



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**MODELO PREDICTIVO DE DAÑO INDUCIDO POR VIBRACIONES ORIGINADAS DE
TRONADURA EN CAMPO CERCANO Y LEJANO EN MINERA LOS PELAMBRES**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MAURICIO ALEJANDRO DÍAZ LEIVA

**PROFESOR GUÍA
EXEQUIEL MARAMBIO DÍAZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
GONZALO MONTES ATENAS
JIMMY MADRID MARTINEZ**

**SANTIAGO DE CHILE
2021**

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE: Ingeniero Civil de Minas
POR: Mauricio Alejandro Díaz Leiva
Fecha: Enero 2021
PROFESOR GUÍA: Exequiel Marambio Díaz**

MODELO PREDICTIVO DE DAÑO INDUCIDO POR VIBRACIONES ORIGINADAS DE TRONADURA EN CAMPO CERCANO Y LEJANO EN MINERA LOS PELAMBRES

El siguiente estudio toma lugar en Minera Los Pelambres, propiedad de Antofagasta Minerals, y presenta como identificar el efecto de las vibraciones producidas por la tronadura tanto en campo cercano y campo lejano, cómo éstas afectan al macizo rocoso circundante fases 7, 9, 10 y 11, considerando en campo cercano las unidades geotécnicas 1, 2, 3, 5, 6 y 9 respectivamente. Según la literatura y referencia expuesta en el capítulo 3, se deduce que la manera más certera y utilizada en el medio minero para identificar el daño, es el estudio de las vibraciones producidas por la operación de la tronadura.

Para el desarrollo de la metodología de trabajo utilizada en este proyecto, se exponen puntos fundamentales que sustenten este estudio, por lo que, en el capítulo 3 se detalla la geología del lugar, los antecedentes de la compañía minera y generalidades de la perforación y tronadura. Con el fin de que el lector se familiarice con la operación en estudio, se mencionan algunos conceptos básicos de geotecnia, como son el macizo rocoso y el efecto escala, para después entrar de lleno en el proceso de tronadura y como este fragmenta la roca, seguido por el estudio de las ondas y finalmente los modelos que ayudan a predecir las velocidades de partículas y consigo el daño que se puede producir en los taludes.

Finalmente, con la bibliografía expuesta, se desarrolla la metodología a seguir, la cual se basa en tres pilares principales.

- I. Definir los factores relevantes y medibles en el proceso de tronadura, las cuales son los causantes de daño en el macizo rocoso, provocados por las vibraciones.
- II. Recolectar la base de datos sobre las mediciones de vibraciones tomadas por ENAEX en tronaduras, y efectuar observaciones en terreno de las prácticas, y resultados de los diseños que se utilizan en la actualidad, con la finalidad de establecer una línea base.
- III. Implementar modelos para cuantificar los parámetros de interés, con el objetivo de predecir daños, y luego poder compararlos con la línea base realizada en el punto anterior.

Siguiendo la metodología expuesta en el capítulo 3, se logra concluir en base a los resultados de vibraciones obtenidos, que para cuidar la pared es necesario realizar un rediseño de las cargas de explosivos y la distancia de las líneas buffer a la pared. Lo anterior es para todos los tipos de UGTs.

Abstract

The following study takes place at Minera Los Pelambres, owned by Antofagasta Minerals, and presents how to identify the effect of the vibrations produced by blasting in both the near and far fields, how they affect the surrounding rocky massif phases 7, 9, 10 and 11, considering in the near field the geotechnical units 1, 2, 3, 5, 6 and 9 respectively. According to the literature and reference set forth in Chapter 3, it follows that the most accurate and used way in the mining environment to identify damage is the study of vibrations produced by the blasting operation.

For the development of the work methodology used in this project, fundamental points that support this study are exposed, so, in chapter 3 the geology of the place, the background of the mining company and generalities of drilling and blasting are detailed. In order for the reader to become familiar with the operation under study, some basic geotechnical concepts are mentioned, such as the rock mass and the scale effect, and then fully enter the blasting process and how it breaks up the rock, followed by the study of the waves and finally the models that help to predict the velocities of particles and with it the damage that can occur in the slopes.

Finally, with the bibliography exposed, the methodology to be developed is developed, which is based on three main pillars.

- I. Define the relevant and measurable factors in the blasting process, which are the causes of damage in the rock mass, caused by vibrations.
- II. Collect the database on the measurements of vibrations taken by ENAEX in blasting, and make field observations of the practices and results of the designs that are currently used, in order to establish a baseline.
- III. Implement models to quantify the parameters of interest, in order to predict damage, and then be able to compare them with the baseline made in the previous point.

Following the methodology outlined in Chapter 3, it is possible to conclude based on the obtained vibration results, that to care for the wall it is necessary to redesign the explosive charges and the distance of the buffer lines from the wall. The above is for all types of UGTs.

Agradecimientos

Primero que todo agradecer a mi familia, por el apoyo incondicional que me brindaron a lo largo de mi vida y carrera. A mi padre por enseñarme a ser hijo del rigor y guiarme para elegir la carrera de minas, a mi madre por estar siempre cuando la necesite y que me guió en los estudios desde mi infancia, a mi nana que para mí ha sido siempre como una segunda mamá criándome y cuidándome toda la vida, a mis abuelos que lamentablemente no se encuentran aquí, pero son ángeles que me cuidan y guían desde el cielo, y que me enseñaron los valores para ser una mejor persona.

A mi segunda familia, Gaby, Vitoco, Anita y a mi Barbarita, que día a día están constantemente apoyándome y se han vuelto parte fundamental en mi vida, y que me presionan todos los días para terminar la memoria.

A toda la biblioteca central, en donde trabajé gran parte de mi vida universitaria y que me brindaron una mano frente a los problemas universitarios, que escuchaban mis problemas, me acompañaban un cigarrillo y sobre todo fue donde conocí a mi Barbarita.

A mis compañeros de la universidad Vallejitos, Juanito, Mati mopa, Seba, Carlitos, el loco Mc Baren. Con los cuales pasé largas noches de estudio, café, juegos y cigarros.

A mis compañeros de memoria, que hicieron más grato esos turnos 4x3 lejos de casa, con un cafecito una buena conversa o campeonato de volleybol, aunque fuéramos los únicos participantes, para después copuchar en clases de artes o yoga.

A mis jefes de MLP, que me dieron la oportunidad de poder realizar la memoria y brindándome el apoyo para avanzar.

Finalmente a las personas de ENAEX, que finalizada mi etapa de memorista me dieron la oportunidad de mi primer trabajo en minería.

Tabla de Contenido

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 Contexto.....	1
1.2 Objetivos.....	1
1.2.1 Objetivo general.....	1
1.2.2 Objetivos específicos.....	2
1.3 Alcances.....	2
1.4 Estructura de la memoria.....	2
CAPÍTULO 2: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA.....	3
2.1 Introducción.....	3
2.2 Generalidades.....	3
2.2.1 Perforación y tronadura.....	3
2.2.2 Macizo rocoso.....	4
2.3 Geología.....	5
2.3.1 Unidades geológicas en Minera Los Pelambres.....	6
2.3.2 Fallas y estructuras en Minera Los Pelambres.....	9
2.3.3 Datos geotécnicos de la roca en Minera Los Pelambres.....	9
2.4 Mecanismo de ruptura de la roca mediante tronadura.....	10
2.5 Rendimiento energético de la tronadura.....	13
2.6 Vibraciones originadas por tronadura.....	15
2.7 Ondas.....	17
2.8 Equipos de medición.....	19
2.8.1 Instalación y manejo.....	20
2.9 Modelos predictivos de vibraciones y de daño inducidos por tronadura.....	22
2.9.1 Campo cercano - Holmberg y Persson.....	26
2.9.2 Campo lejano.....	28
2.9.3 Criterio de daño basado en PPV crítico.....	29
2.9.4 Implicancia de la presencia de agua en el macizo rocoso.....	33
2.10 Métodos de estimación.....	36
2.10.1 Interpolación por el vecino más cercano.....	37
2.10.2 Inverso de la distancia.....	37
2.10.3 Kriging.....	38
2.10.4 Otros métodos de estimación.....	41
CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA.....	43
3.1 Definición de factores relevantes para el estudio.....	43
3.2 Recolección y verificación de la calidad de datos.....	44
3.3 Implementación de modelos.....	45
3.4 Estimación de input del PPVc.....	45
CAPÍTULO 4: RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	47

4.1	Resultados de vibraciones para campo cercano	47
4.2	Resultados de vibraciones para campo lejano.....	49
4.3	Resultado criterio de daño	52
4.3.1	Ábaco de diseño UGT 1	55
4.3.2	Ábaco de diseño UGT 2.....	55
4.3.3	Ábaco de diseño UGT 3.....	56
4.3.4	Ábaco de diseño UGT 5.....	56
	Ábaco de diseño UGT 6.....	57
4.3.5	Ábaco de diseño UGT 9.....	57
CAPÍTULO 5: CONCLUSIÓN		58
CAPÍTULO 6: RECOMENDACIONES		60
CAPÍTULO 7: BIBLIOGRAFÍA		61
CAPÍTULO 8: ANEXO.....		63
8.1	Anexos capítulo 2 ilustraciones.....	63
8.2	Anexos capítulo 4, ilustraciones.....	64
8.2.1	Ilustraciones campo cercano	64
8.2.2	Ilustraciones campo lejano sin filtrar	67
8.2.3	Ilustraciones campo lejano con datos filtrados	72
8.2.4	Ilustraciones estimaciones.....	81
8.2.5	Ilustraciones diseño ENAEX.....	82
8.3	Anexos capítulo 4, tablas	83
8.3.1	Tablas campo cercano.....	83
8.3.2	Tablas campo lejano sin filtrar	84
8.3.3	Tablas campo lejano con datos filtrados	86
8.3.4	Tablas de estimaciones	87

Índice de ilustraciones

Ilustración 1.	Efecto escala, Hoek y Brown (1980).....	5
Ilustración 2.	Características de las UGT.....	6
Ilustración 3.	Unidades geológicas, vista en planta cota 3,500, geotecnia MLP (2017).....	8
Ilustración 4.	Unidades geológicas, perfil Nor este-Sur oeste 59,000, MLP (2016).....	9
Ilustración 5.	Esfuerzos de tensión y tracción y agrietamiento radial, Manual de perforación y tronadura, Instituto Geológico y minero de España (1994).....	11
Ilustración 6.	Fracturamiento por liberación de carga, Cook (1966).....	12
Ilustración 7.	Rotura por flexión, Manual de perforación y tronadura, Instituto Geológico y minero de España (1994).....	12
Ilustración 8.	Mecanismo de rotura, Manual de perforación y tronadura, Instituto Geológico y minero de España (1994).....	13
Ilustración 9.	Diagrama P-V de los gases de tronaduea, Lownds (1986).....	14
Ilustración 10.	Consumo específico del explosivo v/s velocidad de partícula, Manual de perforación y tronadura, Instituto Geológico y minero de España (1994).....	16

Ilustración 11. Ondas, Investigación de terremotos y ondas sísmicas, Universidad da Coruña (2002).	18
Ilustración 12. Tipos de geófonos, Altamirano (2014).	22
Ilustración 13. gráficas de las variables de Holmberg y Persson, ENAEX (1993).	26
Ilustración 14. Gráfico relación RQD con razón módulo de deformación escalado y roca intacta, Vergara (2014).	32
Ilustración 15. Esquema utilizado para determinar onda Vp s-mr, Vergara (2014).	33
Ilustración 16. Relación entre el módulo de deformación drenado vs no drenado, Celada (1995).	35
Ilustración 17. Zona V.	39
Ilustración 18. Modelo de campo cercano para las distintas UGT.	47
Ilustración 19. Campo lejano toda la mina k95, k50.	49
Ilustración 20. Modelos campo lejano por explosivos.	50
Ilustración 21. Modelos campo lejano por fases.	52
Ilustración 22. Ábaco de diseño UGT 1 en función del largo de la carga.	55
Ilustración 23. Ábaco de diseño UGT 2 en función del largo de la carga.	55
Ilustración 24. Ábaco de diseño UGT 3 en función del largo de la carga.	56
Ilustración 25. Ábaco de diseño UGT 5 en función del largo de la carga.	56
Ilustración 26. Ábaco de diseño UGT 6 en función del largo de la carga.	57
Ilustración 27. Ábaco de diseño UGT 9 en función del largo de la carga.	57
Ilustración 28. Ejemplo de malla y propuesta de secuencia en minera los pelambres.	63
Ilustración 29. Imagen de geófono utilizado para las mediciones.	64
Ilustración 30. Modelo campo cercano UGT 1.	64
Ilustración 31. Modelo campo cercano UGT 2.	65
Ilustración 32. Modelo campo cercano UGT 3.	65
Ilustración 33. Modelo campo cercano UGT 5.	66
Ilustración 34. Modelo campo cercano UGT 6.	66
Ilustración 35. Modelo campo cercano UGT 9.	67
Ilustración 36. Gráfico campo lejano sin filtrar toda la mina.	67
Ilustración 37. Gráfico campo lejano sin filtrar en fase 10.	68
Ilustración 38. Gráfico campo lejano sin filtrar en fase 11.	68
Ilustración 39. Gráfico campo lejano sin filtrar en fase 9.	69
Ilustración 40. Gráfico campo lejano sin filtrar en fase 7.	69
Ilustración 41. Gráfico campo lejano sin filtrar con blendex 950.	70
Ilustración 42. Gráfico campo lejano sin filtrar con blendex 930.	70
Ilustración 43. Gráfico campo lejano sin filtrar con vertex 950.	71
Ilustración 44. Gráfico campo lejano sin filtrar con vertex 970.	71
Ilustración 45. Campo lejano toda la mina >45 [m].	72
Ilustración 46. Gráfico campo lejano en fase 10.	72
Ilustración 47. Gráfico campo lejano en fase 11.	73
Ilustración 48. Gráfico campo lejano en fase 9.	73
Ilustración 49. Gráfico campo lejano en fase 7.	74
Ilustración 50. Gráfico campo lejano con Blendex 950.	74
Ilustración 51. Gráfico campo lejano con Blendex 950.	75
Ilustración 52. Gráfico campo lejano con Blendex 930.	75
Ilustración 53. Gráfico campo lejano con Vertex 950.	76

Ilustración 54. Gráfico campo lejano con Vertex 970.	76
Ilustración 55. Modelo campo lejano Fase 7, K95, K50 y datos post modelo.....	77
Ilustración 56. Modelo campo lejano Fase 11, K95, K50 y datos post modelo.....	77
Ilustración 57. Modelo campo lejano Fase 9, K95, K50 y datos post modelo.....	78
Ilustración 58. Modelo campo lejano Fase 10, K95, K50 y datos post modelo.....	78
Ilustración 59. Modelo campo lejano Blendex 930, K95, K50 y datos post modelo.	79
Ilustración 60. Modelo campo lejano Blendex 950, K95, K50 y datos post modelo	79
Ilustración 61. Modelo campo lejano Vertex 950, K95, K50 y datos post modelo.	80
Ilustración 62. Modelo campo lejano vertex 970, K95 y K50.	80
Ilustración 63. Vista de perfil de la validación del modelo de estimación, sección 89,840.	81
Ilustración 64. Vista en planta de la validación del modelo de bloque, cota 3360.	81
Ilustración 65. Diseño de distancia de pozos y de carga para la UGT 1 (Manual de diseño por UGT, octubre 2018, realizada por ENAEX para Minera los Pelambres).	82
Ilustración 66. Diseño de distancia de pozos y de carga para la UGT 2 (Manual de diseño por UGT, octubre 2018, realizada por ENAEX para Minera los Pelambres)	82
Ilustración 67. Diseño de distancia de pozos y de carga para la UGT 3 (Manual de diseño por UGT, octubre 2018, realizada por ENAEX para Minera los Pelambres).	82
Ilustración 68. Diseño de distancia de pozos y de carga para las UGT 5 y 6 (Manual de diseño por UGT, octubre 2018, realizada por ENAEX para Minera los Pelambres).	83
Ilustración 69. Diseño de distancia de pozos y de carga para la UGT 9 (Manual de diseño por UGT, octubre 2018, realizada por ENAEX para Minera los Pelambres).	83

Índice de Tablas

Tabla 1. Características de los explosivos distribuidos por ENAEX	4
Tabla 2. Características de la roca por UGT, geotecnia MLP.	10
Tabla 3. Reparto de energía de la onda de choque, Rascheff y Geomans (1977).	14
Tabla 4. Energía asociada a las distintas zonas del diagrama P-V, Lownds (1986).	15
Tabla 5. Comparación de modelos 1, Sun (2013).	23
Tabla 6. Comparación de modelos 2, Sun (2013).	24
Tabla 7. Escala de daño mediante PPV crítico, McKenzie (1992).	30
Tabla 8. Datos de las propiedades geotécnicas de la UGT 1.....	36
Tabla 9. Resumen de factores K, K95%, alpha y beta.	48
Tabla 10. Factores modelo campo lejano por explosivos.....	50
Tabla 11. Factores modelo campo lejano por fases.	52
Tabla 12. Datos del Módulo de Deformación [GPa].	53
Tabla 13. Resistencia a la Tracción [MPa].	53
Tabla 14. Velocidad de partícula [m/s].	54
Tabla 15. VPPc [mm/s].....	54
Tabla 16. Factores campo cercano UGT 1.....	83
Tabla 17. Factores campo cercano UGT 2.....	83
Tabla 18. Factores campo cercano UGT 3.....	84
Tabla 19. Factores campo cercano UGT 5.....	84
Tabla 20. Factores campo cercano UGT 6.....	84

Tabla 21. Factores campo cercano UGT 9.....	84
Tabla 22. Factores campo lejano toda la mina sin filtrar.	84
Tabla 23. Factores campo lejano fase 10 sin filtrar.	84
Tabla 24. Factores campo lejano fase 11 sin filtrar.	85
Tabla 25. Factores campo lejano fase 9 sin filtrar.	85
Tabla 26. Factores campo lejano fase 7 sin filtrar.	85
Tabla 27. Factores campo lejano Blendex 950 sin filtrar.	85
Tabla 28. Factores campo lejano Blendex 930 sin filtrar.	85
Tabla 29. Factores campo lejano Vertex 950 sin filtrar.	85
Tabla 30. Factores campo lejano Vertex 930 sin filtrar.	85
Tabla 31. Factores campo lejano toda la mina.....	86
Tabla 32. Factores campo lejano fase 10.....	86
Tabla 33. Factores campo lejano fase 11.....	86
Tabla 34. Factores campo lejano fase 9.....	86
Tabla 35. Factores campo lejano fase 7.....	86
Tabla 36. Factores campo lejano Blendex 950.	86
Tabla 37. Factores campo lejano Blendex 930.	87
Tabla 38. Factores campo lejano Vertex 950.	87
Tabla 39. Factores campo lejano Vertex 970.	87
Tabla 40. Velocidad de partícula estimado [m/s].....	87
Tabla 41. Módulo de deformación de Young [GPa].....	88
Tabla 42. Resistencia a la tracción estimada [MPa].....	88
Tabla 43. Velocidad peak de partícula crítica [mm/s].	89

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

1.1 Contexto

La amplitud del rubro minero y sus operaciones permite que día a día exista una gran posibilidad de que aparezcan nuevos avances tecnológicos y metodológicos que vayan en directo beneficio del desarrollo de la actividad y su productividad, principalmente en lo que respecta a una mejora en materia de seguridad y planes de acción frente a posibles imprevistos. Es por esto, que el campo de la perforación y tronadura en conjunto con geotecnia, tienen como fin al largo plazo el de mantener la estabilidad requerida en los taludes. Por lo anterior, es que se han creado modelos predictivos, con el objetivo de poder evitar o generar acciones de contingencia frente al daño del talud, estos modelos consideran la velocidad peak de partícula (PPV) como clave para predecir el nivel de vibraciones, que expone la roca, la que luego es comparada con la velocidad peak de partícula crítica o máxima que cuantificará cual es el posible daño que se provocará en el macizo.

Bajo el contexto anterior, se desarrolla un estudio en Minera Los Pelambres, la cual produce concentrado de cobre y molibdeno. La compañía se encuentra ubicada a 240 [km] al norte de la ciudad de Santiago, 45 [km] al este de la ciudad de Salamanca, Provincia de Choapa, a 308 [km] sur de la Región de Coquimbo, inmerso en la cordillera de Los Andes a 3600 [msnm] aproximadamente. La extracción del mineral se lleva a cabo por medio de una explotación a rajo abierto.

El primer proceso de disminución de tamaño del material se realiza mediante la operación de Perforación y Tronadura, en donde esta última es realizada y controlada por la Empresa Nacional de Explosivos S.A (ENAEEX). La cual es la compañía que produce, comercializa, distribuye y manipula altos explosivos y agentes de voladuras, dando asesoría técnica y logística en cada proceso, para Minera Los Pelambres.

La motivación de realizar este estudio es producto de la alta variabilidad en la predicción de daño en campo cercano y la falta de la implementación de un modelo para preverlo en campo lejano. La diferencia de estos hace referencia a la distancia principalmente, el campo cercano se refiere al daño producido en un radio de 5 veces la longitud de la carga explosiva desde tronadura (Manual de Tronadura de ENAEEX (2008)), y el campo lejano posterior a esta distancia. Estos modelos se aplican, ya que, daños a las estructuras presentes se traducen en retrasos en los tiempos de ciclo, lo que produce mermas en la producción. Esto, al preverse se pueden tomar medidas de contingencia desde la planificación, para cumplir con las metas previamente proyectadas. Finalmente, la principal motivación de cualquier proyecto minero es la seguridad, ya que, daños a los equipos o al personal se traduce en mayores costos.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

El estudio del efecto de las vibraciones producidas por la tronadura tanto en campo cercano y campo lejano, cómo éstas afectan al macizo rocoso circundante situado en Minera Los Pelambres para las fases 7, 9, 10 y 11, considerando en campo cercano las unidades geotécnicas (en adelante UGT 1, 2, 3, 5, 6 y 9) respectivamente.

