- c) Realizar la distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril.

1.4. Justificación e importancia

- **Impacto teórico:**

El presente trabajo busca mejorar la fragmentación de rocas en labores desarrolladas sobre material estéril; este objetivo se concretará gracias a la implementación del diseño de la malla de perforación y voladura con la finalidad de mejorar la fragmentación del material detrítico para uso como relleno; asimismo, con este diseño, se podrá controlar el área de influencia de la voladura, generando estabilidad sobre el macizo rocoso, brindando así seguridad en los trabajadores, y equipos utilizados en la minería subterránea.

- **Impacto práctico:**

Los resultados obtenidos ayudará a la compañía minera Nexa Resources Cerro Lindo a mejorar las eficiencias operativas en labores de desarrollo (sobre material estéril o ganga), realizando el tratamiento del material como uso en relleno detrítico; asimismo, brindará información necesaria para su aplicación en otras empresas mineras que podrían tener problemas similares, ya que estos datos podrán ser utilizados para la optimización de recursos y alcanzar eficiencias operativas deseadas para el control de costos.

Del mismo modo, será de utilidad académica para el desarrollo de capacidades ante una situación real similar, puesto que los estudiantes de la carrera de Ingeniería de Minas se encuentran en pleno aprendizaje; por tanto, podrán ser aplicados con el único objetivo de mejorar las operaciones mineras.

1.5. Hipótesis y descripción de variables

1.5.1. Planeamiento de la hipótesis de investigación:

- **Hipótesis general:**

El resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura tiene influencia directa en el uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.

- **Hipótesis específicas:**

- a) La evaluación geomecánica del macizo rocoso incide positivamente en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril.
- b) El diseño de malla de perforación y voladura influye en la fragmentación de roca estéril
- c) La distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura influye de manera directa en la fragmentación de roca estéril.

1.5.2. Identificación y clasificación de variables:

- **X₁: Malla de perforación y voladura**

Definición conceptual. Es un esquema grafico que indica la distribución geométrica de los taladros dentro de un área determinada; las cuales cuentan con parámetros de medida, distribución de explosivos, y sistemas de inicio de la voladura.

- **X₂: Fragmento de roca estéril**

Definición conceptual. Es el tamaño de la roca resultante de una voladura, la cual es clasificada en función al tamaño de roca (granulometría).

1.5.3. Matriz de operacionalización:

Operacionalización de variables

Variable	Definición Conceptual	Dimensión	Indicadores
Malla de Perforación y Voladura	Definición Conceptual: Son representaciones graficas de cuadrículas pre calculados con la finalidad de realizar la perforación contorneando la excavación de la roca, bajo parámetros establecidos como la cantidad de taladros perforados, explosivos, y accesorios a ser utilizados para un determinado diseño.	Perforación	Burden
			Espaciamiento
			Diámetro
			Longitud de Barra
			Sección de Labor
			Volumen Roto
		Voladura	Numero de Taladros
			Nro. de Cartuchos
			Kg. De Explosivos
			Factor de Avance (Kg/m)
Fragmento de Roca Estéril	Es el tamaño de la roca resultante de una voladura, la cual es clasificada en función a granulometría.	Fragmento	Granulometría

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema:

Durante el proceso de investigación se han encontrado estudios de control de la fragmentación de rocas sobre mineral, las cuales se realizan en labores de explotación con la finalidad de optimizar la granulometría y el proceso de chancado, y molienda en la planta concentradora.

2.1.1. Antecedentes nacionales

- Tesis titulada: “*Optimización de la fragmentación en la rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto*”. La investigación realizada el año del 2014 en la minera Toquepala nos brinda la conclusión: “Aplicando en el diseño de carga la doble iniciación electrónica, en los proyectos volados ha permitido optimizar la fragmentación de la roca en zona de mineral”. (1) Por lo tanto, se puede afirmar que un buen diseño de malla de perforación y voladura tiene una influencia importante en el proceso de desintegración del macizo rocoso.

- Tesis titulada: “*Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de áreas de influencia en la empresa minera Marsa*”. La investigación concluye que diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas permite optimizar la distribución de energía

con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos; lo que nos indica que la evaluación geomecánica previa determina un diseño óptimo. (2)

- Tesis titulada: “*Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura*”. La investigación señala que la finalidad de cualquier mina en ejecución es el beneficio que se obtiene por la venta de sus productos, por lo tanto, el costo operativo, y el costo de producción tienen que ser lo óptimo posible. Además, se señala que la reducción de los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado se logra mediante la optimización los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, lo que acarrea que el rendimiento e indicadores de productividad se incrementen en cada una de las operaciones unitarias, realizándose para ello mejores procedimientos de trabajo. (3)
- Tesis titulada: “*Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cía. Minera Horizonte U/P Culebrillas*”. En la investigación se estudia el método de Klus Ram y se afirma que su aplicación “ha mejorado la fragmentación de la roca la cual facilita la limpieza, carguío, acarreo, transporte y molienda del material”; poniendo en evidencia que el buen diseño de voladura influye en la optimización de las operaciones unitarias en la industria minera”. (4)
- Tesis titulada: “*Optimización de la fragmentación aplicando valores de energía en voladura al tajo Vidal, Nivel 4190 cantera de caliza Cerro Palo Cemento Andino S. A.*” La investigación demuestra que la distribución de carga explosiva es otro factor que influye en gran proporción en la fragmentación de roca. Además, concluye que “Aplicando valores de energía en voladura es una herramienta muy efectiva para el diseño de la malla de perforación y voladura; porque tiene como premisa el tamaño de fragmentación que requerimos porque determinamos la energía total entregada por el explosivo ($0.8 \cdot QE$) del calor de explosión del ANFO. Para transformar de un tamaño “D” a otro tamaño “d” de menor dimensión que lo origina”. (5)

2.1.2. Antecedentes internacionales

- Informe interno que maneja la compañía Golder Associates titulado: “*Alternativas de predicción de fragmentación secundaria en minería de hundimiento masivo (Block/panel Caving)*”. En este documento se indica que “existen varias razones por las cuales la tasa de extracción del mineral en los puntos de extracción es variable en el tiempo. Al ser variable, implica que el material quebrado puede llegar a permanecer una cantidad de tiempo corta o larga en las columnas de extracción. Según la experiencia minera, a mayor tasa de extracción la fragmentación tiende a decrecer, por lo cual sería importante estudiar con más detalle la influencia del tiempo del material dentro de las columnas de extracción para diferentes proyectos subterráneos”. (6)
- Memoria para optar el título de Ingeniero Civil de Minas titulada: “*Sistema de manejo de materiales en minería por hundimiento con fragmentación final*”. En el trabajo se detalla que cuando una voladura produce roca “fragmentada con granos gruesos, su columna de extracción desarrolla un área de influencia mayor; mientras tanto cuando resulta granos finos dicha área de influencia será menor”; por lo tanto, hará efecto en el sistema de extracción. (7)
- La investigación de Kaushik Dey, en los principios de “*Blastability*”, cuyo principal objetivo es la fragmentación por las voladuras y conseguir un tamaño adecuado que se ajusten a nuestras necesidades, así mismo buscar un factor de explosión específico para reducir al mínimo el costo de la minería en general, aproximándonos a un buen resultado utilizando parámetros geomecánicos, un buen diseño y explosivos adecuados. (8)

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Evaluación geomecánica:

Es el estudio del comportamiento mecánico del macizo rocoso ante la acción de fuerzas de compresión y tracción de origen natural o artificial con la finalidad de determinar la clasificación de la roca circundante a la excavación subterránea; asimismo, nos permite zonificar los dominios estructurales, y así definir la

necesidad de sostenimiento para poder estabilizar las excavaciones realizadas dentro de las operaciones mineras subterráneas.

2.2.1.1. Métodos de evaluación geomecánica:

Los métodos de clasificación del macizo rocoso habituales dentro de la actividad minera subterránea han sido necesarios y de fácil entendimiento para los ingenieros mineros, y geólogos.

Asimismo, se puede deducir que dicha clasificación no es considerada como solución final para los problemas de diseño de un proyecto minero, sino un medio para alcanzar ese objetivo.

A. Sistema Q (Barton):

Propuesta por Barton (1974), siendo su principal propósito establecer un índice (Q) para determinar la calidad del macizo rocoso, realizando una valoración numérica de 6 parámetros, las cuales nos permiten calcular el valor Q mediante la ecuación propuesta por Barton.

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

Fórmula 1. Ecuación de Barton

Donde:

- RQD : Rock Quality Designation.
- J_n : Número de familias de discontinuidades.
- J_r : Rugosidad de las discontinuidades.
- J_a : Grado de alteración de las discontinuidades.
- J_w : Presencia de agua.
- SRF : Factor por reducción de esfuerzos.

Habiendo obtenido el valor del índice Q, se puede realizar la clasificación en el siguiente cuadro de valoración.

Tabla 1. Clasificación del Q de Barton

Descripción del macizo	Q
Excepcionalmente malo	0,001 – 0,01
Extremadamente malo	0,01 – 0,1
Muy malo	1 – 4
Regular	4 – 10
Bueno	10 – 40
Muy bueno	40 – 100
Extremadamente bueno	100 – 400
Excepcionalmente bueno	400 – 1000

B. Sistema RMR (Bieniawski):

Propuesto por Bieniawski (1989), su sistema de clasificación divide al macizo rocoso en distintas clases similares al sistema 'Q' de Barton, las cuales son fácilmente evaluables mediante observaciones visuales, y ensayos de laboratorio simples; es por ello que existe una correlación entre ambos sistemas. El índice RMR evalúa la competencia del macizo rocoso, tomando como base el análisis de 6 parámetros:

$$RMR = Val(\sigma) + Val(RQD) + Val(Js) + Val(Jc) + Val(H_2O) + Val(\gamma)$$

Fórmula 2. Ecuación de RMR

Donde:

- σ : Resistencia uniaxial de la roca intacta.
- RQD: Rock quality designation.
- J_s : Espaciado entre juntas o discontinuidades.
- J_c : Estado de las juntas o discontinuidades.
- H_2O : Agua subterránea.
- γ : Corrección por la orientación de las discontinuidades.

Finalmente, la clasificación del macizo rocoso se realiza en base al valor RMR obtenido, según el siguiente cuadro de valoración.

Tabla 2. Clasificación RMR de Bieniawski

Calidad de Roca	Clase	RMR
Muy buena	I	81 – 100
Buena	II	61 – 80
Regular	III	41 – 60
Mala	IV	21 – 40
Muy mala	V	0 – 20

C. Sistema GSI (Hoek & Brown):

Presentado por Hoek (1995), como un complemento a su criterio generalizado de falla de roca; el sistema está basado en la observación cuidadosa y minucioso del macizo rocoso y, convirtiéndose así en una valoración cualitativa. Este índice GSI realiza la evaluación del macizo rocoso, considerando dos parámetros fundamentales:

- **Condición estructural (SR):**

Considera el grado de fracturamiento, la cantidad de fracturas o discontinuidades por metro lineal; esta evaluación se realiza con el apoyo del flexómetro y contacto visual para el conteo de las fracturas (naturales y superiores a 70 cm), calificando el macizo rocoso en 5 categorías:

Tabla 3: Valoración SR (GSI).

Estructura	Código	fractura/m ²
Levemente fracturada	LF	1 – 6
Moderadamente fracturada	F	7 – 12
Muy fracturada	MF	13 – 20
Intensamente fracturada	IF	> 20
Triturada o brechada	T	Triturada
Foliado o laminado	.-	.-

- **Condición superficial (SCR):**

Considera la característica geomecánica de la roca intacta, y las propiedades de las fracturas o discontinuidades (resistencia, apertura, rugosidad, relleno, y alteración), resultando en cinco categorías:

Tabla 4: Valoración SCR (GSI)

Estructura	Código	fractura/m ²
Muy buena	MB	1 – 6
Buena	B	7 – 12
Regular	R	13 – 20
Mala/Pobre	P	> 20
Muy Mala/Muy Pobre	MP	Triturada

Una vez encontrado la valoración SR, y SCR, se elige la situación que más se acerca a la realidad del macizo rocoso, haciendo uso la tabla de Hooke, obteniendo así el valor del índice GSI (1 a 100) del macizo rocoso.

2.2.2. Diseño de malla de perforación:

Es un esquema grafico que indica la distribución geométrica de perforación de taladros, dentro de un área determinada; las cuales cuentan con parámetros de medida, distribución de explosivos, y sistemas de inicio de la voladura.

En minera subterránea este diseño debe de tener mayor detalle, puesto que debe considerar la generación de cara libre para el despliegue de la onda expansiva producto de la reacción del explosivo, y así poder tener un resultado óptimo de la voladura controlando el daño al macizo rocoso circundante a la excavación.

Los factores que se tienen que considerar previa elaboración del diseño son las siguientes:

2.2.2.1. Esquema de diseño:

La excavación subterránea es muy compleja puesto que tiene como característica principal, contar con una sola cara libre (frente de avance), “la

voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque” (9); teniendo por necesidad la apertura de otra cara libre, lo cual permite la salida del material resultante de la voladura de los taladros cargado.

El esquema principal propuesto por Lopez Jimeno, es la siguiente:



*Figura 1. Zona de voladura en túnel
Tomado de Lopez Jimeno (2019)*

a) Contorno:

Establecen el límite de la voladura. Es la sección que permite controlar el daño al macizo rocoso al contorno del diseño, realizando taladros de precorte en la corona, y cuadradores en los hastiales; las cuales se disparan en el mismo tiempo de retardo. Asimismo, los taladros de la corona son acompañados por taladros de alivio, permitiendo así la liberación de energía durante la voladura; en algunos casos también se perforan en los cuadradores.

b) Núcleo:

Es el área de rotura máxima del macizo rocoso, determinando así el nivel de fragmentación y el despliegue del material resultante de la voladura; su eficacia depende fundamentalmente de la voladura inicial del arranque.

Los taladros son conocidos como de “producción”, y todos son cargados con explosivos calculados en base a la necesidad de fragmentación, y desplazamiento de la roca.

c) Arranque:

Considerado como la fase de mayor importancia en el proceso de voladura, porque implica la apertura de la cavidad inicial para crear una cara libre con la finalidad de facilitar la rotura de la sección restante, donde los taladros cargados adyacentes a la cara libre puedan destrozar la roca con dirección a la cavidad creada (Arranque).

La ubicación del arranque dentro de la sección nos permitirá determinar la proyección, y la fragmentación requerida de la roca.

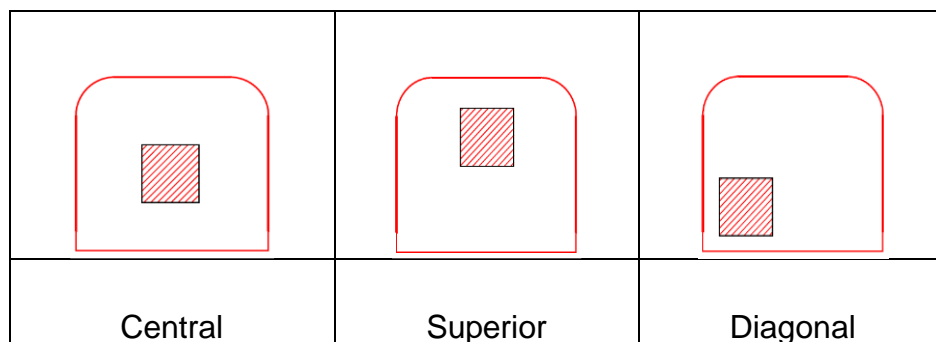


Figura 2. Ubicación de arranque

De las ubicaciones que se podrían presentar la más recomendable es la central porque “evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto, y mejor fragmentado”. (9)

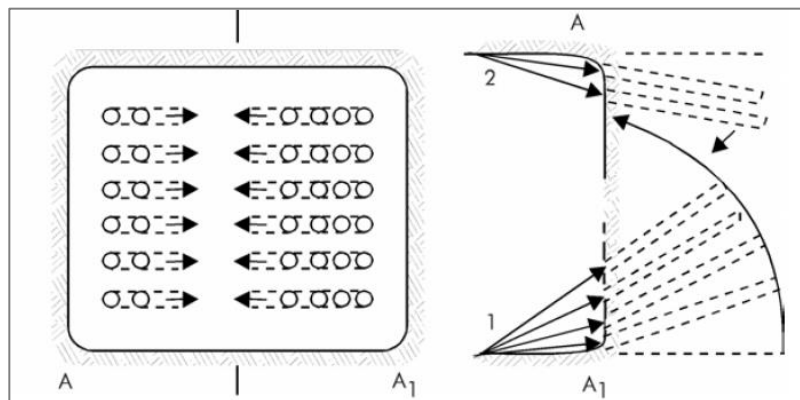
Según los estudios realizados por los especialistas, “los cueles pueden clasificarse en dos grandes grupos”: (9)

- **Arranque en ángulo o inclinados:**

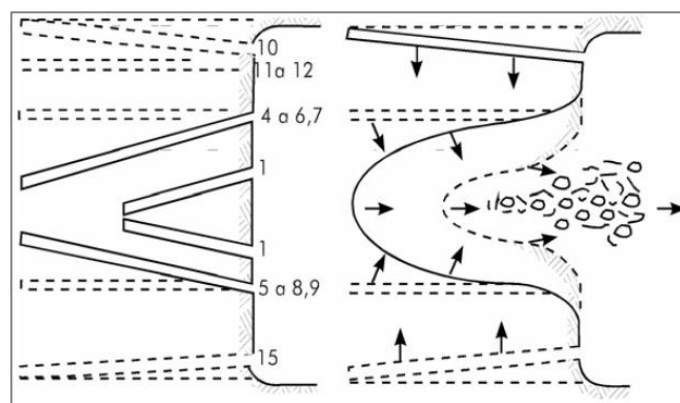
Los tipos de arranque en ángulo son cada vez menos utilizados dentro de la industria minera por su complejidad y laboriosidad en el proceso de perforación,

debido que los taladros tienen que ser perforados siguiendo un patrón de inclinación (ángulo), dentro del grupo tenemos:

- Corte en abanico; son divergentes respecto al fondo de la excavación, y la perforación de los taladros son dispuestos en abanico, descargando hacia la cara libre.



- Corte en cuña; en todas sus variantes son convergentes hacia un punto al fondo de la excavación.
- Corte en ejecución vertical (wedge cut).
- Corte en ejecución horizontal (v, o w).
- Corte piramidal.



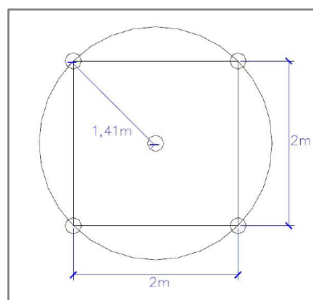
- Corte en cuña y abanico (combinados); recomendada para rocas tenaz, dura, y elástica.

- **Arranque en paralelo:**

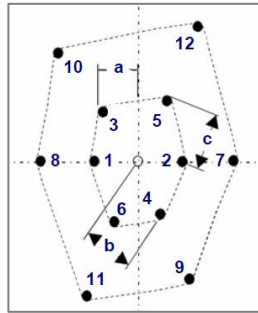
Este grupo se caracteriza por contar con uno o más taladros de alivio de mayor o igual diámetro, cuyos espacios vacíos actúan como primera cara libre, para la acción de los taladros adyacentes cargados; por lo tanto, los taladros se perforan siguiendo un patrón de paralelismo con relación al taladro de alivio en arranque.

Estos cortes son de uso común dentro de la industria minera subterránea mecanizada, por la facilidad en el proceso de perforación; dentro de los ellos podemos encontrar:

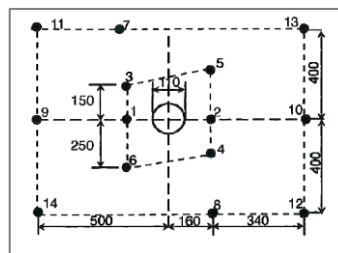
- Corte quemado: son los más antiguos, y los más usados dentro de la minería.
- Grounlund
- Triangular
- Sarrois
- Michigan
- Corte en cráter: ideales para excavaciones verticales de mayor diámetro (pozas, y piques); genera el cráter del fondo de perforación hacia la cara libre frontal, ya que el diseño no contempla un taladro vacío como cara libre; obteniendo un avance limitado.



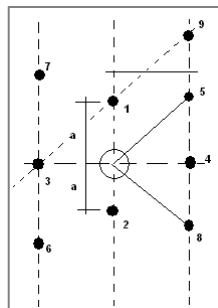
- Corte cilíndrico
- Espiral o doble espiral; se perfora un taladro de alivio de mayor diámetro, la cual es circundante a los taladros pequeños que contienen carga, cuya distribución se realiza en forma de espiral.



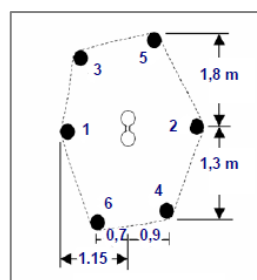
- Taby; ideal para perforación vertical, y aplicables a chimenea



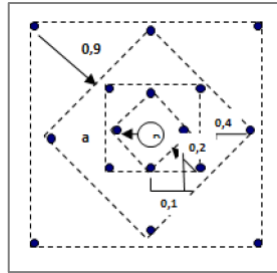
- Fagersta; es un tipo de cuele mixto entre el de cuatro secciones y el de doble espiral, siendo adecuado su uso en pequeñas galerías donde el empleo de perforadoras manuales es más útil.



- Coromant; consiste en perforar dos taladros de mayor diámetro, las cuales se son perforados de manera adyacente.



- Cuatro secciones



d) Arrastre:

También denominado zapateras o taladros de piso, las cuales se encuentran situados en la parte inferior del diseño con el objetivo de controlar la excavación del piso de acuerdo con el nivel del proyecto.

Dentro del diseño de estos taladros, es necesario considerar el ángulo de inclinación para la viga perforadora llamado también **ángulo de realce “ γ ”**, lo cual permitirá que la excavación resulte adecuada para el emboquille o encaje para el siguiente disparo; siendo el parámetro teórico que se puede tomar como referencia es:

$$\gamma = 1^\circ \times 1m$$

Fórmula 3. Ángulo de realce

e) Ayudas:

Son los taladros de rotura o también denominados de producción, con el objetivo de amplificar la excavación de la cara libre, y maximizar la fragmentación de la roca.

2.2.2.2. Factores influyentes en el diseño:

a) Factores inherentes a la roca:

Son aquellos factores que no se pueden controlar; sin embargo, son de mayor influencia en el diseño de malla de perforación y voladura; como las propiedades físicas (dureza, densidad, elasticidad, etc), propiedades de resistencia (inducido por esfuerzos físicos), y condición geología (discontinuidades, fallas, agua, etc.).

b) Factores inherentes al explosivo:

Son aquellas propiedades inherentes al explosivo (densidad, velocidad de detonación, presión de detonación, energía, potencia, gases, etc), las cuales pueden ser controladas con la finalidad de tener un rendimiento optima en la voladura.

c) Factores de diseño:

También considerados como factores controlables, puesto que dependen del método de explotación, calidad del macizo rocoso, y de los explosivos a usar; las cuales influyen en la determinación de parámetros del propio diseño.

2.2.2.3. Parámetros de diseño:

a) Geomecánico:

- **Clasificación del macizo rocoso:**

Para la clasificación geomecánica se utilizó los sistemas de Clasificación RMR76 de Bieniawski (1976), Q de Barton (1973) y como complemento el Índice de Resistencia Geológica GSI (1994).

Este sistema fue desarrollado por Bieniawski (1976). El sistema considera seis parámetros de clasificación (ver cuadro siguiente), la suma de estos parámetros da el índice RMR, para el caso Minero se recomienda no considerar la valoración por ajuste de orientación ya que éste es considerado en el número de Estabilidad (N') para el Método gráfico Estabilidad. Los parámetros que intervienen en la clasificación de macizo rocoso fueron obtenidos de los ensayos de mecánica de rocas en el laboratorio, mapeos detallados en los afloramientos e inspección de los testigos de perforación.

- **Esfuerzos:**

 - **Esfuerzos *in situ*:**

Considerando un bloque de macizo rocoso a una profundidad considerable debajo de la superficie. El peso de la columna vertical de la roca que descansa

sobre este bloque es el producto de la profundidad y el peso unitario del macizo rocoso sobre yacente (carga litostática).

Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = \gamma x z$$

Esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = k x \sigma_v = k x \gamma x z = \left(\frac{v}{1-v} \right) x \sigma_v$$

Donde:

$$k = 0.25 + 7 E_h * \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

σ_v = Esfuerzo vertical

σ_h = Esfuerzo horizontal

E_h = Modulo de deformación en MPa

v = Coeficiente de Poisson

γ = Peso unitario de la roca

z = Profundidad por debajo de la superficie en metros.

Esfuerzos inducidos:

En el proceso de excavación en un macizo rocoso sometida a los esfuerzos existentes previo a la excavación, sufren un desequilibrio tensional, el cual permite una redistribución de esfuerzos, generando un nuevo estado tensional inducidos en el macizo rocoso circundante a la excavación; cuya magnitud y orientación del estado tensional tienen que ser evaluados permanentemente.

b) Perforación:

- **Burden:** es la distancia perpendicular medida entre la cara libre, y el centro del taladro cargado circundante a la misma.

Define la resistencia existente entre el espacio de cara libre y los gases del explosivo, a mayor *burden*, mayor resistencia.

Existen varios modelos o fórmulas para el cálculo del *burden*, basado a las teorías para el diseño de voladura; dentro de las principales tenemos:

- R.L. Ash: su investigación es enfocada sobre voladura superficial; el cual consiste en la aplicación de 5 parámetros básicos de relación para el cálculo del *burden*, haciendo uso de la siguiente formula:

$$B = \frac{K_B \times D}{12}$$

Donde:

B = Burden (pies)

K_B = Factor de corrección

D = Diámetro de carga explosiva (plg)

TIPO DE EXPLOSIVO	CLASE DE ROCA		
	BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad (0.8 a 0.9 gr/cm ³) Baja Potencia.	30	25	20
Densidad media(1.0 a 1.2 gr/cm ³) Potencia Media	35	30	25
Alta densidad (1.3 a 1.6 gr/cm ³) Potencia Alta.	40	35	30

- Andersen: considera que el *burden* está en función del diámetro, y longitud del taladro a perforar; la desventaja radica en la no consideración de los factores geológicos, y geomecánicos del macizo rocoso.

$$B = k \sqrt{D * L}$$

Donde:

B = Burden

k = Constante de corrección (1)

D = Diámetro (pulgadas)

L = Longitud de taladro (pies)

- Konya: basada en las teorías de ASH, determina que el *burden* se determina en relación del diámetro del taladro y la densidad del explosivo y la roca.

$$B = 3,15 \text{ } \varnothing e \sqrt{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

B = Burden

$\varnothing e$ = Diámetro del explosivo (pulgadas)

ρ_e = Densidad del explosivo

ρ_r = Densidad de la roca

- Langefors: considera los atributos del explosivo como la potencia relativa, y el grado de compactación; asimismo el grado de fracturamiento del macizo rocoso.

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{C \times f \times S/B}}$$

Donde:

B = Burden

D = Diámetro de taladro (metro)

ρ_e = Densidad del explosivo

PRP = Potencia relativa del explosivo

C = Constante de roca

f = Grado de fractura

S/B = Factor de espaciamiento

- **Espaciamiento:** es la distancia perpendicular medida desde el centro de los taladros cargados, referenciados en la misma fila y depende del *burden*.
- **Longitud de avance:** es la medida de alcance de la voladura, dependerá de las dimensiones de la excavación (sección), lo cual determinará la barra a utilizar para perforar la roca.
- **Diámetro de taladro:** Es la medida del diámetro del taladro perforado; según las dimensiones de la excavación se determinará el diámetro de la broca a utilizar para la perforación de la roca. Para determinar un diámetro óptimo de perforación se deben tomar en cuenta las siguientes consideraciones:

Características del equipo de perforación.

- El área de sección de labor
- El avance lineal proyecto

- **Sección (área):** detalla los parámetros de ancho y altura de la labor, lo cual será en base al método de explotación, y la calidad del macizo rocoso que presenta; la presente formula es considerada para poder hallar el área optima de la sección de excavación.

$$S = \left(\frac{\pi x r^2}{2} \right) + \left(r x (A - (2 x r)) \right) + 4 (A x (H - r))$$

- **Eficiencia de perforación:** está representado por la capacidad optima de perforación; lo cual está en función del equipo y longitud de barra a usar.

c) Voladura:

- **Carga explosiva:** es la cantidad de explosivos administrados por taladro, expresado en kilogramos.

- **Carga operante:** es la cantidad de explosivos por retardo con un espacio de 10 ms, en una voladura.
- **Factor de carga/potencia:** es la relación existente entre la cantidad (kg) de explosivos utilizados para fragmentar un determinado volumen (m³) de macizo rocoso, las cuales son producidos por una voladura.

$$F_p = \frac{Exp}{V_r} = \frac{(kg)}{(m^3)} = \frac{(kg)}{(TM)}$$

- **Factor de avance:** es la relación existente entre la cantidad (kg) de explosivos utilizados para fragmentar un determinado volumen (m³) de macizo rocoso en metros lineales, las cuales son producidos por una voladura.

$$F_c = \frac{Exp}{L_a} = \frac{(kg)}{(m)}$$

Es muy importante considerar la relación del factor de carga y el tipo de explosivo a usar en una voladura, puesto que la cantidad de energía varia para un determinado peso específico del explosivo.

- **Velocidad pico partícula:** es una de las formas de controlar el daño al macizo rocoso después de una voladura; permitiendo así una distribución de carga adecuada.

Las voladuras producen vibraciones en el subsuelo que pueden causar daños en las estructuras circundantes debido a los esfuerzos y deformaciones de tipo dinámico que se superponen a las estáticas. Los estudios teóricos muestran que la velocidad a la que se desplazan las partículas en el subsuelo es la variable determinante de la magnitud de los esfuerzos a los que son sometidas las estructuras. (10)

d) Accesorios de voladura:

Son dispositivos o conjunto de elementos utilizados para poder activar una voladura mediante un sistema de iniciación, las cuales transmitirán la energía suficiente para el inicio de la explosión, mediante ondas detonantes por taladro; generando un régimen que mantenga una reacción constante.

- **Sistemas de iniciación:** conocidos también como detonadores; tienen como finalidad iniciar la activación de los explosivos dentro del taladro, dentro de un cartucho de explosivos denominado “cebo”, o también pueden estar dentro de un explosivo multiplicador denominado como *booster*.

La elección de cada tipo de detonador vendrá determinada por las necesidades de secuenciación, características del entorno y facilidad en la realización de la conexión.

- **Detonador convencional:** está constituido por un tubo de aluminio (capsula), cuyo interior está compuesta de dos cargas; se inician o activan mediante una mecha lenta, las cuales tiene que estar bien ensamblado para evitar algún desprendimiento entre los accesorios.
 - Carga base: explosivo de alta velocidad de detonación
 - Carga primaria: explosivo de alta sensibilidad

Debido a su característica de configuración, no es posible establecer un tipo de retardo en el detonador.

La aplicación de este sistema de iniciación no es común en la industria minera, debido a su alto nivel de riesgo, puesto que el encendido de cada guía se realiza de manera manual y por cada taladro cargado.

El sistema mejorado de esta versión es la que se está utilizando actualmente, debido a la garantía en seguridad del trabajador; está compuesto por la mecha rápida, conector, guía de seguridad, y fulminante. El encendido se realiza desde un solo punto.

- **Detonador eléctrico:** está constituido por un tubo de aluminio o cobre (capsula), cuyo interior está compuesta por una carga base, una carga primaria, y un inflamador.
 - Carga base: explosivo de alta velocidad de detonación
 - Carga primaria: explosivo de alta sensibilidad

- **Inflamador:** resistencia eléctrica recubierta por una pasta explosiva, conectados a las extensiones de alambre.

Los detonadores eléctricos se clasifican en instantáneos y de retardo. Los detonadores de retardo incluyen un elemento de retardo entre la cabeza de encendido y la carga primaria. Dos clases de retardos son disponibles; retardos de milisegundos (MS) y retardos de periodos largos (LP).

Los retardos de milisegundos tienen un intervalo de 20 ms a 200 ms. Los detonadores de milisegundos son usados en voladura superficial como bancos, canteras y de construcción.

Los retardos de periodos largos tienen intervalos de tiempo más largos cercanos a 0,5 segundos. Los retardos de periodos largos son de mayor aplicación en minería subterránea como túneles, piques, y zanjas.

- **Detonadores no eléctricos:** está constituido por un tubo de aluminio (capsula) cuyo interior contiene carga base, carga primaria, y un elemento de retardo. Son activados por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión (Nonel), las cuales están fabricadas de plástico que contiene en su interior una pequeña cantidad de material reactivo.

Cuando es iniciado este tubo transmitirá una onda de choque a baja presión a una velocidad de 2,000 m/s; propagando la detonación de manera confiable y sostenible sobre curvas pronunciadas, enroscadura o nudos que puedan presentar el tubo.

El sistema es absolutamente compatible con todos los tipos de explosivos comerciales, incluyendo las dinamitas más sensitivas; garantizando altos rendimientos en la voladura y bajos costos operacionales, utilizando la tecnología de los microretardos mejora el grado de fragmentación de la roca, permitiendo un mejor diseño de la malla de perforación, dándoles estabilidad a las cajas del macizo rocoso.

- **Detonadores electrónicos:** está constituido por un tubo de aluminio (capsula) cuyo interior contiene carga base, carga primaria sensible a la gota eléctrica, doble resistencia eléctrica, elemento de retardo, y un microchip.

Considerados como sistema de última generación, cuya diferencia fundamental entre cualquier otro sistema de iniciación, es que la pasta pirotécnica que determina el tiempo de retardo ha sido sustituida por un microchip que es el encargado de realizar la descarga del condensador en el momento esperado.

La ventaja más importante en este sistema de iniciación es la seguridad del trabajador, y la simultaneidad de voladura entre 1 a 5 disparos por una activación. El costo elevado de los componentes es la mayor diferencia con los sistemas tradicionales; sin embargo, esta diferencia se puede mejorar traduciéndolo en una mayor productividad, seguridad, y efectividad tales como:

- Reduce el riesgo del trabajador en el proceso de chispeo
- Mejora la fragmentación, puesto que el sistema implica una mejora en la cooperación entre los taladros
- Reduce drásticamente las vibraciones producidas por la voladura, mejorando el indicador de la carga operante
- Optimiza la productividad de los equipos de limpieza y acarreo
- Mejora el control de proyección del material producto de la voladura (fly rock)
- Reduce el impacto del macizo rocoso, mejorando considerablemente la estabilidad de la roca circundante a la excavación

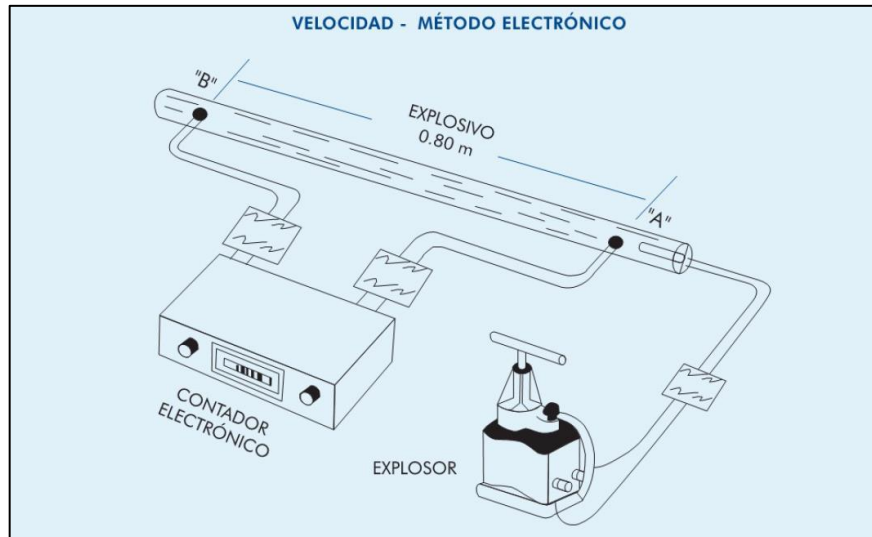


Figura 3. Diagrama de amarre electrónico
Tomado de Manual Exsa 2019

- **Cordón detonate:** son cordones elaborados con fibra de hilos textiles, con recubrimiento de cloruro de polivinilo (PVC), las cuales le brindan una característica flexible, e impermeable, resistente al agua, y la abrasión. El núcleo de esta cuerda se encuentra relleno con pentrita en diferentes cantidades, cuya velocidad de detonación es de 7000 m/s.

Son transmisores de la onda de detonación hacia los explosivos colocados en cada taladro, pueden ser iniciados por aplicación directa o mediante una mecha de seguridad, un fulminante, o fulminante eléctrico con el cual es atado a la línea troncal. El fulminante es colocado a lo largo del cordón detonante y el extremo cargado apuntaría a la dirección del viaje de la onda de choque en la línea troncal. Algunas veces un detonador eléctrico es unido directamente al cordón usando cámaras especiales de plástico.

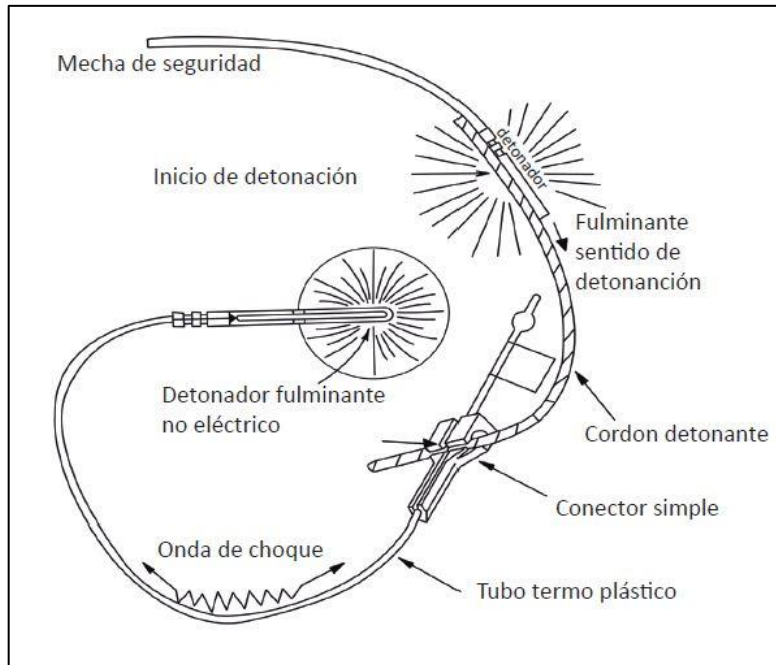


Figura 4. Diagrama de amarre no eléctrico.
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa

- **Conectores:** es un dispositivo de plástico las cuales pueden ser usados para conexiones de detonadores eléctricos o cordón detonante. Cumplen la función de iniciar las líneas de detonación o líneas troncales ensamblados de cordón detonante, o tubos de plástico (NONEL).

