

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“GEOMECÁNICA DINÁMICA EN LA OPTIMIZACIÓN DE RADIO DE
INFLUENCIA EFECTIVA EN VOLADURA DE TALADROS LARGOS DE LA
UNIDAD OPERATIVA INMACULADA, HOCHSCHILD MINING –
AYACUCHO”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HEINZ MIGUEL CHURA CAHUANA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2018



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS

“GEOMECÁNICA DINÁMICA EN LA OPTIMIZACIÓN DE RADIO DE INFLUENCIA EFECTIVA EN VOLADURA DE TALADROS LARGOS DE LA UNIDAD OPERATIVA INMACULADA, HOCHSCHILD MINING – AYACUCHO”

PRESENTADA POR:

Bach. HEINZ MIGUEL CHURA CAHUANA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR:

PRESIDENTE:

Dr. Ing. JUAN MAYHUA PAEOMINO

PRIMER MIEMBRO:

Dr. Ing. ROBERTO CHAVEZ FLORES

SEGUNDO MIEMBRO:

M.Sc. Ing. LUCIO QUEA GUTIERREZ

DIRECTOR / ASESOR:

Mg. Ing. FELIPE MAMANI OVIEDO

7!^æWKO*^} a|öá^Á ã æ
V^{ æWKT ^& } æöá^Á[&æ É^^[{ ^& } æöá^Á^[c&} æ
Ø&öá^Á^•c} cæ& } K-F-ÉÍ ECFI

DEDICATORIA

Esta tesis esta dedica con todo el amor y cariño para mis padres:

Dedicarle A mi Papá, Artemio Chura Caljaro, quien siempre con el ejemplo me enseñó la forma correcta de estudiar y afrontar las circunstancias que la vida nos ofrece.

Dedicarle A mi Mamá, Noemy Cahuana Quispe, por su ayuda, por enseñarme a compartir y por enseñarme a ser empáticos con otras personas.

Dedicarles a mis hermanos que siempre me apoyan.

A aquellos que me enseñaron a creer en la amistad y el compañerismo mis amigos y compañeros.

AGRADECIMIENTOS

Agradecer a Dios por ser mi guía y mi mejor compañía.

Agradecer a mis padres que siempre están para mí y más que todo por darme una excelente educación.

Agradecer a mis hermanos por su infinito apoyo, gracias Alex, Erick, Gary y mi hermanita Nayely.

Agradecer a la Universidad Nacional del Altiplano y a mi Facultad de Ingeniería de Minas.

Agradecer a mis Docentes por compartir su paciencia y enseñanzas en mi etapa estudiantil.

Agradecer a la Empresa Hochschild Mining por haberme acogido. Y agradecer infinitamente a los ingenieros que me apoyaron y enseñaron en la Unidad Operativa Inmaculada.

Agradecer a esas personas que han estado conmigo apoyándome durante el tiempo de producción de esta investigación sino más profundamente, porque han sido fundamentales en mi historia personal, académica y profesional.

Por último, agradezco a mis compañeros de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas. Por haber compartido aulas y momentos gratos.

A todas gracias.

Heinz Miguel Chura Cahuana

ÍNDICE GENERAL

| | |
|--------------------------|-----------|
| RESUMEN..... | 14 |
| ABSTRACT | 15 |
| INTRODUCCIÓN..... | 16 |

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

| | |
|---|----|
| 1.1 Descripción de la realidad del problema | 17 |
| 1.2 Formulación del problema..... | 17 |
| 1.2.1 Problema general | 17 |
| 1.2.2 Problema específico..... | 18 |
| 1.3 Objetivos de la investigación..... | 18 |
| 1.3.1 Objetivo General..... | 18 |
| 1.3.2 Objetivo Específico..... | 18 |
| 1.4 Justificación de la investigación | 18 |
| 1.5 Limitaciones del estudio | 19 |

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

| | |
|--|----|
| 2.1 Antecedentes de la investigación | 20 |
| 2.2 Bases teóricas | 21 |
| 2.2.1 Geomecánica | 22 |
| 2.2.2 Clasificaciones Geomecánicas..... | 22 |
| 2.2.3 Clasificación Q de Bartón..... | 22 |
| 2.2.4 Clasificación RMR de Bieniawski..... | 23 |
| 2.2.5 Índice de resistencia geológico | 31 |
| 2.2.6 Transmisión de la onda de choque..... | 32 |
| 2.2.7 Vibraciones en el campo cercano | 33 |
| 2.2.8 Componentes de la vibración del terreno | 35 |
| 2.2.9 Consideraciones sobre la frecuencia..... | 36 |
| 2.2.10 Propiedades de la roca | 37 |
| 2.2.11 Vibraciones producto de la voladura | 37 |
| 2.2.12 Generación de ondas sísmicas por voladuras..... | 38 |
| 2.2.13 Tipos de ondas | 39 |

| | |
|--|----|
| 2.2.14 Atenuación de ondas en el macizo rocoso | 41 |
| 2.2.15 Variables que determinan las vibraciones en voladura..... | 41 |
| 2.2.16 Normativas para el control de vibraciones..... | 42 |
| 2.2.17 Monitoreo de vibraciones | 43 |
| 2.2.18 Análisis de la onda vibracional producto de la voladura. | 44 |
| 2.2.19 Daño inducido por voladuras | 46 |
| 2.2.20 Estimación de la velocidad pico de partícula crítica..... | 47 |
| 2.2.21 Análisis de modelos predictivos en voladuras | 49 |
| 2.2.22 Modelos de vibraciones | 51 |
| 2.3 Definiciones conceptuales | 57 |
| 2.4 Formulación de hipótesis | 59 |
| 2.4.1 Hipótesis general..... | 59 |
| 2.4.2 Hipótesis específicas..... | 59 |

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

| | |
|--|----|
| 3.1 Diseño metodológico | 60 |
| 3.1.1 Tipo de investigación..... | 60 |
| 3.1.2 Diseño de la investigación | 60 |
| 3.1.3 Procedimientos de contractación de hipótesis | 61 |
| 3.2 Población y muestra..... | 61 |
| 3.2.1 Población | 61 |
| 3.2.2 Muestra | 62 |
| 3.3 Operacionalización de variables | 62 |
| 3.3.1 Variable independiente | 62 |
| 3.3.2 Variable dependiente | 62 |
| 3.4 Técnicas de recolección de datos..... | 63 |
| 3.4.1 Instrumentos de recolección de datos | 64 |
| 3.4.2 Parámetros e indicadores de perforación y voladura del área de estudio | 68 |
| 3.5 Técnicas de procesamiento de la información..... | 69 |
| 3.6 Caracterización del área de estudio | 70 |
| 3.6.1 Unidad de estudio | 70 |
| 3.6.2 Descripción de la propiedad y ubicación..... | 71 |
| 3.6.3 Accesibilidad | 71 |

| | | |
|--------|-------------------------------------|----|
| 3.6.4 | Clima..... | 72 |
| 3.6.5 | Geología local..... | 72 |
| 3.6.6 | Tipos de depósito..... | 75 |
| 3.6.7 | Dominios geológicos..... | 76 |
| 3.6.8 | Modelo litológico..... | 76 |
| 3.6.9 | Geología estructural..... | 77 |
| 3.6.10 | Geología económica..... | 78 |
| 3.6.11 | Mina..... | 80 |
| 3.6.12 | Método de explotación..... | 80 |
| 3.6.13 | Perforación en taladros largos..... | 82 |
| 3.6.14 | Voladura en taladros largos..... | 83 |
| 3.6.15 | Sostenimiento..... | 84 |

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

| | | |
|-------|---|-----|
| 4.1 | Modulo de elasticidad del macizo rocoso..... | 87 |
| 4.1.1 | Geomecánica dinámica y determinación del módulo de elasticidad Hoek & Diederich..... | 87 |
| 4.1.2 | Fundamentos de un análisis geomecánico..... | 88 |
| 4.1.3 | Caracterización geomecánica del lugar de estudio..... | 89 |
| 4.1.4 | Valoración del macizo rocoso (RMR)..... | 98 |
| 4.1.5 | Cálculo de las constantes elásticas dinámicas de la roca..... | 100 |
| 4.1.6 | Formulas Hoek - Diederichs..... | 101 |
| 4.2 | Cálculo de la velocidad crítica de la roca mediante el índice Q de Barton..... | 103 |
| 4.2.1 | Calculo del índice Q de Barton mediante correlación con el RMR..... | 103 |
| 4.3 | Modelamiento de vibraciones por voladuras en taladro largo..... | 105 |
| 4.4 | Análisis de campo lejano..... | 108 |
| 4.5 | Análisis de campo cercano..... | 110 |
| 4.6 | Comparación entre el área de influencia efectiva de detonación en un taladro y el área de influencia efectiva de detonación practico..... | 114 |
| 4.6.1 | Calculo del burden y espaciamiento para determinar el área de influencia..... | 114 |
| 4.6.2 | Determinación del área de influencia efectiva mediante el radio de influencia efectiva de detonación en un taladro..... | 116 |
| 4.6.3 | Comparación de áreas de influencia de acuerdo a los al teórico y practico..... | 116 |

| | |
|--|------------|
| 4.7. Discusiones con otras investigaciones | 117 |
| 4.8 Análisis de vibraciones en las cajas del tajeo | 118 |
| CONCLUSIONES | 120 |
| RECOMENDACIONES | 121 |
| BIBLIOGRAFÍA | 122 |
| ANEXOS | 128 |
| PLANOS | 155 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|-----|
| Figura 1. Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro. | 24 |
| Figura 2. Perfiles normalizados para la obtención del JRC. | 29 |
| Figura 3. Muestra los diseños de sostenimiento de acuerdo al Q, el RMR y el GSI. ... | 32 |
| Figura 4. Zona de cráter y zona inelástica. | 33 |
| Figura 5. Vibraciones causadas por voladura. | 34 |
| Figura 6. Componentes de ondas. | 35 |
| Figura 7. Movimiento relativo de la partícula. | 36 |
| Figura 8. Movimiento de las partículas dentro de la onda P. | 40 |
| Figura 9. Movimiento de las partículas dentro de la onda S. | 40 |
| Figura 10. Esquema modelo distribución de la energía del explosivo. | 50 |
| Figura 11. Esquema modelo Holmberg y Persson. | 54 |
| Figura 12. Comparación entre los modelos de campo cercano y lejano. | 56 |
| Figura 13. Sensor, Geófono. | 65 |
| Figura 14. Acelerómetro. | 66 |
| Figura 15. Geófono Ubicado en refugio de la caja techo. | 66 |
| Figura 16. Equipo de minimate plus – Instantel. | 68 |
| Figura 17. Mapa de localización de la unidad minera Inmaculada. | 71 |
| Figura 18. Vista panorámica mirando al norte – cerro Quellopata, en rojo se indica la veta Angela, Juliana entre otras más. | 74 |
| Figura 19. Columna estratigráfica zona las Inmaculada. | 75 |
| Figura 20. Modelo de depósitos epitermales LS Y HS. | 76 |
| Figura 21. Geología estructural, unidad Inmaculada. | 78 |
| Figura 22. Mineralización de la veta Angela. | 80 |
| Figura 23. Método de explotación en la unidad minera Inmaculada. | 81 |
| Figura 24. Distribución espacial de llegada de taladros en plan y real. | 82 |
| Figura 25. Calculo de la desviación del taladro en plan y real. | 83 |
| Figura 26. Histograma de la caracterización geomecánica RMR. | 99 |
| Figura 27. Ecuación de <i>Hoek y Diederichs</i> para determinar el módulo de deformación de masa rocosa (E_m). | 101 |
| Figura 28. Ecuación de <i>Hoek-Diederich</i> para determinar la relación de E_m y E_i | 102 |
| Figura 29. Diferencias de correlaciones entre las propuestas de los autores. | 104 |
| Figura 30. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros de producción. | 106 |
| Figura 31. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros largos. | 107 |
| Figura 32. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros hastiales. | 108 |
| Figura 33. Análisis de daño en la roca remanente, de acuerdo al grado de umbral de daño ocasionado. | 110 |
| Figura 34. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.41 metros, vista de perfil. | 111 |
| Figura 35. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.41 metros, vista planta. | 112 |
| Figura 36. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.3 metros, vista de perfil. | 112 |

| | |
|---|-----|
| Figura 37. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.3 metros, vista de perfil, vista planta. | 113 |
| Figura 38. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 70 centímetros, vista de perfil..... | 113 |
| Figura 39. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 70 centímetros, vista planta. | 114 |
| Figura 40. Muestra el área de influencia efectiva de un taladro. | 115 |
| Figura 41. Obtención del radio de influencia efectiva del análisis de vibraciones. | 116 |
| Figura 42. Evidencia de fracturamiento del shotcrete. | 118 |
| Figura 43. Distribución de retardos de voladura de taladro largo. | 118 |
| Figura 44. Registro de vibraciones en la caja techo y piso de acuerdo a la distribución de retardos..... | 119 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 1. Gráfico para la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro. | 25 |
| Tabla 2. Calidad de la roca en función de RQD. | 25 |
| Tabla 3. Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro. | 27 |
| Tabla 4. Muestra la puntuación de la persistencia según su longitud. | 28 |
| Tabla 5. Muestra la puntuación de la apertura según la separación de caras. | 28 |
| Tabla 6. Muestra la puntuación del relleno según el tipo de relleno. | 30 |
| Tabla 7. Muestra la puntuación de la meteorización según el nivel de meteorización. | 30 |
| Tabla 8. Muestra la puntuación del agua. | 31 |
| Tabla 9. Normativa peruana de vibraciones. | 42 |
| Tabla 10. Normatividad internacional en el manejo de voladuras. | 42 |
| Tabla 11. Estimación de la velocidad de partícula crítica teórica en distintos tipos de rocas. | 48 |
| Tabla 12: Criterio de daño según Cameron Mckenzie. | 48 |
| Tabla 13. Relación de tajeos de explotación en taladros largos. | 61 |
| Tabla 14. Relación de tajeos de estudio. | 62 |
| Tabla 15: Operacionalización de variables. | 62 |
| Tabla 16. Parámetros geométricos usados para realizar la perforación. | 68 |
| Tabla 17: Indicadores de perforación en taladros largos. | 69 |
| Tabla 18: Indicadores de voladura en taladros largos. | 69 |
| Tabla 19. Coordenadas UTM de la propiedad de Inmaculada. | 71 |
| Tabla 20. Distancias hacia el proyecto. | 72 |
| Tabla 21. Características de los explosivos usados en voladura de taladros largos. | 83 |
| Tabla 22. Accesorios de voladura para taladros largos. | 84 |
| Tabla 23. Factor de acoplamiento en el taladro. | 84 |
| Tabla 24. Ventajas y desventajas del uso de cable bolting. | 86 |
| Tabla 25. Ensayo de carga puntual para determinar la UCS de la roca. | 89 |
| Tabla 26. Muestra la valorización de la UCS de acuerdo a la resistencia. | 90 |
| Tabla 27. Determinación del RQD usando la fórmula de <i>Palstrom</i> | 90 |
| Tabla 28. Muestra la valorización del RQD. | 90 |
| Tabla 29. Determinación del espaciamiento para la progresiva 01 y su valorización. | 91 |
| Tabla 30. Determinación del espaciamiento para la progresiva 02 y su valorización. | 91 |
| Tabla 31. Determinación del espaciamiento para la progresiva 03 y su valorización. | 91 |
| Tabla 32. Determinación del espaciamiento para la progresiva 04 y su valorización. | 91 |
| Tabla 33. Determinación del espaciamiento para la progresiva 05 y su valorización. | 91 |
| Tabla 34. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 01 y su valorización. | 92 |
| Tabla 35. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 02 y su valorización. | 92 |
| Tabla 36. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 03 y su valorización. | 93 |
| Tabla 37. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 04 y su valorización. | 93 |
| Tabla 38. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 05 y su valorización. | 94 |
| Tabla 39. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 01 y su valorización. | 95 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 40. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 02 y su valorización..... | 95 |
| Tabla 41. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 03 y su valorización..... | 95 |
| Tabla 42. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 03 y su valorización..... | 96 |
| Tabla 43. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 05 y su valorización..... | 96 |
| Tabla 44. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 01 y su valorización. | 96 |
| Tabla 45. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 02 y su valorización. | 97 |
| Tabla 46. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 03 y su valorización. | 97 |
| Tabla 47. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 04 y su valorización. | 97 |
| Tabla 48. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 05 y su valorización. | 98 |
| Tabla 49. Calculo del RMR de acuerdo a la valorización de cada parámetro. | 98 |
| Tabla 50. Calculo promedio del RMR y GSI de acuerdo a progresivas. | 99 |
| Tabla 51. Calidad del macizo rocoso. | 100 |
| Tabla 52. Determinación del módulo de elasticidad Hoek & Diederich. | 103 |
| Tabla 53. Parámetros para el cálculo de la velocidad crítica. | 105 |
| Tabla 54. Criterio de umbral daño según Cameron Mckenzie. | 105 |
| Tabla 55. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros de producción. | 106 |
| Tabla 56: Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo..... | 106 |
| Tabla 57. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros hastiales. | 107 |
| Tabla 58: Análisis de campo lejano de la detonación de un taladro. | 109 |
| Tabla 59. Análisis de campo lejano de la detonación de un taladro. | 110 |
| Tabla 60. Análisis de daño en la roca remanente, de acuerdo al grado de umbral de daño ocasionado..... | 111 |
| Tabla 61. Calculo promedio del burden y espaciamiento..... | 115 |
| Tabla 62. Comparación de áreas de con el cálculo de tonelaje a extraer..... | 117 |
| Tabla 63. Se muestra los parámetros para realizar el análisis de vibraciones. | 117 |
| Tabla 64. Criterio de daño según la velocidad critica de la roca. | 118 |

ÍNDICE DE ANEXOS

| | |
|--|-----|
| Anexo 1. Matriz de consistencia de la investigación..... | 125 |
| Anexo 2. Diagrama de flujo del proceso de minado en la unidad Inmaculada. | 127 |
| Anexo 3. Desviación de taladros largos llegada. | 128 |
| Anexo 4. Tabla GSI para sostenimiento según clasificación geomecánica, para labores temporales. | 129 |
| Anexo 5. Tabla GSI para ventanas y cámaras de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B. | 130 |
| Anexo 6. Tabla GSI para subniveles de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B. | 130 |
| Anexo 7. Tabla GSI para By Pass de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B. | 131 |
| Anexo 8. Tabla GSI para By Pass de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 30-40, roca mala IV-A. | 131 |
| Anexo 9. Tabla GSI para Cruceros transversales de 8.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B. | 132 |
| Anexo 10. Tabla GSI para Cruceros transversales de 8.0x4.0 metros de sección con GSI 30-40, roca mala IV-A..... | 132 |
| Anexo 11. Tabla GSI para desquinces con anchos menores de 8 metros de potencia con GSI 41-50 roca regular III-B..... | 133 |
| Anexo 12. Tabla GSI para desquinces con anchos mayores a 8 metros de potencia con GSI 41-50 roca regular III-B..... | 133 |
| Anexo 13. Pautas para estimar el factor de perturbación D..... | 134 |
| Anexo 14. Ensayos de carga puntual (PLT) - Mina Inmaculada..... | 135 |
| Anexo 15. Muestras rotas del ensayo de carga puntual - Mina Inmaculada. | 136 |
| Anexo 16. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo I de 0 a 3.5 metros..... | 137 |
| Anexo 17. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo II de 3.5 a 7 metros..... | 138 |
| Anexo 18. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo III de 7 a 10.5 metros..... | 139 |
| Anexo 19. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo IV de 10.5 a 14 metros..... | 140 |
| Anexo 20. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo V de 14 a 17.5 metros..... | 141 |
| Anexo 21. Registro de vibración de voladura de taladro largo..... | 142 |
| Anexo 22. Registro de vibración de voladura de taladro largo..... | 143 |
| Anexo 23. Malla de perforación y voladura con equipo SIMBA de diámetro de 76 mm, sección de 2.5x2.5 metros primera fase..... | 144 |
| Anexo 24. Parámetros de perforación y voladura, para un slot de 2.5x2.5 metros primera fase..... | 145 |
| Anexo 25. Parámetros de perforación y voladura, para un slot de 2.5x2.5 metros segunda fase. | 146 |
| Anexo 26. Malla de perforación y voladura con equipo SIMBA para diámetro de 76mm para taladros zanja y producción. | 147 |
| Anexo 27. Parámetros de perforación y voladura, para taladros zanja..... | 148 |
| Anexo 28. Parámetros de perforación y voladura, para taladros producción. | 149 |

| | |
|---|-----|
| Anexo 29. Flow sheet de perforación de taladros largos en la unidad minera Inmaculada..... | 150 |
| Anexo 30. Flow sheet de voladura en taladros largos en la unidad minera Inmaculada..... | 151 |
| Anexo 31. Flow sheet de instalación de cable bolting en la unidad minera Inmaculada..... | 152 |
| Anexo 32. Flow sheet de lanzado de shotcrete en la unidad minera Inmaculada..... | 153 |
| Anexo 33. Flow sheet de instalación perno hydrabolt en la unidad minera Inmaculada..... | 154 |

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

- VPP : Velocidad pico partícula.
PPVc : Velocidad pico partícula crítica.
USBM : United State Bureau of Mine.
UTM : Universal transversal Mercator.
RMR : Rock mass rating.
GSI : Índice de geológico estructural.

RESUMEN

El presente estudio fue aplicado en la Unidad Minera Inmaculada de Compañía Minera Ares perteneciente al grupo Hochschild Mining quien explota oro y plata, cuyo tipo de minería es subterránea y su método de explotación es de taladros largos. En el periodo de investigación fue de Octubre a Diciembre del 2016. Donde se determinó el monitoreo de vibraciones a fin de que se obtenga el radio de influencia efectiva de la detonación de taladros, esto con la finalidad actualizar los indicadores de voladura de tal forma que se logre un diseño adecuado y se ajusten a los objetivos de la operación. En la actualidad hay nuevas tecnologías que han sido incorporados a la voladura en minería a cielo abierto y que pueden eventualmente ser aplicados en minería subterránea, especialmente en lo que respecta al método de explotación por taladros largos. Estas nuevas técnicas, como la digitalización de imágenes y el monitoreo de vibraciones producto de voladuras, proveen de múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de la voladura. En efecto, la medición de los niveles de velocidad de partículas que provoca la detonación de cada carga explosiva, hace posible conocer la eficiencia relativa de cada carga, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el comportamiento del material rocoso mineralizado. Así, el monitoreo de vibraciones producto de voladuras ha sido utilizado como una herramienta de diagnóstico de la voladura, donde la adecuada interpretación del registro de vibraciones permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura, permitiendo evaluar, por ejemplo: cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta; dispersión en los tiempos de encendido de los retardos; detonación deficiente de cargas; detonaciones instantáneas; detonación de cargas adyacentes por simpatía; además de la cuantificación de los niveles de velocidad.

Palabras Claves: Geomecánica, radio de influencia, voladura.

ABSTRACT

The present study was applied in the Immaculate Mining Unit of Compañía Minera Ares belonging to the Hochschild Mining group that exploits gold and silver, whose type of mining is underground and its exploitation method is long drills. In the period from October to December 2016. The monitoring of vibrations was determined in order to obtain the effective radius of influence of the detonation of drills, this with the purpose of updating the blasting indicators in such a way that an adequate design is achieved and they adjust to the objectives of the operation. At present, there are new technologies that have been incorporated into blasting in open-pit mining and that may eventually be applied in underground mining, especially with regard to the method of exploitation by long drills. These new techniques, such as the digitalization of images and the monitoring of vibrations produced by blasting, provide multiple advantages in terms of being able to examine in detail the blasting process. In effect, the measurement of the levels of particle velocity caused by the detonation of each explosive charge makes it possible to know the relative efficiency of each charge, its interaction with the adjacent charges and ultimately the behavior of the mineralized rock material. Thus, the monitoring of vibrations blasting product has been used as a blasting diagnostic tool, where the proper interpretation of the vibration record allows to determine the degree of interaction between the variables of a blasting, allowing to evaluate, for example: charges detonating in an incorrect ignition sequence; dispersion in the times of ignition of the delays; poor detonation of charges; instant detonations; detonation of adjacent charges by sympathy; in addition to the quantification of velocity, frequency, acceleration and displacement levels of rock particles.

Key Words: Geomechanics, radius of influence, blasting.

INTRODUCCIÓN

En la unidad operativa Inmaculada ubicada en el departamento de Ayacucho perteneciendo al grupo Hochschild Mining que se dedica a la explotación de plata y oro, siendo una minería subterránea, donde se utiliza el método de explotación de taladros largos y en ciertas partes el corte relleno mecanizado (CRM).

Con la investigación presentada describe los trabajos realizados en los procesos de perforación y voladura, donde se realiza el monitoreo de vibraciones de los tajeos de producción con lo que se busca determinar el radio de influencia efectiva de un taladro al momento de la detonación y poder obtener datos reales.

Para el segundo capítulo se describe los antecedentes de la investigación similares al presente proyecto, así como también las bases teóricas que servirán como base para la obtención de resultados deseados. Se concluye el capítulo con la construcción de hipótesis que más adelante han sido confirmadas.

En el tercer capítulo se muestra el diseño metodológico de la investigación, también se describe la población y la muestra al final se tiene las técnicas de recolección de datos y de procesamiento de la información.

En el cuarto capítulo, se muestra los resultados de la investigación a través del análisis e interpretación de los datos recogidos. La investigación termina con las conclusiones obtenidas del análisis de resultados, así como las recomendaciones.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad del problema

Uno de los problemas con la que tiene que lidiar la mayoría de las minas subterráneas están ceñidas a los procesos de voladura en temas de rendimientos de voladura, fragmentación idónea y generar el menor daño al macizo rocoso.

La voladura de rocas es un proceso de fragmentación de la roca, que busca la precisión y eficiencia para obtener la mejor producción. En la actualidad no existe algún método práctico para calcular el radio de influencia del taladro, existe solamente teorías o modelos matemáticos que ayudan a estimar un área de influencia y que en ocasiones tiene limitación para en su aplicación. En la presente investigación se vio por conveniente realizar un análisis de vibraciones para determinar el radio de influencia efectiva de un taladro largo mediante el uso de características dinámicas de las rocas determinadas en forma correlacional (Hoek y Dieredichs) a fin que al momento de realizar el cálculo de los de voladura pudiéramos usar datos reales y así obtener indicadores más reales que se acerca al resultado obtenido después de la voladura.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

- ¿Cómo se puede optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante las características de la geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho?

1.2.2 Problema específico

- ¿Cómo se puede determinar las características de la geomecánica dinámica en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho?
- ¿Cómo se puede optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante el monitoreo de vibraciones en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo General

- Optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante las características de la geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en taladros largos en la unidad minera inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

1.3.2 Objetivo Especifico

- Determinar las características de la geomecánica dinámica en taladros largos en la unidad minera inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho
- Optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante el monitoreo de vibraciones en taladros largos en la unidad minera inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

1.4 Justificación de la investigación

El proceso de voladura de rocas debería tener una buena planificación de tal forma que los estándares de voladura siempre deben estar actualizándose a fin de mejorar dicho proceso, para la investigación se pretende realizar un análisis al monitoreo de vibraciones esto para conocer el radio de influencia efectiva de detonación, esta futura determinación ayudara a determinar el tonelaje correcto roto obtenido después de la voladura, el cual será muy beneficioso ya que ayudara a mejorar la programación del uso de los equipos de carguío y acarreo, así mismo se detalla la obtención de las propiedades dinámicas de las rocas mediante el uso de correlaciones de Hoek y Diederich y de otros autores más, ya que obtener estas propiedades mediante la realización de ensayos son muy costosos.

La información recopilada y procesada servirá de sustento para esta y otras investigaciones similares, ya que enriquecerá el marco teórico y/o cuerpo de conocimientos que existe sobre el tema en mención.

1.5 Limitaciones del estudio

Los resultados que se obtendrán en esta investigación serán válidos solo para la población en donde se ha obtenido la muestra, u otras con características similares y además que no podrán extenderse a otros contextos.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación

Ojeda (1998), Indica que ejecutar diseños óptimos de mallas de voladura es posible, sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, aplicando un modelo matemático de áreas de influencia y a la vez propone que el diseño de malla propuesto pueda pronosticar si la fragmentación obtenida es óptima o deficiente.

Lanata (2009), La causa principal de los impactos ambientales de la voladura está generalmente asociada con las vibraciones que se propagan a través del macizo rocoso como consecuencia de la detonación de cargas explosivas. Estas pueden dividirse en dos grupos: las que afectan al macizo rocoso más próximo a la zona donde se encuentra la carga explosiva y aquellas cuyas vibraciones pueden causar daños a estructuras próximas a las voladuras. El daño se puede atribuir a dos fases de gran importancia en el proceso de detonación de cargas explosivas. En la primera, de características dinámicas, los movimientos vibratorios pueden llegar a desplazar bloques de rocas desde su posición original, creando nuevas fracturas o desarrollando las ya existentes en el macizo rocoso. En la segunda fase, expansión cuasi estática de los gases, provoca la penetración de los gases liberados a alta presión a través de grietas y/o fracturas preexistentes en el macizo, principalmente en aquellas que intersectan a los taladros cargados.

Quispe (2015), En su investigación demuestra que la aplicación de la teoría de conminución si determina que los fragmentos del mineral menores a 10 pulgadas pasan

en un 91,06 %, siendo esta un óptimo resultado gracias a los parámetros geomecánicas de la roca y las características del explosivo quienes intervinieron en este modelo matemático y cumplen los estándares del diseño de malla en la unidad minera Untuca – Cori puno SAC.

Gomez (2015), Indica que se logró determinar el nivel de daño al macizo rocoso a partir de un análisis de vibraciones producto de la voladura en el TJ 658, para evitar esto ante la manifestación de daño en el shotcrete y también se obtiene el modelo predictivo de propagación mediante la ley de atenuación de la partícula, que nos permita determinar la distancia y la carga operante de los disparos.

Castillo & Vizcarra (2009), La investigación se concentra en el análisis y monitoreo de las vibraciones, resultado de ciertas pruebas de voladura en la mina modelo; dicha data será correctamente clasificada y ordenada. De esta manera, mediante un ajuste cuadrático se podrán hallar las incógnitas de una ecuación base (“k” y “ α ”) usadas para la predicción de las velocidades pico partícula (VPP), las cuales dependerán de un terreno y circunstancias específicas.

Perez (2009), en su investigación realiza un aporte importante del empleo del monitoreo de vibraciones, es el de obtener los niveles de velocidad de partícula absolutos, para cada una de las cargas explosivas, las que asociadas a las distancias en que se registra dicha detonación conforman una buena base de datos, que permite construir modelos confiables de predicción de vibración, con los cuales se pueden evaluar diferentes modificaciones a los distintos parámetros de la voladura, tales como tipo y cantidad de explosivo según distancia y evaluar el daño potencial que esa vibración puede producir.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación. Esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos (Yaranga, 2015).

2.2.1.1 Dinámica

El estudio de la dinámica es por tanto el estudio de las fuerzas que actúan sobre un cuerpo para producir movimiento. En algunas ocasiones, aunque sobre un cuerpo estén actuando varias fuerzas no se produce movimiento, en este caso, aparece la estática, como rama de la dinámica que estudia los cuerpos sometidos a fuerzas que están en equilibrio (Ramón, 2010).

2.2.1.1 Geomecánica dinámica

Entonces la geomecánica dinámica será el estudio de las rocas cuando estas se encuentren en movimiento, ocasionadas por temblores que ocurren cuando grandes secciones de la corteza terrestre o placas tectónicas, se mueven, empujándose unas a otras o cuando en la mina realiza voladuras en los tajeos que también producen en el entorno de detonación (Tarbuck & Lutgens, 2005).

Es muy importante mencionar que el umbral de daño en el macizo rocoso serán datos que se analizaran después de la voladura pero el respectivo análisis será con datos obtenidos de clasificaciones geomecánicas como es el RMR, Q, GSI y las constantes elásticas (estos datos hacen referencia a constantes que se miden cuando las rocas se encuentran en movimiento) y al final con el calculo correlacional de la velocidad de la onda P que ayudaran a determinar a distancia y energía de detonación una roca se tritura.

2.2.2 Clasificaciones Geomecánicas

Los sistemas de clasificación geomecánicas del macizo rocoso sustituyen un enfoque para estimar las propiedades del macizo rocoso a gran escala. En la industria minera, el índice GSI y los sistemas RMR y Q, son parámetros de entrada para muchos métodos de diseño, así como parámetro de entrada de muchos programas de modelamiento numérico. Los sistemas de clasificación geomecánica son un intento de representar con un solo valor las propiedades de resistencia de un macizo rocoso. El macizo rocoso es usualmente un material altamente anisotrópico y puede ser representado por más de un sistema de clasificación (Osinermin, 2017).

2.2.3 Clasificación Q de Barton

El sistema Q fue desarrollado en el NGI (*Norwegian Geotechnical Institute*) por

Barton, Lien y Lunde (1974), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros (Osinergmin, 2017).

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

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca.

J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades.

J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades.

J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades.

J_w = Parámetro basado en la presencia de agua.

SRF = Factor de reducción de esfuerzos.

2.2.4 Clasificación RMR de Bieniawski

Esta clasificación fue desarrollada por Bieniawski en 1973, con las actualizaciones en 1979 y 1989, un sistema de clasificación de macizo rocoso que permite a su vez relacionar índices de calidad con los parámetros geotécnicos macizo rocoso, excavación y sostenimiento en túneles (Osinergmin, 2017).

- Resistencia de la roca intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

2.2.4.1 Resistencia a compresión uniaxial de la matriz rocosa

En el caso del RMR, la resistencia a compresión simple de la roca (RCS), representa

uno de los 6 sumandos del RMR básico, y hasta 15 puntos de los 100 de la clasificación (un 15% del valor del índice), de ahí la importancia de una correcta valoración, si bien diferencias de incluso un 20% en su determinación pueden no significar ni tan siquiera un punto en su ponderación. Por ello formas de determinación en campo semicuantitativas como la del martillo de geólogo o cuantitativas como el esclerómetro pueden ser más que suficientes.

La resistencia a compresión de la matriz rocosa (denominada con los acrónimos RCS o UCS) y la resistencia de los labios de discontinuidad (JCS) se pueden estimar, de forma aproximada, a partir de Índice al martillo de geólogo, o del esclerómetro. A veces resulta difícil distinguir la matriz, limitándonos a tomar las medidas en los labios de discontinuidades.

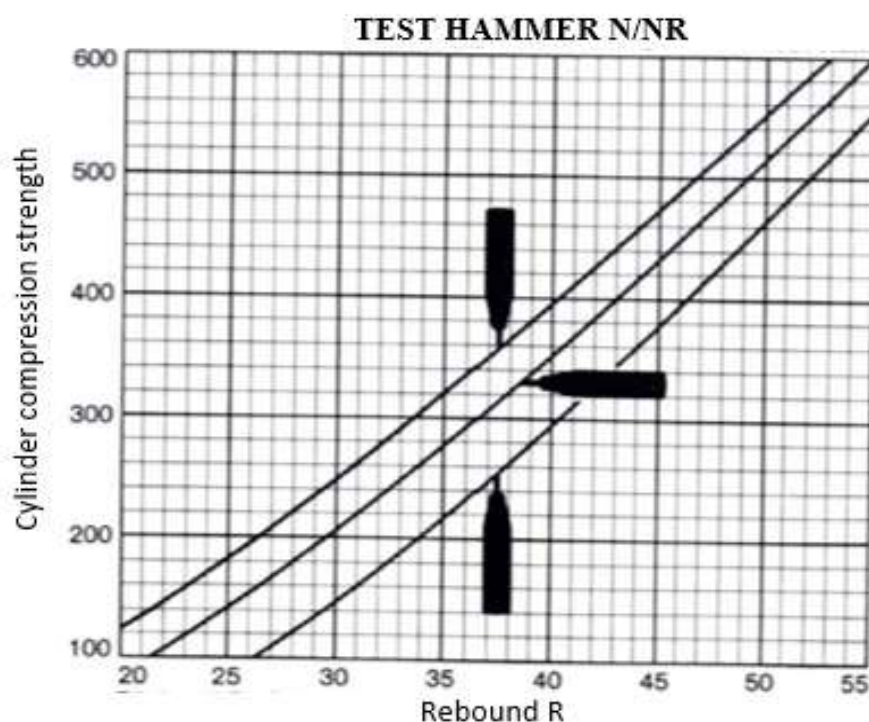


Figura 1. Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro.
Fuente: *Bordehore* 2010.

Se toman unos mínimos de cinco medidas no superpuestas por estación. De todos modos, el propio martillo Schmidt dispone de una tabla de conversión. Debe de tenerse en cuenta que la escala de presión no aparece siempre en las mismas unidades. No todas las veces puede estimarse la resistencia de la roca a partir del martillo (*Bordehore*, 2010).

Tabla 1. Gráfico para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro.

| Grado | Descripción | Identificación de campo | Resistencia a compresión simple MPa |
|-------|---------------------------|--|-------------------------------------|
| R1 | Roca muy débil. | Deleznable bajo golpes fuertes con la parte puntiaguda del martillo geológico; puede desconcharse con una navaja. | 1 - 5 |
| R2 | Roca débil. | Puede desconcharse con dificultad con una navaja; se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo. | 5 - 25 |
| R3 | Roca media. | No se puede rayar o desconchar con una navaja; las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo. | 25 - 50 |
| R4 | Roca dura. | Se necesita más de un golpe con el martillo geológico para romper la muestra. | 50 - 100 |
| R5 | Roca muy dura. | Se necesitan muchos golpes con el martillo geológico para romper la muestra. | 100 - 250 |
| R6 | Roca extremadamente dura. | Sólo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo geológico. | > 250 |

Fuente: *Bordegore* 2010.

2.2.4.2 Cálculo del RQD

Es un parámetro que se establece a partir de testigos, se define como el porcentaje de fragmentos recuperados mayores de 10 cm sobre la longitud total del taladro. Sin embargo y metodologías para estimarlo en afloramientos.

$$RQD = \frac{\sum Testigos \geq 10cm}{Longitud\ del\ taladro} \times 100\%$$

Tabla 2. Calidad de la roca en función de RQD.

| RQD % | Calidad |
|--------|-----------|
| <25 | Muy mala |
| 25-50 | Mala |
| 50-75 | Media |
| 75-90 | Buena |
| 90-100 | Muy buena |

Fuente: SNMPE.

Hay dos metodologías a seguir para el cálculo de RQD, una la de *Priest* y *Hudson*, que

emplea las es el de las fracturas por metro lineal. Y la segunda, la de Palstrom, que emplea el índice volumétrico J_v . (Bordehore, 2010).

- **Priest y Hudson**

Tomamos una línea con cinta métrica en el entorno de la estación geomecánica o entre varias de ellas alineadas (tomaremos en general tantas como zonas diferenciadas estimemos, aunque habitualmente será suficiente con un par de ellas si el macizo es muy semejante en toda la longitud investigada).

Medimos todas las juntas que interceptan nuestra línea “grosso modo” y la dividimos por la longitud de la línea, siendo este el parámetro “ λ ”. Para la determinación del RQD del macizo podemos emplear dos formulaciones las cuales requieren unos parámetros “de campo” diferentes. Nosotros de momento nos limitaremos a aplicar la formulación de *Priest y Hudson* que requiere de λ (juntas por metro lineal).

$$RQD = 100 \times e^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1)$$

- **Palstrom**

También podemos calcular el RQD con la formulación de Palstrom, a partir del índice volumétrico de juntas:

$J_v = \sum 1/S_i$; Donde S_i es el espaciado medio de cada familia de juntas.

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

$$RQD = 100 \text{ si } J_v < 4,5$$

Podemos realizar un ensayo “tilt test” para obtener el ángulo de rozamiento básico de la junta, que si no se obtiene habitualmente de la bibliografía. Puede realizarse a partir de testigos o de fragmentos rocosos con juntas (Bordehore, 2010).

2.2.4.3 Espaciamiento de discontinuidades

El espaciado de las discontinuidades es un factor que influye en el tamaño de los bloques de roca (caída de cuñas), así como en la permeabilidad del macizo rocoso (permeabilidad secundaria o por fracturación) que condiciona la circulación de agua, el espaciado es la separación en perpendicular de dos juntas de una misma familia. Cuanto más separadas estén las juntas más estable y resistente será el macizo rocoso.

Este parámetro es de crucial importancia para los cálculos “realistas” de cuñas y para

estudiar el efecto de escala en el criterio de rotura de *Hoek – Brown*; no en vano este criterio es aplicable o bien a macizos rocoso sin fracturas o bien intensamente fracturados de tal forma que se trata de un medio continuo homogéneo y sin direcciones preferentes de anisotropía (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

Tabla 3. Para obtener la resistencia uniaxial a partir de rebotes del esclerómetro.

| Descripción | Espaciado de las juntas | Tipo de macizo rocoso |
|-----------------------|-------------------------|-----------------------|
| Muy ancho | > 3 m | Sólido |
| Ancho | 1 – 3 m | Masivo |
| Moderadamente cerrado | 0.3 – 1 m | Bloques |
| Cerrado | 50 – 300 mm | Fracturado |
| Muy cerrado | < 50 mm | Machacado |

Fuente: SNMPE.

2.2.4.4 Condición de las discontinuidades

Es el parámetro 4 de la clasificación de Bieniawski siguiendo la nomenclatura de la descripción del RMR y subdividimos la condición o estado de las discontinuidades en 5 subcategorías.

2.2.4.4.1 Tipos de discontinuidades

Dependiendo de cómo se presenten estas discontinuidades o rasgos estructurales dentro de la masa rocosa, ésta tendrá un determinado comportamiento frente a las operaciones de minado.