1.2.2 Objetivos específicos

- I. Campo Cercano: determinar las principales variables de la operación de perforación y tronadura que producen daños en la pared cercana a la tronadura.
- II. Campo Lejano: evaluar los posibles daños que pueden producirse en campo lejano y definir las variables que participan en dicho proceso.
- III. Modelo de daño: proponer un modelo de daño, basándose en la literatura existente, en la cual se identificaran rangos de comportamiento del macizo rocoso que se encuentre afecto a las vibraciones inducidas por las tronaduras.
- IV. Verificar los resultados de los modelos de preexistentes en Minera Los Pelambres.

1.3 Alcances

El estudio queda limitado a:

- Las unidades geológicas predominantes en las fases que están siendo explotadas actualmente o de aquellas que exista registro de ellas.
- Los diferentes mecanismos de falla que se encuentran presentes en la mina, los cuales pueden provocar daños en los taludes o posibles deslizamientos, no serán considerado por el modelo.
- La escala de daño y los rangos de daños quedarán determinados por la literatura existente en relación con la velocidad de partícula crítica.
- Alcances de los modelos tanto de campo cercano y lejano, tales como el tamaño y la geometría de la tronadura; los tiempos de retardo; la secuencia de iniciación; y el factor de carga, ya que considera cargas lineales y de toda la malla y no por pozo.

1.4 Estructura de la memoria

CAPÍTULO 1: se presenta la introducción al tema de la investigación, se detalla el objetivo principal del estudio y las actividades necesarias para lograrlo. Además, se detallan los alcances que determinan los modelos y el estudio, acotando las fases y tipos de unidades geológicas.

CAPÍTULO 2: se exhibe la revisión bibliográfica estudiada, con el fin de dar a entender y sustentar el desarrollo del trabajo, detallando desde la caracterización del macizo, los modelos a estudiar (modelo de vibración y daño) y el proceso de la tronadura.

CAPÍTULO 3: se define la metodología a seguir, basada en los modelos presentados en el capítulo 2, como estos son desarrollados paso a paso, con el fin de realizar un análisis posterior.

CAPÍTULO 4: se exponen los resultados obtenidos por los modelos y se discute el comportamiento de estos, comparando si estos se asemejan a lo ocurrido en la realidad.

CAPÍTULO 5: en relación con el análisis de los resultados se concluye por qué los datos tuvieron ese comportamiento

CAPÍTULO 6: se entregan las recomendaciones, en base a los resultados del proyecto y como éste podría mejorar.

CAPÍTULO 7: se enumera la bibliografía que ha sido utilizada para sostener el proyecto.

CAPÍTULO 2: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

2.1 Introducción

En este capítulo se exhiben los fundamentos teóricos que sustentan el estudio y la metodología a seguir, desde las características geológicas, definiciones del macizo rocoso, los tipos de ensayos, los principios de la fragmentación por tronadura hasta los principales modelos que se ajustan a los estudios con sus ecuaciones y restricciones.

2.2 Generalidades

2.2.1 Perforación y tronadura

El principal objetivo de la perforación y tronadura es extraer el mineral tratando de optimizar la fragmentación del macizo rocoso en cuanto a calidad y costos, cautelando al mismo tiempo posibles daños a estructuras circundantes, entre ellas las instalaciones, infraestructura y los mismos taludes. De lo anterior se desarrolla objetivos de corto y largo plazo:

- Corto plazo: lograr un grado de fragmentación adecuado, que conlleve una disminución de los costos aguas abajo, cautelando la infraestructura circundante, instalaciones, equipos y personal.
- Largo plazo: minimizar el daño al macizo rocoso en su entorno, protegiendo la integridad de la estabilidad de taludes.

Y es en este punto donde ocurre la paradoja de querer fragmentar un volumen sin querer dañar los sectores aledaños. Es por esto, que se tiene tres perspectivas principales de daño:

- Perspectiva de ingeniería: daño es cualquier cambio en las propiedades del material, el cual se ve degradado (Brown et al,1994).
- Perspectiva geotecnia: cualquier generación o extensión de una fractura, o cualquier deformación irreversible, como corte o apertura de las fracturas, lo que causa deterioro del macizo rocoso (Li, 1993).
- Perspectiva del negocio: es un deterioro del macizo rocoso que genere condiciones de inestabilidad con consecuencias y riesgos sobre las personas, equipos, y que comprometa la viabilidad de una explotación minera económicamente factible (GeoBlast, 2007).

Dentro de los principales factores que intervienen en la tronadura, son los explosivos, detonadores, perforación, roca, procedimientos, diseño y el recurso humano (Scherpenisse, 1992).

Según el Manual de Tronadura de ENAEX (2008) define los explosivos como mezclas estables de oxidantes y combustibles. Estos se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros comúnmente usados son el de sodio, calcio, potasio y algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas.

Los combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que éstos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH₂.

En general, existen dos tipos de explosivos: los moleculares y los compuestos.

Los moleculares tienen O y combustible dentro de las mismas moléculas; su ventaja es que sus oxidantes y combustibles están en contacto íntimo, de manera que la reacción se lleva a cabo en forma extremadamente rápida y generalmente es completa. El trinitrotolueno (TNT) es un ejemplo de un explosivo molecular.

Los explosivos compuestos contienen oxidantes y combustibles en diferentes moléculas o en diferentes compuestos. Debido a que el combustible y el oxidante están muy separados, la reacción de descomposición se lleva a cabo mucho más lentamente que en un explosivo molecular. El ANFO, las emulsiones y los acuageles son todos ejemplos de explosivos compuestos, aunque, ellos son un sistema híbrido, ya que, el nitrato de amonio contiene tanto combustible H y O en asociación molecular, en adición al combustible separado contenido en el petróleo.

En Minera Los Pelambres, la tronadura se encuentra externalizada a la empresa ENAEX Servicios S.A., la que está encargada de la fabricación de explosivos, vaciado de éste en los pozos de tronadura y posterior detonación. Los explosivos utilizados corresponden a Blendex®950, Blendex®930, Vertex®950 y Emultex®BN. Los cuales se encuentran detallado en la Tabla 1.

Un ejemplo de una malla de tronadura, junto a su secuencia se puede observar en la Ilustración 29, en la sección de anexos.

TABLA 1. CARACTERÍSTICAS DE LOS EXPLOSIVOS DISTRIBUIDOS POR ENAEX

EXPLOSIVO	DENS. TEÓRICA [G/CC]- ERROR[%]	DENS. MIN [G/CC]	DENS. MAX [G/CC]	V.O.D (+/-5%) [M/S]	ENERGÍA [KJ/KG]	RESISTENCIA AL AGUA	POT. REL. AL ANFO EN PESO
BLENDEX 930	1 – 5	0.95	1.05	3,806	3,463	Nula	0.93
BLENDEX 950	1.3 – 3	1.26	1.34	3,561	3,226	Nula	0.88
EMULTEX BN	1.32 – 3	1.28	1.36	3,200 – 3,600	3,017	Buena	0.84
ENERGEX	1.28 – 5	1.22	1.34	5,400	3,663	Buena	0.96
VERTEX	1.32 – 5	1.25	1.39	3,621	3,163	Nula	0.87
PIREX	1.32 – 4	1.27	1.37	3,000	3,207	Buena	0.82

2.2.2 Macizo rocoso

El Macizo rocoso es definido por Hook (1980) como el conjunto de los bloques de matriz rocosa y discontinuidades, esta última hace referencia a todas las rupturas en la roca. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo como consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de planos de discontinuidad, por lo que hay que ser cauteloso al considerar el volumen de este, dado que su tamaño condiciona su comportamiento geomecánico e hidráulico.

Las propiedades del macizo rocoso no pueden medirse directamente, sino que deben estimarse en función de las propiedades de la roca intacta y las características del arreglo de bloques que componen el macizo rocoso.

La Ilustración 1 presenta el efecto escala, donde a nivel más micro se puede observar la roca intacta sin presencia de discontinuidades, y a medida que se observa una mayor área aparecen rupturas en la roca, al cual nos referimos como macizo rocoso.

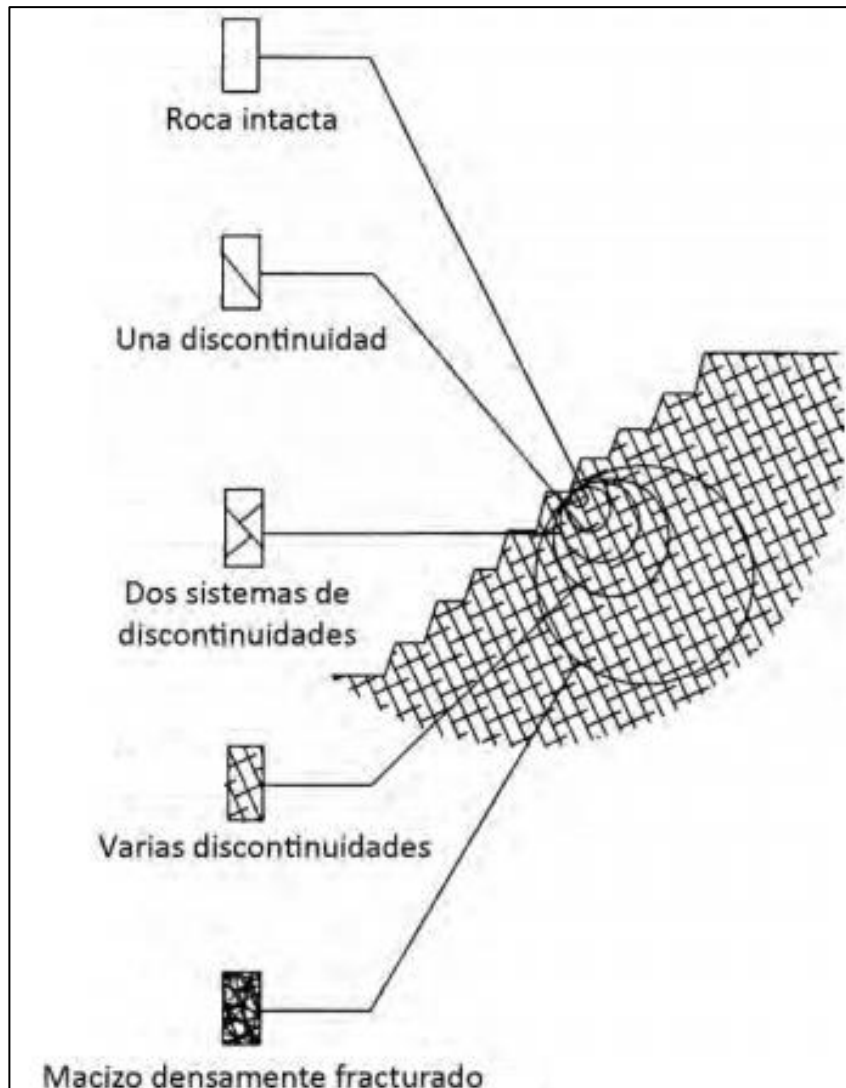


ILUSTRACIÓN 1. EFECTO ESCALA, HOEK Y BROWN (1980).

2.3 Geología

Para realizar el proyecto es importante poseer el estudio geológico del comportamiento del suelo y las rocas, con el fin de poseer la caracterización de rocas y su mecánica aplicada en la ruptura éstas.

Es por eso, que Minera Los Pelambres crea las Unidades Geotécnicas (comúnmente conocidas como UGT), donde agrupan zonas que posean características mecánicas y mineralógicas similares. En la Ilustración 2 se muestra cómo se conforman las UGT.

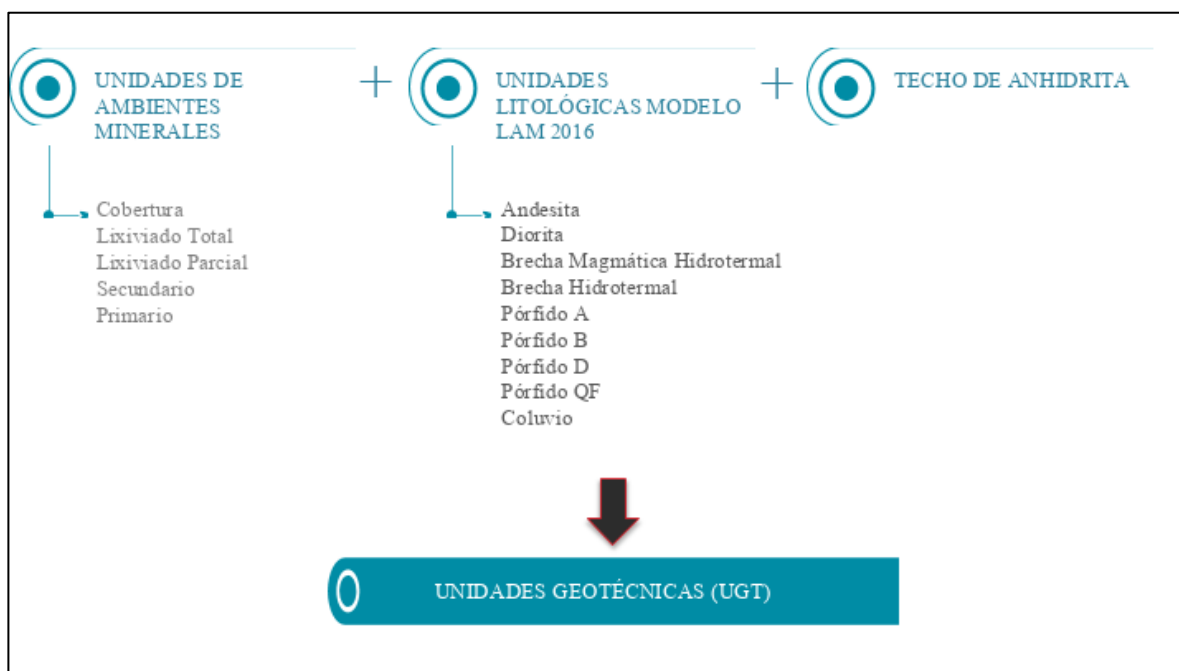


ILUSTRACIÓN 2. CARACTERÍSTICAS DE LAS UGT.

Mediante estas UGT, es que la empresa colaboradora ENAEX genera rangos de daños producto de las vibraciones de la tronadura.

2.3.1 Unidades geológicas en Minera Los Pelambres

A continuación, se detallarán los tipos de unidades geológicas presentes en la mina, en conjunto con una vista en planta y perfil para identificar su ubicación, de estos se identifica su RQD (Rock Quality Designation, Deere (1963)) que se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo. Además, se detalla el RMR (Rock Mass Rating) que es una clasificación geomecánica desarrollada por Bieniawski (1989), que tiene como objetivo definir la calidad de los macizos rocosos en función al índice RMR, este índice se calcula teniendo en cuenta la resistencia de la matriz rocosa, el índice RQD, condición de las discontinuidades y parámetros hidrogeológicos.

UGT-1 Primario Con Anhidrita: esta unidad está compuesta principalmente por Diorita, correspondiendo a la zona de mineralización hipógena, ubicada bajo el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 98 y un RMR promedio de 82, caracterizando esta unidad como una zona de muy buena calidad geotécnica.

UGT-2 Primario Sin Anhidrita: al igual que la UGT-1, esta unidad está compuesta principalmente por Diorita, corresponde a la zona de mineralización hipógena, ubicada sobre el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 84 y un RMR promedio de 69, caracterizando esta unidad como una zona de buena calidad geotécnica.

UGT-3 Secundario: esta unidad está compuesta litológicamente por Diorita, Brechas y Pórfidos, corresponde a una zona de mineralización supérgena, ubicada sobre el techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 81 y un RMR promedio de 61, caracterizando esta unidad como una zona de buena a regular calidad geotécnica.

UGT-4 Andesita Marginal Oeste Inferior: esta unidad está compuesta litológicamente por rocas volcánicas, principalmente Andesitas, ubicadas al sector Oeste del rajo Los Pelambres, bajo el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 95 y un RMR promedio de 77, caracterizando esta unidad como una zona de buena calidad geotécnica.

UGT-5 Andesita Marginal Oeste Intermedia: esta unidad está compuesta litológicamente por rocas volcansedimentarias, ubicada en la parte Oeste del rajo Los Pelambres; esta unidad se presenta bajo y sobre el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 27 y un RMR promedio de 43, caracterizando esta unidad como una zona de mala calidad geotécnica.

UGT-6 Andesita Marginal Oeste Superior: esta unidad está compuesta litológicamente por rocas volcánicas principalmente Andesitas, ubicadas al sector Oeste del rajo Los Pelambres, sobre el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 51 y un RMR promedio de 54, caracterizando esta unidad como una zona de regular calidad geotécnica.

UGT-7 Andesita Marginal Este Inferior: esta unidad está compuesta litológicamente por rocas volcánicas principalmente Andesitas, ubicadas al sector Este del rajo Los Pelambres, bajo el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 100 y un RMR promedio de 82, caracterizando esta unidad como una zona de muy buena calidad geotécnica.

UGT-8 Andesita Marginal Este Superior: esta unidad está compuesta litológicamente por rocas volcánicas principalmente Andesitas, ubicadas al sector Este del rajo Los Pelambres, sobre el límite del techo de Anhidrita. Presenta un RQD promedio de 56 y un RMR promedio de 50, caracterizando esta unidad como una zona de regular calidad geotécnica.

UGT-9 Lixiviado: esta unidad incluye todas las litologías (Andesitas, Dioritas, Brechas y Pórfidos), presente en la zona superior de todo el rajo, bajo la zona de coluvio. Presenta un RQD promedio de 77 y un RMR promedio de 57, caracterizando esta unidad como una zona de regular calidad geotécnica.

UGT-10 Lixiviado Sureste: esta unidad corresponde a la zona Lixiviada de Andesitas ubicada en la parte Sureste del rajo, con un espesor promedio de 50 [m]. Presenta un RQD promedio de 41 y un RMR promedio de 42, caracterizando esta unidad como una zona de mala a regular calidad geotécnica.

UGT-11 PQF Secundario: unidad compuesta por Pórfidos Cuarzo Feldespáticos, presentes sobre el límite del techo de Anhidrita, distribuidos espacialmente en la zona Norte, Este y Sur del rajo. Presenta un RQD promedio de 82 y un RMR promedio de 64, caracterizando esta unidad como una zona de buena calidad geotécnica.

UGT-12 Intrusivos Menores Secundario: corresponde a Pórfidos de composición andesítica y dacítica y Brechas magmáticas y/o hidrotermales. Se encuentran ubicados en las paredes Este, Norte y Sur del rajo, y en menor proporción en la pared Oeste. Presenta un RQD promedio de 83 y un RMR promedio de 62, caracterizando esta unidad como una zona de regular calidad geotécnica.

UGT-13 Coluvio: material estéril correspondiente a sedimentos no consolidados, que cubren gran parte de la superficie del área, con un espesor promedio de 50 [m].

La Ilustración 3 presenta un corte en planta cota 3,500 [m], de las unidades geotécnicas y su distribución.

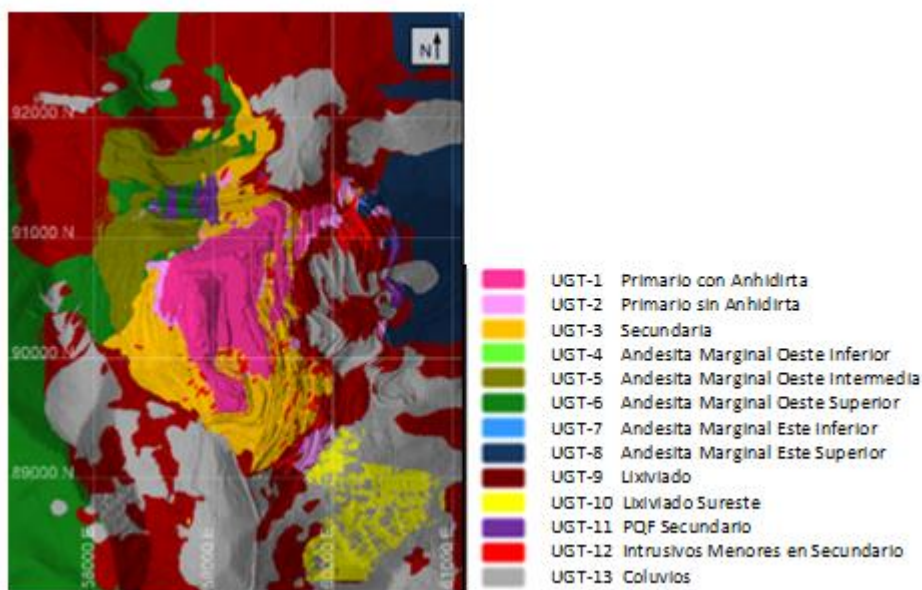


ILUSTRACIÓN 3. UNIDADES GEOLÓGICAS, VISTA EN PLANTA COTA 3,500, GEOTECNIA MLP (2017).

Para aclarar la distribución de la UGT en profundidad es que la Ilustración 4 presenta una vista de perfil este-oeste 59,000.