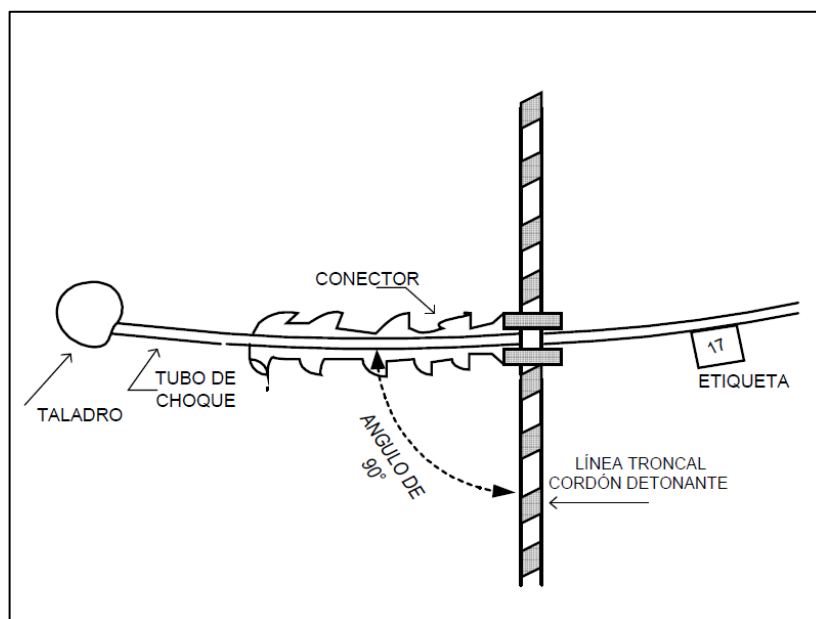
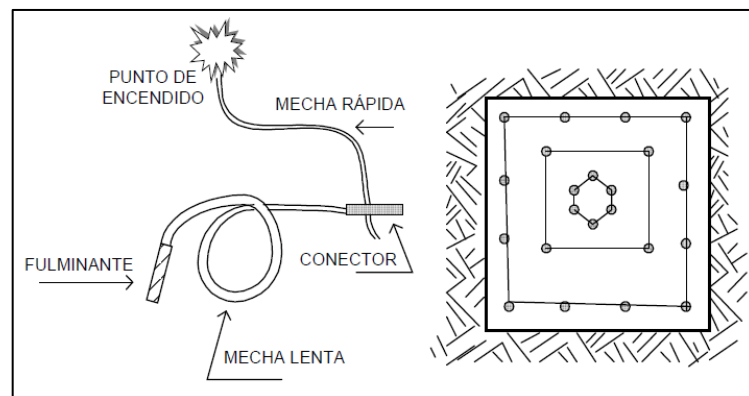


Figura 5. Conexión del tubo con línea troncal
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa

- **Multiplicadores:** también conocidos como *Booster's*, son iniciadores de voladura que se utilizan para activar explosivos de baja sensibilidad, como el anfo, hidrogeles, y emulsiones.

Está constituido por un cilindro de pentolita que se encuentra recubierto de cartón, teniendo una velocidad de detonación de 7.500 m/s (alta). El *Booster* presenta orificios axiales por donde pasan el cordón detonante, detonadores, etc.; los cuales activarán al multiplicador.

- **Mecha de seguridad:** el cordón de seguridad es un medio a través del cual la llama es llevada continuamente a una velocidad constante. Este consiste en un núcleo de pólvora negra y protegido. El diámetro del cordón de seguridad es comúnmente entre 4 y 6 mm. Varias cubiertas protegen al núcleo de la abrasión, de la penetración de agua u otros y previene de la rotura lateral. El rango de combustión diseñado es cercano a 8 - 9 mm/s. Cuando el cordón de seguridad es probado, una variación del 10% de los rangos de combustión al nivel del mar es aceptado. Es necesario mencionar que el rango de combustión del cordón de seguridad es afectado por la presión. Variaciones en el rango de la combustión podrían ocurrir debido a los cambios en la altura, voladura bajo el agua o incremento de la presión debido a un atacado firme. De acuerdo con Bauer si un taladro está atacado firmemente con arcilla húmeda, el rango de combustión puede ser incrementado en 100%. Esto se espera porque el rango de combustión de la pólvora es una función de la presión.



**Figura 6. Diagrama de amarre convencional con mecha de seguridad
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa**

2.2.3. Carga explosiva:

Es el dimensionamiento de la cantidad de explosivos con la capacidad de liberar energía suficiente para romper un determinado volumen de roca; considerando minimizar los daños de la roca circundante o cajas del macizo rocoso.

Para realizar un buen cálculo de la carga explosiva es necesario conocer los parámetros del diseño como longitud y diámetro del taladro, tipo de roca, propiedades del explosivo, etc.

2.2.3.1. Explosivos:

“Las sustancias explosivas son compuestos o mezclas mecánicas, que bajo la acción de un impulso externo tienen la propiedad de hacer explosión”. (10)

Esta reacción generada por agentes externos resulta en una masa de gas con elevadas temperaturas, y presiones altas; siendo aprovechadas en el proceso de voladura para lograr una fragmentación ideal para los objetivos de la excavación, ya sea en mineral o material estéril.

A. Clasificación de explosivos:

Los explosivos se clasifican en tres grandes grupos en función de la reacción que sufren los elementos que componen el explosivo. (11)

I. Mecánicas

Es aquella que se produce como consecuencia de una súbita liberación de presión por gases, generando una expansión brusca; no requieren un elemento detonador. Son empleados en minería donde no se utilizan los explosivos industriales, como por ejemplo las minas de carbón.

II. Químicos

Es aquella que se produce por reacción química de los agentes o mezcla de las mismas, originados por fuentes internas o externas, convirtiéndose en gases con desprendimiento de calor, desarrollando una gran potencia mecánica.

Los explosivos químicos son los más usados en la industria minería y de construcción, por su alta efectividad en la fragmentación de roca, y por su maniobrabilidad para controlar el daño del macizo rocoso, su clasificación está en función de su velocidad de detonación. Según Sushil Bhandari los explosivos industriales o químicos se clasifican según la sensibilidad de iniciado: (12)

- **Bajo explosivos o deflagrantes:**

Fueron los primeros en desarrollarse, se caracteriza por su baja deflagración y presión, mayormente usado para artillería y pirotécnica como la pólvora negra. Dentro de este grupo podemos considerar a la pólvora usada en la mecha de seguridad, donde su onda de choque no alcanza a la fase de detonación, haciendo que su explosión sea similar a una combustión violenta.

- **Alto explosivos o detonantes:**

Se caracterizan por tener un nivel de sensibilidad, permitiendo así la activación de los explosivos. Dependiendo a su composición pueden explotar a grandes velocidades que varía entre los 1500 a 8000 m/s, pudiendo tener una reacción rápida, produciendo altos volúmenes de gases a presiones elevadas, y alta temperatura; estos a su vez se clasifican en:

- Primarios, son usados como iniciadores para detonar los explosivos secundarios debido a su alta energía y sensibilidad.
- Secundarios, efectúan el arranque y rotura de la roca denominados también como rompedores.

III.Nucleares

Son aquellas que se producen por reacción en el núcleo desintegrando las moléculas del átomo de cada elemento que compone el explosivo, donde la pérdida de masa desprende grandes cantidades de energía.

Las reacciones nucleares son resultado del proceso de fisión o fusión de las moléculas; actualmente son empleados en el campo militar y de defensa, y por objetos de investigación.

B. Tipo de explosivos industriales:

Considerados como explosivos químicos por la composición de sus elementos, las cuales debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química favorable para romper el macizo rocoso y lograr una fragmentación deseada.

Los diferentes tipos de explosivos que son utilizados en la minería subterránea pueden agruparse en las siguientes familias:

I. Dinamita

Es un explosivo que se caracteriza por su alta potencia, su composición consta de una mezcla entre nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa, adoptando una consistencia gelatinosa. Esta mezcla es aún más energética que el propio NG. Lleva en su composición, como elemento predominante, el nitrato amónico, además de combustibles y otros aditivos minoritarios. (Bernaola et al., 2013, p.98).

- Nitroglicerina (NG) 40%
- Nitrato de Sodio (SN) 44%
- Antiácido 2%
- Compuesto carbonoso 14%

La dinamita es un explosivo de mayor sensibilidad en relación con el resto de los explosivos industriales, por lo tanto, la velocidad de detonación es alta, y el efecto simpatía entre cartuchos garantiza la efectividad del disparo. Dentro de la familia de dinamitas industriales podemos encontrar tres divisiones principales (Exsa):

- Dinamita pulverulenta: está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad de un sensibilizador. Todas ellas, debido a su contenido en nitrato amónico presentan las características siguientes:
 - Baja potencia
 - Densidad media/baja (de 1,0 a 1,2)
 - Regular o mala resistencia al agua
 - Velocidad de detonación de 2.000 a 4.000 m/s
 - Poca sensibilidad al choque o a la fricción.

- Dinamita semigelatinosa: es un explosivo industrial de consistencia semigelatinosa, diseñado para voladuras en roca blanda o dura. Debido a su excelente calidad de humo, puede utilizarse en trabajos a cielo abierto y en minería subterránea.

- Aplicaciones: formulada para voladura de pre corte y que, por sus características, no requiere de una alta presión de detonación. Por su consistencia semigelatinosa no debe permanecer más de 12 horas en taladros con agua. Explosivo sensible al detonador.

- Ventajas
 Usó sencillo y económico en minería, canteras y obras públicas. Muy seguro en su manipulación, debido a su baja sensibilidad a la fricción e impacto. Explosivo de fácil carguío y retacado. Alta velocidad de denotación. (VOD) Baja emisión de gases.

- Dinamita gelatinosa: una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y, al mismo tiempo, aumentar su potencia es incrementar su contenido de nitroglicerina (o nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa.

Existen diversas modalidades en función de su contenido de nitroglicerina (o nitroglicol), pero todas ellas se caracterizan por:

- Elevada potencia
- Alta densidad (de 1.4 a 1.5)
- Buena o excelente resistencia al agua
- Alta velocidad de detonación (de 4,000 a 7,000 m/s)
- Cierta sensibilidad al choque o a la fricción

II. Anfo

Considerado como un agente de voladura, está constituido por nitrato de amonio y petróleo. Desde el punto de vista energético y de potencia son explosivos muy

pobres, sin embargo, el poder rompedor que poseen es muy alto; debido al gran volumen de gases que se desprenden en su detonación aproximadamente 970 l/kg en proporción estequiométrica.

El nitrato amónico es extremadamente higroscópico, lo que lo hace muy poco resistente al agua y a la humedad. A pesar de esto, si las condiciones ambientales lo permiten, las mezclas tipo ANFO, no tienen rival en cuanto a la utilización de explosivos industriales se refiere, tanto en minería como en obra civil.

III.Hidrogeles

Los hidrogeles constituyeron un hito muy importante en la industria de los explosivos, puesto que fueron los primeros explosivos industriales que contenían un elevado porcentaje de agua. La dupla básica de los hidrogeles está formada por agua y nitrato amónico en forma de solución acuosa saturada. A esta solución se añaden combustibles, oxidantes y agentes espesantes y gelatinizantes (que dependen del tipo de hidrogel y si se va a utilizar a granel mediante bombeo o encartuchado).

IV.Emulsiones

Cuando nos referimos a emulsiones explosivas nos referimos principalmente a dos fases líquidas que no son miscibles entre sí constituidas, principalmente, por agua y aceite mineral. En presencia de un emulgente (para disminuir la tensión interfacial y que la emulsión pueda tener lugar) se forma una fase dispersa y otra continua de tal manera que la primera queda a modo de gotitas disipadas en el seno de la fase continua.

Las emulsiones explosivas contienen, al igual que los hidrogeles, soluciones de oxidantes y combustibles que le confieran su explosividad, por ello se utilizan emulsiones de “agua en aceite” (llamadas inversas) en las que la fase dispersa es agua y la fase continua es aceite, ya que en las emulsiones de “aceite en agua” la presencia de sales desestabiliza la emulsión a pesar de la presencia de un

emulsificante. El que se produzca una emulsión de “aceite en agua” o “agua en aceite” depende de la afinidad del emulsificante por cada compuesto.

Los componentes básicos son comunes a los hidrogeles: solución acuosa de nitrato amónico, nitrato sódico, perclorato sódico y otros oxidantes, la adición de una fase combustible formada gasóleo, cera de parafina y aceite mineral y de otros componentes como nitrato de hexamina, microesferas y aluminio que les confieren una mayor sensibilidad.

2.2.4. Relleno en minería subterránea

El relleno dentro de las operaciones mineras tiene como finalidad estabilizar el macizo rocoso, las cuales son alteradas por las excavaciones realizadas para la extracción del mineral, garantizando la seguridad al recurso asignado para la explotación del cuerpo mineralizado. La aplicación y requerimientos del relleno está en función al método de explotación diseñado para un determinado tipo de yacimiento; encontrando diferentes tipos de relleno, y sus variantes respectivas.

La elección del tipo de relleno está orientada al uso del material detrítico (desmonte) que resulta de la excavación en desarrollo y preparación para zonas de acceso al mineral, al aprovechamiento del relave producto del proceso metalúrgico; reduciendo de esta manera el impacto ambiental generado por los pasivos mineros.

La clasificación del relleno en minería subterránea varía de acuerdo con las características y condiciones que presentan los materiales que lo componen; teniendo así dos grandes grupos:

Tabla 5. Comparación de tipo de relleno

Tipo de Relleno	Material	Solidos (%)	Tamaño de Partícula (mm)	Cemento (%)
Roca (Detrito)	Detrito	100	0.001-0.3	Sin Cemento
Hidraulico	Relave	60-75	0.001-0.3	Sin Cemento
Cementado	Relave, y Cemento	60-75	0.001-0.3	2-17
Roca Cementado	Relave Cementado, y Detrito	60-75	0.001-0.3	2-17
Pasta	Relave, arena, y cemento	75-80	0.001-0.3	2-15

2.2.4.1. Relleno sin cemento:

La composición del relleno está constituida por material resultante de la excavación (detrito) o procesamiento del mineral (relave), cuya aplicación no requiere del reforzamiento con cemento; puesto que las características del macizo rocoso como la caja piso y caja techo son de mayor resistencia. Dentro de ellos tenemos:

- Relleno seco y relleno de roca

El relleno de roca se caracteriza por no contener agua dentro de su composición, aprovechando los materiales obtenidos de la excavación subterránea. Por su disponibilidad ínsito y maniobrabilidad del material detrítico, este tipo de relleno representa un costo relativamente bajo, traduciéndose en una ventaja en su aplicación.

La desventaja principal que tiene el relleno detrítico es su densidad relativamente baja, debido a la granulometría del material, permitiendo así una compactación inadecuada, lo que significa que puede sufrir una compresión significativa antes de que alcance su densidad óptima para proporcionar el soporte de las cajas, y así evitar el desprendimiento de éstos y minimizar el desplazamiento de convergencia de las cajas. En segundo lugar, la recuperación del mineral adyacente no podrá ser posible por su baja resistencia a la compresión, debido que el proceso de rellenado con *scoop* no garantiza una distribución pareja del material. Sin embargo, su

resistencia podría ser modificado aplicando una variante complementando con relleno hidráulico.

Las principales propiedades y parámetros de estos rellenos son los siguientes:

- Peso unitario aparente
- Peso unitario húmedo
- Ángulo de reposo
- Ángulo de fricción
- Distribución de tamaños de partículas
- Cohesión aparente
- Resistencia al corte

- **Relleno hidráulico**

En los últimos años la aplicación del relleno hidráulico dentro de las operaciones mineras subterráneas de gran escala o “gran minería” es muy común, debido que el ritmo de producción de mineral requiere de un ciclo de minado corto; puesto que las excavaciones dejan espacios vacíos de tamaño considerable; generando así la necesidad de rellenar dichos espacios, y a su vez estabilizar el macizo rocoso adyacente a la excavación.

El relleno hidráulico aprovecha el material residual (relave) del procesamiento de minerales; el relave es seleccionado de acuerdo con el tamaño de sus partículas, encontrando una granulometría adecuada para su transporte en suspensión mediante ductos o tuberías; que mezclados con un líquido cualquiera se convierte en pulpa, adquiriendo así propiedades hidráulicas de fácil maniobrabilidad.

Las propiedades y parámetros relevantes del relleno hidráulico son las siguientes:

- Relación de vacíos y porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Presión de tierras activas y pasivas

- Esfuerzos efectivos
- Peso unitario aparente, saturado y sumergido
- Resistencia al corte (ϕ y c)
- Filtración, drenaje y flujos netos o dirección de flujos
- Sifonamiento
- Licuefacción

2.2.4.2. Relleno con cemento:

Este tipo de rellenos se caracterizan por tener dentro de su composición al cemento, y en algunos casos se añade aditivos para poder acelerar el proceso de solidificación del material.

- Relleno hidráulico cementado

El relleno hidráulico común presenta un comportamiento de un material suelto, lo cual tiene que tratarse como tal. La cantidad de agua del diseño genera un proceso de compactación lento, debido al escurrimiento o drenaje del agua; consecuentemente afecta la cohesión del material, así como la resistencia a la compresión requerida.

En tal sentido se realiza una modificación dentro del diseño del relleno hidráulico añadiendo cemento dentro de su composición, mejorando sus características de resistencia y confinamiento.

Las propiedades y parámetros relevantes del relleno hidráulico cementado son los siguientes:

- Relación de vacíos y porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Resistencia al corte
- Esfuerzos efectivos
- Peso unitario aparente, saturado y sumergido
- Presión de tierras laterales

- Filtración, drenaje
- Licuefacción
- Reología de los slurries

- **Relleno de roca cementado**

El objetivo en la aplicación de este tipo de relleno es la reducción de costos en relleno, puesto que es una fusión entre el relleno de roca (detrítico), y relleno hidráulico cementado cuya función es rellenar los espacios vacíos generados por la granulometría del material detrítico.

El relleno de roca consiste en fragmentos angulares con densidad media-alta, y resistentes a la abrasión. Este material es transportado por volquetes o *dumper's*, y afirmados por *scoop's*; las cuales brindaran un relleno casi uniforme.

El relleno hidráulico cementado es aplicado posteriormente, y son transportados por tuberías que permiten rellenar espacios inaccesibles para los equipos. Este permite tener un piso firme para su explotación, y mantiene la resistencia del relleno, que a su vez estabiliza el macizo rocoso adyacente a la excavación.

- **Relleno en pasta**

El relleno en pasta está compuesto por la combinación de relave y material cementante con una cierta cantidad de agua logrando así una consistencia en la mezcla o "slurry" de alta densidad. Debe existir una cantidad suficiente de finos (< 20 μm) en las colas para que tenga un comportamiento de pasta. La propiedad más importante de este relleno es su característica de pasta, es decir su reología o comportamiento al transporte.

Las propiedades relevantes del relleno en pasta son:

- Contenido de sólidos debe estar en relación a 75 % a 80 %
- Material fino < 20 μm o 0.00079 in (Al menos 15 % del material)
- Mezcla de cemento portland y cenizas entre 3 % a 6 %

2.2.5. Fragmentación de rocas por explosivo

El proceso de fragmentación del macizo rocoso es el objetivo más importante dentro de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la industria minera; con la finalidad de obtener un material con granulometría aceptable para su procesamiento, sea esta como beneficio o como material de relleno detrítico.

“La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de iteración”. (13)

Durante la detonación de una carga de explosivo en el interior de la roca se producen dos fases de acción importantes, las cuales podrían ayudar a determinar el comportamiento de la roca bajo los efectos de la explosión:

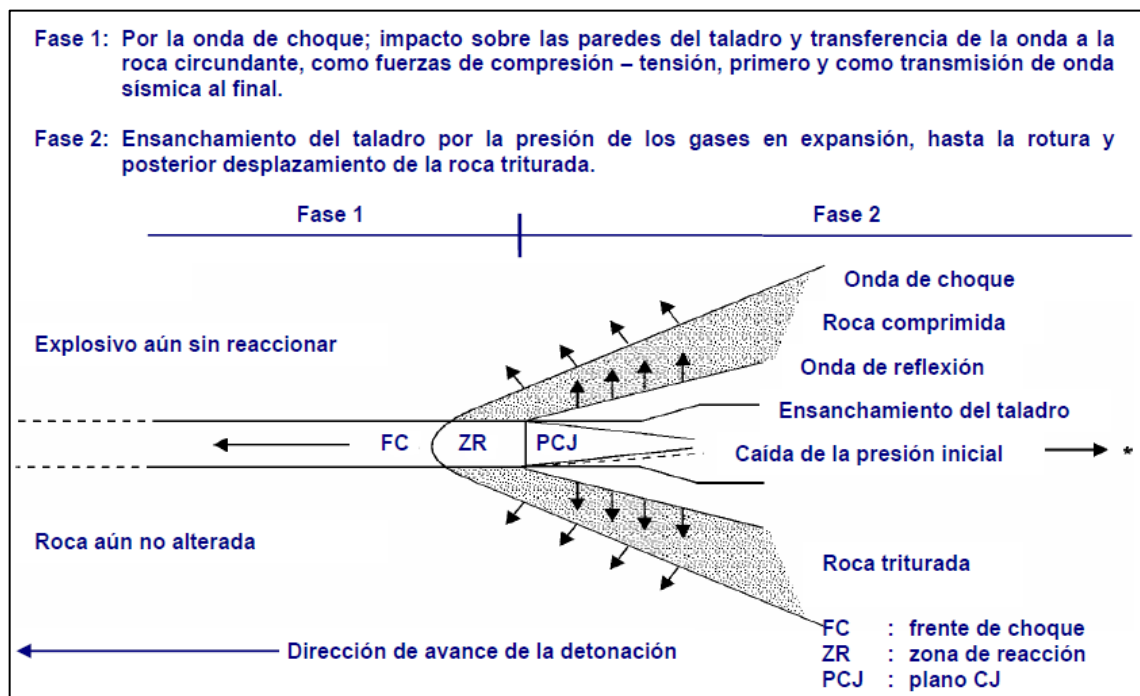


Figura 7. Efectos del proceso de detonación
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa 2007

1ª Fase: se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la energía de tensión “de impacto”, durante un corto periodo de tiempo. (9)

2ª Fase: actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción que a alta presión y temperatura son portadores de la energía de burbuja “de movimiento. (9)

Para una máxima fragmentación y reducir los efectos secundarios en una voladura, los parámetros de diseño (burden, taco, espaciamiento, sobre perforación, y el tiempo de retardo) deben ser analizados y calculados de tal manera que todos trabajen en conjunto.

2.2.5.1. Mecanismo de rotura de roca

Para entender los mecanismos fundamentales por lo que se rompen las partículas de material, diversos investigadores han intentado aplicar los conceptos de la física y mecánica de rocas durante el transcurso de muchos años; resultando en diferentes teorías que tratan de explicar este proceso, tales como:

- Teoría de reflexión
- Teoría de expansión de gases
- Teoría de ruptura flexural
- Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento
- Teoría de craterización
- Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión
- Teoría de liberación súbita de cargas
- Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades

Dentro de estas teorías se puede señalar que consideran conceptos en común, como por ejemplo manifiestan que el proceso de rotura del macizo rocoso ocurre en “varias etapas que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado”. (13)

Estas etapas son:

a) Detonación del explosivo y generación de la onda de choque

La detonación es la fase inicial del mecanismo de rotura de rocas, donde la activación de los explosivos genera una reacción química de manera inmediata, produciendo gases de alta presión y elevadas temperaturas; convirtiéndose así en una onda de choque que actúa de manera directa hacia la roca circundante a la excavación (taladro).

“Unconfined charges placed on boulders and subsequently detonated produce shock energy which will be transmitted into the boulder at the point of contact between the charge and the Boulder”. (14)

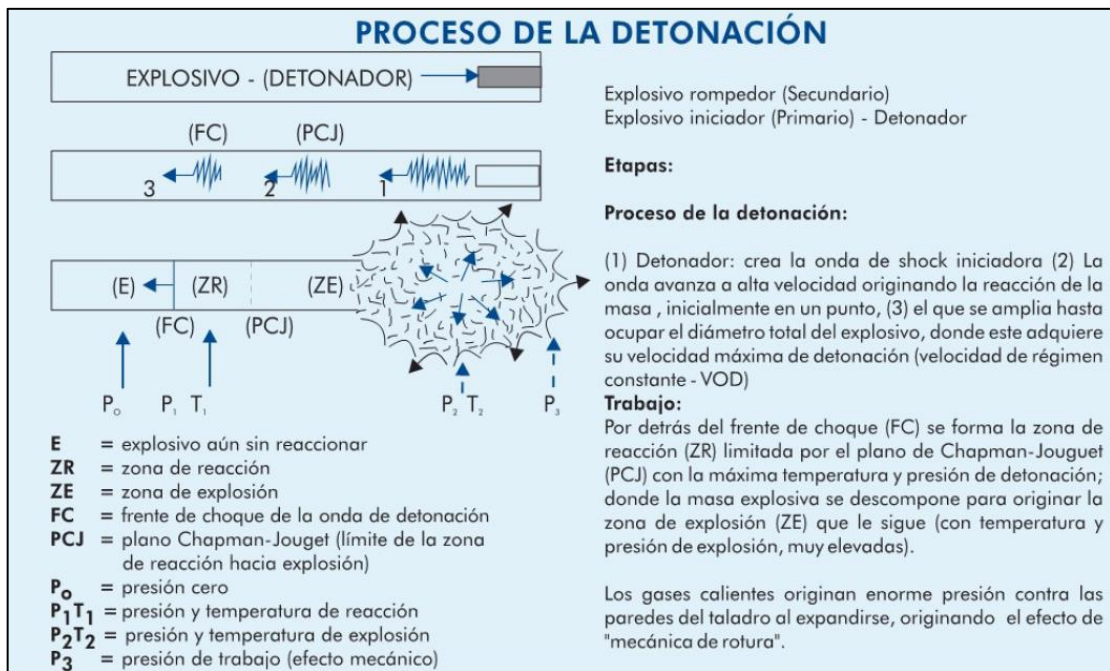


Figura 8. Proceso de detonación
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa 2007

b) Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento

El efecto de impacto generado por la expansión de los gases sobre la pared del taladro origina la onda de choque, la cual se transfiere en forma radial hacia la roca circundante en forma de fuerzas de compresión, provocando una deformación elástica en la roca. Cuando las ondas llegan a un espacio vacío, producen esfuerzos de tensión entre el dicho espacio y el taladro, provocando el agrietamiento radial de la roca.

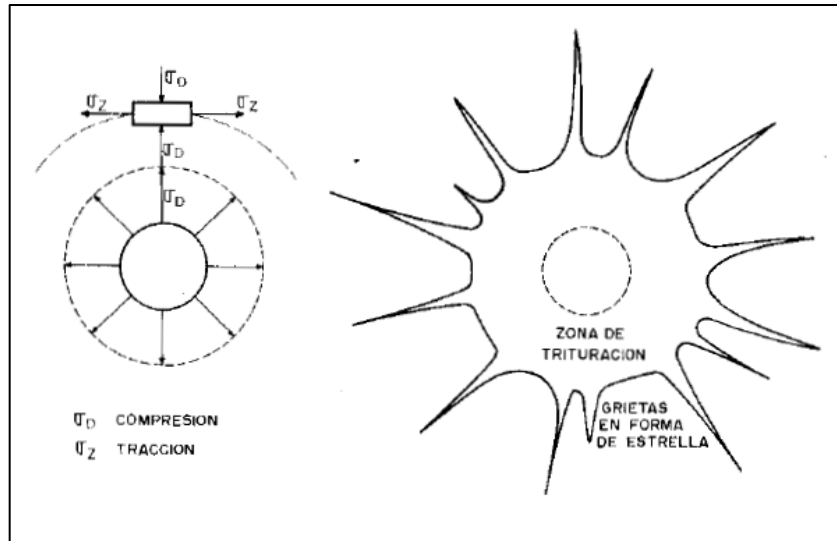


Figura 9. Agrietamiento radial
 Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa 2007

c) Fracturamiento y movimiento de la roca

Posteriormente al proceso de agrietamiento radial y de manera inmediata los gases a altas presiones penetran las fisuras, generando esfuerzos cortantes máximos provocando así una mayor fragmentación y el inicio del desplazamiento del material fragmentado hacia el espacio vacío.

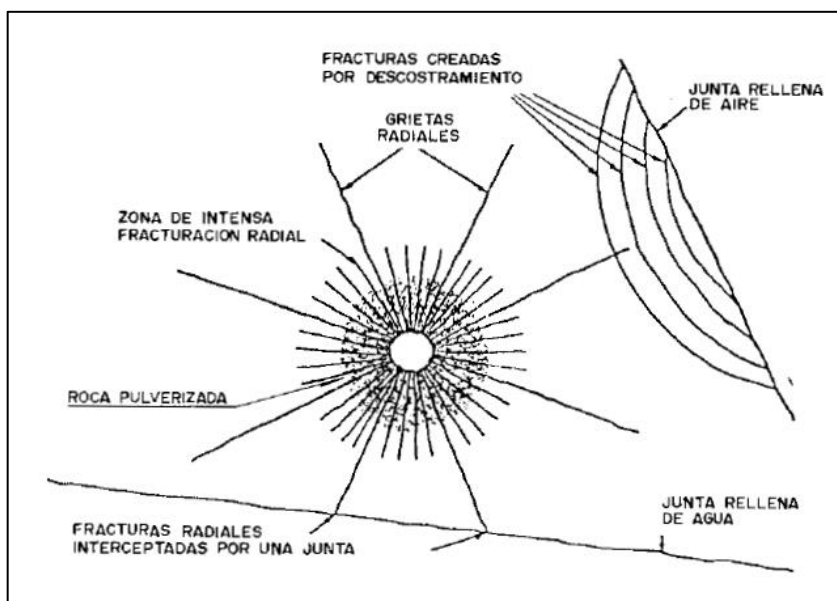
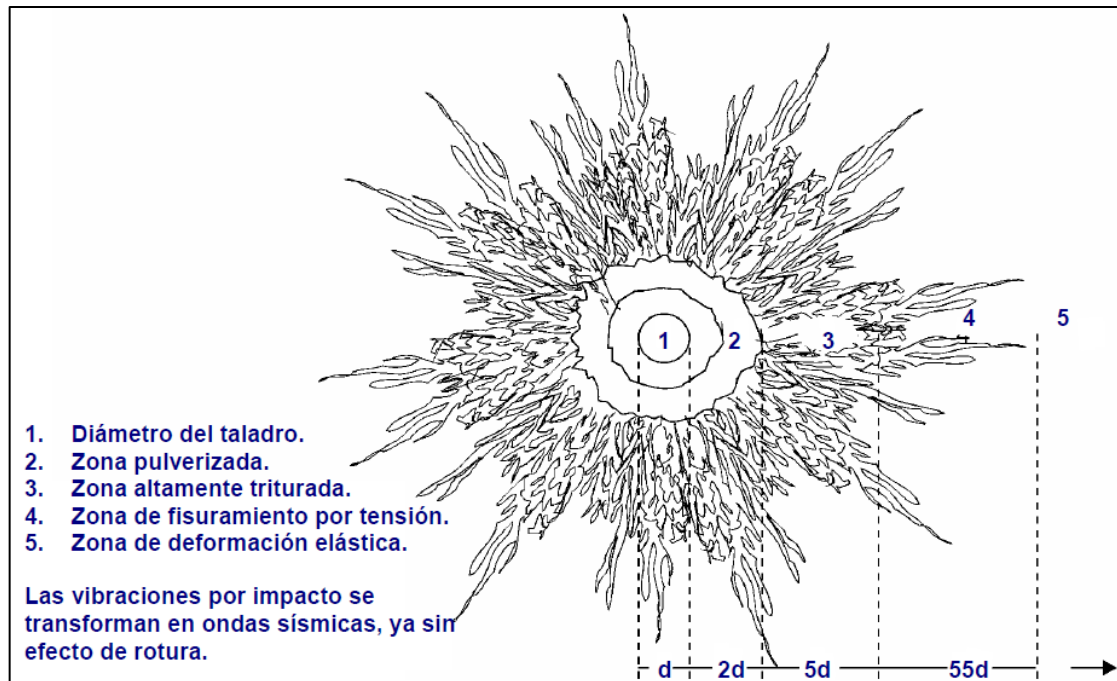


Figura 10. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque
 Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa 2007

d) Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros

El proceso final del mecanismo esta cuando todos los taladros hayan sido activados, y todos los esfuerzos aplicados lleguen a su punto máximo, y terminan la ejecución de la voladura.



**Figura 11. Agrietamiento radial y rotura por reflexión de la onda de choque
Tomado de Manual de perforación y voladura Exsa 2007**

2.2.5.2. Teoría de la conminución

Le reducción del tamaño del fragmento o partícula de roca es el proceso de conminución, con la finalidad de conseguir la granulometría requerida en la planta de procesamiento. En este caso se realiza dichos trabajos para poder conseguir un mayor beneficio del mineral.

El análisis de conminución para material detrítico o ganga, no ha sido enfoque de estudio, puesto que el fragmento requerido se podrá conseguir única y exclusivamente mediante el proceso de voladura a primera instancia.

2.2.5.3. Análisis de granulometría

El uso de software de análisis digital de imágenes ha tenido una evolución ascendente dentro de la industria minera con la finalidad de conseguir la granulometría adecuada para el proceso de beneficio.

a) WipFrag:

Software creado por la empresa Wip Ware Inc. Con la finalidad de mediar la fragmentación de roca mediante la edición de fotografías de la ruma de material a analizar.

El software captura la imagen y genera una delineación de los fragmentos de roca identificados en la fotografía, permitiendo realizar alguna modificación de alguna ruma no identificada; posteriormente mide la malla, resultando en una curva granulométrica.

La desventaja presente en el uso de este software radica en la que no se puede realizar el análisis de imágenes de manera simultánea o conjunta; así como no se puede realizar el análisis en tiempo real.

- Procedimiento para el análisis:

Seleccionar de manera aleatoria las imágenes de buena calidad, cabe recalcar que no se analizan imágenes borrosas o presenten muchas zonas sombreadas. Establecer una escala de medida referencial, con la que WipFrag realizará el análisis.

Generar el mallado automático, donde el software detecta el perímetro de los fragmentos de roca mediante detección automática.

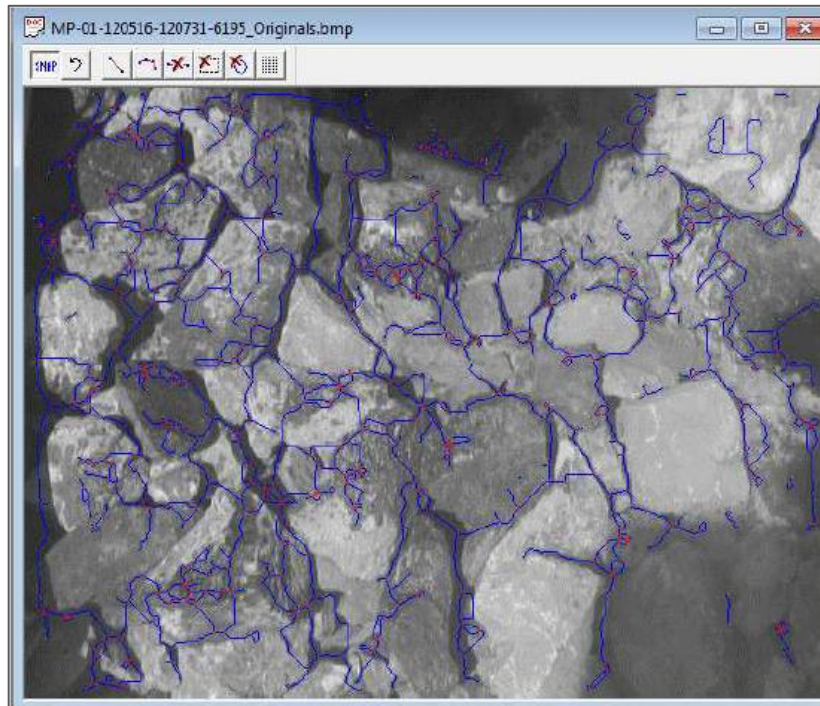


Figura 12. Malla automática (perímetro de fragmento)

Cuando la imagen no es de calidad es necesario recurrir a la modificación manual del perímetro de los fragmentos.

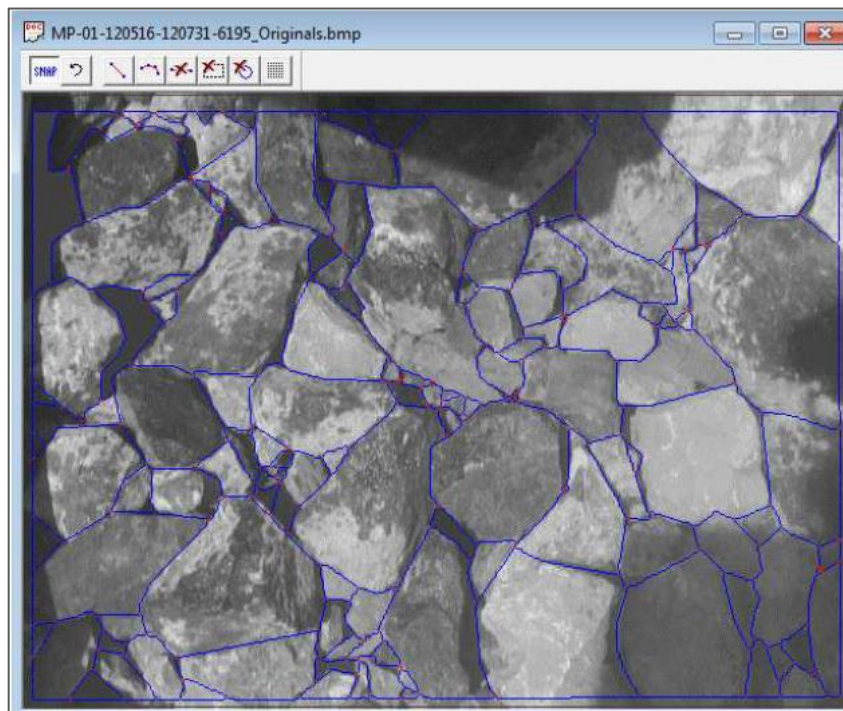


Figura 13. Malla editada manualmente

Generar el tamizado cuyo objetivo es hacer un filtro digital, para medir tamaños de bloque y generar la curva granulométrica, para finalmente almacenar los resultados.

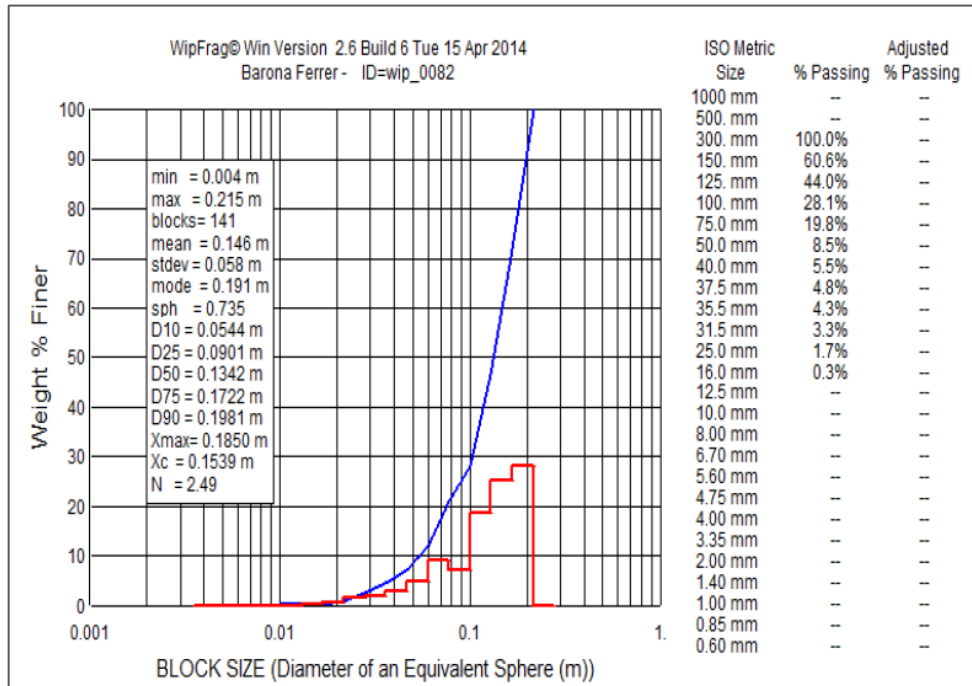


Figura 14. Curva granulométrica obtenida

2.3. Definición de términos básicos

- **Burden:** distancia desde eje central del taladro hacia la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.
- **Espaciamiento:** distancia entre los taladros, perpendicular al *burden*, normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del *burden*; cuando el espaciamiento es equivalente a la dimensión del *burden* por 1.15 y el patrón es distribuido en una configuración inclinada, el agrietamiento primario paralelo a la cara libre puede permitir un espaciamiento mayor.
- **Explosivos:** es una mezcla de compuestos químicos capaz de reaccionar ante un estímulo específico, las cuales presentan una reacción violenta exotérmica.