Los principales tipos de discontinuidades presentes en la masa rocosa son:

- **Planos de estratificación:** dividen en capas o estratos a las rocas sedimentarias.
- **Fallas:** son fracturas que han tenido desplazamiento. Éstas son estructuras menores que se presentan en áreas locales de la mina o estructuras muy importantes que pueden atravesar toda la mina.
- **Zonas de corte:** son bandas de material que pueden ser de varios metros de espesor, en donde ha ocurrido fallamiento de la roca.
- **Diaclasas:** también denominadas juntas, son fracturas que no han tenido desplazamiento y las que más comúnmente se presentan en la masa rocosa.
- **Planos de foliación:** se forman entre las capas de las rocas metamórficas dando la apariencia de hojas o láminas.

- **Contactos litológicos:** que comúnmente forman, por ejemplo, la caja techo y caja piso de una veta.

2.2.4.4.2 Persistencia

El concepto de persistencia se refiere a la extensión o tamaño de una discontinuidad. Este parámetro se puede estimar (en ausencia de excavación) observando las longitudes de las superficies estudiadas en los afloramientos.

Es habitual distinguir la continuidad de un estrato o diaclasa según la dirección de rumbo o buzamiento. Se trata de indicar desde donde empieza y hasta donde llega la junta en varias direcciones. Tiene gran importancia en el estudio de la estabilidad de taludes puesto que marca la extensión de los posibles deslizamientos planos y el tamaño de las cuñas que puedan formarse (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

Tabla 4. Muestra la puntuación de la persistencia según su longitud.

| Grado | Descripción | Continuidad | Rango RMR |
|-------|-------------|-------------|-----------|
| 1 | Muy pequeña | < 1 m | 6 |
| 2 | Pequeña | 1 – 3 m | 4 |
| 3 | Media | 3 – 10 m | 2 |
| 4 | Alta | 10 – 20 m | 1 |
| 5 | Muy alta | > 20 m | 0 |

Fuente: SNMPE.

2.2.4.4.3 Apertura

Es la separación entre los labios de las discontinuidades. Cuanta más separación más inestable es el conjunto, siendo además zonas de preferencia para la circulación de agua y la presencia de materiales arcillosos que restan resistencia al macizo (Sociedad nacional de minería petróleo y energía, 2014).

Tabla 5. Muestra la puntuación de la apertura según la separación de caras.

| Grado | Descripción | Separación de caras | Rango RMR |
|-------|-----------------------|---------------------|-----------|
| 1 | Abierta | > 5mm | 0 |
| 2 | Moderadamente abierta | 1 – 5 mm | 1 |
| 3 | Cerrada | 0.1 – 1 mm | 4 |
| 4 | Muy cerrada | < 0.1 mm | 5 |
| 5 | No tiene | 0 | 6 |

Fuente: SNMPE.

2.2.4.4.4 Rugosidad

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanto más rugosa sea mayor será la resistencia de los labios de la discontinuidad. Intuitivamente tiene implicación en la cohesión y ángulo de fricción de la junta, es decir en la denominada resistencia al corte.

La importancia de la rugosidad disminuye al aumentar la apertura, el espesor del relleno o cualquier desplazamiento sufrido con anterioridad, empleamos los perfiles normalizados que indican ondulación en una parte y JRC (rugosidad) en la otra (Belandria & Bongiorno, 2012).

| | |
|--|-----------|
| | JRC=0-2 |
| | JRC=2-4 |
| | JRC=4-6 |
| | JRC=6-8 |
| | JRC=8-10 |
| | JRC=10-12 |
| | JRC=12-14 |
| | JRC=14-16 |
| | JRC=16-18 |
| | JRC=18-20 |

Figura 2. Perfiles normalizados para la obtención del JRC.
Fuente: SNMPE.

2.2.4.4.5 Relleno

Se debe de indicar si no hay, si este es duro (filón) o de arcilla, etc. Con el espesor que deberá más o menos coincidir con la apertura de la junta; a excepción de que sólo tengamos parte de la junta rellena (algo no muy frecuente).

Tabla 6. Muestra la puntuación del relleno según el tipo de relleno.

| Grado | Descripción | Rango RMR |
|-------|-----------------------|-----------|
| 1 | Relleno blando > 5 mm | 0 |
| 2 | Relleno blando < 5mm | 2 |
| 3 | Relleno duro > 5mm | 2 |
| 4 | Relleno duro < 5mm | 4 |
| 5 | ninguno | 6 |

Fuente: SNMPE.

2.2.4.4.6 Meteorización

La meteorización de las rocas se refiere a la modificación en la composición o estructura de una roca situada en la superficie terrestre o en sus proximidades, debido a la acción de los agentes atmosféricos.

La descripción del estado de meteorización del material rocoso es de particular importancia al considerar las rocas desde el punto de vista resistente, ya que la meteorización tiene efectos profundos en las propiedades físicas y mecánicas del material rocoso (Belandria & Bongiorno, 2012).

Tabla 7. Muestra la puntuación de la meteorización según el nivel de meteorización.

| Grado | Descripción | Grado |
|-------|---------------------------|-------|
| 1 | Descompuesta | 0 |
| 2 | Muy meteorizada | 1 |
| 3 | Moderadamente meteorizada | 3 |
| 4 | Ligeramente meteorizada | 5 |
| 5 | No meteorizada | 6 |

Fuente: SNMPE.

2.2.4.5 Agua subterránea

La circulación de agua en los macizos rocosos se realiza principalmente por las discontinuidades: fallas, diaclasas, juntas, en lo que se denomina permeabilidad secundaria. No se tiene en cuenta en nuestro caso las rocas sedimentarias, donde la circulación de agua se produce por los poros de la roca (permeabilidad primaria). Sólo en zonas concretas de los yacimientos estudiados se produce circulación de agua primaria de relativa importancia en los jabres de descomposición granítica y gneises que descansan sobre macizos rocosos relativamente impermeables que hacen la función de sello inferior del acuífero.

El agua circula en esta interfase y pasa a filtrarse al subsuelo en zonas de fractura muy determinada. Es el caso de la circulación de agua a lo largo de zonas concretas del arroyo de la mina de Bustarviejo o el acuífero de la mina Fernandito de Garganta de los Montes. Esta circulación de fluidos a mayor escala en grandes fracturas da lugar a la mayoría de los manantiales ferruginosos y arsenicales de la Sierra, tales como las fuentes de Oteruelo del Valle y Miraflores posiblemente ligadas a grandes fracturas (Belandria & Bongiorno, 2012).

Tabla 8. Muestra la puntuación del agua.

| Grado | Descripción | Rango RMR |
|-------|--------------------|-----------|
| 1 | Completamente seco | 15 |
| 2 | Semi húmedo | 10 |
| 3 | Húmedo | 7 |
| 4 | Mojado | 4 |
| 5 | Flujo de agua | 0 |

Fuente: SNMPE.

2.2.5 Índice de resistencia geológico (GSI)

Con la aparición del criterio de rotura de *Hoek & Brown* el uso del RMR ya no es adecuado, sobre todo para el caso de rocas débiles, y se introduce de esta forma el GSI.

El GSI es un sistema para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de observaciones geológicas de campo. El índice GSI fue modificado por C. Vallejo (2002) con el objetivo de utilizar las tablas originales de manera práctica y sencilla de clasificar cualitativamente al macizo rocoso y recomendar el sostenimiento requerido, en el anexo 4 se muestra la tabla GSI del tajeo.

Cabe señalar que el índice GSI fue originalmente desarrollado con la finalidad de obtener parámetros para el criterio de falla de *Hoek & Brown*, por lo que Vallejo recurre a las equivalencias del GSI con RMR para recomendar y dimensionar el sostenimiento. Las tablas resultan ser muy prácticas para ser empleadas solo para los colaboradores o trabajadores, sin embargo, corresponderá al personal especializado del área de geomecánica de cada empresa, la adecuación específica, así como la evaluación y/o revisión de su aplicación (Rojas, 2008).

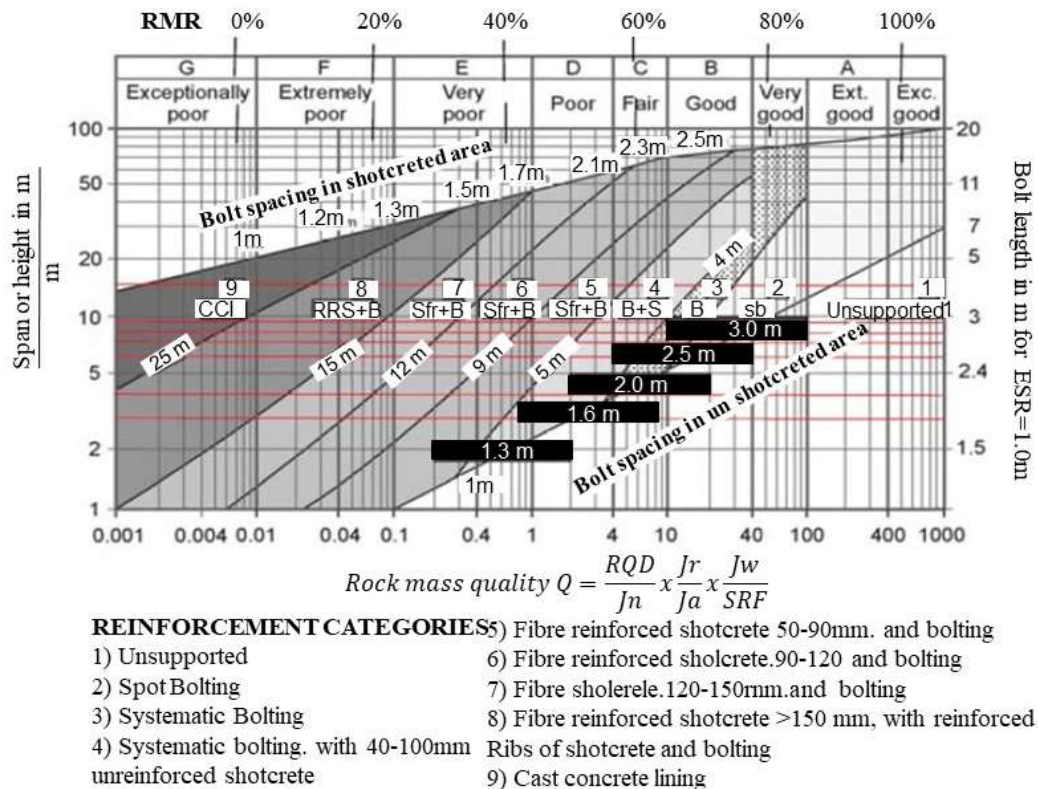


Figura 3. Muestra los diseños de sostenimiento de acuerdo al Q, el RMR y el GSI. Fuente: Unidad minera Inmaculada.

2.2.6 Transmisión de la onda de choque

En los explosivos, la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que lo transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina "onda de choque", la que se desplaza a velocidades entre 1500 y 7000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación.

Un carácter determinante de la onda de choque en la detonación es que una vez que alcanza su nivel de equilibrio (temperatura, velocidad y presión) este se mantiene durante todo el proceso, por lo que se dice que es autosostenida, mientras que la onda deflagrante tiende a amortiguarse hasta prácticamente extinguirse, de acuerdo a la relación entre el factor tiempo y la distancia a recorrer (Camac, 2008).

2.2.7 Vibraciones en el campo cercano

Rospigliosi (2009), En la investigación realizada considera, La evaluación se llevó a cabo mediante la medición de una voladura estándar y la ejecución de dos pruebas especiales de voladuras, que contaron con la detonación de 4 y 5 taladros respectivamente y permitieron obtener la información necesaria para modelar el fenómeno vibracional y proponer diseños alternativos para controlar las vibraciones según el modelo de *Holmberg & Persson*. Así mismo para determinar la velocidad de propagación de la onda P se empleó la técnica de cross hole la cual permite evaluar la condición in-situ de la roca a través de la medición de los cambios que sufre una onda a medida que viaja por el macizo rocoso. Como se sabe, la velocidad de propagación de las ondas sísmicas en un medio rocoso está asociada a la calidad geomecánica del mismo y a sus características estructurales.

Como tema central se tiene el análisis de las vibraciones en campo cercano producto de las voladuras primarias en lagunas norte. Las vibraciones son ondas sísmicas que viajan a través de la tierra. La cuantificación de sus factores causales se ha logrado gracias al desarrollo de modelos empíricos resultado del análisis detallado a través de los años. Se recuerda qué ocurre cuando detona una carga explosiva y una gran cantidad de energía es liberada:

- Alrededor de la carga la energía del explosivo fragmenta y desplaza la roca.
- Esta región es conocida como zona del cráter o inelástica.
- Fuera de la zona del cráter la energía del explosivo crea una zona elástica de movimiento.



Figura 4. Zona de cráter y zona inelástica.
Fuente. *Rospigliosi* 2009.

Un correcto diseño de voladura usará la mayor cantidad de energía para fragmentar y desplazar al macizo rocoso y no se producirán vibraciones ni golpes de aire excesivos, Las ondas que viajan a través del macizo rocoso son:

- La onda compresiva P es la más rápida (entre 1800 y 6500 m/s) y la onda de corte S es la siguiente con $3/5$ de la velocidad de la onda P.
- Típicamente presenta bajas frecuencias y grandes desplazamientos.
- La última es la onda superficial R (rayleigh) la cual tiene la más baja frecuencia y el mayor desplazamiento.

A medida que las ondas se alejan del taladro, la energía se reduce y las diferentes ondas se propagan incrementando la duración de la vibración. La velocidad a la que viajan las ondas a través del suelo se conoce como velocidad de propagación de la onda sísmica y depende de las características geológicas y geomecánicas del terreno (Rojas, 2008).

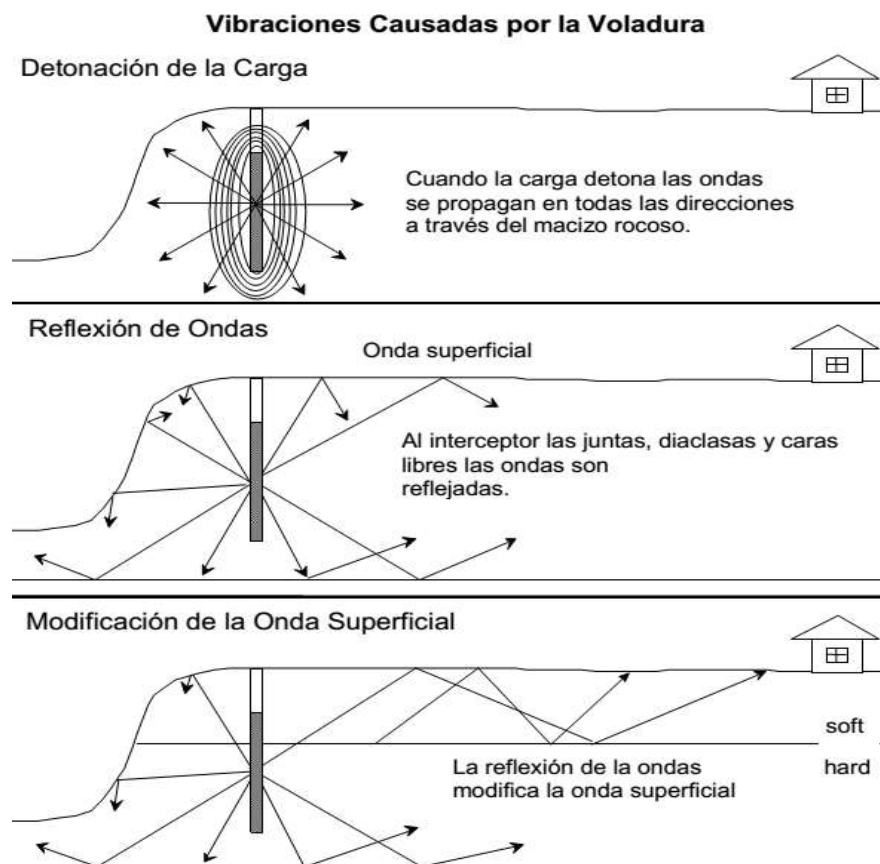


Figura 5. Vibraciones causadas por voladura.
Fuente: *Rospigliosi* 2009.

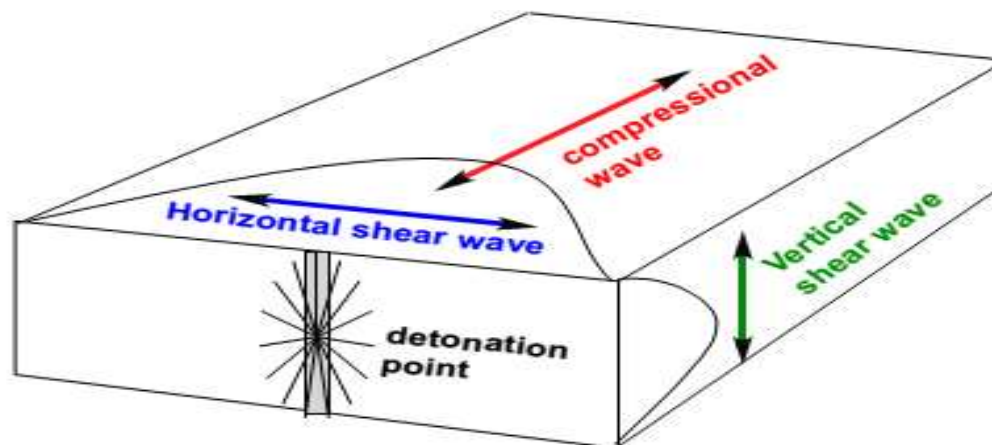


Figura 7. Movimiento relativo de la partícula.
Fuente: *Rospigliosi* 2009.

2.2.9 Consideraciones sobre la frecuencia

Cualquier estructura vibrará a una frecuencia natural o fundamental y responderá cuando sea afectada por una energía a esa frecuencia. Esta propiedad se relaciona directamente con las características físicas y las dimensiones de la estructura (masa, rigidez, altura), el rango de la frecuencia resonante es de 3-18 Hz. Si la estructura se ve influenciada por una onda vibratoria con una frecuencia igual a la frecuencia resonante de la estructura, los efectos de la onda vibratoria se amplifican. La máxima respuesta ocurre cuando el movimiento del terreno iguala a la frecuencia natural de la estructura.

La transmisión de energía a la estructura será mínima si la frecuencia vibratoria no corresponde a la frecuencia resonante. La composición del terreno entre la zona del disparo y las estructuras cercanas influyen gran medida a la frecuencia y el tamaño de las ondas vibratorias.

Un factor de la frecuencia y desplazamiento de la onda vibratoria es la potencia del suelo entre la zona de disparo y las estructuras cercanas. En ocasiones lugares con una gruesa capa de suelo ha producido niveles de vibración hasta 10 veces mayor que zonas con una ligera capa de suelo sobre roca. La onda superficial se intensifica.

A medida que se aleja del disparo las altas frecuencias disminuyen mientras empiezan a predominar las bajas frecuencias. El intervalo de retardo que se utiliza entre taladros puede causar la amplificación de las frecuencias cuando la onda de detonación de cada

taladro alcanza a la onda superficial en un determinado momento. Esto se conoce como interferencia constructiva.

Asimismo, el secuenciamiento permite la eliminación de frecuencias mediante la interferencia destructiva y de esta forma se puede controlar la vibración. La frecuencia de vibración en un rango de 3-15 Hz puede causar daño a unos niveles relativamente bajos de PPV. A medida que la frecuencia se incrementa el efecto de las vibraciones en estructuras residenciales no es significativo ya que la frecuencia de la onda vibratoria es diferente a la frecuencia resonante de la estructura (Léon, 2014).

2.2.10 Propiedades de la roca

Se puede mencionar que la brecha andesítica se presenta como roca dura de alta resistencia a la compresión y altos módulos elásticos, mientras que la roca volcánica se presenta como roca competente.

Cuando una muestra de roca sólida es sometida a grandes esfuerzos lo más seguro es que la roca sea fallada; estas fallas dependerán del estado de esfuerzos, del tipo del material y de la geometría de la muestra. También, la historia de los esfuerzos del espécimen puede ser de gran importancia. Las técnicas sugeridas para determinar la deformabilidad, resistencia y las constantes elásticas son dadas por la ISRM (Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas) (Galvis, Ochoa, Arguello Fuentes, Carvajal Jiménez, & Calderón Carrillo, 2011).

De la teoría de propagación de ondas se obtiene la relación entre la velocidad de propagación y las constantes elásticas. La Velocidad de propagación depende directamente de la calidad del macizo rocoso, siendo función del módulo de young (que caracteriza la elasticidad del material), la densidad de la roca y el coeficiente de poisson (que es una medida de la fragilidad del material) (Léon, 2014).

2.2.11 Vibraciones producto de la voladura

Uno de los principales factores a estudiar y a evaluar será el análisis de monitoreo de vibraciones y la respuesta de la roca a dicha vibración y para las vibraciones en operaciones mineras son provocadas por el repentino aumento de presión en el barreno induciendo a la generación de tensiones dinámicas en la roca circundante, creando

ondas de tensión las cuales se propagan concéntricamente al taladro. La intensidad de esta onda vibratoria disminuye con la distancia, ya que la energía transmitida a la roca se debe distribuir en una superficie cada vez mayor. Las ondas sísmicas que perturban el macizo rocoso provocan un movimiento oscilatorio complejo en las partículas que lo constituyen, sacándolas de su estado de reposo y haciendo que cada una de ellas traspase energía a la próxima en forma sucesiva. En cada transmisión de energía se pierde un poco de la misma, por lo que la intensidad del movimiento disminuirá a medida que la onda se aleja de la fuente explosiva. Entonces, las partículas volverán gradualmente a su estado de reposo.

Las ondas vibratorias, dependiendo de la clase de movimiento que les confieren a las partículas, se clasifican en: ondas internas y ondas superficiales. A su vez, las ondas internas se dividen en ondas P y ondas S, mientras que las ondas superficiales se dividen en ondas R, ondas Q, ondas canal y ondas stonnelly. El movimiento generado en el macizo nace de la combinación de todos estos tipos de ondas. Se describen a continuación las ondas de cuerpo, de mayor relevancia en voladura realizada en tajeos (*Sanchidrián & Muñiz, 2000*).

2.2.12 Generación de ondas sísmicas por voladuras.

La detonación de una cierta cantidad de explosivo confinada en el interior de un barreno genera una onda de choque, caracterizada por una elevación súbita de la presión, que actúa sobre las paredes del barreno y se transmite a la roca circundante, inicialmente como onda de choque, y a una cierta distancia del taladro como onda de compresión. Esta onda de deformación es cilíndrica, en el caso de carga cilíndrica distribuida en el barreno, o esférica, en caso de carga puntual o esférica, aunque a considerable distancia del barreno con relación a su longitud puede considerarse la explosión reducida a un punto y en consecuencia la onda de propagación como esférica. La compresión soportada por el elemento material será, pues, función inversa del cuadrado de la distancia.

En el contorno del barreno se puede considerar tres zonas, en función de la magnitud de la presión de la onda de choque, elaborar este análisis es necesario conocer los diferentes tipos de ondas y como éstas se comportan en el macizo rocoso (*Sanchidrián & Muñiz, 2000*).

Al detonar una carga explosiva el frente de la onda de choque generado se propaga en forma esférica al comienzo y cónica después, transfiriéndole una energía vibracional al macizo rocoso. En un buen diseño de voladura la mayoría de la energía liberada se consume en fragmentar la roca y sólo una pequeña parte se convierte en vibraciones, produciendo movimiento en el terreno o sobre-presión de aire (*Sanchidrián & Muñiz, 2000*).

- **La zona más inmediata al taladro**, donde la presión de la onda de choque es superior a la resistencia a compresión de la roca, originando su pulverización, lo que produce el consiguiente amortiguamiento de la onda de choque por el elevado consumo de energía.
- **La zona de deformación plástica**, aquí la presión de la onda de choque no excede la resistencia a compresión de la roca, pero sí el límite elástico, produciéndose básicamente deformaciones permanentes.
- **La zona elástica**, se extiende indefinidamente a partir de la anterior. En esta zona los esfuerzos no superan el límite elástico a compresión del material, lo que hace que éste tenga un comportamiento elástico, aunque también en ella se producen algunas fracturas radiales como consecuencia de esfuerzos de tracción (Blas, 2002).

2.2.13 Tipos de ondas

Se puede considerar, a efecto de las vibraciones en voladuras, sólo nos interesa la propagación de ondas en la zona exterior o elástica en torno al taladro, y dentro de ellas las únicas ondas significativas que se transmiten resultan ser ondas elásticas de baja energía (Blas, 2002). Esencialmente se puede clasificar los distintos tipos de ondas elásticas en dos grupos:

- **Ondas internas**, denominadas así porque se propagan por el interior de la masa rocosa. Dentro de las cuales se encuentran:

Ondas longitudinales, de compresión o principales (Ondas P).

Es la onda que viaja a mayor velocidad, deformando volumétricamente la roca en la dirección de su propagación. A manera de ilustrar el movimiento que experimentan las partículas dentro de la onda P.

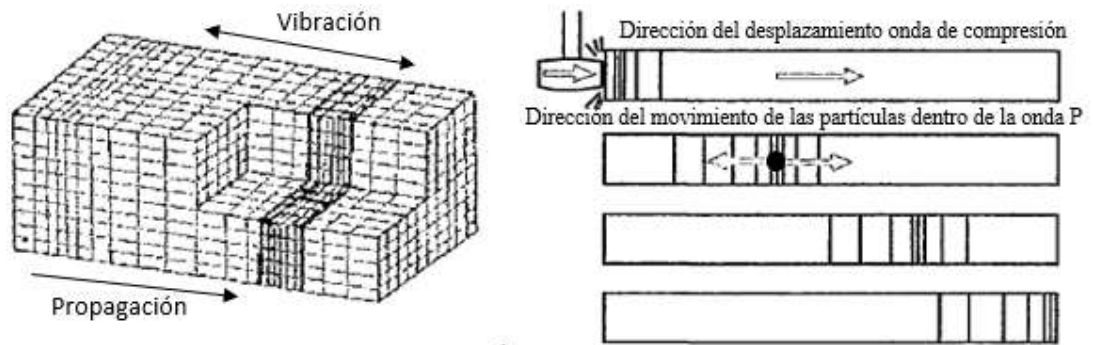


Figura 8. Movimiento de las partículas dentro de la onda P.
Fuente: Blas, 2000.

Ondas transversales, de cizalladura o secundarias (Ondas S).

Tras la onda P, se propaga la onda S. Esta onda provoca una deformación en la masa rocosa perpendicular (transversal) a la dirección de su propagación, sin modificar el volumen de los materiales a su paso.

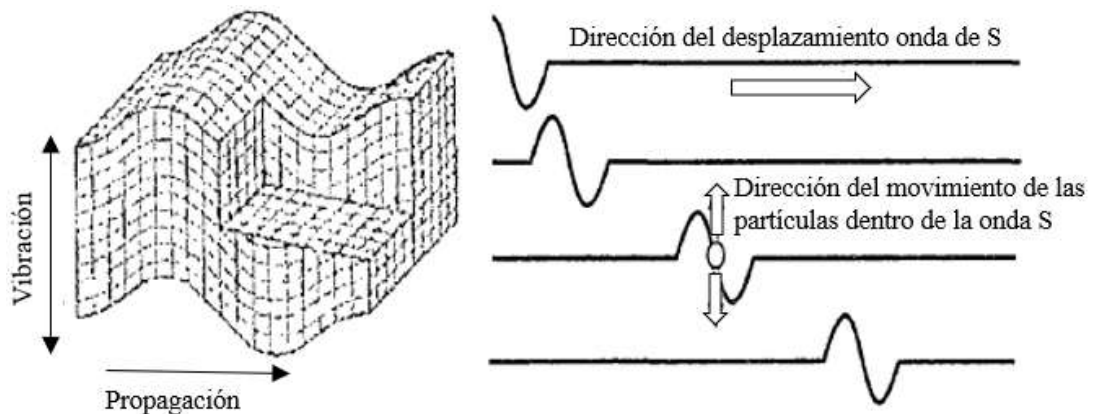


Figura 9. Movimiento de las partículas dentro de la onda S.
Fuente: Blas 2000.

- **Ondas de superficie**, denominadas así porque viajan por la interface de dos medios (por ejemplo, la superficie del terreno, que separa la roca del aire). De éstas, las más importantes son:

Onda rayleigh (ondas R): Fueron llamadas así en honor a rayleigh, que fue el primero en estudiarlas. Su velocidad de propagación es aproximadamente 90% de las ondas S, además cuenta con mayores amplitudes y longitudes que las ondas P y S.

Onda love (ondas L): Otro tipo de ondas superficiales son las ondas love, cuyo tipo de oscilación es semejante al de las rayleigh, elíptica, pero en un plano horizontal. Su velocidad es similar a la de las ondas Rayleigh. La onda P es la de mayor velocidad, considerablemente superior a la velocidad de la onda S (50 a 60

% de la velocidad de la onda P); ésta a su vez, es ligeramente más rápida que la onda R (aproximadamente 90% de la velocidad de la onda S). La velocidad de las ondas P varía desde unos 1500 hasta algo más de 6000 m/s para la mayoría de rocas; si la roca está meteorizada o muy fisurada, ésta puede ser menor; en suelos, la velocidad está entre 150 y unos 1300 m/s (*Sanchidrián & Muñiz, 2000*).

2.2.14 Atenuación de ondas en el macizo rocoso

La amplitud de una onda se ve atenuada a medida que ésta se propaga a través del macizo rocoso, (*Barkan 1962*). Se pueden distinguir dos tipos de atenuaciones:

- **Atenuación geométrica:** En medios homogéneos, elásticos e isotrópicos, la amplitud de una onda vibracional disminuye a medida que avanza a través del macizo rocoso, según *Barkan (1962)*. La fórmula para calcular el factor de atenuación geométrico es la siguiente:

$$FAG = 1 / R^n$$

Donde:

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción (m).

n = Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

- **Atenuación inelástica:** Debido a que el macizo rocoso no se comporta como un medio homogéneo, elástico e isotrópico, las ondas al encontrarse con estructuras inelásticas, pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca. El factor de atenuación inelástica, según *Barkan (1962)*, está definido por:

$$FAI = e - IR$$

Donde:

I = Coeficiente de atenuación.

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el punto de recepción (m).

2.2.15 Variables que determinan las vibraciones en voladura.

Las variables que influyen en las características de las vibraciones producidas en el macizo rocoso, son principalmente las mismas que determinan la eficiencia de la voladura y se pueden dividir en dos grupos:

- **Variables controlables:** En este caso las variables que tiene una mayor significancia son la cantidad de carga explosiva por retardo, tipo y distribución del explosivo,

tiempos de cada retardo y el confinamiento de la carga explosiva.

- No controlables por el operador: Dentro de esta categoría se encuentra la superficie del terreno, el viento y las condiciones climáticas, pero la de mayor importancia es la ubicación de la voladura.

2.2.16 Normativas para el control de vibraciones

En los países desarrollados aplican las normas según el tipo de estructuras, lo cual esto facilita a que las empresas mineras ubicadas en esos países puedan saber si sus voladuras en esa área generan daño a las estructuras. las que destacan más son la normativa DIN 4150 y la normativa española UNE 22-381-93 y entre otros más. Estos valores de vibración registrados en terreno se comparan entonces con los valores máximos admisibles propuestos por dichos criterios a fin de verificar si son o no causal de daño a estructuras.

- **Normativas peruanas de vibraciones (Guía ambiental para P&V)**

La normativa peruana de vibraciones está basada en la Guía Ambiental para perforación y voladura en operaciones mineras. Dándonos la tabla inferior como nuestro limite máximos de vibración en función de la distancia.

Tabla 9. Normativa peruana de vibraciones.

| Distancia (D) desde el área de voladura en pies | Velocidad de partícula pico máxima permitida (Vmax) para vibraciones de tierra en pulgadas/segundo | Factor de distancia a escala por aplicación sin monitoreo sísmico |
|--|---|--|
| 0 a 300 | 1.25 | 50 |
| 301 a 5000 | 1 | 50 |
| 5001 a mas | 0.75 | 50 |

Fuente: Guía ambiental para la perforación y voladuras en operaciones mineras dirección general de asuntos ambientales Perú.

- **Normativas internacionales**

Los países desarrollados siempre han tratado de tener el mejor control de vibraciones en sus operaciones para evitar problemáticas ambientales.

Tabla 10. Normatividad internacional en el manejo de voladuras.

| País de procedencia | Nombre de reglamentación | Fecha de expedición |
|----------------------------|---------------------------------|----------------------------|
| Alemania* | DIN 4150 | 1975 |
| Brasil | CETESB D7.013 | 1998 |
| Escocia | PAN50 | 2000 |

| | | |
|---------------|----------------------|------|
| EEUU- Federal | USBM RI8507 | 1980 |
| EEUU- Federal | OSM817.67 | 1983 |
| España | UNE 22-381-93 | 1993 |
| Francia | Recomendaciones GFEE | 2001 |
| Internacional | ISO 4866 | 1990 |
| Italia | UNI 9916 | 1991 |
| Nueva Zelanda | NZS 4403 | 1976 |
| Portugal | NP 4403 | 1983 |
| Reino Unido | BSI 6472 | 1992 |
| Reino Unido | BSI 7385 | 1993 |
| Sueca | SS 460 48 46 | 1991 |
| Suiza | SN 640 312a | 1992 |

Fuente: Guía ambiental para la perforación y voladuras en operaciones mineras dirección general de asuntos ambientales Perú.

2.2.17 Monitoreo de vibraciones

El empleo adecuado del monitoreo de vibraciones producto de voladuras es una técnica que provee múltiples ventajas en términos de poder examinar en detalle el proceso de voladura. En efecto, la medición de los niveles de velocidad de partículas que provoca la detonación de cada carga explosiva, es un medio a través del cual es posible conocer su eficiencia relativa, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el rendimiento general del diseño. Otro aporte importante del empleo de esta tecnología es el de obtener niveles de velocidad de partícula absolutos para cada una de la carga.

Estos valores son de importancia en lo que respecta a estudiar la eficiencia de un grupo de cargas, que al ser similares deben producir en el punto de medición un nivel equivalente. Por otro lado, provee de información valiosa para evaluar el daño potencial que esa vibración puede producir.

Lo indicado será posible sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención en aspectos tales como: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores, según como el instrumento empleado como captador y analizador de la onda ha sido configurado para la medición, particularmente en relación a la resolución del tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis.

Usualmente se emplean geófonos en arreglos biaxiales o triaxiales a diferentes distancias según el tipo de voladuras monitoreadas. La señal detectada por estos

geófonos es transmitida por cable hasta un equipo que la recibe. La información recolectada es grabada en archivos digitales, los que posteriormente son analizados para identificar los aspectos de la señal que dan cuenta de las características de la voladura (CINTEX, 2005).

2.2.18 Análisis de la onda vibracional producto de la voladura.

La señal vibracional producida por la voladura consiste en un número discreto de paquetes de ondas. Cada uno de estos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo. La primera etapa en el análisis de la señal es determinar qué carga representa cada paquete de vibración. De ello depende la capacidad de determinar la diferencia entre la detonación real y la secuencia diseñada.

La forma y amplitud de un paquete de vibración da a conocer la efectividad relativa de la detonación de las cargas en una voladura. La amplitud de vibración es una medición de la energía transferida por el explosivo al macizo rocoso.

Al analizar un registro de vibraciones se pueden identificar anomalías en la voladura cuya información puede ser utilizada para dar respuesta a alguno de los resultados de esta o para optimizarla posteriormente. Se debe tener en cuenta, a la hora de analizar el registro, que una onda presentará niveles vibracionales altos o bajos dependiendo de variables que son características de cada voladura como: el tiempo de detonación y cantidad de explosivo asociado a cada retardo, la geometría del diseño, la distancia entre la voladura y los sensores (CINTEX, 2005).

Las situaciones anómalas que podrían encontrarse dentro de un sismograma son:

- Confinamiento elevado: En este caso uno o más taladros están trabajando contra un volumen de roca muy grande, lo que genera altas velocidades de partícula debido a que gran parte de la energía liberada en la detonación se transfiere al macizo rocoso en forma de vibraciones (Garrido, 2007).
- Superposición de ondas: Se observará un peak alto en un determinado retardo debido al acoplamiento de dos o más cargas. Esto ocurre porque la vibración generada por la detonación de un taladro no se atenúa completamente antes de que salga el taladro siguiente, generando una superposición aditiva de vibraciones que se ve reflejada en una velocidad de partícula mayor a lo esperado (Garrido, 2007).

- Iniciación por simpatía: Este fenómeno ocurre cuando la detonación de un taladro asociada a un retardo determinado induce la iniciación anticipada de cargas que se encuentran en taladros cercanos y que tenían retardos diferentes. Esta situación se puede identificar por la presencia de un solo paquete de ondas en el lugar en que se debería encontrar dos o más pulsos separados, según los respectivos tiempos de retardo (Garrido, 2007).
- Detonación con baja eficiencia: Existen varias causas que producen esta situación, algunas de las cuales son: taladros con burden y/o espaciamentos muy pequeños, cargas con algún grado de insensibilización, proyección del material del taco, etc. En estos casos se registran niveles de velocidad de partícula bastante más bajos que lo esperado. El caso extremo de este fenómeno es la ausencia de detonación, que en el registro se identifica por la falta del pulso correspondiente al retardo (Léon, 2014).

Además, con la ayuda del software de análisis respectivo, es posible determinar y calcular las siguientes propiedades de las vibraciones:

- Tiempo real de detonación de una o más cargas.
- Velocidad de partículas de cada paquete de ondas.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas, detonación de cargas por simpatía.
- Análisis de frecuencia.
- Cálculo del registro de aceleración de partículas.
- Cálculo del desplazamiento de las partículas de roca.

La medición de la duración media de los paquetes de onda es útil para determinar el retardo que debe existir entre los disparos sucesivos, con el objeto de que no haya superposición de vibraciones. Por otro lado, la frecuencia o frecuencias dominantes dan a conocer la peligrosidad de la resonancia de las vibraciones al encontrarse con estructuras. Con estos datos y otras consideraciones, que son particulares de cada voladura, se puede calcular la carga por retardo necesario para no sobrepasar el nivel establecido de vibraciones. O, en forma análoga, variar la secuencia de salida del disparo para obtener vibraciones de mayor frecuencia que son menos dañinas.

El problema con las bajas frecuencias es que la frecuencia principal del movimiento de la onda vibracional puede ser de igual orden que la frecuencia natural del macizo,

por lo que el movimiento se amplificará y las deformaciones serán mayores. Para un mismo nivel de velocidad de partícula, frecuencias más bajas implican mayores desplazamientos que frecuencias más altas (Léon, 2014).

2.2.19 Daño inducido por voladuras

Las primeras investigaciones respecto de los límites de seguridad para vibraciones tenían su principal deficiencia en la definición de la palabra daño, o por la inexistencia de una definición. Los primeros que enunciaron definiciones más precisas al respecto fueron los canadienses *Edwards* y *Northwood* en 1960, quienes especificaron lo siguiente:

- Límite de daño: "Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque, desplazamiento de objetos sueltos".
- Daño menor: "Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura, por ejemplo: quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería".
- Daño mayor: "Sería debilitación de la estructura, por ejemplo: grandes fisuras, movimiento de cimientos, debilitamiento de la estructura".

El daño asociado a la voladura se define como "toda fragmentación de la roca, activación y/o generación de fracturas que degrade la calidad geotécnica del macizo rocoso y que afecta el rendimiento de las operaciones. Puede ser generado por un mal diseño de la voladura o una mala implementación del mismo." Generalmente el daño a la roca vecina a la voladura se produce por una mala distribución de la energía explosiva y un inadecuado control sobre la secuencia de iniciación de la voladura.

El daño es causado por tres mecanismos principales: la generación de nuevas grietas en la roca una vez que se supera la velocidad crítica de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases y, finalmente, la desestabilización de bloques o cuñas, debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos es importante mencionar que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 (m) del límite de la voladura), mientras que el último fenómeno puede ocurrir en el campo lejano (> 50 m) (Catasús, 2004).

2.2.20 Estimación de la velocidad pico de partícula crítica

(Catasús, 2004), Los altos niveles de vibración, pueden dañar al macizo rocoso, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

Con bajos niveles de vibración, tales como los presentes a grandes distancias de las voladuras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir un fracturamiento del macizo rocoso. A menores distancias, las vibraciones son suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevo fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, sin embargo, los niveles de vibración son lo suficientemente altos como para afectar a la matriz de roca y producir diferentes grados de fracturamiento a su alrededor.

La velocidad vibracional de las partículas, frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula y deformación de partícula, válido esto para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, en donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada esta relación con la deformación, es que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado:

$$\varepsilon = PPV / V_p$$

Donde:

ε = Deformación inducida.

PPV = Velocidad pico partícula.

V_p = Velocidad de la onda de compresión.

Esta ecuación supone una elasticidad lineal de la roca a través de la cual la vibración está propagándose y hace una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida.

De la ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico de la roca.

$$PPV_c = (\sigma_t * V_p) / E$$

Donde:

PPVc = Velocidad pico partícula máxima Crítica.

σ = Resistencia a la compresión o tracción.

Vp = Velocidad de la onda de compresión o propagación de la onda P.

E = Modulo de Young.

En función de los antecedentes proporcionados a APS blastronic por diferentes Minas, se empleó la ecuación anterior para estimar en primera aproximación la Velocidad de Partícula Máxima o Crítica para algunos tipos de roca más frecuentes. En la tabla siguiente, se resume los datos y el valor calculado para los tipos de roca analizados.