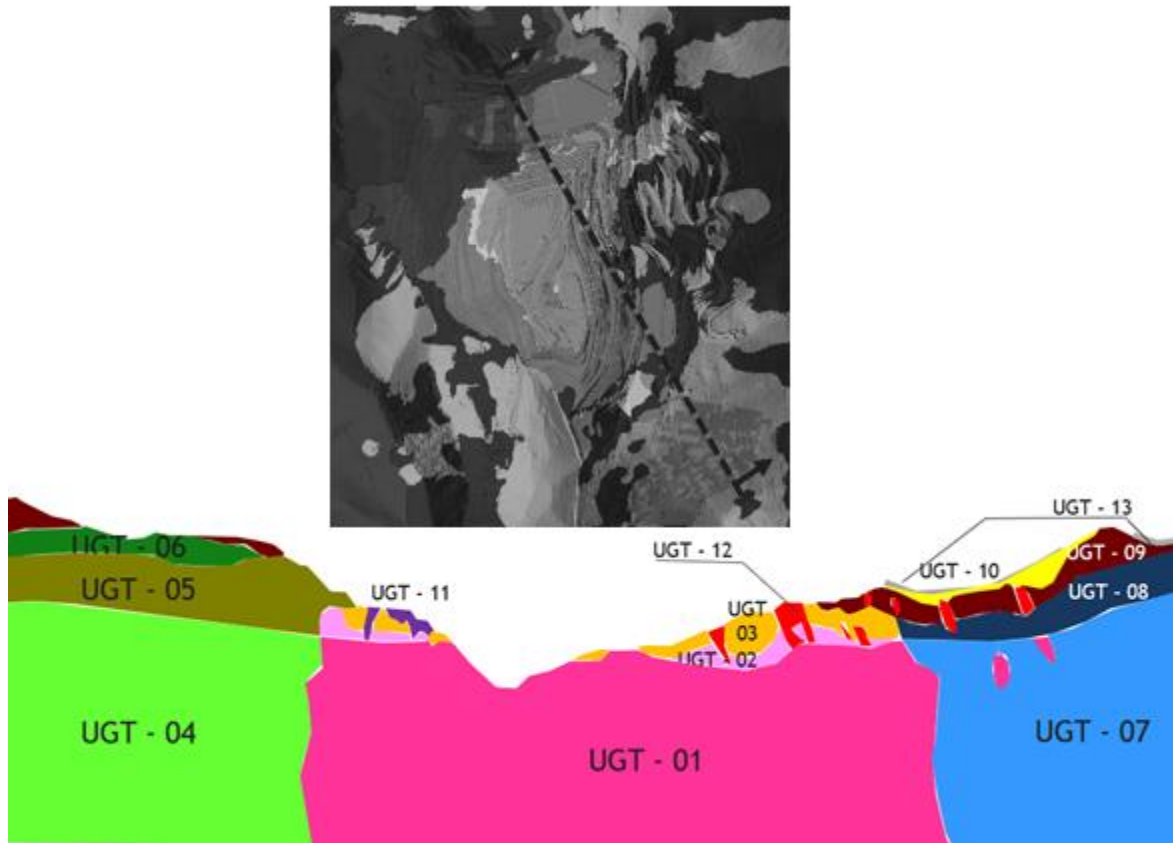


ILUSTRACIÓN 4. UNIDADES GEOLÓGICAS, PERFIL NOR ESTE- SUR OESTE 59,000, MLP (2016).

2.3.2 Fallas y estructuras en Minera Los Pelambres

Se han reconocido en superficie, labores subterráneas y sondajes, dos conjuntos principales de fallas inversas, de rumbos aproximados NE y NW convergencia predominante al Este y manteos entre 25[°] y 60[°]. Ambos sistemas se intersecan en el sector central del distrito, constituyendo zonas de deformación, de entre 200 a 500 [m] de espesor. El carácter inverso de las fallas, se evidencia a partir de observaciones de desplazamiento de vetillas, estrías y medialunas en los planos de fallas.

2.3.3 Datos geotécnicos de la roca en Minera Los Pelambres

En la Tabla 2 se encuentran las características de la roca por unidad geológica reunida por el equipo de geología de Minera Los Pelambres.

TABLA 2. CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA POR UGT, GEOTECNIA MLP.

UNIDAD GEOTÉCNICA		MÓDULO DE DEFORMIDAD E_i (Gpa)				PARÁMETROS H & B			UCS (RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN, Mpa)				TRIAXIAL (*)
		N	Máx	Medio	Mín	N	mi	σ (Mpa)	N	Máx	Medio	Mín	N
Acrónimo													
UGT - 1	PRIMARIO CON ANHIDRITA	123	83	61	30	257	22	136	96	167	135	98	99
UGT - 2	PRIMARIO SIN ANHIDRITA	23	86	62	35	32	13	108	16	136	106	77	6
UGT - 3	SECUNDARIO	48	62	36	20	130	13	79	27	140	90	53	50
UGT - 4	ANDESITA MARGINAL OESTE INFERIOR	13	107	67	35	29	17	141	15	225	132	79	8
UGT - 5	ANDESITA MARGINAL OESTE INTERMEDIA	9	71	53	33	30	22	89	8	115	95	74	10
UGT - 6	ANDESITA MARGINAL OESTE SUPERIOR	2	-	42	-	20	14	86	8	115	76	89	6
UGT - 7	ANDESITA MARGINAL ESTE INFERIOR	4	68	55	40	32	19	115	5	154	140	125	14
UGT - 8	ANDESITA MARGINAL ESTE SUPERIOR	3	-	34	-	8	25	75	2	-	90	-	3
UGT - 9	LIXIVIADO	26	52	32	12	57	17	67	8	70	58	42	26
UGT - 10	LIXIVIADO SURESTE	2	-	28	-	15	11	45	3	-	52	-	7
UGT - 11	PQF SECUNDARIO	9	41	29	15	23	6,8	132	7	195	163	135	8
UGT - 12	INTRUSIVOS MENORES SECUNDARIOS	19	60	32	15	59	21	62	37	123	66	34	7
UGT - 13	COLUVIO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

2.4 Mecanismo de ruptura de la roca mediante tronadura

Según López Jimeno (1997), el proceso de detonación de una carga explosiva en el interior de la roca se divide en dos fases principalmente.

- Primera fase: se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la energía de tensión, esto ocurre en un corto espacio de tiempo.
- Segunda fase: actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción, que a alta presión y temperatura son portadores de energía termo dinámica.

Los principales mecanismos que influyen en ruptura de la roca son los siguientes:

Trituración: la onda producto de la tronadura se expande de manera cilíndrica en los primeros instantes de la detonación, y es esta onda de choque la que genera una alta presión que llega a superar los valores de resistencia dinámica a la compresión de la roca, provocando daño en su estructura. El radio del anillo de roca triturada aumenta con la presión de detonación y con el acoplamiento de la carga en las paredes del pozo. Con explosivo de alta potencia y en rocas porosas el radio del anillo de roca triturada puede alcanzar valores de hasta 8 diámetros del pozo, siendo valores promedio entre 2 a 4 diámetros del pozo (Duvall y Atchison, 1957).

Este proceso de ruptura de la roca ocupa alrededor del 30 [%] de la energía transportada, y el volumen triturado tiende a ser bajo, del orden de 0.1 [%] del volumen total.

Agrietamiento radial: producto de la expansión de la onda choque, la roca circundante se ve afectada por altos esfuerzos de compresión, que induce tracción en los planos tangenciales en la dirección de la onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a la tracción de la roca, se generan nuevas zonas de agrietamientos en el macizo rocoso. En la Ilustración 5 se presenta como se distribuyen los esfuerzos de tracción y tensión en la pared del pozo, lo que da origen al agrietamiento radial.

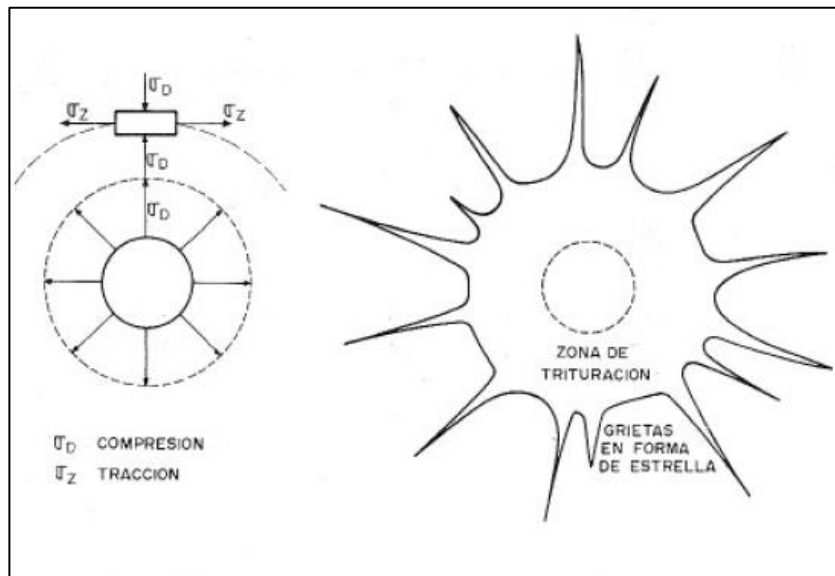


ILUSTRACIÓN 5. ESFUERZOS DE TENSIÓN Y TRACCIÓN Y AGRIETAMIENTO RADIAL, MANUAL DE PERFORACIÓN Y TRONADURA, INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA (1994).

Dentro de los factores que influyen en el número y longitud de agrietamiento, están la intensidad de la onda en la pared del pozo, la atenuación de los esfuerzos de tensión y la resistencia del macizo. En el caso de que la columna de explosivo sea intersecada longitudinalmente por estructuras preexistentes, estas se abrirán por el efecto de la onda, en el caso contrario de que las estructuras se encuentren paralelas a la columna, éstas actuarán como filtro, interrumpiendo la propagación de las grietas y atenuarán las ondas.

Reflexión de la onda de choque: la onda al enfrentarse con un plano de discontinuidad, se forman dos ondas, una de tracción y otra de cizallamiento. La magnitud de estas ondas dependerá del ángulo de incidencia, en donde la onda de tracción reflejada es el principal causante de la creación de fracturas, dado que las resistencias a la tracción de la roca alcanzan valores desde 5 [%] a un 15 [%] de la resistencia a la compresión.

Extensión y aperturas de las grietas radiales: una vez pasada la onda de choque, la presión de gases provoca un campo de tensiones alrededor del pozo. Los gases producidos por la detonación del explosivo empiezan a expandirse y penetrar en las fracturas, lo que provoca concentración de esfuerzos de tensión en las grietas, haciendo que estas se prolonguen.

Fracturación por liberación de carga: según Cook (1966), antes de que la onda alcance la cara libre, la energía transferida por la tronadura varía entre un 60 [%] a un 70 [%]. Por lo que, una vez pasada la onda de compresión se produce un equilibrio cuasi-estático seguido de una caída de la presión en el interior del pozo producto de la liberación de los gases. La concentración de esfuerzos de compresión es liberada generando solicitudes de tracción y cizallamiento, lo que provoca ruptura en el macizo rocoso. La ilustración 6 presenta como la liberación de carga induce al fracturamiento.

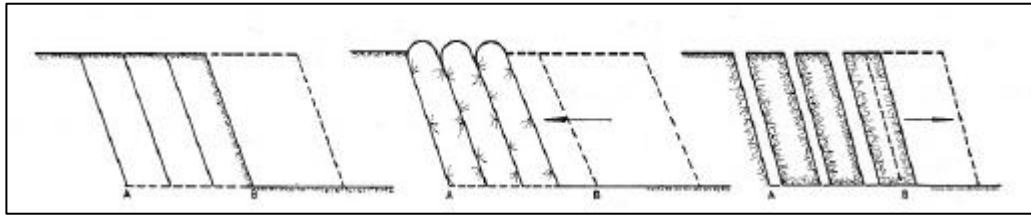


ILUSTRACIÓN 6. FRACTURAMIENTO POR LIBERACIÓN DE CARGA, COOK (1966).

Fracturación por cizallamiento: esto se produce cuando hay formaciones con distintos estratos, ya que, al encontrarse con distinto tipo de roca, también se tendrá distinto tipo de módulos de elasticidad y otros parámetros geomecánicos o características de la roca. Por lo anterior, se produce rotura en los planos de separación al paso de la onda de choque generando cizallamiento.

Rotura por flexión: esto ocurre durante y después de los mecanismos de agrietamiento radial y lajamiento. Producto de la presión ejercida por los gases de la tronadura sobre el material situado frente a la columna del explosivo, haciendo que la roca actúe como una viga doblemente empotrada en el fondo del pozo, produciéndose la deformación y agrietamiento de este, por los fenómenos de flexión. La Ilustración 7 representa de manera gráfica la rotura por flexión.

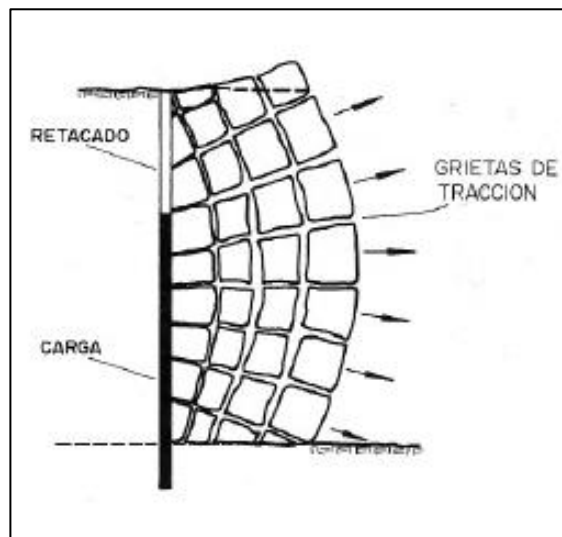


ILUSTRACIÓN 7. ROTURA POR FLEXIÓN, MANUAL DE PERFORACIÓN Y TRONADURA, INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA (1994).

Rotura por colisión: finalmente, cuando han actuado los mecanismos anteriormente mencionados, las rocas fragmentadas son proyectadas producto de la liberación del volumen de los gases, produciéndose colisiones entre si dando lugar a una fragmentación adicional (Petkof, 1961).

En la Ilustración 8, se muestran las distintas fases de la tronadura que se presentan en un banco con cara libre, es decir, la representación gráfica de los mecanismos de ruptura de la roca mencionados en la sección 2.4, (I) la trituración, (II) agrietamiento radial, (III) reflexión de la onda de choque frente a la cara libre, (IV) rotura por flexión y (V) rotura por colisión.

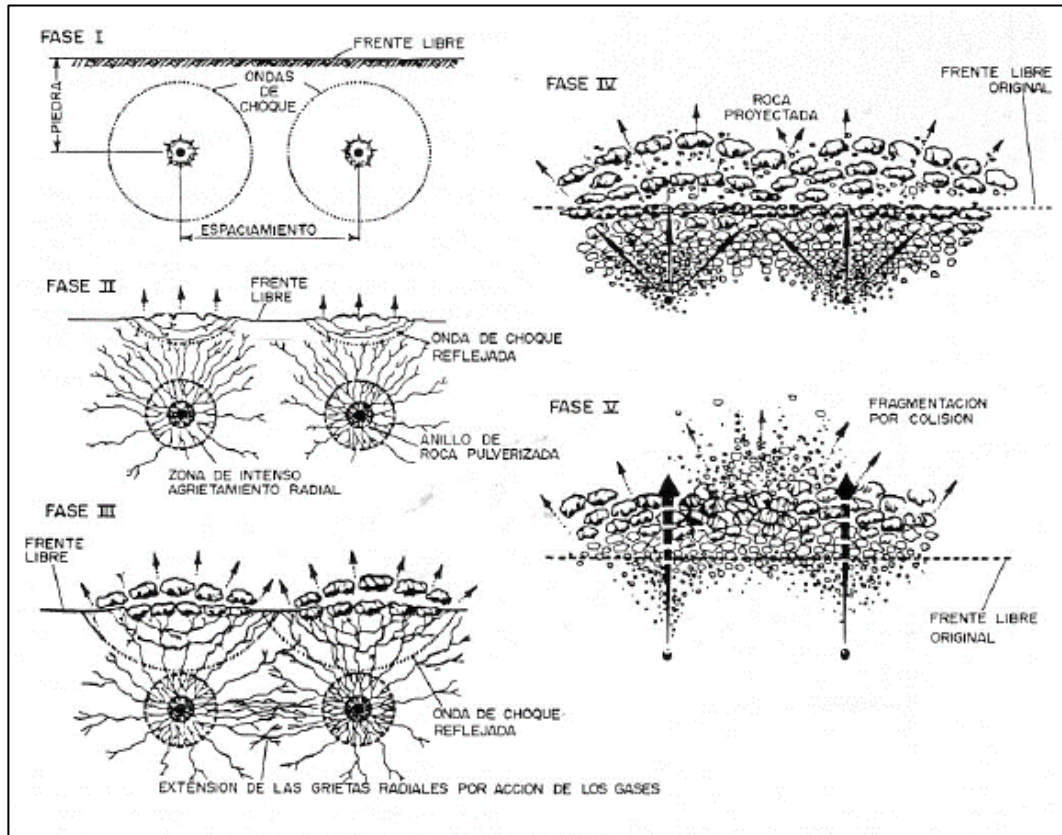


ILUSTRACIÓN 8. MECANISMO DE ROTURA, MANUAL DE PERFORACIÓN Y TRONADURA, INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA (1994).

2.5 Rendimiento energético de la tronadura

El método propuesto por Cole (1948) indica cómo se expresa la energía liberada por la tronadura, que, según su criterio, ésta consta de dos componentes principales, el primero es referida a la onda de choque generada por la tronadura que es transportada a través del macizo rocoso, y la segunda queda determinada por la energía de burbuja, referida a la liberación de los gases de la tronadura.

Solo el 15 [%] de la energía total liberada por la tronadura es aprovechada como trabajo útil en los mecanismos de fragmentación y desplazamiento de la roca (Hagan, 1977).

Rascheff y Geomans (1977) afirman que el mayor gasto energético en la tronadura va asociado a la onda de choque, por lo que, la energía de tensión es el principal actor en la fragmentación del macizo rocoso, siendo este más importante que la energía de burbuja en roca dura. En caso contrario, cuando la roca posee una alta porosidad o en formaciones de roca blanda, la energía de burbuja es la componente más relevante. La Tabla 3 presenta los resultados obtenido de los ensayos realizados por los autores anteriormente mencionados en este párrafo.

TABLA 3. REPARTO DE ENERGÍA DE LA ONDA DE CHOQUE, RASCHEFF Y GEOMANS (1977).

DISTRIBUCION DE ENERGIA	BLOQUE DE GRANITO CON CONFINAMIENTO INFINITO [%]	TRONADURA CONVENCIONAL DE GRANITO EN BLANCO [%]	BLOQUE DE GRANITO SUMERGIDO EN AGUA [%]
Pulverización	15	15	15
Fisuración radial primaria	3	3	2
Prolongación de fisuras	0	16	39
Energía transmitida	82	34	22
Energía aprovechada	18	34	56

Lownds (1986), también describió la distribución de energía en el proceso de tronadura, creando un modelo de interacción de roca-explosivo. El autor presenta un gráfico (Ilustración 9) de Presión versus volumen con respecto a los gases producidos en la tronadura.

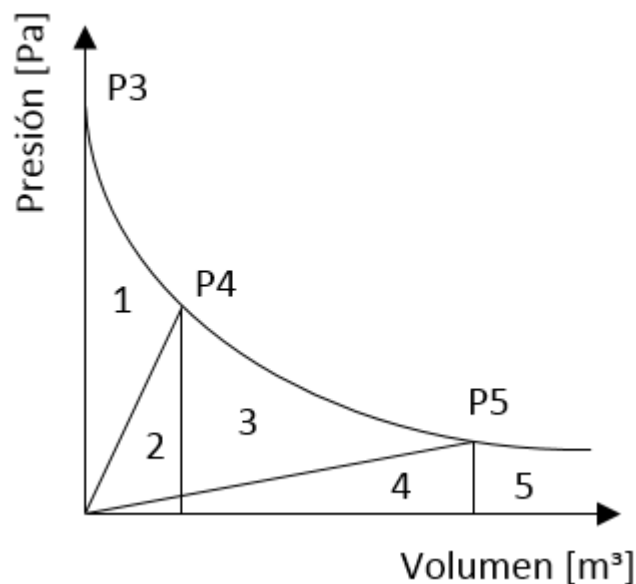


ILUSTRACIÓN 9. DIAGRAMA P-V DE LOS GASES DE TRONADUEA, LOWNDS (1986).

Una vez ocurrida la tronadura del explosivo, los gases a alta presión (P3) transmiten un impacto u onda de choque sobre la roca, lo cual produce una trituración en las paredes del pozo, al triturar las paredes el espacio donde está contenido el gas aumenta provocando una caída de presión del gas dentro del pozo hasta un estado de equilibrio (P4).

El trabajo realizado por el explosivo durante la expansión es llamado energía de rotura, y consiste en la energía de tensión almacenada en la roca (zona 2), y la energía cinética de la onda de choque (zona1). Esta energía cinética es disipada como trabajo útil y se manifiesta como roca triturada en la pared del pozo.

Luego los gases penetran las grietas y las expanden hasta que alcanza la frente libre, provocando también la eyección de la roca fragmentada. Cuando estos gases se escapan por la cara libre se produce una caída de presión (P5), es este instante en que la roca delante del pozo es comprimida por los gases existentes en las grietas con una energía de tensión almacenada en la roca (Zona 4), esta energía es insignificante en el proceso de fragmentación.

Las energías de las Zonas 2 y 3 son las más útiles en la tronadura de las rocas y es llamada Energía de Fragmentación. La zona 5 ayuda con la eyección de la roca y se pierde como calor y ruido.

La Tabla 4 presenta un resumen de la distribución de energía en las distintas zonas.

TABLA 4. ENERGÍA ASOCIADA A LAS DISTINTAS ZONAS DEL DIAGRAMA P-V, LOWNDS (1986).

ZONA	ENERGÍA
1	Componente cinética de la energía de choque o tensión
2	Componente de tensión de la energía de choque
1 + 2	Energía repetedora
3 + 4	Energía liberada durante la propagacion de las grietas
2 + 3	Energía de fragmentación
4	Energía de tension en la roca en el instante de escape de los gases
1 + 2 + 3 + 4	Energía de tronadura
5	Energía de proyeccion y perdida de energía en el escape de los gases
1 + 2 + 3 + 4 +5	Energía total disponible o valor de potencia absoluta

2.6 Vibraciones originadas por tronadura

Los principales actores que se originan una vez comenzada la tronadura son las vibraciones, ondas aéreas y las proyecciones de roca fragmentada. Las que de algún u otro modo provocan daño a las estructuras próximas. Como se explicó anteriormente el principal causante de la fragmentación son las ondas de choque, es por esto que, en esta sección se detallará como se propagan y que tipo de vibraciones participan en el proceso de tronadura.