- **Frente:** es el lugar en donde se emplaza el personal, equipos y maquinarias de perforación, para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura.
- **GSI:** planteado por (Hoek 2002), lo cual corresponde al índice de resistencia geológica del macizo rocoso, estimando el control de una excavación para diferentes condiciones geológicas.
- **Índice de designación de la calidad de la roca (RQD):** según (Deere, 1984) “El índice de designación de la calidad de la roca (RQD, provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de la perforación diamantina”.
- **Macizo rocoso:** es la matriz rocosa y sus discontinuidades, presenta un carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisotrópico, como consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.
- **Malla:** es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de *burden* y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.
- **Mapeo geomecánico:** según (Mendieta Britto, 2014), “el mapeo geomecánico consiste en la recolección de la data del macizo rocoso in situ, la descripción gráfica de las condiciones in situ del macizo rocoso consideran las diaclasas, las condiciones del ambiente y la clasificación del tipo de macizo rocoso, haciendo uso de las herramientas geomecánicas: picota de geólogo, martillo Schmidt, brújula y juego de colores”.
- **Mecánica de rocas:** es la ciencia teórica y práctica del comportamiento de las rocas y de los macizos rocosos, es la rama de la mecánica referente a la

respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico.

- **Mena:** es el mineral del que se puede extraer un elemento en cantidad suficiente para ser aprovechado.
- **Ore Body (OB):** cuerpo mineralizado en español; consiste en una mezcla de mena y ganga que se encuentra en niveles profundos o superficiales; las cuales presentan valores de leyes diferentes por cada sector.
- **Parámetro:** son características dimensionales de un determinado proceso, elemento, o componentes obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- **Perforación:** el propósito es abrir la roca mediante agujeros cilíndricos (denominados taladros) destinados a alojar los explosivos, agentes de voladura y accesorios.
- **Pernos de roca:** según (Mendieta Britto, 2014), “Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación”.
- **Roca:** en geología se le denomina roca a cada uno de los diversos materiales sólidos, formados por cristales o granos de uno o más minerales, de que está hecha la parte sólida de la Tierra y otros cuerpos planetarios. En la Tierra el manto y la corteza están hechos de roca.

- **RMR:** Rock Mass Rating por sus siglas en inglés; es un indicador del tipo de roca mediante una clasificación geomecánica de Bieniawski, enlazada a una recomendación de tratamiento al macizo rocoso.
- **Sostenimiento:** es la acción de estabilizar la estructura del macizo rocoso, controlando los esfuerzos presentes en una excavación, y reduciendo la posibilidad de falla en los bordes de la excavación con el objetivo de crear ambientes de condiciones seguras para el personal de diferentes áreas.
- **Voladura:** es la acción de fracturar o fragmentar la roca o de desprender algún elemento metálico, mediante el empleo de explosivos pueden ser controladas o no; según la necesidad pueden ser a cielo abierto, subterráneos, o debajo del agua.
- **Voladura controlada:** el principio para que se dé una voladura controlada, es la reducción del factor de acoplamiento perimetral para limitar la sobre rotura y costos de sostenimiento posterior al disparo.

2.4. Generalidades de la mina Cerro Lindo

2.4.1. Ubicación

La unidad minera Cerro Lindo se encuentra localizado en la quebrada del río Topara en el punto limítrofe de Cañete e Ica, en el paraje de Huapunga distrito de Chavín, provincia de Chincha, y departamento de Ica, aproximadamente a 175 km al sureste de Lima (lineal); de acuerdo a la carta geológica la mina está ubicado en IGN 27-L y se encuentra a una altitud de 1800 y 2200 m s. n. m.

Su ubicación geográfica es en la franja costera formada por terrazas áridas y depósitos aluviales hasta la Cordillera Occidental de los Andes, entre los 1820 a 2200 m s. n. m. La planta desaladora se ubica junto al mar, en la playa Jahuay (Datum WGS 84, Zona 18) 365 315 Este y 8 526 500 Norte.

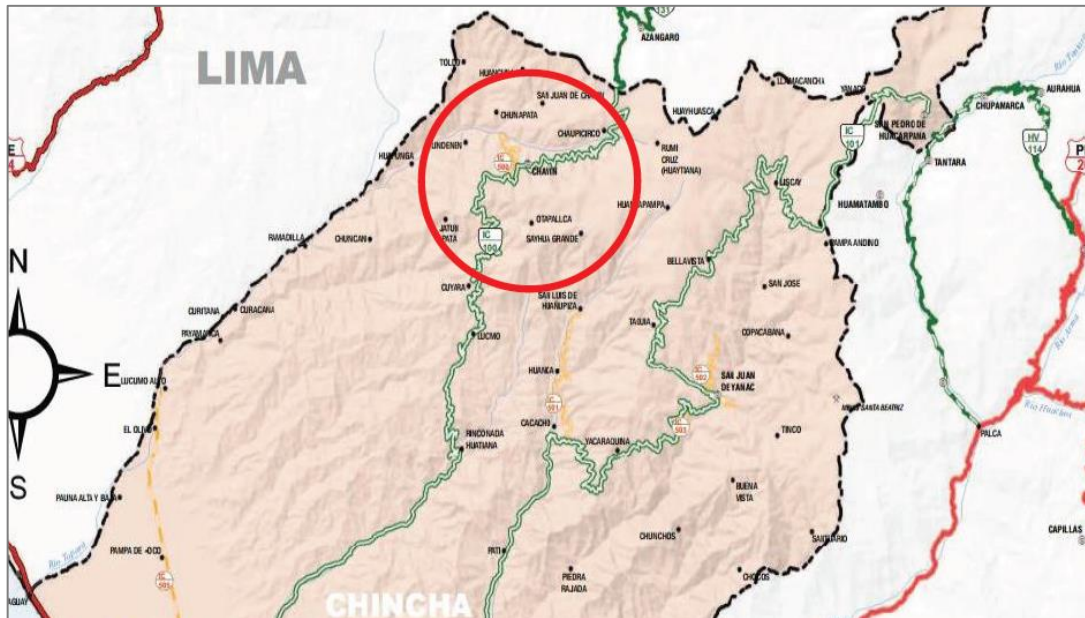


Figura 15. Ubicación de la mina Cerro Lindo

2.4.2. Accesibilidad

El acceso común a la unidad minera Cerro Lindo se realiza mediante vía terrestre por la Panamericana Sur, partiendo desde Lima hasta el km 180 “Paradero Mina o Jahuay”, posteriormente se toma el desvío por la carretera afirmada hacia la mina con un recorrido aproximado de 60 km.

El acceso alternativo hacia la mina es por vía aérea, lo cual es utilizado en casos de urgencias; cuenta con un área de aterrizaje para uso exclusivo de helicópteros.

Item	Vía	Origen	Destino	Recorrido (km)	Tiempo (hr)
1	Terrestre	Lima	Paradero Jahuay	180	2.0
2	Terrestre	Paradero Jahuay	Mina	60	1.5
3	Aerea	Lima	Mina	175	0.5

Figura 16. Acceso a la unidad minera Cerro Lindo

2.4.3. Clima y vegetación

La unidad minera Cerro Lindo se encuentra a una altitud de 1820 m s. n. m. Está emplazada en una zona árida y desértica con un clima cálido de escasas

precipitaciones pluviales y una vegetación incipiente, al margen derecho del río Topará, el cual presenta un bajo caudal del agua. Las aguas del río Topará únicamente alcanzan para regar los sembríos del valle y para el consumo de las comunidades de la zona e influencia.

Con respecto a la temperatura media anual, la estación Cerro Lindo (2002-2020) registra un valor de 18,1 °C, variando durante el año entre 18,6 °C (octubre) y 17,8 °C (junio). La temperatura máxima media es de 21,3 °C, mientras que la temperatura mínima media se estima en 13,9 °C.

El área de influencia ambiental, se encuentra asentada sobre las formaciones vegetales: matorral con cactáceas dispersas, piso de cactáceas, monte ribereño (bosque seco ribereño), vegetación de quebrada, y una zona disturbada que comprende las plantaciones forestales. De acuerdo con el Mapa Nacional de Cobertura Vegetal (MINAM, 2015), el ámbito del proyecto se encuentra ubicado en las coberturas vegetales de Cardonal y Plantación Forestal. Dentro del área de influencia ambiental de la unidad minera Cerro Lindo no se han identificado ecosistemas frágiles.

2.5. Geología

El yacimiento de Cerro Lindo se encuentra ubicado al SE de la ciudad de Lima en el departamento de Ica, al sur del Perú.

El yacimiento geométricamente está orientado al NW, buzando al SW con ángulo de 65, teniendo una longitud aproximada de 800 m un espesor de 200 m y una profundidad de 450 m, los cuerpos definidos son OB1 a OB7 que están controlados estructuralmente por fallas e intruidas posteriormente por diques andesíticos porfíricos.

2.5.1. Geología regional

El depósito mineral de Cerro Lindo se encuentra hospedado en una serie volcánica-sedimentaria de la formación Huaranguillo del Cretáceo perteneciente al

grupo Casma. Las series volcánicas del grupo Casma están dominadas por volcánicos piroclásticos de composición ácida, intercaladas con flujos lávicos de composición andesítica.

Las primeras coladas volcánicas se depositaron en una cuenca de Back Arc sobre un basamento más antiguo no expuesto, como resultado de movimientos tectónicos extensionales durante el proceso de subducción de la litósfera oceánica. Las rocas volcano-sedimentarias del grupo Casma se extienden a lo largo de 1600 km en el Océano Pacífico, desde la región Ica hasta la región Piura ubicado en la zona norte del Perú.

Las rocas intrusivas del batolito de la costa del Cretáceo superior intrusionan al grupo Casma en muchas zonas a lo largo de toda su extensión. Esta franja intrusiva está compuesta de granodioritas, tonalitas, dioritas y otros. El emplazamiento del batolito ocurrió durante un periodo de 64 millones de años entre 37 Ma y 100 Ma. La intrusión del batolito generó un intenso metamorfismo de contacto en las rocas volcano sedimentarias. En el área de Cerro Lindo, se desarrolló un metamorfismo regional de andalucita cordierita regional de grado medio.

Finalmente, diques andesíticos-porfiríticos intruyeron al batolito de la costa y a la serie volcanosedimentario. Estructuralmente, el grupo Casma está cortado por varias familias de fallas generando grandes bloques estructurales.

Según INGEMMET la mina Cerro Lindo está ubicado en el flanco suroeste del anticlinal cuyo eje (N40°-50°O) cruza al noreste del campamento mina y una falla de carácter regional (N50°O) que coincide con la quebrada Pahuaypite. Asimismo, en el estudio de (Amec 2002) describe la presencia de tres fallas de carácter regional cuyos rumbos son Falla NW, Falla NE, y Falla NS.

Entre las principales unidades litoestratigráficas se tiene: rocas volcánicas y sedimentarias correspondientes a las formaciones Huaranguillo del Cretáceo Inferior- Medio, compuesto por andesitas, areniscas calcáreas y calizas silicificadas; el batolito de la costa del Cretáceo Superior representado por la

granodiorita, tonalita y diorita todos pertenecientes a la súper unidad Incahuasi y como depósitos recientes de Cuaternario como aluviales, eluviales y coluviales.

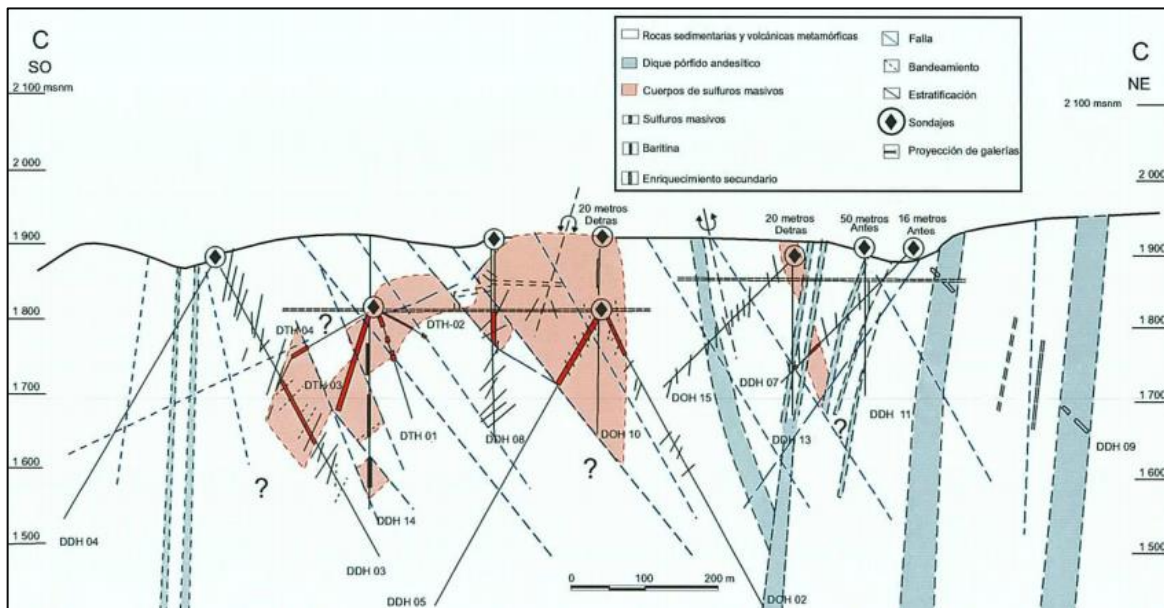


Figura 17. Yacimiento Cerro Lindo, sección geológica Tomado de unidad minera Cerro Lindo (Ly, P. 1999)

2.5.2. Geología local

El yacimiento está emplazado entre las unidades Topará y Huapunga, que son secuencias piroclásticas distales y/o removilizadas compuestas de tufos a cenizas y tufos monomícticos y polimícticos de lapilli subredondeados.

La unidad piroclástica está intercalada con unidades efusivas, mayormente brechas de flujo. Se reconocen exhalitas de potencia submétrica en los contactos inferiores y superiores de los cuerpos de sulfuros masivos.

El yacimiento de Cerro Lindo es un depósito de sulfuros masivos vulcanogénicos (VMS), cuya génesis es similar a otros depósitos VMS a nivel mundial. Hasta hoy, han sido reconocidos once cuerpos mineralizados.

El depósito de sulfuros masivos abarca una extensión mineralógica aproximada de 1350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad. Esta secuencia de mineral ocupa un graben de intracuenca con orientación hacia el NO; el depósito

está inclinado hacia el SO con un buzamiento promedio de 65°, producto de la deformación orogénica.

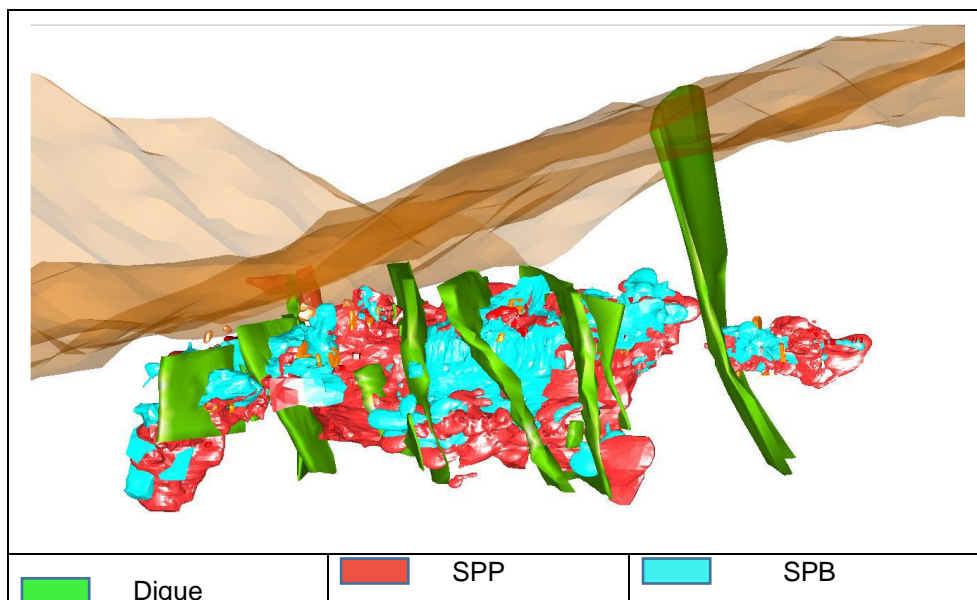
En la parte superior, se encuentran minerales oxidados como hematita, jarosita y limonitas, producto de la oxidación de los sulfuros primarios, estos están acompañados por baritina de tipo sacaroide.

La zona intermedia es de sulfatos ricos en cobre e hidróxidos de hierro. La lixiviación de los iones metálicos de cobre son cementados al nivel inferior para formar sulfuros secundarios de cobre como calcosina y covelita.

En la zona de profundización, se hallan los sulfuros primarios divididos en dos estructuras, el dominio de Zn, Ag, Pb y Ba conocido como los Black Ore y el dominio de Fe con Cu conocido como los Yellow Ore.

En Cerro Lindo, se reconocen litologías de sulfuros masivos primarios, los cuales se describen a continuación:

- Sulfuro masivo barítico (Zn-SPB); sulfuros masivos ricos en Zn, Pb y Ag, estos sulfuros tienen baritina y la mineralización consiste en esfalerita, calcopirita y galena; la plata se encuentra en la galena argentífera. La textura de esta mineralización es bandeada.
- Sulfuro masivo barítico cuprífero (Cu-SPB); sulfuros masivos ricos en Fe, Cu y Zn, tienen baritina y la mineralización consiste en pirita, calcopirita y marmatita, que es la esfalerita ferrífera.
- Sulfuro primario pirítico (SPP); son sulfuros masivos rico en Fe, no tienen baritina y está compuesta solo por pirita.
- Sulfuro semi masivo (SSM); son volcánicos de la caja piso con disseminación entre 20% y 50% de sulfuros; esta litología tiene pirita, calcopirita disseminada y en venillas.



**Figura 18. Vista isométrica de la geología local
Tomado de Nexa Recursos**

2.5.3. Geología estructural

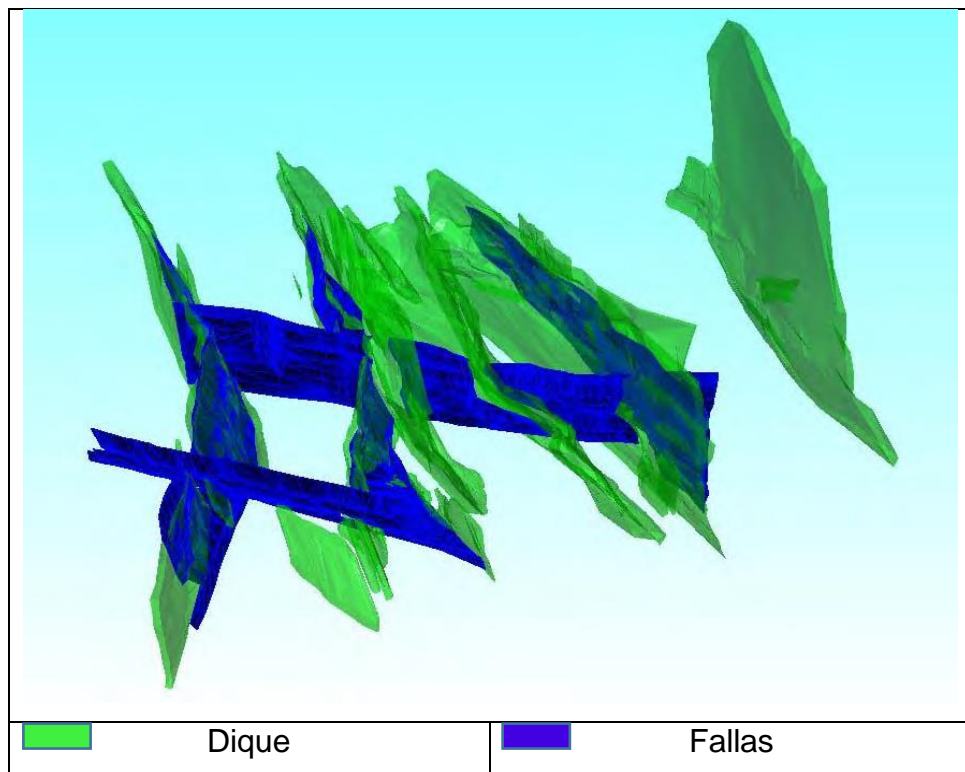
Las rocas volcano-sedimentarias de la formación Huaranguillo han sido fuertemente plegadas y falladas, estas estructuras generan grandes bloques formando un graben de intracuenca.

El cuerpo de sulfuros masivos es emplazado en esta intracuenca con orientación al noroeste, estas estructuras son parte del conducto principal de los fluidos hidrotermales.

En el informe de geología del yacimiento de Cerro Lindo (Alejandro Trujillo, 2007) y en el informe de factibilidad (Milpo, 2009), se menciona la existencia de tres familias de fallas regionales, las dos primeras son interpretadas como sistemas de fallas antiguas relacionadas a la mineralización y que fueron reactivados durante el levantamiento de los Andes; dichas fallas, se detallan a continuación:

- Las fallas regionales orientadas al NO; estas estructuras son las que le dan la forma al paleorelieve, es el corredor principal donde se albergan los sulfuros masivos y litológicamente es la delimitación principal de la formación Huaranguillo.

- Las fallas orientadas al NE; estas estructuras son los conductos principales por donde los fluidos hidrotermales ricos en Cu y Fe reemplazan a la mineralización de Zn, Ag y Pb, finalmente estas estructuras son reemplazadas por diques andesíticos porfiríticos.
- Las fallas norte-sur; es un sistema de falla inversa posterior a la deposición de la mineralización.
- Finalmente, en el informe de factibilidad (Milpo, 2009) está considerada la falla del río Topara, que es una estructura regional que desplaza la cola NW dividiendo el cuerpo principal en unos cuerpos satélites ubicados en superficie por anomalías de color al NW del depósito principal de Cerro Lindo.



*Figura 19. Modelo estructural Cerro Lindo
Tomado de Nexa Resources*

2.5.4. Geología económica

Genéticamente el yacimiento Cerro Lindo es un depósito de sulfuro masivo vulcano-genético (VMS Volcanogenic Massive Sulphide). Presenta una orientación

NW, buzando al SW con 65° de promedio, mide aproximadamente 1,350 m de largo, 83 m de ancho y 245 m de profundidad. Este yacimiento presenta en la actualidad siete cuerpos mineralizados denominados Ore Body 1, Ore Body 2, Ore Body 3, Ore Body 4, Ore Body 5, Ore Body 6 y Ore Body 7, además de pequeños cuerpos satélites. En el presente estudio se han evaluado solamente los cuerpos mineralizados OB2 (Ore Body 2) y OB5 (Ore Body 5).

Estos tipos de depósitos han sido relacionados al modelo Kuroko, basado en la similitud de su formación, edad y la presencia de la baritina. El yacimiento está conformado por cuerpos lenticulares y apilados de sulfuros, definiéndose tres tipos de sulfuros masivos y uno semi-masivo, que son detallados a continuación:

- El Sulfuro Masivo Barítico (SPB-Zn), se presenta en forma bandeada, rico en zinc, plomo y plata, contiene más del 50% de los sulfuros totales, incluyendo la baritina. Presenta una mineralización consistente en esfalerita, calcopirita, galena, galena argentífera, de textura granular gruesa y bandeada.

- Sulfuro masivo barítico rico en cobre (Cu-SPB), presenta una mineralización de baritina, pirita, pirrotita, calcopirita y marmatita, en este tipo de sulfuro es menor la pirita que en los sulfuros SPB-Zn, tiene una textura homogénea, bandeamiento difuso y escaso en minerales de zinc. Su mineralogía es de mayor temperatura que la SPB-Zn.

- Sulfuro de pirita masiva homogénea (SPP), compuesta en su totalidad por pirita, de textura homogénea y granular, con un tamaño que varía entre muy grueso, grueso a fino y con presencia de menos del 10 % de barita y calcopirita intersticial.

- Sulfuro de pirita masiva homogénea (SPP), compuesta en su totalidad por pirita, de textura homogénea y granular, con un tamaño que varía entre muy grueso, grueso a fino y con presencia de menos del 10 % de barita y calcopirita intersticial.

- Sulfuro semi-masivo (SSM), presenta entre 20 % y 50 % de sulfuros, mayormente pirita estéril en forma de parche, venillas y diseminados, con una granulación fina. Se encuentra en forma de una envolvente alrededor de los sulfuros masivos, donde la piritización en forma diseminada es mayor en la zona de caja piso que en la caja techo.

2.6. Geomecánica

La explotación de la mina Cerro Lindo tiene la complejidad propia de una operación con *sublevel stoping* a gran escala, en forma masiva y particularmente en un macizo rocoso constituido por una mezcla de litologías y estructuras geológicas de variadas competencias.

2.6.1. Unidades geotécnicas

Para elaborar el modelo geomecánico 3D, Cerro Lindo entregó una serie de sólidos litológicos, los cuales se necesitaban caracterizar para poder integrarlo en el modelo computacional. Los sólidos litológicos considerados son los siguientes:

a) SPP (Sulfuro primario de pirita): sulfuro masivo de pirita granoblástica, puede ser de grano fino a grueso con parches de calcopirita intergranular y presencia de baritina y esfalerita de manera puntual.

El SPP de grano grueso es el más desfavorable geomecánicamente, ya que se separa fácilmente en granos individuales de pirita, pero la ausencia de arcillas o minerales suaves como relleno que puedan alterarse posteriormente incrementa la calidad del macizo para esta litología.

El SPP de grano fino es bastante competente y en el logueo realizado representa al menos el 70 % del total. Se logueó 748 metros de esta litología.

b) SPB (sulfuro primario de barita): sulfuro primario de baritina que puede presentarse de manera bandeada o granular con contenido de esfalerita, galena y pirita en una matriz de baritina con restos de sílice. El tamaño de grano también

afecta el comportamiento geomecánico, siendo el SPB de grano fino el de mejor comportamiento mientras que el SPB de grano grueso tiende a desmoronarse fácilmente.

En nuestro logueo, predominó la presencia de SPB bandeado. Se totalizaron 321 metros de logueo de esta litología.

c) SSM (sulfuro semimasivo): sulfuro semimasivo que consiste en venillas o parches de pirita en una matriz volcánica silicificada. Se ha logueado 194 metros de esta litología, observándose que se trata de una roca competente, pero frágil en algunos tramos con un índice de resistencia de R3 a R6, está poco fracturada y las fracturas están libres de arcillas.

d) Dique (volcánico andesítico): roca volcánica de composición intermedia (andesítica) a máfica y de textura porfirítica a porfiroblástica, que está rellenando fallas pre-existentes. Contiene cloritas, micas y arcillas que afectan negativamente las condiciones de las juntas, lo que reduce el total del RMR prima calculado.

El dique de baja resistencia entre el OB2 y el OB5 se muestra coloreado en magenta en la siguiente figura. Allí se observa que está paralelo a una falla importante y según información del personal de geomecánica de la mina está bastante alterado y su resistencia es mucho menor a un dique fresco.

e) Volcánico (volcánico félsico): se trata de un volcánico félsico macizo o bandeado de color gris claro con pirita diseminada y fenocristales de plagioclasa y cuarzo.

La roca volcánica es en su mayoría competente y poco fracturada, pero en buena longitud logueada, las discontinuidades contienen sericita y arcilla, lo que disminuye la calidad del macizo.

f) Enclaves (Volcánico estéril dentro de las zonas mineralizadas): rocas volcánicas estériles que se encuentran dentro de los ore bodies. Pueden ser de calidad geomecánica buena o mala dependiendo del grado de fracturamiento y alteración que hayan sufrido.

Para la caracterización de los enclaves, se promediarán los resultados obtenidos de la roca volcánica y del volcánico lixiviado a fin de incluir valores desfavorables en el resultado final ya que es imposible diferenciar los cuerpos de mala calidad de la buena en el archivo de sólidos proporcionado por Cerro Lindo.

g) SOP, SOB, SLB: sólido que representa al material oxidado y lixiviado de pirita y de baritina. Se encuentra cerca de la superficie sobre el cuerpo OB2. Debido al proceso de lixiviación el material está altamente alterado y en muchos casos ya no se distingue la matriz rocosa original. La resistencia varía de R0 a R4.

- SOP: Sulfuro oxidado de pirita
- SOB: Sulfuro oxidado de baritina
- SLB: Sulfuro lixiviado de baritina

h) Contacto suelo – roca

i) Fallas mayores (sólido determinado por SRK Perú)

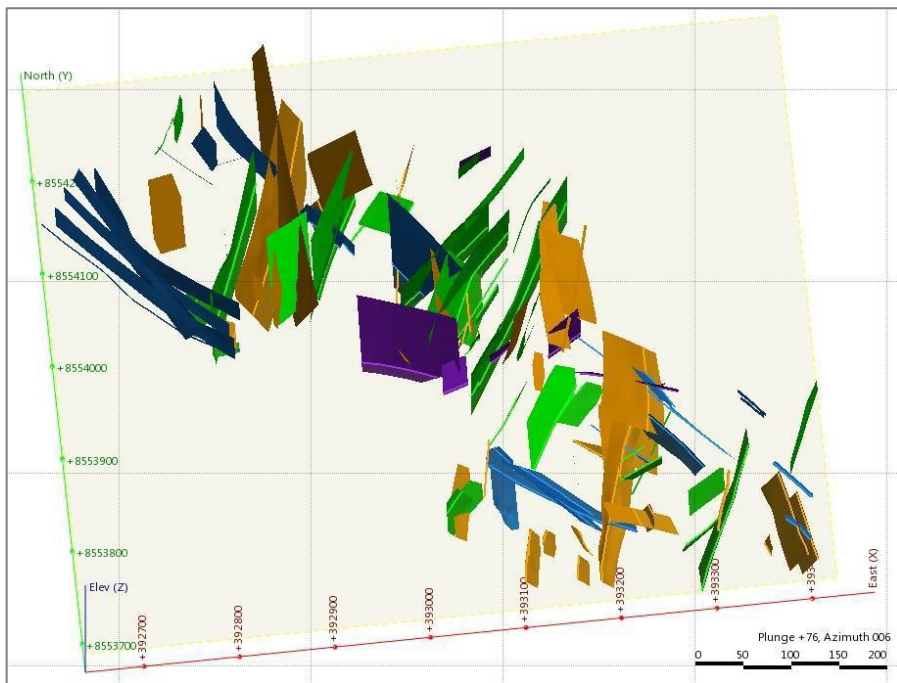
Cada uno de estos sólidos fue considerado como una unidad geotécnica dada sus características geomecánicas.

Para facilitar la caracterización, se unió el SOP, SOB y SLB como una unidad ya que se tratan de sólidos pequeños y focalizados dentro de la mina.

El material coluvial no está definido como un sólido, sino como una superficie, por lo tanto, se le asignaron las propiedades de suelo residual al material ubicado sobre la superficie suelo-roca y debajo de la topografía superficial.

2.6.2. Geoestructuras:

- **Fallas:** las superficies de fallas fueron interpretadas a través de la vinculación de los afloramientos de falla con rumbos y buzamientos similares de nivel a nivel (
-



- *Figura 20*). Las superficies de falla modeladas representan una tendencia definida (azimut y buzamiento) del fallamiento presente en ese lugar en particular. Ellas no representan necesariamente una sola superficie de falla continua.

En conclusión, el modelamiento 3D de las superficies de falla indica que las principales orientaciones de fallas en Cerro Lindo en OB2 y OB5 que se muestran en la

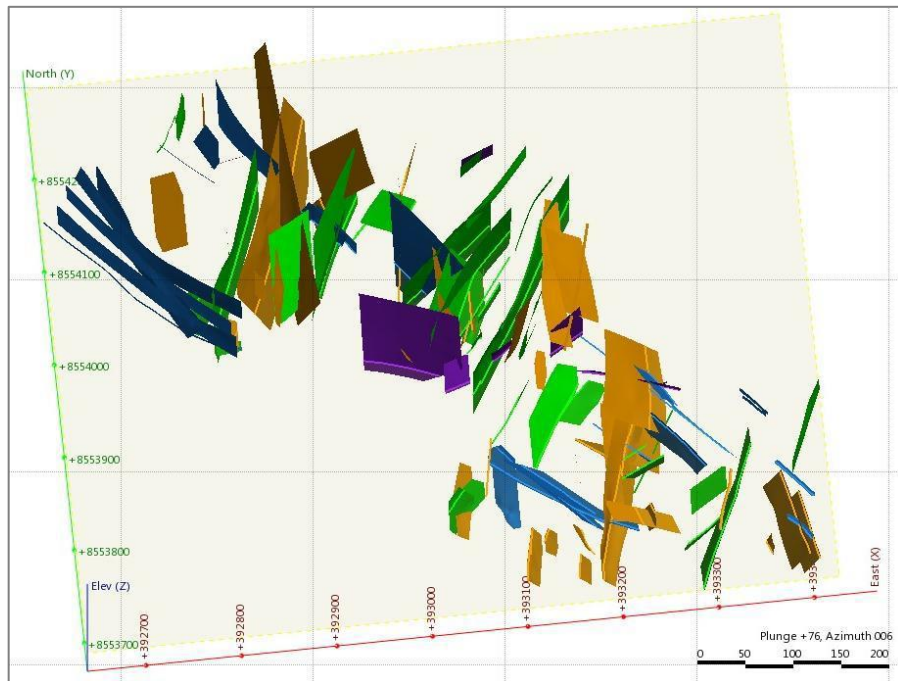


Figura 20 son:

- Alineamiento norte – sur: movimiento principalmente con deslizamiento en la inclinación y oblicuo (50 registros modelados en color naranja), estos son paralelos a las fallas históricamente interpretadas en el OB1;
- Alineamiento noreste: movimiento principalmente con deslizamiento en el rumbo (39 registros modelados en color verde), estos son paralelos a la falla históricamente delimitada llamada Falla 60 entre OB2 y OB5 y también al conjunto de fallas del valle del río Topará;
- Alineamiento noroeste - movimiento principalmente con deslizamiento en la inclinación (31 registros modelados en color azul), estos son paralelos a las fallas históricamente delineadas llamadas Falla 35 y Falla 75; y

- Alineamiento Este - Oeste - (9 registros modelados en color púrpura), estas fallas no han sido históricamente delineadas.

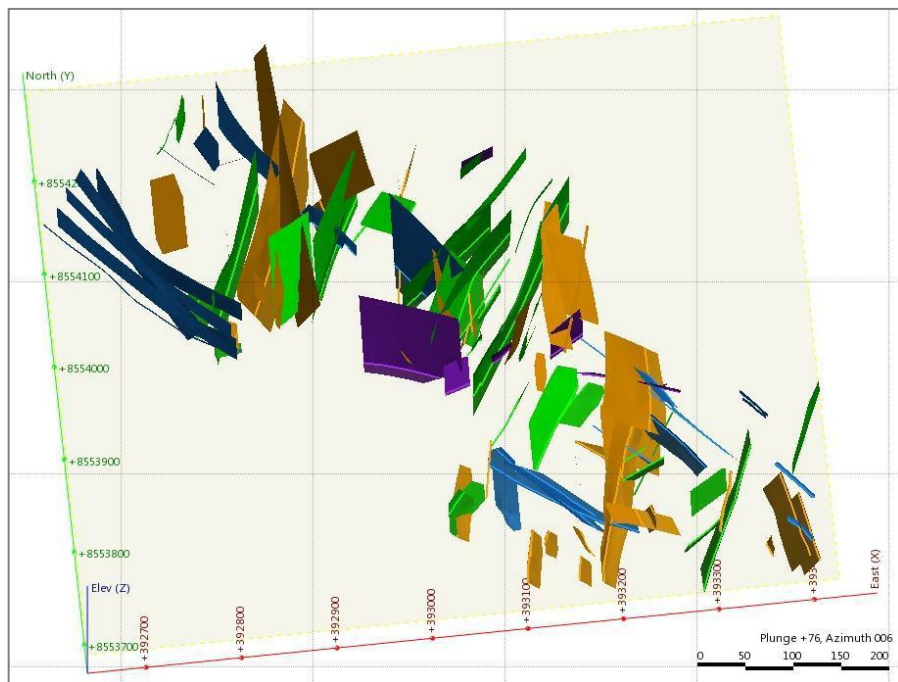


Figura 20. Modelo 3D de superficies de falla en los cuerpos OB2 y OB5 Tomado de Nexa Resources

- **Discontinuidades:** se tiene registrado las características de las discontinuidades, tales como: las familias de las juntas con su orientación y espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento y rugosidad de las paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la clasificación geomecánica de los macizos rocosos y estimación de la resistencia al esfuerzo cortante.

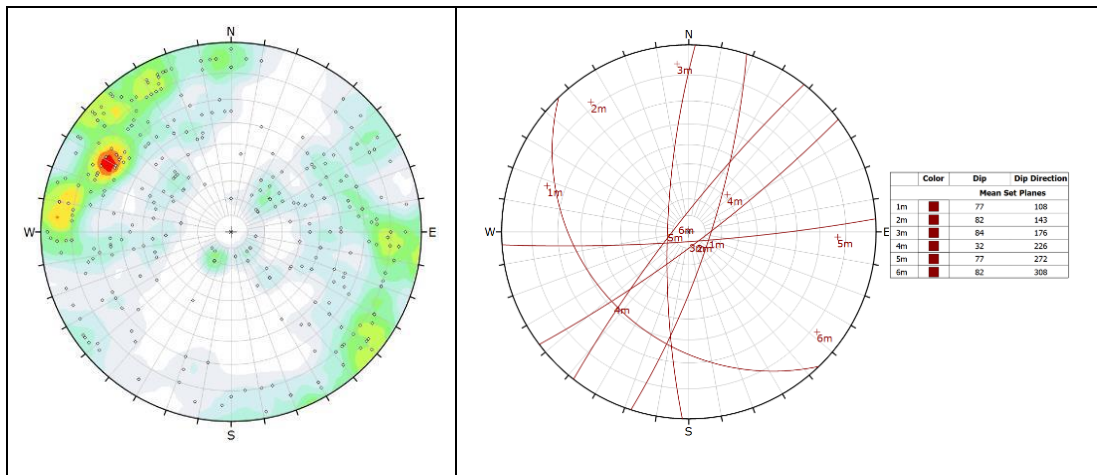


Figura 21. Medidas en el SPP y SPB del cuerpo OB1

Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades.

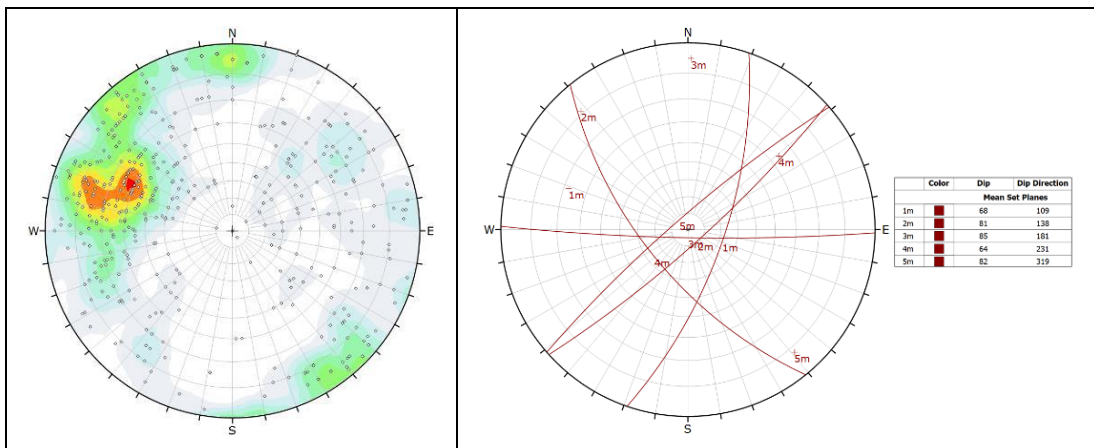


Figura 22. Medidas en el SPP y SPB del cuerpo OB6

Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades

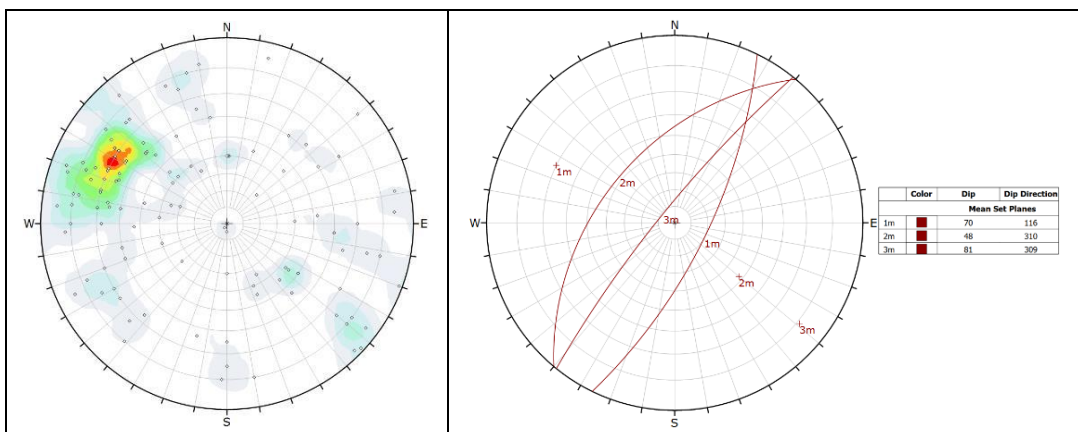


Figura 23. Medidas en el volcánico del cuerpo OB1

Estereograma de Concentración de Polos de las Discontinuidades.