Tabla 11. Estimación de la velocidad de partícula critica teórica en distintos tipos de rocas.

| Tipo de roca | Resistencia a la tracción | Velocidad de onda P (m/s) | Módulo de Young (Gpa) | Velocidad de partícula critica (mm/s) |
|--------------|---------------------------|---------------------------|-----------------------|---------------------------------------|
| Cuarzo-1 | 14.6 | 5102 | 55.5 | 1286 |
| Brecha-1 | 7.3 | 4298 | 30.2 | 1037 |
| Milonita | 1.9 | 2940 | 14.6 | 380 |
| Ox-1 | 6.7 | 4373 | 35.2 | 836 |
| Ox-2 | 7.2 | 4804 | 44.4 | 774 |
| Cuarzo-2 | 8.4 | 4207 | 42.7 | 823 |
| Brecha-2 | 3.9 | 4041 | 39.3 | 401 |
| Andesita-1 | 14.9 | 4975 | 67.3 | 1100 |
| Dionita | 13.2 | 4650 | 48.6 | 1260 |
| Brecha-3 | 11.3 | 4650 | 58.3 | 900 |
| Porfido-1 | 6.7 | 3829 | 31.2 | 823 |
| Porfido-2 | 5.1 | 3661 | 46.6 | 401 |

Fuente: APS blastrocnics.

Finalmente, se estima que un nivel equivalente a la cuarta parte, es decir el 25% del valor de PPVc, es suficiente para iniciar extensión de fracturas preexistentes. Se sugiere ocupar este nivel de ¼ PPVc, como límite conservador y a partir del cual se deben controlar los diseños de carguío para que las voladuras no ocasionen daño al macizo rocoso.

Tabla 12: Criterio de daño según *Cameron Mckenzie*.

| CRITERIO DE DAÑO | TIPO DE DAÑO |
|----------------------------|---|
| Mayor a 4 * VPPcritico | Intenso fracturamiento |
| Mayor a 1 * VPPcritico | Creación de nuevas fracturas |
| Mayor a 1 / 4 * VPPcritico | Leve propagación fracturas pre-existentes |

Fuente: Famesa explosivos.

2.2.21 Análisis de modelos predictivos en voladuras

2.2.21.1 Modelamiento de cargas explosivas

Uno de los temas importantes dentro de la formulación y aplicación de un modelo predictivo en voladura se sustenta en la forma en que trabajan las cargas explosivas, lo que determina la posterior predicción de vibraciones, energía, fragmentación y otros efectos desarrollados por la voladura (*Duvall & Devine, 1963*).

Desde este punto de vista existen dos formas básicas de modelar una carga explosiva en base a la geometría de ésta y su disposición con respecto al punto de monitoreo: cargas concentradas o esféricas y cargas de geometría cilíndrica.

i.- Modelamiento de cargas concentradas: Corresponde utilizarlo cuando el largo de la columna explosiva es menor o igual a 6 veces el diámetro de la carga y/o cuando el punto de monitoreo se encuentra relativamente lejos del punto de detonación. Para este tipo de modelamiento es conveniente utilizar un ajuste cúbico de los datos obtenidos en terreno (*Duvall & Devine, 1963*).

ii.- Modelamiento de cargas cilíndricas: Esta forma de modelamiento es correctamente utilizado si el largo de la columna de explosivo es a lo menos 6 veces mayor que el diámetro de ésta y/o cuando el lugar de monitoreo se encuentra relativamente cercano al punto en donde se lleva a cabo la detonación. El ajuste recomendado para este tipo de modelamiento es el cuadrático, según estudios realizados por Devine (1963), *Devine y Duvall (1963)* y otros autores que han desarrollado análisis de vibraciones en campo lejano (*Duvall & Devine, 1963*).

2.2.21.2 Modelo EED (*Energy explosive distribution*)

Este modelo busca determinar la concentración estática y dinámica de energía presente en un punto determinado por efecto de la voladura. Para esto, utiliza un volumen esférico de roca centrado en una pequeñísima porción de explosivo, como muestra la figura 10.

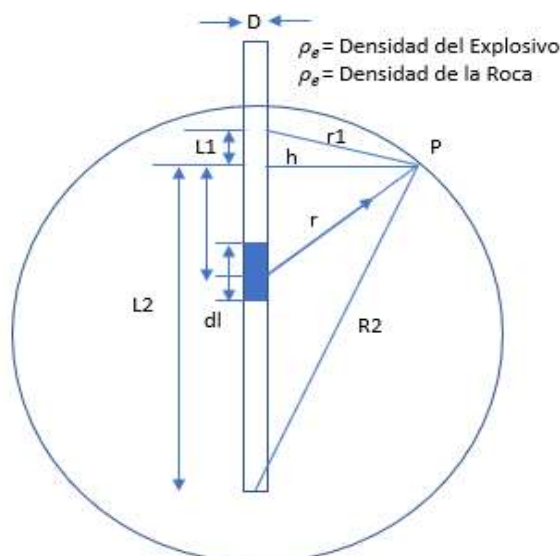


Figura 10. Esquema modelo distribución de la energía del explosivo.
Fuente: EXSA.

- **Condiciones de borde:** En el caso que se requiera calcular la energía estática en un punto los datos necesarios son los siguientes:
 - Diámetro y longitud de la columna explosiva (m).
 - Densidad del explosivo (kg/m³).
 - Densidad de la roca (kg/m³).
 - Distancia entre el punto de interés y la carga (m).
 - Potencia relativa en peso del explosivo con respecto al ANFO.

Para el caso de la energía dinámica, interactúan las mismas variables, pero se le suma el factor tiempo que está representado por:

 - Secuencia de salida.
 - Tiempo de acoplamiento (ms).
- **Supuestos:**
 - Un macizo rocoso homogéneo e isótropo.
 - Se asume una detonación instantánea de las cargas.
 - Todas las cargas afectan al mismo volumen de roca, que corresponde al volumen inicial.
 - Detonación ideal de las cargas, lo que significa que la energía teórica es igual a la energía útil del explosivo.
- **Restricciones:**
 - No se consideran las características geoestructurales del macizo rocoso, lo que sesga el análisis en base a los datos obtenidos del modelo.

- El modelo estático no es aplicable a la hora de comparar disparos con tiempos de duración muy distintos, debido a que se asume una detonación instantánea de las cargas.
- Se debe hacer un estudio de tiempo de acoplamiento de cargas para cada roca y explosivo.

2.2.22 Modelos de vibraciones

Actualmente se considera a la velocidad pico de partícula como un indicador del potencial de daño asociado a una vibración sísmica. Es por esto que se han creado modelos que estiman el comportamiento de la velocidad de partícula bajo ciertas condiciones especiales de voladura.

$$V_{pp} = K * \left(\frac{D}{\sqrt{W}}\right)^{-\alpha}$$

Básicamente son expresiones que relacionan tres variables:

V_{pp} = Velocidad de la partícula.

W = Carga máxima por retardo (Kg).

D = Distancia escalar (m/Kg)

K = Factor de amplitud.

α = Factor de atenuación.

La expresión $(D/Q \alpha)$ es conocida como distancia escalar y busca relacionar los niveles de vibración generados a diferentes distancias y para diferentes cantidades del mismo explosivo. Una de las formas más frecuente de representar el comportamiento de las vibraciones es a través de un gráfico de velocidad de partícula versus distancia escalar.

Para determinar el valor de las constantes se realizan ensayos midiendo la vibración que producen cargas explosivas conocidas a una distancia conocida. El ajuste computacional de los datos obtenidos permite obtener K , α y β , junto con otros dos parámetros que muestran la precisión del ajuste: el coeficiente de correlación y la desviación estándar. Un coeficiente de correlación cercano a uno indica que el fenómeno corresponde al modelo aplicado.

Por otro lado, el modelo resultante da un nivel medio de vibraciones de manera que el 50% de los datos están por encima y la otra mitad por debajo. Para obtener un modelo de mayor confiabilidad se debe utilizar la desviación estándar para elaborar otro modelo alternativo con otro valor de K.

En general, se puede decir que las vibraciones en el campo cercano están más frecuentemente influenciadas por el diámetro del taladro que por la longitud de la carga. Esto se debe a que si variamos el diámetro cambia el peso de explosivo que reacciona por unidad de tiempo, lo que no ocurre cuando sólo se cambia la longitud de la carga.

Una de las ventajas de determinar la velocidad de partícula producto de la voladura es la posibilidad de desarrollar un criterio de daño que se ajuste a cada faena en particular, desde el punto de vista de las características del macizo rocoso, de los explosivos utilizados, los diseños aplicados y las instalaciones afectadas. A continuación, se presentan dos de los modelos más utilizados para estimar las vibraciones producidas por voladuras (Catasús, 2004).

2.2.22.1 Modelo de devine

Nace como resultado de una investigación hecha por el USBM (United State Bureau of Mine) en 1966, la cual consistió en registrar las componentes vertical, radial y transversal de la velocidad de partícula, en ensayos donde se realizaban 5 mediciones a diferentes distancias de la fuente y las cuales variaban entre 145 a 3 170 (pies). Se controlaron 39 voladuras en canteras, de las cuales 12 fueron instantáneas, 5 con retardo taladro a taladro usando detonadores de milisegundos y 22 con retardos múltiples por taladro. La cantidad de explosivo por taladro varió desde 3,6 a 680 (kg) y la carga por retardo, incluyendo las voladuras instantáneas, varió desde 11 a 2 095 (kg) (Instituto Geológico y Minero de España, 1993).

Las ciudades donde se realizaron las pruebas fueron Iowa, New York, Ohio, Washington DC y Virginia, de modo que los tipos de rocas en los cuales se efectuaron las mediciones fueron muy variados.

El instrumental usado en esta investigación consistía en un medidor de velocidad de partículas, un amplificador y un oscilógrafo de escritura directa de 36 canales. Para cada estación de medición los sensores fueron montados sobre plataformas fijadas en los costados, en el fondo y en cajas de aluminio al interior de perforaciones realizadas.

Un análisis estadístico de la información obtenida en terreno dio a conocer que las componentes vertical, radial y transversal de la velocidad de partícula pueden ser determinadas a través de la siguiente fórmula (Instituto Geológico y Minero de España, 1993).

$$V = H(D/W^{0.5})^{-\beta}$$

- **Condiciones de borde:**

Las variables que utiliza este modelo para estimar la velocidad de partícula de la onda vibracional, son las siguientes:

- D: distancia desde el sensor al sector de la voladura (m).
- W: cantidad de explosivo por retardo (kg).
- H y β : Constantes, propiedad de la roca determinada insitu (adimensional).

- **Supuestos:**

- Las cargas explosivas se consideran de geometría cilíndricas.
- Cargas 100% acopladas.

- **Restricciones:**

- El modelo tiene validez en el campo medio - lejano, recomendable para distancias mayores a dos o tres veces la longitud de la carga.
- No es recomendable utilizar el modelo en macizos altamente fracturados y con estructuras predominantes.
- No se considera la secuencia de salida de los taladros ni la efectividad de los retardos.

2.2.22.2 Modelo de *Holmberg y Persson*

En este caso la columna de explosivo es dividida en una serie de cargas infinitesimales, cada una de una longitud dx , siendo q el peso por unidad de longitud de cada una de ellas. Entonces, el peso total de cada porción de explosivo, estará representado como:

$$W = q \times dx$$

La ecuación general para la velocidad de partícula, como se dijo anteriormente, se encuentra en función del peso de la carga total (W) y la distancia (R) desde el centro de una carga esférica al punto en que se desea saber la velocidad. Por lo tanto (Persson & Holmberg, 1993).

$$V = K \left(\frac{W^\alpha}{R^\beta} \right)$$

$$R = [(r - r_o)^2 + (x - x_o)^2]$$

Por lo que la diferencial de la velocidad está definida como:

$$dV = K \cdot q \cdot dx [(r - r_o)^2 + (x - x_o)^2]^{-\beta}$$

Como interesa saber el efecto global de la columna explosiva sobre el punto P, se desestima la diferencia de tiempo en el arribo de las vibraciones generadas por las distintas porciones de explosivo. Además, se utiliza la amplitud pico de las vibraciones sin considerar la dirección de llegada al punto.

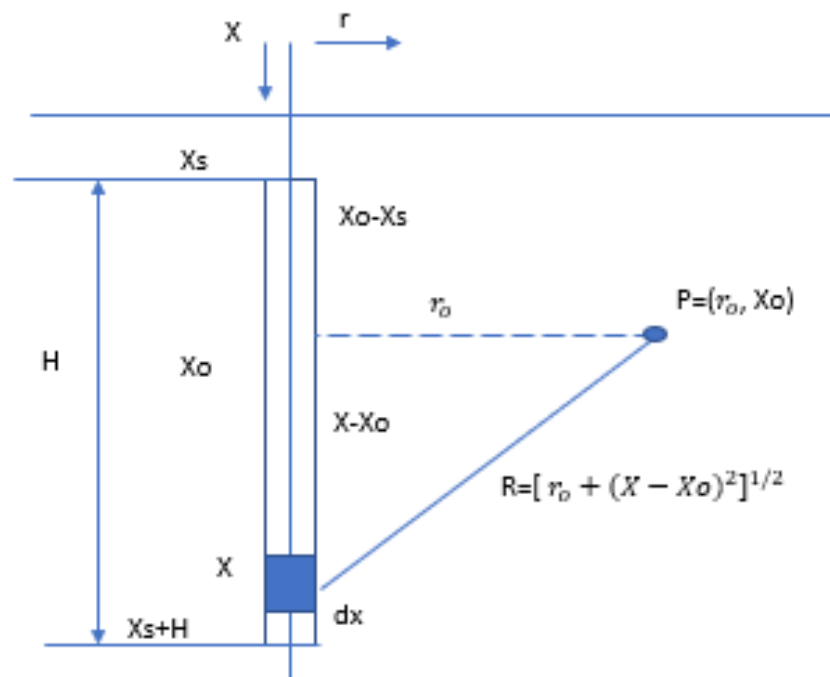


Figura 11. Esquema modelo Holmberg y Persson.
Fuente: EXSA.

De este modo, la velocidad se puede calcular a través de la integración de la fórmula anterior, tomando como límites de integración: X_s (fondo del taco) y X_s + H (fondo

de la columna explosiva). Si bien se puede evaluar para cualquier valor que tome α y β , se considera uno de los casos especiales de la ecuación general que mejor se aplica a este modelo, en donde: (Persson & Holmberg, 1993).

$$V = K \left(\frac{R}{W^{0.5}} \right)^\beta$$

De donde se tendrá que $\alpha = \beta/2$.

Por lo tanto, la ecuación de velocidad peak de partícula, según el modelo sueco será:

$$PPV = K \left[\left(\frac{q}{Ro} \right) \left\{ \arctan \left(\frac{H + Xs + Xo}{Ro} \right) + \left(\frac{Xo + Xs}{Ro} \right) \right\} \right]^\alpha$$

La ecuación anterior se puede simplificar en:

$$PPV = K(F\&P)^\alpha$$

Donde:

q = Densidad lineal de carga (kg).

Ro = Distancia de medición, desde la carga (m).

H = Longitud de carga (m).

Xs = Longitud de taco (m).

Xo = Profundidad de medición (m).

K = Factor de velocidad.

α = Factor de decaimiento o atenuación.

• **Condiciones de borde:**

Para determinar el nivel pico de energía asociado a una voladura en particular, en base a este modelo, se necesita el valor de los siguientes parámetros:

- Factor de velocidad (K).
- Distancia existente entre el punto de interés y la carga explosiva (m).
- Longitud de la columna explosiva (m).
- Concentración lineal de carga (q) (kg/m).
- Constante de atenuación de la roca (a).

• **Supuestos:**

- La formulación de este modelo se basa en las siguientes suposiciones.
- Considera que la velocidad de detonación del explosivo es infinita.
- Supone la columna explosiva como una línea continua de pequeñas cargas puntuales (modelamiento cilíndrico).

- Supone que la velocidad pico de partícula, asociada a cada elemento de carga, es numéricamente aditiva.
- No se considera la velocidad de partícula como vector.
- **Restricciones:**
 - No considera el tamaño de la voladura.
 - Se obvia la influencia de los retardos y la secuencia de iniciación sobre las vibraciones.
 - No se contempla el grado de confinamiento del explosivo dentro del taladro ni el acoplamiento.

2.2.22.3 Comparación entre los modelos de campo cercano y lejano

Para el modelamiento en el campo cercano, se requieren primero de datos vibracionales adquiridos lo más cercano posibles a una carga explosiva típica, con geófonos o acelerómetros de un alto rango dinámico de respuesta.

Por otra parte, en el proceso de análisis, se considera la carga explosiva en forma distribuida, tomando especial importancia los aspectos geométricos y de distancia a la carga, longitud del taco, densidad lineal del explosivo, etc., a diferencia del modelamiento tradicional con Devine que utiliza una sola distancia para el total de la carga explosiva, es decir, ésta como concentrada en un punto, consideración válida para distancias de más de 2 ó 3 veces la longitud de la carga explosiva.

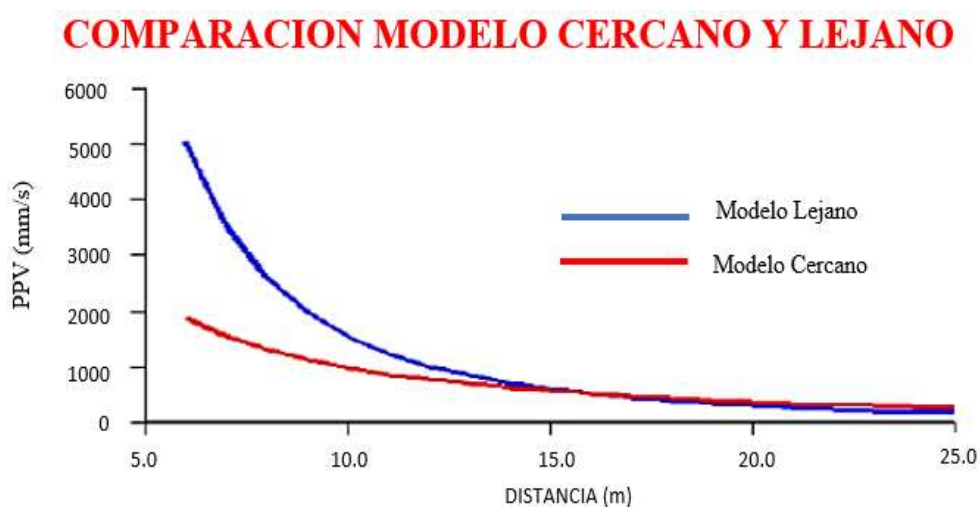


Figura 12. Comparación entre los modelos de campo cercano y lejano.
Fuente: APS blastrocnics.

Debido justamente a esa diferencia de considerar la carga explosiva distribuida (Modelo Cercano de *Holmberg & Persson*) y la carga concentrada en un punto (Modelo Devine), es que ambos modelos difieren fuertemente en el área más cercana a la carga explosiva, produciéndose por parte del modelo devine una sobre estimación de las velocidades de partícula, como se puede apreciar en la gráfica anterior APS blastrocnics.

2.3 Definiciones conceptuales

Factor de acoplamiento

Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo.

Ratio de perforación

Es el indicador que mide cual es la cantidad de material perforado por metro lineal, este nos indica cual es la eficiencia de la perforación diaria.

Burden

Distancia entre el taladro y la cara libre más próxima. La dureza de la roca, fracturas, explosivos utilizados y la fragmentación requerida determina la selección del burden.

Espaciamiento

Espaciamiento entre un taladro y otro taladro es perpendicular al burden y normalmente fluctúa entre 1 y 1.8 por la distancia del burden.

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.

Carga operante

Se define como la cantidad de explosivo de un taladro por el número de talados detonados en un solo tiempo en Kg.

Factor de potencia

Éste es el término usado para describir la cantidad de explosivo usado para romper una tonelada de roca, el término tiene unidades de kg/ton.

Factor de carga

Éste es el término usado para describir la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, el término tiene unidades de kg/m³.

Macizo rocoso

Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.

Perforación

Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos, o blasthole.

Voladura

De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforados en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento.

Voladura de primera etapa

Se realiza la voladura de los taladros slot para formar la cara libre.

Voladura de segunda etapa

Una vez obtenido la cara libre, se dispara los taladros zanja a fin de que se obtenga la cara libre por completo.

Voladura de tercera etapa

La última etapa consiste en disparar todos los taladros de producción y termina el proceso de voladura.

2.4 Formulación de hipótesis

2.4.1 Hipótesis general

- Las características de geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones nos permitirán optimizar el radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

2.4.2 Hipótesis específicas

- La determinación de la evaluación geomecánica nos ayudaran a determinar las características dinámicas de las rocas en taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.
- El monitoreo de vibraciones nos permitirá optimizar el radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Diseño metodológico

3.1.1 Tipo de investigación

Método explicativo - experimental, porque se organizará intencionalmente algún hecho de acuerdo a un plan para aplicarlo a uno o más grupos con el propósito de observar sus efectos.

Para nuestra investigación se desarrolló el análisis de monitoreo de vibraciones para determinar el factor de amplitud y el factor de atenuación. Por otra parte, se menciona que se usó propiedades elásticas de la roca, pero estos fueron determinados con correlaciones de *Hoek y Diederichs*, pudiendo determinarse también con ensayos de laboratorio resaltando estos últimos que son caros para realizarlos.

3.1.2 Diseño de la investigación

Descriptivo - correlacional.

Es descriptivo, porque requiere e interpreta lo que es, es decir, está relacionada a condiciones o conexiones existentes, efectos que se sienten o tendencias que se relacionan.

Es correlacional, porque busca identificar probables relaciones de influencia entre variables medidas, con la finalidad de observar la dirección o grado en que se relacionan.

3.1.3 Procedimientos de contractación de hipótesis

Para determinar los niveles de daños ocasionados al macizo rocoso se realizó la caracterización geomecánica del lugar de estudio, obtenido así el RMR y con el uso de esta clasificación geomecánica y mediante el uso de ábacos se determinaron el Q de Barton, el GSI en forma correlacional y además para calcular las propiedades elásticas de las rocas y la velocidad de la onda P, se aplicó las fórmulas de *Hoeke* y *Diederick*, Ley de *Hooke* y *Forsyth* y *Cameron Mckenzie*.

También se desarrollará en análisis de monitoreo de vibraciones en el tajeo 4100 a fin de realizar, el cálculo de la ley de atenuación del terreno basada en el modelo de Devine (1962) y poder encontrar el factor de amplitud y el factor de atenuación. Donde a partir de la geomecánica y estos últimos datos determinados se podrá determinar el radio de influencia de un taladro para lo cual se determina el nivel de vibración (mm/s).

3.2 Población y muestra

3.2.1 Población

Para el siguiente trabajo de investigación la población está constituida por tajeos listos para la voladura en las operaciones de explotación de la unidad operativa Inmaculada.

Tabla 13. Relación de tajeos de explotación en taladros largos.

| Método | Tajo |
|-----------------|---------|
| TL-Longitudinal | TJ 1100 |
| | TJ 1200 |
| | TJ 1700 |
| | TJ 1800 |
| | TJ 2100 |
| | TJ 2200 |
| | TJ 2600 |
| | TJ 2700 |
| | TJ 2800 |
| | TJ 3100 |
| | TJ 3200 |
| | TJ 4000 |
| | TJ 4100 |
| | TJ 4200 |
| | TJ 4600 |
| | TJ 5200 |
| | TJ 5800 |
| TJ 6200 | |
| TL-Transversal | TJ 5800 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.2.2 Muestra

La muestra es la parte de la población, para nuestro caso se tomarán las voladuras realizadas en los tajeos de la unidad operativa Inmaculada.

Tabla 14. Relación de tajeos de estudio.

| Método | Tajo |
|-----------------|---------|
| TL-Longitudinal | TJ4100 |
| | TJ4000 |
| | TJ 2100 |
| | TJ 2700 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.3 Operacionalización de variables

3.3.1 Variable independiente

Características de geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

3.3.2 Variable dependiente

Radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho.

Tabla 15: Operacionalización de variables.

| Variables | Dimensión | Indicadores | Items | Herramientas |
|---|--|---|---|------------------|
| 1.Variable independiente: Características de geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en voladura de taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, HochschildMin | Caracterización de roca intacta y macizo rocoso. | Propiedades físicas. | Densidad, Cohesión. Ángulo de fricción interna. | Abaco |
| | | Propiedades mecánicas. | Resistencia compresiva uniaxial. | Abaco |
| | | Índice de la calidad de roca RQD. | Método de <i>Deere</i> . | Fórmulas |
| | | Evaluación de RMR de <i>Bieniawski</i> (1989) Índice Q de Nick Barton. | Cuantificación de RMR . Correlación de RMR de <i>Bieniawski</i> y Q de Barton. | Ábacos Ábacos |

| | | | | |
|--|------------------------------|--|--|---|
| ing – Ayacucho. | | Evaluación Sistema de clasificación Q de Barton y el soporte activo. | Diseño de soporte en función con Q de Barton. | Ábacos |
| | | Sistema de clasificación GSI <i>hoek y paul marinos</i> . | Evaluación de discontinuidades y RQD para GSI. | Ábacos |
| | | Velocidad de ondas P Velocidad pico de partícula (VPP) crítica. | Instrumentos de geofísica. | Sismógrafos |
| 2. Variable dependiente. Radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho. | Radio de influencia efectiva | área de detonación calculado con los resultados análisis de vibraciones. | m ² | Formulas y análisis de los datos de monitoreo de vibraciones. |

Fuente: Autor de tesis.

3.4 Técnicas de recolección de datos

El trabajo realizado comprende el estudio de vibraciones al diseño actual de perforación y voladura, para lo cual se utilizó equipos de sismografía. La finalidad de este trabajo es obtener información sísmica de la interrelación «explosivo-roca» proporcionando una herramienta para aproximar y condiciones reales de la voladura se exige una recolección de datos de campo (monitoreos).

- **Observación del monitoreo de vibraciones in situ**

Procedimiento para realizar el registro de monitoreo de vibraciones:

- Se capacitará al personal de perforación y voladura sobre los registros de monitoreo de vibraciones que se realizará y los beneficios de estos ensayos, así como también el uso correcto de explosivos.
- Se realizará una inspección minuciosa del área donde se desarrollará las pruebas de voladuras de tajeos.

- Se deberá marcar el diseño de malla de perforación de tajeos de acuerdo a los cálculos realizados.
- Una vez culminado con la perforación, se procederá con el carguío de taladros con la cantidad de explosivo que se calculó.
- **Observación de resultado de voladura**
 - Evaluar los daños causados en el macizo rocoso.
 - Se procederá a recoger el sismógrafo y ver los registros de las vibraciones producidas por voladuras, los cuales graban las amplitudes y duración de los movimientos de la tierra, producto de dichas voladuras.

3.4.1 Instrumentos de recolección de datos

La instrumentación/ los equipos que se requerirá para medir las vibraciones inducidas por la voladura en el macizo rocoso constan de los siguientes componentes:

3.4.1.1. Transductores (sensores)

“Gran parte de las capacidades y ventajas de la técnica de monitoreo de vibraciones descansa en la habilidad para recolectar datos de vibración de buena calidad. La característica de estos datos tiene directa relación con el tipo de transductor utilizado, la técnica empleada para su instalación y orientación” (Scherpenisse, 2015). Existe una gran variedad de estos equipos disponibles en el mercado, que tienen la capacidad de medir velocidad o aceleración de partículas. Su función es convertir el movimiento físico generado durante el paso de la vibración, en una señal de voltaje equivalente, según sea su sensibilidad. En la práctica, la selección de los sensores está determinada por su precisión, costo, relación señal/ruido y la calidad de señal requerida según el análisis al cual será sometida esta última.

- **Geófonos**

Son transductores electromagnéticos que emiten una tensión eléctrica proporcional a la velocidad de partícula de la onda. Esta tensión es producida por una bobina móvil ubicada dentro del campo de un imán fijo. Son los sensores más utilizados, ya que la velocidad de partícula es la variable que se

está utilizando actualmente para relacionar las vibraciones con el daño inducido por la voladura (ENAEX, 2004).



Figura 13. Sensor, Geófono.
Fuente: ENAEX 2004.

Características generales de un geófono:

- Su unidad de medida es (mm/s).
- Entregan una medición directa de velocidad.
- Miden bien el rango de 1 a 1 200 (mm/s).
- El rango de sensibilidad varía entre 0,003 a 0,041 (volt/(mm/s)).
- Su respuesta a la frecuencia varía entre 1 a 1 000 Hz.
- No son recomendables para bajas frecuencias.
- Su desplazamiento límite fluctúa entre 1 y 4 mm.
- Bajo costo (US \$ 100 aproximadamente).

• Acelerómetro

Los acelerómetros del tipo piezoeléctrico tienen alta frecuencia natural y una respuesta lineal bajo su frecuencia resonante. La señal de salida es proporcional a la aceleración, la cual debe por lo general ser amplificada previamente a su grabación. Los acelerómetros reúnen los datos especificados, por lo general son livianos, robustos, pero caros. Son más complejos de usar, ya que requieren equipamiento auxiliar como fuentes de poder y pre amplificadores, los cuales pueden inducir problemas de ruidos eléctricos significativos (ENAEX, 2004).

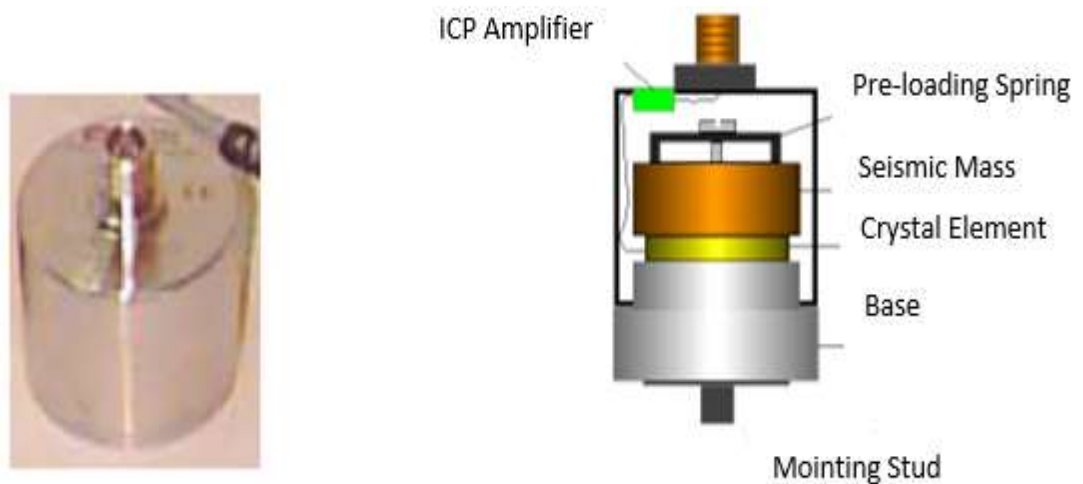


Figura 14. Acelerómetro.
Fuente: ENAEX 2004.

• Instalación de los sensores

La cantidad de información utilizable de cada registro de vibraciones depende de la ubicación y orientación de los transductores. La forma de la onda recibida es en función de:

- Propiedades del explosivo y cantidad del mismo.
- Configuración geométrica de la fuente y sensor.
- Orientación del sensor.
- Propiedades del sensor.
- Propiedades de la roca.



Figura 15. Geófono Ubicado en refugio de la caja techo.
Fuente: Autor de tesis.

- **Instalación en superficie:** Adecuada para medición en las cercanías de la carga (Campo Cercano) y de uso frecuente en mediciones lejanas de la carga (Campo Lejano).
- **Instalación al interior del macizo rocoso:** Adecuada para medición de valores absolutos en el Campo Cercano. Se utiliza principalmente en estudios de modelamiento.
- **Orientación:** Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. Se debe tener en cuenta que, en el caso de geófonos uniaxiales, estos tienen un ángulo de barrido de unos 32° aproximadamente. (Scherpenisse, 2015)

3.4.1.2 Sistema de cables

Se encargan de llevar la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.

3.4.1.3 Sismógrafo

El sismógrafo permite visualizar y amplificar las señales procedentes de los sensores. Pueden ser de muy diversos tipos: los que imprimen solamente los valores máximos sobre el papel, los continuos de papel fotográfico, los de aguja y papel térmico, los que graban señales análogas y que tienen la ventaja de permitir reproducir la señal tantas veces como sea necesario, etc.

La instrumentación está muy ligada a las características de las ondas sísmicas generadas por la voladura, así como a su comportamiento en puntos específicos. Esta instrumentación consiste en la disposición de sensores en la zona a cautelar, y entre ésta y la fuente generadora de vibración a objeto de registrar el comportamiento intermedio. El propósito que se persigue con localizaciones estratégicas de sensores es la obtención de una base de información consistente y representativa (Scherpenisse, 2015).



Figura 16. Equipo de minimate plus – Instantel.
Fuente: EXSA.

3.4.1.4 Computadora

Para poder realizar los análisis se necesitará recoger la información del sismógrafo a una computadora, por lo que deberá tener instalado el software específico para realizar el análisis de la información.

3.4.2 Parámetros e indicadores de perforación y voladura del área de estudio

A continuación, se puede observar el diseño de los parámetros de perforación y voladura que se utiliza en el lugar de estudio.

3.4.2.1 Parámetros de perforación

Parámetros se refiere a las variables fijas con las cuales trabaja la empresa en la perforación de taladros largos. Ver anexo 23,24,25,26,27 y 28.

Tabla 16. Parámetros geométricos usados para realizar la perforación.

| Parámetros | Unidad | Equipo SIMBA H1254 |
|------------------------------------|--------|-----------------------|
| Altura Promedio de bancada | m | 16 |
| Diámetro de la Broca de Producción | mm | 76 |
| Diámetro de la Broca de Rimado | mm | 127 |
| Longitud de barras de Perforación | m | 1.5 |
| Densidad del Mineral | Ton/m3 | 2.51 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.4.2.2 Indicadores de perforación

A continuación, se muestra indicadores que servirán para controlar el programa de perforación de talaros largos. Ver anexo 23,24,25,26,27 y 28.

Tabla 17: Indicadores de perforación en taladros largos.

| Parámetros | Unidad | Equipo SIMBA H1254 |
|--|---------------|--------------------------|
| Horas efectivas de operación por guardia por eq. | horas/guardia | 5.07 |
| Tiempo de Perforación | min/tal | 46.08 |
| Velocidad perforación | m/hora | 21.35 |
| Taladros por bloque o panel | tal/panel | 46 |
| Metros por Guardia | m/guardia | 108.2 |
| Taladros por Guardia | tal/guardia | 7 |
| Ratio Ton/m-Perforado (producción) | Ton/m-perf | 5.77 |
| Utilización máxima | % | 49.68% |
| Utilización Requerida | % | 41.30% |
| Disp. Mecánica | % | 85% |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.4.2.5 Indicadores de voladura

Los indicadores de voladura en taladros largos ayudaran a controlar el consumo de explosivo y la capacidad de carguío por cuadrilla. Ver anexo 23,24,25,26,27 y 28.

Tabla 18: Indicadores de voladura en taladros largos.

| Indicadores unidad ratio | Unidades | Ratio |
|--|---------------|--------|
| Horas efectivas de carguío por cuadrilla | min/tal | 10.81 |
| Horas efectivas de operación por cuadrilla | horas/guardia | 3.29 |
| N° de taladros por guardia | N° tal/panel | 15 |
| Horas efectivas de carguío por guardia | horas/panel | 2.7 |
| Velocidad de carguío y voladura | kg/hora | 92.16 |
| Capacidad de voladura | kg/Guardia | 303.39 |
| Factor de potencia | kg/ton | 0.32 |
| Capacidad de voladura | ton/Guardia | 948.09 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.5 Técnicas de procesamiento de la información

Para el análisis de datos se considera el Modelo de campo lejano y cercano-Devine, este modelo nos ayudara a determinar el modelo predictivo para medir el nivel de vibraciones. Se basa en la distancia de la voladura al punto de monitoreo, en la cantidad de explosivo detonado en un instante y las contantes determinadas por las propiedades del explosivo y la geología del terreno. El modelo es el siguiente.

$$PPV = K * \left(\frac{d}{W^{\frac{1}{2}}}\right)^{\alpha}$$

El análisis se efectúa mediante la “Ley de Atenuación de Vibración de la Partícula” integrando las variables:

- Distancia.
- Carga operante.
- Velocidad pico de la partícula.

Obteniendo la curva exponencial y la función regresión $y = k*x - \alpha$ valores:

k = factor de amplitud.

α = factor de atenuación.

Estos factores son propios de la regresión y son constantes representativas del medio geológico y del explosivo; del que se logra obtener la VPP en el entorno inmediato de la voladura interpolando estos datos con la velocidad crítica de fracturamiento de la roca, determinando el nivel de daño en la roca remanente.

Como INPUT en la tabla Excel, se utilizan los datos obtenidos en campo: carga operante, nivel de vibración y distancia; al procesarlos se determina la distancia escalar (distancia entre la raíz de la carga operante), y el vector sumas (resultado del nivel de vibración en sus tres dimensiones).

Luego se calcula el logaritmo de la distancia escalar (x) y del vector suma (y), estos valores se utilizan para realizar la gráfica de dispersión x , y ; posteriormente se ajusta a una línea de tendencia (ecuación lineal), para determinar los valores de K y alfa(α) con una confiabilidad al 50%.

En el modelo de campo lejano se obtienen diferentes valores para el coeficiente K , este depende de la confiabilidad del modelo, por esta razón se recomienda un modelo con un nivel de confiabilidad del 80% al 95%. Ver figura 30,31 y 32.

3.6 Caracterización del área de estudio

3.6.1 Unidad de estudio

El estudio se ha realizado en la Unidad Minera Inmaculada Cía. HochschildMining.

3.6.2 Descripción de la propiedad y ubicación

La propiedad de Inmaculada se localiza al sur del Perú dentro de la provincia de Parinacochas y Páucar de Sara Sara en el departamento de Ayacucho, ver figura 17.

La propiedad está situada entre los 3,900 y 4,800 msnm en el cinturón de Puquio-Caylloma y se localiza aproximadamente a 210 km Sur-Oeste del Cuzco y a unos 530 km sud-este de Lima, la capital del Perú. La propiedad se localiza dentro de las coordenadas UTM que se muestran en la Tabla 19 a continuación.

Tabla 19. Coordenadas UTM de la propiedad de Inmaculada.

| Este | Norte |
|--------|---------|
| 677000 | 8358000 |
| 702000 | 8358000 |
| 677000 | 8341000 |
| 702000 | 8341000 |

Fuente: Autor de tesis.



Figura 17. Mapa de localización de la unidad minera Inmaculada.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.3 Accesibilidad

El tiempo total de viaje desde Lima a la Propiedad de Inmaculada es aproximadamente 15.5 horas. Para acceder a la propiedad se puede llegar desde Lima vía la Panamericana Sur hasta Nazca, luego hacia el Este hasta Iscahuaca vía la carretera desde Nazca a Cuzco, luego por una carretera comarcal no asfaltada hasta el cruce de Huancamarca y luego siguiendo y atravesando la comunidad de Sauricay y Sorani. Accesos alternativos pueden hacerse desde Cuzco viajando hacia el Oeste en la carretera Cuzco-

Nazca y desviándose en el cruce de Chalhuanca a Iscahuaca, siguiendo a continuación el itinerario anterior. El hotel más cercano por esta vía está en Chalhuanca, existen vuelos diarios desde Lima a Cuzco. Otra alternativa es desde la ciudad de Arequipa (970 km al sur de Lima) y tomando la autopista que pasa por Majes-Chuquibamba luego en un camino comunal no asfaltado hasta Cotahuasi y de ahí por un camino no pavimentado hasta la zona de Inmaculada.

Tabla 20. Distancias hacia el proyecto.

| De | A | Tipo de vía | Tiempo (Horas) | Distancia (km) |
|-----------------------------------|-------------|--------------|----------------|----------------|
| Desde Lima al proyecto | | | | |
| Lima | Nazca | Asfaltada | 6 | 460 |
| Nazca | Puquia | Asfaltada | 4 | 155 |
| Puquio | Iscahuaca | Asfaltada | 3 | 142 |
| Iscahuaca | Inmaculada | Vía afirmada | 4.45 | 141 |
| Desde Cuzco al proyecto | | | | |
| Lima | Cuzco | Vía aérea | 1.5 | 590 |
| Cuzco | Abancay | Asfaltada | 4 | 195 |
| Abancay | Chalhuanca | Asfaltada | 3 | 120 |
| Chalhuanca | Iscahuaca | Asfaltada | 0.5 | 43 |
| Iscahuaca | Proyecto | Vía afirmada | 4.45 | 141 |
| Desde Arequipa al proyecto | | | | |
| Arequipa | Aplao | Asfaltado | 3 | 180 |
| Aplao | Chuquibamba | Asfaltado | 0.75 | 51 |
| Chuquibamba | Cotahuasi | Vía afirmada | 4 | 130 |
| Cotahuasi | Proyecto | Vía afirmada | 4.5 | 110 |

Fuente: Autor de tesis.

3.6.4 Clima

El clima en el área es característico de puna con lluvias y nieve entre diciembre y marzo, seguido de una estación seca de abril a noviembre, la temperatura ambiente mínima es de -9°C , temperatura máxima es de 22°C , con un rango de temperatura promedio de $1,7$ a 5°C .

3.6.5 Geología local

En el área de estudio de la unidad operativa Inmaculada se ha diferenciado dos series volcánicas. La primera está conformada en la base por alternancias de lavas andesíticas y debris flow, las cuales infrayacen a las tobas de lapilli y tobas líticas andesíticas que afloran desde el área de Anta-Patari (3100-3500msnm) y continúan en forma hasta el área de minascucho (4100-3900msnm); las cuales han sido agrupados y asignados al grupo tacaza por su composición mayoritariamente andesítica. una segunda serie

volcánica la constituyen los afloramientos del área de quellopata (4300-4800msnm) conformados por lavas, de grano medio y porfiríticas, y debris flow de color verde violáceos; la cual es correlacionada regionalmente con la formación saycata que aflora ampliamente entre pallancata y selene-explorador, ver plano 1.