Las variables que intervienen al comportamiento de las vibraciones son, en principio las mismas que afectan la tronadura. Las cuales son las siguientes:

1. Geología local y características de la roca: cuando la onda se enfrenta a macizos rocosos homogéneos, las vibraciones se propagan en todas direcciones, y en el caso de enfrentarse a estructuras geológicas complejas, la dirección puede variar. Esto conlleva a cambios en la intensidad y frecuencia de éstas. Otro punto por considerar es que la magnitud de las vibraciones decrece a grandes distancias, dado que hay un consumo considerable de la energía en vencer las fricciones entre partículas, esto es importante tenerlo en consideración para el estudio de campo lejano.
2. Peso de la carga operante: la magnitud de las vibraciones varía según la carga detonada y distancia. En tronaduras con más de un detonador aumenta la carga por retardo, por lo que afecta directamente la intensidad de las vibraciones.

3. Distancia al punto de tronadura: las vibraciones dependen de la distancia en que se realiza la tronadura, a medida que la distancia aumenta, la intensidad de las vibraciones disminuye. Otro efecto que determina la distancia es la atenuación de las frecuencias altas, ya que el macizo rocoso actúa como filtro pasa-baja, esto quiere decir que, a mayores distancias, se medirán rangos de frecuencia menores. Lo anterior se explica mediante la Ecuación 1.

$$V \propto \frac{1}{D^b} \quad (1)$$

donde,

V = Velocidad de partícula [mm/s].

D = Distancia desde el tiro [m].

b = Factor exponencial.

4. Consumo específico del explosivo: el reducir el consumo específico de la tronadura, no significa que los niveles de vibraciones disminuyan. Hay casos donde se ha bajado el consumo de explosivo un 20 [%] con respecto al óptimo, los niveles de vibración medidos se han multiplicado por 2 y por 3, como consecuencia del gran confinamiento y mala distribución. La Ilustración 10 presenta un gráfico consumo específico vs velocidad de partícula y el límite donde ocurre el riesgo de proyecciones.

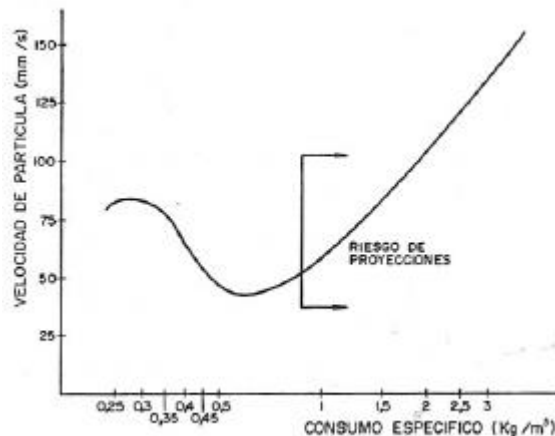


ILUSTRACIÓN 10. CONSUMO ESPECIFICO DEL EXPLOSIVO V/S VELOCIDAD DE PARTICULA, MANUAL DE PERFORACIÓN Y TRONADURA, INSTITUTO GEOLÓGICO Y MINERO DE ESPAÑA (1994).

5. Tipo de explosivos: según Hagan y Kennedy (1981) los explosivos que generen presiones más bajas provocaran magnitudes de vibraciones menores, como es el *Ammonium Nitrate - Fuel Oil* (conocido comúnmente como ANFO), si este se compara con hidrogeles la intensidad de las vibraciones pueden llegar al doble.

6. Tiempos de retardo: el intervalo de retardo entre la detonación de los pozos, se puede considerar el tiempo nominal o efectivo, el primero es la diferencia entre los tiempos nominales de iniciación, en cambio el efectivo es la diferencia de los tiempos de llegada de los pulsos generados por la detonación.

En la Ecuación 2 se presenta la relación entre el tiempo efectivo y el nominal

$$t_e = t_n \frac{S \times \cos \emptyset}{VC} \quad (2)$$

donde,

t_e = *Tiempo de retardo efectivo* [s].

t_n = *Tiempo de retardo nominal* [s].

S = *Espaciamiento* [m].

\emptyset = *Angulo entre la linea de progresion de la voladura y el geófono*[°].

VC = *Velocidad de propagacion de la onda sísmica*.

7. Variables geométricas de la tronadura: las principales variables geométricas para la tronadura son el diámetro de perforación, debido que, a mayor diámetro, mayor será la cantidad de explosivo. La altura del banco, dado que, tiene relación directa con el burden, espaciamento. La sobre perforación por la distribución del explosivo, y el desacoplamiento (se logra al colocar tacos de aire entre el explosivo y el taco de gravilla) que disminuye la intensidad de las vibraciones.

2.7 Ondas

En esta sección se detalla cómo se transmiten las vibraciones generadas por la tronadura. Las vibraciones se transmiten en forma de ondas sísmicas en el macizo rocoso, las cuales se desplazan radialmente a partir de la ubicación de la detonación. De manera genérica, estas se distinguen en dos grupos, ondas internas y ondas superficiales.

- **Ondas internas:** estas ondas se dividen en dos subgrupos, las ondas primarias o de compresión y las ondas transversales. Las primeras son ondas que se propagan dentro del macizo produciendo compresiones en la dirección de la propagación de la onda, son más rápidas y producen cambio de volumen, estas se conocen como ondas P. Las segundas son onda de cizallamiento que se mueven perpendicular a la dirección de propagación de la onda, estas son llamadas ondas S y provocan cambio de forma (deformación angular), pero no de volumen.

- Ondas superficiales: las dos principales son las ondas Rayleigh-R y las Love-q, donde las primeras generan un movimiento o trayectoria elíptica con sentido contrario a la propagación de la onda. En relación con las Love-q el movimiento de las partículas se produce según una línea horizontal perpendicular a la dirección de propagación (es decir, son ondas transversales).

La Ilustración 11 presenta de modo ilustrativo las distintas ondas producidas por el efecto de la tronadura (ondas P, S, Rayleigh, Love-q).

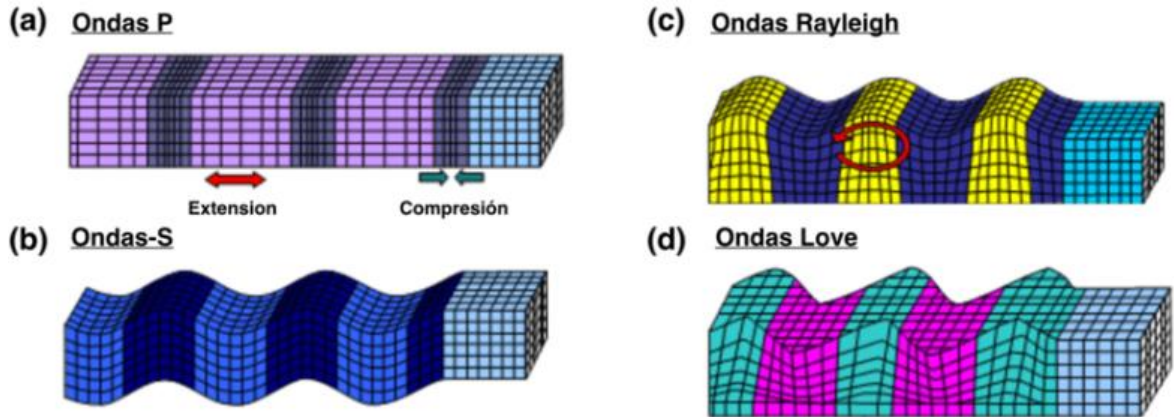


ILUSTRACIÓN 11. ONDAS, INVESTIGACIÓN DE TERREMOTOS Y ONDAS SÍSMICAS, UNIVERSIDAD DA CORUÑA (2002).

Las Ecuaciones 3 y 4 representan la velocidad de propagación de las ondas P y S, respectivamente. Siendo esta evaluable en distintos tipos de roca.

$$VCp = \sqrt{\frac{E \times (1 - \nu)}{\rho_r \times (1 - 2\nu) \times (1 + \nu)}} \quad (3)$$

donde,

VCp = Velocidad de propagación de ondas longitudinales [mm/s].

ν = Coeficiente de Poisson.

E = Módulo de Young [MPa].

ρ_r = Densidad de la roca [t/m^3].

$$VCs = \sqrt{\frac{E}{2 \times \rho_r \times (1 + \nu)}} \quad (4)$$

donde,

$VCs =$ Velocidad de propagación de ondas transversales [mm/s].

2.8 Equipos de medición

Esta sección queda fuera de los alcances de este trabajo, dado que la empresa colaboradora ENAEX, es la que entrega los resultados de las mediciones de campo cercano como campo lejano, pero con el fin de brindar utilidad en futuras faenas de este proyecto, es que de igual modo se presentan los principales equipos de medición y sus funciones.

Lo primero a tener en cuenta, es que para poder medir las vibraciones producidas por la tronadura es necesario tener la instrumentación adecuada y, además, ser consistente con la ubicación de dicha instrumentación, con el fin de obtener una base de información consistente y representativa.

Es por lo anterior que se debe tener ciertos conocimientos de las ondas sísmicas generadas por la tronadura a su alrededor. Estas son importantes puesto que transportan la energía originada por las vibraciones, por lo tanto, debemos tener presente sus relevancias que dependen de la geometría, posición de la tronadura y sistema estructural.

Hay que tener en cuenta que la onda superficial es de menor amplitud y viaja más distancia, por lo tanto, es importante su medición en un campo lejano, al contrario de las ondas P y S, que son más significativas cerca de la tronadura. Por esto, los registros de las vibraciones producidas por tronadura son almacenados en los sismógrafos, los cuales graban las amplitudes y duración de los movimientos de la tierra, producto de dichas tronaduras, usando los siguientes componentes:

- 1) Transductores (geófonos o acelerómetros) que se instalan en forma solidaria a la roca.
- 2) Un sistema de cables que llevan la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.
- 3) Un equipo de adquisición, el cual recibe la señal y la guarda en memoria.
- 4) Un computador, el cual tiene incorporado el software requerido para el traspaso de la información desde el equipo monitor, y su posterior análisis.

En el caso de Minera Los Pelambres y la empresa colaborativa ENAEX, trabajan mediante geófonos. Éstos entregan una medición directa de la velocidad y consisten por lo general en un sistema de bobina móvil soportada por resorte, y un imán fijo. Al contrario del acelerómetro, el geófono opera sobre su frecuencia natural. Cuando se miden frecuencias muy bajas, la salida se ve influenciada por sus características de respuesta.

La señal resultante en términos del nivel de vibración debe ser corregida adecuadamente.

Los geófonos son relativamente sensibles y su manipulación e instalación es más delicada. Su señal de salida es simple de analizar, no requieren fuente de poder adicional y normalmente no es necesario pre amplificar su señal, antes de su grabación.

Una vez instalados los geófonos no son recuperables, es preferible utilizar geófonos sensibles a la velocidad. Poco es lo que se puede hacer para mejorar el rango de respuesta dinámica de éstos, por lo tanto, se debe tener la precaución de no usarlos donde sus especificaciones probablemente puedan ser excedidas.

En primera instancia el equipo de vibraciones debe ser tal que los geófonos asociados a la medición sean los adecuados para medir el nivel de vibraciones esperado, es decir si su sensibilidad es la adecuada. Para tal efecto, se debe conocer los niveles máximos esperados en la medición, tanto en frecuencia como en velocidad, para determinar si los geófonos son aptos para ello.

Características Generales

- 1) Su unidad de medida es el $[V \times s/mm]$.
- 2) Entregan una medición directa de la velocidad.
- 3) Miden bien en el rango de 1 $[mm/s]$ hasta 1,200 $[mm/s]$ aproximadamente.
- 4) Su respuesta a la frecuencia varía entre 4.5 a 1,000 [Hz].
- 5) La sensibilidad varía entre 0.003 a 0.041 $[V \times s/mm]$.

En el punto 3, se puede observar una limitante que poseen los geófonos, dado que, si el geófono no es puesto a una distancia razonable, el nivel de vibraciones producidas por la tronadura sobrepasará con creces los 1200 $[mm/s]$. El modelo de los geófonos utilizados para las mediciones se puede observar en la Ilustración

Se distinguen dos tipos de geófonos, los de campo cercano y los de campo lejano, los cuales poseen un rango de aceptabilidad en la medición que depende de frecuencia que es capaz de registrar, diferenciando los geófonos de 14 [Hz] y 28 [Hz]. Los geófonos de 14 [Hz] son capaces de medir vibraciones a partir de esa frecuencia con perfecta precisión, mientras que los geófonos de 28 [Hz] son capaces de medir vibraciones a partir de frecuencias sobre los 28 [Hz].

Por otra parte, existe la sensibilidad del geófono, la cual indica la magnitud máxima de vibraciones que puede recibir un geófono, y ésta se indica en unidades de $[Volt/(\frac{mm}{s})]$.

Para obtener el rango máximo de vibración que permitiría registrar un geófono es necesario ingresar el valor de sensibilidad de éste y el equipo de medición entregará el valor máximo de velocidad en forma automática.

2.8.1 Instalación y manejo

Gran parte de las capacidades y ventajas de la técnica de monitoreo de vibraciones recae en la habilidad para recolectar datos de vibración de buena calidad. La característica de estos datos tiene directa relación con la técnica empleada para instalar y orientar los transductores.

La relación ortogonal entre las 3 componentes de un arreglo triaxial, se logra ubicando cada una de las tres componentes sobre las caras opuestas de un pequeño trozo de barra en ángulo rígido no conductor. Es necesario mantener una disposición coherente de las tres componentes que asegure, al momento de la instalación, que los primeros arribos de las señales sean de signo positivo o negativo, y esto se mantenga constante.

Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración, que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, en asociación con la posición relativa entre ésta y el transductor, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor.

Una vez que el transductor está ubicado en la perforación de monitoreo y correctamente orientado, su posición debe ser asegurada por medio de cemento con características de hormigón, el cual proporciona mejor acoplamiento. Se debe realizar esta operación dentro de una perforación que tenga la mínima diferencia entre los diámetros, pero que facilite la operación. Lo que se busca es disminuir la zona de interfase entre la roca y el instrumento detector.

Los sismógrafos contienen tres Geófonos, los cuales registran las tres ondas: vertical, radial y transversal. Cada una de estas tres componentes de movimiento, entregará una velocidad peak de partícula o máxima amplitud de la onda. La velocidad peak de partícula que se considera que es la de mayor valor, es decir, el peak puede ocurrir en cualquiera de las tres ondas, por lo que es importante considerar también que el vector resultante no debe ser confundido con la velocidad peak de partícula.

Existen dos maneras de activar los equipos de medición:

- 1) Por Cable Cortado: el equipo se activa con el inicio de la tronadura debido a que el equipo se encuentra conectado a la misma por un cable que le da inicio. La ventaja de este método es, poder verificar los tiempos de salida de cada tiro y hacer un diagnóstico general de la tronadura. Este método es deseable en el campo cercano.
- 2) Por Umbral (threshold): el equipo se activa una vez que se supera un determinado nivel de perturbación ajustado previamente por el usuario. Se tiene la ventaja de poder posicionarse a gran distancia de la tronadura.

La Ilustración 12, presenta una instalación tipo de un sistema de geófonos triaxiales.

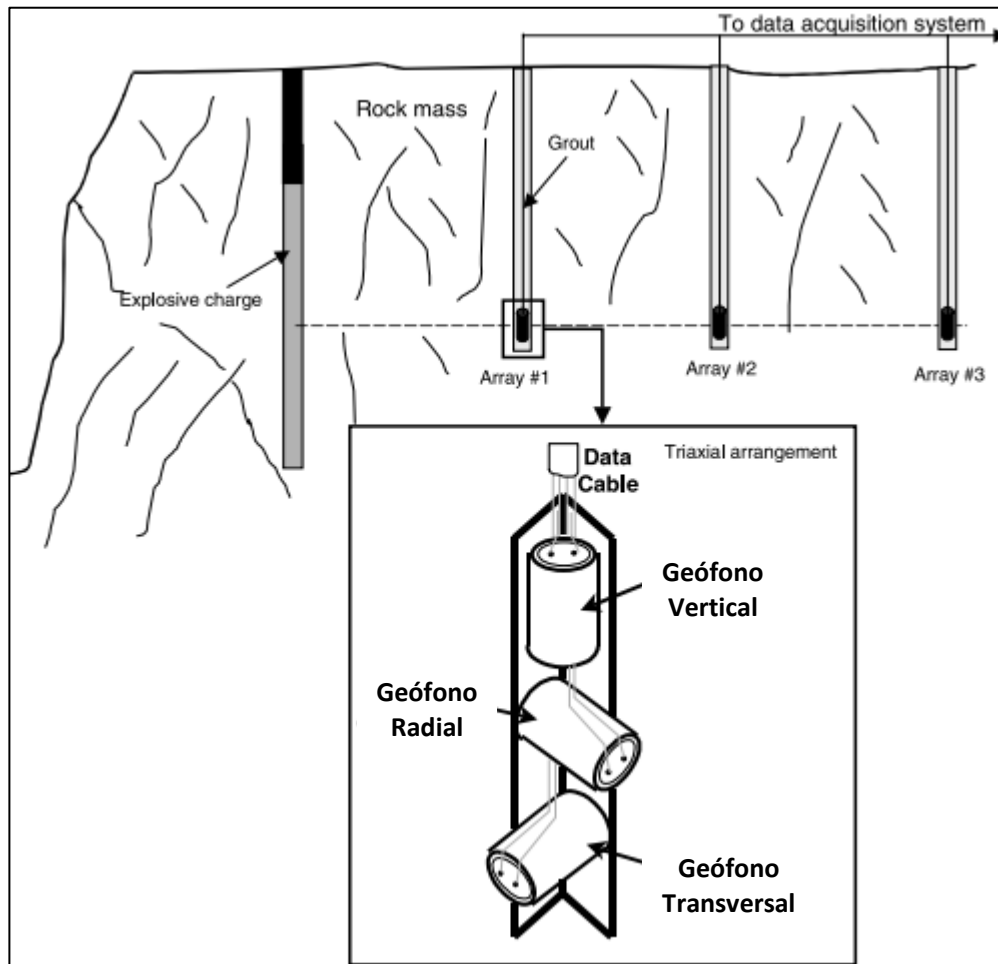


ILUSTRACIÓN 12. TIPOS DE GEÓFONOS, ALTAMIRANO (2014).

2.9 Modelos predictivos de vibraciones y de daño inducidos por tronadura

En la actualidad, el principal objetivo de la tronadura es la fragmentación, es decir, la forma de esta operación unitaria de agregar valor al negocio es con la creación del mayor arranque posible a un menor costo, con el fin de obtener un material fragmentado de tal modo que permita la continuidad con las siguientes operaciones. Sin embargo, en el perímetro de la tronadura el resultado óptimo es crear el menor daño posible. Un ejemplo de lo antes mencionado, es cuando se desarrollan tronaduras de producción que poseen mayor cantidad de explosivos o con mayor potencia para alcanzar una granulometría que no afecte el desempeño de la pala, además, se busca evitar un gran daño taludes, lo que pudiera afectar la continuidad del sistema minero. En la mayoría de los casos un mayor daño en las labores mineras se traduce en un aumento de costos, ya que, es necesario aplicar un sistema de limpieza de los taludes y/o rampa.

Es por lo anterior, que se busca disminuir el daño mediante predicciones y rediseño. Para esto, se deben establecer modelos de vibraciones que buscan pronosticar la velocidad peak de partícula asociada a futuras tronaduras. Estos modelos tienen que ser capaces de ser calibrados y verificados en su funcionamiento.

A continuación, en las Tablas 5 y 6, se presentan distintos tipos de modelos predictivos de vibraciones.

TABLA 5. COMPARACIÓN DE MODELOS 1, SUN (2013).

MODELOS	SUPUESTOS	FORMULAS	VARIABLES	COMENTARIOS
Colorado School of Mines Favreau (1969).	Se basa en la velocidad de las partículas resultantes de la detonación de una carga esférica en un medio infinito, isótropo y homogéneo, presentado por Favreau (1969).	$V = e^{\rho r + V_p \tau} [f(v_p, \alpha, \beta, t, p)]$	V: Peak Particle Velocity. t: Tiempo. P: Presión de Explosión. τ : Tiempo de Retardo. V_p : Velocidad de onda. α y β constantes isentrópeaks	El Modelo considera una carga cilíndrica que es dividida en una serie de cargas esféricas con un diámetro igual al diámetro de la perforación equivalente.
Mosinets (1972)	Mosinets et al. (1972) da la relación para calcular el radio de la zona de la grieta R_c y el radio de la zona de fracturamiento R_{crush} para una carga esférica.	$R_c = \sqrt{\frac{V_p}{V_s}} \sqrt[3]{q}$ $R_{crush} = \sqrt{\frac{V_s}{V_p}} \sqrt[3]{q}$	V_p : Velocidad de onda longitudinal. V_s : Velocidad de ondas transversales q : Peso de explosivo	
Modelo Ruso Drukovanyi et al. (1976)	Drukovanyi et al. (1976) divide teóricamente la extensión de la zona de quiebre (R_{crush}) y zona de fractura (R_c).	$R_{crush} = r_h \left[\frac{P_h}{-\frac{C}{f} + \left(\sigma_c + \frac{C}{f}\right)^{\frac{f}{L^2 + f}}} \right]^{\frac{1}{2\gamma}} \sqrt{L}$ $R_c = \left(\frac{\sigma_c}{\sigma_t}\right) * R_{crush}$	C: cohesión. f: coeficiente de fricción. σ_c : resistencia a la compresión uniaxial. L: f (coeficiente poisson). σ_t : Resistencia a la tracción. Ph: Presión de pozo	La extensión del daño utilizando este modelo es más alta que la observada en la práctica para aquellas rocas cuya resistencia a la compresión es menos 100 MPa.
Holmberg y Persson (1978)	Se asume que toda la longitud de carga detona instantáneamente. Se dividió la carga cilíndrica en una serie de pequeños elementos de longitud dx y de concentración de carga lineal de q (kg/m).	$V = K * \frac{W^\alpha}{R^\beta}$	α y β : son constantes empíricas. V: Peak Particle Velocity (PPV). W: Carga. R: Distancia de medición.	La zona de daño se puede determinar asumiendo que el PPV excede el valor crítico (PPVc). Este es un enfoque práctico para la aplicación de diseño. Se modificó la ecuación, Holmberg y Persson (1994).
McHugh (1983)	McHugh (1983) señala que el efecto de la presión interna del gas predomina sobre el efecto de las tensiones de tracción en la ampliación de las grietas en la roca.	$R_c^{(2 - \frac{1}{2\gamma})} + \left(\frac{2V_b}{n\pi w}\right) R_c^{-\left(\frac{1}{2\gamma}\right)} - \left(\frac{2V_b}{n\pi w}\right) \left(\frac{2P_h}{\sqrt{\pi I C}}\right)^{\frac{1}{\gamma}} = 0$	Rc: Longitud de la grieta. V_b : Volumen del pozo. Ph: Presión del pozo.	La ecuación estima la longitud de la grieta basado en la mecánica de fractura en metales. Para roca, los parámetros, IC, n, y w, son difíciles de obtener.