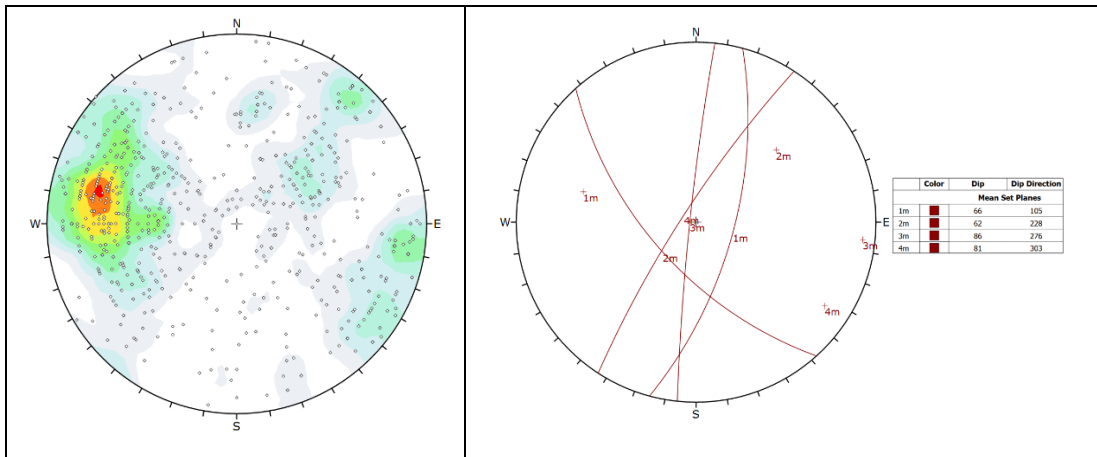


Figura 24. Medidas en el volcánico del cuerpo OB6

Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades.

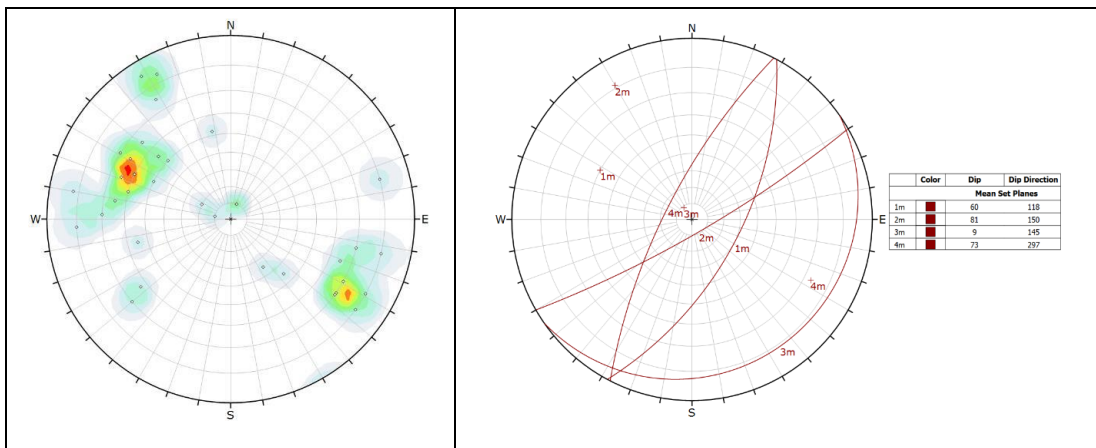


Figura 25. Medidas en el dique del cuerpo OB1

Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades.

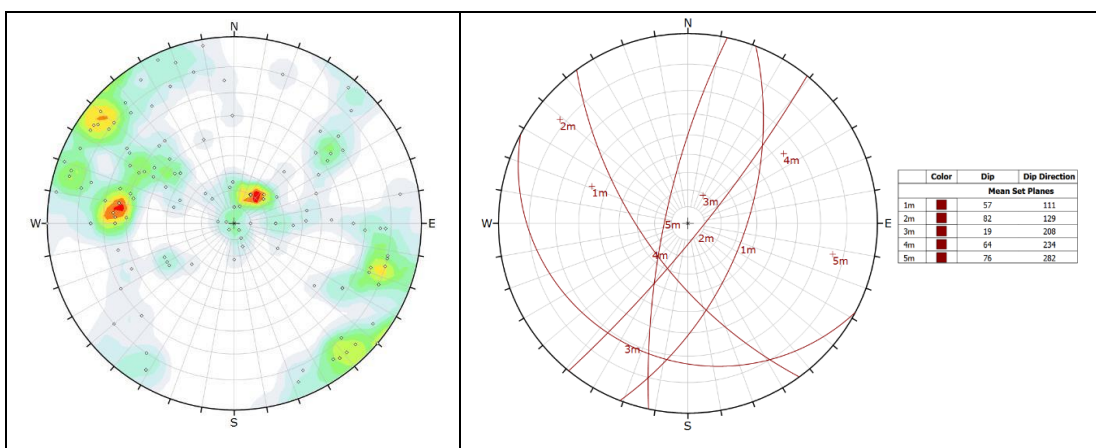


Figura 26. Medidas en el dique del cuerpo OB6.

Estereograma de concentración de polos de las discontinuidades

Para agrupar las discontinuidades en familias se realizó un análisis a escala global de las características físicas de los sistemas predominantes por medio de líneas de detalle y los mapeos geomecánicos, siendo los más predominantes los siguientes:

Los sistemas de discontinuidades en la zona mineralizada, conformados por una primera familia con orientación 68/109 paralelo al minado transversal presenta una persistencia superior a los 10 m con espaciamiento que varían entre 0.2 y 0.45 m; la segunda familia con orientación 85/181 y espaciamiento que varían entre 0.15 y 0.40 m con persistencia menor a 10 m y finalmente la familia 3 con orientación de 64/231, con espaciamiento entre 0.3 y 0.50 m y con menor persistencia menor a 5 m.

Tabla 6. Características físicas de los sistemas de familias predominantes en el OB1

Litología	Familia	Buz.	Direc. Buz.	Persistencia	Espaciamiento Prom. (m)	Tipo de Discontinuidad	Abertura	Tipo de Relleno	Tipo de Rugosidad	Forma
SPP / SPB	F-1	77	108	> 10 m	0.20-0.40	Tensión	1-5 mm	Limo, py	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	84	176	< 10 m	0.10-0.20	Tensión, Corte	< 2 mm	Limo, py	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-5	77	172	< 10 m	0.10-0.30	Tensión	1 mm	Ox	Medianamente Rugosa	Plana
Volcánico	F-1	70	116	> 10 m	0.20-0.40	Tensión	1-5 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	48	310	< 10 m	0.15-0.30	Tensión	< 2 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	81	309	< 10 m	0.10-0.30	Tensión	1 mm	Ca	Medianamente Rugosa	Plana
Dique	F-1	60	118	> 10 m	0.20-0.70	Tensión	< 1 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	81	150	< 10 m	0.25-0.50	Tensión	< 1 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	9	145	< 10 m	0.30-0.50	Tensión	< 1 mm	Ca	Medianamente Rugosa	Plana

Tomado de Nexa Resources

Los sistemas de discontinuidades en la zona mineralizada, conformados por una primera familia con orientación 68/109 paralelo al minado transversal presenta una persistencia superior a los 10 m con espaciamiento que varían entre 0.2 y 0.45 m;

la segunda familia con orientación 85/181 y espaciamiento que varían entre 0.15 y 0.40 m con persistencia menor a 10 m y finalmente la familia 3 con orientación de 64/231, con espaciamiento entre 0.3 y 0.50 m y con menor persistencia menor a 5 m.

Tabla 7. Características físicas de los sistemas de familias predominantes en el OB6

Litología	Familia	Buz.	Direc. Buz.	Persistencia	Espaciamiento Prom. (m)	Tipo de Discontinuidad	Abertura	Tipo de Relleno	Tipo de Rugosidad	Forma
SPP / SPB	F-1	68	109	> 10 m	0.10-0.30	Tensión	1-5 mm	Limo, py	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	85	181	< 10 m	0.15-0.40	Tensión	< 2 mm	Py, Ox	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	64	231	< 10 m	0.30-0.50	Tensión	1 mm	Py, Ox	Medianamente Rugosa	Plana
Volcánico	F-1	66	105	> 10 m	0.20-0.45	Tensión	1-5 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-2	62	228	< 10 m	0.15-0.40	Tensión	< 1 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-4	81	303	< 10 m	0.30-0.50	Tensión	1 mm	Ca	Medianamente Rugosa	Plana
Dique	F-1	57	111	> 10 m	0.30-0.60	Tensión	< 1 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-3	19	208	< 10 m	0.20-0.40	Tensión	< 1 mm	Ca	Ligeramente Rugosa	Plana
	F-4	64	234	< 10 m	0.30-0.50	Tensión	< 1 mm	Ca	Medianamente Rugosa	Plana

Tomado de Nexa Resources

2.6.3. Clasificación geomecánica:

Para la clasificación geomecánica de las diferentes litologías se utilizaron los sistemas de clasificación RMR76 y RMR89 de Bieniawski (1976, 1989), Q de Barton (1973) y como complemento, el Índice de Resistencia Geológica GSI (1994).

Un enfoque comúnmente usado en los sistemas de clasificación para aplicaciones mineras es el de simplificar estos sistemas de clasificación para incluir

solo factores dependientes del macizo rocoso e ignorar las condiciones externas del entorno, como son los esfuerzos y la orientación de la excavación. El índice resultante solo dependerá del macizo rocoso y dará la misma evaluación para las condiciones similares de roca a diferentes profundidades y diferentes orientaciones de galerías dentro de la mina. Este enfoque simplificado de clasificación ha sido aplicado a ambos sistemas RMR y Q, y el resultado se conoce como el RMR' y el Q'.

a) Clasificación geomecánica del SPP

Basado en la caracterización geomecánica en los cuerpos OB2 y OB5, se pudo determinar que la resistencia de la roca intacta para el SPP varía entre 20 a 90 MPa, considerando la baja resistencia de la roca intacta se pudo determinar el HRQD que varían entre 20 a 60%, el espaciamiento entre las discontinuidades entre 5 a 30 cm, debido a que la resistencia de la roca es baja, la superficie de las discontinuidades son blandas, superficies medianamente rugosas con separación menor a 1mm, las condiciones de agua fueron tomadas en un estado seco, en consecuencia el RMR varía entre 32 a 52.



Figura 27. SPP de grano grueso a medio en el Nv 1680 CX18

b) Clasificación geomecánica del SPB

Basado en la caracterización geomecánica en los cuerpos OB2 y OB5, se pudo determinar que la resistencia de la roca intacta para el SPP varía entre 20 a 90 MPa, considerando la baja resistencia de la roca intacta se pudo determinar el HRQD que varían entre 30 a 70%, el espaciamiento entre las discontinuidades entre 5 a 30 cm, debido a que la resistencia de la roca es baja, la superficie de las discontinuidades son blandas, superficies medianamente rugosas con separación

menor a 1mm, las condiciones de agua fueron tomadas en un estado seco, en consecuencia el RMR varía entre 35 a 55.



Figura 28. SPB de grano grueso a medio.

c) Clasificación Geomecánica del Volcánico cercano

Según el relevo efectuado en los taladros de sondaje, se pudo determinar que la roca caja cercana al mineral se encuentra fracturada y que a menudo está asociado a zonas de debilidad (fallas) por lo que la calidad de la roca tiende a disminuir. En dicho tramo se ha estimado una resistencia a la roca intacta que varía entre 50 a 100MPa, el índice RQD varía entre 40 a 60 % por lo que se obtiene un RMR que varía entre 30 a 45. En la figura 21 se aprecia la roca encajonante cercana y fracturada, asociada a las fallas.



Figura 29. Contacto caja techo volcánico – mineral

La roca caja cercana al cuerpo mineralizado es un volcánico con mineral diseminado o bien llamado zona de transición de cambio litológico, en dicho tramo se ha estimado una resistencia que varía entre los 50 a 100 MPa, el índice RQD varía 75 a 90 %, por lo que el índice de RMR de la roca varía entre 50 a 55 %.



Figura 30. Caja techo cercana – transición volcánica – SPP

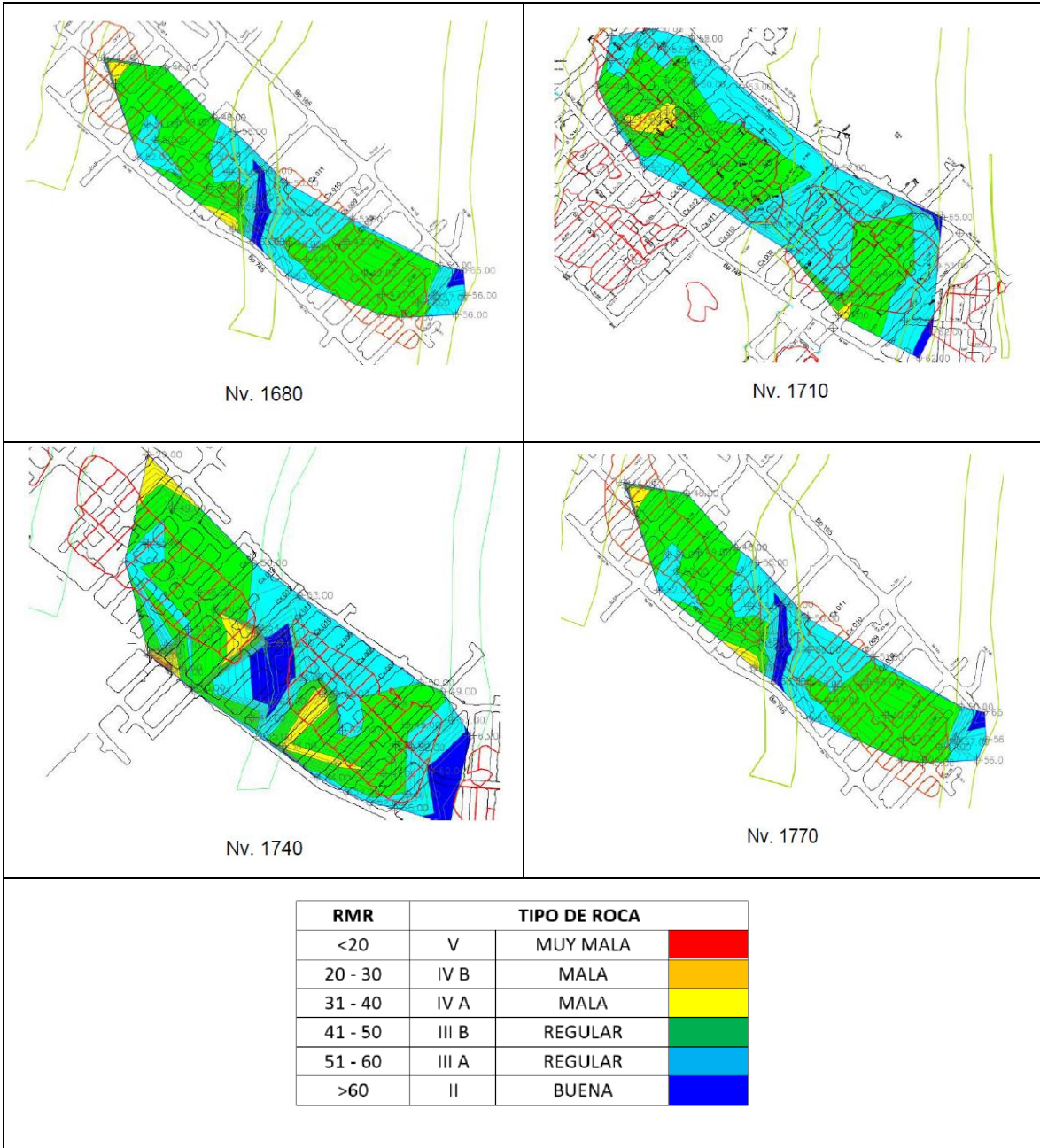
d) Clasificación geomecánica del dique:

De acuerdo a las investigaciones geotécnicas realizadas para el dique, tanto en las labores subterráneas como en el relagueo de testigos diamantinos, se ha podido determinar que la resistencia a la compresión simple de la roca intacta es superior a los 200 MPa, con RQD varía entre 40 a 80 %, debido a que presentan zonas de fracturamiento altos asociados a fallas, en los mapeos se ha observado que la roca es competente en cambio en los taladros se ha determinado la existencia de zonas con calidad inferior.



Figura 31. Dominio geotécnico del dique

Con los datos de RMR, se confeccionó Planos de Isovalores de RMR en planta por cada nivel caracterizado, el cual permitió visualizar la variación de RMR a lo largo de todo el cuerpo mineralizado incluido la roca encajonante cercana al mineral y los diques. Los planos 8, 9 y 10 presentan vistas del valor de RMR proyectado a en planos en planta por nivel; en estas vistas longitudinales también puede apreciarse que la clase de roca predominante para el cuerpo mineralizado es la del tipo III (RMR 40 – 60); para la roca caja cercana es del tipo III (RMR 40 – 60), con una tendencia a mejorar en la parte de la roca encajonante lejana (RMR 50 – 60). Para el dique la roca predominante es del tipo (RMR 60 - 80).



**Figura 32. Isovalores de RMR OB5 (Nv 1680, 1710, 1740, y 1770)
Tomado de Nexa Resources**

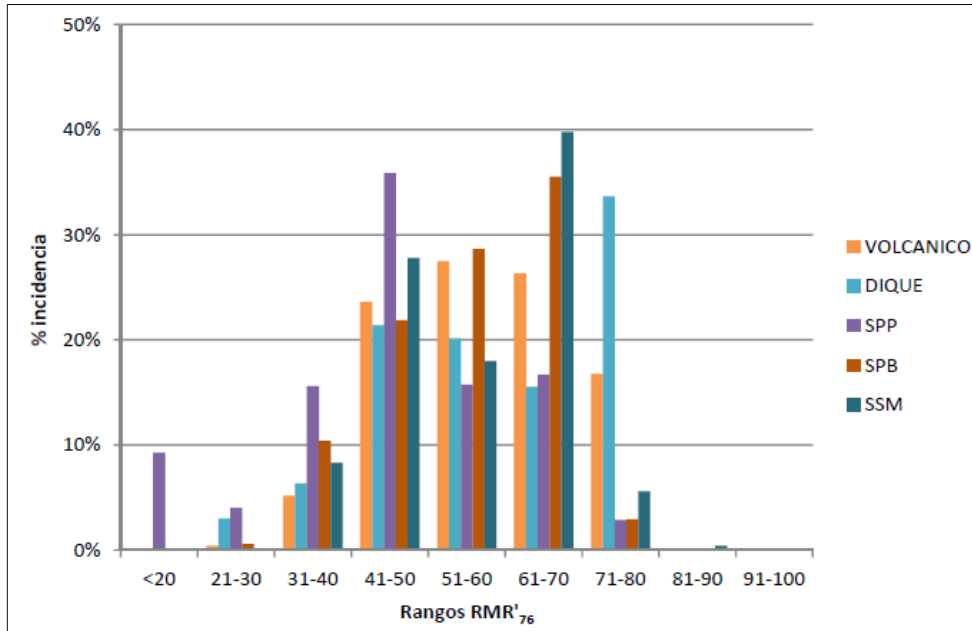


Figura 33. Histograma RMR'76 (Volcánico, Dique, SPP, SPB y SSM)
Tomado de Nexa Resources

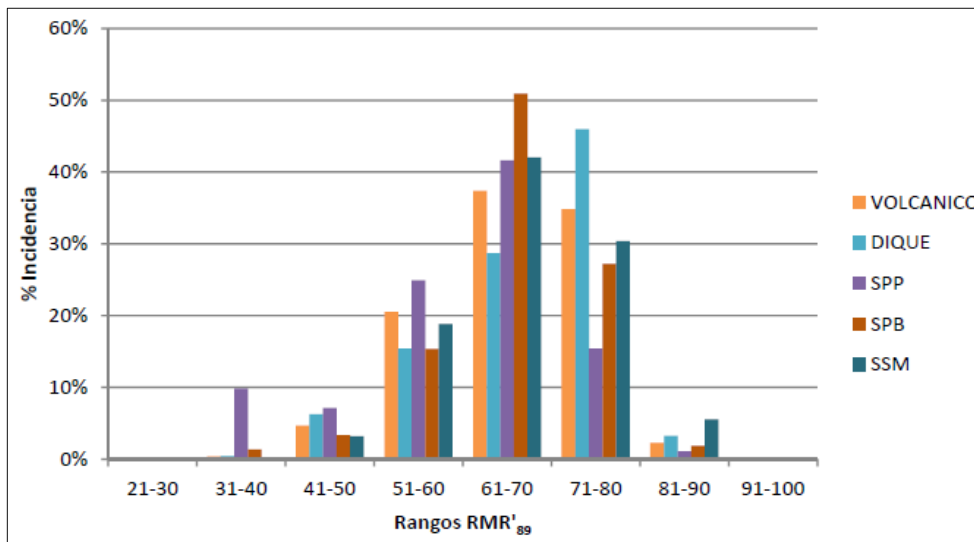


Figura 34. Histograma RMR'89 (Volcánico, Dique, SPP, SPB y SSM)
Tomado de Nexa Resources

e) Sistema de clasificación 'Q'

La valoración del macizo rocoso se realiza con el sistema Q, lo cual es la modificatoria de la clasificación Q, donde el valor del parámetro SRF=1. El valor del Q' es utilizado también para el cálculo de N' en el método gráfico con el que se

hace la estimación de las dimensiones de los tajeos de extracción para el método de taladros largos.

Factores como los esfuerzos y la influencia del agua son luego añadidos como parte del proceso de diseño. Los valores de Q' para cada unidad geotécnica se muestran a continuación:

Tabla 8. Resumen estadístico de parámetros Q'

Unidad Geotécnica	Calculo de Q'				
	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
SPP	66	7.84	1.62	2.011	6.46
SPB	80	5.41	1.84	1.92	14.17
SSM	80	6.07	1.82	2.72	8.82
Dique	71	6.92	1.64	3.23	5.21
Volcanico	75	6.72	1.58	3.23	5.46

Tomado de Nexa Resources

Tabla 9. Propiedades Geomecánicas del macizo rocoso

Unidad Geotécnica	Propiedad Geomecánica		
	RMR'_{76}	RMR'_{89}	Q'
SPP	47	60	6.46
SPB	57	66	14.13
SSM	57	67	8.82
Volcanico	58	67	5.46
Dique	59	67	5.21
Dique de baja resistencia	37	51	0

Tomado de Nexa Resources

f) Sistema de clasificación GSI

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., siendo prácticamente imposible ejecutar ensayos de corte o de compresión triaxial en el mismo, a una escala apropiada.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2002).

Este criterio toma en consideración la resistencia de la roca intacta y las constantes, las que se estiman en función de la estructura y la condición de las discontinuidades del macizo rocoso, estando representado por el índice de resistencia geológica GSI.

Tabla 10. Resultados de los índices y calidad del macizo rocoso

Dominios Geotécnicos	σ_{ci} (MPa)	RQD (%)	RMR	Q'	GSI
Mineral	50	50	50	1.95	50
Caja T. Cercana	80	40	46	1.25	46
Caja T. Lejana	138	60	55	3.39	55
Dique	205	75	60	5.92	60

Tomado de Nexa Resources

2.7. Minería

2.7.1. Método de explotación

Cerro Lindo inició sus operaciones el año 2007 con una producción de 5,000 t/d utilizando el método de explotación *Sub Level Stopping* (SLS) con relleno; con el paso de los años tanto la mina como la planta fueron repotenciadas primero para llegar a producir 10,000 t/d, posteriormente una ampliación de producción de 15,000 t/d, y finalmente en la actualidad cuenta con un plan de producción de 20,000 t/d.

La aplicación del método de minado SLS en la mina Cerro Lindo, desde el inicio de sus operaciones hasta la actualidad ha sido muy positiva, considerándose muchas variantes, las cuales han podido contribuir con los objetivos de sostenibilidad de la empresa, se logró validar el método de minado en escala industrial a pesar de la presencia de un factor estructural complicado por la presencia de “Enclaves” dentro de los bloques a ser minado.

El método SLS consiste en la construcción de subniveles de ataque, con un banqueo de 30 m en altura a los que se accede por medio de una rampa y a partir de donde se construyen los cruceros que cortan al cuerpo mineralizado en toda su extensión. Por lo general, los cuerpos se encuentran con una orientación N 45° W y estos son minados formando tajos de 20 m y 25 m de ancho, 30 m de alto y distancias variables en la longitud según la mineralización, pudiendo llegar hasta 40 m de largo.

La explotación de los distintos cuerpos mineralizados u OB's, involucra una serie de operaciones unitarias, tanto para la etapa de desarrollo como para la de producción.

2.7.2. Plan de minado

La elaboración del plan de minado considerado por la unidad minera Cerro Lindo contempla una producción escalonada durante los años 2014 al 2021, teniendo una producción mínima inicial de 15,000 t/d. En estas iteraciones se analizó que en el OB5 siempre quedaba remanente en los últimos tres años, razón por la cual se aplica dos secuencias de minado en el block 454. La secuencia inicial corresponde desde la columna 9 hacia la columna 17 y la otra secuencia en simultáneo desde la columna 18 hacia la roca insitu al Nor-Oeste, de esta manera se obtiene un mejor plan de minado y se acorta el remanente de producción del OB5.

Tabla 11. Programa de producción de tajos mina

Periodo	Tonelaje (t)	Produccion t/dia	Zn%	Cu%	Ag oz/tn	Pb%
2014	5,356,357	14,879	2.90	0.70	0.77	0.32
2015	5,538,890	15,386	3.23	0.68	0.99	0.41
2016	5,501,664	15,282	2.80	0.76	0.83	0.31
2017	5,456,790	15,158	2.88	0.77	0.82	0.28
2018	5,420,344	20,000	2.65	0.70	0.75	0.30
2019	5,540,344	20,000	2.95	0.83	0.98	0.35
2020	3,993,316	20,000	2.95	0.83	0.98	0.35
2021	6,902,402	20,000	2.12	0.32	0.76	0.28
Total	43,710,107	17,588	2.81	0.70	0.86	0.33

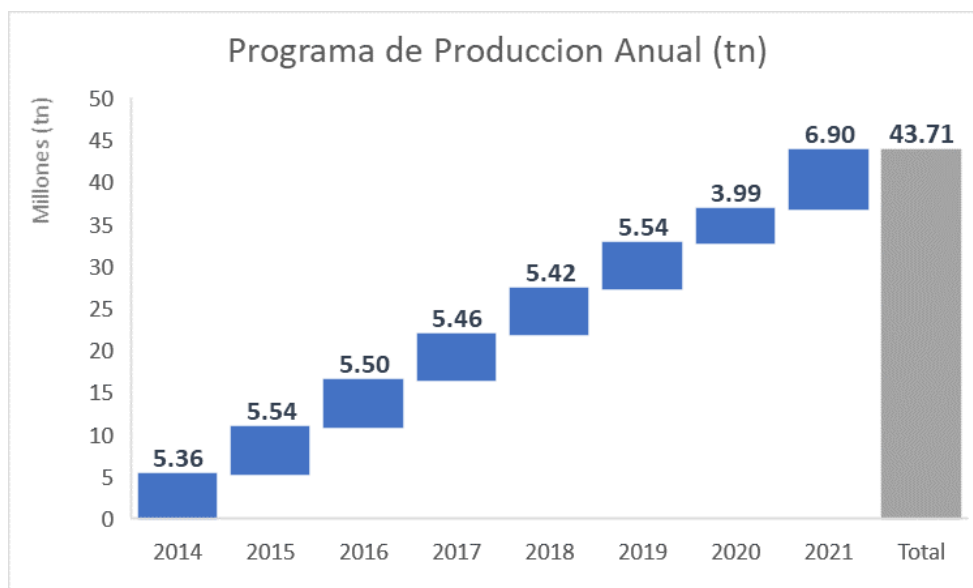


Figura 35. Programa de producción de tajos mina

2.7.3. Operaciones unitarias

Estas operaciones unitarias fueron analizadas en el presente estudio y corresponden en detalle a las siguientes:

a) Etapa de desarrollo

El desarrollo consiste la construcción del acceso mediante rampas de 5.0 m x 4.5 m de sección de forma paralela al eje vertical del cuerpo mineralizado (OB's), posteriormente se construyen los subniveles cada 30 metros con 2 % de gradiente positiva, manteniendo la misma sección, estos subniveles o accesos principales son paralelos al eje horizontal del cuerpo y están en la caja piso, a partir del sub nivel cumpliendo con el diseño se inicia la preparación de los cruceros de acceso al cuerpo hasta interceptar la caja techo logrando un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado, a partir de estos cruceros se inicia la preparación de las galerías con una sección de 4.5m x 4.00 m hasta comunicar todos los cruceros de preparación, luego en la parte central de la galería se realizan los cruceros de 20 metros de longitud con una sección de 4.5 m por 4.0 m, la misma que servirá para la ejecución del slot para ambos tajos.

El sistema de sostenimiento se realizó mediante estudios y análisis geomecánico, donde la receta en la mayor parte del desarrollo es de shotcrete +

malla electro soldada de 1.2 m x 1.2 m con pernos helicoidales de 7 pies + shotcrete.

Los recursos utilizados en la etapa de desarrollo para este método de explotación son:

Tabla 12. Flota de perforación Cerro Lindo

EQUIPO DE PERFORACIÓN						
Item	Tipo de Equipo	Modelo	Barra (m)	Φ Broca (mm)	Rendimiento (m/disp)	Empresa
1	Jumbo	Rocket Boomer 281	4.26	45	3.8	Nexa
2	Jumbo	Rocket Boomer 282	4.26	45	3.8	Nexa
3	Jumbo	Sandvick DD321	4.6	45	4.2	Aesa
4	Jumbo	Sandvick DD421	4.8	45	4.6	Aesa

Tomado de Nexa Resources

Tabla 13. Flota de empernador Cerro Lindo

EQUIPO DE SOSTENIMIENTO						
Item	Tipo de Equipo	Modelo	Barra (m)	Φ Broca (mm)	Rendimiento (und/hr)	Empresa
1	Empernador	Rocket Boomer 281	2.14	37	9	Nexa
2	Empernador	Sandvick DD311	2.14	37	11	Aesa
3	Empernador	Sandvick DD321	2.14	37	11	Aesa

Tomado de Nexa Resources

Tabla 14. Flota de shotcrete Cerro Lindo

EQUIPO DE SOSTENIMIENTO					
Item	Tipo de Equipo	Modelo	Capacidad (m3)	Rendimiento (m3/hr)	Empresa
1	Roboth lanzador	Normet Alpha 20	20	20	Unicon
2	Mixer	Normet Tornado S1	4	8	Unicon

Tomado de Nexa Resources

Tabla 15. Flota de limpieza Cerro Lindo

EQUIPO DE LIMPIEZA					
Item	Tipo de Equipo	Modelo	Capacidad (m3)	Rendimiento (tn/hr)	Empresa
1	Scoop	Cat-R1600G	4.8	90	Nexa
2	Scoop	Cat-R2900G	7.2	150	Nexa
3	Scoop	Cat-R1600G	4.8	90	Aesa
4	Scoop	Cat-R2900G	7.2	150	Aesa

Tomado de Nexa Resources

Tabla 16. Flota de transporte Cerro Lindo

EQUIPO DE TRANSPORTE					
Item	Tipo de Equipo	Modelo	Capacidad (tn)	Rendimiento (tn/hr)	Empresa
1	Volquete	Mercedes Benz (Actros 4143K)	40	50	Dinet
2	Volquete	Mercedes Benz (Actros 3335K)	26	42	Dinet

Tomado de Nexa Resources

b) Etapa de producción

El método de explotación aplicado en la mina Cerro Lindo incluye el análisis geológico, resultando un modelo de bloques. Las reservas consideradas en el plan de minado corresponden a los cuerpos OB1, OB2, OB5, OB6, OB6A, OB6B y OB7.

Tabla 17. Descripción del modelo de bloques

Coordenada origen			Tamaño de Bloques			Numero de Bloques			Rotacion
Este	Norte	Cota	x	y	z	x	y	z	Azimut
393,449.59	8,552,918.00	1,450.00	5.00	5.00	5.00	200	380	120	315°

Tomado de Nexa Resources

El plan de producción para la vida de la mina considera exclusivamente las reservas minerales probadas y probables cuyo valor de NSR es mayor a 30.75 US\$/t. Estas reservas son el producto de la conversión de recursos medidos e indicados a los cuales se les aplicaron factores modificantes como 85% de recuperación minera y 5.9% de dilución.

Los tajos ubicados en la parte inferior y superior del crown pillar que está conformado en la cota 1820 serán minados de manera simultánea lo que es posible por el secuenciamiento definido; por lo tanto, tendremos una clasificación en función a dicha secuencia:

- **Tajeo primario:** son aquellos bloques que será explotados en primera instancia, para posteriormente ser rellenos con pasta de relleno hidráulico cementado. En el relleno de los tajos primarios se utiliza cemento (de 3 % a 5 %, dependiendo si estamos en el centro /borde combinando si es de alta ley o de baja ley, aquí entra a tallar el valor del mineral).
- **Tajeo secundario:** son bloques adyacentes a los tajos primarios, las cuales serán explotados posterior al relleno de los tajos primarios. Los tajos secundarios se rellenan con cemento solo hasta una altura de 6 metros (para alcanzar la altura de la galería del túnel, este servirá como loza), luego es relleno solo con relave sin contenido de cemento, aquí se aplica el criterio de parada para drenaje en forma periódica. En otras ocasiones utilizamos pilares de mineral de baja ley como elementos de separación entre un tajeo primario y secundario.

La forma de avance de los tajos de producción debe ser de tipo piramidal “ascendente vertical” según los siguientes parámetros:

- La secuencia se inicia desde el nivel más bajo de cada sector y se desarrolla en forma ascendente, avanzando en forma piramidal como se muestra en la Figura 3-1. Cada nuevo tajo será explotado sobre uno inferior ya explotado y relleno con el nivel de fraguado y resistencia requerida (compactado).
- El avance en sentido horizontal se realizará solo cuando los tajos vecinos ya explotados, se encuentren con relleno compactado. Los de orden 3 en dirección horizontal se podrán explotar cuando los de orden 1 y 2 hayan sido totalmente rellenos y estén compactados.

- El avance horizontal no debe ser simultáneo entre dos tajos adyacentes a un tajo rellenado, ejemplo en imagen 36.
- El punto de inicio del minado, de preferencia, debe ser desde los extremos que estén en contacto con cuerpos de distinta competencia (ej. Diques) para avanzar en retirada o separándose de dicho cuerpo litológico.
- Este criterio de secuencia se puede aplicar en todos los OB en forma simultánea. Este tipo de secuencia puede ser aplicado también de manera simultánea entre los OB que se encuentren divididos por pilares

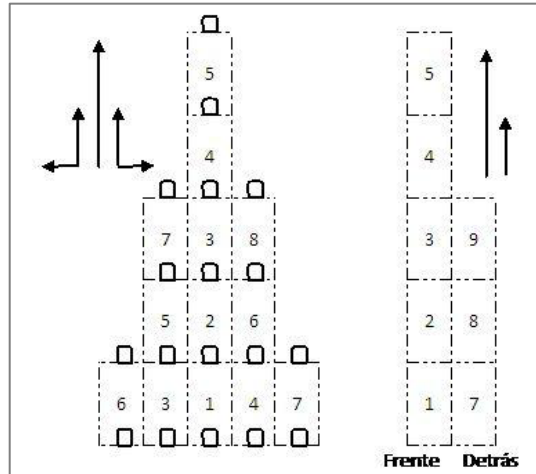


Figura 36: Secuencia gráfica de explotación
Tomado de Nexa Resources

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Métodos y alcance de la investigación

3.1.1. Método de investigación

a) Método general

Tamayo Nos dice que el “método científico ha demostrado ser un medio útil para adquirir conocimientos en las ciencias de la naturaleza, poco a poco aplicable a la solución de los problemas de la vida en el mundo moderno”. (15)

Por tanto, se puede indicar que el método científico se aplica en casi toda ciencia que tenga como finalidad la investigación, donde se puede encontrar dentro de ella, a la Ingeniera de Minas.

La presente tesis ayudará a obtener y analizar los resultados de la granulometría de la roca aplicando un diseño de voladura para labores de desarrollo sobre material estéril o ganga. Dentro de nuestra investigación aplica una serie de pasos metódicos que guían la misma, he aquí donde entra en juego el método científico.

b) Método específico

Método experimental:

El objeto de estudio es la aplicación de un nuevo diseño de voladura, para mejorar la eficiencia de granulometría del material estéril o ganga, por lo tanto, se tendrá que manipular la variable X, para verificar la influencia en la variable Y. El método experimental. Según Mayer, J. (2005:32): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá?”.

3.1.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación según su finalidad es la “aplicada”, puesto que Oseda, Dulio (2008), detalla que “El tipo de estudio investigación aplicada persigue fines de aplicación directos e inmediatos”. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar”.

Por su alcance, la investigación es considerada seccional, porque se realizarán los estudios en un periodo de tiempo determinado.

Por su profundidad, el tipo de investigación es considerada “descriptivas”, porque las variables, serán medidas, asimismo se estudiarán los efectos que tiene al modificar los valores del diseño de mallas de voladura.

3.1.3. Nivel de investigación

En nivel de investigación del presente trabajo es el “explicativo”, puesto que una vez obtenidos los datos y haber analizado los resultados, se tendrá que desarrollar una descripción de manera detallada todo el procedimiento realizado, así como las características de cada variable.

Restituto, S. (2002) nos dice que “las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”. (16)

3.1.4. Diseño de la investigación

La presente investigación está definida como experimental, puesto que nos ayudara en la planificación, diseño, y reestructuración de la variable independiente, y así poder tener control de resultados que pueda originar en la variable independiente.

Hernandez Sampieri nos dice que los experimentos manipulan tratamientos, estímulos, influencias o intervenciones a las variables independientes, para posteriormente observar sus efectos sobre las variables dependientes. (17)

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

La población para la investigación está constituida por labores de desarrollo que son excavados sobre material estéril o ganga en la mina Cerro Lindo.

3.2.2. Muestra

El muestreo aplicado en el presente trabajo es no probabilístico, y la técnica de selección es por conveniencia.

Sampieri nos indica que, en el muestreo no probabilístico, la elección de los elementos o muestra depende de las características de la investigación. (17)

Por lo tanto, para la presente investigación se consideró dos labores de la mina, puesto que el ciclo operativo de la actividad minera no debe de ser paralizado por ningún motivo, por ello se elige las labores que no son de prioridad para el ciclo operativo, asimismo deben cumplir los criterios de accesibilidad, condiciones adecuadas de trabajo, para la optimización del diseño de perforación y voladura convencional, y desarrollo de la investigación.

Dichas labores son:

- Rp 050 (-) del nivel 1550, correspondiente al cuerpo OB1
- Rp 073 (+) del nivel 1650, correspondiente al cuerpo OB6

3.3. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.1. Técnicas

En base a los objetivos propuestos en el presente trabajo de investigación; los datos serán recopilados mediante dos técnicas de recolección de datos, debido al manejo de dos variables que son objetos de estudio.

A. Observación directa

Según Arias nos dice que “La observación es una técnica que consiste en visualizar, en forma sistemática cualquier hecho, fenómenos o situación que se produzca en la naturaleza o sociedad”. (18)

Por lo tanto, se considera la observación directa, no estructurada, para la recopilación de información, puesto que se realizarán listas de cotejo, y llenado de formatos físicos, con relación a la perforación, distribución de carga explosiva, y capacidad del personal encargado en cada uno de las actividades en mención.