3.6.5.1 Basamento mesozoico

Afloran en el área de San Salvador donde se encuentran expuestas por la erosión del río ermo, aquí afloran areniscas verdosas y conglomerados areniscos rojizos (fuente geología Inmaculada).

- **Formación soraya (Ki-so)**

Está constituida por capas de areniscas de granulometría fina a media de color verde pálido y blanquecino, alternadas con delgados lentes de areniscas calcáreas y margas. Hacia el tope termina en conglomerados de textura matriz soportada, estratificados en bancos gruesos. Esta formación aflora a ambos márgenes del río ermo, donde infrayace a las capas rojas de la formación mara, con buzamientos subverticales hacia el norte (fuente geología Inmaculada).

- **Formación mara (Ki-ma)**

Está conformada por sedimentos de limolitas, areniscas y conglomerados rojizos con clastos de cuarcitas, calizas de color plumizo y areniscas. Afloran ampliamente en San Salvador y la quebrada ermo; estratificados en bancos gruesos y ligeramente laminados. Regionalmente en el sur del Perú esta formación es conocida también con el nombre de formación murco (fuente geología Inmaculada).

3.6.5.2 Cenozoico

- **Grupo tacaza (Tm-ta)**

Está conformada por una secuencia continua de coladas de lava y debris flow andesítico, tobas de lapilli, tobas líticas, debris flow andesíticos, expuestos ampliamente por toda la quebrada del río Patari (desde Anta- Patari hasta Minascucho y Huancute) que en conjunto son agrupados dentro de la serie volcánica inferior (Fuente Geología Inmaculada).



Figura 18. Vista panorámica mirando al norte – cerro Quellopata, en rojo se indica veta Angela, Juliana entre otras más.

Fuente: Geología Inmaculada.

- **Formacion quellopata (Mi-que)**

Corresponde a la serie volcánica superior del área de estudio. La litología corresponde a alternancias de coladas de lava y brecha-debris flow de composición andesítica de color verde violáceo. Esta formación es parte del estrato volcán de huarmapata, la cual está conformada por flujos de masa de textura clasto soportada y matriz soportada con clastos de volcánicos andesíticos y matriz volcánica (tobas líticas, cenizas y roca triturada y en gran parte con autobrechamiento), intercalados con horizontes de coladas de lavas andesíticas de textura porfirítica y fina. En matriz se observa cristales de plagioclasas y horblendas, magnetita fina y trazas de pirita. Los clastos y bombas son de naturaleza polimíctica, con formas subredondeadas y sub-angulosas, las cuales presentan colores verdes y violáceos.

- **Stock subvolcánicos, domos y diques**

En el área de estudio se tienen afloramientos de diques de composición andesítica que intruyen el basamento Mesozoico, así como también diques de composición andesítica y riolitica que intruyen a las unidades volcánicas del área de estudio. Los afloramientos de stock subvolcánicos se encuentran expuestos ampliamente en minascucho-San Salvador, centro volcánico de huarmapata, área de puquiopata-pararani (fuente geología Inmaculada).

• **Diques de andesitas**

Afloran en las periferias de San Salvador, donde intruyen a los sedimentos jurásicos, llegándose a diferenciar dos familias de diques por sus características texturales. El primero corresponde a diques de andesitas de matriz fina de tonalidad verdosa y matriz cristalina con plagioclasas equigranulares. Presentan anchos de afloramiento de 2m a 3m, las cuales intruyen a la Formación Mara, en forma oblicua con azimuth NE-SW y buzamiento subvertical hacia el NW, con estructuras de bandeamientos de flujo débil hacia las cajas. El segundo tipo corresponde a diques de andesita de matriz argilizada de textura porfirítica orientados con azimuth NW-SE y buzamientos subverticales, con fenocristales de plagioclasas mayores a 1cm.

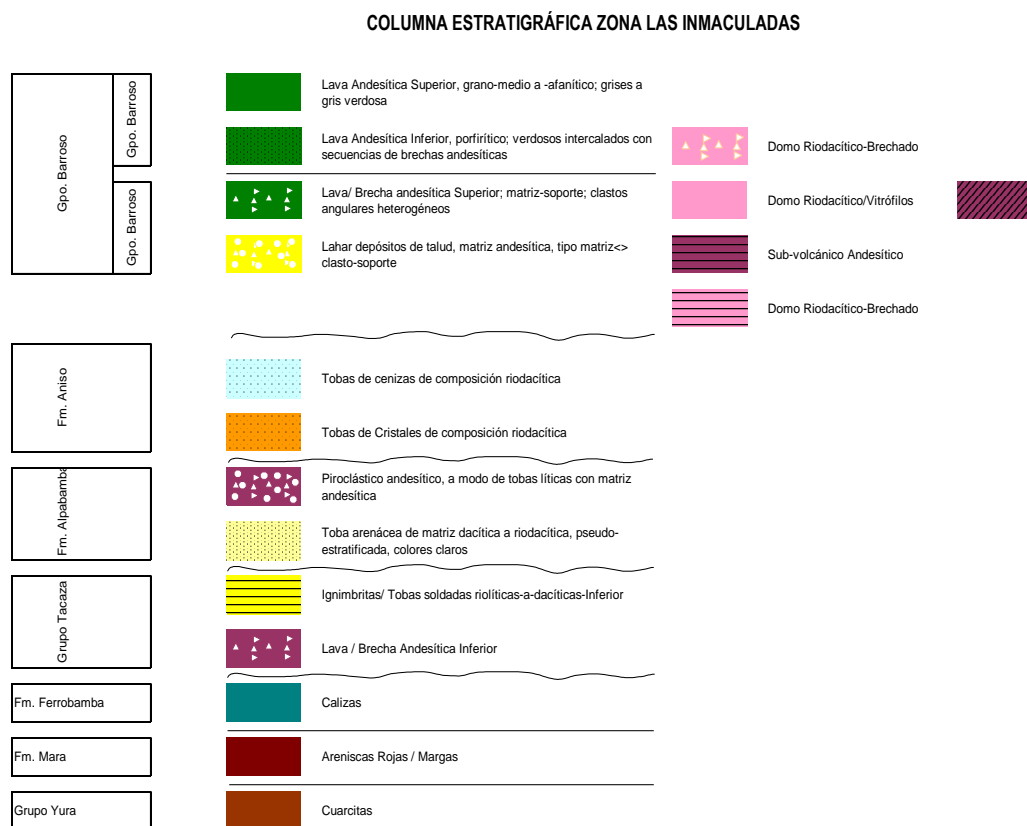


Figura 19. Columna estratigráfica zona las Inmaculada.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.6 Tipos de depósito

La siguiente sección se basa en reportes técnicos previos sobre la propiedad realizados por mining consultants Inc. en el año 2010. Los depósitos de Inmaculada pueden clasificarse claramente como depósitos epitermales de plata-oro de baja a alta

sulfuración. En cuanto a la metalogena, la propiedad yace en la franja volcánica cenozoica del sur del Perú, conocida como franja de Puquio-Caylloma. Esta franja alberga una serie de depósitos epitermales importantes con mineralización de Ag-Au distribuida en forma de vetas, mantos y brechas diseminadas. Los sub-tipos de depósitos en la propiedad incluyen el tipo LS que incluye vetas de cuarzo de Au-Ag en Quellopata incluyendo la veta Ángela, el tipo IS y el tipo HS que incluye brechas mineralizadas en Minascucho, Central y San Salvador y mineralización diseminada en Tararunqui.

3.6.7 Dominios geológicos

Las ocho vetas representadas las secciones transversales. Todas las vetas presentan un buzamiento de 70° en promedio hacia el sureste. En algunos lugares, el grado de buzamiento es de 45°, mientras que en otros las vetas son verticales.

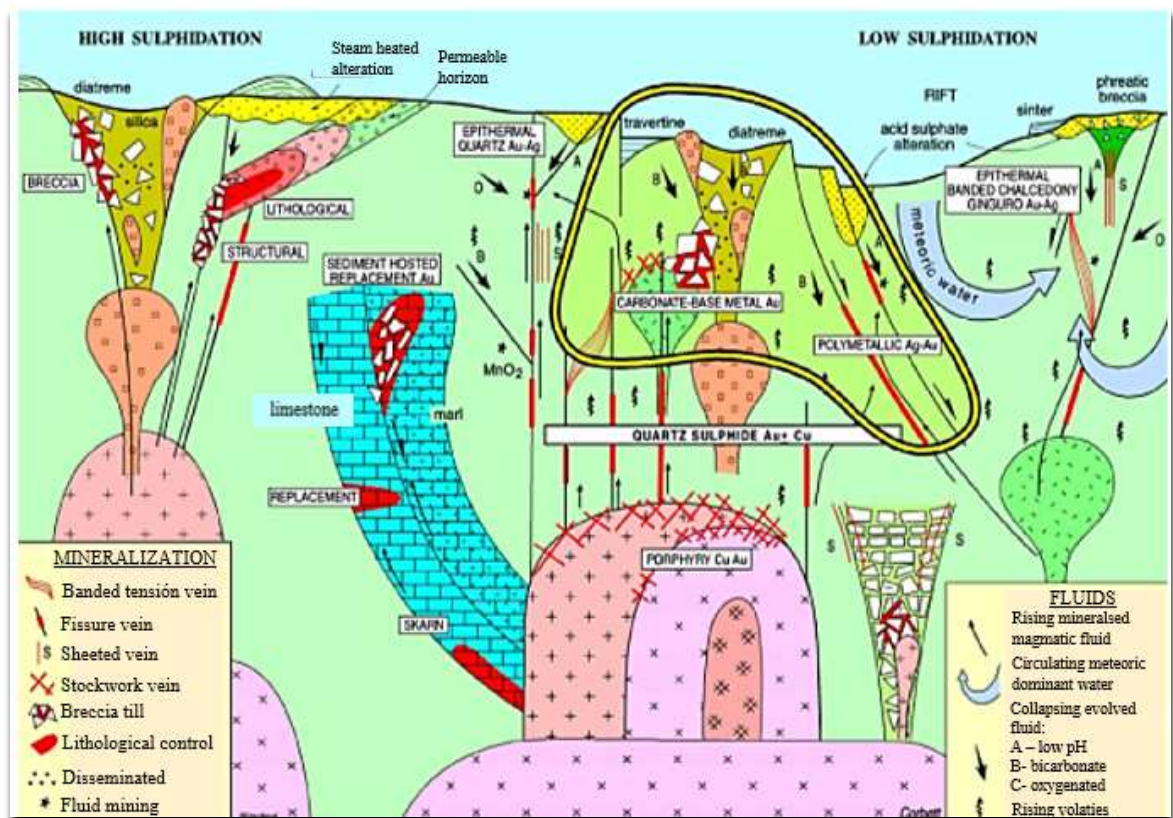


Figura 20. Modelo de depósitos epitermales LS Y HS.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.8 Modelo litológico

Se implementó el modelo litológico de la veta ángela, con litologías predominantes en la zona, como es la andesita y el debris flow, el cual es utilizado en las secciones de ore control, y tienen como objetivo informar la litología en ambas cajas (piso y techo)

para el sostenimiento y la voladura (según RMR – geomecánica) y así como también ver los contactos litológicos, ver plano 1.

- **Unidad brecha - debris flow y lava andesítica**

Aflora ampliamente en la zona de Patari, con horizontes de debris flow, alternadas con horizontes de lavas de color verde oscuras finas con cristales de plagioclasas y horblendas finas, matriz fina con magnetismo moderado a fuerte. Los afloramientos presentan fuerte a moderada deformación frágil, presentando una topografía con fuertes pendientes, como consecuencia de la erosión de las quebradas Ermo y Chaguada. En el área de Anta-Patari, esta unidad volcánica es la roca huésped de las vetas de cuarzo del tipo de baja sulfuración (fuente geología Inmaculada).

- **Unidades tobas líticas y tobas de lapilli andesitas**

Aflora desde las partes altas de anta-patari, minascucho, al sw de minascucho en el cerro ojochaila y alrededores. Esta unidad cubre a los stocks subvolcánicos en minascucho, a la unidad inferior “brecha-debris flow y lava andesítica de anta-patari”. está compuesta en su mayoría por horizontes de tobas de lapilli soldados y tobas líticas estratificadas en bancos masivos y delgados, en parte laminados. presenta líticos angulosos de volcánicos andesíticos de color verde y violáceo, de grano fino a porfiríticos y en menor proporción líticos de volcánicos riolíticos de color beige y sedimentos volcanoclásticos verdosos (Hochschild Mining).

3.6.9 Geología estructural

En contexto regional los mayores lineamientos estructurales son de azimut NW-SE; los cuales son cortados a su vez por lineamientos de azimut NE y otras de azimut NS. También se observan las estructuras circulares de las calderas de Selene-Explorador, Pallancata, Poracota, Caylloma, etc.

3.6.9.1 Fallas principales

El lineamiento regional principal es de rumbo NW. Estas estructuras principales limitan y encierran las vetas en la zona de estudio. Como complemento según las observaciones de campo las vetas en la zona de estudio tienen una orientación

predominante de NE, con algunas vetas EW. La mayoría de estas vetas buzaban hacia el SE y relativamente con buzamiento pronunciado.

3.6.9.2 Fallas secundarias

La veta en Angela es considerada como la veta principal ya que presenta más del 90% en recursos minerales, en superficie presenta una dirección predominante NE con buzamiento subvertical a vertical, pero a profundidad la veta buza hacia el SE, con ángulos desde 90 hasta 60° en la zona más hacia el SW de la veta, sin embargo, más hacia el NE la veta presenta un buzamiento de 40° en promedio. (Hochschild Mining)

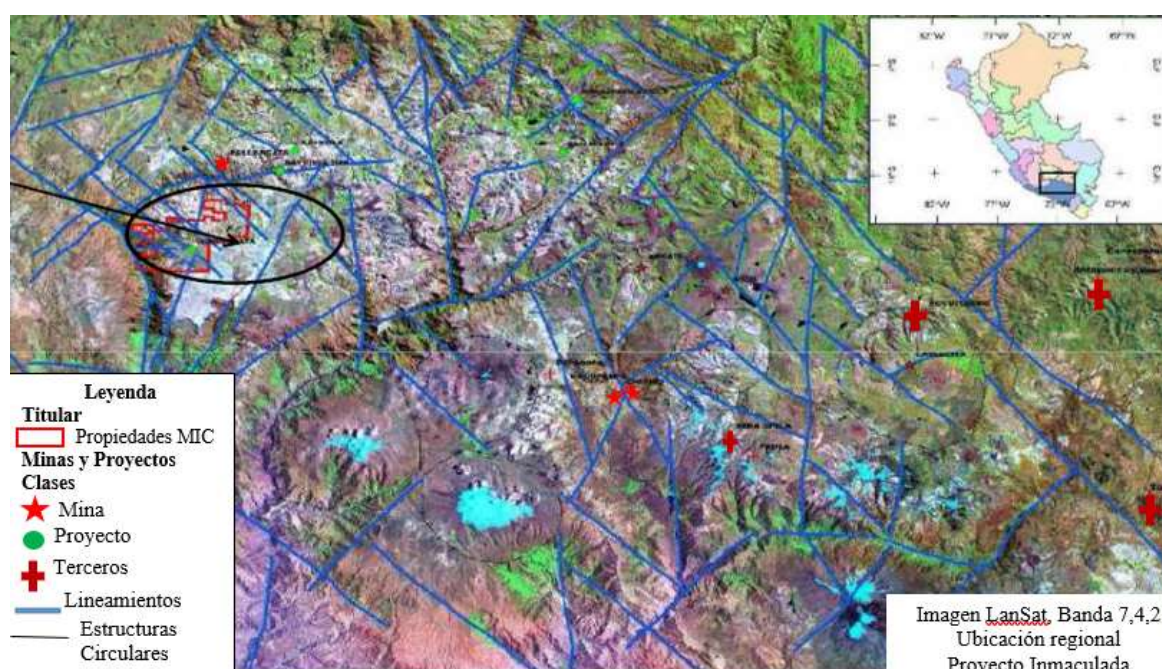


Figura 21. Geología estructural, unidad Inmaculada.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.10 Geología económica

Este yacimiento es aurífero y es uno de los más importantes de la cordillera oriental del sur del Perú. El yacimiento es de tipo estratiforme, Stock Work y diseminado dentro de las rocas del paleozoico inferior. La característica estructural del sistema son vetas, mantos y diseminaciones debido a la acción de productos hidrotermales que ascendieron por medio de fracturas y microfracturas, llevando iones libres de oro y sulfuros. El oro se encuentra en los sulfuros de hierro, como metal libre diseminado en las rocas y dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado, además existe oro blanco denominado calaverita, por ser de fluidos de teluros. Entre los sulfuros se tiene los

minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma diseminada, en lentes, motas y acompañando a los mantos de cuarzo gris. La pirita, es común en la zona, se presenta en forma cúbica, se encuentra en las vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros de hierro, plata y cobre. La estibina asociada a minerales de antimonio, plomo y en diseminados o en estructuras de mantos lenticulares de cuarzo gris emplazados en rocas filitas. La calcopirita, es la mena principal de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades asociadas a la pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, etc. Es de origen hidrotermal.

- **Veta Angela - epitermal de Au+ Ag**

El relleno de veta está conformado por cuarzo blanco opalino con texturas de reemplazamiento, seudomorfos de calcita y baritina, restos de calcita, cuarzo coliforme bandeado, menor cuarzo sacaroide y calcedonia, con buen desarrollo de espacios abiertos. Dentro de las vetas y hacia los bordes presenta pirita cúbica oxidada, óxidos de Fe, illita y esméctita como relleno de cavidades, trazas de marcasita.

- **Zona 1:** Veta de cuarzo blanco – hialino – calcedónico, con textura bandeada coliforme-crustiforme y lamelar, diseminación de pirita 1%, sulfuros grises, Ox de Fe y Mn.

- **Zona 2:** Veta de cuarzo blanco hialino, nódulos de cuarzo calcedónico, calcita-rodocrosita, texturas coliformes, crustiformes, masivas y reticulares, bandas de sílice gris, platas rojas (pirargirita), cobres grises.

- **Zona 3:** Veta de cuarzo blanco de grano fino, con textura oquerosa, bandeada, coliforme, presenta platas rojas (pirargirita), débil diseminación de pirita.

- **Zona 4:** Veta de cuarzo blanco de grano fino, con textura oquerosa, reemplazamiento, reticulada a bandeada, débil diseminación de sulfosales de Ag (Pirargirita), trazas de pirita.

Veta Angela: Textura bandeada y textura guinguro.



Veta Angela: Textura bandeada, coloforme.



Figura 22. Mineralización de la veta Angela.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.11 Mina

En los trabajos de explotación del yacimiento se contempla la preparación de labores verticales (chimeneas y echaderos) y horizontales (subniveles, cortadas, ventanas), así como rampas de acceso y extracción de mineral, seguido del arranque de mineral con perforación y voladura mediante taladros largos, limpieza de mineral con equipos mecánicos, relleno en pasta, acarreo y transporte a superficie mediante volquetes hasta la chancadora primaria.

Las chimeneas de ventilación principal hacia la superficie se encuentran cerca de cada rampa y servirán de extractores. Las chimeneas de servicio se ubican en cada rampa en la parte central y servirán para el ingreso de agua, energía y ventilación. Se tendrán echaderos en cada crucero central (que conecta las ventanas con la rampa de explotación) para permitir la extracción por gravedad. La explotación se realiza en retirada colocando chimeneas de cara libre al extremo de cada zona a minar.

3.6.12 Método de explotación

El proceso de minado consiste en acceder al cuerpo mineral mediante cruceros y/o ventanas, y luego desarrollar subniveles de explotación. Estos subniveles son divididos en bloques de explotación, los cuales se desplazan verticalmente según el

dimensionamiento de las labores. Los cruceros parten de las rampas de explotación y están distribuidos según las distancias óptimas de transporte de los equipos de acarreo.

Una vez concluidos los trabajos de sostenimiento, se procede con la perforación de los taladros largos entre subniveles. En la perforación se realiza la abertura de la chimenea de cara libre y finalmente todas las filas, hasta concluir el tajeo. Para asegurar la calidad de la voladura, concluidos los trabajos de perforación se procederá al levantamiento topográfico de los taladros perforados para afinar el diseño de voladura. El carguío, acarreo y transporte para las actividades de minado es la etapa donde se carga el mineral a los camiones volquetes, para que trasladen el producto a la chancadora directamente, la misma que termina al descargar el desmonte en el depósito de desmonte.

El carguío del mineral/desmonte se realiza con Scooptrams de 6 yd³ a camiones 8 x 4 de 30 Tn. Se ha estimado, preliminarmente, que se necesitará de seis camiones que circularán desde las zonas de carguío dentro de la mina, hasta la salida por el acceso principal (nivel 4400) donde se descargará el material para ser chancado en una zona de chancado al lado de la bocamina y luego transportado por faja. Una vez concluida la explotación del tajeo en su totalidad, de inmediato se procede a rellenar el espacio vacío utilizando relleno en pasta. Ver el anexo 2, para mayor comprensión del ciclo de minado.

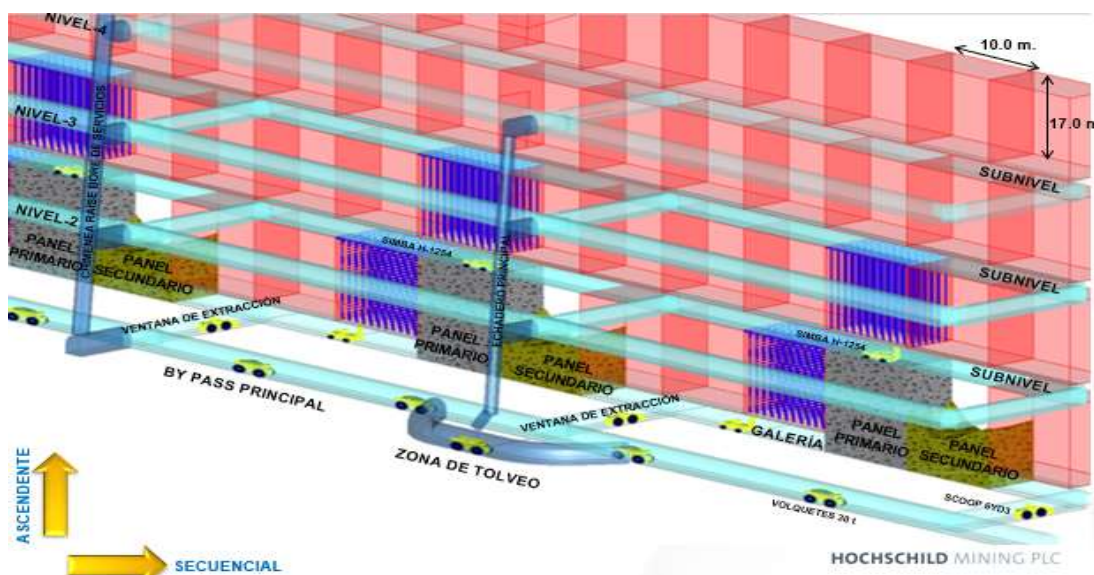


Figura 23. Método de explotación en la unidad minera Inmaculada. Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.13 Perforación en taladros largos

La perforación es la primera operación de todo ciclo de minado y es realizado por un equipo de perforación, cuyo propósito es abrir en la roca cavidades cilíndricas denominadas taladros que pueden ser de diferentes diámetros y longitudes con la finalidad de depositar en su interior cargas explosivas que, al detonar fragmenten a la roca en un tamaño deseado. En la Unidad operativa Inmaculada la perforación en taladros largos se realiza con el equipo SIMBA H-1254 donde el proceso de perforación existe la desviación del taladro esto debido a que la longitud de banco es de 16 metros, ver anexo 29.

3.6.13.1 Desviación de taladros largos

Antes de realizar una perforación se estima cuanto va ser su desviación para lo cual en la figura se presenta la desviación programada y la desviación medida en campo. El error porcentual del Angulo de desviación entre taladros fue de 1.7 %, considerando una desviación máxima de referencia 3%, ver anexo 3.

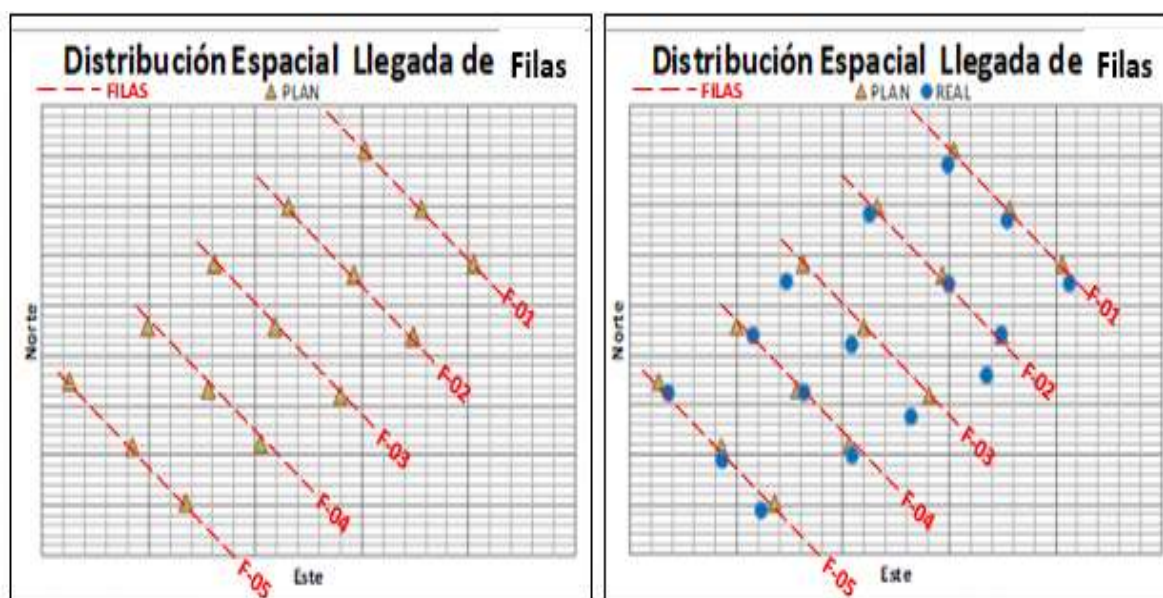


Figura 24. Distribución espacial de llegada de taladros en plan y real.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.



Figura 25. Calculo de la desviación del taladro en plan y real.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.14 Voladura en taladros largos

Es un proceso en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos como la fragmentación y desplazamiento. Ver anexo 30.

En la unidad operativa Inmaculada la voladura se realiza por taladros largos que consistirá en tres etapas:

Voladura de primera etapa. Se realiza la voladura de los taladros slot para formar la cara libre.

Voladura de segunda etapa. Una vez obtenido la cara libre, se dispara los taladros zanja.

Voladura de tercera etapa. La última etapa consiste en disparar los taladros de producción.

3.6.14.1 Características de explosivos y accesorios de voladura

Tabla 21. Características de los explosivos usados en voladura de taladros largos.

| Explosivo | Dimensiones | Kg/ cartucho | Densidad (g/cc) | VOD (m/s) Confinado | VOD (m/s) S/Confinar | PoD (Kbar) | Energía Kcal/Kg |
|-----------|-------------|-----------------|---------------------|---------------------------|-------------------------|---------------|--------------------|
| E3000 | 11/2"x24" | 0.735 | 1.14 | 5700 | 4400 | 93 | 920 |
| E3000 | 2"x24" | 1.389 | 1.14 | 5700 | 4400 | 93 | 920 |
| E5000 | 11/2"x24" | 0.781 | 1.16 | 5500 | 4200 | 88 | 870 |
| E5000 | 2"x24" | 1.563 | 1.16 | 5500 | 4200 | 88 | 870 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Tabla 22. Accesorios de voladura para taladros largos.

| Accesorios de voladura |
|---------------------------------|
| Carmex 7 pies. |
| Mecha Rápida Z-18 |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) |
| Pentacord 10P (taladro cargado) |
| Fanel LP 1 al 16 de 4.2m |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m |
| Fanel LP 1 al 16 de 15m |
| Fanel MS 1 al 20 de 12m |
| Fanel MS 1 al 20 de 15m |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.14.2 Factor de acoplamiento en el taladro

Se refiere al grado de intimidad entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, con la relación de desacople definido como la razón entre el volumen de la carga al volumen del pozo.

Tabla 23. Factor de acoplamiento en el taladro.

| Contenido | Unidades | Equipo SIMBA | Equipo T1D |
|---|----------|---------------|------------|
| Diámetro de broca | Pulg | 3 | 2.5 |
| Slot y Zanjas | | | |
| Tubo PVC 2-1/2"x3m | Pulg | 2.5 | 2 |
| Diámetro explosivo | mm | 50.8 | 38.1 |
| Acoplamiento mínimo | % | 85.38% | 81.41% |
| Taladros de producción | | | |
| Cartuflex anti estaticorrigido | | | |
| 2-1/4"x3m | Pulg | 2.25 | 2 |
| Diámetro explosivo | mm | 50.8 | 38.1 |
| Acoplamiento mínimo | % | 95.22% | 80.38% |
| Acoplamiento en promedio | % | 90.30% | 80.90% |
| Acoplamiento promedio en taladros largos | % | 85.60% | |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

3.6.15 Sostenimiento

El sostenimiento es utilizado para controlar las inestabilidades de la masa rocosa circundante a las excavaciones y así tener un ambiente seguro de trabajo. El tipo y calidad del sostenimiento está relacionado con el uso que se le va a dar a la excavación, dependiendo si ésta es permanente o temporal.

3.6.15.1 lanzado de concreta vía húmeda (shotcrete) con Alpha

Es un concreto premezclado que es bombeado y proyectado a presión de aire sobre la superficie que se desee sostener, con un espesor de 2 pulgadas planificado por el tipo de roca que se presenta.

Se tiene en cuenta ciertos factores operacionales para el éxito en el lanzado de shotcrete:

- Las condiciones de la labor, terreno correctamente desatado.
- La presión y caudal del aire comprimido en interior mina debe estar acorde a las especificaciones mínimas del equipo.
- El personal debe poseer la habilidad y técnica adecuada para el lanzado.

Tener en cuenta que la distancia de lanzado desde la punta de la boquilla del brazo del Alpha es 1.2m en promedio. Además, esta debe mantenerse perpendicular a la superficie que se va a sostener y realizar un calibrado del espesor de shotcrete, una vez concluido el sostenimiento se debe esperar 02 horas para que este fragüe y se pueda empezar con las actividades programadas a la labor. Ver anexo 32.

3.6.15.2 Instalación de pernos hydrabolt con bolter

El sostenimiento con pernos se considera un sostenimiento activo porque estos entran en contacto inmediatamente con la roca después de su instalación. La forma de instalación de estos se da en forma sistemática, ya que se realiza una malla de sostenimiento antes de proceder con su instalación.

En la Unidad se cuenta con dos equipos Bolter, el 88 y el 55. El primer Bolter solo realiza la instalación de pernos hydrabolt, y usado para realizar el sostenimiento en las labores de compañía, y el segundo equipo realiza la instalación de diferentes pernos y el sostenimiento lo realiza en labores de avances. Ambos equipos pertenecen a la contrata Zicsa. Ver anexo 33.

3.6.15.3 Instalación de cable bolting

En interior mina, el desprendimiento y caída de roca constituye el mayor causante de accidentes incapacitantes y fatales de acuerdo con las estadísticas recientes. En nuestras operaciones, se usa el tipo de sostenimiento con cable bolting por el método de

explotación que genera grandes vibraciones en las cajas y minimizar la dilución en los paneles.

Una vez fraguado el cemento, se coloca la planchuela y el barril, que son parte del sistema de anclaje y ambos facilitan la transferencia de la carga hacia el cable por parte de la roca encajonante, A continuación, se detallarán las ventajas y desventajas en el uso de cable bolting para el sostenimiento de las cajas del panel/tajo. Ver anexo 31.

Tabla 24. Ventajas y desventajas del uso de cable bolting.

| Ventajas | Desventajas |
|--|---|
| Costo Reducido y puede tener cualquier largo en áreas estrechas. | El uso de cemento requiere 24 horas de fraguado antes de que el cable tome carga. |
| Bien instalado, sistema de refuerzo duradero. | Solo puede ser posible con una instalación especial. |
| Alta capacidad de carga en cualquier tipo de Roca. | |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Este tipo de sostenimiento cuenta con los siguientes elementos para su instalación.

1. Manguera PVC de 1/2" y Manguera PVC de 3/4".
2. Cable de 5/8".
3. Tapón de Madera (cuña + bolsa cemento).
4. Ingreso de Aire al Tubo.
5. Pasta de Cemento.
6. Tubo de 1/2" en Balde con Agua.
7. Inyección de Lechada de Cemento y cinta adhesiva.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Modulo de elasticidad del macizo rocoso

El módulo de elasticidad de la masa rocosa es un factor muy importante en análisis numérico y en la interpretación de monitoreo de deformaciones de excavaciones subterráneas, así como para la determinación de deformaciones inducidas por voladuras, velocidad crítica de vibración del macizo rocoso y/o matriz rocosa etc.

Determinar este parámetro In Situ es difícil y caro. Por esta razón se ha prestado mucha atención a su determinación a partir de las evaluaciones geomecánicas. Recientemente *Hoek and Diederichs*. Han propuesto la relación que muestra la expresión que relaciona los módulos del macizo y matriz rocosa con un factor de daño donde el valor GSI debe ser determinado con la expresión (método de correlación).

4.1.1 Geomecánica dinámica y determinación del módulo de elasticidad Hoek & Diederich

Según Vásquez A.R. (2010), La geomecánica dinámica es una disciplina de la ingeniería que estudia el comportamiento mecánico de los materiales geológicos (rocas y suelos), bajo cambios externos Esfuerzos, deformaciones, temperatura, químicos, en un tiempo y condiciones determinadas con la aplicación de la geofísica, considerando el estado de esfuerzos, constantes elásticas, propiedades de la roca, soluciones analíticas de elasticidad y poroelasticidad, soluciones analíticas de plasticidad y poroplasticidad, soluciones numéricas de elementos finitos, diferencias finitas y elementos de contorno.

Para Vásquez A.R. (2010), en introducción a la geomecánica petrolera, los materiales geológicos están compuestos por un sistema multifásico de partículas minerales que crean una estructura porosa donde residen fluidos tales como agua, hidrocarburos y aire. Este sistema de partículas es lo que distingue a los materiales geológicos de los materiales continuos como los metales y fluidos. Las partículas representan una fase sólida conocida como esqueleto mineral; debido a esto, la deformación del material geológico está controlado por la interacción entre partículas individuales, deformación de partículas y más importante aún, el movimiento relativo entre partículas. El fluido intersticial puede fluir a través de los poros interactuando con el esqueleto mineral, alterando la magnitud de las fuerzas en el contacto entre partículas e influenciando la resistencia y compresibilidad del material geológico. Los materiales geológicos son agregados de partículas, sin embargo, se toman conceptos del área de mecánica de medios continuos para comprender y modelar su comportamiento mecánico.

4.1.2 Fundamentos de un análisis geomecánico

Los estudios geomecánicos casi siempre necesitan muestras de la roca y por lo tanto resulta necesario la obtención de probetas. Estas probetas serán utilizadas para tomar muestras para ensayos especializados de laboratorio. Para probetas ya tomados, solamente existe el método de orientación basado en paleomagnetismo que se hace en superficie. En probetas frescos se puede utilizar el paleomagnetismo o el método tradicional, aunque este último resulta más costoso.

Existen varios tipos de trabajos de campo que también son necesarios para un análisis geomecánico. El uso de herramientas petrofísicas acústicas que midan la velocidad de ondas P y S resulta fundamental, ya que se pueden determinar las propiedades dinámicas de la formación. Estas propiedades dinámicas de campo pueden ser comparadas con las propiedades dinámicas y propiedades estáticas (resistencia) de laboratorio para elaborar correlaciones predictivas. El comportamiento mecánico de las rocas de formación resulta bastante complicado ya que es totalmente inelástico y no lineal. Para poder modelar la resistencia y el comportamiento esfuerzo-deformación de las rocas, resulta necesario realizar ensayos de laboratorio a las condiciones de esfuerzos y temperaturas existentes en el campo, lo cual servirá para calibrar luego parámetros de modelos basados en las teorías de elasticidad y plasticidad. Existen varios modelos matemáticos basados en métodos numéricos y soluciones teóricas para

resolver diferentes tipos de problemas, tales como esfuerzos en hoyos inclinados, fracturamiento hidráulico, estabilidad de cavidades cañoneadas, esfuerzos en yacimientos sometidos a compactación y subsidencia, etc. Absolutamente, todos los análisis teóricos necesitan datos de ensayos de laboratorio y pruebas de campo para poder arrojar una respuesta confiable (Vásquez A.R. 2010).

4.1.3 Caracterización geomecánica del lugar de estudio

Para determinar el tipo de roca en diversos puntos del tajeo piloto donde se desarrollará la voladura y también el análisis de monitoreo de vibraciones, se realizó la caracterización geomecánica mediante progresivas a lo largo del tajeo obteniendo 05 progresivas que se observan en la tabla siguiente donde se muestra los resultados de RMR obtenidos y a la vez se muestra la correlación del GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión, ver anexo 16,17,18,19,20.

Dentro de la caracterización del macizo rocoso algunos de estos parámetros, como la rugosidad, espaciado, continuidad, meteorización de juntas, apertura, presencia de agua y relleno, determinan el comportamiento mecánico y la resistencia al corte de las discontinuidades, todos estos parámetros son tomados en campo por estaciones, mostrados en los siguientes cuadros.

1) Resistencia de la roca

Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado del Ensayo de Resistencia a Compresión Simple (en laboratorio) o bien el Ensayo de Carga Puntual (Point Load). Para nuestro caso se realizó el ensayo de carga puntual para el tajeo de estudio, ver anexo 14 y 15.

Tabla 25. Ensayo de carga puntual para determinar la UCS de la roca.

| Muestra | w1 | w2 | w3 | W promedio | D | P | il | UCS | |
|---------|----------|-------|-------|---------------|-------|-------|------|--------|-------|
| | (mm) | (mm) | (mm) | (mm) | (mm) | (KN) | 50 | (Mpa) | |
| M-04 | 66.43 | 69.38 | 68.27 | 68.03 | 44.57 | 19.72 | 6.83 | 102.38 | |
| M-05 | 81.63 | 83.05 | 84.54 | 83.07 | 45.78 | 23.08 | 6.74 | 101.1 | |
| M-06 | 62.7 | 67.07 | 51.33 | 60.37 | 30.42 | 12.71 | 6.41 | 96.08 | |
| M-07 | 52.83 | 63.12 | 54.05 | 56.67 | 34.86 | 13.12 | 6.26 | 93.93 | |
| | Promedio | | | | | | | | 98.37 |

Fuente: Autor de tesis.

Tabla 26. Muestra la valorización de la UCS de acuerdo a la resistencia.

| Índice de resistencia por ensayo de carga puntual [MPa] | Recomendable hacer ensayo de UCS | | | | | | |
|---|----------------------------------|-----------|----------|---------|------|-----|-----|
| | > 10 | 10-4 | 4-2 | 2-1 | 1-5 | < 1 | |
| Resistencia a la compresión simple [MPa] | > 250 | 250 - 100 | 100 - 50 | 50 - 25 | 5-25 | 1-5 | < 1 |
| Valoración: | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | | | |

Fuente: Autor de tesis.

2) Designación de la calidad de roca - RQD

Tiene una valoración máxima de 20 puntos. Donde para nuestro caso se determinará mediante la formulación de *Palstrom* a partir del índice volumétrico, J_v .

$$J_v = \sum 1/S_i \quad ; \text{ Donde } S_i \text{ es el espaciado medio de cada familia de juntas}$$

$$RQD = 115 - 3,3J_v$$

$$RQD = 100 \text{ si } J_v < 4,5$$

Tabla 27. Determinación del RQD usando la fórmula de *Palstrom*.

| Progresiva | Número total de juntas por m3 (J_v) | RQD % | Litología | Calidad de la roca % | Tipo de roca |
|-------------|---|-------|-----------|----------------------|--------------|
| Progresiva1 | 14.91 | 66 | Andesita | 50 - 75 | Regular |
| Progresiva2 | 15.63 | 63 | Andesita | 50 - 75 | Regular |
| Progresiva3 | 11.32 | 78 | Andesita | 50 - 75 | Regular |
| Progresiva4 | 14.12 | 68 | Andesita | 50 - 75 | Regular |
| Progresiva5 | 15.21 | 65 | Andesita | 50 - 75 | Regular |

Fuente: Autor de tesis.

Tabla 28. Muestra la valorización del RQD.

| RQD% | 100 - 90 | 90 - 75 | 75 - 50 | 50 - 25 | < 25 |
|-------------|----------|---------|---------|---------|------|
| Valoración: | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 |
| Marcador: | | | x | | |

Fuente: Autor de tesis.

3) Espaciamiento de discontinuidades

Tiene una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.