TABLA 6. COMPARACIÓN DE MODELOS 2, SUN (2013).

Modelos	Supuestos	Formulas	Variables	Comentarios
Ouchterlony (1997)	La zona de daño se define por el sector circundante del pozo que genera grietas. Para predecir la zona de daño, Ouchterlony (1997) expresa una ecuación para la longitud radial de la grieta.	$P_h = \frac{\gamma^\gamma * \rho_o}{(\gamma + 1)^{\gamma+1}} * D^2 * \left(\frac{d_e}{d_h}\right)^{2,2}$	Ph: Presión del Pozo o tiro. de: Diámetro del explosivo. dh: Diámetro de la perforación. γ : Exponente isentrópeak para un determinado explosivos. D: Velocidad de detonación (VOD).	La formación de grietas es controlada por la penetración del gas en la roca, el tamaño del fragmento se rige por las ondas de choque.
Hustrulid-Lu (2002)	Hustrulid y Lu (2002) presentaron un nuevo enfoque para el PPV.	$V = k * \frac{\rho_o * D^2}{2 * (\gamma + 1)_{\rho_r V_p}} R_r^{2\gamma} \left(\frac{r_h}{r}\right)^\alpha$	V: Peak Particle Velocity. K y α son constantes empíricas. Rr: Relación del diámetro del explosivo al diámetro del pozo.	
Modelamiento Numérico	Elementos Finos Dinámicos (Blair y Minchinton, 1997). Método de Diferencias Finitas (Fiserova, 2006). Hybrid Stress Blasting Model (HSBM) (Cundall, 2001)	La nueva tendencia es la utilización de métodos de simulación numérica aplicados a la tronadura de la roca, estimación de fragmentación y vibraciones, estas tienen las ventajas de ser capaz de tomar en cuenta la propagación de la onda de detonación en la columna de explosivo, la propagación de la onda de tensión en la masa de roca, la atenuación de la onda en la roca, y la influencia de las superficies libres existentes. Sin embargo, la principal desventaja de simulación numérica es que no siempre es accesible a los ingenieros a causa de los requisitos básicos y teóricos de programación. Adicionalmente, muchos de estos procedimientos no han sido validados en la industria minería.		
Modelo Modificado Ash Hustrulid (2010)	Hustrulid (2010) utiliza el enfoque clásico de Ash (1963) para desarrollar un nivel de daño basado en energía explosiva.	$\frac{R_d}{r_h} = 25 \left(\frac{d_e}{d_h}\right) \sqrt{\frac{\rho_e S_{ANFO}}{\rho_{ANFO}}} \sqrt{\frac{2,65}{\rho_r}}$	Rd: Radio zona de daño. Sanfo: Peso del explosivo en relación con ANFO. ρ_{ANFO} : Densidad de ANFO. ρ_e : Densidad del explosivo. de: Diámetro del explosivo. dh: Diámetro de la perforación	Hustrulid desarrolló un modelo de extensión del daño basado en la presión del pozo basado en VOD de 3500 m/seg y una densidad de 0,85 g/cc.
NIOSH Stress Decay (Johnson 2010)	El modelo fue desarrollado en el Laboratorio de Investigación de Spokane, NIOSH (Johnson 2010). Se describen cinco zonas. La zona explosiva, zona desacoplada del pozo, zona de deformación, zona de grietas y zona de exclusión de daños (zona sísmica).	$\sigma_{cd} = P_h \sqrt{\frac{r_h}{R_{crush}}} e^{-(R_{crush} - r_h)\gamma}$ $\sigma_{trans} = \sigma_{cd} \sqrt{\frac{R_{crush}}{R_{trans}}} e^{-(R_{trans} - r_{crush})\beta}$	Rcrush: Zona de fractura. γ : constante de desintegración (experimento de laboratorio). RTRANS: extensión de la zona de transición. β : constante de decaimiento. σ_{trans} : fuerza dinámica de la roca en la zona de transición. Ph: Presión de pozo	La capacidad de calcular el radio de fracturamiento y el de agrietamiento proporciona un buen medio para determinar hasta qué punto se daña el macizo rocoso.

De los modelos expuestos anteriormente, se puede deducir que tienen distintos tipos de enfoque, los cuales entregan una diferencia entre la zona de fracturamiento y la zona de formación de grietas, todos ellos útiles para los procedimientos del diseño de mallas de tronadura. Pero, algunos poseen ciertas falencias como es el caso de los modelos propuestos por McHugh (1983) y Drukovanyi (1976), el cual no se encuentra validado para roca, producto que los resultados obtenidos con este modelo no se asemejan a los resultados obtenidos de manera experimental. Existen otras variantes de modelos, los cuales han sido propuestos por NIOSH Stress Decay, Hustrulid-Lu Colorado (2000) y Favreau (1969), para estos modelos, es necesario calibrar las constantes empíricas para los distintos tipos de rocas. Por otro lado, existen parámetros como los esfuerzos de tracción, parámetros tensionales y valores de UCS, necesarios para validar el modelo, los cuales son obtenidos mediante ensayos experimentales. En relación con los modelos numéricos para predecir el daño producto de la tronadura, están siendo desarrollados siguiendo las propiedades mecánicas que involucra la fragmentación de rocas, los cuales entregan resultados similares a los modelos más usados en la actualidad. Para ejemplificar el Hybrid Stress Blasting Model (HSBM), el cual a su vez suma ecuaciones de estados de gases, lo que permite una mejor representación del evento de tronadura. Sin embargo, Onederra (2004) menciona que las simulaciones están limitadas a pequeños volúmenes, principalmente uno o dos tiros perforados (experimentos de laboratorio), por lo que no se encuentra validado el modelo a condiciones de tronadura Open Pit. Es por esto último, que los modelos matemáticos aún se encuentran en desarrollo producto de que se necesita una gran inversión en equipo y un alto costo de horas hombre.

El modelo más utilizado en la industria minera y que ha dado mejores resultados, es el modelo de Holmberg y Persson (1978), es por esto, sumado a que Minera Los Pelambres solicita dicho modelo, es éste el que se escoge para hacer el estudio y posterior análisis de vibraciones de campo cercano.

Existen otras metodologías como machine learning (que en español quiere decir aprendizaje automatizado) aplicado en tronadura, que también busca modelar el daño. Esta metodología ha sido utilizada en distintas áreas de la minería.

Tiryaki (2008) lo utilizó para predecir la capacidad de perforación en la roca. Stegemann y Buenfeld (2003) predijeron la resistencia a la compresión no confinada de un cemento compuesto. Ambrozic y Turk (2003) estimaron el hundimiento debido a la minería subterránea utilizando el mismo método. Monjezi (2010) aplicaron machine learning para predecir la fragmentación y la eyección de rocas o *Fly Rocks*. Varios investigadores han utilizado el método machine learning para predecir la vibración del suelo inducida por explosiones como por ejemplo Khandelwal M, Singh TN (2006), (2010) y (2012) pero según sus conclusiones no han tenido los resultados esperados.

2.9.1 Campo cercano - Holmberg y Persson

Este modelo nace en base a estudios realizados por Swedish Detonic Foundation (Holmberg y Persson, 1978), que dieron lugar a los primeros modelos predictivos de daño por tronadura, donde la deformación o alteración en el macizo rocoso, estaba dada por la vibración resultante de la tronadura. Holmberg (1993) llega a la conclusión de que el daño es provocado producto de las grandes amplitudes de las ondas de choque, altas presiones generadas en el pozo lo que permitían la generación de grietas radiales, altas presiones de gases producto de la detonación, reducción de la resistencia al esfuerzo cortante debido a la explosión inducida por el movimiento de la roca, y finalmente, la vibración inducida la cual generaba un desplazamiento en el perímetro de la tronadura. Como se mencionó, los estudios de Holmberg (1993) y Persson et al. (1997), relaciona el criterio de daño y la deformación para una onda unidimensional.

Para facilitar el entendimiento tanto del modelo, como de las variables de la ecuación obtenida por Holmberg y Persson, se presenta la Ilustración 13.

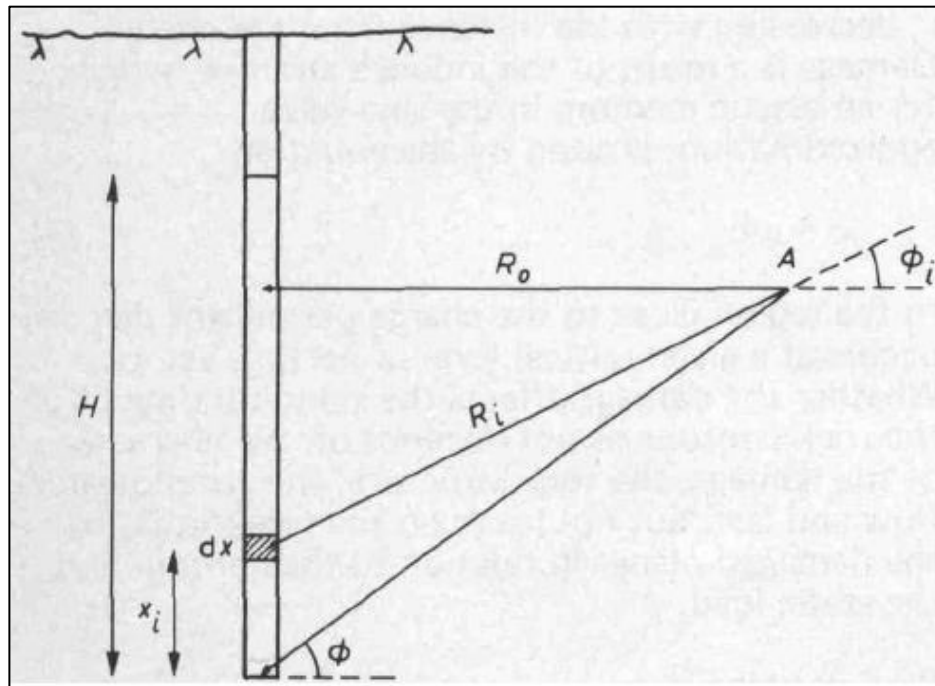


ILUSTRACIÓN 13. GRÁFICAS DE LAS VARIABLES DE HOLMBERG Y PERSSON, ENAEX (1993).

El modelo de Holmberg y Persson (1978) indica que, la detonación del explosivo genera vibraciones a velocidad finita, lo que significa que sólo una cierta parte de energía dentro de la perforación, está reaccionando al mismo tiempo. De esta manera, la forma de onda de vibración y su magnitud, será no sólo función de las características de la fuente (tipo, longitud y diámetro de la carga), si no, también de la relación geométrica entre la fuente y el geófono. Se puede asumir que la vibración en el campo cercano estará influenciada mayormente por el diámetro que por la longitud de la Carga. Esta suposición es consistente con la hipótesis antes mencionada, en la que un cambio en el diámetro (o densidad del explosivo), alterará el volumen de explosivo que estará reaccionando al mismo tiempo, no así cuando sólo cambia la longitud de la carga.

A modo de resumen, lo que explica Holmberg y Persson (1978) en su modelo, es que “la onda sísmica se desplaza en el macizo rocoso en una forma elíptica, decreciendo en la distancia y que el daño en el entorno al pozo cargado es la resultante del quiebre en este entorno elástico y homogéneo del medio en el que se trasmite”. Lo anterior queda plasmado en la Ecuación 5, que presenta el modelo creado por Holmberg y Persson (1978).

$$PPV = K \times \gamma^\alpha \times \left[\int_0^H \frac{dh}{[R^2 + (R_0 \times \tan \phi - h)^2]^{\beta/2\alpha}} \right]^\alpha \quad (5)$$

donde,

$PPV =$ Velocidad peak de partículas [mm/s].

$K =$ Constante específica del sector.

$\gamma =$ Densidad lineal de la carga [kg/m].

$H =$ Longitud de la carga explosiva [m].

$\beta =$ Constante de decaimiento del explosivo.

$R_0 =$ Distancia perpendicular del pozo al geófono [m].

$\phi =$ Ángulo entre la carga explosiva y el geófono [°].

$\alpha =$ Constante de propagación de la onda en el macizo rocoso.

Como la ecuación inicial de Holmberg y Persson (1978) no tiene solución analítica, se busca simplificar, por lo que, se realiza el supuesto que considera que la constante de propagación de la onda en la roca, equivale a la mitad constante de decaimiento del explosivo. Al reescribir la ecuación propuesta por Holmberg y Persson (1978), queda representada en la Ecuación 6 de PPV.

$$PPV = K \times \left(\frac{\gamma}{R_0}\right)^\alpha \times \left[\phi - \tan^{-1} \left(\frac{R_0 \times \tan \phi - H}{R_0} \right) \right]^\alpha \quad (6)$$

Para poder trabajar mejor la Ecuación 6, ésta se simplifica resultando en la Ecuación 7, que hace referencia a la ecuación de Holmberg y Persson (1978) simplificada.

$$PPV = K \times \left(\frac{\gamma}{R_0}\right)^\alpha \times \left[\arctan \left(\frac{H + T - X_0}{R_0} \right) + \arctan \left(\frac{X_0 - T}{R_0} \right) \right]^\alpha \quad (7)$$

donde,

$T = Taco [m]$.

$X_0 = Profundidad del geófono [m]$.

2.9.2 Campo lejano

En relación con el campo lejano, el análisis de los registros de vibraciones permite conocer la velocidad de las partículas que genera cada carga o grupos de cargas. De ese modo, fue cómo se creó el modelo de Devine (1966), que considera cargas de explosivos cilíndricas. Este modelo queda ilustrado en la Ecuación 8, que hace referencia a la ecuación de velocidad peak de partícula de Devine (1966), mayormente utilizada para campo lejano.

$$PPV = k \times \left[\frac{D}{\sqrt{W}} \right]^{-\alpha} \quad (8)$$

donde,

$PPV = Velocidad de partícula [mm/s]$.

k y $\alpha =$ constantes representativas del comportamiento del terreno.

$D = Distancia entre la carga explosiva y geófono [m/kg]$.

$W = Peso del explosivo$.

El modelo de Devine (1966), considera que la pérdida friccional ha sido aproximada e incluida en el término α .

Del mismo modo asigna D/\sqrt{W} como la distancia escalar, que denota la influencia de la distancia entre el centroide de la geometría de la malla y la cantidad de explosivo utilizada.

De manera teórica, el criterio ocupado por Devine (1966), es el que mejor representa o adapta al comportamiento de la vibración para campo lejano (definiendo éste como 5 veces el largo de la carga o en otros casos como 3 veces el largo del banco), además presentando un alto grado de simplicidad.

En este caso se consideran las columnas explosivas cilíndricas, donde se tiene por análisis adimensional que las distancias deben ser corregidas por la raíz cuadrada de la carga, para detallar dicha geometría. El parámetro α en la ecuación de Devine (1966) queda controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. A diferencia del valor de K , el cual está controlado principalmente por las características del explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca circundante como un esfuerzo.

Los principales factores que controlan la transferencia de la energía del explosivo a la roca, son la densidad y la VOD (velocidad de detonación, es decir, la velocidad a la que el frente de onda de choque viaja a través de un explosivo en detonación) del explosivo, producto que representa la característica de impedancia.

En base a lo anterior, se tienen distintos casos:

- 1) Cuando la característica de impedancia de la roca es igual a la característica de impedancia del explosivo, el 100 [%] de la energía es transferida como energía de choque (es decir no hay energía reflejada devuelta).
- 2) Cuando la característica de impedancia de la roca es mayor que la del explosivo, el esfuerzo reflejado a las paredes es compresivo.
- 3) Cuando la característica de impedancia de la roca es menor que la del explosivo, el esfuerzo reflejado a las paredes es de tensión, y el esfuerzo inducido en la roca es menor.

Es por lo anterior, que se puede hacer el siguiente análisis sobre las implicaciones prácticas de estas relaciones:

- 1) El aumento de la densidad del explosivo y/o VOD incrementará el esfuerzo inducido en la roca circundante.
- 2) El aumento del esfuerzo inducido en la roca incrementará el valor de K usado en la ecuación de Devine (1966).
- 3) Si una tronadura contiene diferentes tipos de explosivos, entonces se deberían usar valores diferentes de K para estimar los niveles de vibración producidos por pozos individuales.

2.9.3 Criterio de daño basado en PPV crítico

Como se mencionó anteriormente, los altos niveles de vibración pueden causar daño a la roca que se encuentre en presencia de éstos, produciéndose fracturas nuevas o extendiendo y dilatando fracturas existentes. Es por esto, que la vibración es considerada comúnmente como un esfuerzo o deformación de la roca. A diferencia de estar en contacto con niveles menores o bajos de vibración, como los que son al aumentar la distancia de la fuente de tronaduras, los niveles de deformación son muy pequeños para inducir un fracturamiento en la roca. A distancias no tan cercanas a la fuente, ni tan lejana de ésta, se espera que las vibraciones sean suficientemente altas para extender las fracturas preexistentes, pero insuficientes para inducir nuevo fracturamiento. Muy cerca de las cargas explosivas, los niveles de vibración son lo suficientemente altos como para afectar a la roca y producir diferentes grados de fracturamiento a su alrededor. La velocidad de vibración de las partículas frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento, a través de la relación entre velocidad de partícula y deformación del medio. Es por esta relación con la deformación, que el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la tronadura.

I. Roca intacta

El análisis de la velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un adecuado método para estimar el grado de fracturamiento inducido por tronadura, pero el modelo no es exacto, ya que, la relación asume una deformación elástica del material a través del cual se propaga la onda, utilizando parámetros obtenidos a través de ensayos de laboratorio de roca intacta. Luego, la estimación difiere al valor real (terreno). Sin embargo, es una estimación razonable y es ampliamente utilizada en la industria. La Ecuación 9 representa el valor de la velocidad peak de partícula crítica, la cual será un índice estimativo para estimar el daño de la roca.

$$PPV_{crit} = \frac{T_s \times V_p}{E_s} \quad (9)$$

donde,

PPV_{crit} = Velocidad de partícula crítica [mm/s].

T_s = Resistencia a la tracción [MPa].

V_p = Velocidad de propagación de la onda [mm/s].

E_s = Módulo de Young para roca intacta [MPa].

Para evaluar el daño en la roca, es que McKenzie (1992) propone una escala de daño en base al PPVc, la cual queda presentada en la Tabla 7.

TABLA 7. ESCALA DE DAÑO MEDIANTE PPV CRÍTICO, MCKENZIE (1992).

ESCALA DE DAÑO	
Intenso fracturamiento	4 PPVc
Se crean nuevas fracturas	1 PPVc
Se extienden fracturas preexistentes	1/4 PPVc

II. Escalamiento a macizo rocoso

Como se explicó en la sección anterior, el modelo está basado en roca intacta, lo cual no representa la realidad de la mina. Vergara (2014) propuso escalar el modelo de roca intacta a macizo rocoso, ya que, a medida que la calidad geotécnica disminuya producto de las discontinuidades, también debería ir aumentando el grado de fracturamiento al estar expuesto a las ondas, lo cual el modelo anterior no puede predecir.

Para esto, es necesario escalar los inputs de la ecuación de daño, en base a los criterios de Hoek y Brown (2002), Hoek y Carranza (2004) y Hoek y Diederichs (2006), y que la ecuación de daño quede de la siguiente manera. La Ecuación 10, presenta como el PPVc, hecho para roca intacta se puede escalar a macizo rocoso.

$$PPV_{crit-mr} = \frac{T_{s-mr} \times V_{p-mr}}{E_{s-mr}} \quad (10)$$

donde,

$PPV_{crit-mr}$ = Velocidad de partícula crítica escalado a macizo rocoso [mm/s].

T_{s-mr} = Resistencia a la tracción escalado a macizo rocoso [MPa].

V_{p-mr} = Velocidad de propagacion de la onda escalado a macizo rocoso [mm/s].

E_{s-mr} = Módulo de Young para roca intacta escalado a macizo rocoso [MPa].

La ruptura del macizo rocoso se ocasiona principalmente por el esfuerzo de tracción de la onda, que se provoca a medida que esta avanza o viaja dentro del medio, es por esto, que se considera el criterio de Hoek y Brown (2002) y Hoek y Carranza (2004) para escalar dicho valor. Para ocupar la Ecuación 10, es necesario escalar algunas variables de la roca intacta, una de ellas es la resistencia a la tracción. La cual puede resolverse ocupando la Ecuación 11.

$$T_{s-mr} = -\frac{S \times \sigma_{ci}}{m_b} \quad (11)$$

donde,

S = Constante que depende de las características del macizo rocoso.

σ_{ci} = Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta [MPa].

m_b = Es el valor de la constante m de Hoek y Brown para macizo rocoso.

Para calcular los valores de S y m_b respectivamente se utilizan las Ecuaciones 12 y 13, respectivamente.

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (12)$$

donde,

GSI = Índice de resistencia geológica.

D = Factor de alteración producido por la tronadura.

$$m_b = m_i \times \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right) \quad (13)$$

donde,

$m_i = \text{Constante de Hoek and Brown.}$

El módulo de Young representa la relación que hay entre los esfuerzos de compresión y la deformación lateral, en roca intacta. Para escalar este factor, se considera el proceso indicado por Hoek y Diederichs (2006). La Ecuación 14, representa el módulo de deformación escalado a macizo rocoso (Vergara, 2014).

$$E_{S-mr} = E_S \times \left(0.02 + \frac{1 - 0.5D}{1 + e^{\left(\frac{60+15D-GSI}{11}\right)}} \right) \quad (14)$$

Otro modo de obtener el valor del módulo de deformación escalado a macizo rocoso, a partir del módulo de Young y el RMR, es con el gráfico que está presentado en la Ilustración 14.