3.3.2. Instrumentos

Según Hernández, los instrumentos de investigación son “instrumento de investigación es la herramienta utilizada por el investigador para recolectar la información de la muestra seleccionada y poder resolver el problema de la investigación, que luego facilita resolver el problema planteado”. (17)

A. Instrumentos mecánicos o electrónicos

Esta técnica “es un sistema de medición por aparatos” o equipos, el cual refiere que son instrumentos de medición tecnológicos, que permiten registrar los resultados de la variable, el cual es objeto de estudio. Por lo tanto, dentro de los instrumentos a utilizar se considera el Calibre o vernier, y Software de análisis como el JK Simblast, Autocad. (17)

B. Ficha de recolección de datos (formato)

Son formatos que permiten registrar la distribución de taladros perforados como la sección de labor, cantidad de explosivos colocados por taladro, asimismo el control de tiempos.

C. Informe de pruebas (formato)

Son formatos que permiten registrar las pruebas de campo como el mapeo geomecánico, diseños de malla de perforación y voladura.

3.4. Técnicas de análisis de datos

A. Análisis bivariante

El análisis bivariante permitirá la comparación entre los disparos realizados en cada labor y estudiar los efectos que producen la variable independiente (malla de perforación y voladura) a otra dependiente (fragmentación de roca estéril o ganga). De tal manera, nos permita manipular algún parámetro de la variable independiente, y llegar a los objetivos propuestos con relación a los resultados obtenidos en la variable dependiente.

B. Pruebas no paramétricas

La relación existente entre la malla de perforación y voladura con la fragmentación de rocas estéril es lineal, además considerando que el muestreo es no probabilístico; por lo tanto; el análisis de la investigación que realizaremos son no paramétrica.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACION

4.1. Resultado y análisis de la información

4.1.1. Consideración geomecánica

Para poder realizar la clasificación geomecánica de las labores tomados como muestra, se tuvo que desarrollar el análisis en campo considerando los parámetros del método de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR — valoración del macizo rocoso - 1989), Barton y colaboradores (Sistema Q - 1974) y Marinos & Hoek (CSI — Geological Strength Index — 2002).

4.1.1.1. Dominios geotécnicos

Con el fin de tener dominios geotécnicos o zonas geotécnicas con características o propiedades aproximadamente uniformes, el macizo rocoso fue zonificado teniendo en consideración los siguientes aspectos: estructuras, geología, grado de fracturamiento (RQD), Índice RMR, propiedades de resistencia de la roca intacta, discontinuidades. La zonificación predominante del macizo rocoso fue subdividida en cinco sectores denominados, teniendo índices de calidad representativos de cada dominio estructural.

Tabla 18. Índices y calidad del macizo rocoso para el OB6

Dominio Geotecnico	σ_d (MPa)	RQD (%)	RMR' ₈₉	Q'	GSI
Mineral	50	50	50	1.95	50
Caja T. Cercana	80	40	46	1.25	46
Caja T. Lejano	138	60	55	3.39	55
Dique	205	75	60	5.92	60

4.1.1.2. Análisis geomecánico

Tras la evaluación geomecánica en desmonte realizado en los anteriores acápite, se estimó que el índice RMR varía entre 32 a 60, con un promedio de 50. El mineral está surcado por tres familias de discontinuidades predominantes.

En el cuadro siguiente se muestran los parámetros geotécnicos para la evaluación geomecánica de la labor.

Tabla 19. Propiedad geomecánica por litología

Unidad Geotecnica	Mineral SPP	Mineral SPB	Volcanico Cercano	Volcanico Lejano
RMR _{Promedio}	50	50	46	53
RQD	46	58	60	65
GSI	50	50	46	53
Resistencia a la Compresion (MPa)	55	55	80	120
Densidad (tn/m3)	4.5	4.5	2.6	2.6
Modulo de Elasticidad (GPa)	33	33	25	41
Velocidad de Onda P (m/s)	4102	4199	3593	3933
Velocidad _{Crítica Sueco} (mm/s)	238	233	685	939
Velocidad _{Crítica Canmet} (mm/s)	63	61	180	246

Para la caracterización de la masa rocosa se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de campo que se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle" (línea de detalle). Mapeo por tipo de roca usando el RMR, mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en las labores de muestra, representada por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en las excavaciones en interior mina.

A. Muestra 01 (Rampa (-) 050 / Nv 1550 / OB1)

El desarrollo de la rampa se encuentra emplazado en roca volcánica con piritita diseminada en la caja piso del cuerpo mineralizado OB1, siendo próximo al contacto en litológico entre el sulfuro y roca volcánica.

La roca volcánica en referencia tiene una resistencia a la compresión uniaxial entre 50 – 100 Mpa, con un grado de fracturamiento entre muy fracturado a intensamente fracturado, moderadamente alterado y en las zonas asociadas a Fallas predominantes muy alteradas.

La alteración predominante es la sericita, las discontinuidades presentan rellenos de esta alteración entre 0.1 mm – 1.0 mm, son lisos y en contacto con el agua las paredes de las discontinuidades tienden a deslizarse.

Estructuralmente la rampa se encuentra asociado a un sistema de fallas de Rumbo N 14° E y buzamiento de 65° ±10° N y la falla principal de Rumbo promedio de N 40° E y buzamiento de 75° ± 5° SE que atraviesa todo el cuerpo OB1, incluyendo la Rampa (-) 050.

El análisis geomecánico fue realizada entre las progresivas R50 + 10 m – R50 + 27 m, tomando 06 pruebas de evaluación, lo cual resulta que, la calidad del macizo rocoso es del tipo IV A con un RMR promedio de 40 y GSI Intensamente fracturada pobre (IF/P), asociado a la alteración de una falla regional identificado en los niveles superiores y que atraviesa en forma transversal a la zona sobre excavada.

Tabla 20. Muestra de mapeo geomecánico Rp 050

Muestra	Cuerpo	Nivel	Labor	Litología	Alteración	RMR	GSI
M1	OB1	1550	Rp 050	SPP	Grano medio regular	47	MF/R
M2	OB1	1550	Rp 050	SSM	Goteo constante	46	MF/R
M3	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Zona de contacto con SSM	40	MF/R-P
M4	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Zona de contacto con SPP	36	MF/R-P
M5	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Fallas con relleno blando	33	MF/R-P
M6	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Fallas con relleno blando	33	MF/R-P

Como se puede apreciar en el cuadro, el mapeo geomecánico nos brinda un RMR promedio de 39, y un GSI de MF/R. El contacto litológico presenta una alteración entre moderada a muy alterada, y su fracturamiento es de muy fracturada, con fracturas horizontales que forman bloques tabulares en corona. Por lo tanto, el tipo de roca asociado es de IV A para una sección de 5.0 x 5.0.

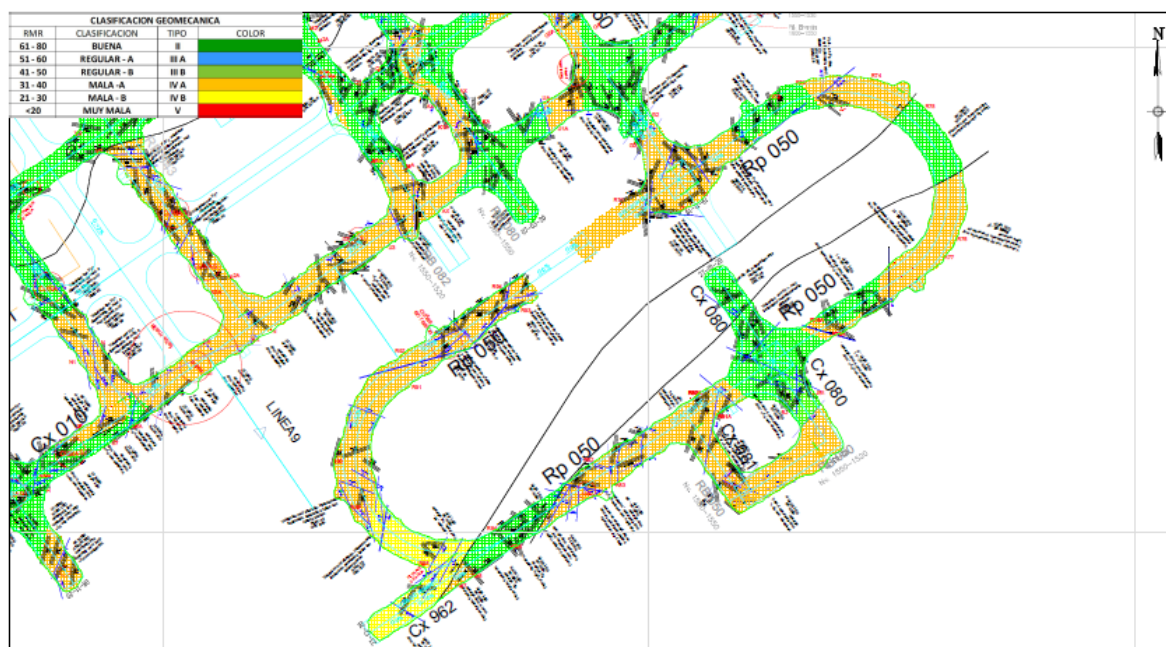


Figura 37. Mapeo geomecánico Rp 050 (área de estudio)

B. Muestra 02 (Rampa (-) 073 / Nv 1650 / OB6)

El desarrollo de esta rampa se encuentra emplazado en roca volcánica con piritita diseminada en la caja piso del cuerpo mineralizado OB5, siendo próximo al contacto litológico entre el sulfuro, dique, y roca volcánica.

La roca volcánica en referencia tiene una resistencia a la compresión uniaxial entre 60 – 150 Mpa, con un grado de fracturamiento entre muy fracturado, moderadamente alterado y en las zonas asociadas a fallas predominantes muy alteradas.

La alteración predominante es la andhesita, las discontinuidades presentan rellenos de esta alteración entre 0.1 mm – 1.1 mm, son lisos y en contacto con el agua las paredes de las discontinuidades tienden a deslizarse.

El análisis geomecánico fue realizada entre las progresivas R073 + 00 m – R073 + 30 m, tomando 06 pruebas de evaluación, lo cual resulta que, la calidad del macizo rocoso es del tipo IV A con un RMR promedio de 40 y GSI Intensamente fracturada pobre (MF/P-R), asociado al halo de alteración de una falla regional identificado en los niveles superiores y que atraviesa en forma transversal a la zona sobre excavada.

Tabla 21. Muestras de mapeo geomecánico Rp 073

Muestra	Cuerpo	Nivel	Labor	Litología	Alteración	RMR	GSI
M1	OB6	1650	Rp 073	Dique	Cuñas y planchoes en corona	49	MF/R-P
M2	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con dique	40	MF/R-P
M3	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con Dique	39	MF/R-P
M4	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con Dique	37	MF/R
M5	OB6	1650	Rp 073	SSM	Enclaves de roca volcanica	35	MF/R
M6	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Dique con presencia de cuñas e	38	MF/R

Como se puede apreciar en el cuadro, el mapeo geomecánico nos brinda un RMR promedio de 40, y un GSI de MF/R. El contacto litológico presente una alteración moderada e intensamente fracturada regular, asociado a fracturamiento y a fallas sub paralelas al eje de excavación. Por lo tanto, el tipo de roca asociado es IV A (mala) en una sección de 5.0 x 5.0.

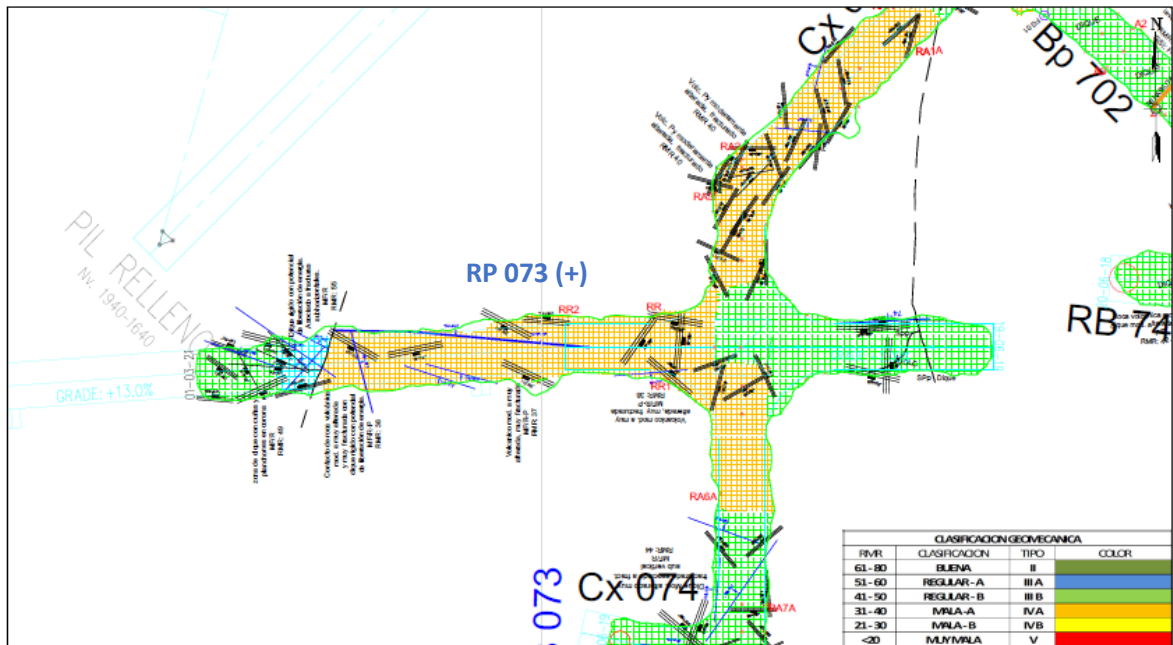


Figura 38. Mapeo geomecánico Rp 073 (área de estudio)

4.1.1.3. Fortificación de labores

Como el macizo rocoso en Cerro Lindo está compuesto de roca fracturada y las excavaciones subterráneas están sometidas a un esfuerzo horizontal mayor que el esfuerzo vertical, se prevé que las inestabilidades en las excavaciones subterráneas predominantemente serán controladas estructuralmente. Sin embargo, también es posible la ocurrencia de fallas por esfuerzos inducidos principalmente en la roca mineralizada más débil de pirita con grano grueso, principalmente presente en los pilares que forman los tajos secundarios.

Por lo tanto, cada diseño a realizar debe considerar el análisis de la geología estructural de cada sector en específico y en cada unidad litológica presente, rocas volcánicas, diques y cuerpo mineralizado.

La información de las familias de estructuras utilizadas para el diseño ha sido proporcionada por Cerro Lindo. Con esta información y el análisis mediante el software JBlock (GS Esterhuizen) y Unwedge (Rocscience) se determinan geometrías de probables cuñas que puedan caer. JBlock es una herramienta de análisis probabilístico mediante el cual se determina el número y el tamaño de potenciales bloques de roca que pueden formarse.

Con el fin de aclarar la terminología utilizada, la

Figura 39 muestra la nomenclatura para el perímetro de la excavación.

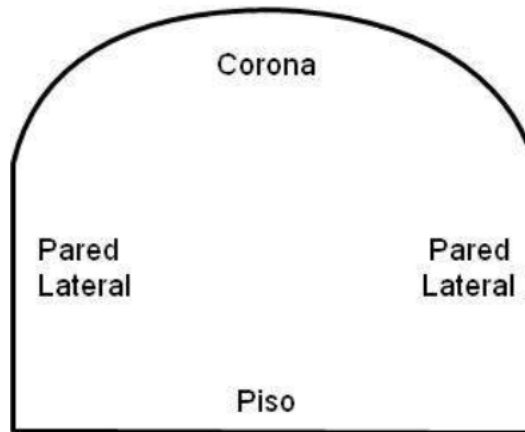


Figura 39. Nomenclatura para el perímetro de la excavación

Con los mismos datos se ha utilizado el programa Unwedge para determinar las dimensiones, el volumen y peso y la cantidad de cuñas para todo el perímetro de una excavación. Para el diseño de la fortificación, el parámetro de interés es la determinación de las alturas de vértice de las cuñas, tanto para la corona y las paredes laterales de la excavación, esta dimensión entrega la profundidad de la cuña en el macizo rocoso.

El diseño de fortificación se basa en la premisa de que Cerro Lindo será capaz de asegurar y mantener un ambiente de la minería subterránea estable mediante el relleno de tajos de manera oportuna y con una resistencia correcta. Si no se mantiene un ambiente estable se debe modificar estos diseños de fortificación para que resistan las fuerzas potencialmente dinámicas.

Se supone que la mina subterránea estará en un entorno estable desde una perspectiva de la actividad sísmica y sólo se consideran cargas estáticas para el diseño, no para absorción de energía dinámica.

- Resistencia del soporte = carga de roca / área del techo [kN/m²]
- Carga de roca = potencial altura de caída x densidad x F. gravedad

Por lo tanto, considerando un factor de seguridad de 1.2, las resistencias del sistema de soporte del túnel se indican en la Tabla 22. El factor de seguridad de 1.2 ha sido seleccionado al azar, pero esto podría ser reducido en los ejercicios (back análisis) de optimización operativa. Con el fin de minimizar el número de diferentes longitudes de los pernos, se recomiendan solamente dos longitudes.

Tabla 22. Resistencia requerida de soporte para galerías

Item	Macizo Rocoso	Densidad (Kg/m ³)	Resistencia soporte [kN/m ²]	
			Ancho 5 m	Ancho 9 m
1	Volcánica Techo	4514	59.5	121.2
2	Volcánica Piso	4949	123.5	255.2
3	Mineral *	3933	98.2	202.6
4	Dique**	8380	585	928

* Como el ápice de las cuñas es en la pared lateral, se utiliza la resistencia de soporte en rocas volcánicas de pared superior del cuerpo mineralizado.

** Se han asumido las mismas alturas de la caja piso de las rocas volcánicas del tajo.

En función al mapeo geomecánico, y el análisis GSI se pudo determinar que el tipo de sostenimiento en ambos casos es des *shotcrete* pesado (*shotcrete* + perno con malla + *shotcrete*). A medida que las condiciones del terreno, en el que las unidades van a ser usadas, presente bloques, existe la posibilidad que estos puedan caer entre los pernos. Por lo tanto, se recomienda que los pernos se complementen con un soporte de tipo malla, que puede comprender láminas de malla de alambre soldadas y/o de hormigón proyectado para las excavaciones en roca volcánica se recomienda fortificar con una cobertura de malla de alambre soldada; y en los cruceros de accesos en sulfuros y los contactos volcánicos/sulfuros, fortificar con una combinación de hormigón proyectado (sin las fibras) y cobertura de malla de alambre soldada.

Por lo tanto, de la evaluación realizada en las labores de muestra, se desarrolló el cuadro de recomendación geomecánica para el tipo de sostenimiento o fortificación a aplicar. (Anexo 08)

Tabla 23. Recomendación geomecánica de Rp 050

Ítem	Descripción	Detalle
1	Cuerpo	OB1
2	Nivel	1550
3	Labor	Rp 050
4	RMR	40
5	Tipo de Roca	IV A - Mala
6	Litología	Volcánico
7	Spam Requerido	2 Días
8	Tipo de Sostenimiento	Activo
9	Detalle de Sostenimiento	SH 3" + Malla + P. Hel.7' + SH 1"-2"
9	Observación	Roca muy alterada, muy fracturada, con fracturamiento sub horizontal que forman bloques tabulares en corona (zona de dique). SE TIENE AUN MATERIAL DE BAJA CALIDAD, SE DEBE SOSTENER A LA BREVEDAD.



Labor en proceso de desate.	Labor en proceso de sostenimiento.
-----------------------------	------------------------------------

Figura 40. Proceso de desate y sostenimiento Rp 050

Tabla 24. Recomendación geomecánica de Rp 073

Ítem	Descripción	Detalle
1	Cuerpo	OB6
2	Nivel	1650
3	Labor	Rp 073 (+)
4	RMR	41
5	Tipo de Roca	III B - Buena
6	Litología	Volcánico en contacto con SPP
7	Spam Requerido	4 Días
8	Tipo de Sostenimiento	Activo
9	Detalle de Sostenimiento	SH 3" + Malla + P. Hel.7' + SH 1"-2"
9	Observación	Emplazada en roca volcánica muy fracturada, moderadamente alterada.



Figura 41. Proceso de shotcrete y perforación de la Rp 073

4.1.2. Consideraciones sobre diseño de labores

El método de minado utilizado por la empresa Nexa Resoruce en la unidad de Cerro Lindo es el *sublevel stoping* (SLS) con relleno. La explotación de estos tajos es mediante una secuencia de tipo horizontal donde se van explotando tajos intercalados para que en una segunda fase se extraigan los tajos intermedios, evitando de esta forma dejar pilares con mineral económico. Se realizó principalmente una revisión de los aspectos geomecánicos, considerando macro secuencias, secuencia de corto plazo, tipo de relleno, tipo de fortificación, perforación y voladura y reconocimiento de pilares existentes.

Para la operación del método SLS se realiza la construcción de subniveles de ataque, espaciados a 30 m en altura a los que se accede por medio de una rampa y a partir de donde se construyen los cruceros que cortan al cuerpo mineralizado en toda su extensión. Por lo general, los cuerpos se encuentran con una orientación N 45° W y estos son minados formando tajos de 20 m y 25 m de ancho, 30 m de alto y distancias variables en la longitud según la mineralización, pudiendo llegar hasta 40 m de largo.

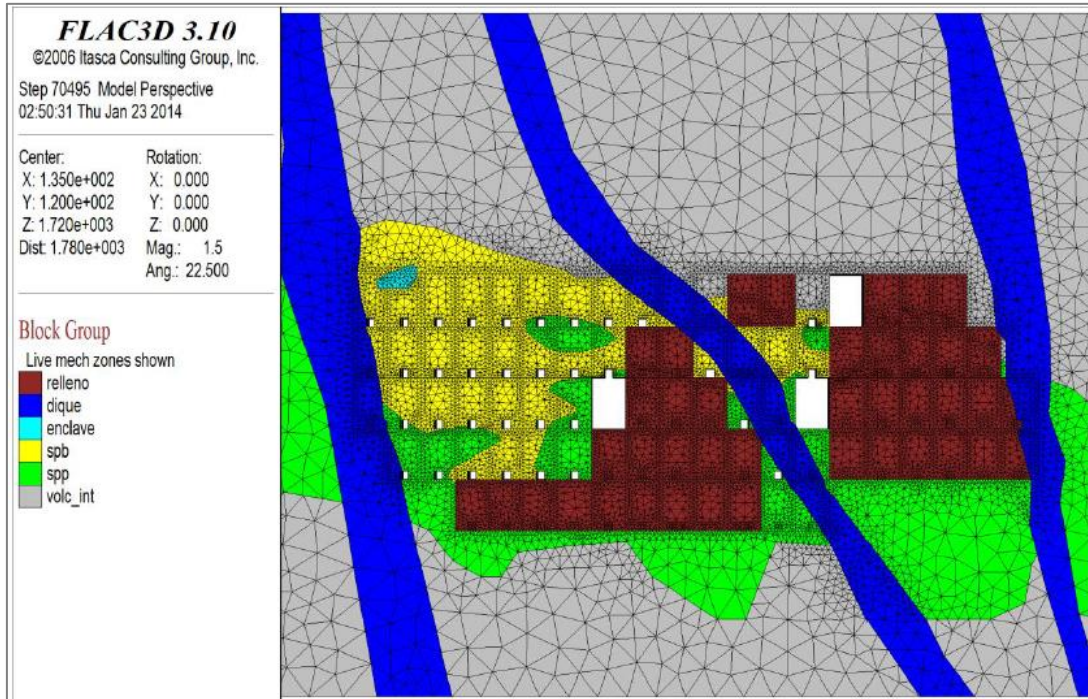


Figura 42. Secuencia de explotación modelo en Flac3D
Tomado de Nexa Resources

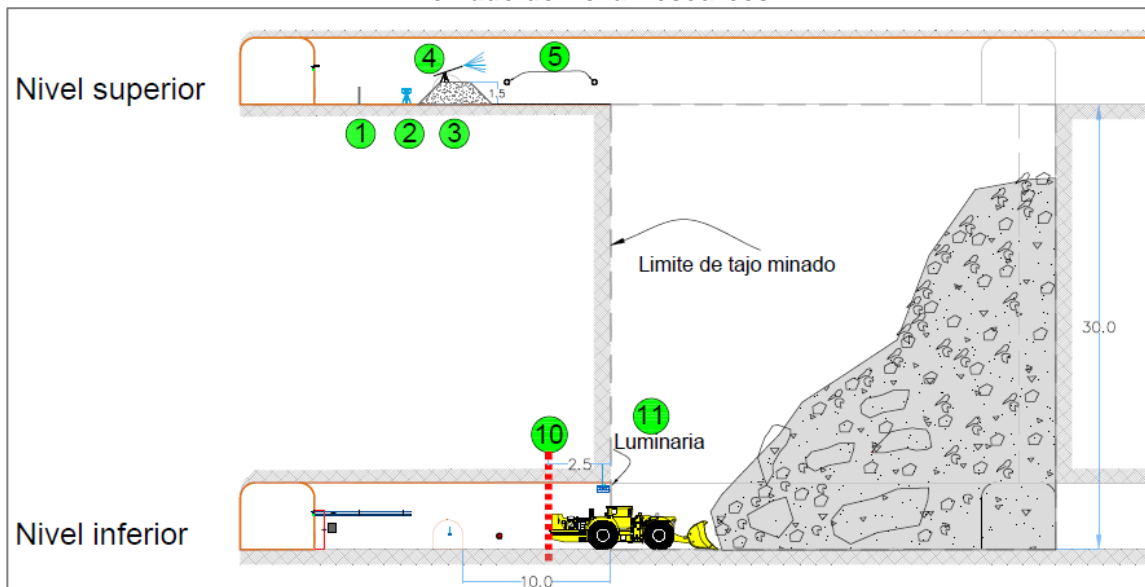
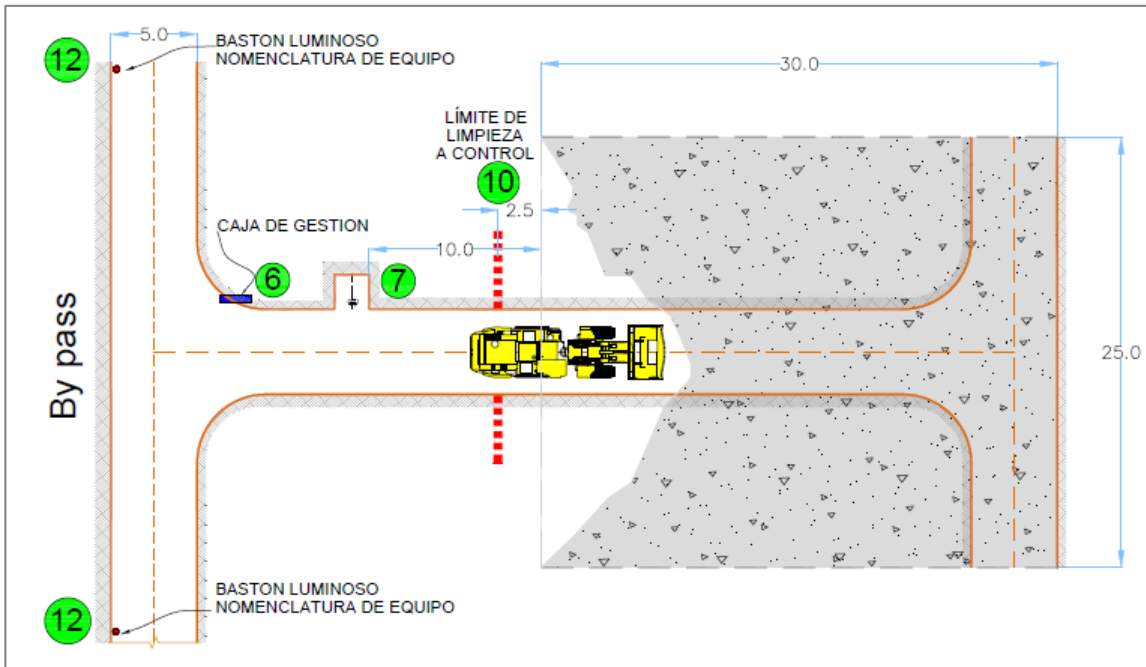


Figura 43. Estándar de un tajo en producción vista en sección
Tomado de Nexa Resources



**Figura 44. Estándar de un tajo en producción vista en sección
Tomado de Nexa Resources**

Las excavaciones se realizan de manera secuencial, contemplando el modelo de bloques, y el puente entre niveles de acuerdo al diseño (30 metros), considerando los datos técnicos del estándar de mina Anexo 10 como:

- a) Malla de bloqueo rígido: malla electro soldada
- b) Luminaria: reflector móvil, para incrementar la visibilidad en la inspección - ventana principal
- c) Dique de seguridad nivel superior: para evitar la caída a distinto nivel
- d) Aspersor: Puede ser tipo tubo y/o cañón ventilado, para regado de mineral
- e) Punto de anclaje: Para realizar inspección y/o regado del tajo
- f) Caja de gestión: Debe contener cuaderno geomecánico, expediente técnico, estándar de tajo
- g) Refugio: para la ubicación del operador en la limpieza a control remoto
- h) Perchero: para colocar el control remoto
- i) Guarda de seguridad: el operador debe retirar al iniciar actividad e instalar al terminar extracción
- j) Límite de limpieza a control: para evitar la exposición del personal
- k) Luminaria: reflector móvil para incrementar visibilidad del operador en la limpieza del tajo.

- l) Bastones luminosos / nomenclatura de equipo: para delimitar el área de trabajo.
- m) Dique de seguridad nivel inferior: para reducir la proyección de bancos hacia la boca del tajo cuando se realiza la inspección.

Asimismo, estas excavaciones constan de tres fases principales:

Exploración: labores sobre mineral y/o desmonte que tiene la finalidad de explorar el yacimiento, y así poder confirmar la reserva, o hallar un nuevo cuerpo mineralizado.

Preparación: labores sobre mineral, cuyo objetivo principal es la excavación de accesos temporales al cuerpo mineralizado para su explotación.

Desarrollo: son labores ejecutadas sobre material desmonte, con la finalidad de generar accesos permanentes al cuerpo mineralizado en cada nivel en función al plan de minado; haciendo sostenible la vida de la mina.

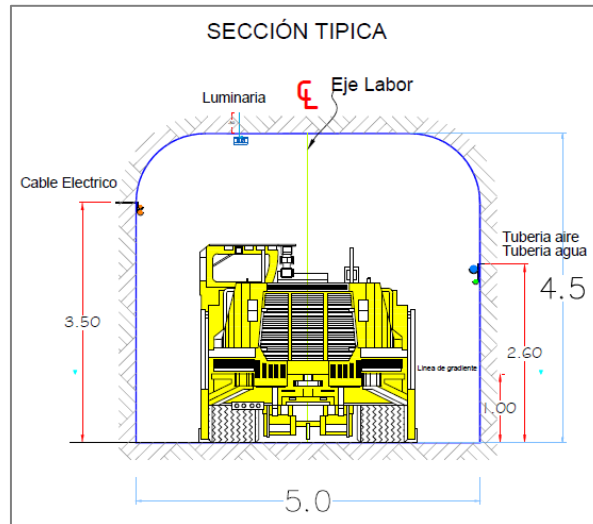
Tabla 25. Codificación y secciones típico

Fase	Labor	Codigo	Ancho	Alto	Gradiente %
Desarrollo	By Pass	BP	5	4.5	2
	Rampa	RA	5	5	-15
	Chimenea de Ventilacion	CHV	2	2	
	Camaras				2
Preparación	Crucero	CX	5	4.5	2
	Galeria	GA	5	4.5	2
	Chimenea Slot	CHS	2	2	
Exploración	Crucero	CX	5	4.5	2

Tomado de Nexa Resources

En base al método de explotación, asimismo de las evaluaciones geomecánicas, se determinó el diseño de estas labores.

La sección típica para labores de desarrollo en la mina Cerro Lindo son de 5.0 m x 4.5 m, realizando un avance efectivo de 4.2 m por disparo, con jumbos de 16, y 18 pies.



**Figura 45. Sección típica Cerro Lindo
Tomado de Nexa Resources**

Para el presente estudio se tomó como muestra dos labores de desmante, cuyo diseño aplicado es de acuerdo a la

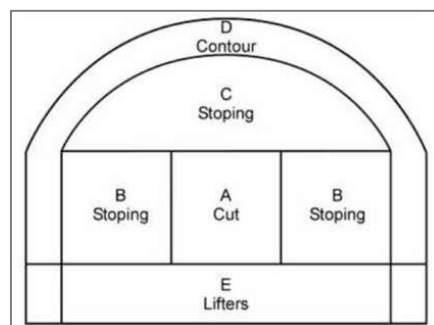
Figura 45; donde las actividades relacionadas al avance de dichas labores son las siguientes:

- a) Pintado de sección y eje de labor por el área de topografía
- b) Perforación del frente con jumbo de 18 pies
- c) Re desate antes del carguío, se utilizó el desatador *Scamec* de la marca *Normet*, lo cual nos permite un alcance de 6.5 m de altura
- d) Carguío del frente con el cargador mecanizado (*Anfoloader*)
- e) Chispeo y voladura, siempre tomando en consideración el protocolo de voladura por seguridad
- f) Ventilación de frente, con ventiladores de 60000 CFM, brindando una dinámica más ágil al ciclo de minado
- g) Regado de carga producto del disparo
- h) Limpieza del frente con *scoop's* de 9.5 yd³, cuyo rendimiento es de 70 m³/h
- i) Posterior a la limpieza se inicia con el proceso de desate mecanizado

- j) Retorno del scoop para realizar la limpieza de carga producto del desatad.
- k) El sostenimiento para labores permanentes es de *shotcrete* pesado (*shotcrete* + perno y malla + *shotcrete*)

4.1.3. Malla de perforación y voladura

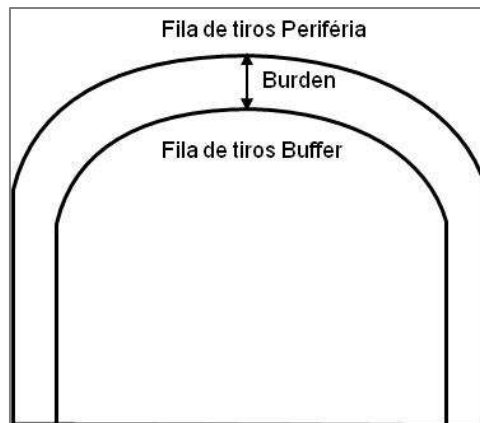
La metodología de diseño de voladura se basa en el concepto de diseño Modified Ash Energy (MAE) Buffer Hole. Para el cálculo se asume que las propiedades de los explosivos ANFO utilizados en Cerro Lindo son los mismos que los establecidos en las fórmulas de diseño en el informe de NIOSH.



**Figura 46. Terminología de taladros en el diagrama de disparo
Tomado de Nexa Resources**

El objetivo de este criterio es para las perforaciones de contorno Figura 46, ya que estos son los taladros que más afectan la estabilidad de la excavación producto del daño ocasionado por voladuras.

En el concepto de tiros Buffer, la ubicación de las perforaciones Buffer determina el diseño para los tiros de la periferia, disminuyendo la cantidad requerida de estos tiros periféricos Figura 47.



**Figura 47. Esquema de taladros buffer y periferia
Tomado de Nexa Resources**

La metodología de cálculo para limitar el área de daño (radio de daño, R_d) según el método es el siguiente:

- Diseño de la fila de buffer utilizando círculos de amortiguación tangente a periferia de la galería
- Añadir los taladros de periferia en el contorno de la galería y entre dos taladros de buffer
- Diseñar los taladros de arrastre E
- Añadir el pre recorte A (cara libre)
- Añadir taladros de producción B y C como sea necesario para proporcionar una buena cobertura de energía o basados en la experiencia con el factor de carga.

Con la finalidad de evaluar el esquema de voladura que emplea la mina Cerro Lindo a fin de identificar que parámetros podrían ser susceptibles a ajustes para reducir la granulometría del fragmento de roca en labores que se desarrollan sobre material ganga “desmonte”.

Para tener un patrón confiable de comparación de los parámetros de voladura se ha elegido y calibrado un esquema de cálculo para adaptarlo a las condiciones particulares de labores en desarrollo, para lo cual se tomó en cuenta los siguientes lineamientos:

- Evaluación parámetros de voladura en función de la calidad del macizo rocoso

- Evaluación de la voladura será realizada en labores de desarrollo considerando un dominio estructural típico
- Comparar y analizar los parámetros de voladura de Cerro Lindo

El estándar del diseño de malla de perforación y voladura utilizadas en la mina Cerro Lindo considera 63 taladros perforados con broca de 45 mm, y con una longitud de 16 pies, y un rendimiento de avance de 4.26 m; sin embargo, la eficiencia promedio alcanzado es de 4.10 m de avance por disparo.



Figura 48. Estándar de malla de perforación y voladura (actual)
Tomado de Nexa Resources (Aesa)

Secuencia de perforación y voladura:

El procedimiento de voladura inicia con el marcado de malla por parte del área de topografía mediante el uso de una estación total Leica T-600S.



Figura 49. Marcado de malla con el equipo marcador laser

Posteriormente, el ayudante jumbero y el operador de jumbo realizan el marcado de la cuadrícula de la malla con la ayuda de un equipo láser, lo cual facilita el marcado del eje de labor, y la gradiente con la que se tiene que ejecutar el proyecto.

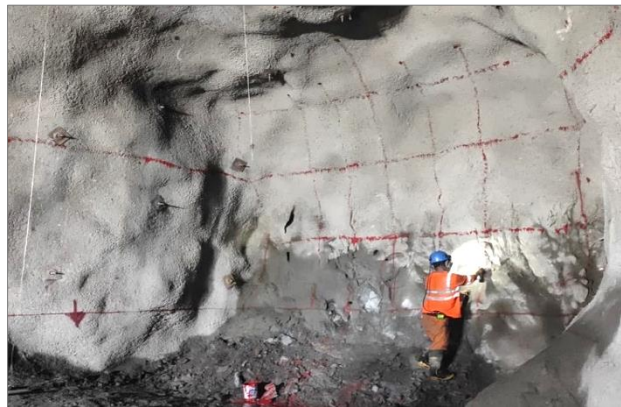


Figura 50. Resultado del pintado laser de malla

El personal operativo cuenta con una plantilla para el marcado del arranque del frente

Figura 51, lo cual nos permite una distribución de *burden* y Espaciamiento más preciso en el frente de la labor.



Preparación de plantillas de perforación del arranque.

Aplicación de plantilla en el frente de labor.

Figura 51. Plantilla de perforación de arranque

4.1.3.1. Diseño de malla de perforación

Los mapeos realizados en ambas muestras fueron realizados sobre roca estéril cuyos resultados obtenidos se presentan en roca con litología volcánica de tipo IV A, de calidad mala; por lo que el diseño se realizó con las dimensiones adecuadas que permitan una alteración menor al macizo rocoso.

Las propiedades mecánicas de la roca son importantes para el diseño de la malla, por ello se detalla en el siguiente cuadro.

Tabla 26. Propiedades de resistencia promedio de la roca Cerro Lindo

Item	Macizo Rocosos	UCS [MPa]	σ_T [MPa]*	E [GPa]	ρ [t/m ³]	
1	Volcánica Techo	101	10.1	111	5.2	
2	Volcánica Piso	96	9.6	107	5.8	
3	Mineral	Debil	35	3.5	35	3.5
		Fuerte	77	7.7	100	3.5
		Promedio	61	6.1	76	3.5
4	Dique	201	20.1	129	8.3	

Tomado de Nexa Resources

La resistencia uniaxial a la compresión en roca volcánica llega a un promedio de 100 MPa, y con un módulo de Young de 9.6 MPa, lo cual nos indica que la roca es permisible para la apertura de labores de manera permanente.