Progresiva 01

Tabla 29. Determinación del espaciamiento para la progresiva 01 y su valorización.

| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 – 0.6 | 0.6 – 0.2 | 0,2 – 0.06 | < 0.06 |
|--|---------------|----------------|------------------|-------------------|------------------|
| Valoración: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| Marcador: | | | | | x |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 02

Tabla 30. Determinación del espaciamiento para la progresiva 02 y su valorización.

| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 – 0.6 | 0.6 – 0.2 | 0.2 – 0.06 | < 0.06 |
|--|---------------|----------------|------------------|-------------------|------------------|
| Valoración: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| Marcador: | | | | | x |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 03

Tabla 31. Determinación del espaciamiento para la progresiva 03 y su valorización.

| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 – 0.6 | 0.6 – 0.2 | 0.2 – 0.06 | < 0.06 |
|--|---------------|----------------|------------------|-------------------|------------------|
| Valoración: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| Marcador: | | | | | x |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 04

Tabla 32. Determinación del espaciamiento para la progresiva 04 y su valorización

| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 - 0.6 | 0.6 - 0.2 | 0.2 - 0.06 | < 0.06 |
|--|---------------|----------------|------------------|-------------------|------------------|
| Valoración: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| Marcador: | | | | | x |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 05

Tabla 33. Determinación del espaciamiento para la progresiva 05 y su valorización.

| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 - 0.6 | 0.6 - 0.2 | 0.2 - 0.06 | < 0.06 |
|--|---------------|----------------|------------------|-------------------|------------------|
| Valoración: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| Marcador: | | | | | x |

Fuente: Autor de tesis.

4) Condición de las discontinuidades

Es el parámetro que más influye, con una valoración máxima de 30 puntos, en la que el estado de las diaclasas se descompone en otros cinco parámetros: persistencia apertura, rugosidad, relleno y meteorización de la discontinuidad, para la siguiente investigación se tendrá cinco progresivas en donde se realizó el mapeo geomecánico.

Progresiva 01

Tabla 34. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 01 y su valorización.

| Persistencia | < 1m | 1 - 3m | 3 - 10m | 10 - 20m | > 20m |
|-------------------------------|-------------|---------------------|---------------------|-----------------------|-----------------------|
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |
| Apertura | 0 mm | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0mm | 1 – 5 mm | > 5 mm |
| Valoración: | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espejo de falla |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Relleno | Ninguno | Duro con espesor<5m | Duro con espesor>5m | Blando con espesor<5m | Blando con espesor>5m |
| | o | m | m | m | m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Moderado | Alto | Descompuesto |
| | o | | | | o |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 02

Tabla 35. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 02 y su valorización.

| Persistencia | < 1m | 1 - 3m | 3 - 10m | 10 - 20m | > 20m |
|---------------------|------------|----------|--------------------|----------|-----------------|
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |
| Apertura | 0 mm | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0mm | 1 – 5 mm | > 5 mm |
| Valoración: | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espejo de falla |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

| | | | | | |
|-------------------------------|-------------|----------------------|----------------------|------------------------|------------------------|
| Relleno | Ninguno | Duro con espesor<5mm | Duro con espesor>5mm | Blando con espesor<5mm | Blando con espesor>5mm |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Moderado | Alto | Descompuesto |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 03

Tabla 36. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 03 y su valorización.

| | | | | | |
|-------------------------------|-------------|---------------------|---------------------|-----------------------|-----------------------|
| Persistencia | < 1m | 1 - 3m | 3 - 10m | 10 - 20m | > 20m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |
| Apertura | 0 mm | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0mm | 1 – 5 mm | > 5 mm |
| Valoración: | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espejo de falla |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Relleno | Ninguno | Duro con espesor<5m | Duro con espesor>5m | Blando con espesor<5m | Blando con espesor>5m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Moderado | Alto | Descompuesto |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 04

Tabla 37. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 04 y su valorización.

| | | | | | |
|---------------------|------------|----------|--------------------|----------|-----------------|
| Persistencia | < 1m | 1 - 3m | 3 - 10m | 10 - 20m | > 20m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |
| Apertura | 0 mm | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0mm | 1 – 5 mm | > 5 mm |
| Valoración: | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espejo de falla |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

| | | | | | |
|-------------------------------|-------------|---------------------|---------------------|-----------------------|-----------------------|
| Relleno | Ninguno | Duro con espesor<5m | Duro con espesor>5m | Blando con espesor<5m | Blando con espesor>5m |
| | 0 | m | m | m | m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Moderado | Alto | Descompuesto |
| | 0 | | | | |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 05

Tabla 38. Determinación del estado de las discontinuidades para la progresiva 05 y su valorización.

| | | | | | |
|-------------------------------|-------------|---------------------|---------------------|-----------------------|-----------------------|
| Persistencia | < 1m | 1 - 3m | 3 - 10m | 10 - 20m | > 20m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Apertura | 0 mm | < 0,1 mm | 0,1 - 1,0mm | 1 – 5 mm | > 5 mm |
| Valoración: | 6 | 5 | 4 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espejo de falla |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Relleno | Ninguno | Duro con espesor<5m | Duro con espesor>5m | Blando con espesor<5m | Blando con espesor>5m |
| | 0 | m | m | m | m |
| Valoración: | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Moderado | Alto | Descompuesto |
| | 0 | | | | |
| Valoración: | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 |
| Marcador: | | | | x | |

Fuente: Autor de tesis.

5) Presencia de agua

La valoración máxima es de 15 puntos. La tabla 8 ofrece tres posibles criterios de valoración: estado general, caudal cada 10 metros de túnel y relación entre la presión del agua y la tensión principal mayor en la roca.

Progresiva 01

Tabla 39. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 01 y su valorización.

| Caudal en 10m de túnel (litros/minuto) | Nulo | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
|--|-------------|--------------------|----------------|-----------------|---------------------|
| Relación: Presión del agua en la junta // Tensión principal máxima (sW / s1) | 0 | < 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Fluyendo Chorreando |
| Valoración: | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Marcador: | | | x | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 02

Tabla 40. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 02 y su valorización.

| Caudal en 10m de túnel (litros/minuto) | Nulo | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
|--|-------------|--------------------|----------------|-----------------|---------------------|
| Relación: Presión del agua en la junta // Tensión principal máxima (sW / s1) | 0 | < 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Fluyendo chorreando |
| Valoración: | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Marcador: | | x | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 03

Tabla 41. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 03 y su valorización.

| Caudal en 10m de túnel (litros/minuto) | Nulo | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
|--|-------------|--------------------|----------------|-----------------|---------------------|
| Relación: Presión del agua en la junta // Tensión principal máxima (sW / s1) | 0 | < 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Fluyendo Chorreando |
| Valoración: | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Marcador: | | x | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 04

Tabla 42. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 03 y su valorización.

| Caudal en 10m de túnel (litros/minuto) | Nulo | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
|--|-------------|--------------------|----------------|-----------------|---------------------|
| Relación: Presión del agua en la junta // Tensión principal máxima (sW / s1) | 0 | < 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Fluyendo Chorreando |
| Valoración: | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Marcador: | | x | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 05

Tabla 43. Determinación de la presencia de agua para la progresiva 05 y su valorización.

| Caudal en 10m de túnel (litros/minuto) | Nulo | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
|---|-------------|--------------------|----------------|-----------------|---------------------|
| Relación: Presión del agua en la junta //Tensión principal máxima (sW / s1) | 0 | < 0,1 | 0,1 - 0,2 | 0,2 - 0,5 | > 0,5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Fluyendo Chorreando |
| Valoración: | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 |
| Marcador: | | x | | | |

Fuente: Autor de tesis.

6) Orientaciones de las discontinuidades

Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila para túneles entre 0 y -12 puntos. Y esta en función del lugar donde se realice el levantamiento (tuneles, cimentaciones y taludes) y también del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde Muy Favorable hasta Muy Desfavorable.

Progresiva 01

Tabla 44. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 01 y su valorización.

| | | Dirección y buzamiento | | | | | |
|-------------------|------------------|-------------------------------|-------------------|---------------|----------------------|--------------------------|------------|
| | Marca dor | Muy Favora ble | Favora ble | Med io | Desfavor able | Muy Desfavor able | |
| Valoración | Túneles | X | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |

| | | | | | | |
|-----------|-------------|---|----------|-----|-----|-----|
| | Cimentación | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |
| Marcador: | | | X | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 02

Tabla 45. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 02 y su valorización.

| | | Dirección y buzamiento | | | | | |
|------------|----------------|-------------------------------|----------------------|---------------|-----------|------------------|-------------------------|
| | | Marca dor | Muy Favora ble | Favora ble | Med io | Desfavor able | Muy Desfavor able |
| Valoración | Túneles | X | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentación | | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |
| Marcador: | | | | X | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 03

Tabla 46. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 03 y su valorización.

| | | Dirección y buzamiento | | | | | |
|------------|----------------|-------------------------------|----------------------|---------------|-----------|------------------|-------------------------|
| | | Marca dor | Muy Favora ble | Favora ble | Med io | Desfavor able | Muy Desfavor able |
| Valoración | Túneles | X | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentación | | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |
| Marcador: | | | | X | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 04

Tabla 47. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 04 y su valorización.

| | | Dirección y buzamiento | | | | | |
|------------|----------------|-------------------------------|----------------------|---------------|-----------|------------------|-------------------------|
| | | Marca dor | Muy Favora ble | Favora ble | Med io | Desfavor able | Muy Desfavor able |
| Valoración | Túneles | X | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentación | | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |
| Marcador: | | | | X | | | |

Fuente: Autor de tesis.

Progresiva 05

Tabla 48. Determinación de la orientación de las discontinuidades para la progresiva 05 y su valorización.

| | | Dirección y buzamiento | | | | | |
|----------------|-----------------|-------------------------------|----------------------|---------------|-----------|------------------|-------------------------|
| | | Marcad or | Muy Favora ble | Favora ble | Medi o | Desfavors ble | Muy Desfavors ble |
| Valoraci ón | Túneles | X | 0 | -2 | -5 | -10 | -12 |
| | Cimentaci ón | | 0 | -2 | -7 | -15 | -25 |
| | Taludes | | 0 | -5 | -25 | -50 | -60 |
| Marcado r: | | | | X | | | |

Fuente: Autor de tesis.

4.1.4 Valoración del macizo rocoso (RMR)

La valoración del macizo rocoso (Rock Mass Rating), introducido por Bieniawski (1976), es posiblemente la clasificación geomecánica más usada, inicialmente pensado para valorar la estabilidad y los soportes requeridos en túneles. El RMR cuenta con 5 parámetros:

- Resistencia del material intacto que se obtiene mediante ensayo de carga puntual o compresión simple.
- RQD.
- Espaciado de las discontinuidades, hace referencia a la longitud entre discontinuidades dentro de la zona a estudio.
- Condición de las discontinuidades, que incluye:
- Presencia de agua subterránea.

A cada uno de los parámetros anteriores se le asigna un valor y el RMR se obtiene sumando cada parámetro.

Tabla 49. Calculo del RMR de acuerdo a la valorización de cada parámetro.

| Parámetros del RMR | Progresiva 1 Valorización | Progresiva 2 Valorización | Progresiva 3 Valorización | Progresiva 4 Valorización | Progresiva 5 Valorización |
|--------------------------------------|------------------------------|------------------------------|------------------------------|------------------------------|------------------------------|
| 1. Resistencia de la roca | 7 | 7 | 7 | 7 | 7 |
| 2. RQD | 13 | 13 | 17 | 13 | 13 |
| 3. Espaciamiento de discontinuidades | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |

| | | | | | |
|---|----|----|-----------|----|----|
| 4. Estado de las discontinuidades | 11 | 10 | 13 | 13 | 12 |
| a. Persistencia | 1 | 1 | 1 | 1 | 2 |
| b. Apertura | 4 | 1 | 4 | 4 | 4 |
| c. Rugosidad | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 |
| d. Relleno | 2 | 2 | 2 | 2 | 2 |
| e. Meteorización | 1 | 3 | 3 | 3 | 1 |
| 5. Presencia de agua | 7 | 10 | 10 | 10 | 10 |
| RMR Básico | 43 | 45 | 52 | 48 | 47 |
| 6. Orientaciones de las discontinuidades | -2 | -2 | -2 | -2 | -2 |
| RMR Corregido | 41 | 43 | 50 | 46 | 45 |
| RMR Promedio | | | 45 | | |

Fuente: Autor de tesis.

Entonces de acuerdo a la caracterización geomecánica realizada en el tajeo de estudio se obtuvo un RMR promedio de 45 con que se realizó los cálculos posteriores.

Tabla 50. Calculo promedio del RMR y GSI de acuerdo a progresivas.

| Características geomecánicas - RMR 1989 | | | | | |
|--|--------------|--------------|--------------|---------------|--------------|
| | Progresiva 1 | Progresiva 2 | Progresiva 3 | Progresiva 4 | Progresiva 5 |
| | 0 - 3.5 m. | 3.5 - 7 m. | 7.0 - 10.5 m | 10.5 - 14.0 m | 14 - 17.5 m |
| RMR | 41 | 43 | 50 | 46 | 45 |
| Promedio | 45 | | | | |
| GSI - Índice geológico estructural | | | | | |
| | 0 - 3.5 m | 3.5 - 7 m | 7.0 - 10.5 m | 10.5 - 14.0 m | 14 - 17.5 m |
| GSI | 36 | 38 | 45 | 41 | 40 |
| Promedio | 40 | | | | |

Fuente: Autor de tesis.

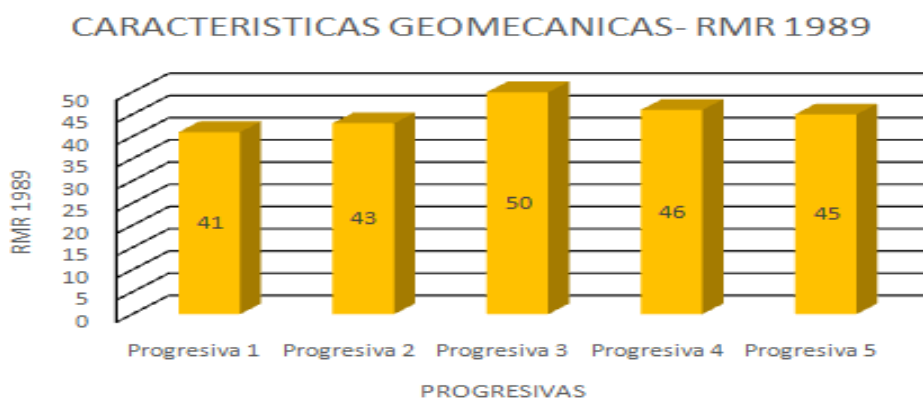


Figura 26. Histograma de la caracterización geomecánica RMR.

Fuente: Autor de tesis.

4.1.4.1 Calidad del macizo rocoso

La calidad del macizo rocoso se ha determinado mediante la clasificación geomecánica de RMR de Bieniawski 1989 se tiene.

Tabla 51. Calidad del macizo rocoso.

| Calidad del macizo rocoso | |
|----------------------------|------------------|
| Categoría | III |
| Descripción | Media o regular |
| Tiempo de auto soporte | 1 semana |
| Longitud(tramo) | 3.5.00 m de vano |
| Cohesión | 200-300 kPa |
| Angulo de fricción interna | 25°- 35° |

Fuente: Autor de tesis.

La calidad del macizo rocoso es un valor numérico que resulta de la aplicación de las clasificaciones geomecánicas de RMR de *Bieniawski*, índice Q de *Barton*, GSI de *hoek y Brown*.

4.1.5 Cálculo de las constantes elásticas dinámicas de la roca

Para el cálculo de las constantes elásticas se comprenderá que las probetas se comportarán como un material isótropo. Si esto no se cumple, lógicamente, pueden cometerse errores en la determinación de los parámetros elásticos. A partir de las velocidades de propagación de las ondas P, V_p , de las ondas S, V_s y de la densidad de los respectivos materiales se calcularán las constantes elásticas. (Galera, Alvarez, & Bieniawski, 2015). En nuestra investigación no se hizo alguno ensayo de cálculo solo se usaron avacos y formulas propuestas por *Hoek-Diederichs* que para determinar el módulo de deformación de la roca (*Hoek & Diederichs*.)

El cálculo de las constantes elásticas se desarrolló a partir de los valores de la velocidad de propagación de las ondas P donde para obtener esta onda se hizo de fórmulas de *Hoek y Diederichs*, Para el caso de nuestra investigación se realizará estos cálculos a fin de obtener la velocidad critica de la roca. Recientemente, *Hoek y Diederichs* examinaron un gran conjunto de datos de medición de campo y nuevas fórmulas sugeridas para estimar el módulo de deformación de la masa rocosa (E_m), usando el Índice de Fuerza Geológica (GSI) y el factor de perturbación (D). Su fórmula se basa

en observación de que una función sigmoidea puede ajustarse bien, tanto para los datos de prueba habituales de fórmulas de estimación empírica (Serafim y Pereira, 1983; Bieniawski, 1978; y Stephens & Banks, 1989). Para el caso de nuestra investigación no se realizaron algún ensayo de la velocidad de propagación de las ondas P y S, ya que estos ensayos son caros y demorosos.

4.1.6 Formulas Hoek - Diederichs

Las fórmulas de Hoek - Diederich 2006 se basan en el valor del Índice de fuerza geológica (GSI) y el factor de perturbación (D) (P. Van & B. Vasárhelyi, 2010). La fórmula introducida de Hoek y Diederichs (2006) calcula el módulo de deformación a partir del valor de GSI y Factor de perturbación D como:

$$E_m(MPa) = 100,000 \frac{1 - D/2}{1 + e^{(75+25D-GSI)/11}}$$

$$E_m(MPa) = 100,000 \frac{1 - 0.7/2}{1 + e^{(75+25(0.7)-40)/11}}$$

$$E_m = 545.2 MPa$$

La siguiente figura muestra estimaciones empíricas del módulo de deformación de masa de roca (Em) basado en GSI y D solamente. o si el módulo de deformación de la roca intacta (Ei) es conocida.

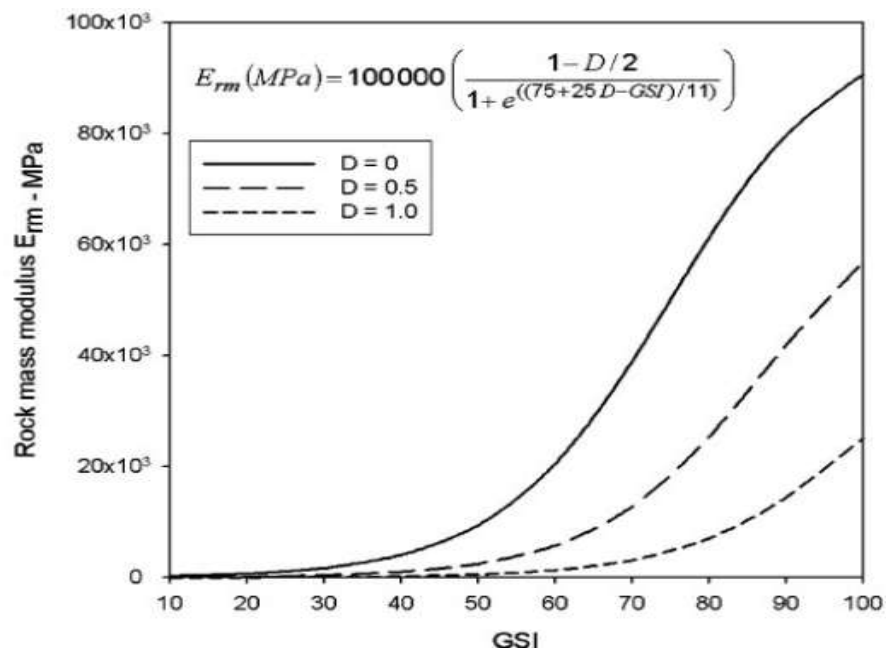


Figura 27. Ecuación de Hoek y Diederichs para determinar el módulo de deformación de masa rocosa (Em).

Fuente: Hoek y Diederichs, 2006.

La figura siguiente es usada para realizar los cálculos de estimaciones empíricas de módulo de deformación de masa de roca basado en GSI, D en relación al módulo de deformación de la roca intacta módulo E_i .

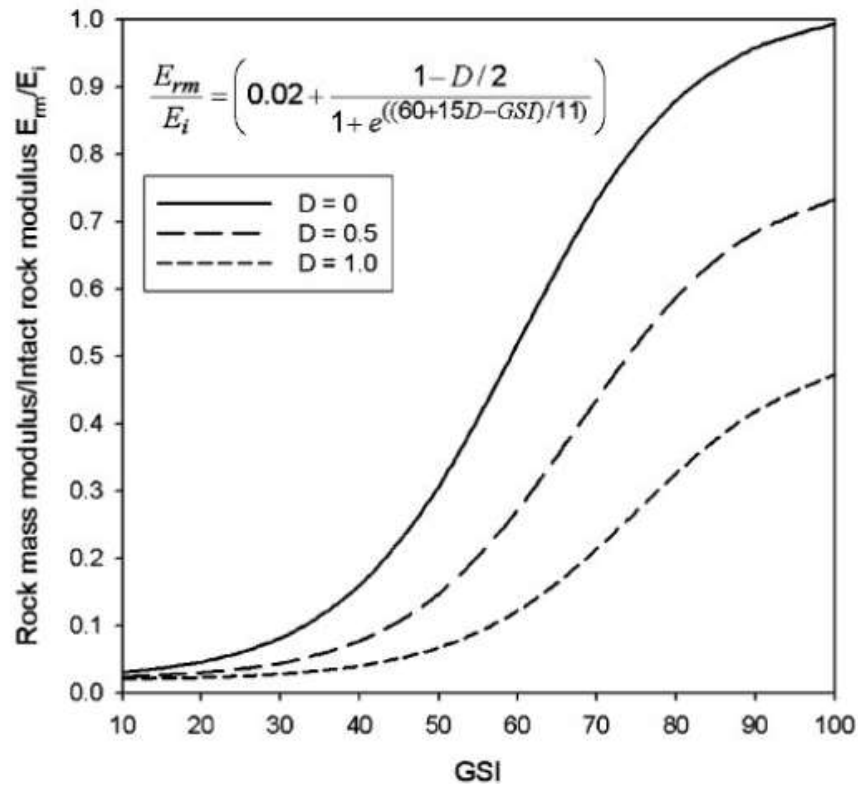


Figura 28. Ecuación de *Hoek-Diederich* para determinar la relación de E_m y E_i . Fuente: *Hoek y Diederichs*, 2006.

$$\frac{E_m(MPa)}{E_i} = 0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\frac{60+15D-GSI}{11}}}$$

$$\frac{E_m(MPa)}{E_i} = 0.02 + \frac{1 - \frac{0.7}{2}}{1 + e^{\frac{60+15(0.7)-40}{11}}}$$

$$\frac{E_m}{E_i} = 0.06$$

Una vez calculo el módulo de deformación de la masa rocosa (E_m) y la relación de $(\frac{E_m}{E_i})$ se procederá a hallar el módulo de young o módulo de roca intacta (E_i), el cual servirá para determinar la velocidad crítica de la roca.

$$E_i = \left(\frac{E_m}{\frac{E_m}{E_i}}\right)/1000$$

$$E_i = \left(\frac{545.1MPa}{0.06}\right)/1000$$

$$E_i = 9.4 \text{ GPa}$$

Tabla 52. Determinación del módulo de elasticidad *Hoek & Diederich*.

| Parámetro | | Valor | Unidad |
|--|-------------------|-------|--------|
| Clasificación geomecánica de Bieniawski (Ver tabla 49) | RMR ₈₉ | 45 | |
| Índice de resistencia geológica | GSI | 40 | |
| Factor de perturbación (Ver anexo 13) | D | 0.7 | |
| Resistencia roca intacta | si | 100 | MPa |
| Módulo del macizo (Figura 27) | Em | 545.1 | MPa |
| Relación de módulo (Figura 28) | Em /Ei | 0.06 | |
| Módulo de la roca intacta | Ei | 9.4 | GPa |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

4.2 Cálculo de la velocidad crítica de la roca mediante el índice Q de Barton

Los altos niveles de vibración, pueden dañar al macizo rocoso, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. La vibración en este contexto, puede ser considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso.

4.2.1 Cálculo del índice Q de Barton mediante correlación con el RMR

A lo largo de las últimas décadas, muchos autores han publicado correlaciones empíricas, que relacionan el Índice de calidad RMR de *Bieniawski* 1973 y el Índice de calidad Q de *Barton*.

La primera correlación entre los dos sistemas de clasificación, fue propuesta por *Bieniawski* en 1976 mediante una regresión lineal de 111 conjunto de datos de RMR y Q provenientes de 62 casos de Escandinavia, 28 de Sudáfrica, y 21 de Norteamérica, Europa y Australia, con un coeficiente de correlación de $R^2 = 0,59$ ($R = 0,77$).

Entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo: El RMR de *Bieniawski* (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de *Barton* (1974), por la expresión. (Fernández Gutiérrez & Pérez Acebo, 2017).

$$RMR = 9 \times \ln Q + 44$$

La figura siguiente nos muestra las diferencias existentes entre las propuestas de estos autores; cómo se puede ver, para los valores centrales de los Índices de Calidad, todos los autores tienden a estar de acuerdo con las cifras obtenidas, pero en los extremos de

las clasificaciones se pueden ver las mayores diferencias entre los resultados obtenidos con las diferentes formulaciones.(Fernández Gutiérrez & Pérez Acebo, 2017)

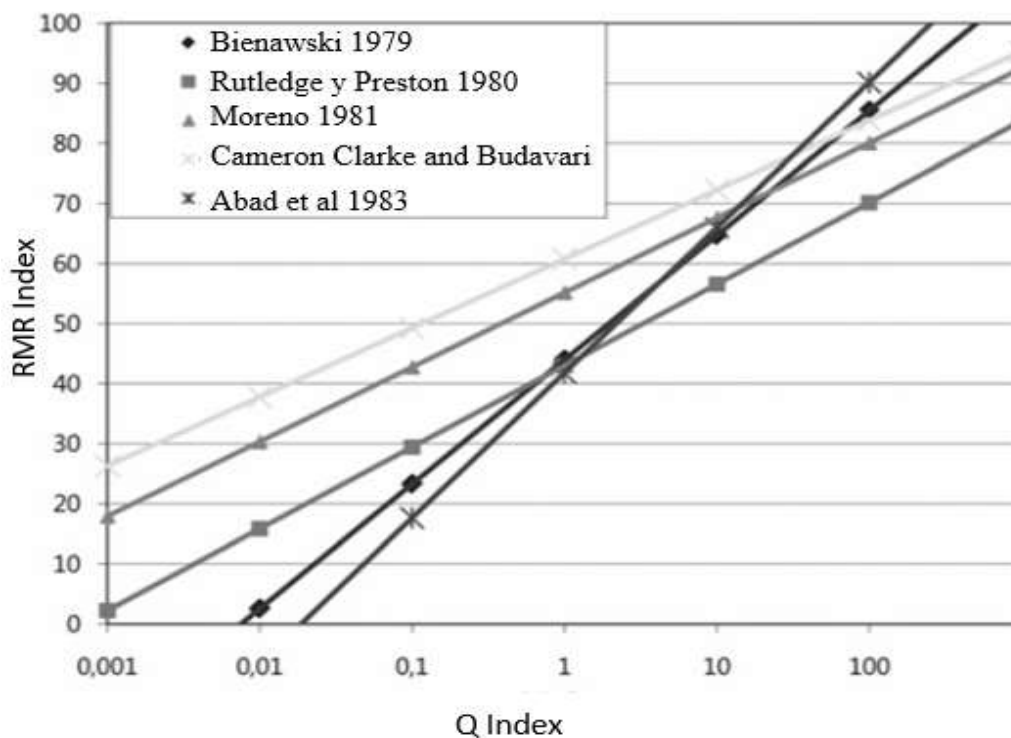


Figura 29. Diferencias de correlaciones existentes entre las propuestas de los autores.

Fuente: (Castro-Fresno, Diego-Carrera, Ballester-Muñoz, & Álvarez-García, 2010).

Se procederá a calcular la velocidad crítica para el tajeo piloto Tj 4100 que tendrá un RMR de 45 y en base a ecuaciones se procederá a hallar la velocidad crítica.

$$Q = \text{expo}((RMR - 44) / 9) =$$

$$Q = \text{expo}((45 - 44) / 9) =$$

$$Q = 1.12$$

Velocidad de propagación de onda P (Vp):

$$Vp = 3500 + 1000 \text{ Log } (Q) =$$

$$Vp = 3500 + 1000 \text{ Log } (1.12) =$$

$$Vp = 3549.22 \text{ m/s}$$

Usando la Ley de Hooke y Forsyth; se determina el valor máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:(Seguel & Bracchitta, 2010)

$$VPP_{critico} = \sigma t \times Vp / Ei$$

Esta ecuación se emplea para estimar la aproximación de la Velocidad de partícula crítica de la roca, donde:

Tabla 53. Parámetros para el cálculo de la velocidad crítica.

| Cálculo de la velocidad crítica de la roca | | | |
|---|------------|------------|------|
| Clasificación de masa de roca | RMR | 45 | |
| Índice de calidad del túnel - Bieniawski 1979 | Q | 1.12 | |
| Velocidad de propagación de onda P | Vp | 3549.21802 | m/s |
| Resistencia roca intacta (si) (Ver tabla 25) | Si | 100 | MPa |
| Resistencia a la tracción | σt | 6.11 | Mpa |
| Velocidad de la onda P | Vp | 3549 | m/s |
| Módulo de Young | Ei | 9.361 | Gpa |
| Velocidad de partícula crítico - máximo | VPPcritico | 2316.1419 | mm/s |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

El Umbral del Valor Máximo de la velocidad de partícula para los distintos niveles de daño según *Cameron Mckenzie*.

Tabla 54. Criterio de umbral daño según *Cameron Mckenzie*.

| VIBRACION CRITICA | CRITERIO DE DAÑO | TIPO DE DAÑO |
|-------------------|--------------------|---|
| 9265 | > 4 * PPVcritico | Intenso fracturamiento |
| 2316 | > 1 * PPVcritico | Creación de nuevas fracturas |
| 579 | > 1/4 * PPVcritico | Leve propagación fracturas pre-existent |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

4.3 Modelamiento de vibraciones por voladuras en taladro largo

En el análisis del daño al macizo rocoso, como primer paso se realiza el cálculo de la predicción del nivel de velocidad pico partícula (PPV) por medio de la estimación de la ley de atenuación del terreno basada en el modelo de *Devine* (1962).

Para obtener la relación entre la velocidad pico partícula y la distancia escalar generado con la data levantada en campo se procede a trazar la línea de distribución de registros sobre la gráfica de regresión de la velocidad pico partícula respecto de la distancia escalar (De), de la cual se obtiene la ley de atenuación.

Los datos que se muestran en la tabla 55, 56 y 57 se obtuvieron mediante el monitoreo de vibraciones en campo, donde vamos a usarlos para realizar el grafico de dispersión y hallaremos la constante k y α , lo cual se ve en la figura 30,31 y 32.

Tabla 55. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros de producción.

| Datos de monitoreo | | Explosivos: E5000 1.1/2"x12"(33cart) y E3000 1.1/2"x24"(1cart/tal) | | | Eje (x) | Eje (y) |
|--------------------|-----------|---|---------------------|--------------------|---|-----------------------------------|
| | | V (mm/s) | D (m) | W (Kg) | | |
| Disparo (Fecha) | Equipo | Vel. Pico Particula | Distancia Monitoreo | (Peso max/retardo) | $De = D/W^{(1/2)}$ Distancia escalar | VPP (mm/s) Vel. Pico Particula |
| | | 22-Jun-16 | Instantel | 78.00 | 15.40 | 45.31 |
| 23-Jun-16 | Instantel | 80.99 | 15.00 | 45.31 | 2.23 | 80.99 |
| 30-Jun-16 | Instantel | 80.01 | 15.00 | 45.31 | 2.23 | 80.01 |
| 2-Jul-16 | Instantel | 81.01 | 15.00 | 45.31 | 2.23 | 81.01 |
| 4-Jul-16 | Instantel | 81.96 | 15.00 | 45.31 | 2.23 | 81.96 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.



Figura 30. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros de producción.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Tabla 56: Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo.

| Datos de monitoreo | | Explosivos: E3000 2"x24" | | | Eje (x) | Eje (y) |
|--------------------|--------|--------------------------|---------------------|------------------|---|-----------------------------------|
| Disparo (Fecha) | Equipo | V (mm/s) | D (m) | W (Kg) | $De = D/W^{(1/2)}$ Distancia escalar | VPP (mm/s) Vel. Pico Partícula |
| | | Vel. Pico Partícula | Distancia Monitoreo | Peso max/retardo | | |

| | | | | | | |
|-----------|-----------|--------|-------|--------|------|--------|
| 20-jun-16 | Instantel | 128.52 | 27.00 | 83.33 | 2.96 | 128.52 |
| 20-jun-16 | Instantel | 108.63 | 29.70 | 83.33 | 3.25 | 108.63 |
| 23-jun-16 | Instantel | 279.38 | 10.00 | 100.00 | 1.00 | 279.38 |
| 23-jun-16 | Instantel | 130.94 | 12.50 | 50.00 | 1.77 | 130.94 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

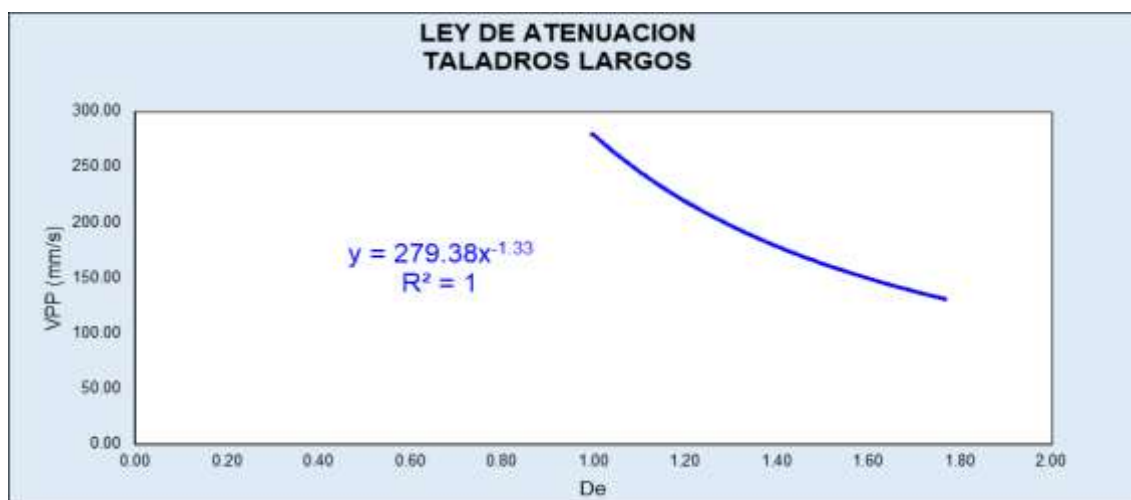


Figura 31. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros largos.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Tabla 57. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros hastiales.

| Datos de monitoreo | | Explosivos: E5000 1.1/4"x12"(1cart) y E1000 1.1/4"x12"(8cart/tal) | | | Eje (x) | Eje (y) |
|--------------------|--------|---|------------------------------|----------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------|
| RP-1950 NV4375 | Equipo | V (mm/s) Vel. Pico Partícula | D (m) Distancia Monitoreo | W (Kg) Peso max/retardo | De = D/W^(1/2) Distancia escalar | VPP (mm/s) Vel. Pico Partícula |
| 29-ago-15 | White | 1.52 | 67.00 | 2.28 | 44.39 | 1.52 |
| 30-ago-15 | White | 6.85 | 39.00 | 2.27 | 25.88 | 6.85 |
| 31-ago-15 | White | 4.93 | 44.12 | 2.27 | 29.28 | 4.93 |
| 07-sep-15 | White | 14.02 | 18.00 | 2.28 | 11.93 | 14.02 |
| 08-sep-15 | White | 13.65 | 21.20 | 2.78 | 12.72 | 13.65 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

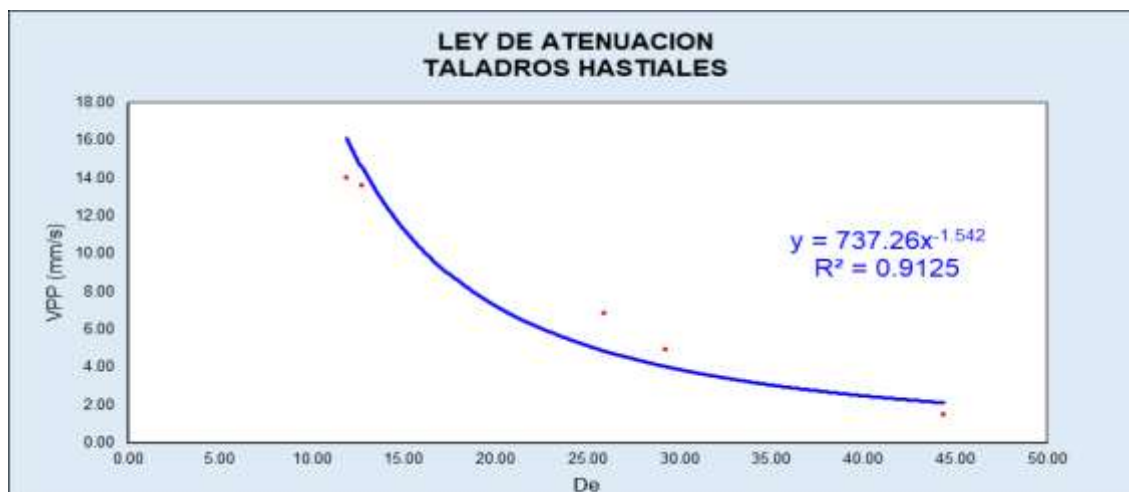


Figura 32. Estimación de la ley de atenuación a partir de los registros tomados en campo para taladros hastiales.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.


4.4 Análisis de campo lejano

Este modelo de vibraciones nos permite predecir el nivel de vibraciones a partir de mediciones en campo. En forma práctica se aplicará para distancias mayores de cinco veces la longitud de carga, como se muestra en la tabla 58 y figura 33, para mayor información del registro de vibraciones ver anexo 23 y 24.

De estas mediciones se deben obtener principalmente tres antecedentes, a saber:

- El nivel de vibraciones que genera la detonación de una carga de explosivo.
- La cantidad de explosivo que genera cierto nivel de vibraciones.
- La distancia de la carga al punto a la cual se mide el nivel de vibraciones.

Tabla 58: Análisis de campo lejano de la detonación de un taladro.

| Explosivo | Emulnor 5000 | Emulnor 3000 | Emulnor 3000 |  | | |
|------------------------|--------------|--------------|--------------|---|----------|--------|
| Dimension | 2" X 12" | 2" X 24" | 1.1/4" X 24" | | | |
| Columna de Carga | Continua | Continua | Continua | | | |
| K | 254.58 | 279.38 | 756.51 | | | |
| Alfa | -1.429 | -1.330 | -1.431 | | | |
| Distancia (metros) | 19 | 19 | 19 | | | |
| W (Kg) | 50.00 | 50.00 | 2.36 | Umbral de daño | | |
| Radio de Influencia(m) | VPP (mm/s) | VPP (mm/s) | VPP (mm/s) | MINIMO | PROMEDIO | MAXIMO |
| 0.10 | 111876 | 80540 | 37738 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.20 | 41550 | 32036 | 13996 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.30 | 23277 | 18683 | 7835 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.40 | 15431 | 12743 | 5191 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.50 | 11218 | 9471 | 3772 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.60 | 8645 | 7431 | 2906 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.70 | 6936 | 6054 | 2330 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.80 | 5731 | 5069 | 1925 | 579 | 2316 | 9265 |
| 0.90 | 4843 | 4334 | 1627 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.00 | 4166 | 3767 | 1399 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.10 | 3636 | 3319 | 1221 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.20 | 3211 | 2956 | 1078 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.30 | 2864 | 2657 | 961 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.40 | 2576 | 2408 | 864 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.50 | 2334 | 2197 | 783 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.60 | 2128 | 2016 | 714 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.70 | 1952 | 1860 | 655 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.80 | 1799 | 1724 | 603 | 579 | 2316 | 9265 |
| 1.90 | 1665 | 1604 | 558 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.00 | 1547 | 1498 | 519 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.10 | 1443 | 1404 | 484 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.20 | 1350 | 1320 | 453 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.30 | 1267 | 1244 | 425 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.40 | 1192 | 1176 | 400 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.50 | 1125 | 1114 | 377 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.60 | 1064 | 1057 | 356 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.70 | 1008 | 1005 | 338 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.80 | 957 | 958 | 321 | 579 | 2316 | 9265 |
| 2.90 | 910 | 914 | 305 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.00 | 867 | 874 | 290 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.10 | 827 | 837 | 277 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.20 | 790 | 802 | 265 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.30 | 756 | 770 | 253 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.40 | 725 | 740 | 243 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.50 | 695 | 712 | 233 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.60 | 668 | 686 | 224 | 579 | 2316 | 9265 |
| 3.70 | 642 | 661 | 215 | 579 | 2316 | 9265 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

La tabla 58 nos muestra el umbral de daño al macizo rocoso ocasionado por la detonación de los taladros en el tajeo de estudio y muestra el radio de influencia desde 0.1 metros hasta un radio de 3.70 metros y por cada distancia se tiene una velocidad crítica de la roca que indica que la roca sufrirá daño. Ejemplo, de acuerdo a los resultados obtenidos en el estudio se tiene que producto de la detonación de un taladro este causa un radio de influencia de 1.3 metros y de acuerdo al umbral de daño, se muestra los tipos de daño mínimo, promedio y máximo para ocasionar daño a la roca. Para el ejemplo se tiene una Vpp de 2657 mm/s, lo que indicaría que a esa velocidad la roca se fractura y alcanzara un radio de influencia de 1.3. y se encontrara un umbral promedio de daño.



Figura 33. Análisis de daño en la roca remanente, de acuerdo al grado de umbral de daño ocasionado.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

4.5 Análisis de campo cercano

El modelo de campo cercano, se considera a las vibraciones que afecta directamente a las estructuras alrededor del taladro, principalmente para medir el nivel de vibraciones que afecta la estabilidad del tajeo. Y para clasificar el daño ala roca se usará la tabla 60 donde se ve el umbral de daño en la roca.