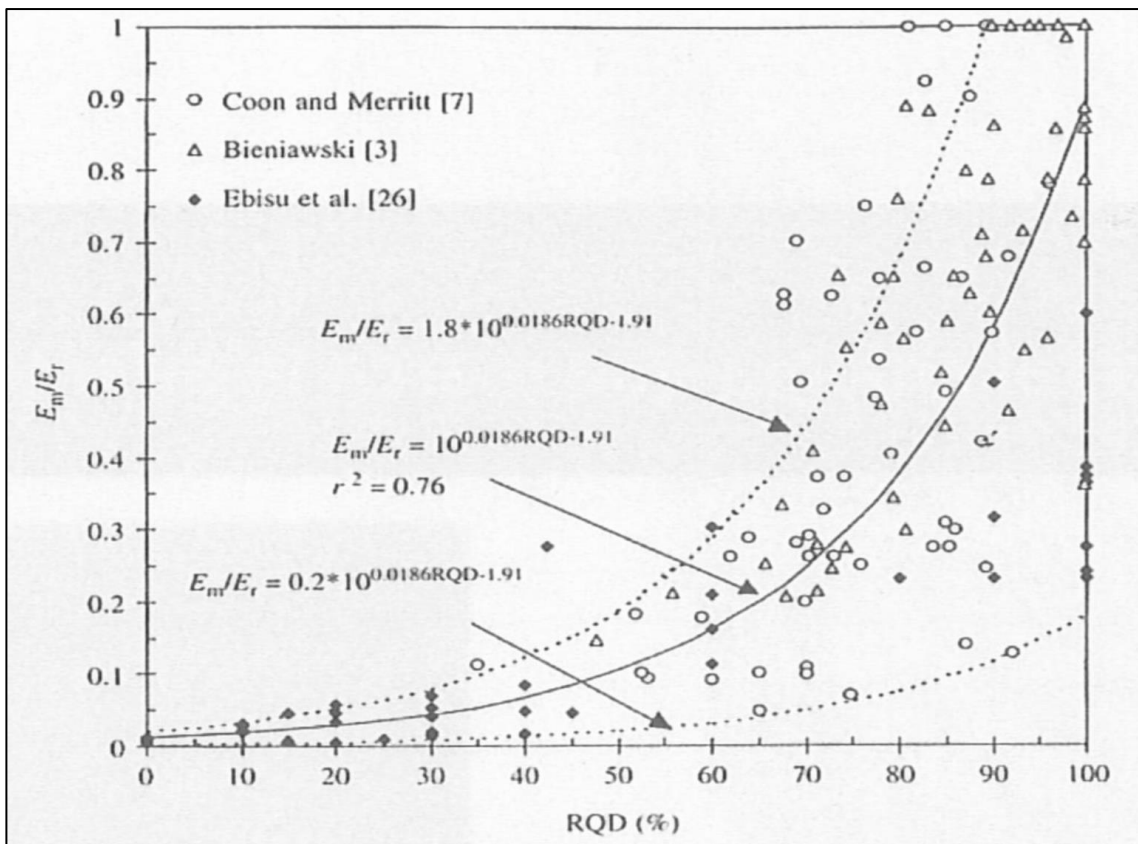


ILUSTRACIÓN 14. GRÁFICO RELACIÓN RQD CON RAZÓN MÓDULO DE DEFORMACIÓN ESCALADO Y ROCA INTACTA, VERGARA (2014).

Según Vergara (2014), existe una metodología para la determinación de la onda V_p , la cual está basada en determinar el tiempo que se demora una onda, generada por una carga puntual, en recorrer una distancia predeterminada.

Este método, aun cuando es útil para poder determinar la velocidad de onda P e intenta que este valor considere la condición de macizo rocoso, tiene la dificultad de que la distancia utilizada en la práctica bordea los 5 [m], entre los geófonos y la carga. Esta distancia no necesariamente es representativa de la calidad del macizo rocoso, además no considera la atenuación de ondas, debido al aumento de la distancia, a modo de ejemplo, considerar varias cargas explosivas separadas a distancias iguales.

En la Ilustración 15, se representa un esquema utilizado para obtener las mediciones de las ondas V_p escalada a macizo.

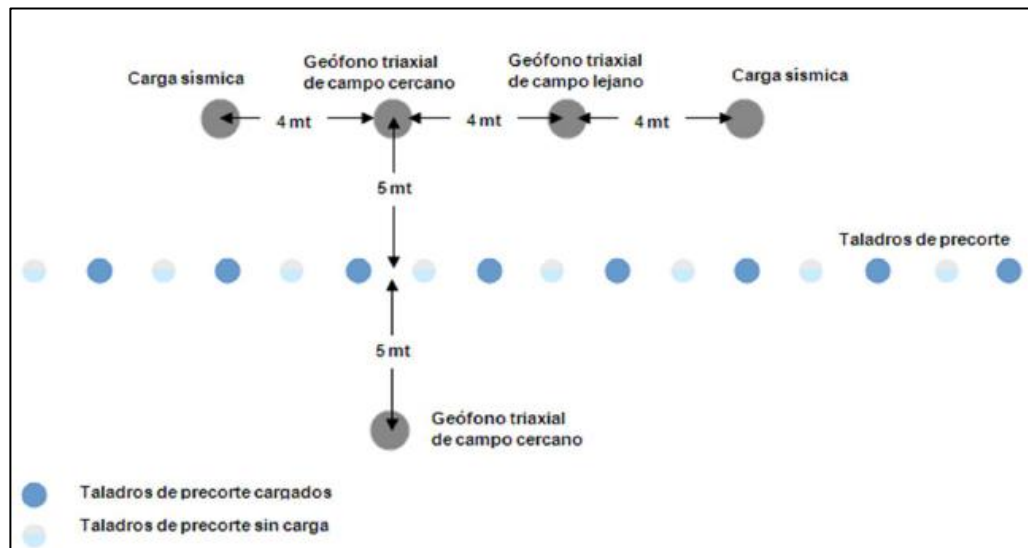


ILUSTRACIÓN 15. ESQUEMA UTILIZADO PARA DETERMINAR ONDA V_p S-MR, VERGARA (2014).

2.9.4 Implicancia de la presencia de agua en el macizo rocoso

Una cantidad considerable de rocas exhibe una disminución importante en su resistencia a medida que aumenta su contenido de humedad. En el documento *“Estimación de la resistencia de macizo rocoso en la práctica”* de Hoek, se considera como ejemplo el de las pizarras arcillosas, donde la saturación destruye las muestras completamente. Broch (1974) concluyó que un número importante de rocas sufren pérdidas de resistencia de un 30 [%] a un 100 [%] como resultado del deterioro químico del cemento o de la arcilla cementante en condiciones de agua.

La reducción en la resistencia del macizo es el efecto más notorio e importante, esto se debe producto de las presiones de agua en los poros de la roca. En el caso de una roca intacta, de muy baja porosidad, se observa que los cambios de esfuerzos son suficientemente bajos como para permitir que las presiones de poros alcancen una condición de régimen permanente (Brace y Martin).

Terzaghi formuló el concepto del esfuerzo efectivo para medios porosos, como los suelos. La “ley” de esfuerzo efectivo, como se llama frecuentemente, se puede expresar en la Ecuación 15, que representa el esfuerzo intergranular efectivo de Terzaghi.

$$\sigma' = \sigma - u \quad (15)$$

donde,

σ' = Esfuerzo intergranular efectivo [MPa].

σ = Esfuerzo total aplicado a la muestra [MPa].

u = Presión de poros [MPa].

Lo anterior se basa en que el esfuerzo intergranular efectivo controla la resistencia y la deformación del material. Según Lade y Boer (1997), el formulismo de Terzaghi presenta un buen comportamiento para las aplicaciones geotécnicas, aunque a niveles altos de esfuerzos pueden ocurrir ciertas diferencias.

En el caso de la roca intacta, de muy baja porosidad, se presume que los cambios de esfuerzos son suficientemente bajos como para permitir que las presiones de poros alcancen una condición de régimen permanente (Brace y Martin, 1968). En el caso de los macizos rocosos fracturados, se puede suponer que en las discontinuidades las presiones de agua aumentarán y se disiparán más rápidamente que en los poros de los bloques de roca intacta, especialmente en el caso de rocas de baja porosidad y baja permeabilidad. Es por este motivo que a veces se hace diferencia entre la presión de poros en fracturas y en macizos rocosos fracturados. Cuando se aplica el criterio de Hoek y Brown a macizos rocosos muy fracturados, se supone un comportamiento isotrópeo que incluye la falla de las discontinuidades. En estos casos, las presiones de agua o de "poros" que controlan los esfuerzos efectivos serán aquellas que se generan en las discontinuidades interconectadas que definen los bloques en un medio isotrópeo equivalente.

Al aplicar este criterio de falla, expresado en términos de esfuerzos efectivos, a problemas de diseño práctico, es necesario determinar la distribución de la presión de poros en el macizo rocoso que es analizado.

Esto se puede hacer por medición directa, mediante piezómetros, o mediante estimaciones basadas en redes de flujo generadas manual o numéricamente. En el caso de taludes, fundaciones de presas y de túneles a presión, usualmente sujetos a fluctuaciones de la presión de agua, la magnitud de las presiones de poros pueden ser del mismo orden que el de los esfuerzos inducidos en el macizo rocoso, por lo que es muy importante el desarrollar los análisis en términos de esfuerzos efectivos. En otros casos, especialmente cuando se diseñan excavaciones subterráneas, se puede suponer que el macizo rocoso que rodea a estas excavaciones estará totalmente drenado y, por lo tanto, la presión de poros será nula. La Ecuación 16, representan la relación entre el módulo de Young no drenado y drenado (Celada, 1995)

$$\frac{E_u}{E_{rm}} = \frac{3(1 - \nu) \times Kw + E_{rm} \times n}{2(1 + \nu) \times (1 - 2\nu) \times Kw + E_{rm} \times n} \quad (16)$$

donde,

$E_u =$ Módulo de deformación no drenado [Pa].

$E_{rm} =$ Módulo de deformación drenado [Pa].

$\nu =$ Módulo de Poisson.

$K_w =$ Módulo volumétrico del agua.

$n =$ Porosidad.

Para llegar a la relación anterior, se analizaron datos que cumplían ciertas limitaciones, por lo tanto, se excluyeron rocas con un grado de meteorización mayor o igual que VI y módulo de presiométricos o dilatométricos menor o igual que 0.5 [GPa]. Lo que se logra con esto es eliminar datos que tengan comportamiento de suelo dado que el RMR no es el apropiado para este tipo de análisis.

En los casos en que el módulo de deformación de Young es menor que 10 [Gpa], se le añadió 15 puntos del valor del RMR, dado que se consideró drenado. Esto se ve reflejado en la Ilustración 16, donde el gráfico obtenido por Celada (1995), analiza la razón entre el módulo de deformación no drenado y drenado

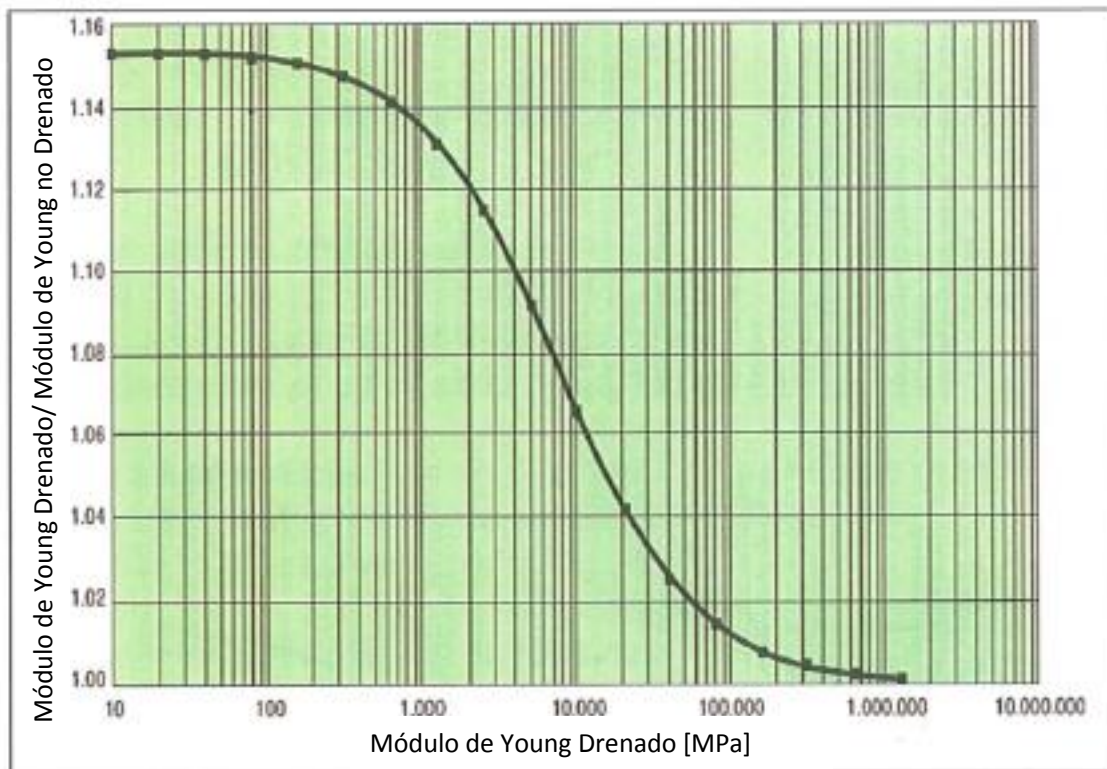


ILUSTRACIÓN 16. RELACIÓN ENTRE EL MÓDULO DE DEFORMACIÓN DRENADO VS NO DRENADO, CELADA (1995).

2.10 Métodos de estimación

Para detallar él porque ocupar métodos de estimación, se presenta como ejemplo la información geomecánica disponible de la UGT 1, la cual fue entregada por el departamento de geotecnia y se presenta en la Tabla 8.

TABLA 8. DATOS DE LAS PROPIEDADES GEOTÉCNICAS DE LA UGT 1.

PROPIEDADES GEOTÉCNICAS	MÁXIMA	MEDIA	MÍNIMA	DIF ENTRE MÁX.- MÍN [%]
Resistencia a la compresión [Mpa]	167	135	98	70
Resistencia a la tracción [Mpa]	7	6	4	75
Módulo de Young [Gpa]	83	61	30	177
Velocidad de propagación P [m/s]	5,116			-

Como se puede observar en la Tabla 8, existe una alta variabilidad en los datos de las propiedades geotécnicas de las UGT, por lo que, la factibilidad de poder ocupar los métodos de estimación de mineralización en las propiedades de la roca, podría disminuir ésta variabilidad regionalizando la información correspondiente a la roca.

En este punto se adentra a la geoestadística, en donde según Emery (2013), los campos de aplicación actuales alcanzan los dominios más variados, como la evaluación de recursos naturales (mineros, forestales, gas, petróleo, etc.), ciencias del suelo y medioambientales, topografía, oceanografía, geofísica, agricultura y análisis de imágenes, por nombrar algunos. El término “estadística” se refiere al uso de herramientas estadísticas y probabilísticas. Con respecto a la estadística clásica, la geoestadística busca tomar en cuenta las dependencias entre las observaciones disponibles, considerando que ellas están ubicadas en el espacio. Con lo anterior, se abre paso para poder generar un modelo predictivo o de interpolación con el fin de precisar los valores de los parámetros geomecánicos de la roca, y con esto disminuir la variabilidad de los inputs del modelo de daño (PPVc).

La “predicción” o “estimación” busca evaluar de manera precisa, un valor que no ha sido muestreado ni medido, a partir de los datos disponibles. Con esto, los métodos geoestadísticos buscan construir estimadores, pero sin dejar de lado una medida de la precisión de la estimación, ocupando herramientas probabilísticas (por ejemplo, varianzas o intervalos de confianza, entre otros).

Se pueden distinguir dos tipos de estimaciones: globales como locales. En donde la estimación global tiene como fin caracterizar el campo C completo por un valor único (por ejemplo, la media de la variable regionalizada en estudio) o por una distribución estadística (histograma). Al ser fenómeno regionalizado nunca posee una extensión infinita, estudiaremos la variable regionalizada sólo dentro de un dominio limitado C (llamado campo C). Este campo puede representar una zona natural, fuera de la cual la variable no está definida. Puede tratarse también de un dominio particular, donde la variable interesa, por ejemplo, los sitios donde no se anula o donde es mayor que un límite de detección.

Normalmente la estimación global es insuficiente. Por otro lado, las estimaciones locales evalúan diferentes sectores o regiones de la zona de estudio. En general, se busca evaluar el valor en un sitio que no ha sido muestreado o el valor promedio de un “bloque” cuyo soporte es mayor que el soporte de los datos.

2.10.1 Interpolación por el vecino más cercano

Esta interpolación es también conocida como interpolación proximal o muestreo de punto, consta de una metodología sencilla de interpolación multivariable en una o más dimensiones.

El algoritmo del vecino más cercano, selecciona el valor del punto más cercano y no tiene en cuenta los valores de los puntos vecinos en absoluto, rindiendo un interpolador por tramos constante. El algoritmo es muy sencillo de implementar, pero a su vez omite gran parte de la información y probablemente carece de precisión.

2.10.2 Inverso de la distancia

El método inverso de la distancia, también conocido por sus siglas en inglés como IDW (Inverse Distance Weighting), es un método que se considera de fácil implementación y poco intensivo computacionalmente. Muchos usuarios GIS (sistema de información geológica) ocupan por defecto el método del inverso de la distancia para generar superficie en base los valores disponibles por el muestreo. Esta técnica consiste en estimar un valor en una ubicación determinada ($\hat{Y}(S_0)$), en este caso determinar un valor \hat{Y} en la ubicación S_0 , en base a los valores del muestro en las ubicaciones S_i . Esto se realiza mediante la Ecuación 17, que entrega el valor estimado en la posición S_0 , por inverso de la distancia.

$$\hat{Y}(S_0) = \sum_{i=1}^n \lambda_i \times y(S_i) \quad (17)$$

donde,

$\lambda_i =$ *Peso del valor (y) en la ubicación i.*

Lo que se puede observar de la Ecuación 17, es que el valor estimado \hat{Y} en la ubicación S_0 , es una combinación lineal entre pesos y los valores observados o muestreados. La forma de calcular el peso de cada muestra para una ubicación S_i , es mediante la Ecuación 18, la cual entrega el valor del ponderador.

$$\lambda_i = \frac{d_{0i}^{-\alpha}}{\sum_i^n d_{0i}^{-\alpha}} \quad (18)$$

donde,

$d_{0i} =$ *Distancia entre la ubicación S_0 y la ubicación S_i .*

$\alpha =$ *Potencia de ajuste, se considerará 2 (inverso de la distancia al cuadrado).*

El ponderador o peso sigue la restricción, de la Ecuación 19 (restricción del peso).

$$\sum_i^n \lambda_i = 1 \quad (19)$$

Se puede afirmar que el supuesto de IDW es simple. Aunque, el método asume que la primera ley geográfica descrita por Tobler (1970) es verdadera en los datos, por lo que, no es necesario identificar una distribución teórica de estos. Éste método no aplica procedimientos de computación intensivos, como por ejemplo, invertir la matriz de covarianza en Kriging. Un inconveniente característico del IDW, es que los pesos del inverso de la distancia no están determinados por los datos empíricos del área de estudio. Por lo que el IDW no tiene en cuenta la variabilidad espacial de la relación de distancia del fenómeno en estudio. En su lugar, supone que la estructura de decaimiento de la distancia es uniforme en toda el área de estudio y las formas de ponderación son representaciones correctas de la estructura de correlación espacial.

Lu y Wong (2008) demostraron de manera empírica que, sí en la interpolación de los datos no existe una estructura de correlación espacial prominente o que, sí los datos no son adecuados para soportar el Kriging, los resultados del Kriging pueden proporcionar predicciones menos precisas que otros métodos, como el IDW.

2.10.3 Kriging

El Kriging se basa en que las variables regionalizadas no son independientes, en el sentido que un valor muestreado en un lugar del espacio entregará información sobre los valores de los sitios vecinos.

En la interpretación probabilística de la variable regionalizada, esta noción intuitiva de dependencia está descrita por la distribución espacial de la función aleatoria, que modela la manera cómo se relacionan los valores observados en distintos sitios por una distribución de probabilidad multivariable.

En muchos problemas la descripción de la distribución espacial se limita a los primeros momentos. El momento de orden 1 (esperanza) hace intervenir un solo sitio a la vez y no entrega realmente información sobre dependencia espacial. En cambio, los momentos de orden 2 (covarianza, correlograma y variograma) están definidos con la ayuda de dos sitios, es decir del más pequeño conjunto que se puede considerar para describir la “interacción” entre valores. El variograma experimental se desarrolla mediante la Ecuación 20.

$$\hat{\gamma}(h) = \frac{1}{2|N(h)|} \times \sum_{N(h)} [z(x_\alpha) - z(x_\beta)]^2 \quad (20)$$

donde,

$z(x_\alpha)$ = Valor de la variable regionalizada en la posición α .

$|N(h)|$ = Números de pares contenido en el conjunto.

$\hat{\gamma}(h)$ = Variograma para un vector de separación h .

El principal problema, es que el variograma experimental no es suficiente para interpolar, producto a la escasez de datos que lo conforman. Por un lado, se encuentra definido para ciertas distancias y direcciones. Por otro lado, está sujeto a ciertas aproximaciones. Es por esto que, el variograma experimental se debe ajustar a un modelo teórico de variograma que se construye a partir del variograma resultante con los datos del muestreo.

El método de estimación mediante Kriging, busca encontrar la mejor estimación lineal insesgada de un bloque o zona V considerando la información disponible; es decir, las muestras interiores y exteriores a V. Lo cual, se entiende de mejor manera mediante la Ilustración 17.

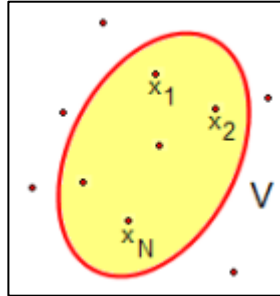


ILUSTRACIÓN 17. ZONA V.