Tabla 27. Calidad de roca

Item	Cuerpo	Nivel	Labor	Litología	RMR	GSI	Clase	Calidad
1	OB6	1650	Rp 073 (-)	Dique / Volcanico	40	MF/R-P	IV	Roca Mala
2	OB6	1650	Rp 050 (-)	Volcanico / Sulfuro	39	MF/R-P	IV	Roca Mala

La clasificación de roca de las labores para la aplicación del diseño de malla son de tipo IV-A Roca Mala, considerando además el contacto litológico con dique y sulfuros durante su trayectoria.

Para el diseño se plantea realizar voladura con buffer lo cual consiste en diseñar arranques con amortiguamiento de modo que el radio de daño asociado (Rd) se extienda hasta el perímetro deseado de la excavación. Cuando el radio de daño práctico es igual al *burden* nos indica que el diseño es adecuado para la fragmentación de roca necesaria ($Rd = B$).

Para atenuar el daño perimetral de las labores se realiza voladura controlada adoptando controles como el incremento de 1 taladro de precorte en el perímetro o contorno de la labor, considerando un total de 8 taladros.

En función a los datos calculados y teniendo la necesidad de analizar el comportamiento teórico del diseño, concentración de energía por efecto de la carga explosiva, y la secuencia de salida por cada taladro mediante simulación de voladura, utilizaremos el software *JK-Simblast*, siendo aplicado y verificado en campo.

Asimismo, se consideró los aspectos operativos para mejorar el control de la aplicación de un diseño de malla de perforación y voladura; también la evaluación geomecánica realizada en la RP 050, lo cual nos indica que dicha labor presenta

una roca de tipo IV, encontrándose en contacto con sulfuro (SPP/SMM). Los parámetros generales que se tomaron en cuenta para el cálculo de la cantidad de taladros son: la sección de labor, longitud de perforación, y diámetro de perforación.

Tabla 28. Comparativo de parámetros de diseño Rp 050 (-)

Parametros	Rp 050 (-)	
	Actual	Propuesto
Ancho (m)	5.0	5.0
Alto (m)	5.0	5.0
Longitud de Perforacion (pies)	16	16
Nro de Taladros	63	54
Perimetro	19.8	19.8
Espaciamiento	0.55	0.55
Factor de Voladura (K)	1.65	1.65
Area	24.5	24.5
Diametro de Broca Rimado (mm)	189	102
Diametro de Broca Produccion (mm)	45	48
Nro de Taladros de Alivio	4	4
Nro de Taladros de Pre Corte	7	8
Nro de Taladros de Produccion	52	42

El diseño de la malla para la Rp 050 se consideró una longitud efectiva de 16', esto obedece a la perforación en negativo que se realizará; asimismo se puede evidenciar que la cantidad de taladros ha sido reducida de 63 a 54, debido al incremento del diámetro de broca, lo cual nos permite tener un área de impacto mayor, y por lo tanto un *burden* mayor, calculando así la cantidad de taladros perforados.

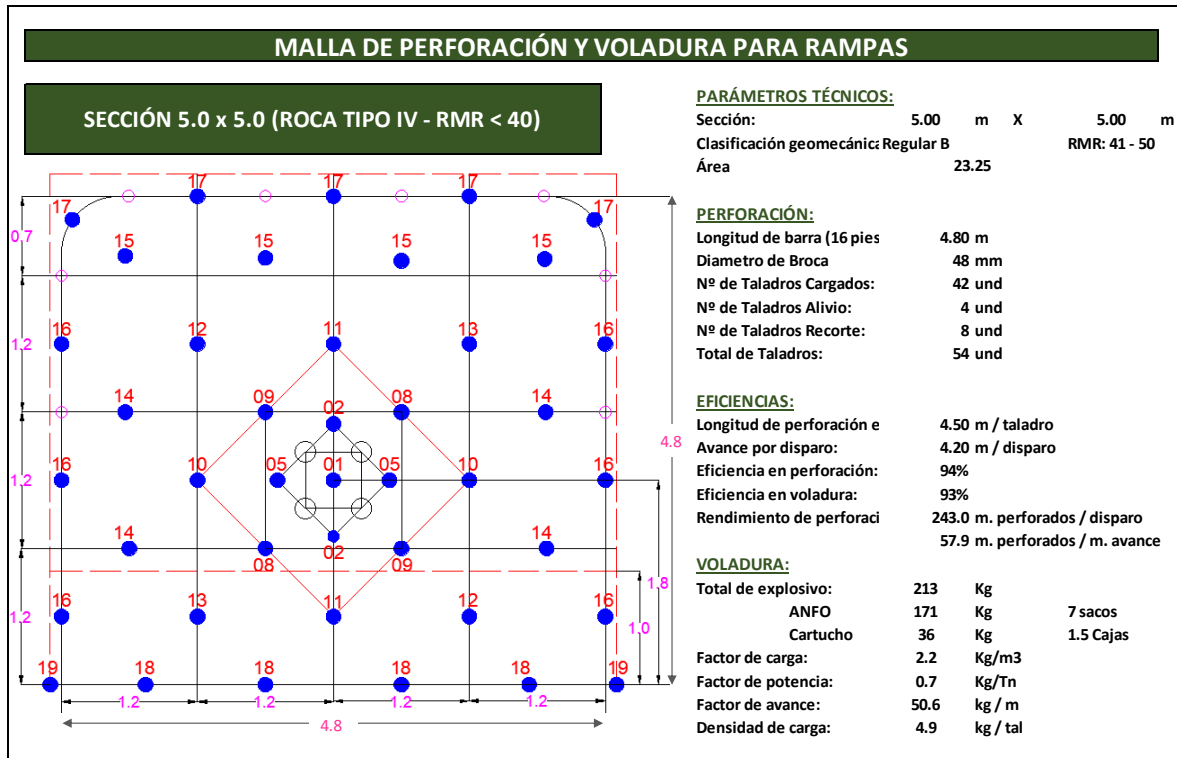


Figura 52. Malla de perforación propuesta para Rp 050

La malla de perforación propuesta será aplicada a la Rp 050, la cual se realizó pruebas con la distribución de carga en 42 taladros (producción, arrastres y cañas para el contorno); para una perforación efectiva de 4.2 m. se emplea un equipo de perforación (Jumbo) con barra de 16 pies.

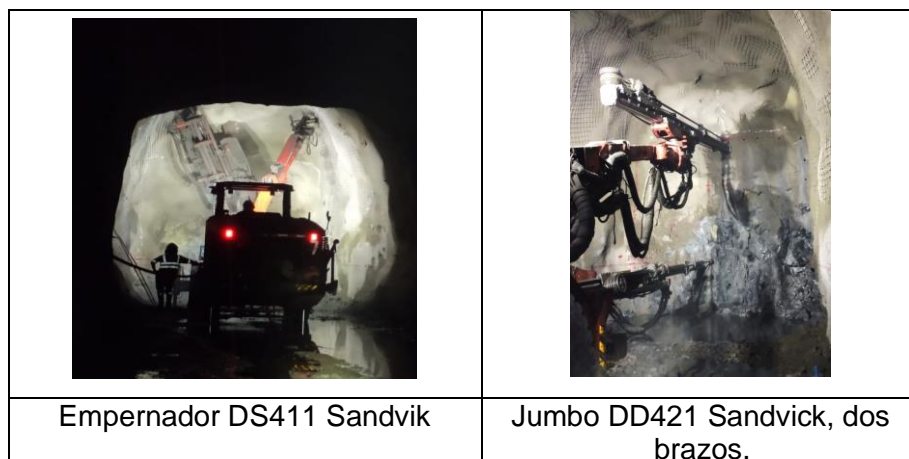


Figura 53. Sostenimiento y perforación de Rp 073

La evaluación geomecánica realizada en la RP 073 nos indica que dicha labor presenta una roca de tipo III-IVA, la cual se encuentra en contacto con dique; cuyos

cálculos nos resultan una malla de perforación con 61 taladros perforados, de las cuales 49 de ellos son cargados con explosivos.

Tabla 29. Comparación del cálculo de numero de taladros Rp 073

Parametros	Rp 073 (+)	
	Actual	Propuesto
Ancho (m)	5.0	5.0
Alto (m)	5.0	5.0
Longitud de Perforacion (pies)	16	18
Nro de Taladros	63	54
Perimetro	19.8	19.8
Espaciamiento	0.55	0.55
Factor de Voladura (K)	1.65	1.65
Area	24.5	24.5
Diametro de Broca Rimado (mm)	189	102
Diametro de Broca Produccion (mm)	45	48
Nro de Taladros de Alivio	4	4
Nro de Taladros de Pre Corte	7	8
Nro de Taladros de Produccion	52	42

Se presenta la malla de perforación que se plantea realizar pruebas para tipo de roca III (RMR > 40), donde se cargan 42 taladros (producción, arrastres y cañas para el contorno), para una perforación efectiva de 4.5 m. con barra de 18 pies se emplea 170 Kg de anfo y 37.5 Kg de Emulex 100 (207.5 Kg de explosivo).

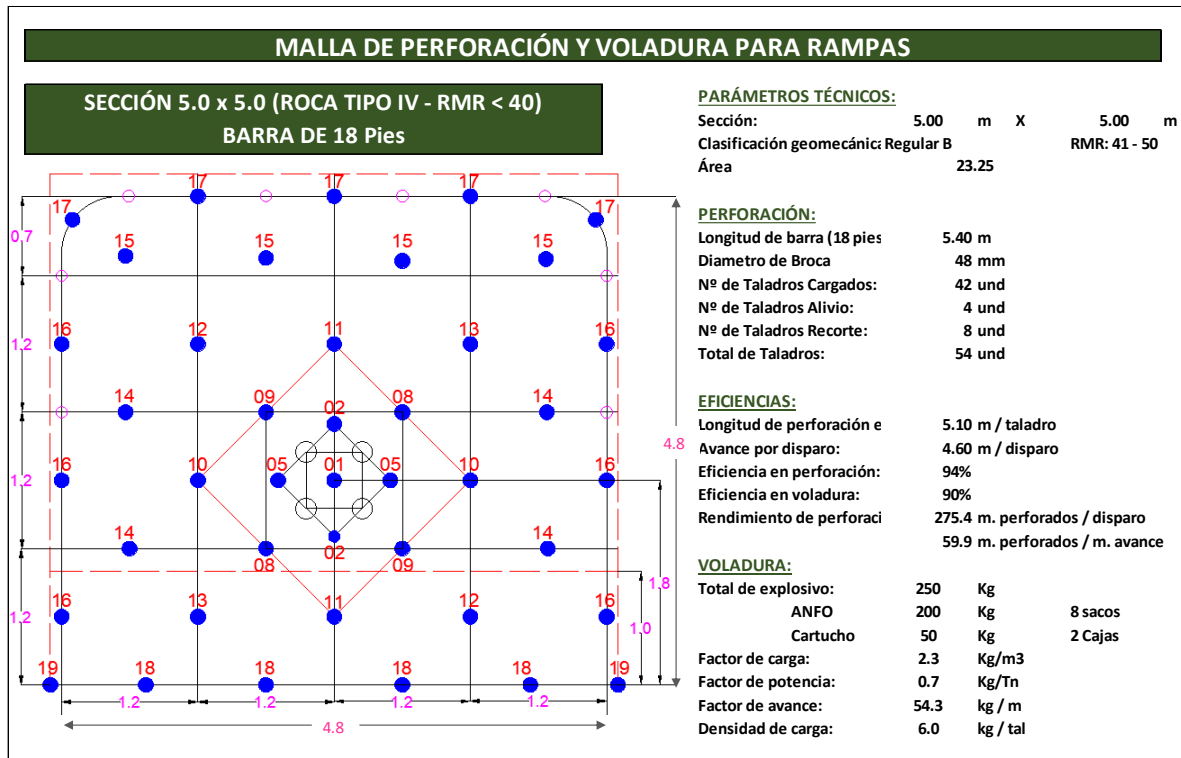


Figura 54. Malla de perforación propuesta para Rp 073

El avance efectivo después del disparo es de 4.35 metros, y una perforación efectiva de 4.5 m. se emplea un equipo de perforación (Jumbo) de dos brazos con barra de 18 pies.

4.1.3.2. Diseño de carga explosiva

Dentro del diseño de voladura se utiliza los explosivos que comúnmente viene empleando Cerro Lindo, las cuales son:

- Examon – P (Anfo), usada como carga de columna.
- Emulsión E – 5000 de 1 ½” x 12”, usada en taladros con agua.
- Emulsión E – 3000 de 1 ¼” x 12”, usada en taladros con agua.
- Booster de 1/3, usado como cebo iniciador.

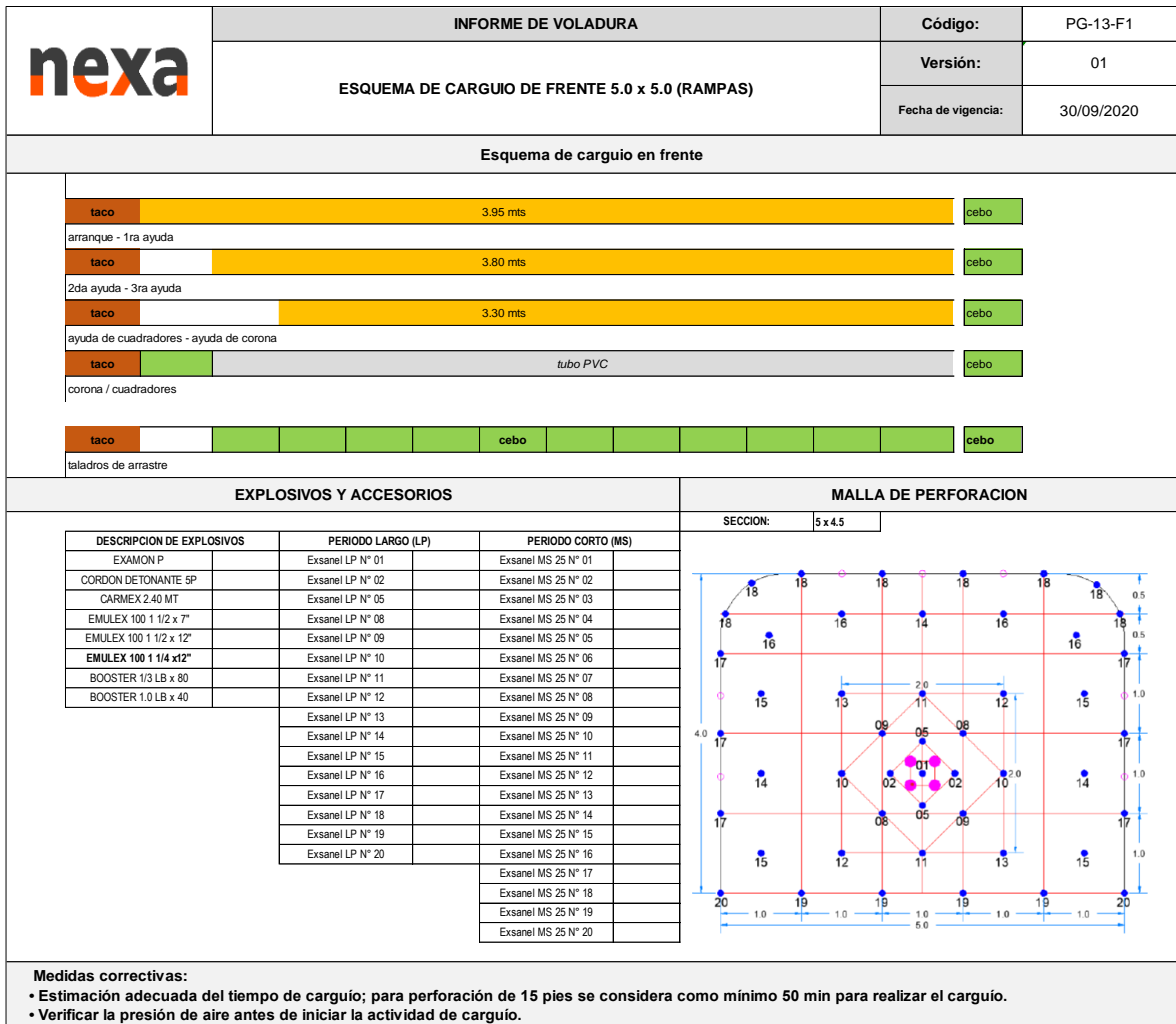


Figura 55. Diseño de distribución de explosivos típico (columna explosiva)
Tomado de Nexa Resources

En la imagen 55 se puede apreciar la distribución de carga del diseño de voladura actual, lo cual consta de cartuchos para el arrastre y los cebos de la carga, los tubos de PVC son utilizados en la corona para poder visualizar en control del pre corte mediante el resultado de cañas, no se tiene mayor control con respecto a la granulometría.

Dentro del diseño propuesto se consideran los taladros de periferia o contorno ubicado entre perforaciones de la línea de buffer, en el borde de la sección. La carga de los taladros de contorno se desacopla para reducir la cantidad de explosivo, con el fin de que sea lo suficiente como para cortar la roca restante; dentro de los taladros de contorno el Anfo es introducido en él tuvo para una mejor

distribución, obteniendo un comportamiento de cartucho, generando así un impacto menor al macizo rocoso.

Tabla 30. Especificaciones técnicas de los explosivos

Especificaciones Técnicas	Unidad	Examon P (Anfo)	Emulex 100
Densidad	g/cm ³	0.84 +/- 3%	1.25 +/- 3%
Velocidad de detonación (VOD)	m/s	2800 - 4400	5000 +/- 200
Presión de detonación (PD)	Kbar.	32.0	95
Energía	Kcal/g	1003.0	4425
Volumen Normal de gases	l/kg	976.0	-
Potencia relativa por peso (Anfo =100)	%	110.0	120
Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	%	114.0	169
Resistencia al agua (Norma técnica peruana)	-	Nula	Excelente
Categoría de humos	-	2.0	1ra
Vida útil	Meses	12.0	12

Tomado de Manual de explosivos Exsa S. A. 2007

Para la secuencia de detonación se empleó el Exanel de periodo corto, conformado por una serie de 20 números consecutivos. La diferencia del tiempo de retardo entre números es variable:

- N°1 al N°10 la diferencia es 25 m
- N°10 al N12 la diferencia es 50 m
- N°12 al N°20 la diferencia es 100 m

El diseño de la distribución de explosivos es general para ambos frentes, donde la única modificación que se presenta en ambos frentes es la longitud de perforación, generando una variación en la calidad de explosivos a emplear.

A. Rp 050 (-) Nv 1550 OB1:

El diseño de voladura (Anexo 04) elaborado para esta labor consta de una perforación de 16 pies, puesto que es una rampa con pendiente negativa, así como el uso de cartuchos en el arrastre, lo cual garantiza la rotura del piso; para dicho

diseño se empleó 171 Kg de ANFO y 36.0 Kg de Emulex 100; haciendo un total de 213 Kg de explosivo, cuyos indicadores de voladura se verifica en la imagen.

<u>VOLADURA:</u>		
Total de explosivo:	213	Kg
ANFO	171	Kg
Cartucho	36	Kg
Factor de carga:	2.2	Kg/m³
Factor de potencia:	0.7	Kg/Tn
Factor de avance:	50.6	kg / m
Densidad de carga:	4.9	kg / tal

Figura 56. Indicadores de Voladura Rp 050 (-)

El esquema de carguío consta de la implementación de un “buffer” para generar una cara libre efectiva, y así garantizar la salida de los taladros de producción.

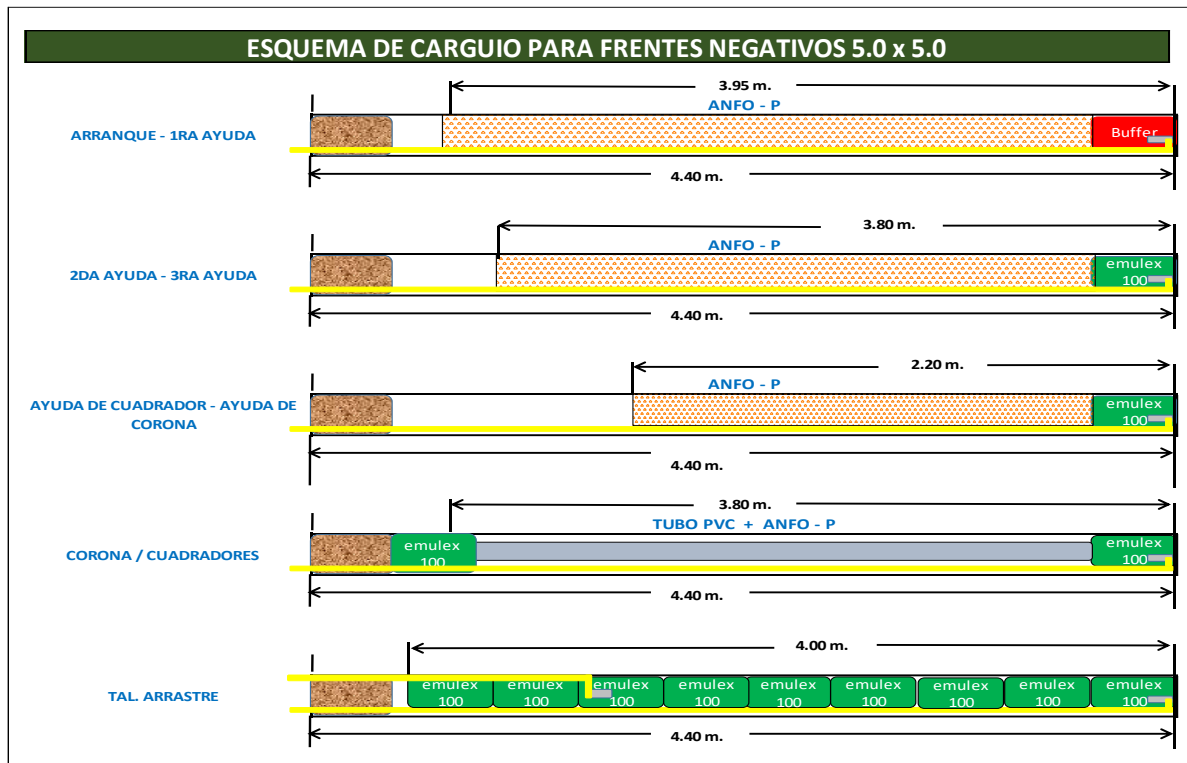


Figura 57. Esquema de carguío propuesto Rp 050 (-)

Asimismo, se realizó el análisis de secuencia de salida de los taladros, de acuerdo a la distribución de retardos en el carguío y se muestra en la imagen siguiente.

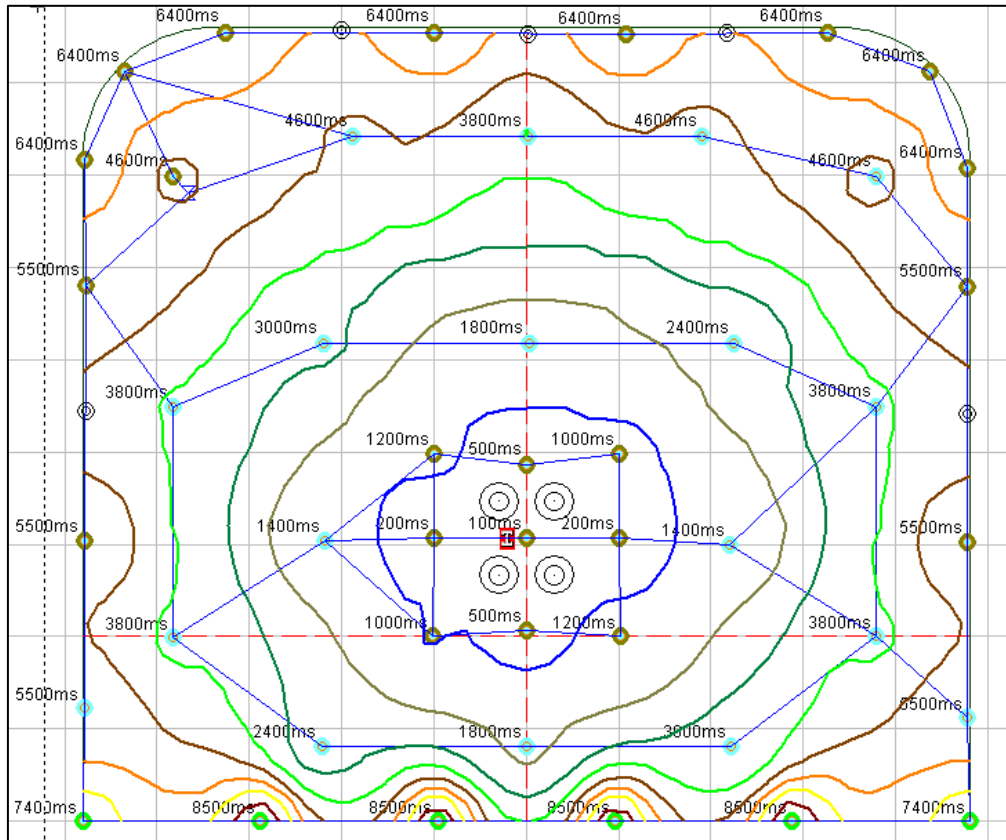


Figura 58. Secuencia de salida de taladros Rp 050

El análisis de distribución de energía para el diseño de carga empleado en la malla de perforación de 5.0 x 5.0 para un tipo de roca IV (RMR < 40), se evidencia que la mayor concentración de energía se ubica en la zona central del arranque, presentando 15 MJ/t de fuerza; sin embargo, los contornos la energía es de menor concentración por el empleo de cañas, lo cual nos permite controlar la voladura, reduciendo el daño al macizo rocoso.

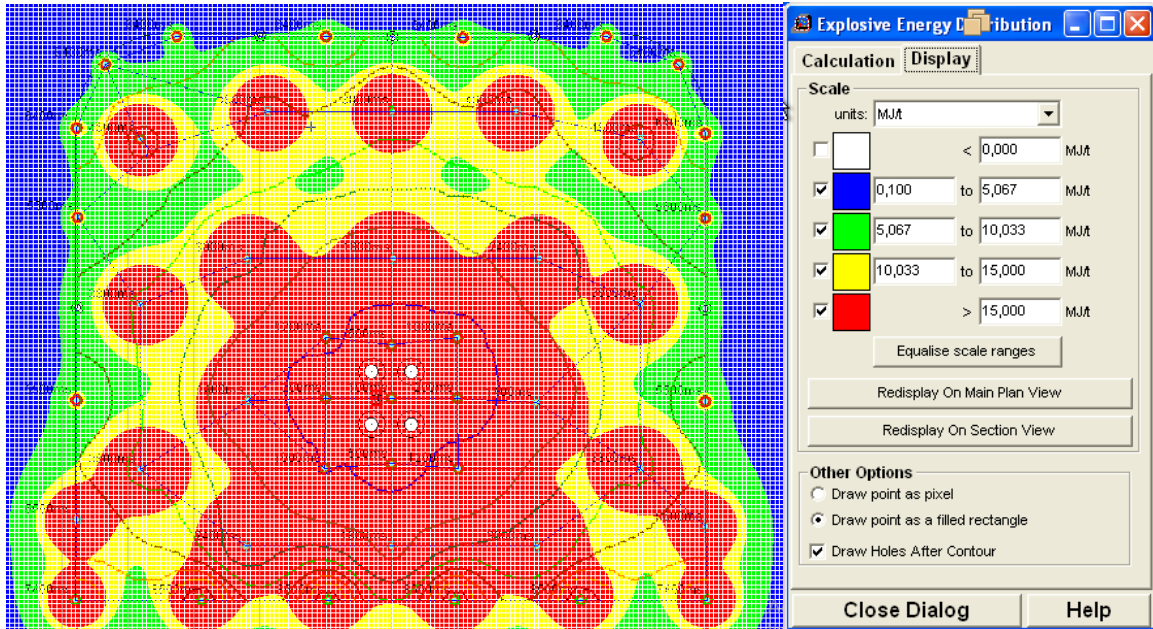


Figura 59. Distribución de energía Rp 050

De acuerdo al análisis de voladura se registra 10.2 Kg de explosivo detonado a los 200 ms y como Velocidad pico de partícula 0.35 mm/s a una distancia de 500 m.

B. Rp 073 Nv 1650 OB6:

El diseño de voladura (Anexo 05) elaborado para esta labor consta de una perforación de 18 pies, siendo una rampa con pendiente positiva, así como el uso de cartuchos en el arrastre, lo cual garantiza la rotura del piso; para dicho diseño se empleó 200 Kg de ANFO y 50.0 Kg de Emulex 100; haciendo un total de 250 Kg de explosivo, cuyos indicadores de voladura se verifica en la imagen.

<u>VOLADURA:</u>		
Total de explosivo:	250	Kg
ANFO	200	Kg
Cartucho	50	Kg
Factor de carga:	2.3	Kg/m3
Factor de potencia:	0.7	Kg/Tn
Factor de avance:	54.3	kg / m
Densidad de carga:	6.0	kg / tal

Figura 60. Indicadores de voladura Rp 073 (+)

El esquema de carguío al igual que la rampa negativa consta de un “buffer” para generar una cara libre efectiva, y así garantizar la salida de los taladros de producción.

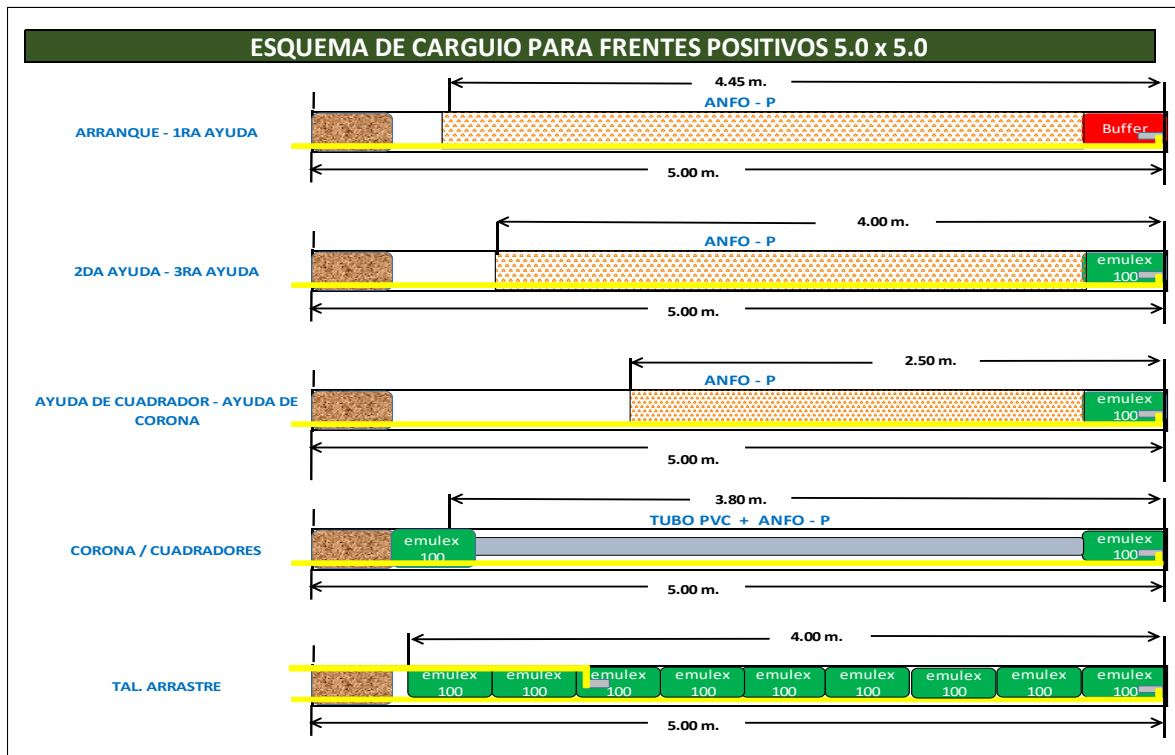


Figura 61. Esquema de carguío propuesto Rp 073 (+)

Se realizó el análisis de secuencia de salida de los taladros, de acuerdo a la distribución de retardos en el carguío y se muestra en la imagen siguiente.

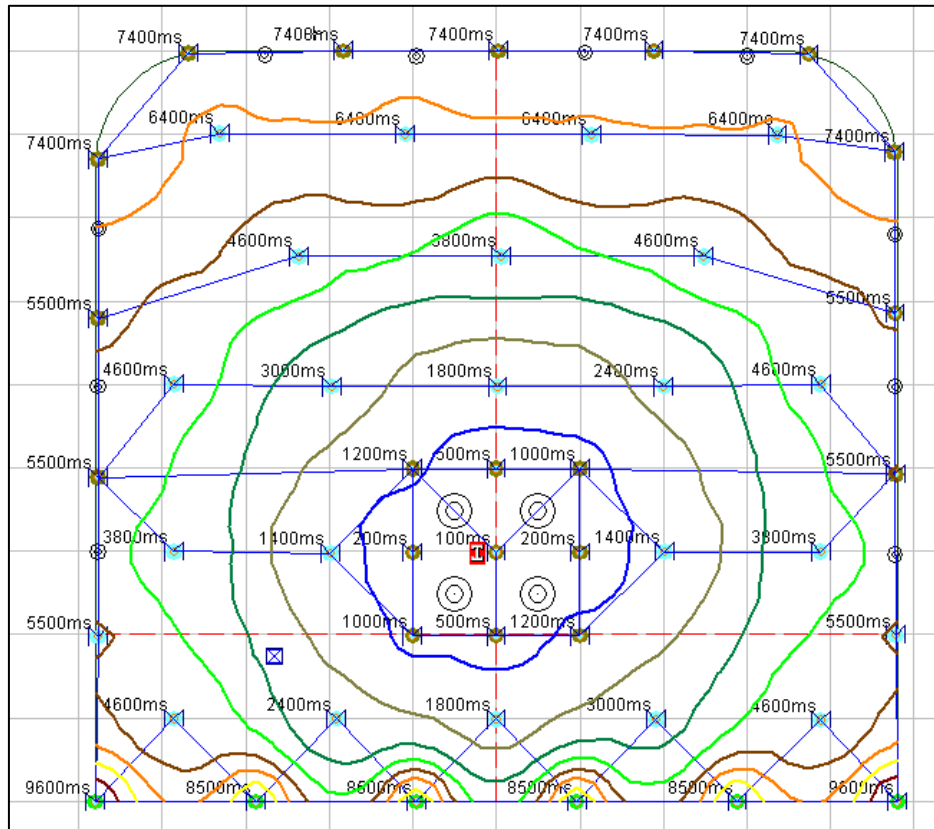


Figura 62. Secuencia de salida de taladros Rp 073

Se realiza el análisis de distribución de energía para el diseño de carga empleado en la malla de perforación de 5.0x5.0; para un tipo de roca III (RMR > 40) se evidencia que en la zona central de arranque presenta 15 MJ/Tn y de igual manera que en la Rp 050 los contornos presentan energía de menor concentración por el empleo de cañas para la voladura controlada.



Figura 63. Distribución de energía Rp 073

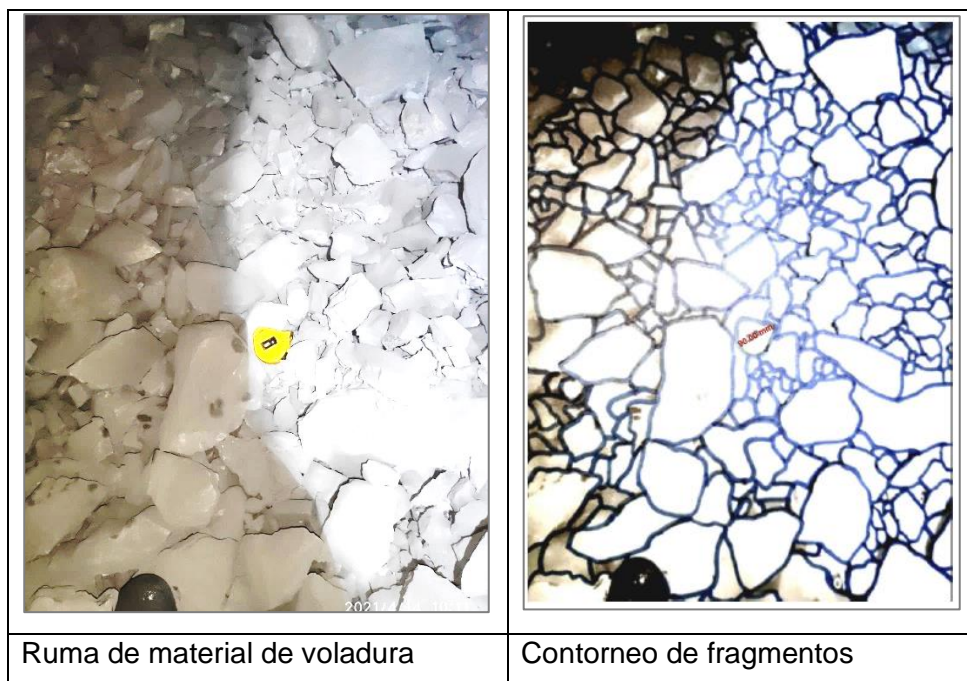
Adecuada distribución de energía para el diseño de perforación y distribución de carga empleado. De acuerdo al análisis de voladura (Carga explosiva por retardo) se registra 11.4 Kg de explosivo detonado a los 4600 ms y como Velocidad pico de partícula 0.38 mm/s a una distancia de 500 m.

4.1.4. Análisis de fragmentación:

Para el análisis de fragmentación al resultado obtenido aplicando el diseño de malla de perforación y voladura propuesto, se usó el programa “WipFrag 3” en su versión 3.3.

El resultado del análisis fotométrico realizado también nos brinda un resultado promedio de fragmento entre 5.25 y 6.68 pulgadas; de este modo el material detrítico obtenido se puede utilizar como relleno detrítico.

Para el análisis de granulométrico de la Rp 073 (-) Nv 1650 OB6 se realizaron 6 fotografías, logrando visualizar una fragmentación con tamaño promedio de fragmentos; se utilizó un flexómetro de 8 m para tomar como referencia en la escala de la fotografía para el WipFrag.



Ruma de material de voladura

Contorneo de fragmentos

Figura 64. Material de análisis granulométrico Rp 073 (-)

Del resultado del análisis fotogramétrico de los fragmentos, se obtuvo la curva de uniformidad, la cual resultó un D99 de 293.12 mm y un D80 de 169.67 mm, por lo que ya estimamos un P80 promedio cercano a 6.67 pulgadas equivalente 16.9 cm.