Tabla 59. Análisis de campo lejano de la detonación de un taladro.

| Explosivo | Emulnor 5000 | Emulnor 3000 | Emulnor 3000 | Unidad |
|-----------------------|--------------|--------------|--------------|-------------------|
| Dimensión Cartucho | 2" X 12" | 2" X 24" | 1.1/4" X 24" | |
| k | 254.58 | 279.38 | 756.51 | |
| Alfa | -1.43 | -1.33 | -1.43 | |
| Long. Taco | 2.00 | 2.00 | 1.00 | m |
| Long. Carga | 14.00 | 14.00 | 2.30 | m |
| Long. Taladro | 16.00 | 16.00 | 3.30 | m |
| Densidad carga | 1.16 | 1.14 | 1.14 | g/cm ³ |
| Peso de explosivo | 43.75 | 38.89 | 2.36 | kg |
| Densidad Carga Lineal | 2.73 | 2.43 | 0.72 | kg/m |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Tabla 60. Análisis de daño en la roca remanente, de acuerdo al grado de umbral de daño ocasionado.

| Según Cameron Mckenzie | Explosivo | Emulnor 5000 | Emulnor 3000 | Emulnor 3000 |
|---|-----------|--------------|--------------|--------------|
| $Vppc = Kx(\frac{d}{\sqrt{w}})^{-\alpha}$ | Dimensión | 2" x 12" | 2" x 24" | 1.1/4" x 24" |
| | Columna | Continua | Continua | Continua |
| Intenso fracturamiento (4 x VPPc) | 9265 | 0.53 | 0.45 | 0.27 |
| Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc) | 2316 | 1.41 | 1.27 | 0.70 |
| Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc) | 579 | 3.72 | 3.61 | 1.85 |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

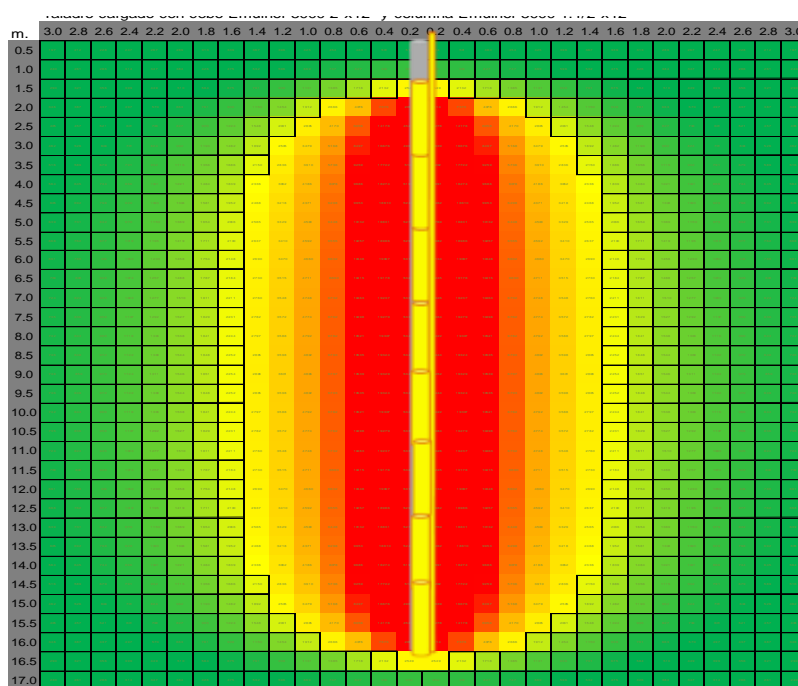


Figura 34. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.41metros, vista de perfil.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

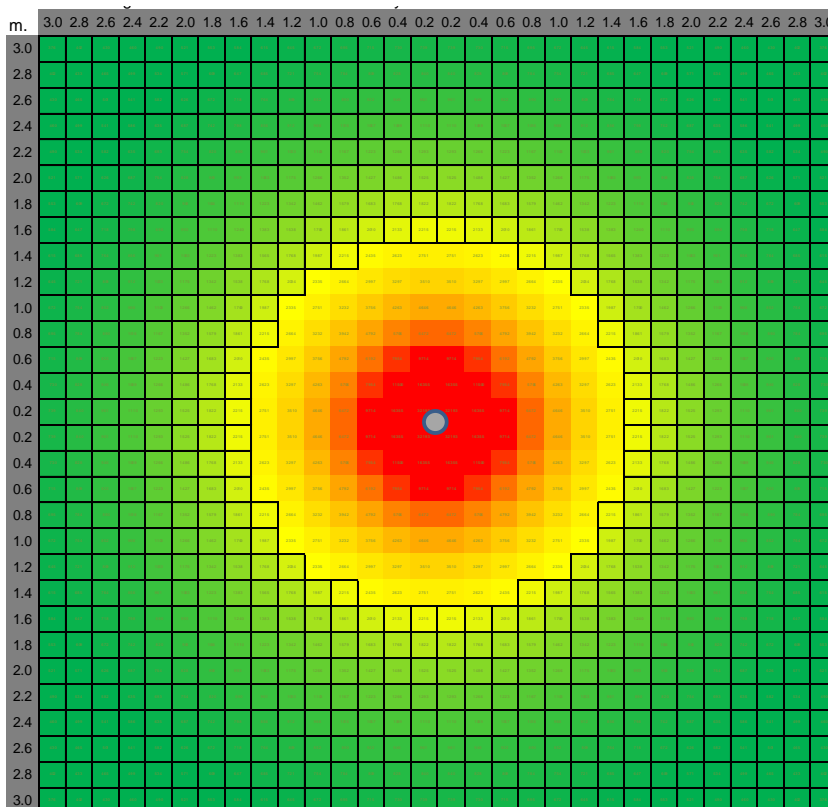


Figura 35. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.41 metros, vista planta.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

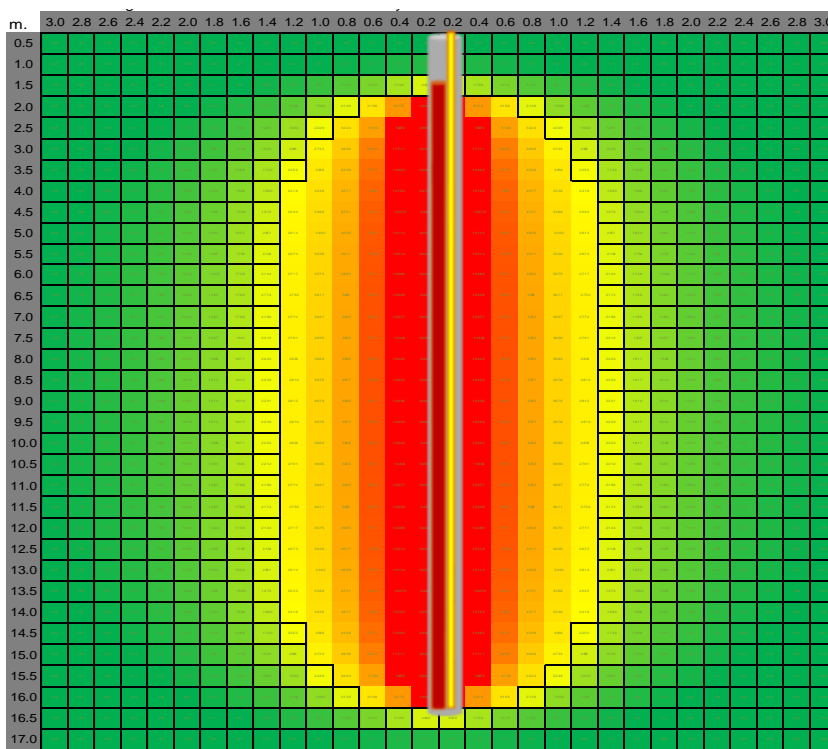


Figura 36. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.3 metros, vista de perfil.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

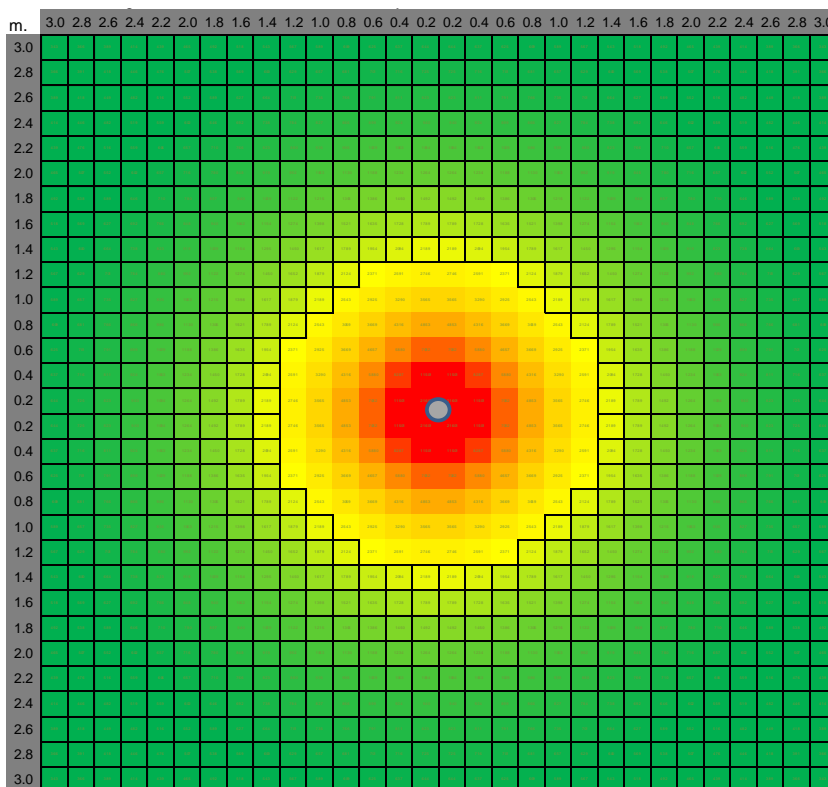


Figura 37. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 1.3 metros, vista de perfil, vista planta.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

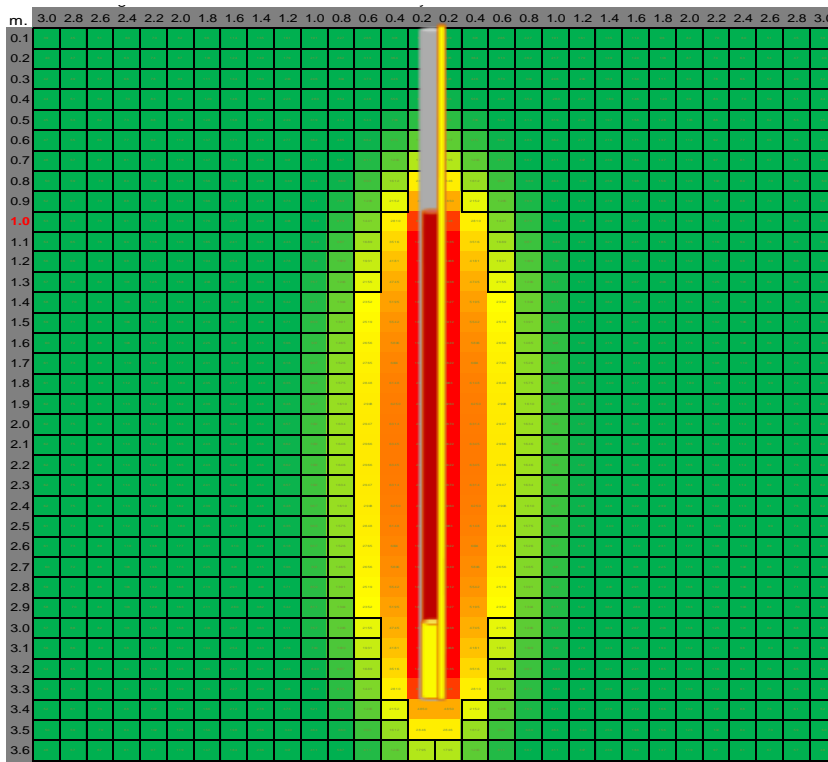


Figura 38. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 70 centímetros, vista de perfil.
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

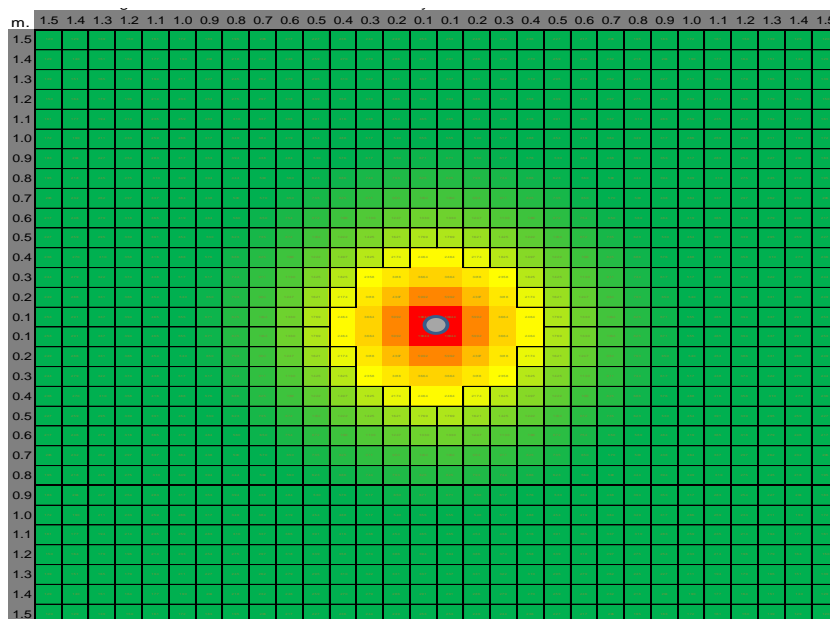


Figura 39. Análisis de vibraciones a campo cercano de un taladro, donde el radio de influencia es 70 centímetros, vista planta.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Las figuras 34, 35, 36, 37, 38 y 39 hace referencia a la distribución de la energía de detonación en el área de donde se realice la voladura donde cada cuadrado representa a una velocidad crítica de la roca ósea que a esa velocidad la roca se fracturara para lo cual en las figuras se representa en colores y para su respectivo análisis se determinó el umbral de daño (este es calculada con los parámetros geomecánicos, constantes elásticas de la roca, la velocidad de la onda P y monitoreo de vibraciones) y luego se analizara a que distancia la roca se fracturara, la siguiente investigación se usó el software blastware III.

4.6 Comparación entre el área de influencia efectiva de detonación en un taladro y el área de influencia efectiva de detonación practico.

4.6.1 Calculo del burden y espaciamiento para determinar el área de influencia teórico

Determinar el burden y espaciamiento; teniendo en cuenta como parámetros principales: la presión de detonación del explosivo, la resistencia tensiva dinámica de la roca (función de la resistencia compresiva uniaxial del mineral) y el diámetro de perforación.

Fórmula modificada de Pearse.

$$B = (K * D / 1000) * \sqrt{(P / Std)}$$

Donde:

B = Burden.

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca. Varía entre (0.7 – 0.1.0).

D = Diámetro de taladro (mm).

P = Presión de detonación de la carga explosiva (kg/cm²).

Std= Resistencia dinámica de la roca (kg/cm²).

Para nuestro caso en la unidad Inmaculada, se utiliza la malla cuadrada por lo que solo será necesario determinar el burden y de acuerdo al tipo de malla tendremos el espaciamiento.

Tabla 61. Calculo promedio del burden y espaciamiento.

| Equipo de perforación | Explosivo | Calidad de roca (RQD) | Diámetro (mm) | Presión de detonación (Kg/cm ²) | Std (Kg/cm ²) | K | B (m) | E (m) |
|-----------------------|-----------|-----------------------|---------------|---|---------------------------|------|-------|-------|
| SIMBA | E3000 | 55 | 76.20 | 94833.61 | 69.38 | 0.88 | 2.5 | 2.5 |
| SIMBA | E5000 | 55 | 76.20 | 89735.03 | 69.38 | 0.88 | 2.4 | 2.4 |
| PROMEDIO | | | | | | | 2.5 | 2.5 |

Fuente. Autor de tesis.

Área de influencia de detonación= Burden x Espaciamiento.

Área de influencia de detonación= 2.5 m x 2.5 m.

Área de influencia de detonación= 6.25 m².

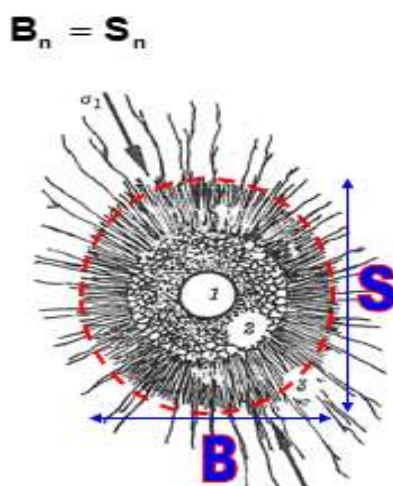


Figura 40. Muestra el área de influencia efectiva de un taladro.

Fuente. Ojeda 2010.

4.6.2 Determinación del área de influencia efectiva mediante el radio de influencia efectiva de detonación en un taladro

Donde después de realizar los análisis de campo lejano y campo cercano se obtiene que el radio de influencia efectiva del taladro es de 1.30 metros.

$$\text{Área de detonación} = \pi r^2.$$

$$\text{Área de detonación} = \pi \times 1.30 \text{ m}^2. \quad (\text{más detalles en la figura 41})$$

$$\text{Área de detonación} = 5.31 \text{ m}^2.$$

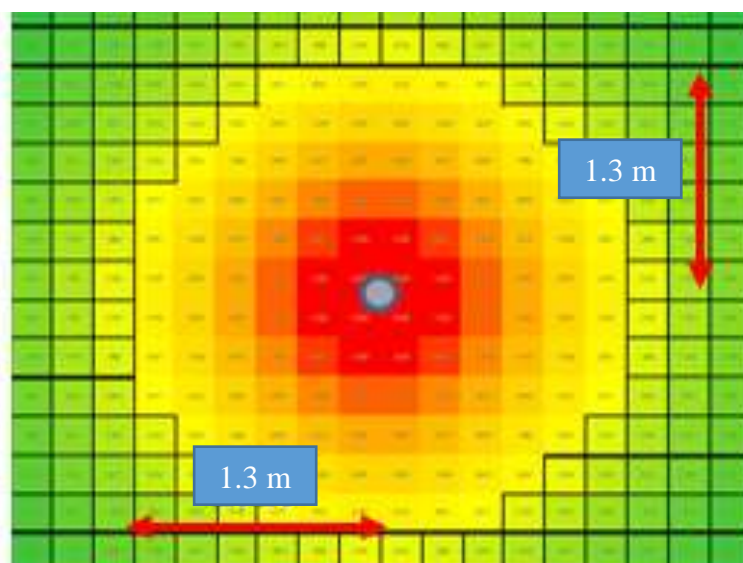


Figura 41. Obtención del radio de influencia efectiva luego del análisis de vibraciones.

Fuente. Unidad minera Inmaculada.

4.6.3 Comparación de áreas de influencia de acuerdo a los al teórico y práctico

Para realizar esta comparación previamente se realizó el cálculo de áreas de influencias donde para el caso teórico se determinó mediante la multiplicación del burden y el espaciamiento mientras que para el caso práctico se determinó con el cálculo del radio de influencia de detonación de un taladro obtenido en el monitoreo de vibraciones y se calculó con la fórmula de un círculo.

La siguiente tabla muestra el uso de las áreas de influencia para calcular las toneladas rotas de minas esperadas luego de la voladura para taladros de producción, donde se puede apreciar que con el caso práctico (realizado mediante análisis de vibraciones y

calculando el radio de influencia de detonación) se tiene un cálculo más preciso que en comparación al cálculo teórico.

Tabla 62. Comparación de áreas de con el cálculo de tonelaje a extraer.

| Comparación | Área de detonación de un taladro (m ²) | Altura de banco (m) | Nº de talaros producción por panel | Volumen (m ³) | Densidad del material (Tn/m ³) | Tonelaje a extraer (Tn) |
|-----------------|--|---------------------|------------------------------------|---------------------------|--|-------------------------|
| Teórico | 6.25 | 16.00 | 15.00 | 1500.00 | 2.54 | 3810.00 |
| Practico | 5.31 | 16.00 | 15.00 | 1274.23 | 2.54 | 3236.54 |

Fuente: Unidad minera Inmaculada.

Por otra parte, también se puede calcular las toneladas rotas de otra forma como se aprecia en el anexo 28 donde se tiene 3313.2 toneladas rotas que a comparación del caso práctico existe una variación de 76 toneladas aproximadamente, lo que hace notar que la determinación del radio de influencia de detonación de un taladro largo resulta muy efectiva porque entrega resultados más exactos y que por consiguiente es muy útil a la hora de realizar la distribución de equipos de acarreo.

4.7. Discusiones con otras investigaciones

Existe otras maneras de usar la determinación del radio de influencia, como es el caso de la mina Uchucchacua donde realizaron el análisis para determinar el nivel de daño al macizo rocoso a partir de un análisis de vibraciones producto de la voladura en el Tj 658, para evitar esto ante la manifestación de daño en el shotcrete. Este estudio fue presentado en el congreso XIII Simposion Internacional de Perforación y Voladura de Rocas - SIPERVOR 2015. A continuación, se muestra algunos datos que se usaron en el proyecto masi unidad Uchucchacua. (Gomez, 2015)

Tabla 63. Se muestra los parámetros para realizar el análisis de vibraciones.

| Zona 2 - Tj 658NE | | | |
|-------------------------------------|-----------|--------|--|
| Parámetro | Resultado | Unidad | |
| RMR | 42 | | |
| Resistencia a tensión (σ). | 72 | Mpa | |
| Velocidad de la onda P (onda P). | 3403 | m/s | |
| Módulo de Young (Ei). | 23.5 | Gpa | |
| VPPcritico. | 1039.55 | mm/s | |

Fuente: (Gomez, 2015).

Tabla 64. Criterio de daño según la velocidad crítica de la roca.

| Criterio de umbral de daño | | |
|-----------------------------------|------------|-------------------|
| Zona 2 - Tj 658NE | | VPP (mm/s) |
| Intenso fracturamiento. | (4xVPPc) | 4158.21 |
| Creación de nuevas fracturas. | (1xVPPc) | 1039.55 |
| Extender fracturas preexistentes. | (1/4xVPPc) | 259.89 |

Fuente: (Gomez, 2015).

Donde intenso fracturamiento representa al color rojo, creación de nuevas fracturas representa al color amarillo y extender fracturas preexistentes es representada por el color verde.

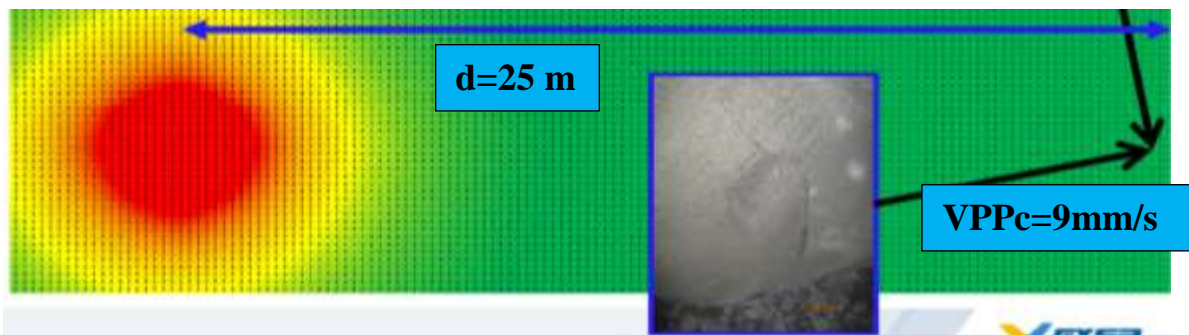


Figura 42. Evidencia de fracturamiento del shotcrete.

Fuente: (Gomez, 2015).

De acuerdo a la figura y los cuadros observamos que el shotcrete sufre una leve creación de fractura (esto podría ser efecto de la extensión de una fractura ya existente u otros factores) a una distancia de 25 metros y a una VPPc de 9 mm/s.

4.8 Análisis de vibraciones en las cajas del tajeo

Para realizar el siguiente análisis se registró el esquema de los retardos en este caso de periodo largo (LP) como se observa en la siguiente figura 45 donde los retardos LP6, LP8 y LP13 son taladros cerca de la caja techo cargado con Emulnor 3000 de 2"x24".

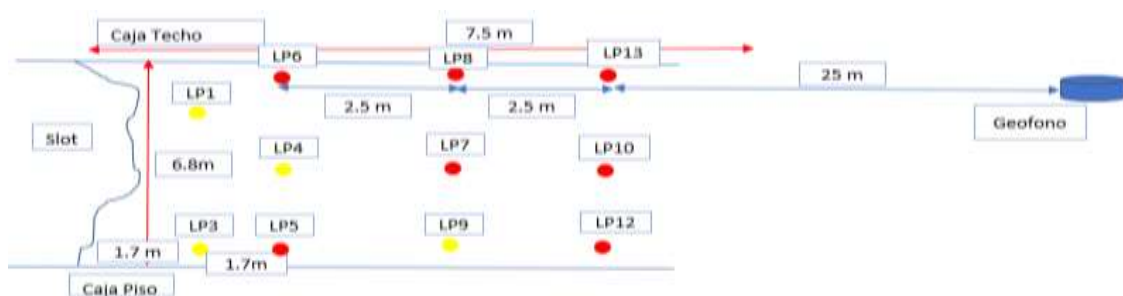


Figura 43. Distribución de retardos de voladura de taladro largo.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

En el registro de vibración resultante se observa el nivel de vibración menor en los taladros cerca de la caja techo y piso con tiempo de retardo de 3s (LP6), 4s (LP8) y 7s (LP13).

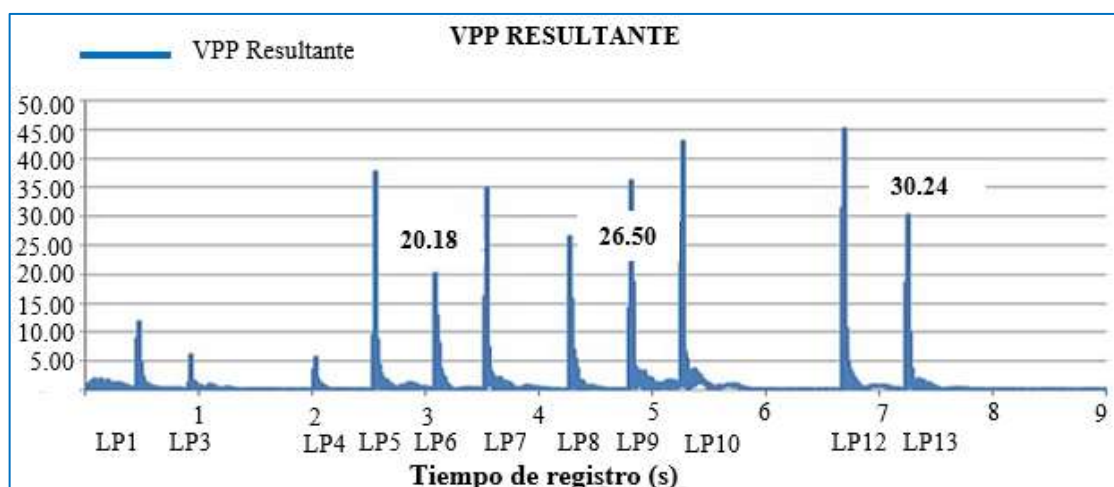


Figura 44. Registro de vibraciones en la caja techo y piso de acuerdo a la distribución de retardos.

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

El nivel de vibración menor en taladros cerca de la caja techo, debido a que se reduce el burden de voladura al realizar la secuencia de voladura de taladro por taladro.

CONCLUSIONES

- Actualmente la realización de ensayos de laboratorio se ha vuelto costosa y obtener los resultados llegan a ser demorosos es donde los expertos en geomecánica proponen que a través de estudios calcular estos datos mediante correlaciones. En nuestra investigación se logró realizar la evaluación geomecánica del lugar de estudio obteniendo así un RMR promedio de 45 lo cual nos ayudara a la determinación del índice Q mediante la correlación propuesta por Bieniawski, el GSI mediante la correlación de Hoek y Marinos y de las constantes elásticas como es el módulo del macizo rocoso y el módulo de young de la roca mediante el método de correlación de Hoek y Diederichs. Y así determinar la velocidad de la onda P de 3549 m/s.
- En el análisis de vibración se demuestra un radio de influencia de 1.3m de un taladro de 76mm cargado con Emulnor 3000 de 2"x24", aplicando el criterio de Cameron Mckenzie, donde al calcular su área de influencia efectiva de detonación resulto 5.30 m² que en comparación al área de influencia teórico es 6.25m², lo indica que los indicadores de voladura para este ítem se manejaban incorrectamente.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar ensayos de campo y laboratorio para hacer una comparación entre los cálculos de correlación usados en la investigación presentada a fin de estimar la diferencia de resultados obtenidos.
- Los monitoreos de vibraciones deben ser realizados por personal entrenado y experimentado para poder recabar información confiable y tomar decisiones correctamente a fin de obtener resultados más acertados, al momento de realizar los análisis.

BIBLIOGRAFÍA

- APS BLASTRONIC (2006). Monitoreo y modelamiento de vibraciones para el control y evaluación del daño por voladuras.
- Barkan, D. D. (1962), " Dynamics of Bases and Foundations," McGraw-Hill Book Company, New York.
- Belandria, N., & Bongiorno, F. (2012). *Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton, Hoek y Brown*. Colombia: Universidad de los andes.
- Blas, J. A. P. de. (2002). Problemática de las vibraciones en las voladuras. medición, control y regulación legal. *Union Española de Explosivos S.A.*, 1–24.
- Bordehore, L. J. (2010). *Clasificaciones geomecánicas y diseño empírico de sostenimiento*. Lima - Perú: Geoconsult España.
- Castillo, S. M. O., & Vizcarra, J. R. D. (2009). *Diseño de un modelo predictivo a partir de un estudio de vibraciones en voladura en una mina modelo*. *Ingeniería*. Pontificia Universidad Católica del Perú. <https://doi.org/10.1017/CBO9781107415324.004>
- Castro-Fresno, D., Diego-Carrera, R., Ballester-Muñoz, F., & Álvarez-García, J. (2010). Correlation between Bieniawski's RMR and Barton's Q Index in Low-Quality Soils. *Revista de La Construcción*, <https://doi.org/10.4067/S0718-915X2010000100012>.
- Catasús, P. S. (2004). *Experimental analysis of fragmentation, vibration and rock movement in open pit blasting*. Escuela técnica superior de ingenieros de minas.
- CINTEX. (2005). *Manual de monitoreo de vibraciones generadas por tronaduras, análisis y modelamiento*. Chile.
- Duvall, V. L., & Devine, J. F. (1963). *Vibrations from instantaneous and millisecond delayed quarry blasts* (Explosives). US Department of interior Office of surface mining.
- ENAEX. (2004). *Manual de tronadura ENAEX S.A*. Chile.
- Fernández Gutiérrez, J. D., & Pérez Acebo, H. (2017). Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino. *Informes de La Construcción*, 205. <https://doi.org/10.3989/id54459>
- Galera, J. M., Alvarez, M., & Bieniawski, Z. . (2015). Evaluation of the deformation modulus of rock masses using RMR comparison with dilatometer tests. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 26(November), 7.
- Galvis, L. V., Ochoa, C. A., Arguello Fuentes, H., Carvajal Jiménez, J. M., & Calderón Carrillo, Z. H. (2011). Estimación de propiedades mecánicas de roca utilizando inteligencia artificial. *Ingeniería y Ciencia - Ing.Cienc.*, 7(14), 83–103. Retrieved from

<http://publicaciones.eafit.edu.co/index.php/ingciencia/article/view/430>

- Garrido, A. A. M. (2007). *Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina el teniente*. Universidad de Chile.
- Gomez, F. R. (2015). Proyecto Masi Unidad Uchucchacua - Estudio de vibraciones en el Tajeo 658 Nivel 3920. *Exsa*, 1(1), 24.
- Hoek, E., & Diederichs, M. S. (n.d.). Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. *International J. of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2.
- Instituto Geologico y Minero de España. (1993). *Investigacion de problemas geomecanicos en el arranque: Vibraciones producidas por voladuras y precorte* (PLAN NACIONAL DE ESPAÑA).
- Lanata, M. A. W. R. (2009). *Modelamiento de vibraciones en el campo cercano aplicado a Lagunas Norte*. Universidad Nacional de Ingenieria.
- León, L. A. C. (2014). *Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur , Minera La Zanja*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Ojeda, R. W. (2010). Diseño de voladura en cráter aplicando nuevo modelo matematico. *Diseño de Voladura En Cráter*, 52.
- Osinergmin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. (Osinerming, Ed.) (Mayo 2017). Lima - Perú: publisher.
- P. Van & B. Vasárhelyi. (2010). Sensitivity analysis of the hoek diederichs rock mass deformation modulus estimating. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 20(2), 4.
- Perez, W. J. C. (2009). *Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones*. *Ingenieria*. Universidad Nacional de Ingenieria. Retrieved from http://www.uni.edu.ni/Alma_Mater/Historia
- Persson, P.-A., & Holmberg, R. (1993). *Engineering rock blasting operations*. CRC Press LLC (1st ed.).
- Quispe, F. N. (2015). *Determinación de fragmentación del mineral en voladura de tajeos aplicando la teoría de conminución de la unidad minera cori puno*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Ramón, G. (2010). Cinematica o Dinamica. Retrieved from http://viref.udea.edu.co/contenido/menu_alterno/apuntes/ac11-cinetica-dinamica.pdf

- Rojas, N. D. C. (2008). *Tesis Maestría Geomecánica en el minado subterráneo caso mina condestable*. Universidad Nacional De Ingeniería. Retrieved from http://repositorio.uni.edu.pe/bitstream/uni/756/1/aguero_zv.pdf
- Scherpenisse, C. R. (2015). Instrumentación , Monitoreo e Interpretación de Vibraciones. In *Geoblast* (pp. 1–26). Peru: Geoblast.
- Seguel, R., & Bracchitta, D. (2010). Propuesta para la construcción y monitoreo de estructuras experimentales, orientadas a la evaluación del complejo Minero San Jose del Abra. *SCM EL ABRA*, 1(1), 1–10.
- Sociedad nacional de minería petróleo y energía. (2014). *Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea* (Sociedad n, Vol. I). Peru: Sociedad nacional de minería petróleo y energía.
- Tarbuck, E. J., & Lutgens, F. K. (2005). *Ciencias de la Tierra una Introducción a la Geología Física. Una introducción a la Geología Física*. Retrieved from <http://publidisa.com>
- Yaranga, E. T. (2015). *Tesis Pregrado Sistema de carguio para la voladura eficiente en el pique 2000, nivel 18, zona esperanza en la Compañía Minera Casapalca*.

ANEXOS

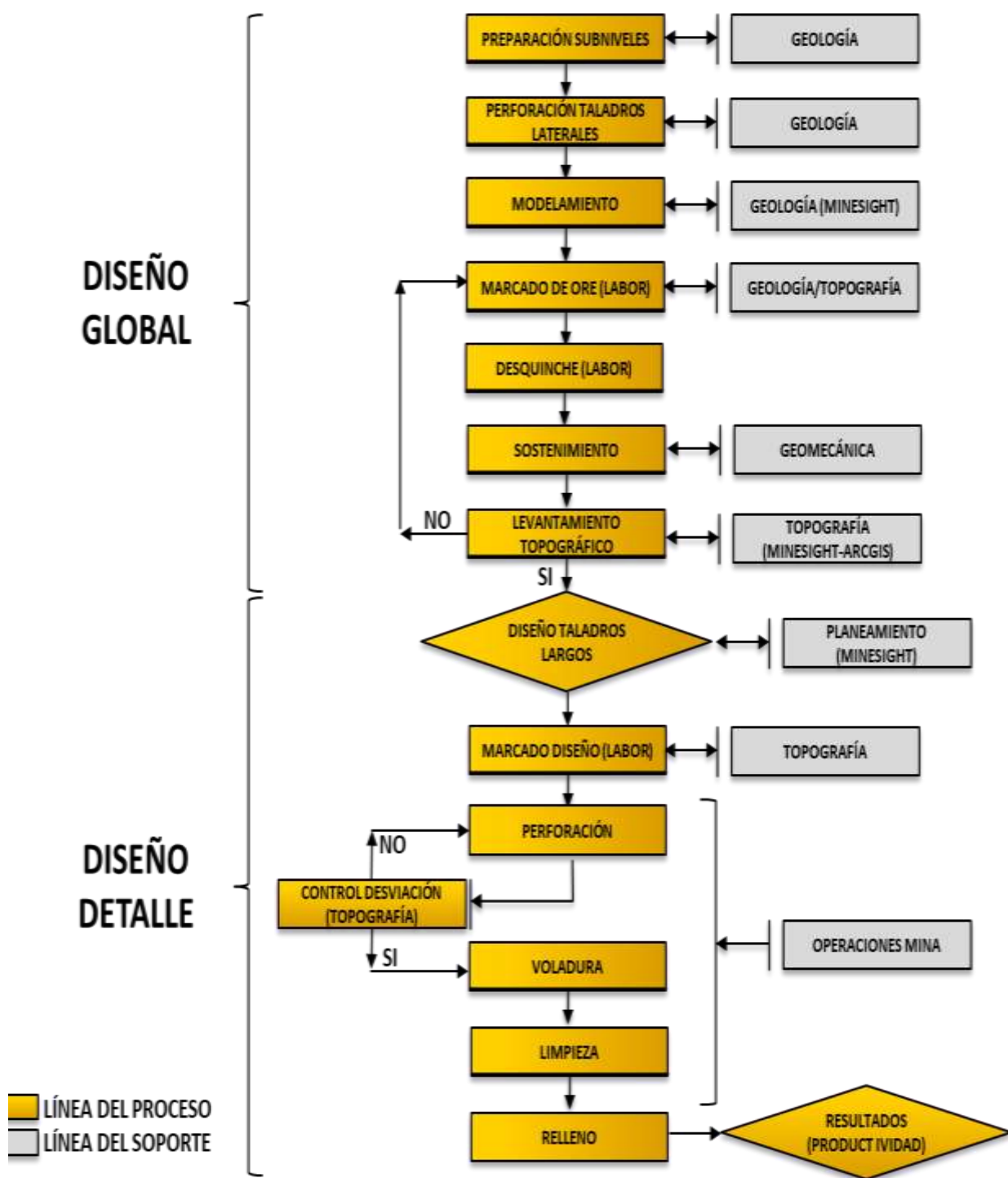
Anexo 1. Matriz de consistencia de la investigación.

| PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA | HIPOTESIS | OBJETIVOS | VARIABLES INDICADORES | INDICADORES | METODOS | INSTRUMENTOS |
|---|---|---|--|---|--|--|
| <p>Problema General ¿Cómo se puede optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante las características de la geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho?</p> | <p>Hipótesis General Las características de geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones nos permitirán optimizar el radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>Objetivo General Optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante las características de la geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>VARIABLES INDICADORES VARIABLES Independientes Características de geomecánica dinámica y monitoreo de vibraciones en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> <p>VARIABLES Dependientes Radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>INDICADORES VARIABLES Independientes Propiedades físicas. Propiedades mecánicas Índice de la calidad de roca RQD. Evaluación de RMR de Bieniawski (1989) Índice Q de Nick Barton. Sistema de clasificación GSI Hoek y Paul marinos Velocidad de ondas P Velocidad pico de partícula (VPP) crítica</p> <p>VARIABLES Dependientes Metros cuadrados (m2)</p> | <p>METODOS Descriptivo correlacional. Es descriptivo, porque requiere e interpreta lo que es, es decir, está relacionada a condiciones o conexiones existentes, efectos que se sienten o tendencias que se relacionan. Es correlacional, porque busca identificar probables relaciones de influencia entre variables medidas, con la finalidad de observar la dirección o grado en que se relacionan.</p> | <ul style="list-style-type: none"> • Carga puntual • Esclerómetro • Martillo de geólogo • Ábacos y tablas • Software de Blastware • Formulas y análisis de los datos de monitoreo de vibraciones |
| <p>Problemas Específicas ¿Cómo se puede determinar las características de la geomecánica dinámica en taladros largos en la</p> | <p>Hipótesis Específicas La determinación de la evaluación de la geomecánica</p> | <p>Objetivos Específicas Determinar las características de la geomecánica</p> | <p>VARIABLES Dependientes Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>INDICADORES Dependientes Metros cuadrados (m2)</p> | <p>METODOS</p> | <p>INSTRUMENTOS</p> |

| | | | | |
|--|--|---|--------------------------------------|--|
| <p>Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho? ¿Cómo se puede optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante el monitoreo de vibraciones en taladros largos en la Unidad Minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho?</p> | <p>nos ayudaran a determinar las características dinámicas de las rocas en taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho El monitoreo de vibraciones nos permitirá optimizar el radio de influencia efectiva en voladura de taladros largos en la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>dinámica en taladros largos en la unidad minera inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho Optimizar el radio de influencia efectiva en voladura mediante el monitoreo de vibraciones en taladros largos en la unidad minera inmaculada, Hochschild Mining – Ayacucho</p> | <p>Porque determinan la relación</p> | |
|--|--|---|--------------------------------------|--|

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 2. Diagrama de flujo del proceso de minado en la unidad operativa Inmaculada.



Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 3. Desviación de taladros largos llegada.



Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 4. Tabla GSI para sostenimiento según clasificación geomecánica, para labores temporales.

| HOCHSCHILD MINING UNIDAD MINERA INMACULADA DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECANICA G.S.I. (Modificada) | | CONDICIONES | | ESTRUCTURA | |
|---|--|--|---|------------|--|
| A | LABORES MINERAS TEMPORALES (6 a 7 m) PERNO SISTEMÁTICO 1.8 x 1.8 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies) | BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas. (Rc 100 a 250 Mpa) (se rompe con varios golpes de picota) | REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO) Discontinuidades rugosas, levemente alterada, manchas de oxidación, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 Mpa) (se rompe con uno o dos golpes de picota) | | LEVEMENTE FRACTURADO Tres o menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (RQD 75-90) - (2 a 5 fracturas por metro) |
| B | PERNO SISTEMÁTICO 1.8 x 1.8 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies) | POBRE (MODER. RESIST., LEVE A MODERADAMENTE) Discontinuidades lisas, moderadamente alterada. (se indenta superficialmente con golpes de picota) | MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) Superficie pulida o con estraciones, muy alterada Relleno compacto o con fragmentos de roca (Rc 5 a 25 Mpa) - (se indenta mas de 5 m.) | | MODERADAMENTE FRACTURADO Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales (RQD 50 - 75) |
| C | SHOTCRETE (e=2) + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.8x1.8m.) | | | | MUY FRACTURADO Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o mas sistemas de discontinuidades (RQD 25-50) (12 a 19 fracturas por metro) |
| D | SHOTCRETE (e=2) + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.5x1.5m.) | | | | |
| E | SHOTCRETE (e=2) + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.2x1.2m.) | | | | |
| F | SHOTCRETE (e=3) + CIMBRAS A 1.0 m (Shot c/1 25 kg/m3) - (Avanzar con | | | | |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

| METODOLOGIA DE APLICACION | | | | | |
|---|-------|----------------------------------|----------------------|----------|--|
| LABORES DE DESARROLLO 5.00 m a 7.00 m. (TEMPORALES) | | | | | |
| SOSTENIMIENTO | TIPO | INDICE "ISI" | INDICE "RMR" DE ROCA | CALIDAD | |
| A | II | LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R, MF/B | 61 - 80 | Buena | |
| B | III A | LF/P, F/R, MF/B | 51 - 60 | Regular | |
| C | III B | F/P, MF/R | 41 - 50 | Regular | |
| D | IV A | F/P, FMP, MF/R, MF/P, IF/R | 31 - 40 | Mala | |
| E | IV B | FMP, MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P | 21 - 30 | Mala | |
| F | V | MF/MP, IF/P, IF/MP | < 20 | Muy mala | |

Sostenimiento sin factores influyentes

Sostenimiento con factores influyentes

SIN FACTORES INFLUYENTES: La aplicación se realiza usando el flexómetro y la picota. en condiciones normales de minado, el sostenimiento aplicado será el indicado con el color de la parte superior

CON FACTORES INFLUYENTES: La aplicación se realiza con presiones de la roca, presencia de agua, presencia de fallas, reales naturales, el sostenimiento aplicado será el indicado con el color de la parte inferior.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá realizar diseños de PVC, para evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas.
- El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
- La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua
- Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
- Capacitar permanentemente a todo el personal de operaciones en la aplicación de la cartilla geomecánica y colocación del sostenimiento.
- En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.

PROHIBICIONES

- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
- Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro
- Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca o en malla suelta.
- Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
- Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
- En Roca tipo III A con RMR (50-60), ingresar después de 2 hrs del lanzado de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo III B con RMR (40-50), ingresar después de 2 hrs del lanzado de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo IV A con RMR (30-40), ingresar después de 3 hrs del lanzado de shotcrete a perforar.
- En Roca tipo IV B con RMR (20-30), ingresar después de 3 hrs del lanzado de shotcrete para colocar

Anexo 5. Tabla GSI para ventanas y cámaras de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B.



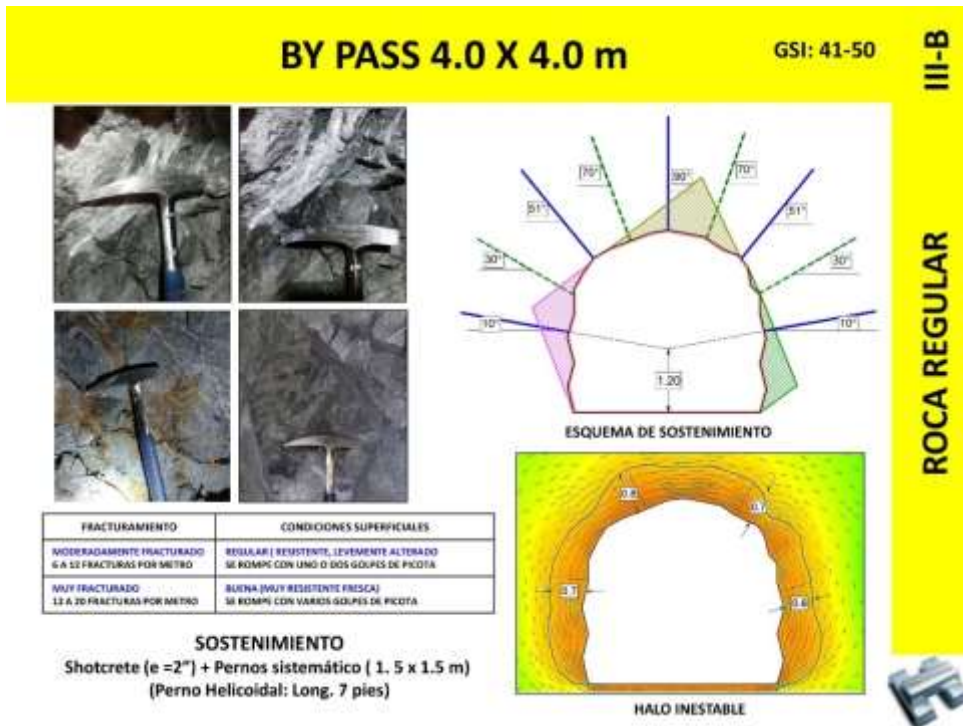
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 6. Tabla GSI para subniveles de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B.



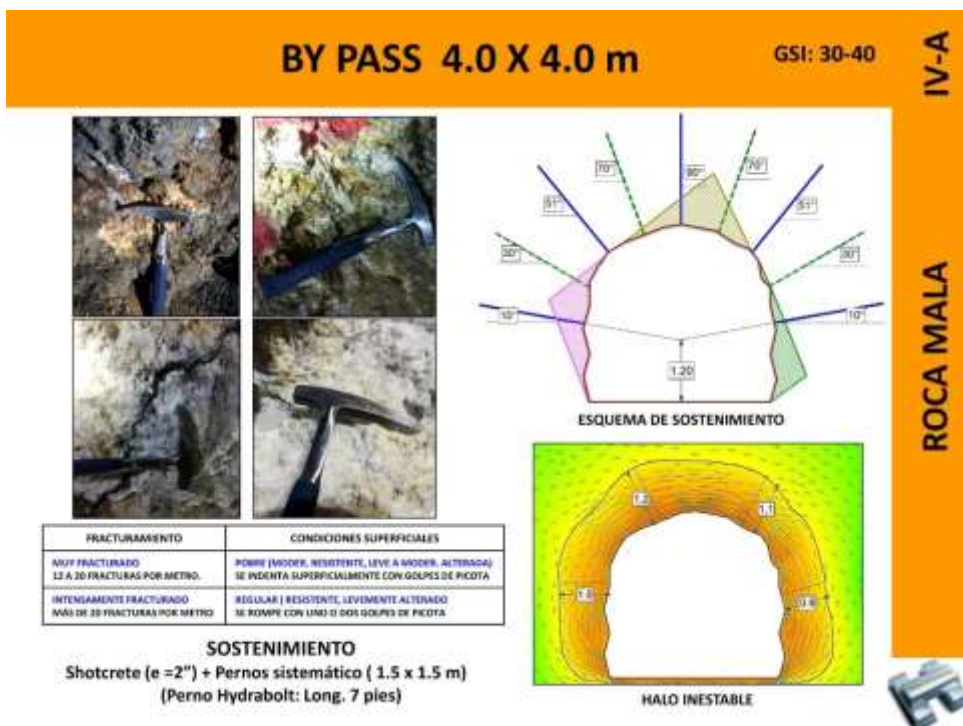
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 7. Tabla GSI para By Pass de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B.



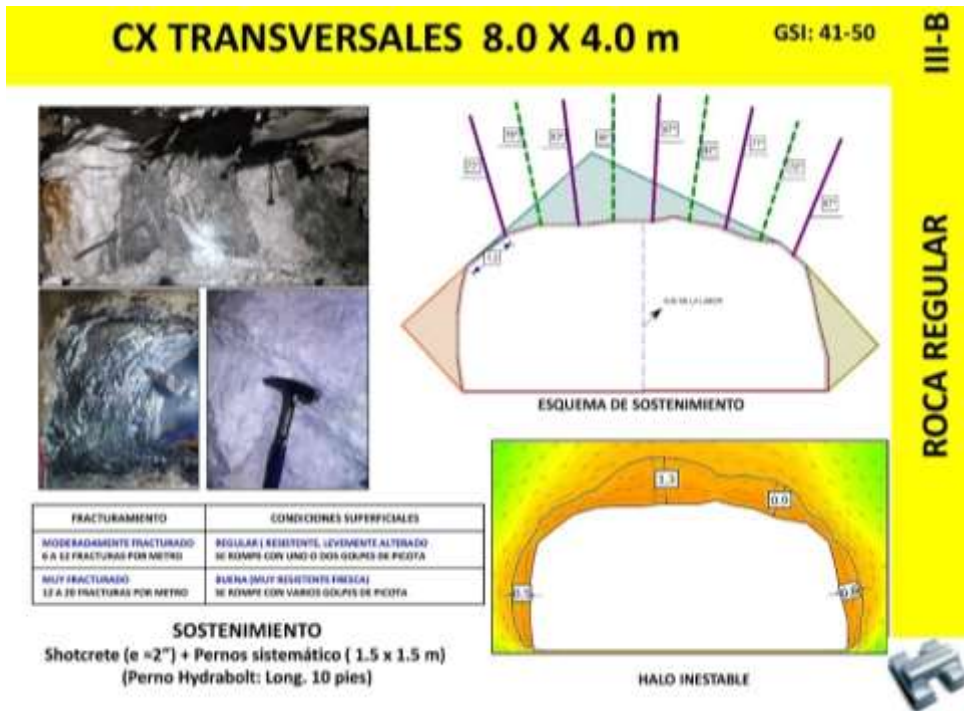
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 8. Tabla GSI para By Pass de 4.0x4.0 metros de sección con GSI 30-40, roca mala IV-A.



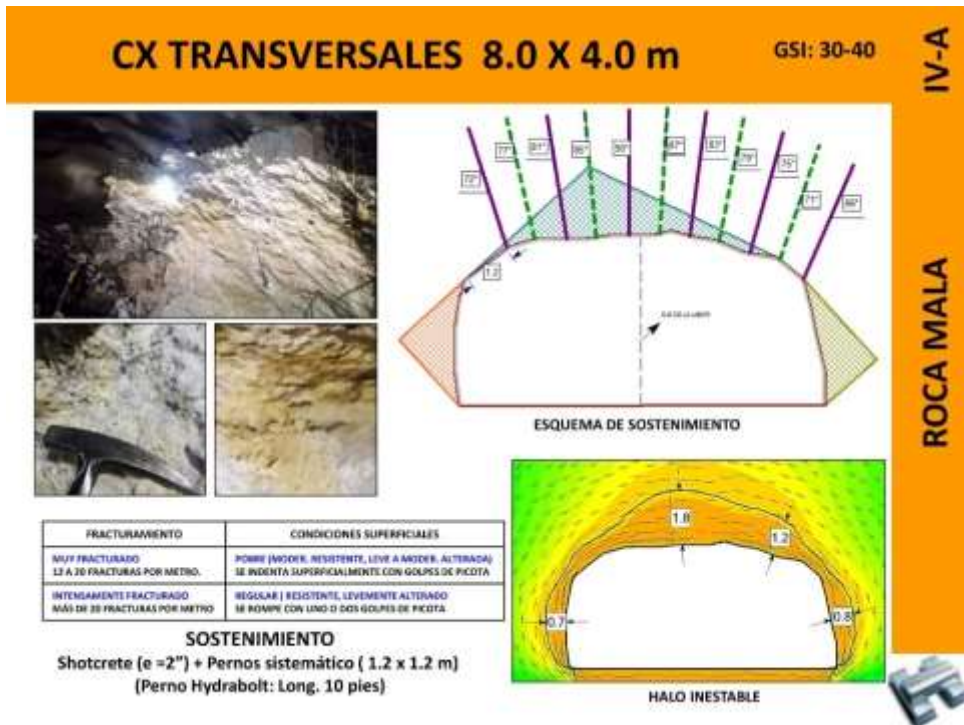
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 9. Tabla GSI para Cruceros transversales de 8.0x4.0 metros de sección con GSI 41-50, roca regular III-B.



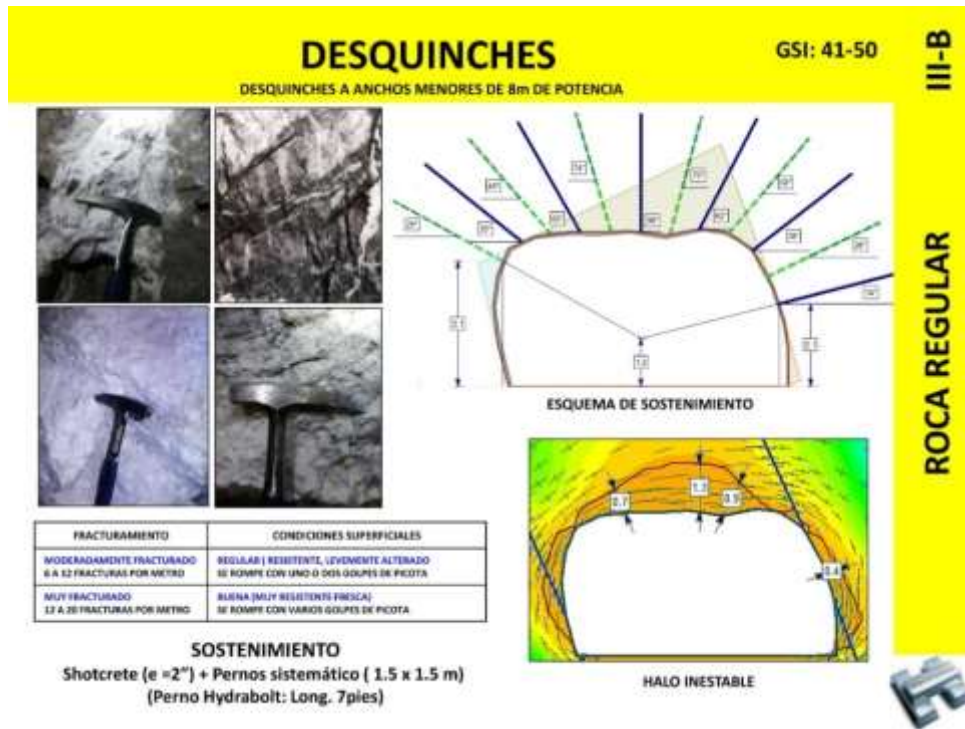
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 10. Tabla GSI para Cruceros transversales de 8.0x4.0 metros de sección con GSI 30-40, roca mala IV-A.



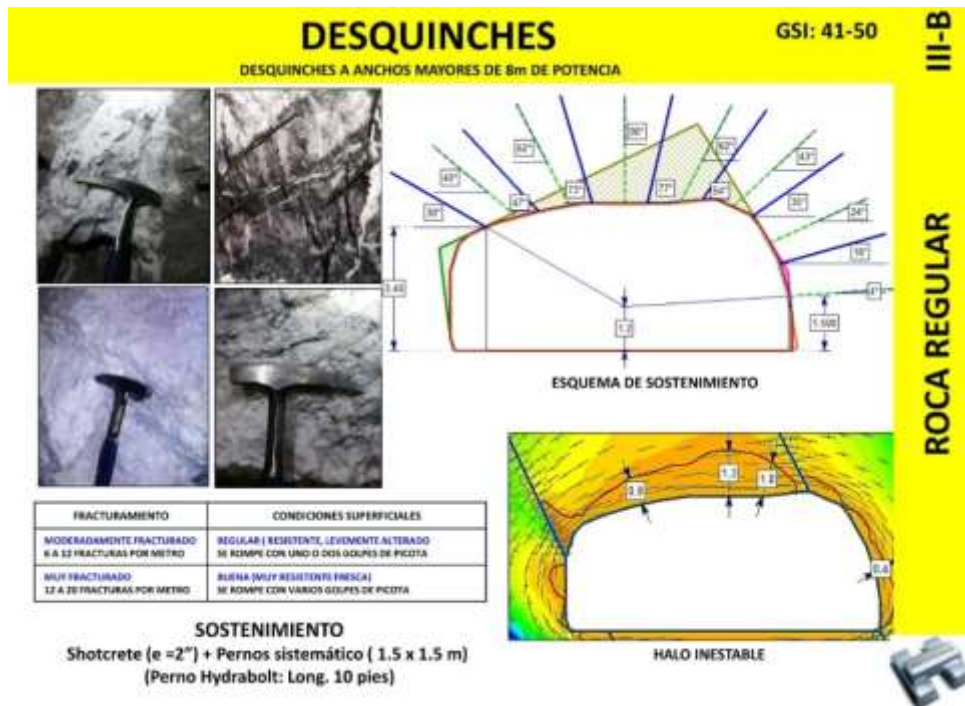
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 11. Tabla GSI para desquiches con anchos menores de 8 metros de potencia con GSI 41-50 roca regular III-B.




Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 12. Tabla GSI para desquiches con anchos mayores a 8 metros de potencia con GSI 41-50 roca regular III-B.



Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 13. Pautas para estimar el factor de perturbación D.

| Apariencia del macizo rocoso | Descripción del macizo rocoso | Valor D sugerido |
|---|---|--|
|  | <p>Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel</p> | <p>D=0</p> |
|  | <p>Excavación mecánica o manual en macizos rocoso de mala calidad (sin voladura) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. La alteración puede ser severa a menos que se coloquen en una contrabobeda temporal, tal como se muestra en la figura</p> | <p>D=0 D=0.5 No invert</p> |
|  | <p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3cm en el macizo rocoso circundante</p> | <p>D=0.8</p> |
|  | <p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo, la liberación de tensión resulta en alguna alteración.</p> | <p>D=0.7 Good blasting D=1.0 Poor blasting</p> |
|  | <p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.</p> | <p>D=1.0 Production blasting D=0.7 Mechanical excavacion</p> |





Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 14. Ensayos de carga puntual (PLT) - Mina Inmaculada.

| Muestra | Nivel | Ala | Progresiva | Roca | Observación | w1 (mm) | w2 (mm) | w3 (mm) | W (mm) | D (mm) | Ruptura | P (kN) | δ50 | UCS(Mpa) | Calificación de Roca |
|---------|---------|------------|-------------|-------------|---|---------|---------|---------|--------|--------|------------|--------|-------|----------|----------------------|
| M-01 | 4230.00 | VE 11 | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 63.36 | 74.00 | 0.00 | 68.68 | 62.00 | Matriz | 16.64 | 4.47 | 66.98 | R4 : Resistente |
| M-02 | 4230.00 | Este | Prog +30 | CT-Andesita | Presencia de Venillas de Qz. | 61.80 | 61.80 | 61.80 | 61.80 | 26.10 | Matriz | 10.77 | 5.98 | 89.76 | R4 : Resistente |
| M-03 | 4230.00 | Este | Prog +40 | CT-Andesita | Presencia de Venillas de Qz. | 58.70 | 73.40 | 65.60 | 65.90 | 46.50 | Matriz | 14.10 | 4.84 | 72.61 | R4 : Resistente |
| M-04 | 4420.00 | VE 1 S | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 66.43 | 69.38 | 68.27 | 68.03 | 44.57 | Matriz | 19.72 | 6.83 | 102.38 | R5 : Muy Resistente |
| M-05 | 4420.00 | VE 1 S | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 81.63 | 83.05 | 84.54 | 83.07 | 45.78 | Matriz | 23.08 | 6.74 | 101.10 | R5 : Muy Resistente |
| M-06 | 4420.00 | VE 5 S | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 62.70 | 67.07 | 51.33 | 60.37 | 30.42 | Matriz | 12.71 | 6.41 | 96.08 | R4 : Resistente |
| M-07 | 4420.00 | VE 5 S | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 52.83 | 63.12 | 54.05 | 56.67 | 34.86 | Matriz | 13.12 | 6.26 | 93.93 | R4 : Resistente |
| M-08 | 4360.00 | VE 9 S | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 61.15 | 66.70 | 63.99 | 63.95 | 35.08 | Matriz | 24.96 | 10.83 | 162.45 | R5 : Muy Resistente |
| M-09 | 4360.00 | VE-11 1/2 | PILAR | Veta | Qz-lechoso | 70.60 | 68.90 | 64.20 | 67.90 | 41.19 | Matriz | 13.51 | 4.97 | 74.52 | R4 : Resistente |
| M-10 | 4500.00 | VE-5 1/2 S | ROCA | Andesita | Presencia de Vn y alteración selectiva | 51.41 | 73.31 | 73.07 | 65.93 | 53.23 | Matriz | 19.61 | 6.08 | 91.21 | R4 : Resistente |
| M-11 | 4500.00 | VE-5 1/2 S | ROCA | Andesita | Presencia de Vn y alteración selectiva | 85.63 | 90.49 | 88.52 | 88.21 | 33.07 | Matriz | 15.63 | 5.57 | 83.51 | R4 : Resistente |
| M-12 | 4400.00 | V-12 S | ORE/CABALLO | Andesita | Presencias de Venillas de Qz | 81.61 | 75.47 | 75.39 | 77.49 | 45.78 | Matriz | 23.08 | 7.10 | 106.51 | R5 : Muy Resistente |
| M-13 | 4400.00 | V-12 S | ORE/CABALLO | Andesita | Presencias de Venillas de Qz | 52.73 | 68.83 | 44.04 | 55.20 | 34.71 | Matriz | 7.75 | 3.79 | 56.80 | R4 : Resistente |
| M-14 | 4500.00 | VE-5 1/2 | ROC/PISO | Andesita | Presencia de Venillas de Qz | 59.16 | 57.84 | 82.77 | 66.59 | 67.85 | Matriz | 17.25 | 4.43 | 66.41 | R4 : Resistente |
| M-15 | 4345.00 | V-11N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 72.70 | 74.67 | 49.33 | 65.57 | 30.42 | Matriz | 12.71 | 6.02 | 90.30 | R4 : Resistente |
| M-16 | 4345.00 | V-11N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 50.86 | 74.82 | 64.44 | 63.37 | 30.08 | Matriz | 6.80 | 3.33 | 49.98 | R3 : Med. Resistente |
| M-17 | 4375.00 | V-11N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 70.52 | 84.80 | 84.06 | 79.79 | 40.35 | Matriz | 9.36 | 3.10 | 46.43 | R3 : Med. Resistente |
| M-18 | 4440.00 | V-6 N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 62.83 | 79.12 | 76.05 | 72.67 | 38.86 | Matriz | 11.67 | 4.26 | 63.91 | R4 : Resistente |
| M-19 | 4440.00 | V-6 N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 90.25 | 75.03 | 65.62 | 76.97 | 33.80 | Matriz | 12.51 | 4.86 | 72.84 | R4 : Resistente |
| M-20 | 4345.00 | V-11 | CAJA PISO | Andesita | Presencia de Vn de calcita | 90.91 | 82.13 | 83.46 | 85.50 | 37.75 | Matriz | 10.47 | 3.46 | 51.85 | R4 : Resistente |
| M-21 | 4360.00 | V-11N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 78.05 | 79.05 | 73.70 | 76.93 | 40.08 | Matriz | 10.68 | 3.65 | 54.75 | R4 : Resistente |
| M-22 | 4360.00 | V-11N | ORE | Veta | Qz-lechoso | 83.30 | 55.60 | 89.25 | 76.05 | 45.18 | Matriz | 17.78 | 5.60 | 84.06 | R4 : Resistente |
| M-23 | 4440.00 | V-6 | CAJA PISO | Andesita | Roca con matriz afanítica y fns de Plg. | 94.16 | 90.75 | 87.50 | 90.80 | 49.12 | Estructura | 19.85 | 5.14 | 77.15 | R4 : Resistente |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 15. Muestras rotas del ensayo de carga puntual - Mina Inmaculada.

| Muestra | Nivel | Descripción | Foto |
|---------|-------|--|---|
| M-04 | 4420 | Veta de Qz lechoso: Estructura de color blanco, con tonalidades amarillas por la presencia de oxidos |  |
| M-05 | 4420 | Veta de Qz lechoso: Estructura de color blanco, con tonalidades amarillas por la presencia de oxidos |  |
| M-06 | 4420 | Veta de Qz lechoso: Estructura de color blanco, competente |  |
| M-07 | 4420 | Veta de Qz lechoso: Estructura de color blanco, con tonalidades amarillas por la presencia de oxidos |  |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 16. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo I de 0 a 3.5 metros.

R.M.R. - ROCK MASS RATING - (Bieniawski 1, 989)

PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN:

RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA: Puntuación:

| | | | | |
|---|-----------|----------|---------|--|
| Índice de resistencia por ensayo de carga puntual (MPa) | 10 - 4 | 4 - 2 | 2 - 1 | (Para estos índices bajos es preferible utilizar el ensayo de compresión uniaxial) |
| Resistencia a la compresión simple (MPa) | 250 - 100 | 100 - 50 | 50 - 25 | 25 - 5 |
| VALORACIÓN: | 15 | 12 | 4 | 2 |
| MARCADOR: | | X | | |

R.Q.D.:

| | | | | | |
|-------------|----------|---------|---------|---------|------|
| R.Q.D. | 100 - 90 | 90 - 75 | 75 - 50 | 50 - 25 | < 25 |
| VALORACIÓN: | 20 | 17 | 13 | 8 | 3 |
| MARCADOR: | | | X | | |

SEPARACIÓN DISCONTINUIDADES:

Puntuación:

| | | | | | |
|---------------------------------------|-----|---------|-----------|------------|--------|
| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 2 - 0.6 | 0.6 - 0.2 | 0.2 - 0.06 | < 0.06 |
| VALORACIÓN: | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 |
| MARCADOR: | | | | X | |

PRESENCIA DE AGUA:

Puntuación:

| | | | | |
|--|------|--------------------|-----------|-----------|
| Caudal en litro | < 10 | 10 - 25 | 25 - 125 | > 125 |
| Relación Presión del agua / Tensión principal máxima (LW / s1) | 0 | < 0.1 | 0.1 - 0.2 | 0.2 - 0.5 |
| Condiciones generales | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Gotearo |
| VALORACIÓN: | 15 | 10 | 7 | 4 |
| MARCADOR: | | X | | |

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES:

| | | | | | |
|---|-------------|------------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|
| Longitud de la discontinuidad (Perseistencia) (m) | < 1 | 1 - 3 | 3 - 10 | 10 - 20 | > 20 |
| VALORACIÓN: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| MARCADOR: | | | X | | |
| Abertura (mm) | < 0.1 | 0.1 - 1.0 | > 1.0 | > 5 | > 10 |
| VALORACIÓN: | 6 | 4 | 1 | 0 | 0 |
| MARCADOR: | | | X | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente rugosa | Lisa | Espero de espejo |
| VALORACIÓN: | 6 | 5 | 4 | 3 | 2 |
| MARCADOR: | | | X | | |
| Repleno | Repleno | Duro con espesor > 5mm | Duro con espesor < 5mm | Blando con espesor > 5mm | Blando con espesor < 5mm |
| VALORACIÓN: | 6 | 4 | 3 | 2 | 0 |
| MARCADOR: | | X | | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Modificado | Alto | Descompuesto |
| VALORACIÓN: | 6 | 5 | 3 | 2 | 0 |
| MARCADOR: | | | X | | |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | |
|----------------------|------|
| RQD | 66 |
| Jn | 15 |
| Jd | 1.5 |
| Jw | 0.7 |
| SRF | 1 |
| RESULTADO | 3.08 |
| Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF | |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:

R.M.R. básico = 43
 R.M.R. sp = 41
 Descripción: Medio

OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.

GSI = 36

ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:

Coeficiente: $\phi = 200.000$ [Pa]
 Ángulo de rozamiento: $\psi = 25.35$ [°]

CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)

| | | | |
|--------------|------------------|--------------|------------------|
| Nº de Fallas | Discontinuidades | Nº de Fallas | Discontinuidades |
| 1 | 1 | 1 | 1 |
| 2 | 2 | 2 | 2 |
| 3 | 3 | 3 | 3 |
| 4 | 4 | 4 | 4 |
| 5 | 5 | 5 | 5 |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-------------|------|---|
| R.M.R. | 43 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. sp | 45 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1-12 | Correlacional Bieniawski (1979): $Q = exp(GMR - 44.19)$ |
| Q | 4-40 | Calculado por $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |
| Q | 3.08 | Índice $Q = RQD/Jn/Jd/Jw/SRF$ |

Anexo 19. Caracterización geomecánica del tajeo de estudio, en el tramo IV de 10.5 a 14 metros.

R.M.R. - ROCK MASS RATING - (Bieniawski 1.989)

- **PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN:**
- **RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA:**

| | | | |
|---|-------|-----------|---------|
| PUNTAJACIÓN: | 7 | | |
| Índice de resistencia por ensayo de carga puntual (MPa) | > 10 | 10 - 4 | 2 - 1 |
| Resistencia a la compresión simple (MPa) | > 250 | 100 - 250 | 50 - 25 |
| VALORACIÓN: | 15 | 12 | 4 |
| MARGADOR: | | X | |

| | | | |
|--------------|----------|---------|---------|
| R.Q.D.: | 13 | | |
| PUNTAJACIÓN: | 13 | | |
| R.Q.D. | 100 - 90 | 75 - 50 | 50 - 25 |
| VALORACIÓN: | 20 | 17 | 8 |
| MARGADOR: | | X | |

- **ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES:**

| | | | | | |
|--|-------------|------------------------|-------------------------|---------------------------|--------------|
| Longitud de la discontinuidad (Persistencia) (m) | < 1 | 1 - 3 | 3 - 10 | 10 - 20 | > 20 |
| VALORACIÓN: | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| MARGADOR: | | | X | | |
| Apertura (mm) | < 0.1 | 0.1 - 1.0 | 1 - 5 | > 5 | |
| VALORACIÓN: | 6 | 5 | 4 | 3 | |
| MARGADOR: | | | X | | |
| Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Lisa | Espaldado | |
| VALORACIÓN: | 6 | 5 | 4 | 3 | |
| MARGADOR: | | | X | | |
| Relieve | Ni ruidoso | Duro con espesor < 5mm | Duro con espesor 5-10mm | Blando con espesor > 10mm | |
| VALORACIÓN: | 6 | 4 | 2 | 0 | |
| MARGADOR: | | X | | | |
| Grado de meteorización | No afectado | Ligero | Modificado | Alto | Descompuesto |
| VALORACIÓN: | 6 | 5 | 4 | 3 | 2 |
| MARGADOR: | | | X | | |

- **CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO:**

| | |
|-----------------|-------|
| R.M.R. básico = | 48 |
| R.M.R. ab = | 46 |
| DESCRIPCIÓN: | Medio |

- **OBTENCIÓN DEL ÍNDICE G.S.I.: Hoek and Diederichs.**

GSI = 41

- **ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS RESISTENTES:**

Cohesión: $c = 200-300$ [MPa]
 Ángulo de rozamiento: $\phi = 25-35$ [°]

- **SEPARACIÓN DISCONTINUIDADES:**

| | | | |
|---------------------------------------|-----|-----------|------------|
| PUNTAJACIÓN: | 5 | | |
| Separación entre discontinuidades (m) | > 2 | 0.6 - 0.2 | 0.2 - 0.06 |
| VALORACIÓN: | 20 | 10 | 8 |
| MARGADOR: | | | X |

- **PRESENCIA DE AGUA:**

| | | | |
|---|------|-----------|-----------|
| PUNTAJACIÓN: | 10 | | |
| Relación: Presión del agua / Tensión principal máxima (SW / s1) | Nulo | 0.1 - 0.2 | 0.2 - 0.5 |
| VALORACIÓN: | 0 | 1 | 2 |
| MARGADOR: | | | X |
| Condiciones generales | Seco | Húmedo | Gotoso |
| VALORACIÓN: | 15 | 10 | 7 |
| MARGADOR: | | X | |

- **AJUSTE DE VALORES POR LAS ORIENTACIONES DE LAS DISCONTINUIDADES:**

| | | | |
|-------------|---------------|-------------|---------|
| CORRECCIÓN: | -2 | | |
| VALORACIÓN | Muy favorable | Favorable | Medio |
| MARGADOR: | X | | |
| VALORACIÓN | Túneles | Cimentación | Taludes |
| MARGADOR: | | X | |

Clasificación Q (Rock Tunneling Quality Index, Barton 1974)

| | |
|----------------------|------|
| RQD | 66 |
| Jn | 15 |
| Ja | 1.5 |
| Jw | 0.7 |
| Srf | 1 |
| RESULTADO | 3.08 |
| Q = RQD/Jn/Ja/Jw/Srf | |

RESUMEN DE RESULTADOS DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

| | | |
|-----------|------|--|
| R.M.R. | 48 | Básico sin ajuste de orientación |
| R.M.R. ab | 46 | Con ajuste de orientación |
| TIPO | II B | III Medio |
| Qc | 1.12 | Correlacional Bieniawski 1975. Q = exp(RMR - 44.9) |
| Q | 4.40 | Calculado por Q = RQD/Jn/Ja |
| G | 3.08 | Índice Q = RQD/Jn/Ja/Jw/Srf |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 21. Registro de vibración de voladura de taladro largo.

Instantel Registro de Vibracion por Voladura de Taladro Largo

Fecha/Hora: Tram en 18:25:10 Octubre 26.2016
 Origen del disparo Geo:0.510 mm/s
 Rango Geo:254.0 mm/s
 Tiempo Registro 12.0 seg en 1024 sps
 Num Trabajo 1000

Numero de serial: BE 10861 V 10.72-8.17 MiniMate Plus
 Nivel de batería: 6.0 voltios
 Unit Calibration: Octubre 29.2015 by Geoinstruments
 Nombre del Archiv L861GLTS.HV0

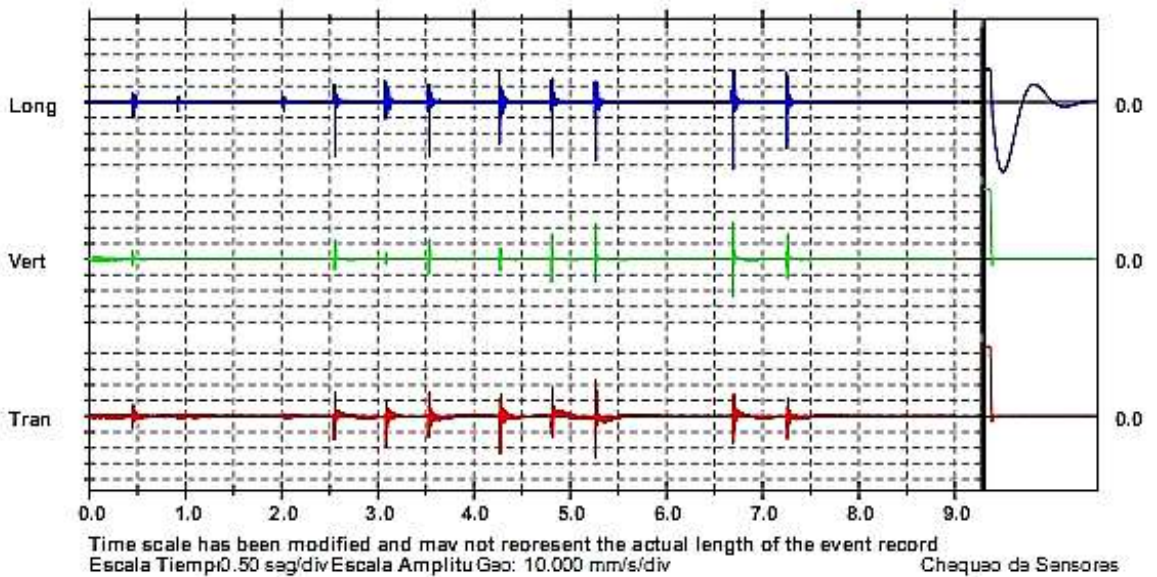
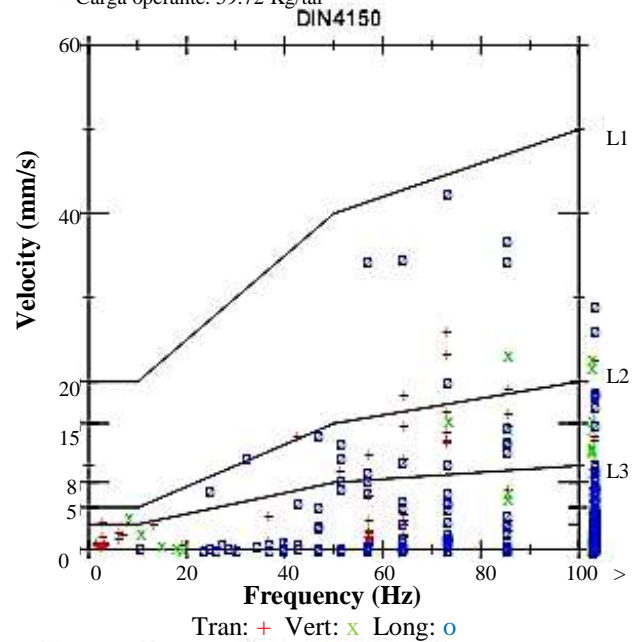
Notas
 Location: Cia. Minera Ares S.A.C.
 Client: Unidad Minera Inmaculada
 User Name: Geomecánica
 General: Monitoreo de Vibraciones

Notas Post Evento
 Nv. 4420 Tj4100 AC414183
 Longitud de taladro largo 16m
 Explosivo: Emulnor 3000 2"x24"
 Carga operante: 59.72 Kg/tal

Extended Notes

| | Tran | Vert | Long | |
|---------------------------|-------|-------|-------|------|
| PPV | 26.16 | 23.62 | 42.80 | mm/s |
| PPV (Ponderado) | 10.04 | 5.377 | 17.23 | mm/s |
| PPV | 148.4 | 147.5 | 152.6 | dB |
| Frecuencia ZC | 73 | 85 | 73 | Hz |
| Tiempo iReal al Disparado | 5.262 | 6.689 | 6.695 | seg |
| Aceleración del Pico | 2.174 | 1.697 | 2.439 | g |
| Desplazamiento del Pico | 0.159 | 0.034 | 0.087 | mm |
| Chequeo de sensores | Check | Check | Paso | |
| Frecuency | 41.0 | 35.3 | 7.4 | Hz |
| Overswing Ratio | 1.0 | 0.0 | 4.0 | |

Pico Vector Sum 45 13 mm/s en 6.695

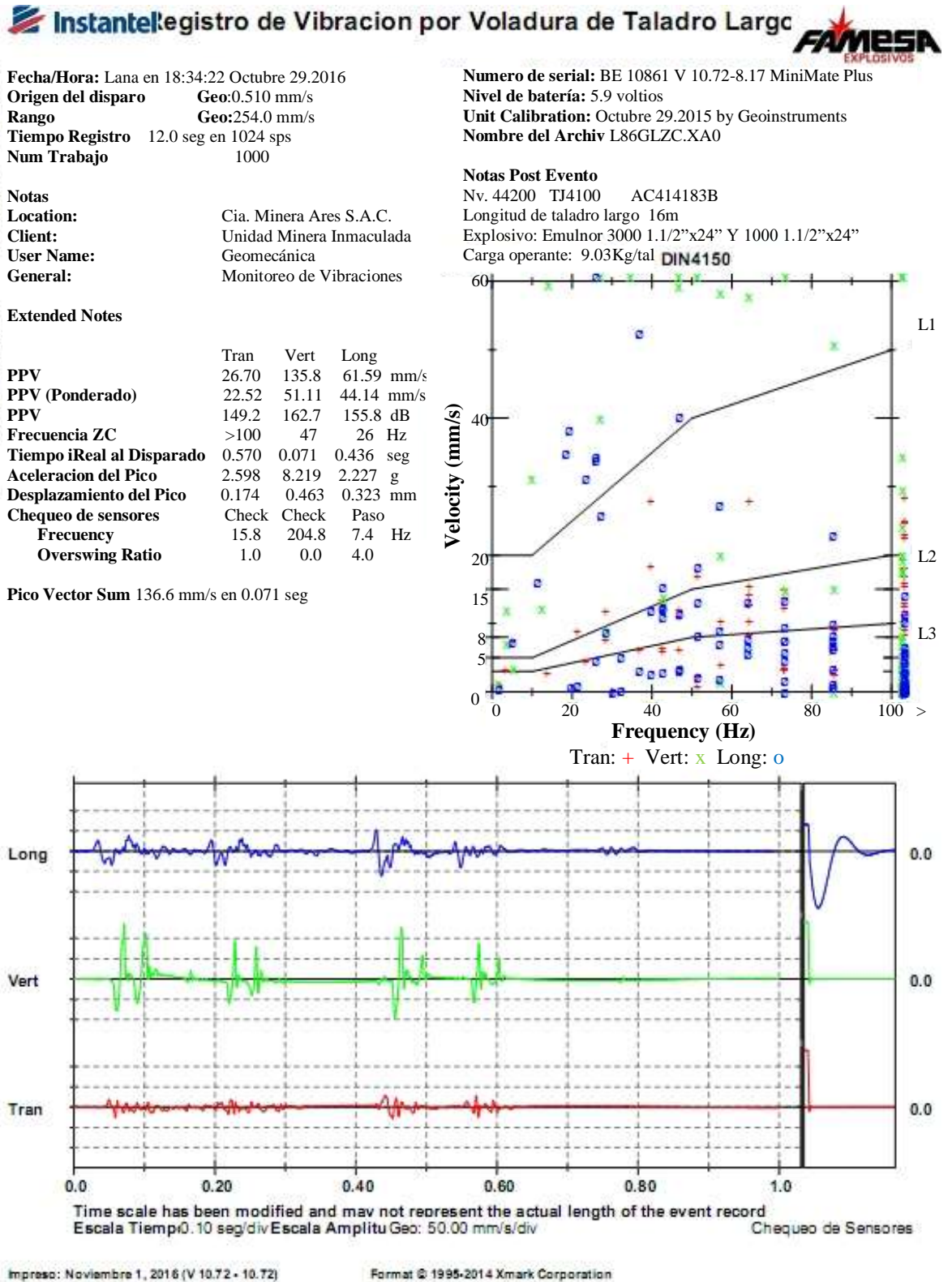


Impreso: Octubre 28, 2016 (V 10.72 - 10.72)

Format © 1995-2014 Xmark Corporation

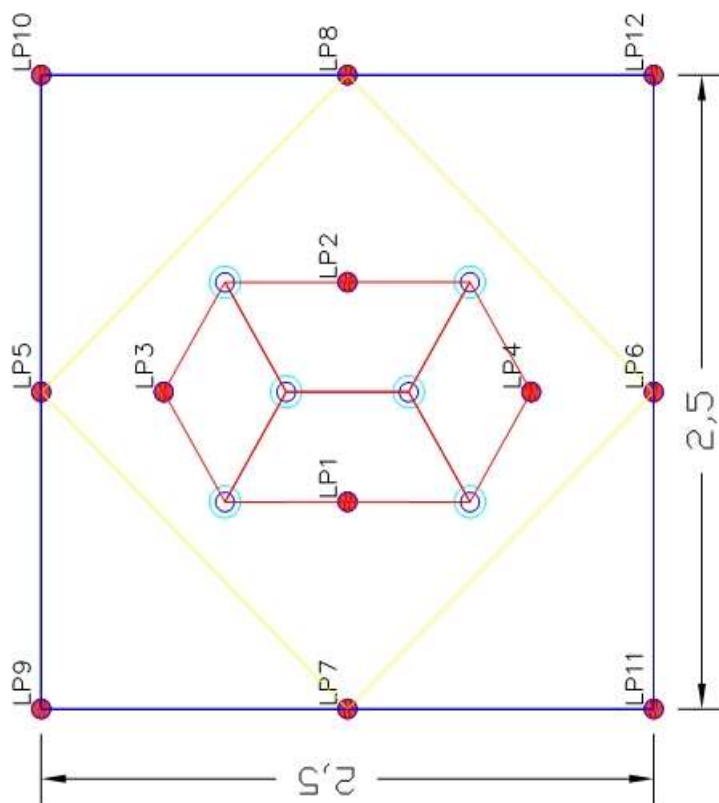
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 22. Registro de vibración de voladura de taladro largo.