Similar al método inverso de la distancia, el Kriging atribuye un peso λ_i a la muestra $Z(x_i)$, pero estos se calculan de manera diferente, ya que busca el modo de minimizar la varianza del error cometido. El objetivo del Kriging proviene de su misma definición: al minimizar σ_E^2 se da la certeza de obtener la estimación más precisa posible de la vecindad.

Según Alfaro (2007) el interés práctico más importante del Kriging, proviene, no del hecho que asegura la mejor precisión posible, sino, porque permite evitar un error sistemático.

Una consideración importante que se debe hacer para que el Kriging tenga un sentido físico, es que la variable estudiada sea aditiva, esto quiere decir, que su valor en la unión de varios dominios sea igual a la media de sus valores sobre cada uno de ellos.

Luego los ponderadores y la varianza de Kriging toman en cuenta:

- 1) Las distancias entre el sitio a estimar y los sitios con datos, lo cual se realiza mediante la Ecuación 21.

$$C(x_\alpha - x_\beta) \text{ ó } \gamma(x_\alpha - x_\beta) \quad (21)$$

donde,

$x_\alpha =$ Variable regionalizada en la posición α .

$x_\beta =$ Variable regionalizada en la posición β .

- 2) La configuración geométrica de los sitios con datos y la posible redundancia de la información que contienen, por medio de los mismos términos mencionado en el punto 1.

- 3) La continuidad espacial de la variable, descrita por la función de covarianza C o por el variograma γ .

Para determinar el estimador, el Kriging experimenta 3 etapas, que son linealidad, insesgo y optimalidad. En este caso se explicarán para el método de Kriging ordinario, es decir, con media desconocida.

- 1) Linealidad: el estimador tiene que ser una combinación lineal ponderada (promedio ponderado) de los datos. Para calcular dicho estimador se ocupa la Ecuación 22.

$$Z^*(x_0) = a + \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \times Z(x_{\alpha}) \quad (22)$$

donde,

x_0 = Sitio donde se quiere estimar.

x_{α} = Sitio α , donde se conoce el valor Z .

λ_{α} = Ponderador, según la ubicación α .

a = Coeficiente (incógnita) del problema de Kriging.

- 2) Insesgo: Esta etapa consiste en expresar el error de la estimación con esperanza nula. La Ecuación 23, es la necesaria para expresar el insesgo.

$$E[Z^*(x_0) - Z(x_0)] = 0 \quad (23)$$

Para el caso del Kriging ordinario se realiza mediante la Ecuación 24 que se presenta a continuación.

$$\begin{aligned} E[Z^*(x_0) - Z(x_0)] &= a + \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \times E[Z(x_{\alpha})] - E[Z(x_0)] \\ &= a + \left(\sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} - 1 \right) m \end{aligned} \quad (24)$$

donde,

m = media = $E[Z(x_{\alpha})] = E[Z(x_0)]$.

Para que se cumpla el insesgo y el valor esperado sea nulo, se tiene que cumplir la Ecuación 25.

$$a = \left(1 - \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha}\right) m \quad (25)$$

- 3) **Optimalidad:** Esta etapa consiste en buscar ponderadores que minimizan la varianza del error de estimación. Esto queda representado mediante la Ecuación 26, de varianza mínima.

$$VAR[Z^*(x_0) - Z(x_0)] \text{ es mínima} \quad (26)$$

Para el caso del Kriging la varianza anterior debe ser igual a la Ecuación 27 (varianza mínima para Kriging ordinario).

$$C(0) + \sum_{\alpha=1}^n \sum_{\beta=1}^n \lambda_{\alpha} \lambda_{\beta} C(x_{\alpha} - x_{\beta}) - 2 \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} C(x_{\alpha} - x_0) + 2\mu \left(\sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} - 1 \right) \quad (27)$$

La Ecuación 27 es el desarrollo matricial de la expresión de la Ecuación 26, esto se utiliza para facilitar el cálculo.

$$\begin{bmatrix} \gamma(x_1 - x_1) & \cdots & \gamma(x_1 - x_n) & 1 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots \\ \gamma(x_n - x_1) & \cdots & \gamma(x_n - x_n) & 1 \\ 1 & \cdots & 1 & 0 \end{bmatrix} \begin{pmatrix} \lambda_1 \\ \vdots \\ \lambda_n \\ -\mu \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \gamma(x_1 - x_0) \\ \vdots \\ \gamma(x_n - x_0) \\ 0 \end{pmatrix} \quad (28)$$

2.10.4 Otros métodos de estimación

Emery (2013) en su apunte de geoestadística, cita otros métodos de interpolación propuestos en la literatura, en los cuales no se puede determinar “a” (coeficiente incógnito del problema de Kriging) sin cierto análisis cual es mejor que otro. Pero, para esta ocasión se trabajará con los métodos de interpolación ocupados en minera Los Pelambres, de todos modos, se nombrarán algunos de estos.

- 3.1 El método de Sibson (interpolación por vecindad natural), que busca una función de interpolación continua y derivable en el espacio. La ponderación se concentra en los sitios vecinos del sitio a estimar, que hacen de pantalla a los sitios más lejanos.

- 3.2 Las interpolaciones basadas en una triangulación del espacio consisten en dividir el espacio en triángulos disjuntos cuyos vértices son los sitios con datos, luego de interpolar dentro de cada triángulo. Existen varias opciones para la triangulación, siendo la más conocida la triangulación de Delaunay (los vértices de cada triángulo son los sitios con datos cuyos polígonos de influencia tienen un lado en común). En cuanto a la interpolación dentro de cada triángulo, puede hacerse con funciones lineales (interpolación lineal) o polinomios (método de Akima). Tal como el método de Sibson, la interpolación por triangulación sólo considera los datos vecinos del sitio a estimar, que apantallan a los otros datos.
- 3.3 Los métodos baricéntricos, que realizan la interpolación por una suma ponderada de los datos (tal como el inverso de la distancia). Como otro ejemplo, se menciona el método de interpolación bilineal, que se utiliza cuando los datos están ubicados en una grilla regular.
- 3.4 Los métodos de superficies de tendencia, que consisten en aplicar una regresión polinomial sobre los datos.
- 3.5 Los splines de interpolación que recurren a una familia de funciones muy regulares en el espacio (splines cúbicos, splines laplacianos...), tal que se minimice un cierto criterio matemático bajo la restricción de interpolar los datos.
- 3.6 Los modelos numéricos de terreno, para el caso específico de la interpolación de la altitud topográfica, que buscan incorporar la información que estructura el paisaje (líneas características como valles y curvas de nivel).

CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA

Como se explicó en el capítulo 2, el principal mecanismo de ruptura o formación de grieta en el macizo rocoso, es el producto de la propagación de onda expansiva producida por la tronadura, por lo que el enfoque de la metodología de este proyecto es la implementación de un modelo que prediga cómo se va a comportar dicha onda.

Para realizar un diagnóstico, mejorar las estimaciones ya trabajadas en minera Los Pelambres, y llevar un seguimiento de los deslizamientos y daños en los taludes, se hace necesario realizar observaciones y mediciones en terreno.

La metodología a seguir se alinea con los objetivos específicos expuestos anteriormente, la cual se basa en los siguientes aspectos.

- I. Identificar los factores relevantes y medibles en el proceso de tronadura, los cuales son los causantes de daño en el macizo rocoso, provocados por las vibraciones.
- II. Recolectar historial de datos de mediciones tomadas por ENAEX en tronaduras, y efectuar observaciones en terreno de las prácticas, y resultados de los diseños que se utilizan en la actualidad, con la finalidad de establecer una línea base.
- III. Aplicar modelos para cuantificar los parámetros de interés, con el objetivo de predecir daños, y luego poder compararlos con la línea base realizada en el punto anterior.
- IV. Para tener una mayor exactitud en los datos se estimarán las variables que componen la ecuación de velocidad de partícula crítica, con el fin de generar un modelo de bloques.

Para esto se realizará un análisis estadístico, identificando las zonas con daños, se evaluará la condición actual de Minera Los Pelambres, en relación con sus factores de diseño y operacionales. Se generará un modelo de daño por UGTs explotadas y próximas a explotar, para esto se realizarán pruebas y se ajustarán los modelos obtenidos por la literatura recolectada.

3.1 Definición de factores relevantes para el estudio

Como se explicó en el capítulo 2, existen factores concretos y relevantes para llevar a cabo el estudio de proyecto, como son la calidad de la roca, los tipos de explosivos, tiempo de retardo y la carga.

Estos factores son los valores de entrada de los modelos, los cuales ayudarán a predecir las vibraciones a distintas distancias, con el fin de ser comparada con el PPVc y pronosticar de forma teórica-práctica el comportamiento del macizo rocoso y su daño asociado a las vibraciones.

Los factores a utilizar en este modelo dependerán de los encargados de tomar las mediciones, es por esto, que el alcance del proyecto dependerá de ellos. (Las variables obtenidas para campo lejano y cercano, se pueden observar en la Tabla 9 y 10). Aquellas variables que no son medidas y que sean útiles para análisis futuros, serán entregas en el capítulo donde se exponen las recomendaciones.

3.2 Recolección y verificación de la calidad de datos

La obtención de datos para generar los modelos es entregada por dos departamentos distintos de Minera Los pelambres. Los departamentos encargados de la toma de éstos son la compañía colaboradora ENAEX y el departamento de geotecnia. Los cuales son recolectados mediante geófonos pertenecientes a cada área. La información entregada para campo lejano se presenta en la siguiente lista.

- Fecha: indica cual es la fecha en que se realizó la tronadura.
- Fase: dice de la etapa que se está explotando.
- Banco: hace referencia a la cota final post tronadura.
- Malla: es el nombre, con que se identifica la tronadura.
- Tronadura: es el tipo de tronadura que se realizó, pre corte, producción o secundaria.
- Diámetro del Pozo [in]: es el ancho del pozo.
- Profundidad del Pozo [m]: distancia entre la cota y la parte final del pozo.
- Explosivo: tipo de explosivo que se ocupa, los cuales quedaron detallados en la tabla 1.
- Altura de Carga [m]: es el largo de la columna explosiva.
- Total de Pozos: cantidad de perforaciones dentro del polígono de tronadura.
- Carga/Retardo [kg]: Es el cociente entre la carga y el tiempo de retardo.
- Distancia [m]: la distancia entre el geófono y la tronadura.
- PPV [mm/s]: medición de la velocidad peak de particula.
- FA [hz]: medición de la frecuencia.
- Tiempo Peak [ms]: el instante en el que se registra el valor más alto de vibración.
- Este: referencia con la coordenada este.
- Norte: referencia con la coordenada norte.
- Cota: referencia con la cota final resultante de la tronadura.

Para el caso del campo cercano la empresa encargada para la obtención de datos es ENAEX los factores que ellos evalúan son:

- Profundidad del geófono [m]: distancia en relación a la cota que se encuentra instalado el geófono.
- PPV [mm/s]: medición de la velocidad peak de particula.
- Tiempo relativo [s]: tiempo en el que se alcanza el peak de vibraciones.
- Tiempo absoluto [s]: tiempo que dura la tronadura.
- Coordenadas reales de la ubicación del geófono: hace relación a referencia geográfica en que se encuentra instalado el geófono.
- Identificación de pozos: indica cuales son la ID de los pozos de prueba.
- Carga explosiva por pozo [kg]: cantidad de explosivos utilizado en los pozos de prueba.
- Longitud del pozo [m]: es la profundidad respecto a la cota del pozo de prueba.
- Longitud de carga [m]: es el largo de la columna explosiva.
- Distancia con respecto al geófono: es la distancia real desde el geófono con respecto el pozo de prueba.

3.3 Implementación de modelos

Como se explicó en el capítulo 2, existen varios modelos predictivos para las vibraciones, para este estudio se ocuparan, el modelo Holmberg y Persson (1978) para campo cercano y el de Devine (1966) para campo lejano. Mediante las Ecuaciones 7 y 8.

Para campo cercano se evaluará por:

- 1) Por UGT por un tema de costos, pero queda como recomendación realizarlo igualmente por explosivo.

Para campo lejano se evaluará por:

- 1) Fase.
- 2) UGT.
- 3) Explosivos.

Dado que éstos, son los parámetros que influyen en las vibraciones. Para estos procedimientos se busca crear los modelos con la base de datos resultante del punto 3.2, y luego esta se vuelve a analizar eliminando las tronaduras que no aporten al modelo, las cuales presenten datos con dispersiones altas, que no posean información suficiente o simplemente con mediciones mal mensuradas. Además, ayudará a estudiar que sucedió con las tronaduras que no se ajustan al modelo, con el fin de tomar medidas a futuro.

Luego de realizar los modelos, las curvas resultantes serán agrupadas en un solo gráfico, esto será para las fases, UGT y explosivos. Esto se hace para realizar un análisis comparativo entre los modelos que comparten las mismas características.

3.4 Estimación de input del PPVc

Para estimar los valores de entrada del PPVc, que son:

T_s = Resistencia a la tracción [MPa].

V_p = Velocidad de propagacion de la onda [mm/s].

E_s = Módulo de Young para roca intacta [MPa].

Lo primero que se debe hacer, es buscar la aditividad de estas variables, una vez hecho esto, se revisa si estas variables pertenecen a la UGT descrita mediante el software Vulcan. Para hacer dicho análisis se cargan los puntos de la base de datos (su ubicación), y se comparan con los sólidos de la UGT entregado por geotecnia. En el caso de que un valor tenga asignada una UGT distinta, este será estudiado y ubicado en la posición correcta.

Paso siguiente es eliminar los datos duplicados, lo cual se realiza mediante "Check/Remove Duplicates" de Vulcan, estos son revisados y eliminados si se amerita. Luego se genera el modelo de bloque, el cual, posee un tamaño de 25 [m] de ancho, 25 [m] de profundidad y 16 [m] de alto, el cual tomara el valor de la variable a estimar, que en este caso es el UCS.

Una vez realizado lo anterior se calcula la distancia del paso del variograma por UGT, esto se realiza midiendo la distancia promedio entre los puntos de la base de datos.

Ocupando la aplicación "Data Analyser" de Vulcan se generan los variogramas para las distintas UGT, de la 1 a la 12, dado que la UGT 13 es coluvio.

Finalizado el paso anterior, se estudian y analizan para elegir en cuales se puede ocupar Kriging, y en el caso de que el variograma no dé acorde a lo esperado se procederá a estimar mediante inverso de la distancia. En aquellos que sean factibles de ocupar Kriging se generan las curvas de modelo del variograma.

CAPÍTULO 4: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados de vibraciones para campo cercano

En los párrafos siguientes se presentaran los resultados de campo cercano para las UGT 1, 2, 3, 5, 6 y 9. Según los estudios y criterios del PhD Guillermo Silva y Carlos Sherpenisse ilustrados en el diplomado en “Geomecánica Aplicada al Diseño Minero Módulo Excavación de Rocas (2018)” dictado en la Universidad de Chile, asegura como confiable resultados que oscilan sobre el 80 [%] de R^2 .

En la Ilustración 18, se presenta una gráfica resumen de los modelos para campo cercano de las UGT 1, 2, 3, 5, 6 y 9. En ella se pueden observar las curvas modeladas en cada UGT, siendo estas principalmente cuasi-paralelas.

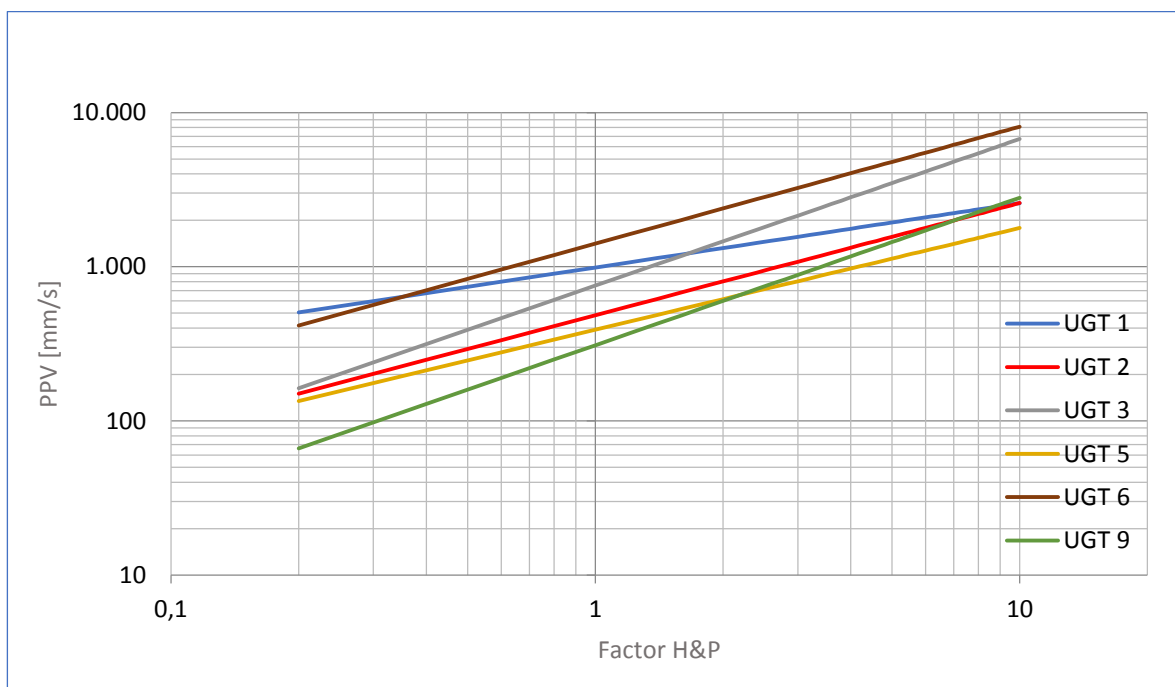


ILUSTRACIÓN 18. MODELO DE CAMPO CERCANO PARA LAS DISTINTAS UGT.

De la Ilustración 18, se obtienen los siguientes análisis:

La UGT 6, para distintos valores del factor H&P es la que presenta mayor amplificación del PPV, comparación a las otras UGTs en estudio.

A diferencia de la UGT 6, las UGT 9 y 5 son las que presentan una menor amplificación de PPV en comparación a las otras UGTs, pero entre ellas para valores de factores H&P menores a 2 la UGT 9 es la que posee menor valor de PPV, pero pasado este valor la UGT 5 es la que ocupa este puesto.

Los resultados para la UGT 1, se presentan en la Ilustración 31 y en la Tabla 14 en la sección de anexos. Como se puede observar en la Ilustración 31, el modelo original presenta una confiabilidad del 68.3 [%], la cual es una confiabilidad baja para el modelo, esto es debido a que los valores que poseen un factor H&P bajo presentan una mayor variabilidad con respecto a los factores de mayor valor.

Los resultados para la UGT 2, se presentan en la Ilustración 32 y en la Tabla 15 en la sección de anexos. Como se puede observar en la Ilustración 32, el modelo original presenta una confiabilidad del 97.1 [%], la cual es una confiabilidad alta y aceptable para el modelo. Por lo que, el modelo ajustado y el modelo original no presentan mayor variabilidad.

Los resultados para la UGT 3, se presentan en la Ilustración 33 y en la Tabla 16 en la sección de anexos. Al igual que en el modelo de campo cercano para la UGT 2, la UGT 3 no presenta mayor variabilidad entre su modelo original y el ajustado. Además, se observa en la Ilustración 33, que la confiabilidad del modelo original de un 98.2 [%] es aceptable según los criterios de la literatura y de la compañía minera.

Los resultados para la UGT 5, se presentan en la Ilustración 34 y en la Tabla 17 en la sección de anexos. Similar al modelo de campo cercano para la UGT 1, la UGT 5 presenta una alta variabilidad entre su modelo original y el ajustado, debido a que el modelo original presenta una confiabilidad limite (79.4 [%]) según los criterios de la literatura (80 [%]), esto se puede observar en la Ilustración 34. Otro punto interesante de analizar es que los valores de PPV que entrega el modelo son relativamente bajo en comparación a las otras UGT.

Los resultados para la UGT 6, se presentan en la Ilustración 35 y en la Tabla 18 en la sección de anexos. De la Ilustración 35, se deduce que el nivel de confiabilidad del modelo de campo cercano para UGT 6 de 87.7 [%] es aceptable, y que posee una variabilidad media con respecto, al modelo ajustado.

Los resultados para la UGT 9, se presentan en la Ilustración 36 y en la Tabla 19 en la sección de anexos. El nivel de confiabilidad presentado en la Ilustración 36 llega a alcanzar un valor del 99.4 [%], lo que es un valor aceptable para la literatura y para la compañía. Además, comparado con las otras UGT, en la UGT 9 el modelo de H&P es donde mejor se ajusta.

En la Tabla 9 se presenta el resumen de los resultados de obtenidos en las mediciones de campo cercano para las distintas UGTs.

TABLA 9. RESUMEN DE FACTORES K, K95%, ALPHA Y BETA.

FACTORES	UGT 1	UGT 2	UGT 3	UGT 5	UGT 6	UGT9
K modelo	722.42	407.90	638.68	274.11	918.14	275.40
K ajustado 95[%] de conf.	987.97	484.40	753.55	389.49	1,409.71	309.24
α	0.42	0.73	0.95	0.66	0.76	0.96
β	0.83	1.46	1.90	1.32	1.52	1.91
R ² [%] Modelo	68.33	97.13	98.21	79.42	87.72	99.44

De la Tabla 9, se deduce que los resultados obtenidos por este estudio, son similares o casi idénticos, comparado con los resultados obtenidos por la empresa colaboradora. Esto quiere decir que el problema que posee Minera Los pelambres en relación con el daño provocado por la tronadura en campo se debe al alto error que posee el modelo de criterio de daño utilizado actualmente, dado que esto se calculan de las variables que entrega el departamento de geotecnia, como se puede observar en las Tablas 12, 13 y 14. Por lo que, para obtener mejores resultados deben realizarse más estudios.