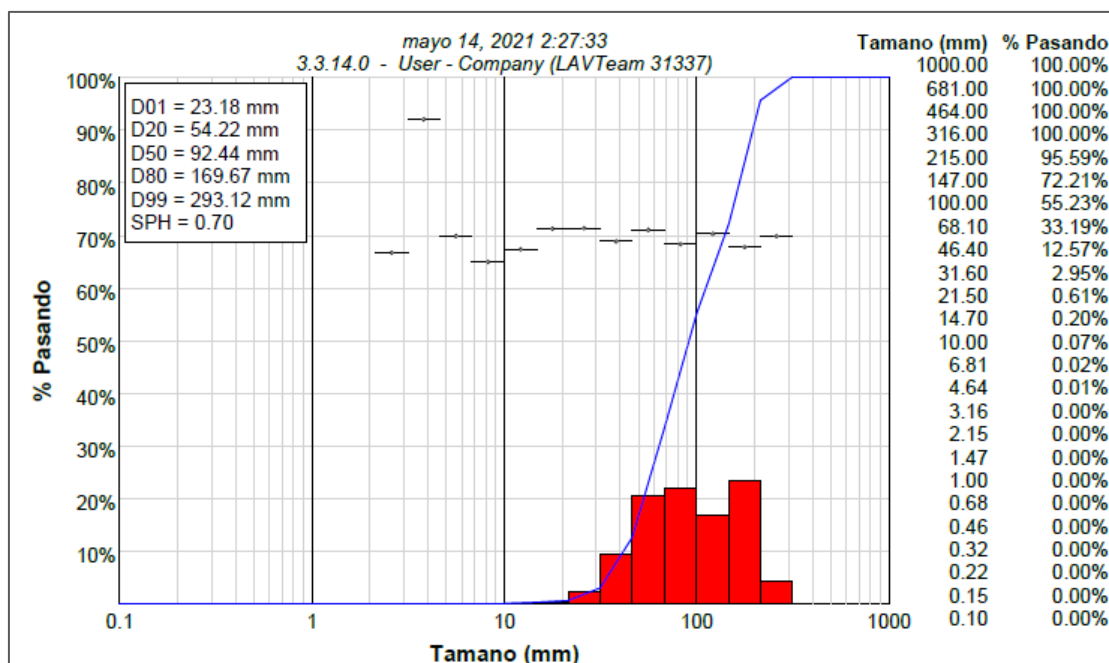
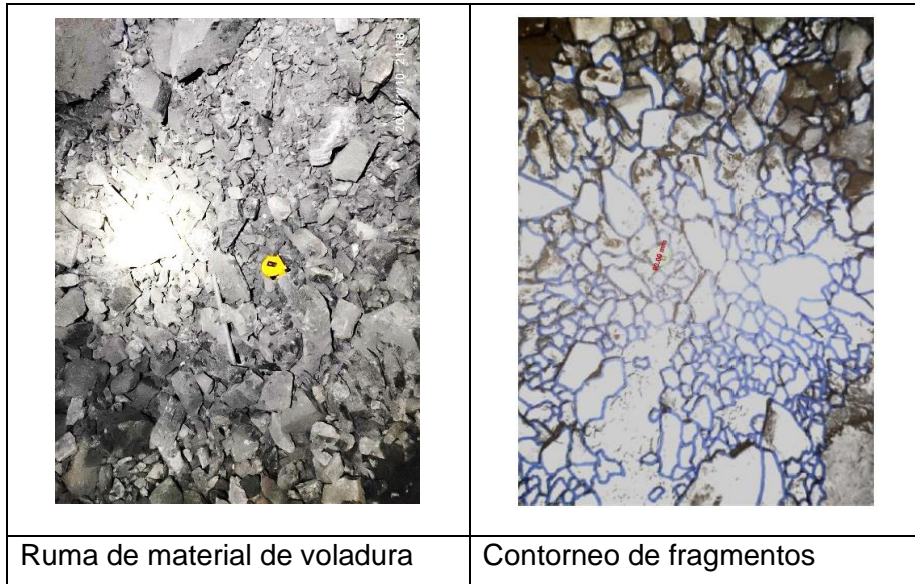


Figura 65. Resultado de la curva granulométrica Rp 073

Para el análisis de granulométrico de la Rp 050 (-) Nv 1550 OB1 se realizaron 5 fotografías, logrando visualizar una fragmentación con tamaño promedio de fragmentos; también se utilizó un flexómetro con las mismas características para tomar como referencia en la escala de la fotografía para el WipFrag.



Ruma de material de voladura

Contorneo de fragmentos

Figura 66. Material de análisis granulométrico Rp 050 (-)

Del resultado del análisis fotogramétrico de los fragmentos, se obtuvo la curva de uniformidad, la cual resultó un D99 de 278.33 mm y un D80 de 129.56 mm, por lo que ya estimamos un P80 promedio cercano a 5.3 pulgadas equivalente 13.3 cm.

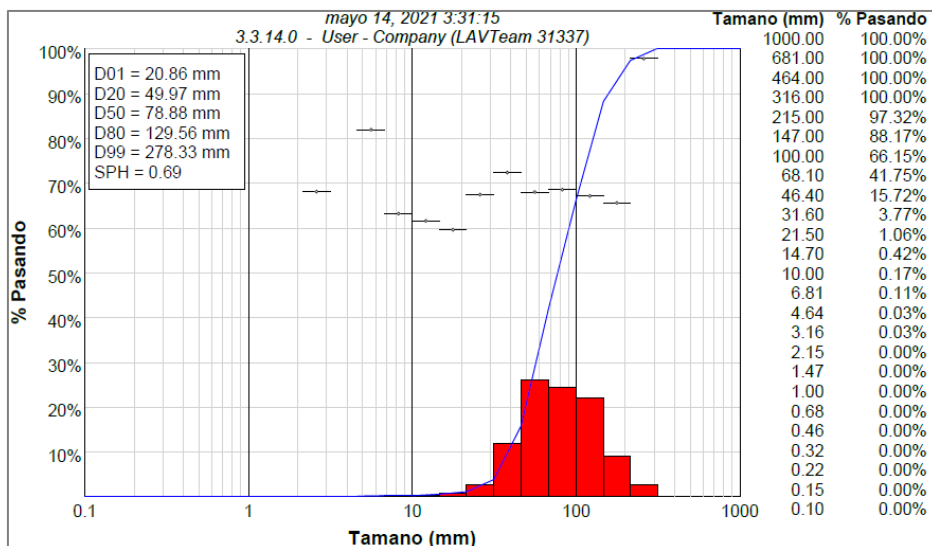


Figura 67. Resultado de la curva granulométrica Rp 050

4.2. Discusión de resultado:

El método de explotación de *sublevel stoping*, es un método masivo de alto rendimiento, siendo muy dinámica su ciclo de minado, surgiendo la necesidad de realizar el tratamiento del material detrítico, a raíz de esa necesidad tome la oportunidad de mejora en dicho tratamiento; por lo tanto, se propuso la implementación de un diseño de malla de perforación y voladura para los disparos que se realizan en material detrítico o ganga, las cuales mejoraran la granulometría del material para su posterior uso como relleno detrítico.

A. Contraste de la Hipótesis N°1:

Las diferentes características como el diseño, tipo de roca, y condición de mina, influyeron de manera considerable en la elaboración de las mallas de perforación, puesto que la Rp 050 es una labor de pendiente negativa (-15 %) de roca tipo IV-A, permitiendo elaborar un diseño de malla para perforación con jumbos de 16 pies; asimismo, en la Rp 073 se elaboró diseño de mallas para perforación con jumbos de 18 pies, debido a que dicha labor es de pendiente positiva, y con roca tipo III-B. En tal sentido mi investigación concuerda con la conclusión de Josué Churata (2) sobre la influencia de la clasificación geomecánica de rocas en el diseño de malla de perforación y voladura.

Se realizó la evaluación geomecánica en cada disparo realizado en campo, tomando como muestra los mapeos respectivos, considerando los parámetros geomecánicos establecidos por la minera Cerro Lindo.

En la Rp 050 (-) Nv 1550 OB1 se tomaron 06 muestras para el mapeo geomecánico
(

Anexo 14) cuyos resultados nos indican que la Rp 050 (-) presenta un tipo de roca IV-A (Mala), con un RMR promedio de 39, en contacto con zonas de sulfuro y fallas con relleno blando; haciendo que el ciclo de excavación sea más rápida, debido que el sostenimiento recomendado es el de *shotcrete* pesado.

Muestra	Cuerpo	Nivel	Labor	Litología	Alteración	RMR	GSI
M1	OB1	1550	Rp 050	SPP	Grano medio regular	47	MF/R
M2	OB1	1550	Rp 050	SSM	Goteo constante	46	MF/R
M3	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Zona de contacto con SSM	40	MF/R-P
M4	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Zona de contacto con SPP	36	MF/R-P
M5	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Fallas con relleno blando	33	MF/R-P
M6	OB1	1550	Rp 050	Volcanico	Fallas con relleno blando	33	MF/R-P
Promedio						39	

En la Rp 073 (+) también se tomaron 06 muestras para el mapeo (

Anexo 12), cuyos resultados nos indican que la Rp 073 (+) presenta un tipo de roca III-B Buena), con un RMR promedio de 40, en contacto con dique; lo que hace que el ciclo de minado sea lento. El sostenimiento recomendado para esta labor es de *shotcrete* pesado por condición de labor permanente.

Muestra	Cuerpo	Nivel	Labor	Litología	Alteración	RMR	GSI
M1	OB6	1650	Rp 073	Dique	Cuñas y planchoes en corona	49	MF/R-P
M2	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con dique	40	MF/R-P
M3	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con Dique	39	MF/R-P
M4	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Contacto con Dique	37	MF/R
M5	OB6	1650	Rp 073	SSM	Enclaves de roca volcanica	35	MF/R
M6	OB6	1650	Rp 073	Volcanico	Dique con presencia de cuñas e	38	MF/R
Promedio						40	

B. Contraste de la hipótesis N°2:

En segunda instancia Kaushik Dey (8) resalta el objetivo de una voladura, lo cual radica en el diseño de malla de perforación y voladura adecuado; es así como la aplicación del nuevo diseño en la presente investigación garantiza también la efectividad en la fragmentación de la roca, obteniendo una granulometría apropiada para su uso como relleno detrítico, logrando un tamaño promedio de 5.96 pulgadas del material volado.

La malla de perforación y voladura implementada para las secciones de las muestras constan de 54 taladros, distribuidos en 42 taladros de producción, 8 de pre-corte, y 4 para rimados, con brocas de 48 mm, con el objetivo de generar un agujero de mayor diámetro para mejorar el confinamiento de los gases producido por la activación de explosivos. De lo manifestado se puede deducir que el diseño presenta una reducción de 9 taladros con relación a la malla típica utilizada en la mina Cerro Lindo.

En la Rp 050 (-) Nv 1550 OB1 se tomaron 03 muestras de disparos donde la perforación se realizó con jumbos de 16' con un tiempo promedio de perforación de 1.59 hrs, cuyo rendimiento de avance alcanzado fue de 4.20 m por disparo, generando un volumen de 230 tn de desmonte, con una granulometría promedio de 5.3 plg; lo cual nos permitirá una compactación entre los fragmentos durante el relleno detrítico.

En la Rp 073 (+) Nv 1650 OB6 también se tomaron 03 muestras de disparos, donde la perforación se realizó con jumbos de 18', haciendo un tiempo promedio de perforación de 2.18 hrs, cuyo rendimiento de avance alcanzado fue de 4.36 m por disparo, generando un volumen de 307 tn de desmonte, con una granulometría promedio de 6.7 plg; lo cual nos permitirá una compactación entre los fragmentos durante el relleno detrítico.

C. Contraste de la Hipótesis N°3:

De lo mencionado por Carhuancho León (5) con relación a la aplicación de los valores de energía en una voladura, se puede afirmar que el 80% del éxito de un

disparo lo determinan los explosivos; en tal sentido se realizó el diseño de voladura, considerando el tipo de roca, y la cantidad de taladros establecidos en el párrafo anterior.

En la Rp 050 se tiene una longitud de taladro de 4.2 m, se usó 212.5 kg de explosivos, obteniendo un factor de potencia de 0.8 kg/t, un factor de carga de 2.4 kg/m³, y un factor de avance de 50.2 kg/m. Por lo tanto, el diseño de voladura demuestra que la distribución de la columna explosiva cuenta con la cantidad necesaria para poder fragmentar la roca, teniendo como resultado una roca con granulometría de 5.3 pulgadas.

Asimismo, en la Rp 073 se tiene una longitud de 4.6, utilizando 250 kg de explosivos, obteniendo un factor de potencia de 0.8 kg/t, un factor de carga de 2.58 kg/m³, y un factor de avance de 58.5 kg/m. Por lo tanto, el diseño de voladura nos demuestra que se cuenta con la cantidad necesaria de explosivos para poder fragmentar la roca, teniendo un resultado del tamaño promedio del fragmento en 6.7 pulgadas, pudiendo ser considerado este material para el uso en relleno detrítico.

CONCLUSIONES

1. De lo expuesto en el punto de discusión de resultados, se puede concluir que la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura tiene influencia directa en el uso como relleno detrítico del TJ 750 del Nv 1680 OB1, de la compañía minera Nexa Resources en su unidad operativa Cerro Lindo.
2. El resultado de la evaluación geomecánica del macizo rocoso de las muestras, se evidencia que presenta un tipo de roca con un RMR ≤ 40 , considerado como IV A (Regular/Mala); lo cual incide de manera determinante para la implementación del diseño de malla de perforación y voladura sobre roca estéril; adicionalmente la recomendación de sostenimiento de labor es pesada (*shotcrete*, malla con perno *hydrabolt*, y finalmente *shotcrete* sobre malla).
3. El diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril consta de 54 taladros perforados, de las cuales 42 son de producción, 8 taladros de alivio y 4 taladros de arranque. Con este diseño se obtuvo un P80 promedio de 6 pulgadas, evidenciando una reducción de 14 pulgadas en relación al P80 promedio actual de 20.1 pulgadas. De este modo se puede afirmar que el diseño de malla de perforación y voladura influye directamente en la fragmentación de la roca en material estéril para su uso como relleno detrítico.
4. El resultado de la densidad de carga nos brinda un promedio de 5.5 kg/taladro haciendo una variación de + 0.8 kg en relación al diseño actual; permitiendo un confinamiento y mayor espacio para la expansión de los gases generados en cada taladro. Finalmente, la distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura de roca estéril presenta un factor de potencia de 0.65 Kg/ton, influyendo de manera directa en la fragmentación de roca estéril.

RECOMENDACIONES

1. La aplicación del relleno detrítico en el método de explotación *sublevel stoping* es factible; sin embargo, se debe considerar un estudio de costo beneficio por el diseño de la mina, y la planificación a mediano y largo plazo.
2. Realizar la evaluación geomecánica del macizo rocoso para el cálculo de los parámetros que serán considerados dentro del diseño de malla de perforación y voladura sobre roca estéril; asimismo, debe de estar relacionado al tratamiento de excavación como la recomendación de sostenimiento de las labores.
3. Incluir dentro del diseño de malla de perforación y voladura las brocas de 48 mm para garantizar la fragmentación de la roca estéril en función a los parámetros calculados con referencia al estudio geomecánico con la finalidad de determinar si dicho material puede ser usado como relleno detrítico.
4. Finalmente, se recomienda el uso del *Booster* dentro de la columna explosiva de los taladros de arranque, con la finalidad de generar mayor cara libre para la expansión de energía necesaria que nos permitirán fragmentar la roca estéril de acuerdo a la necesidad para su aplicación.

BIBLIOGRAFIA

1. HINOSTROZA, Jaime. Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Perú : Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2014, 174 pp.
2. CHURATA, Josue. Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de áreas de influencia en la empresa minera Marsa. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, 2013, 118 pp.
3. JAUREGUI, Oscar. Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Lima, Perú : Universidad Católica del Perú, 2009, 106 pp.
4. LLANCO, James. Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la Cía. Minera Horizonte U/P Culebrillas. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancavelica, Perú : Universidad Nacional de Huancavelica, 2012, 95 pp.
5. CARHUANCHO, Erwin. Optimización de la fragmentación aplicando valores de energía en voladura al tajo Vidal, Nivel 4190 cantera de caliza Cerro Palo Cemento Andino S. A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2011, 193 pp.
6. DORADOR, Leonardo. Alternativas de predicción de fragmentación secundaria en minería de hundimiento masivo (Block/panel Caving).[En línea] Canada, 2015. [fecha de consulta: 11 de agosto de 2021]. Disponible en: <http://vu2018.admin.hosting.ing.udec.cl/descargas/33.pdf>

7. REVECO, Alexis. Sistema de manejo de materiales en minería por hundimiento con fragmentación fina. Memoria (Título de Ingeniero Civil de Minas). Santiago, Chile :Universidad de Chile, 2014, 114 pp.
8. KAUSHIK DEY & PHALGUNI SEN. *Los principios de blastibility*. [En línea] 1979. [fecha de consulta: 24 de agosto de 2021]. Disponible en: <https://es.scribd.com/presentation/422787565/aa>
9. LOPEZ, Carlos, LOPEZ, Emilio, PERNIA, José, ORTIZ, Fernando. *Manual de perforación, y voladura de rocas*. Madrid : ETIMSA, 1987. pág. 439. ISBN: 84-505-7007-7.
10. OTAÑO, José. *Fragmentación de rocas con explosivos*. La Habana - Cuba: Editorial Felix Varela, 2014. 107 pp. ISBN 978-959-07-1961-5.
11. MORA, Hector. *Manual del vigilante de explosivos*. 2º edición. Alicante - España : Editorial Club Universitario, 2013, 39 pp. ISBN: 8499482527
12. BHANDARI, Sushil. *Engineering Rock Blasting Operations*. Department of Mining Engineering J.N.V. University. Primera. Jhadpur : A.A. Balkema Publisher, 1997. pág. 371. 9054106581/9054106638.
13. EXSA. *Manual práctico de voladura*. [En línea] Tercera, Lima 2009. [fecha de consulta: 15 de agosto de 2021]. Disponible en: https://issuu.com/ccastilloma/docs/3._manual_practico_de_voladura_exsa
14. KONYA, Calvin y EDWARD, J. *Blast Design*. Intercontinental Development Corporation, 1990. ISBN: 0-9649560-0-4
15. TAMAYO, Mario. *El proceso de la investigación científica*. 4º edición. México: Editorial Limusa, 2013. ISBN:958-9279-11-2

16. SIERRA, Restituto. *Tesis doctorales y trabajos de investigacion cientifica*. 5th Madrid : Thomson, 2002, 407 pp. ISBN: 8497321383.

17. HERNANDEZ, Roberto, FERNANDEZ, Carlos y BAPTISTA, Pilar. *Metodología de la Investigación*. 5° edición. México : Mc Graw Hill, 2010, 613 pp. ISBN: 978-607-15-0291-9

18. ARIAS, Fidas. *El Proyecto de investigación*. 6° edición. Caracas : Editorial Episteme, 2006, 144 pp. ISBN: 980-07-8529-9

ANEXOS

Anexo 01

“Fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para el uso como relleno detrítico del TJ 750 Nv 1680 OB1, compañía minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020”

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLE	METODOLOGÍA
<p>PROBLEMA GENERAL: ¿Cuál es el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, Compañía Minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020?</p>	<p>OBJETIVO GENERAL: Determinar el resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura para uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, Compañía Minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.</p>	<p>HIPÓTESIS GENERAL El resultado de la fragmentación de roca estéril implementando el diseño de malla de perforación y voladura tiene influencia directa en el uso como relleno detrítico en el TJ 750 del Nv 1680 OB1, Compañía Minera Nexa Resources – Cerro Lindo 2020.</p>	<p>VARIABLE INDEPENDIENTE: Malla de perforación y voladura</p>	<p>METODO DE INVESTIGACIÓN</p> <ul style="list-style-type: none"> • Científico
<p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS:</p> <p>a) ¿Cuál es el resultado de la evaluación geomecánica del macizo rocoso para la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril?</p> <p>b) ¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril?</p> <p>c) ¿Cuál es la distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril?</p>	<p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS:</p> <p>a) Determinar el resultado de la evaluación geomecánica del macizo rocoso para la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril.</p> <p>b) Determinar el diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril.</p> <p>c) Realizar la distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura para la fragmentación de roca estéril.</p>	<p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS:</p> <p>a) La evaluación geomecánica del macizo rocoso incide positivamente en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura en roca estéril.</p> <p>b) El diseño de malla de perforación y voladura influye en la fragmentación de roca estéril.</p> <p>c) La distribución de carga explosiva considerados en la implementación del diseño de malla de perforación y voladura influye de manera directa en la fragmentación de roca estéril.</p>	<p>INDICADORES:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Evaluación geomecánica • Diseño de perforación • Distribución de carga explosiva <p>VARIABLE DEPENDIENTE:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Fragmentación. <p>INDICADORES:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Fragmento 	<p>TIPO DE INVESTIGACIÓN</p> <ul style="list-style-type: none"> • Aplicativo <p>NIVEL DE INVESTIGACIÓN</p> <ul style="list-style-type: none"> • Explicativo <p>DISEÑO DE INVESTIGACIÓN</p> <ul style="list-style-type: none"> • Cuasi Experimental

Anexo 02

Tabla 31. Toma de muestra en perforación y voladura Rp 050 (-)

PRUEBAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA - BROCA DE 48 mm																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
Fecha	TN 19-02-2021	Jumbo	J 07																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						
Labor	Rp 050(-) Nv 1550 O81	Operador	Andy Espinoza																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						
Sección	5.0 x 5.0																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
		<table border="1"> <thead> <tr> <th>Brazo 1</th> <th>T. Inicio</th> <th>T. fin</th> <th>T. Perforación</th> <th>T. Maniobra</th> <th>Observación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td>00:28:00</td><td>00:32:12</td><td>04:12</td><td>01:16</td><td>piso</td></tr> <tr><td>2</td><td>00:33:28</td><td>00:37:15</td><td>03:47</td><td>12:15</td><td>piso</td></tr> <tr><td>3</td><td>00:49:30</td><td>00:55:42</td><td>06:12</td><td>07:58</td><td>piso</td></tr> <tr><td>4</td><td>01:03:40</td><td>01:05:30</td><td>01:50</td><td>00:27</td><td></td></tr> <tr><td>5</td><td>01:05:57</td><td>01:08:10</td><td>02:13</td><td>00:41</td><td></td></tr> <tr><td>6</td><td>01:08:51</td><td>01:11:20</td><td>02:29</td><td>00:41</td><td></td></tr> <tr><td>7</td><td>01:12:01</td><td>01:14:15</td><td>02:14</td><td>00:43</td><td></td></tr> <tr><td>8</td><td>01:14:58</td><td>01:16:43</td><td>01:45</td><td>00:37</td><td></td></tr> <tr><td>9</td><td>01:17:20</td><td>01:19:07</td><td>01:47</td><td>00:26</td><td></td></tr> <tr><td>10</td><td>01:19:33</td><td>01:21:27</td><td>01:54</td><td>00:33</td><td></td></tr> <tr><td>11</td><td>01:22:00</td><td>01:23:40</td><td>01:40</td><td>00:20</td><td></td></tr> <tr><td>12</td><td>01:24:00</td><td>01:25:53</td><td>01:53</td><td>01:16</td><td></td></tr> <tr><td>13</td><td>01:27:09</td><td>01:29:26</td><td>02:17</td><td>00:24</td><td></td></tr> <tr><td>14</td><td>01:29:50</td><td>01:32:00</td><td>02:10</td><td>00:55</td><td></td></tr> <tr><td>15</td><td>01:32:55</td><td>01:36:15</td><td>03:20</td><td>00:10</td><td></td></tr> <tr><td>16</td><td>01:36:25</td><td>01:38:28</td><td>02:03</td><td>00:53</td><td></td></tr> <tr><td>17</td><td>01:39:21</td><td>01:41:03</td><td>01:42</td><td>00:18</td><td></td></tr> <tr><td>18</td><td>01:41:21</td><td>01:42:57</td><td>01:36</td><td>00:31</td><td></td></tr> <tr><td>19</td><td>01:43:28</td><td>01:45:16</td><td>01:48</td><td>00:22</td><td></td></tr> <tr><td>20</td><td>01:45:38</td><td>01:47:28</td><td>01:50</td><td>00:32</td><td></td></tr> <tr><td>21</td><td>01:48:00</td><td>01:49:53</td><td>01:53</td><td>00:13</td><td></td></tr> <tr><td>22</td><td>01:50:06</td><td>01:52:45</td><td>02:39</td><td>00:50</td><td></td></tr> <tr><td>23</td><td>01:53:35</td><td>01:55:55</td><td>02:20</td><td>00:30</td><td></td></tr> <tr><td>24</td><td>01:56:25</td><td>01:58:35</td><td>02:10</td><td>00:10</td><td></td></tr> <tr><td>25</td><td>01:58:45</td><td>02:00:45</td><td>02:00</td><td>00:20</td><td></td></tr> <tr><td>26</td><td>02:01:05</td><td>02:03:06</td><td>02:01</td><td>00:17</td><td></td></tr> <tr><td>27</td><td>02:03:23</td><td>02:05:40</td><td>02:17</td><td>01:10</td><td></td></tr> <tr><td>R1</td><td>02:06:50</td><td>02:10:45</td><td>03:55</td><td>00:09</td><td>Rimado</td></tr> <tr><td>R3</td><td>02:10:54</td><td>02:14:43</td><td>03:49</td><td>00:16</td><td>Rimado</td></tr> <tr><td></td><td>02:14:59</td><td></td><td>02:28</td><td>01:13</td><td>03:41</td></tr> </tbody> </table>		Brazo 1	T. Inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación	1	00:28:00	00:32:12	04:12	01:16	piso	2	00:33:28	00:37:15	03:47	12:15	piso	3	00:49:30	00:55:42	06:12	07:58	piso	4	01:03:40	01:05:30	01:50	00:27		5	01:05:57	01:08:10	02:13	00:41		6	01:08:51	01:11:20	02:29	00:41		7	01:12:01	01:14:15	02:14	00:43		8	01:14:58	01:16:43	01:45	00:37		9	01:17:20	01:19:07	01:47	00:26		10	01:19:33	01:21:27	01:54	00:33		11	01:22:00	01:23:40	01:40	00:20		12	01:24:00	01:25:53	01:53	01:16		13	01:27:09	01:29:26	02:17	00:24		14	01:29:50	01:32:00	02:10	00:55		15	01:32:55	01:36:15	03:20	00:10		16	01:36:25	01:38:28	02:03	00:53		17	01:39:21	01:41:03	01:42	00:18		18	01:41:21	01:42:57	01:36	00:31		19	01:43:28	01:45:16	01:48	00:22		20	01:45:38	01:47:28	01:50	00:32		21	01:48:00	01:49:53	01:53	00:13		22	01:50:06	01:52:45	02:39	00:50		23	01:53:35	01:55:55	02:20	00:30		24	01:56:25	01:58:35	02:10	00:10		25	01:58:45	02:00:45	02:00	00:20		26	02:01:05	02:03:06	02:01	00:17		27	02:03:23	02:05:40	02:17	01:10		R1	02:06:50	02:10:45	03:55	00:09	Rimado	R3	02:10:54	02:14:43	03:49	00:16	Rimado		02:14:59		02:28	01:13	03:41	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Brazo 2</th> <th>T. Inicio</th> <th>T. fin</th> <th>T. Perforación</th> <th>T. Maniobra</th> <th>Observación</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td>00:35:25</td><td>00:40:21</td><td>04:56</td><td>04:16</td><td>piso</td></tr> <tr><td>2</td><td>00:44:37</td><td>00:50:00</td><td>05:23</td><td>05:12</td><td>piso</td></tr> <tr><td>3</td><td>00:55:12</td><td>01:01:22</td><td>06:10</td><td>04:08</td><td>piso</td></tr> <tr><td>4</td><td>01:05:30</td><td>01:07:28</td><td>01:58</td><td>00:45</td><td></td></tr> <tr><td>5</td><td>01:08:13</td><td>01:10:33</td><td>02:20</td><td>00:35</td><td></td></tr> <tr><td>6</td><td>01:11:08</td><td>01:13:20</td><td>02:12</td><td>00:21</td><td></td></tr> <tr><td>7</td><td>01:13:41</td><td>01:15:38</td><td>01:57</td><td>00:20</td><td></td></tr> <tr><td>8</td><td>01:15:58</td><td>01:17:50</td><td>01:52</td><td>00:30</td><td></td></tr> <tr><td>9</td><td>01:18:20</td><td>01:20:16</td><td>01:56</td><td>00:29</td><td></td></tr> <tr><td>10</td><td>01:20:45</td><td>01:22:40</td><td>01:55</td><td>00:50</td><td></td></tr> <tr><td>11</td><td>01:23:30</td><td>01:25:30</td><td>02:00</td><td>00:35</td><td></td></tr> <tr><td>12</td><td>01:26:05</td><td>01:28:35</td><td>02:30</td><td>03:09</td><td></td></tr> <tr><td>13</td><td>01:31:44</td><td>01:34:15</td><td>02:31</td><td>01:09</td><td></td></tr> <tr><td>14</td><td>01:35:24</td><td>01:37:48</td><td>02:24</td><td>00:07</td><td></td></tr> <tr><td>15</td><td>01:37:55</td><td>01:39:55</td><td>02:00</td><td>00:15</td><td></td></tr> <tr><td>16</td><td>01:40:10</td><td>01:42:41</td><td>02:31</td><td>01:49</td><td></td></tr> <tr><td>17</td><td>01:44:30</td><td>01:46:26</td><td>01:56</td><td>00:23</td><td></td></tr> <tr><td>18</td><td>01:46:49</td><td>01:48:32</td><td>01:43</td><td>00:34</td><td></td></tr> <tr><td>19</td><td>01:49:06</td><td>01:50:57</td><td>01:51</td><td>00:29</td><td></td></tr> <tr><td>20</td><td>01:51:26</td><td>01:54:38</td><td>03:12</td><td>02:17</td><td></td></tr> <tr><td>21</td><td>01:56:55</td><td>01:59:13</td><td>02:18</td><td>00:32</td><td></td></tr> <tr><td>22</td><td>01:59:45</td><td>02:02:15</td><td>02:30</td><td>00:10</td><td></td></tr> <tr><td>23</td><td>02:02:25</td><td>02:04:50</td><td>02:25</td><td>01:40</td><td></td></tr> <tr><td>R3</td><td>02:06:30</td><td>02:11:14</td><td>04:44</td><td>00:11</td><td>Rimado</td></tr> <tr><td>R1</td><td>02:11:25</td><td>02:15:57</td><td>04:32</td><td>00:26</td><td>Rimado</td></tr> <tr><td>24</td><td>02:16:23</td><td>02:17:55</td><td>01:32</td><td>00:10</td><td></td></tr> <tr><td>25</td><td>02:18:05</td><td>02:19:40</td><td>01:35</td><td>00:15</td><td></td></tr> <tr><td>26</td><td>02:19:55</td><td>02:21:40</td><td>01:45</td><td>00:50</td><td></td></tr> <tr><td>27</td><td>02:22:30</td><td>02:24:41</td><td>02:11</td><td>00:14</td><td></td></tr> <tr><td></td><td>02:24:55</td><td></td><td>02:39</td><td>01:08</td><td>03:47</td></tr> </tbody> </table>		Brazo 2	T. Inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación	1	00:35:25	00:40:21	04:56	04:16	piso	2	00:44:37	00:50:00	05:23	05:12	piso	3	00:55:12	01:01:22	06:10	04:08	piso	4	01:05:30	01:07:28	01:58	00:45		5	01:08:13	01:10:33	02:20	00:35		6	01:11:08	01:13:20	02:12	00:21		7	01:13:41	01:15:38	01:57	00:20		8	01:15:58	01:17:50	01:52	00:30		9	01:18:20	01:20:16	01:56	00:29		10	01:20:45	01:22:40	01:55	00:50		11	01:23:30	01:25:30	02:00	00:35		12	01:26:05	01:28:35	02:30	03:09		13	01:31:44	01:34:15	02:31	01:09		14	01:35:24	01:37:48	02:24	00:07		15	01:37:55	01:39:55	02:00	00:15		16	01:40:10	01:42:41	02:31	01:49		17	01:44:30	01:46:26	01:56	00:23		18	01:46:49	01:48:32	01:43	00:34		19	01:49:06	01:50:57	01:51	00:29		20	01:51:26	01:54:38	03:12	02:17		21	01:56:55	01:59:13	02:18	00:32		22	01:59:45	02:02:15	02:30	00:10		23	02:02:25	02:04:50	02:25	01:40		R3	02:06:30	02:11:14	04:44	00:11	Rimado	R1	02:11:25	02:15:57	04:32	00:26	Rimado	24	02:16:23	02:17:55	01:32	00:10		25	02:18:05	02:19:40	01:35	00:15		26	02:19:55	02:21:40	01:45	00:50		27	02:22:30	02:24:41	02:11	00:14			02:24:55		02:39	01:08	03:47
Brazo 1	T. Inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
1	00:28:00	00:32:12	04:12	01:16	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
2	00:33:28	00:37:15	03:47	12:15	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
3	00:49:30	00:55:42	06:12	07:58	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
4	01:03:40	01:05:30	01:50	00:27																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
5	01:05:57	01:08:10	02:13	00:41																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
6	01:08:51	01:11:20	02:29	00:41																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
7	01:12:01	01:14:15	02:14	00:43																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
8	01:14:58	01:16:43	01:45	00:37																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
9	01:17:20	01:19:07	01:47	00:26																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
10	01:19:33	01:21:27	01:54	00:33																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
11	01:22:00	01:23:40	01:40	00:20																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
12	01:24:00	01:25:53	01:53	01:16																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
13	01:27:09	01:29:26	02:17	00:24																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
14	01:29:50	01:32:00	02:10	00:55																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
15	01:32:55	01:36:15	03:20	00:10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
16	01:36:25	01:38:28	02:03	00:53																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
17	01:39:21	01:41:03	01:42	00:18																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
18	01:41:21	01:42:57	01:36	00:31																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
19	01:43:28	01:45:16	01:48	00:22																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
20	01:45:38	01:47:28	01:50	00:32																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
21	01:48:00	01:49:53	01:53	00:13																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
22	01:50:06	01:52:45	02:39	00:50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
23	01:53:35	01:55:55	02:20	00:30																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
24	01:56:25	01:58:35	02:10	00:10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
25	01:58:45	02:00:45	02:00	00:20																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
26	02:01:05	02:03:06	02:01	00:17																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
27	02:03:23	02:05:40	02:17	01:10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R1	02:06:50	02:10:45	03:55	00:09	Rimado																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
R3	02:10:54	02:14:43	03:49	00:16	Rimado																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
	02:14:59		02:28	01:13	03:41																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
Brazo 2	T. Inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
1	00:35:25	00:40:21	04:56	04:16	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
2	00:44:37	00:50:00	05:23	05:12	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
3	00:55:12	01:01:22	06:10	04:08	piso																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
4	01:05:30	01:07:28	01:58	00:45																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
5	01:08:13	01:10:33	02:20	00:35																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
6	01:11:08	01:13:20	02:12	00:21																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
7	01:13:41	01:15:38	01:57	00:20																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
8	01:15:58	01:17:50	01:52	00:30																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
9	01:18:20	01:20:16	01:56	00:29																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
10	01:20:45	01:22:40	01:55	00:50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
11	01:23:30	01:25:30	02:00	00:35																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
12	01:26:05	01:28:35	02:30	03:09																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
13	01:31:44	01:34:15	02:31	01:09																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
14	01:35:24	01:37:48	02:24	00:07																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
15	01:37:55	01:39:55	02:00	00:15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
16	01:40:10	01:42:41	02:31	01:49																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
17	01:44:30	01:46:26	01:56	00:23																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
18	01:46:49	01:48:32	01:43	00:34																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
19	01:49:06	01:50:57	01:51	00:29																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
20	01:51:26	01:54:38	03:12	02:17																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
21	01:56:55	01:59:13	02:18	00:32																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
22	01:59:45	02:02:15	02:30	00:10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
23	02:02:25	02:04:50	02:25	01:40																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
R3	02:06:30	02:11:14	04:44	00:11	Rimado																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
R1	02:11:25	02:15:57	04:32	00:26	Rimado																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
24	02:16:23	02:17:55	01:32	00:10																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
25	02:18:05	02:19:40	01:35	00:15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
26	02:19:55	02:21:40	01:45	00:50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
27	02:22:30	02:24:41	02:11	00:14																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
	02:24:55		02:39	01:08	03:47																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																				
				<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">GEOMECANICA</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>RMR</td><td>39</td></tr> <tr><td>Tipo de roca</td><td>IVA</td></tr> <tr><td>Litología</td><td>Volcanico</td></tr> </tbody> </table>		GEOMECANICA		RMR	39	Tipo de roca	IVA	Litología	Volcanico																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																												
GEOMECANICA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
RMR	39																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Tipo de roca	IVA																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Litología	Volcanico																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
		<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">PERFORACIÓN</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Longitud de barra</td><td>(m) 4.8</td></tr> <tr><td>Longitud perforado</td><td>(m) 4.5</td></tr> <tr><td>Taladros cargados</td><td>Und 42</td></tr> <tr><td>Taladros recorte</td><td>Und 8</td></tr> <tr><td>Taladros rimados</td><td>Und 4</td></tr> <tr><td>Total de taladros</td><td>Und 54</td></tr> <tr><td>Vel. Perforación Prod.</td><td>min/Tal 02:26</td></tr> <tr><td>Vel. Perforación Rimado</td><td>min/Tal 04:15</td></tr> <tr><td>Vel. Movimiento</td><td>min/Tal 01:14</td></tr> <tr><td>Tiempo de perforación</td><td>Horas 01:56:55</td></tr> </tbody> </table>		PERFORACIÓN		Longitud de barra	(m) 4.8	Longitud perforado	(m) 4.5	Taladros cargados	Und 42	Taladros recorte	Und 8	Taladros rimados	Und 4	Total de taladros	Und 54	Vel. Perforación Prod.	min/Tal 02:26	Vel. Perforación Rimado	min/Tal 04:15	Vel. Movimiento	min/Tal 01:14	Tiempo de perforación	Horas 01:56:55	<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">EXPLOSIVO</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Examon - P</td><td>Kg 175</td></tr> <tr><td>Emulex 100 1 1/2 x 12"</td><td>Kg 12.5</td></tr> <tr><td>Emulex 100 1 1/4 x 12"</td><td>Kg 25</td></tr> <tr><td>Total Explosivo</td><td>Kg 212.5</td></tr> <tr><td>Cordón detonante SP</td><td>m 75</td></tr> <tr><td>Guía ensamblada CARMEX 2.4 m</td><td>Und 2</td></tr> </tbody> </table>		EXPLOSIVO		Examon - P	Kg 175	Emulex 100 1 1/2 x 12"	Kg 12.5	Emulex 100 1 1/4 x 12"	Kg 25	Total Explosivo	Kg 212.5	Cordón detonante SP	m 75	Guía ensamblada CARMEX 2.4 m	Und 2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																
PERFORACIÓN																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
Longitud de barra	(m) 4.8																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Longitud perforado	(m) 4.5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Taladros cargados	Und 42																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Taladros recorte	Und 8																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Taladros rimados	Und 4																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Total de taladros	Und 54																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Vel. Perforación Prod.	min/Tal 02:26																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Vel. Perforación Rimado	min/Tal 04:15																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Vel. Movimiento	min/Tal 01:14																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Tiempo de perforación	Horas 01:56:55																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
EXPLOSIVO																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
Examon - P	Kg 175																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Emulex 100 1 1/2 x 12"	Kg 12.5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Emulex 100 1 1/4 x 12"	Kg 25																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Total Explosivo	Kg 212.5																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Cordón detonante SP	m 75																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Guía ensamblada CARMEX 2.4 m	Und 2																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
		<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">RESULTADOS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Avance</td><td>m 4.33</td></tr> <tr><td>Factor de carga</td><td>Kg/m3 2.01</td></tr> <tr><td>Factor de potencia</td><td>Kg/Tn 0.67</td></tr> <tr><td>Factor de avance</td><td>Kg/m 49.1</td></tr> <tr><td>Eficiencia de perforación</td><td>% 94%</td></tr> <tr><td>Eficiencia de voladura</td><td>% 96%</td></tr> <tr><td>Densidad de carga</td><td>Kg/Tal 5.06</td></tr> </tbody> </table>		RESULTADOS		Avance	m 4.33	Factor de carga	Kg/m3 2.01	Factor de potencia	Kg/Tn 0.67	Factor de avance	Kg/m 49.1	Eficiencia de perforación	% 94%	Eficiencia de voladura	% 96%	Densidad de carga	Kg/Tal 5.06																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						
RESULTADOS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									
Avance	m 4.33																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Factor de carga	Kg/m3 2.01																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Factor de potencia	Kg/Tn 0.67																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Factor de avance	Kg/m 49.1																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Eficiencia de perforación	% 94%																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Eficiencia de voladura	% 96%																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
Densidad de carga	Kg/Tal 5.06																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																								
EVIDENCIAS FOTOGRAFICAS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																									

Anexo 03

Tabla 32: Toma de muestra en perforación y voladura Rp 073 (+).

PRUEBAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA - BROCA DE 48 mm												
Fecha	TN 20-11-2020	Jumbo	J 09									
Labor	Rp 073(+) Nv 1650 OB6	Operador	Aurelio Chamorro									
Sección	5.0 x 5.0											
	Bravo 1	T. inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación	Bravo 2	T. inicio	T. fin	T. Perforación	T. Maniobra	Observación
	1	09:38:48	09:43:13	04:25	03:02	piso	1	09:36:12	09:40:35	04:23	03:13	piso
	2	09:46:15	09:50:32	04:17	03:18	piso	2	09:43:48	09:47:08	03:20	02:58	piso
	3	09:53:50	09:58:01	04:11	00:14	piso	3	09:50:06	09:55:02	04:56	00:43	piso
	4	09:58:15	10:00:52	02:37	00:13		4	09:55:45	09:59:38	03:10	00:19	
	5	10:01:05	10:03:48	02:43	02:42		5	09:59:57	10:02:25	03:14	00:16	
	6	10:06:30	10:08:45	02:15	00:20		6	10:02:41	10:05:03	02:22	00:27	
	7	10:09:05	10:11:27	02:22	00:30		7	10:05:30	10:08:05	02:35	00:25	
	8	10:11:57	10:14:30	02:33	00:21		8	10:08:30	10:10:49	02:19	02:06	
	9	10:14:51	10:17:32	02:41	00:23		9	10:12:55	10:15:15	02:20	00:30	
	10	10:17:55	10:20:30	02:35	00:45		10	10:15:45	10:17:55	02:10	00:15	
	11	10:21:15	10:24:03	02:48	00:22		11	10:18:10	10:20:22	02:12	00:11	
	12	10:24:25	10:27:22	02:57	03:23		12	10:20:33	10:22:46	02:13	00:22	
	13	10:30:45	10:33:40	02:55	00:29		13	10:23:08	10:25:15	02:07	04:15	
	14	10:34:09	10:36:42	02:33	03:09		14	10:29:30	10:31:50	02:20	03:16	
	15	10:39:51	10:42:48	02:57	00:25		15	10:35:06	10:37:52	02:46	01:24	
	16	10:43:13	10:46:30	03:17	00:15		16	10:39:16	10:41:59	02:43	00:30	
	17	10:46:45	10:49:38	02:53	00:25		17	10:42:29	10:47:07	04:38	00:38	
	18	10:50:03	10:53:01	02:58	00:17		18	10:47:45	10:50:53	03:08	00:19	
	19	10:53:18	10:56:10	02:52	00:27		19	10:51:12	10:54:33	03:21	00:26	
	20	10:56:37	10:59:58	03:21	00:10		20	10:54:59	10:58:12	03:13	01:03	
	21	11:00:08	11:03:15	03:07	00:42		21	10:59:15	11:02:32	03:17	00:18	
	22	11:03:57	11:06:30	02:33	00:25		22	11:02:50	11:06:15	03:25	00:17	
	23	11:06:55	11:09:29	02:34	00:13		23	11:06:32	11:09:55	03:23	01:08	
	24	11:09:42	11:12:38	02:56	02:37		R3	11:11:03	11:12:59	01:56	00:23	
	25	11:15:15	11:17:45	02:30	02:55		R1	11:13:22	11:15:47	02:25	00:19	
	R3	11:20:40	11:26:01	05:21	02:03	Rimado	24	11:16:06	11:18:25	02:19	00:17	
	R1	11:28:04	11:32:35	04:31	00:17	Rimado	25	11:18:42	11:22:15	03:33	00:40	
26	11:32:52	11:35:56	03:04	00:15		26	11:22:55	11:27:07	04:12	00:26	Rimado	
27	11:36:11	11:38:58	02:47	00:13		27	11:27:33	11:31:34	04:01	00:20	Rimado	
	11:39:11		03:05	01:04	04:09		11:31:54		03:02	00:57	03:59	

JUMBO FRONTONERO	
● Tiempo No Contributorio	9%
● Tiempo Contributorio	28%
● Tiempo Productivo	72%

TIEMPO (horas)	
Tiempo 0	24.00
Tiempo 1	9.39
Tiempo 2	9.40

GEOMECANICA	
RMR	41
Tipo de roca	IIB
Litología	Volcanico

PERFORACIÓN	
Longitud de barra	(m) 5.4
Longitud perforado	(m) 5.1
Taladros cargados	Und 42
Taladros recorte	Und 8
Taladros rimados	Und 4
Total de taladros	Und 54
Vel. Perforación Prod.	min/Tal 02:57
Vel. Perforación Rimado	min/Tal 04:31
Vel. Movimiento	min/Tal 01:02
Tiempo de perforación	Horas 02:02:59

EXPLOSIVO	
Examon - P	Kg 200
Emulex 100 1 1/2 x 12"	Kg 12.5
Emulex 100 1 1/4 x 12"	Kg 37.5
Total Explosivo	Kg 250
Cordón detonante 5P	m 75
Guía ensamblada CARMEX 2.4 m	Und 2

RESULTADOS	
Avance	m 4.4
Factor de carga	Kg/m3 2.32
Factor de potencia	Kg/Tn 0.77
Factor de avance	Kg/m 56.8
Eficiencia de perforación	% 94%
Eficiencia de voladura	% FALSO
Densidad de carga	Kg/Tal 5.95

EVIDENCIAS FOTOGRAFICAS		

Anexo 04

Tabla 33. Diseño de columna explosiva Rp 050 (-)

DISEÑO DE COLUMNA EXPLOSIVA PARA RAMPAS											
ACCESORIO DE VOLADURA			CEBO EMULEX 100 + COLUMNA DE ANFO EXAMÓN - P								
			DISTRIBUCIÓN DE TALADROS		CARTUCHOS POR TALADRO		COLUMNA DE ANFO φ = 45 mm Longitud (m)	TOTAL		DENSIDAD DE CARGA Kg / Tal	
N°	MS	LP			Emulex 100	Emulex 80		Emulsión	ANFO		
			1		1	1 1/4" x 12"	1 1/4" x 12"	kg	kg		
3		2	Arranque	5	4	1		4.0	1.4	34.0	7.1
5		2	1ra. Ayuda	4	0	1		4.0	1.1	27.2	7.1
8		2	2da. Ayuda	4	0	1		4.0	1.1	26.9	7.0
9		2	3ra. Ayuda	4	0	1		3.8	1.1	26.0	6.8
10		2	Ayudas de cuadradores	4	0	1		3.0	1.1	20.2	5.3
11		2	Cuadradores (tal. gradien)	2	0	1		2.3	0.6	7.7	4.1
12		2	Cuadradores (hastiales)	4	4	1		3.8	1.1	4.0	1.3
13		2	ayuda de corona	4	0	1		3.0	1.1	20.2	5.3
14		4	Corona	5	4	1		3.8	1.4	5.1	1.3
15		4	Arrastre	6	0	15.5		0.0	25.8		4.3
16		6	TOTAL	42	12	129	0.00		35.8	171.4	4.9
17		5									
18		8									
19		4									
20		0									
CARMEX		2 und									
MECHA RÁPIDA		0.5 m									
PENTACORD		85 m									

Anexo 05

Tabla 34. Diseño de columna explosiva Rp 073 (+)

DISEÑO DE COLUMNA EXPLOSIVA PARA RAMPAS										
ACCESORIO DE VOLADURA			CEBO EMULEX 100 + COLUMNA DE ANFO EXAMÓN - P							
N°	MS	LP	DISTRIBUCIÓN DE TALADROS		CARTUCHOS POR TALADRO		COLUMNA DE ANFO	TOTAL		DENSIDAD DE CARGA
			Emulex 100	Emulex 80	Emulsión	ANFO				
			1 1/4" x 12"	1 1/4" x 12"	φ = 45 mm					
			Cargados	Vacíos	Longitud (m)	kg	kg	Kg / Tal		
1		1								
3		2								
5		2								
8		2								
9		2								
10		2								
11		2								
12		2								
13		2								
14		4								
15		4								
16		6								
17		5								
18		8								
19		4								
20		0								
CARMEX										
MECHA RÁPIDA										
PENTACORD										
			Emulex 100	Emulex 80	Emulsión	ANFO				
			Arranque	1ra. Ayuda	2da. Ayuda	3ra. Ayuda	Ayudas de cuadradores	Cuadradores (tal. gradien)	Cuadradores (hastiales)	ayuda de corona
			Corona	Arrastre	TOTAL					
			5	6	4	0	1	1	1	1
			4	0	1	0	1	1	1	1
			4	0	1	0	1	1	1	1
			5	4	1	1	1	1	1	1
			6	0	17.5	0.00	39.2	193.0	5.5	

Anexo 06

Tabla 35. Resultado de Pruebas en Rp 050





















EFICIENCIAS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA BARRA 16 PIES				BROCAS DE 48 mm		BROCAS DE 51 mm	
Parámetros T.	Sección	m.	5.0 x 4.5	5.0 x 4.5		5.0 x 4.5	
Parámetros T.	Clasificación Geomecánica	Regular B	RMR: 33-42	RMR: 33-42		RMR: 33-42	
Parámetros T.	Área	m2.	20.93	20.93		20.93	
Perforación	Longitud Barra(16Ft)	m.	4.8	4.8		4.8	
Perforación	# Taladros Cargados	Und	51	42	9.00	42	9.00
Perforación	# Taladros Alivio	Und	4	4	-	4	-
Perforación	# Taladros Recorte	Und	7	8	1.00	8	1.00
Perforación	Total Taladros	Und	62	54	8.00	54	8.00
Perforación	Tiempo de perforación	Hr.	02:00:27	01:59:47	00:00:40	02:01:15	00:00:48
Eficiencias	Longitud de Perforación	m.	4.5	4.5		4.5	
Eficiencias	Avance/Disparo	m.	4.17	4.23	0.06	4.32	0.15
Eficiencias	Eficiencia Perforación	%	94%	94%		94%	
Eficiencias	Eficiencia Voladura	%	93%	94%	1%	96%	3%
Eficiencias	Rendimiento	mp/Disparo	279	243	36.00	243	36.00
Voladura	Total Explosivo	Kg	212.5	212.5		237.5	25.00
Voladura	ANFO	Kg	175	175		200	25.00
Voladura	Cartucho	Kg	37.5	37.5		37.5	
Voladura	Factor de Carga	Kg/m3	2.4	2.4	0.03	2.6	0.19
Voladura	Factor de potencia	Kg/Tn	0.8	0.8	0.01	0.8	0.06
Voladura	Factor de Avance	Kg/m	51.0	50.2	0.72	55.0	4.02
Voladura	Densidad de Carga	Kg/Tal	4.2	5.1	0.89	5.7	1.49

Anexo 07

Tabla 36. Resultado de Pruebas en Rp 073

EFICIENCIAS EN PERFORACIÓN Y VOLADURA BARRA 18 PIES				BROCAS DE 48 mm		BROCAS DE 51 mm	
Categoría	Parámetros	Unidades	45 mm	48 mm		51 mm	
Parámetros	Sección	m.	5.0 x 4.5	5.0 x 4.5		5.0 x 4.5	
Parámetros	Clasificación Geomecánica	Regular B	RMR: 41-50	RMR: 41-50		RMR: 41-50	
Parámetros	Área	m2.	20.93	20.93		20.93	
Perforación	Longitud Barra(16Ft)	m.	5.4	5.4		4.8	
Perforación	# Taladros Cargados	Und	51	42	9.00	42	9.00
Perforación	# Taladros Alivio	Und	4	4	-	4	-
Perforación	# Taladros Recorte	Und	7	8	1.00	8	1.00
Perforación	Total Taladros	Und	00:00:00	00:00:00	00:00:00	00:00:00	00:00:00
Perforación	Tiempo de perforación	Hr.	0.08975694	0.0855903	0.00	0.0963542	0.01
Eficiencias	Longitud de Perforación	m.	5.1	5.1		5.1	
Eficiencias	Avance/Disparo	m.	447%	463%	0.16	470%	0.23
Eficiencias	Eficiencia Perforación	%	94%	94%		106%	
Eficiencias	Eficiencia Voladura	%	0.87647059	0.9078431	0.03	0.9215686	0.05
Eficiencias	Rendimiento	mp/Disparo	316.2	275.4	40.80	275.4	40.80
Voladura	Total Explosivo	Kg	250	250	-	275	25.00
Voladura	ANFO	Kg	200	200	-	225	25.00
Voladura	Cartucho	Kg	50.0	50.0		50.0	
Voladura	Factor de Carga	Kg/m3	2.7	2.6	0.09	2.8	0.12
Voladura	Factor de potencia	Kg/Tn	0.8	0.8	0.03	0.9	0.04
Voladura	Factor de Avance	Kg/m	55.9	54.0	1.93	58.5	2.58
Voladura	Densidad de Carga	Kg/Tal	4.9	6.0	1.05	6.5	1.65

Anexo 08

 MINA CERRO LINDO DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA (GEOLOGICAL STRENGTH INDEX) (INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA) Sostenimiento de labores mineras SECCION 5,00 x 5,00 m					
II Shotcrete (e=2") + Pernos sist 1.5 x 1.5 m de 7 pias.	CONDICIONES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. Rc (100 a 200 MPa) (SE ROMPE CON 3 A MAS GOLPES DE PICOTA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. Rc (50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	POBRE (MODERADA, RESISTENTE -LEVE A MODER- ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. Rc (20 A 40 MPa) (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA PELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc < 20 MPa) - (SE IDENTIFICA MAS DE 5 mm.)	
IIIA Shotcrete (e=2") + Pernos sist 1.5 x 1.5 m de 7 pias.					
IIIB Shotcrete (e=2") + Pernos sist 1.5 x 1.5 m de 7 pias.					
IVA Shotcrete (e=3") + Pernos sist 1.5 x 1.5 m de 7 pias.					
IVB Shotcrete (e=3") + Malla Electro soldada + Shotcrete (e=2")					
V Shotcrete (e=3") + Malla Electro soldada + Shotcrete (e=4") + Cimbras					
ESTRUCTURA LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RGD : 75 - 100) (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)					
MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RGD : 50 - 75) (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)					
MUY FRACTURADA MODERAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RGD : 25 - 50) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)					
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES (RGD : 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)					

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN			
INDICE G.S.I.	INDICE RMR	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE
LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (L/B)	61 - 80	6.5 - 94	
LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (L/R)	51 - 60	2.1 - 5.9	
LEVEMENTE FRACTURADA/POBRE (L/P)	41 - 50	0.7 - 1.9	
MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)	51 - 60	2.1 - 5.9	
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)	41 - 50	0.7 - 1.9	
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)	41 - 50	0.7 - 1.9	
MODERADAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (F/MP)	31 - 40	0.2 - 0.6	
MUY FRACTURADA/BUENA (M/B)	41 - 50	0.7 - 1.9	
MUY FRACTURADA/REGULAR (M/R)	41 - 50	0.7 - 1.9	
MUY FRACTURADA/POBRE (M/P)	31 - 40	0.23 - 0.6	
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (M/MP)	21 - 30	0.07 - 0.21	
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (I/R)	31 - 40	0.23 - 0.6	
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (I/P)	21 - 30	0.07-0.21	
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (I/MP)	< 20	0.008 - 0.06	

APLICACIÓN SIN FACTORES INFLUYENTES

- Para la aplicación de esta tabla geomecánica es preciso identificar y eliminar condiciones de riesgo de caída de rocas en los hastiales y techo de las excavaciones subterráneas que se va a mapear.
- Se identifica los parámetros estructurales determinando la cantidad de fracturas por metro lineal, haciendo uso del flexómetro o cinta métrica.
- La resistencia de la roca se determina por definición de la cantidad de golpes de picota con las que se rompe o indenta la roca.
- Esta clasificación se complementa observando la presencia de la alteración en las paredes de las fracturas o el tipo de relleno (granular, limoso, arcilloso), forma de la fractura (lisa plana, lisa ondulada, rugosa, rugosa plana rugosa ondulada, y lisa estriada) y espaciamiento de las fracturas.
- Cada recuadro de calidad del macizo rocoso presenta dos campos aplicándose el sostenimiento designado en el campo superior cuando no se presentan factores influyentes.

FACTORES INFLUYENTES QUE DETERIORAN LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

- Presencia de Agua de infiltración.
- Orientación desfavorable de las fracturas
- Presencia de fallas y estructuras mayores
- Manifestaciones de liberación de esfuerzos inducidos
- Demoras en la colocación del sostenimiento
- Cuando se tiene los factores indicados se aplicará el sostenimiento que indica el campo inferior de recuadro.

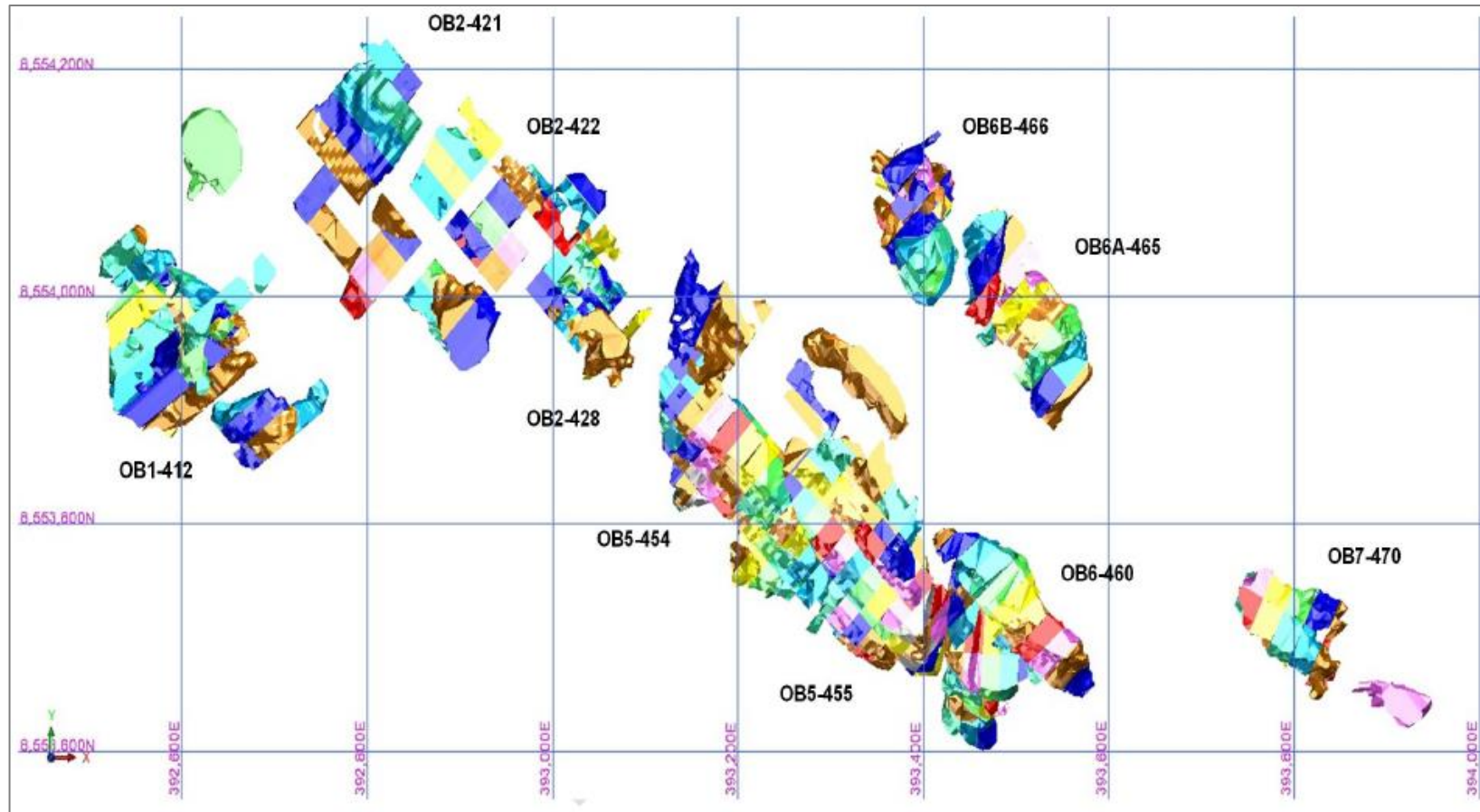
MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

- Toda excavación que presente Mecanismos de falla desfavorables asociados a desconfinamiento, tensión, Calidad de roca y formación de curvas proximas a Bancos y Planchones, se deberá aplicar el soporte con Cable bolting.
- Las excavaciones emplazadas en roca tipo IIB - IIIA ; RMR > 45 ; Sin Mecanismos de falla desfavorables y que no sobre pazen el 10% de sobrerolura, entonces No se aplicara el soporte con Cable bolting.
- Las excavaciones emplazadas en rocas tipo IIB - IIIA ; RMR > 45, que esten clasificadas como preparacion y que sean temporales (Menor a 1 año) , Se aplicara el shotcrete desde la linea de gradiente a gradiente.
- El perno sistematico sera definido por el Geomecanico, basado en la caracterizacion del macizo rocoso, Pernos Helicoidales para (Roca tipo II - IIIA- IIIB- IVA) , Pernos de Friccion o Expansivos (Roca tipo IVB - V) .
- Los tajos que cumplan con los parametros de estabilidad que corresponda a estable sin sostenimiento (ESS) Ademas que no presenten mecanismos de falla desfavorable, entonces No colocar cable Bolting .
- La colocación del sostenimiento debera estar de acuerdo a lo recomendado en la tabla geomecánica, los cambios del tipo de sostenimiento estara basado por el Dominio Geomecanico y al Factor de seguridad (F.S.) Según la evolucion Geomecanica.
- Se establece: (Labor temporal - F.S. : 1.2); (Labor Permanente F.S. : 1.5)
- La Tabla geomecánica forma parte de un proceso de mejora continua por lo que periódicamente se evaluara sus aplicaciones y se implementaran aportes.

Versión: 2020 Dpto. de Geomecanica

Figura 68. Cartilla GSI Cerro Lindo
Tomado de Nexa Resources.

Anexo 09



**Figura 69. Distribución del modelo de bloques
Tomado de Nexa Resources**

Anexo 10

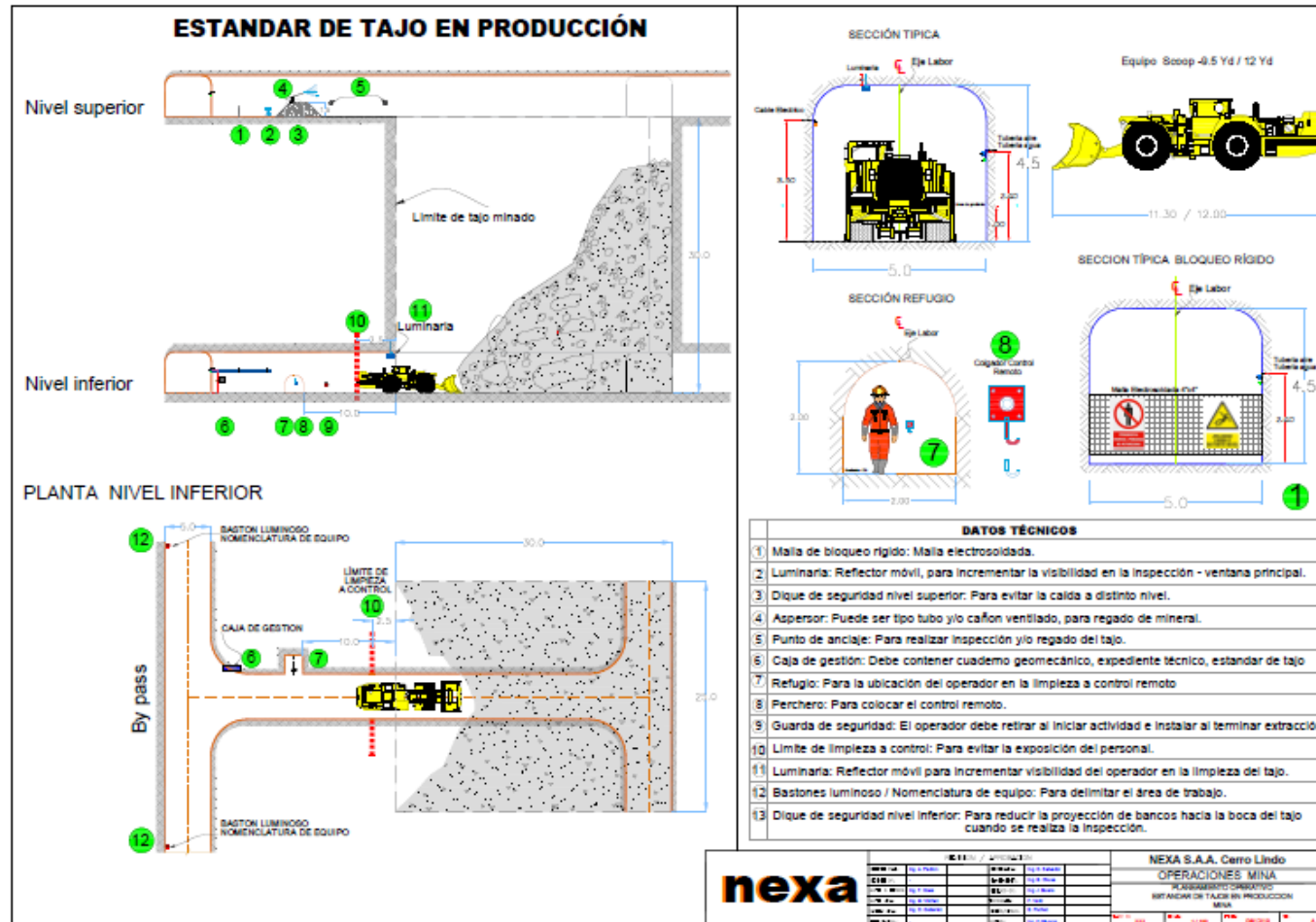


Figura 70. Estándar de mina Cerro Lindo

Anexo 11

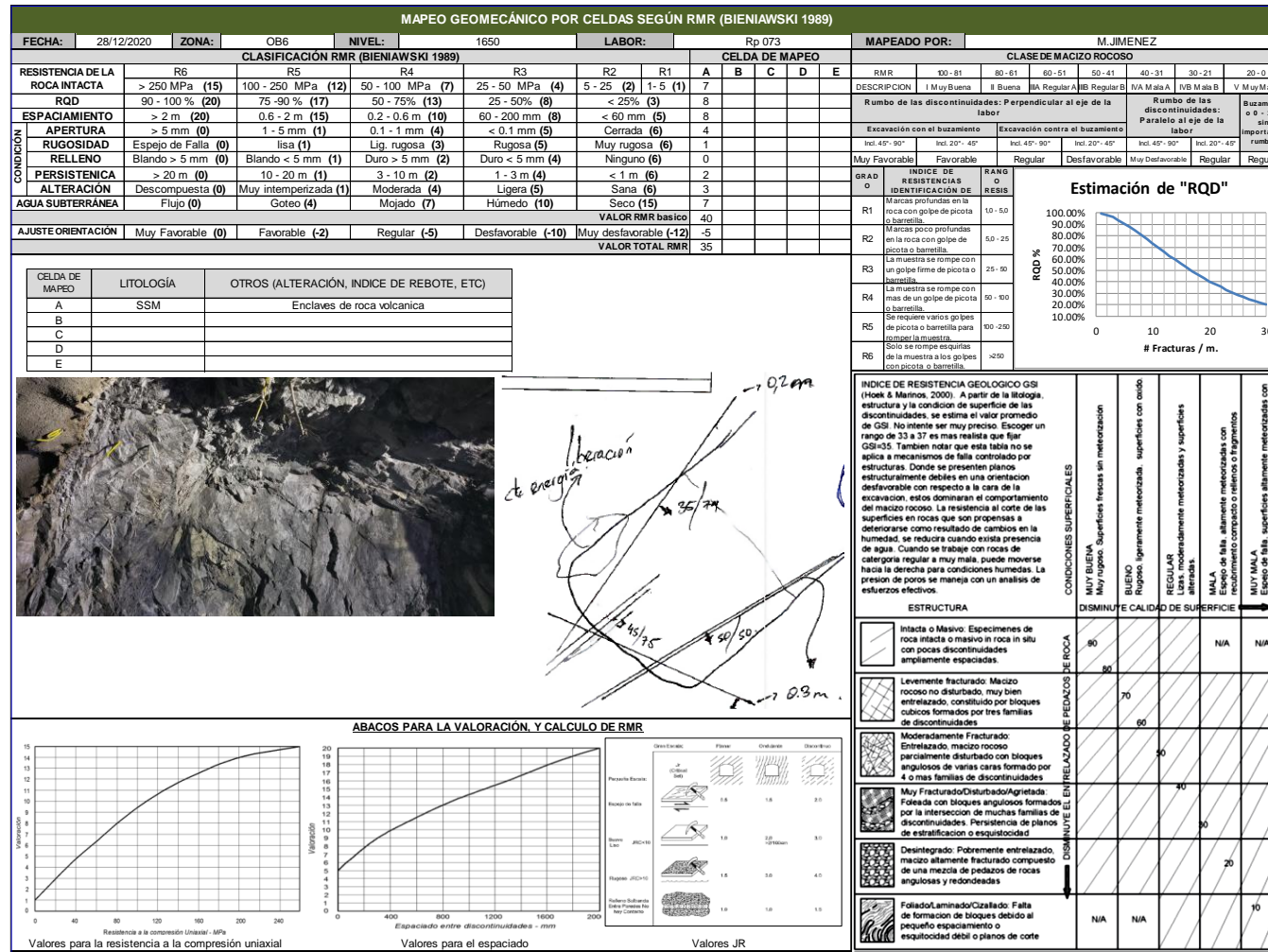


Figura 71. Mapeo geomecánico en campo (Rp 073) – Prueba 06

Anexo 12

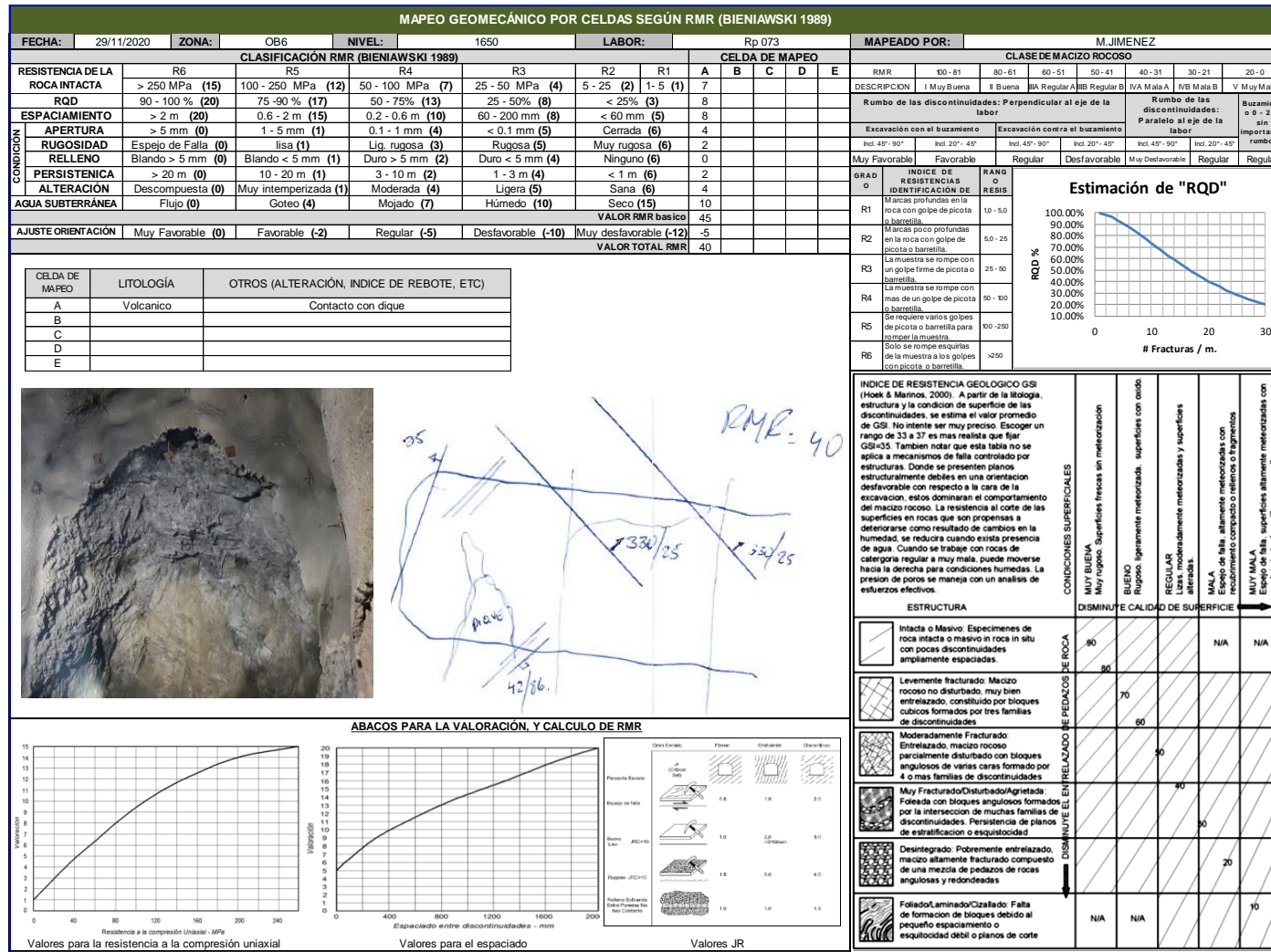


Figura 72. Mapeo geomecánico en campo (Rp 073) – prueba 01

Anexo 13

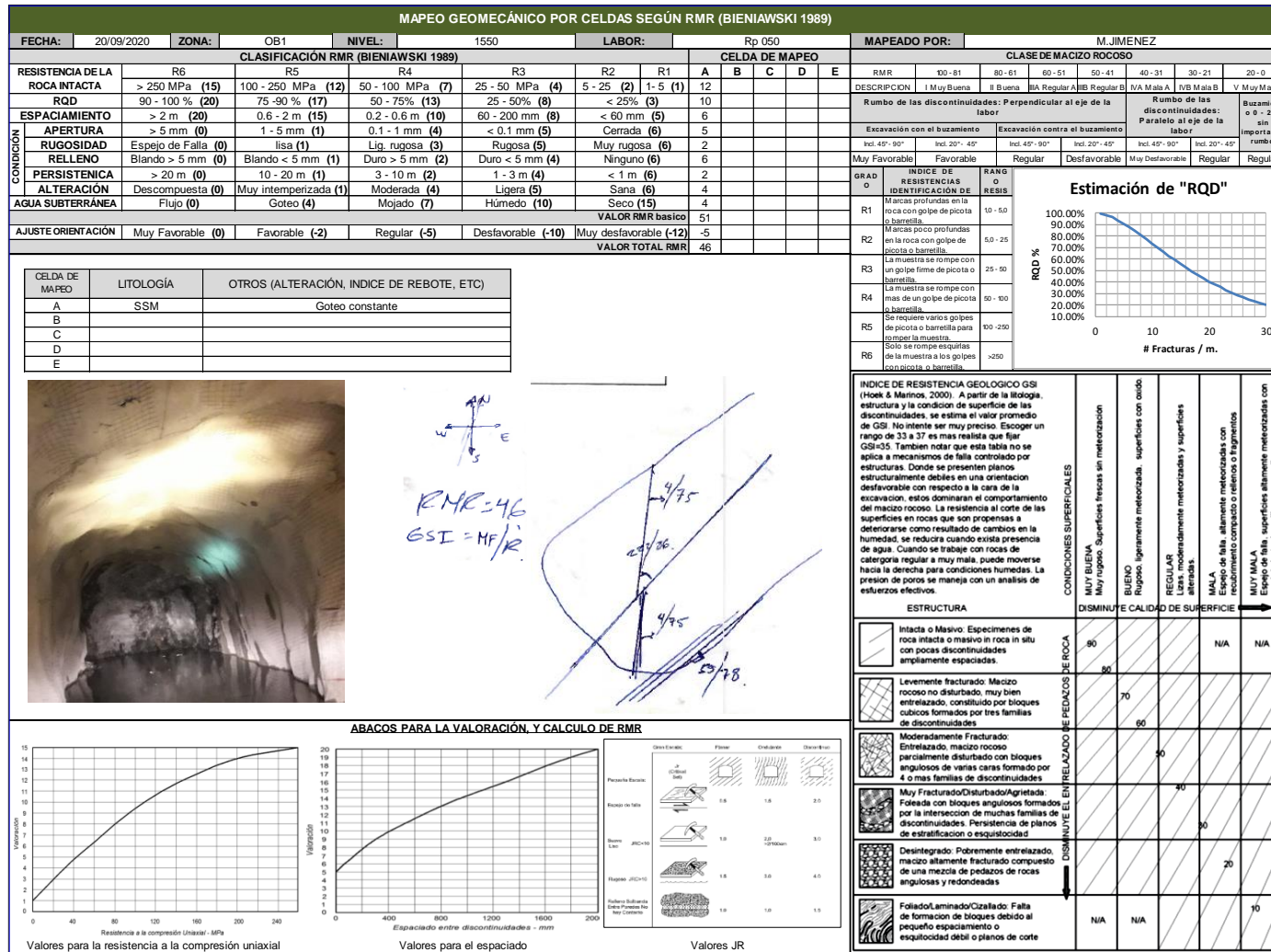


Figura 73. Mapeo geomecánico en campo (Rp 050) – prueba 02

Anexo 14

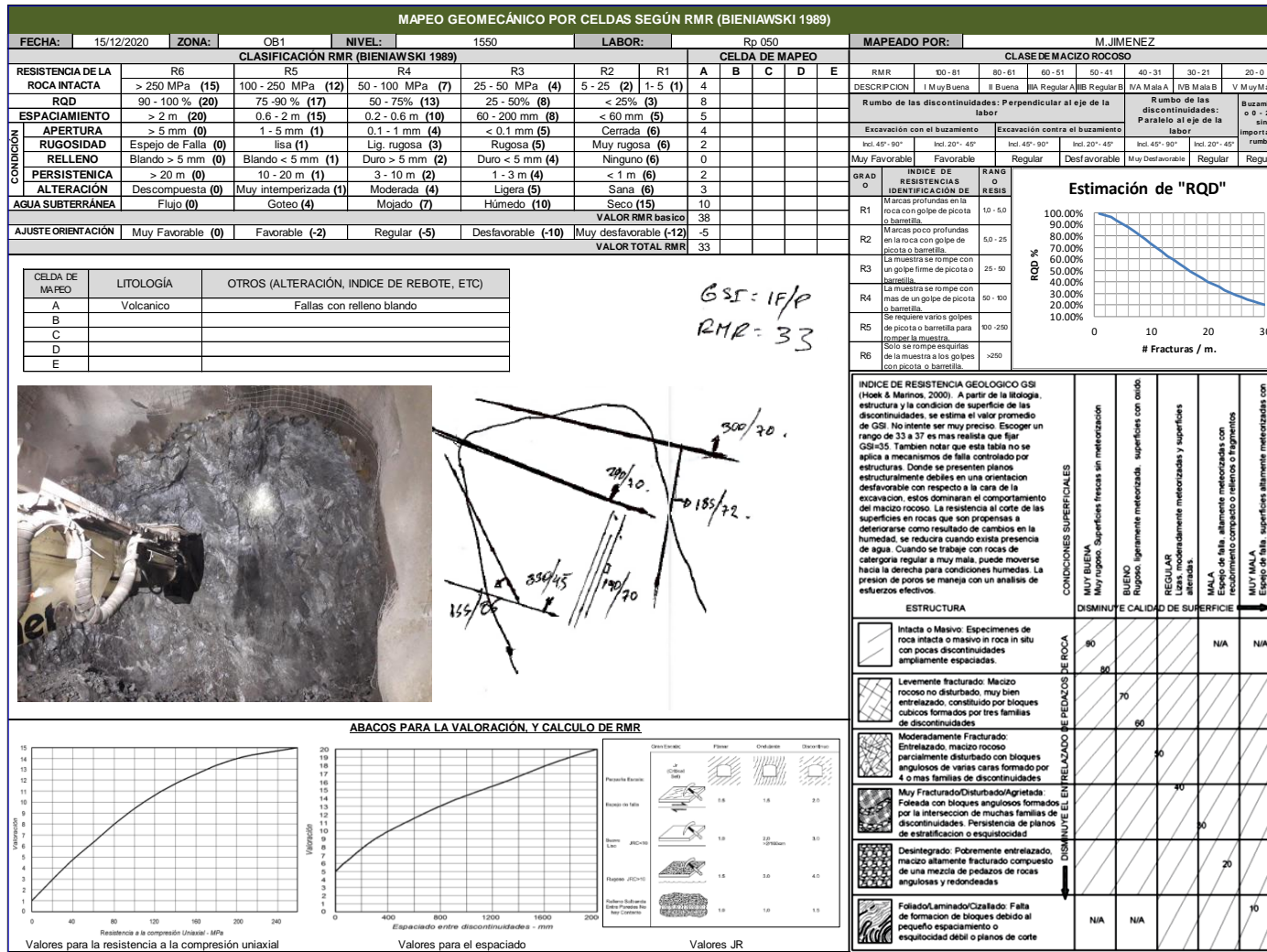


Figura 74. Mapeo geomecánico en campo (Rp 050) – prueba 05

Anexo 15