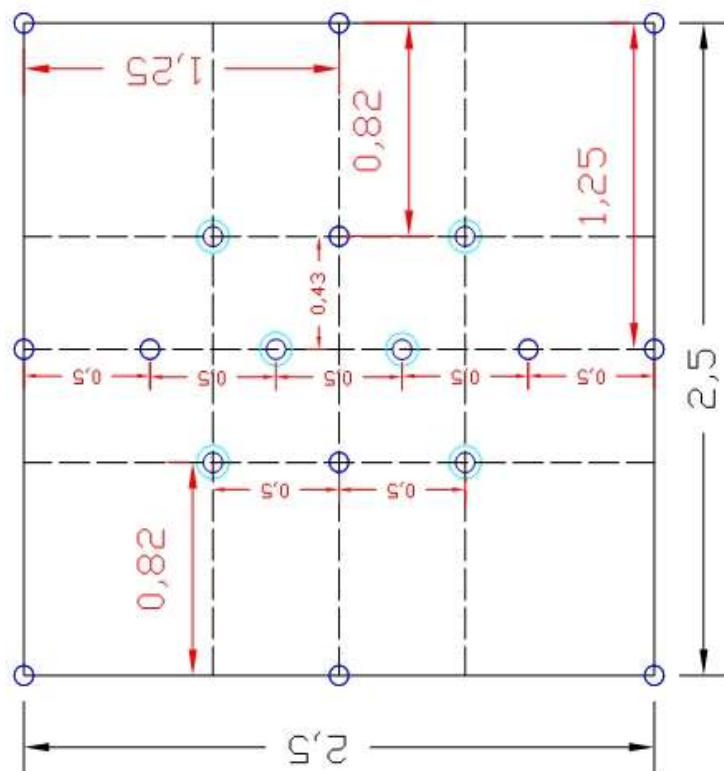


Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 23. Malla de perforación y voladura con equipo SIMBA de diámetro de 76 mm, sección de 2.5x2.5 metros primera fase.



Diametro de taladro cargado = 76mm
 Nro de taladros cargados = 12
 Nro de taladros de alivio = 06 tal
 Kg de explosivo = 509.81 Kg
 Factor de carga lineal = 32.33 Kg/m

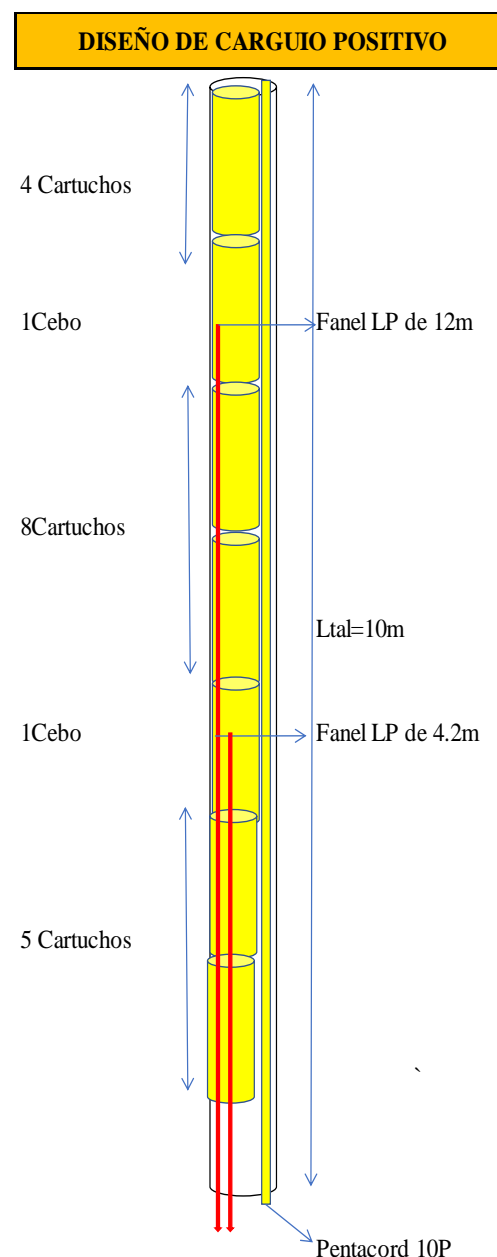


Diametro de taladro perforado = 76mm
 Diametro de taladro rimado = 127mm
 Longitud de taladro = 16mm
 Nro de taladros de 76mm = 18 tal
 Nro de taladros de 127mm = 06 tal

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 24. Parámetros de perforación y voladura, para un slot de 2.5x2.5 metros primera fase.

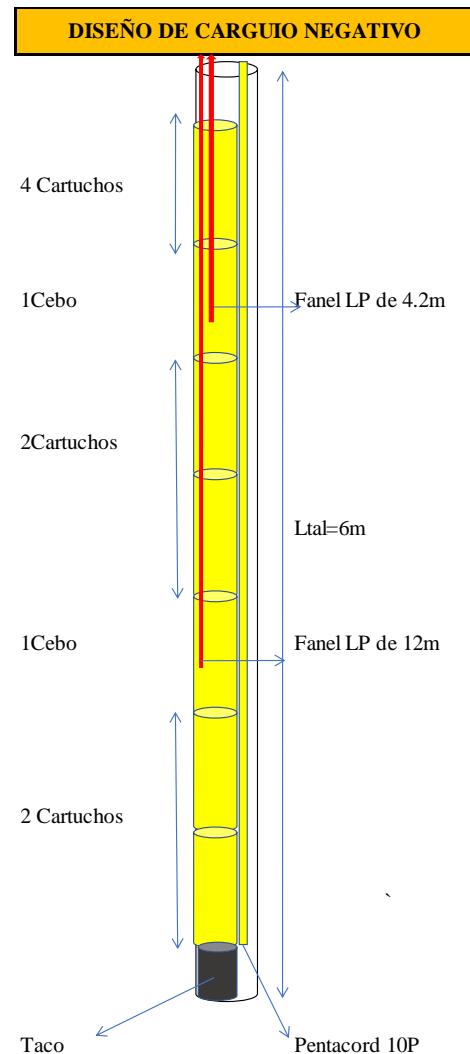
| PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA | | |
|--------------------------------------|--------|-----------|
| PARAMETROS | CANT. | UNIDADES. |
| Ancho de Minado | 2.50 | m. |
| Longitud de Minado | 2.50 | m. |
| Nro de taladros 76mm (3 pulg.) | 18.00 | Tal. |
| Nro de taladros 152mm (6 pulg.) | 6.00 | Tal. |
| Nro taladros cargados de 76mm | 12.00 | Tal. |
| Long. del taladro | 10.00 | m. |
| Long. del taladro cargado | 9.50 | m. |
| Peso específico del mineral | 2.51 | Ton/m3 |
| Volumen roto | 62.50 | m3 |
| Tonelaje roto | 156.88 | Tn |
| Cart./tal. (E-5000 2"x24") | 19.00 | Pzas. |
| Cart./tal. (E-3000 2"x24") | 0.00 | Pzas. |
| Total Cartuchos Explosivos | 228.00 | Pzas. |
| Peso / Cartucho (E-5000 2"x24") | 1.56 | Kg. |
| Peso / Cartucho (E-3000 2"x24") | 1.39 | Kg. |
| Kg. Explosivo / Taladro | 29.69 | Kg./Tal |
| Kg. Explosivo Total | 356.25 | Kg. |
| RENDIMIENTOS | | |
| Factor de Potencia | 2.27 | Kg./Tn. |
| Factor de Carga | 5.70 | Kg./m3 |
| Factor de Avance | 35.63 | Kg./m. |
| Tonelada/ taladro | 13.07 | Tn./tal. |
| Tonelada/metro perforado | 0.65 | Tn./m. |
| Toneladas/m2 | 25.10 | Tn/m2 |
| EXPLOSIVOS | | |
| Emulnor 5000 2"x24" | 2.271 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.000 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.013 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.003 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.092 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.765 | m./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 4.2m | 0.076 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m | 0.076 | Pza./Tn. |



Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 25. Parámetros de perforación y voladura, para un slot de 2.5x2.5 metros segunda fase.

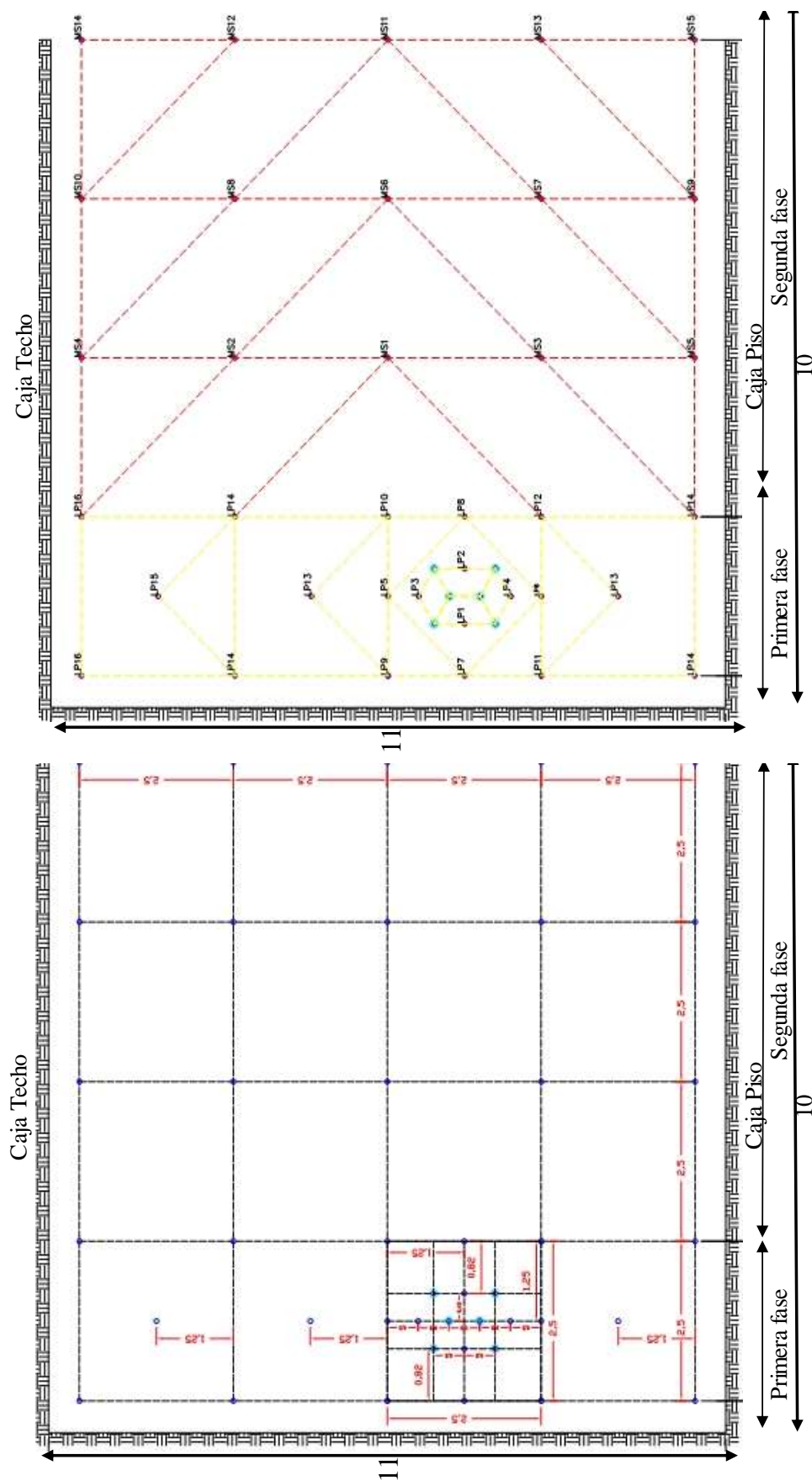
| PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA | | |
|--------------------------------------|--------|-----------|
| PARAMETROS | CANT. | UNIDADES. |
| Ancho de Minado | 2.50 | m. |
| Longitud de Minado | 2.50 | m. |
| Nro de taladros 76mm (3 pulg.) | 18.00 | Tal. |
| Nro de taladros 152mm (6 pulg.) | 6.00 | Tal. |
| Nro taladros cargados de 76mm | 12.00 | Tal. |
| Long. del taladro | 6.00 | m. |
| Long. del taladro cargado | 5.00 | m. |
| Peso especifico del mineral | 2.51 | Ton/m3 |
| Volumen roto | 37.50 | m3 |
| Tonelaje roto | 94.13 | Tn |
| Cart./tal. (E-5000 2"x24") | 10.00 | Pzas. |
| Cart./tal. (E-3000 2"x24") | 0.00 | Pzas. |
| Total Cartuchos Explosivos | 120.00 | Pzas. |
| Peso / Cartucho (E-5000 2"x24") | 1.56 | Kg. |
| Peso / Cartucho (E-3000 2"x24") | 1.39 | Kg. |
| Kg. Explosivo / Taladro | 15.63 | Kg./Tal |
| Kg. Explosivo Total | 187.50 | Kg. |
| RENDIMIENTOS | | |
| Factor de Potencia | 1.99 | Kg./Tn. |
| Factor de Carga | 5.00 | Kg./m3 |
| Factor de Avance | 31.25 | Kg./m. |
| Tonelada/ taladro | 7.84 | Tn./tal. |
| Tonelada/metro perforado | 0.65 | Tn./m. |
| Toneladas/m2 | 15.06 | Tn/m2 |
| EXPLOSIVOS | | |
| Emulnor 5000 2"x24" | 1.992 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.000 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.021 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.005 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.154 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.765 | m./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 4.2m | 0.127 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m | 0.127 | Pza./Tn. |



| TOTAL DE EXPLOSIVOS | CANT. | UNIDADES. |
|---------------------------------|-------|-----------|
| Emulnor 5000 2"x24" | 2.166 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.000 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.016 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.004 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.116 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.765 | m./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 4.2m | 0.096 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m | 0.096 | Pza./Tn. |

Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

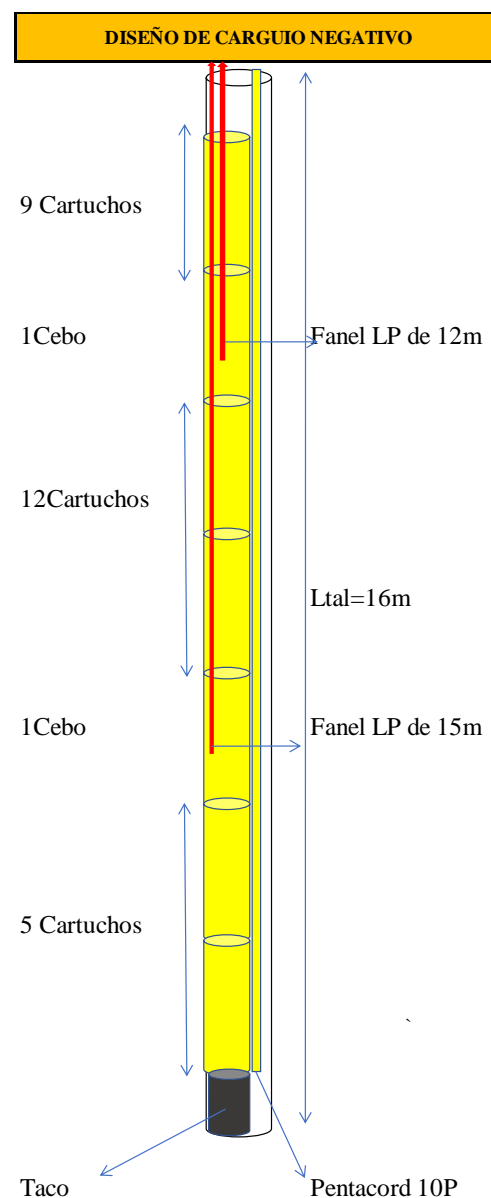
Anexo 26. Malla de perforación y voladura con equipo SIMBA para taladros zanja y producción.



Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 27. Parámetros de perforación y voladura, para taladros zanja.

| PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA | | |
|--------------------------------------|--------|-----------|
| PARAMETROS | CANT. | UNIDADES. |
| Ancho de Minado | 8.50 | m. |
| Longitud de Minado | 2.50 | m. |
| Burden | 2.50 | Tal. |
| Espaciamiento | 2.50 | Tal. |
| Nro taladros cargados de 76mm | 9.00 | Tal. |
| Long. del taladro | 16.00 | m. |
| Long. del taladro cargado | 14.00 | m. |
| Peso especifico del mineral | 2.51 | Ton/m3 |
| Volumen roto | 340.00 | m3 |
| Tonelaje roto | 853.40 | Tn |
| Cart./tal. (E-5000 2"x24") | 28.00 | Pzas. |
| Cart./tal. (E-3000 2"x24") | 0.00 | Pzas. |
| Total Cartuchos Explosivos | 252.00 | Pzas. |
| Peso / Cartucho (E-5000 2"x24") | 1.56 | Kg. |
| Peso / Cartucho (E-3000 2"x24") | 1.39 | Kg. |
| Kg. Explosivo / Taladro | 43.75 | Kg./Tal |
| Kg. Explosivo Total | 393.75 | Kg. |
| RENDIMIENTOS | | |
| Factor de Potencia | 0.46 | Kg./Tn. |
| Factor de Carga | 1.16 | Kg./m3 |
| Factor de Avance | 24.61 | Kg./m. |
| Tonelada/ taladro | 94.82 | Tn./tal. |
| Tonelada/metro perforado | 5.93 | Tn./m. |
| Toneladas/m2 | 40.16 | Tn/m2 |
| EXPLOSIVOS | | |
| Emulnor 5000 2"x24" | 0.461 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.000 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.002 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.001 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.052 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.169 | m./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m | 0.011 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 15m | 0.011 | Pza./Tn. |



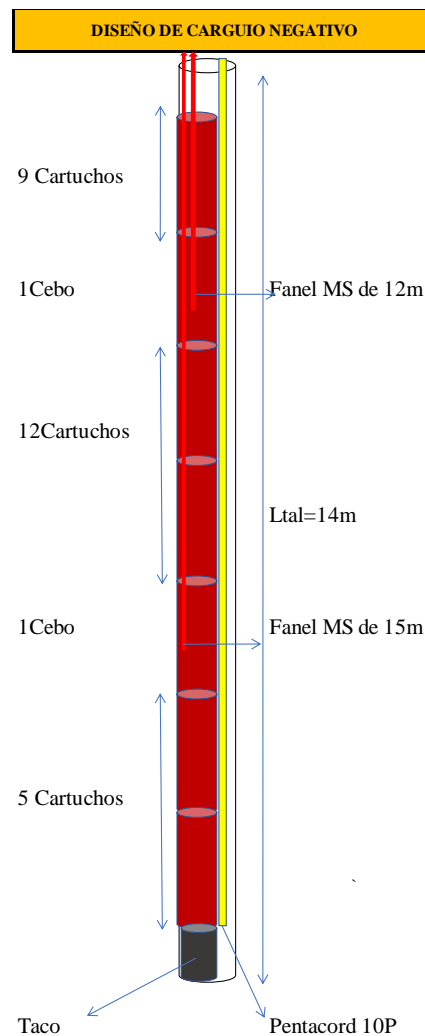
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 28. Parámetros de perforación y voladura, para taladros producción.

| PARAMETROS DE PERFORACION Y VOLADURA | | |
|--------------------------------------|---------|-----------|
| PARAMETROS | CANT. | UNIDADES. |
| Ancho de Minado | 11.00 | m. |
| Longitud de Minado | 7.50 | m. |
| Burden | 2.50 | Tal. |
| Espaciamiento | 2.50 | Tal. |
| Nro taladros cargados de 76mm | 15.00 | Tal. |
| Long. del taladro | 16.00 | m. |
| Long. del taladro cargado | 14.00 | m. |
| Peso específico del mineral | 2.51 | Ton/m3 |
| Volumen roto | 1320.00 | m3 |
| Tonelaje roto | 3313.20 | Tn |
| Cart./tal. (E-5000 2"x24") | 0.00 | Pzas. |
| Cart./tal. (E-3000 2"x24") | 28.00 | Pzas. |
| Total Cartuchos Explosivos | 420.00 | Pzas. |
| Peso / Cartucho (E-5000 2"x24") | 1.56 | Kg. |
| Peso / Cartucho (E-3000 2"x24") | 1.39 | Kg. |
| Kg. Explosivo / Taladro | 38.89 | Kg./Tal |
| Kg. Explosivo Total | 583.33 | Kg. |
| RENDIMIENTOS | | |
| Factor de Potencia | 0.18 | Kg./Tn. |
| Factor de Carga | 0.44 | Kg./m3 |
| Factor de Avance | 36.46 | Kg./m. |
| Tonelada/ taladro | 220.88 | Tn./tal. |
| Tonelada/metro perforado | 13.81 | Tn./m. |
| Toneladas/m2 | 40.16 | Tn/m2 |
| EXPLOSIVOS | | |
| Emulnor 5000 2"x24" | 0.000 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.176 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.001 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.000 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.050 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.072 | m./Tn. |
| Fanel MS 1 al 20 de 12m | 0.005 | Pza./Tn. |
| Fanel MS 1 al 20 de 15m | 0.005 | Pza./Tn. |

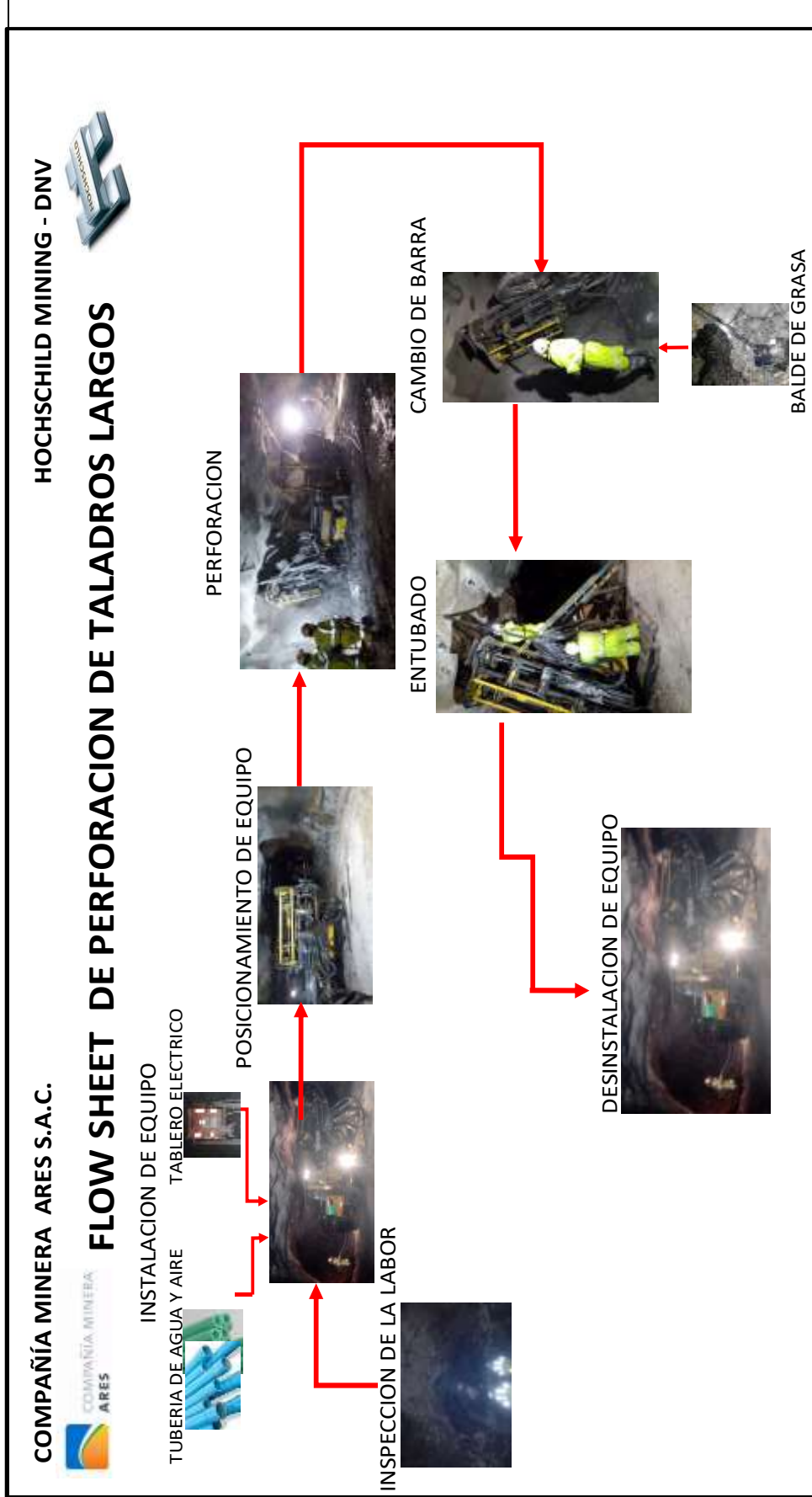
| TOTAL DE RENDIMIENTO | CANT. | UNIDADES. |
|--------------------------|-------|-----------|
| Factor de Potencia | 0.34 | Kg./Tn. |
| Factor de Carga | 0.86 | Kg./m3 |
| Factor de Avance | 95.05 | Kg./m. |
| Tonelada/ taladro | 92.03 | Tn./tal. |
| Tonelada/metro perforado | 6.57 | Tn./m. |

| TOTAL DE EXPLOSIVOS | CANT. | UNIDADES. |
|---------------------------------|-------|-----------|
| Emulnor 5000 2"x24" | 0.212 | Kg/Tn. |
| Emulnor 3000 2"x24" | 0.132 | Kg/Tn. |
| Carmex 7 pies. | 0.002 | Pza./Tn. |
| Mecha Rápida Z-18 | 0.000 | m./Tn. |
| Pentacord 5P (amarre de Fanel) | 0.035 | m./Tn. |
| Pentacord 10P (taladro cargado) | 0.130 | m./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 4.2m | 0.007 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 12m | 0.005 | Pza./Tn. |
| Fanel LP 1 al 16 de 15m | 0.002 | Pza./Tn. |
| Fanel MS 1 al 20 de 12m | 0.003 | Pza./Tn. |
| Fanel MS 1 al 20 de 15m | 0.003 | Pza./Tn. |



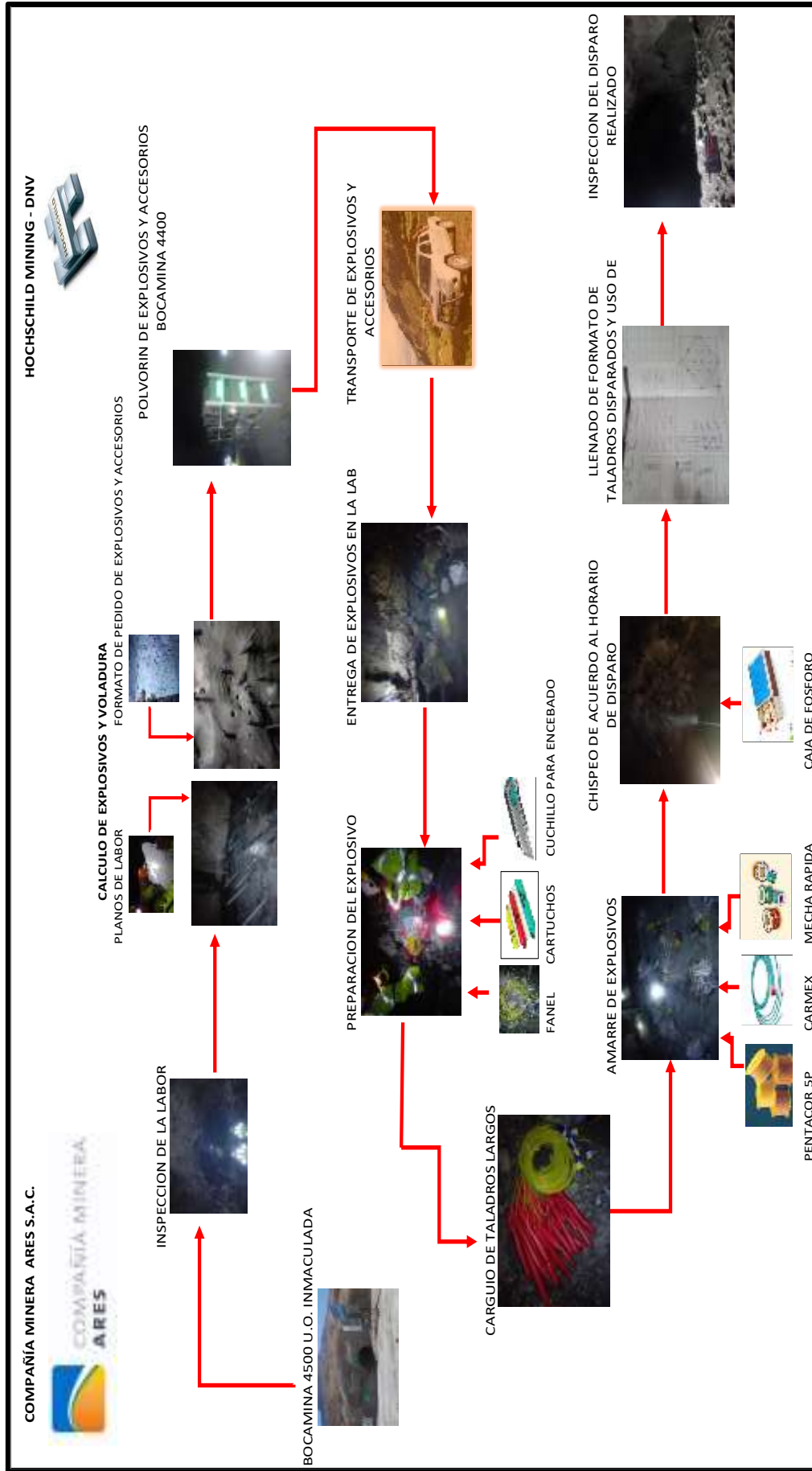
Fuente: Unidad operativa Inmaculada.

Anexo 29. Flow sheet de perforación de taladros largos en la unidad minera Inmaculada.



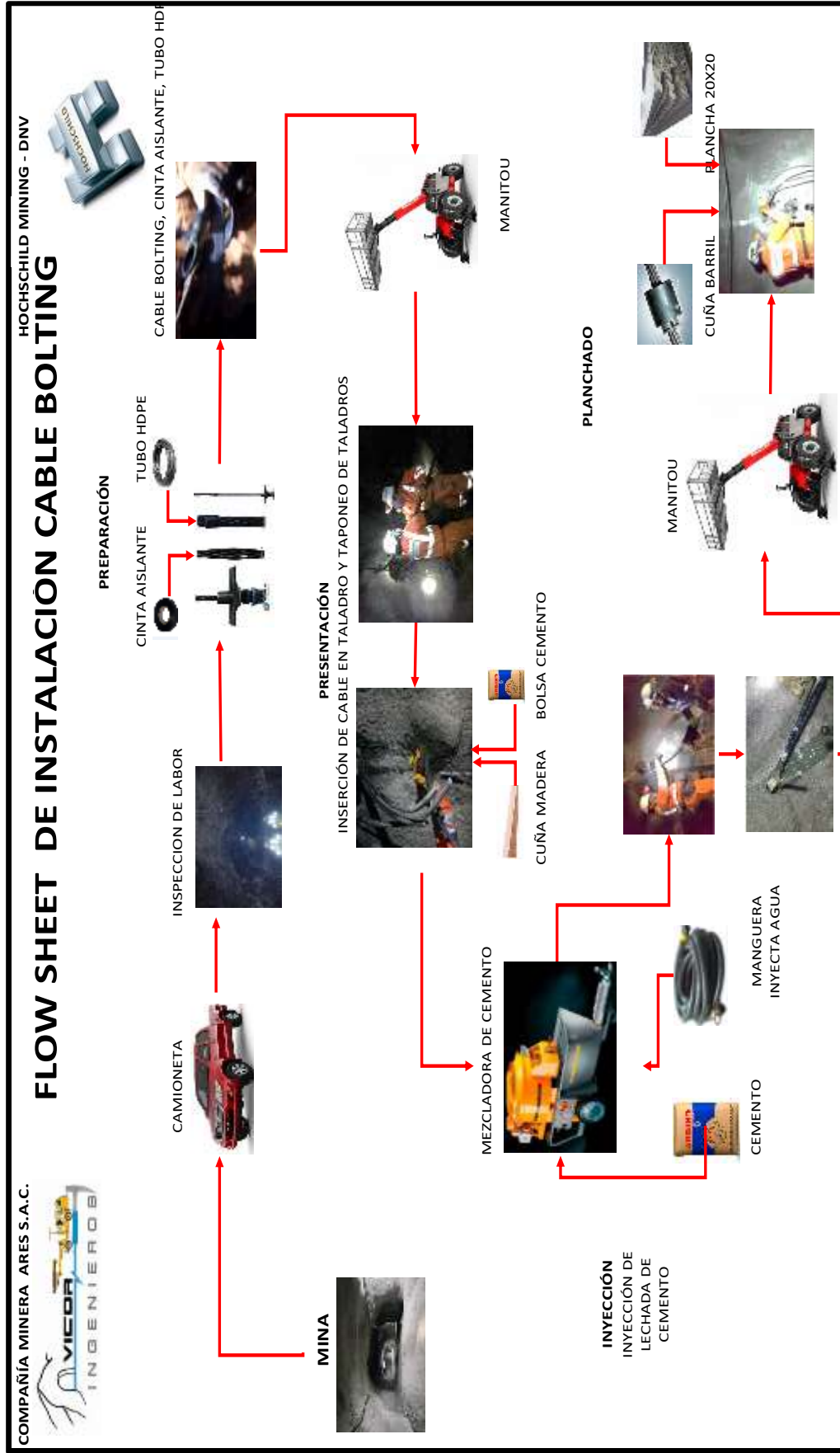
Fuente: Autor de tesis.

Anexo 30. Flow sheet de voladura en taladros largos en la unidad minera Inmaculada.



Fuente: Autor de tesis.

Anexo 31. Flow sheet de instalación de cable bolting en la unidad minera Inmaculada.



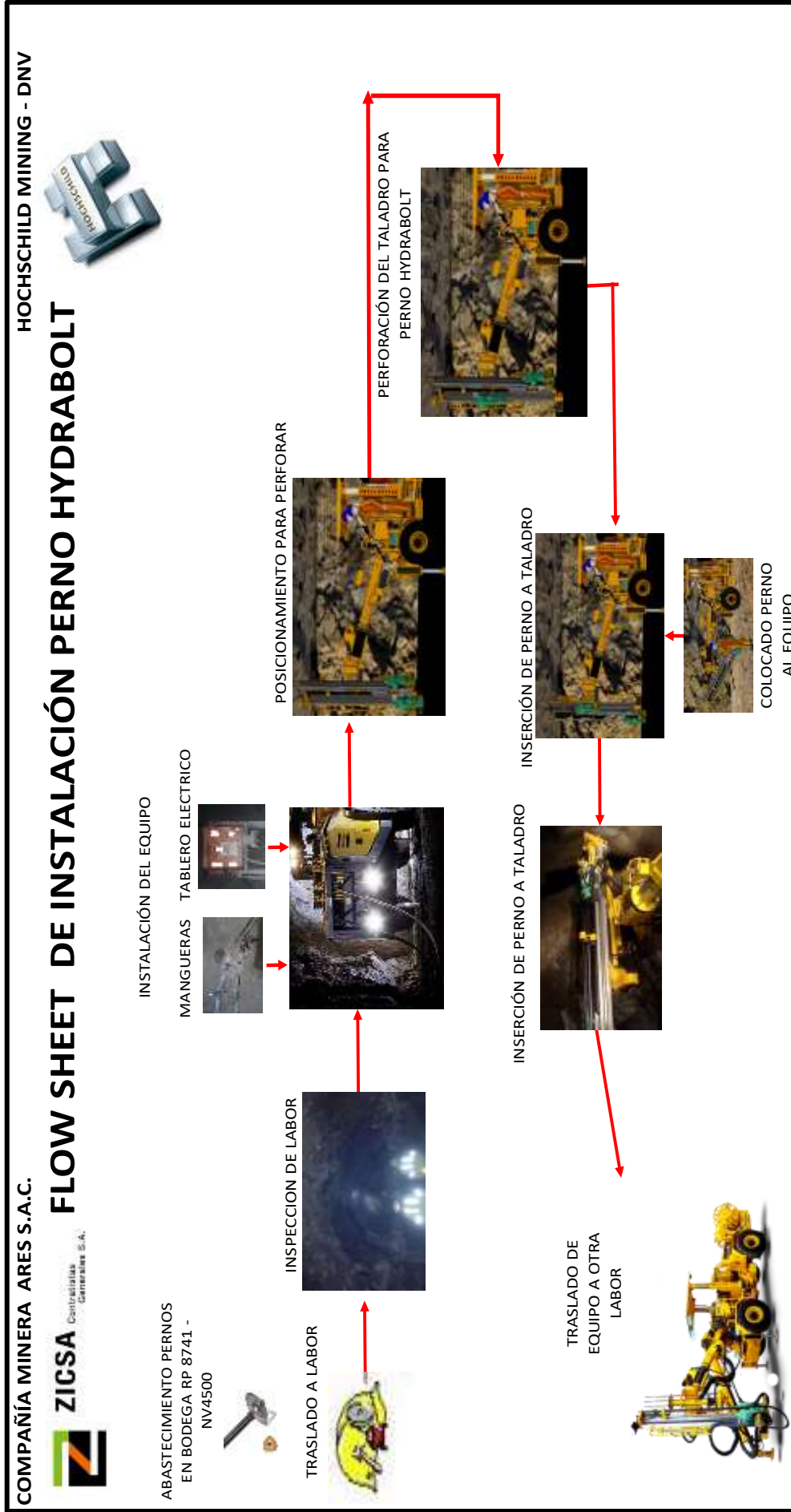
Fuente: Autor de tesis

Anexo 32. Flow sheet de lanzamiento de shotcrete en la unidad minera Inmaculada.



Fuente: Autor de tesis.

Anexo 33. Flow sheet de instalación perno hydrabolt en la unidad minera Inmaculada.



Fuente: Autor de tesis.

PLANOS

PLANO N°01: Plano geológico de las vetas de la unidad minera Inmaculada.

PLANO N°02: Plano de ubicación de la zona de estudio.

PLANO N°03: Plano geomecánico de la zona de estudio.

PLANO N°04: Plano de producción – taladros largos zona alta.

PLANO N°05: Plano de producción – taladros largos zona baja.