4.2 Resultados de vibraciones para campo lejano

Para comparar los resultados de los modelos de campo lejano de Devine (1966), se grafican las curvas del modelo, en conjunto con la curva de 95 [%] de confiabilidad y los resultados de las tronaduras posteriores. Además, se calcula el error cuadrático medio de la raíz, de los valores obtenido de las mediciones posteriores al modelo. Lo primero, con el fin de encontrar una cota superior que sobreestime los valores, para presentar los casos desfavorables. El cálculo del error, se realiza para verificar si el modelo se ajusta correctamente, y cuáles son los factores más relevantes en el modelo.

Para la generación de los modelos mediante el método de Devine(1966), se utilizó un geófono de superficie, la cual se utiliza en todas las tronaduras en Minera los pelambres. En este modelo se filtran los datos *outlayers*, los resultados quedan representado en la Ilustración 19.

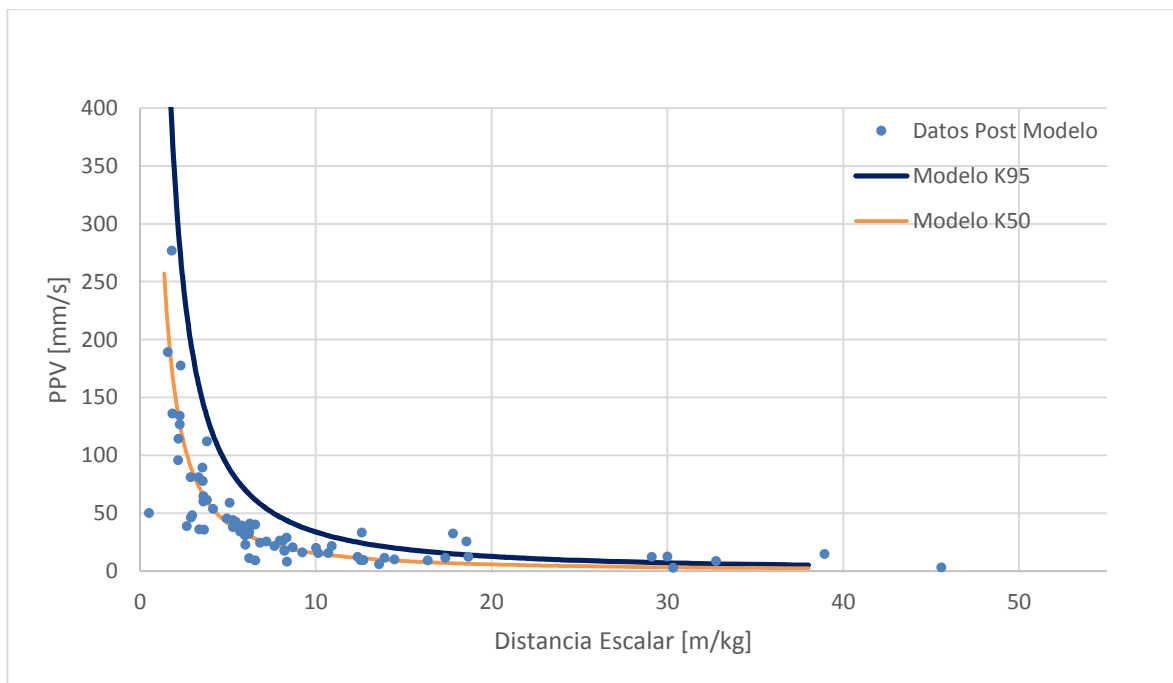


ILUSTRACIÓN 19. CAMPO LEJANO TODA LA MINA K95, K50.

De la Ilustración 19, se observa que existe una cantidad considerable de datos post tronadura, y que estos poseen un ajuste considerable con la curva del modelo. Ocho de estas mediciones sobrepasan la curva del modelo K95, esto ocurre en ciertas tronaduras cuando éstas sobrepasan distancia escalar de 10 [m/kg]. Adicionalmente, este modelo presenta un promedio de error cuadrático medio de la raíz para el PPV de 20.17 [mm/s].

La Ilustración 20, presenta la compilación de los modelos de campo lejano considerando los distintos explosivos que se utilizan en Minera Los Pelambres, que son el Blendex 930, Blendex 950, Vertex 950 y el Vertex 970. Se observa que el Blendex 930, es el que provoca un menor nivel de vibraciones, es decir un PPV menor, en relación con la distancia escalda, y el Vertex 970, es el que genera un mayor nivel de vibraciones en comparación a los otros explosivos utilizados.

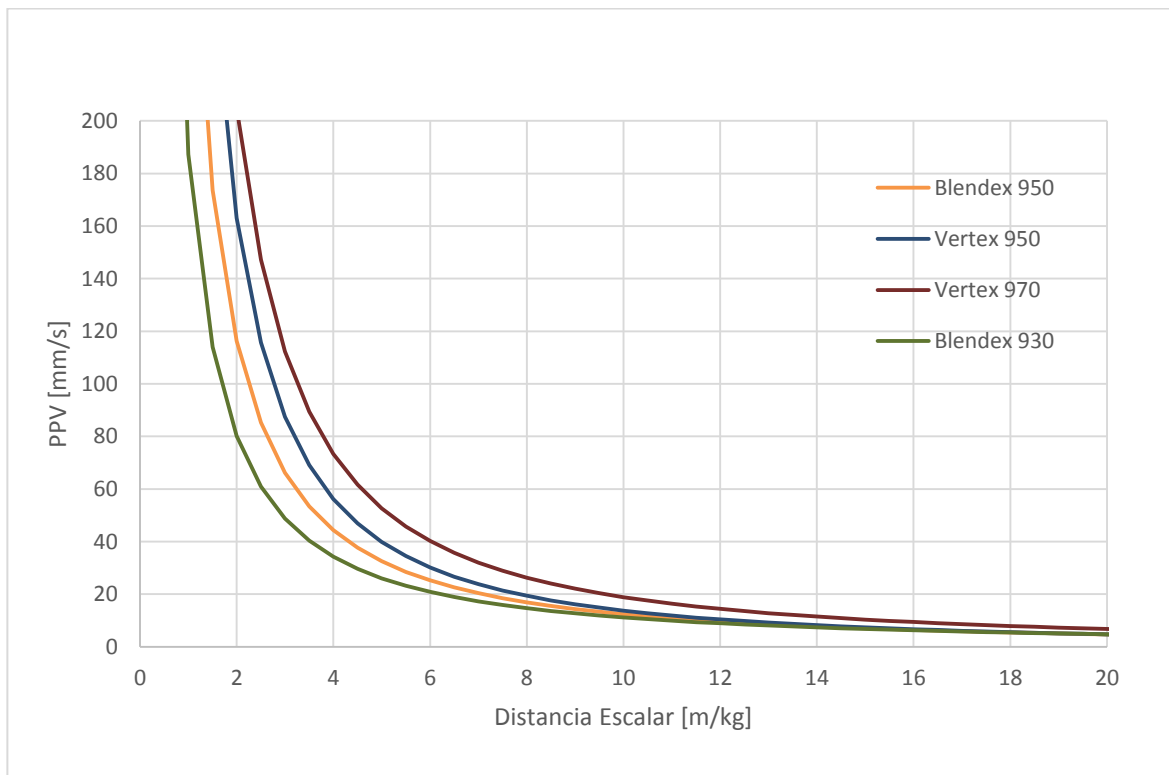


ILUSTRACIÓN 20. MODELOS CAMPO LEJANO POR EXPLOSIVOS.

TABLA 10. FACTORES MODELO CAMPO LEJANO POR EXPLOSIVOS.

FACTORES	BLENDEX 930	BLENDEX 950	VERTEX 950	VERTEX 970
K modelo	187.26	305.14	472.91	571.67
α	1.25	1.39	1.53	1.48
R ² [%] Modelo	78.18	88.48	86.00	88.78

Para el caso de las tronaduras de la fase 7, se observa que los datos post tronadura no se ajustan a la curva realizada mediante el modelo de Devine (1966), además de 3 tronaduras que superan la curva del modelo con un nivel de confianza de 95 [%], lo que se puede observar en la Ilustración 55 en la sección de anexos. Además, se observa que ésta posee una escala menor que el modelo representado en la Ilustración 55. Los datos de PPV obtenidos de la tronadura de fase 7, no supera los 100 [mm/s]. El resultado obtenido del promedio del error cuadrático medio de la raíz para el PPV es de 27.85 [mm/s].

En relación con el modelo de campo lejano en fase 11, los datos obtenidos de la tronadura post modelo, no se asemejan a la curva obtenida mediante el modelo de campo lejano de Devine (1966), y ninguno de estas mediciones supero la curva del modelo con un nivel de confianza del 95 [%]. De las tronaduras realizadas post modelo, se observa que éstas no superaron un PPV de 45 [mm/s]. Esto queda reflejado en la Ilustración 56 en la sección de anexos. Además, el error cuadrático medio de la raíz es del orden de 22.12 [mm/s].

La Ilustración 57 en la sección de anexos, muestra el comportamiento de las tronaduras posteriores al modelo, en conjunto con el modelo desarrollado para a fase 9, se puede observar que el comportamiento de las tronaduras graficadas en el la Ilustración 57, tienen un comportamiento similar a la del modelo propuesto y que ninguna de las tronaduras sobrepasa a la curva con un nivel de confianza del 95 [%]. El modelo de tronadura de campo lejano para la fase 9, en relación con las tronaduras posteriores a la construcción de dicho modelo posee un error cuadrático medio de la raíz de 9.98 [mm/s].

Considerando la Ilustración 58 en la sección de anexos, que representa al modelo de campo lejano en fase 10, se deduce que las tronaduras posteriores al modelo se asemejan a la curva obtenida mediante el modelo de Devine (1966) para campo lejano. Solo una de las tronaduras quedo sobre la curva del modelo con un nivel de confianza del 95 [%]. Además, presenta un error cuadrático medio de la raíz para el PPV del orden de 10.89 [mm/s].

En relación con la Ilustración 59 en la sección de anexos, se observa que la cantidad de datos para desarrollar el modelo no fue suficiente para generar una curva que represente o estime las tronaduras posteriores al modelo siendo considerado el explosivo Blendex 930, esto se puede observar en la pendiente de la curva, además, en la relación que guarda las tronaduras posteriores con respecto a la del modelo. En lo que consta este modelo el error cuadrático medio de la raíz para el PPV, es de 50.44 [mm/s].

Cuando se crea el modelo en base del explosivo Blendex 950, como el que se puede observar en la Ilustración 60 en la sección de anexos, que el modelo se ajusta a las tronaduras posteriores, y que no existe alguna tronadura que haya sobrepasado la curva del modelo con un nivel de confianza del 95 [%]. El error cuadrático medio de la raíz para este modelo con respecto al PPV producido por las tronaduras posteriores es 4.08 [mm/s].

Finalmente, de la Ilustración 61 ubicada en la sección de anexos se grafica el modelo de campo lejano, donde fue utilizado el explosivo Vertex 950, el cual es el explosivo que más se ha utilizado post creación de los modelos de campo lejano. En él, se puede observar que las tronaduras posteriores, se correlacionan bien a la curva creada en base al modelo de Devine (1966), y que solo en una ocasión una tronadura sobrepaso la curva del modelo con un nivel de confianza del 95 [%]. Además, el modelo presenta un error cuadrático medio de 12.76 [mm/s], que en comparación a los modelos realizados en función de las fases, el del Vertex 950, es más acertado o posee un error menor.

El modelo de campo lejano, en las cuales se ocupó el explosivo Vertex70, no se puede verificar con tronaduras posteriores a la creación del modelo, dado que, este explosivo no ha vuelto a utilizar en tronaduras en Minera Los Pelambres. De todos modos, los resultados del modelo se encuentran en la Ilustración 62 ubicada en la sección de anexos. La curva del modelo presenta un nivel de confianza del 95 [%].

En la Ilustración 21, se exhibe los resultados de los distintos modelos de campo lejano, pero enfocado a las fases que se encuentran en explotación en Minera Los Pelambres, de esta Ilustración se puede observar que es la fase 7 en donde se generan mayores PPV, seguido por la fase 9, luego la fase 10 y finalmente la fase 11. Cabe destacar que en la fase 7, se encuentra constituida mayoritariamente por UGT 1, y que esta se está explotando en el fondo mina, cerca de la cota 2810.

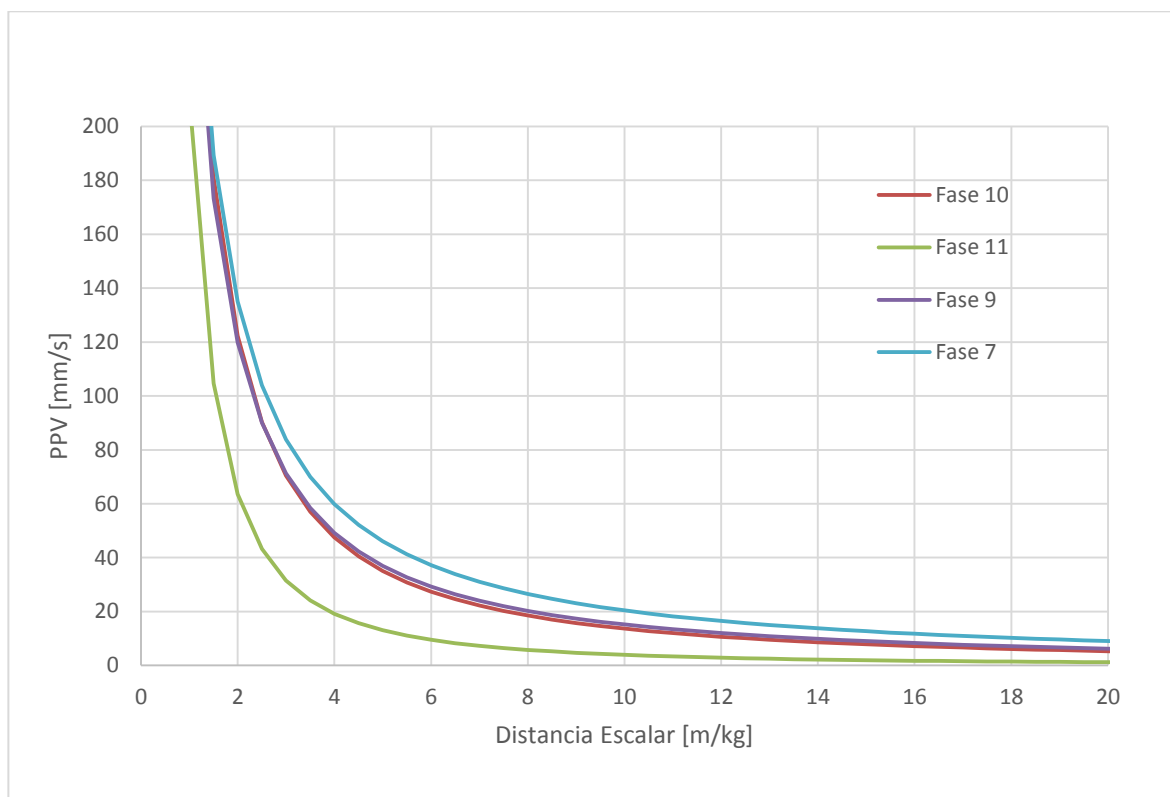


ILUSTRACIÓN 21. MODELOS CAMPO LEJANO POR FASES.

TABLA 11. FACTORES MODELO CAMPO LEJANO POR FASES.

FACTORES	FASE 7	FASE 9	FASE 10	FASE 11
K modelo	304.80	291.60	314.33	2101.90
α	1.17	1.28	1.36	1.73
R ² [%] Modelo	76.13	80.57	79.93	79.09

4.3 Resultado criterio de daño

Actualmente en Minera Los Pelambres, ENAEX ocupa la Ecuación 9 de PPVc para calcular el criterio de daño, la cual concediera como input el módulo de deformación de Young, la resistencia a la tracción y la velocidad de partícula.

Los datos que ENAEX ocupa, son valores promedio de la base de datos entregada por el departamento de geotecnia de Minera Los Pelambres, es por esto que, se realizan las Tablas 12, 13 y 14, para notar la alta variabilidad que existen en los datos entre sus máximos y mínimos por UGT, y la cantidad de información que se tiene. Finalmente, en la Tabla 15 se expone los máximos, mínimos y promedios de los PPVc calculados mediante los datos entregados por geotecnia.

TABLA 12. DATOS DEL MÓDULO DE DEFORMACIÓN [GPA].

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	18.17	60.37	117.25	137
2	26.74	56.44	85.80	27
3	2.94	41.47	93.25	70
4	19.23	57.42	111.41	14
5	10.32	35.58	65.79	10
6	12.75	59.28	128.73	24
7	28.30	52.27	65.35	3
8	15.79	21.56	27.33	2
9	4.67	37.96	88.00	54
10	20.87	30.01	35.18	3
11	14.55	30.06	45.57	12
12	6.31	36.68	92.28	36

TABLA 13. RESISTENCIA A LA TRACCIÓN [MPA].

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	2.10	5.37	14.24	94
2	4.14	7.08	10.36	16
3	1.58	4.86	11.32	60
4	3.75	7.09	9.56	12
5	2.54	6.21	9.71	7
6	2.41	6.51	11.75	13
7	2.67	5.00	8.01	12
8	2.83	3.21	3.44	3
9	0.54	4.32	10.95	46
10	2.30	2.30	2.30	1
11	4.06	9.44	14.88	12
12	1.83	5.49	12.78	29

TABLA 14. VELOCIDAD DE PARTÍCULA [M/S].

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	2,466	5,623	6,996	138
2	4,416	5,522	6,963	15
3	1,777	4,063	6,657	25
4	4,066	5,865	6,985	23
5	3,353	5,207	6,366	9
6	2,868	5,576	6,889	24
7	5,053	5,626	6,455	12
8	2,085	4,087	5,971	6
9	1,758	3,810	6,867	24
10	3,345	4,469	5,355	3
11	3,078	4,005	4,754	5
12	1,884	4,185	6,689	21

TABLA 15. VPPC [MM/S]

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO
1	285	500	850
2	684	691	841
3	476	808	955
4	599	724	793
5	825	909	940
6	542	612	629
7	477	538	791
8	374	609	752
9	203	434	854
10	343	350	369
11	859	1258	1552
12	546	626	926

Como se puede observar en las Tablas 12, 13, 14 y 15, existe una alta variabilidad entre el promedio, los máximos y mínimos de los datos, es por esto que se realizaron estimaciones para las distintas variables, con el fin de obtener valores regionalizados, es decir más cercano al área de la tronadura y de ese modo disminuir la alta variabilidad que existe.

Luego de tener los resultados de las estimaciones, se hace un cruce entre las distintas variables, esto para obtener bloques que posean valores para las tres variables, es decir que, solo se conservaron los bloques que poseían valores para el módulo de Young, resistencia la tracción y velocidad de partícula, estos están representados en la Ilustración 63 y 64. Realizado lo anterior la base de datos del modelo estimado disminuyo de 5,000,000 de bloques aproximadamente a 400,000 bloques, que se pueden observar en las tablas 40, 41, 42 y 43.

4.3.1 Ábaco de diseño UGT 1

Para el desarrollo de los ábacos de diseño se consideró la Tabla 7, que es la escala de daño generada por McKenzie (1992), con esto se generaran zonas, las cuales entregaran información de lo que va a suceder frente a cierto PPVc. Además, se cruza con los modelos de Holmberg y Persson (1978) de campo cercano, considerando en el modelo distintos largos de cargas y el mismo explosivo, los resultados son los siguientes:

En la Ilustración 22, se detalla el ábaco de diseño en función de la UGT 1, donde los distintos largos de cargas sobrepasan $\frac{1}{4}$ de PPVc. Eso quiere decir, que bajo las distintas posibilidades se crearan nuevas fracturas. Además, se puede observar que bajo ninguno de los largos de carga presentados en la ilustración 22, se alcanza los 4 PPVc.

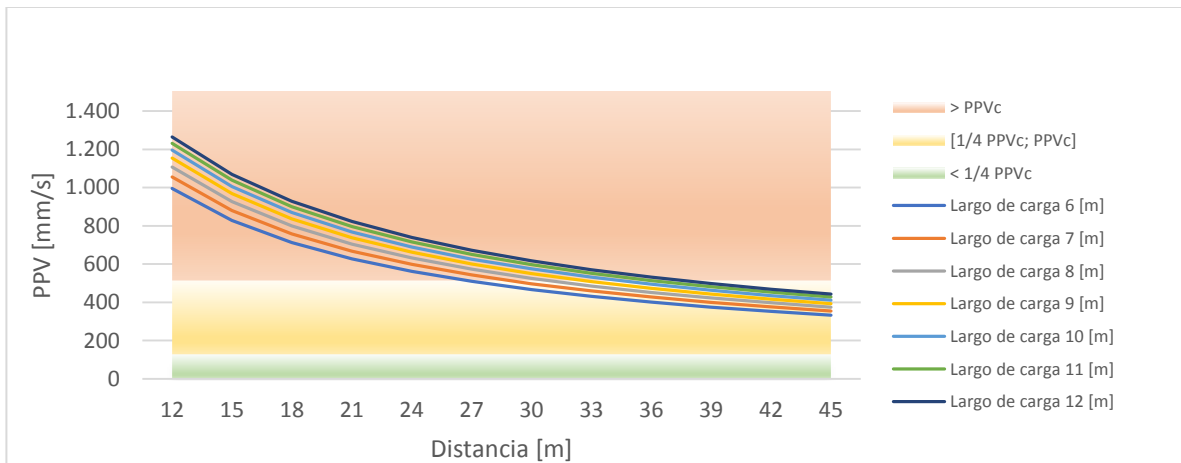


ILUSTRACIÓN 22. ÁBACO DE DISEÑO UGT 1 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

4.3.2 Ábaco de diseño UGT 2

De la Ilustración 23, que representa el ábaco de diseño relacionado con la UGT 2, se observa que los 42 [m] con un largo de carga de 6 [m], no sobrepasa $\frac{1}{4}$ de PPVc de la UGT 2. La distancia mínima para que no sobrepase el PPVc, es de 18 [m], con un largo de carga de 6 [m], a diferencia de la Ilustración 22, ninguno de los largos de carga sobrepasa los 4 PPVc.

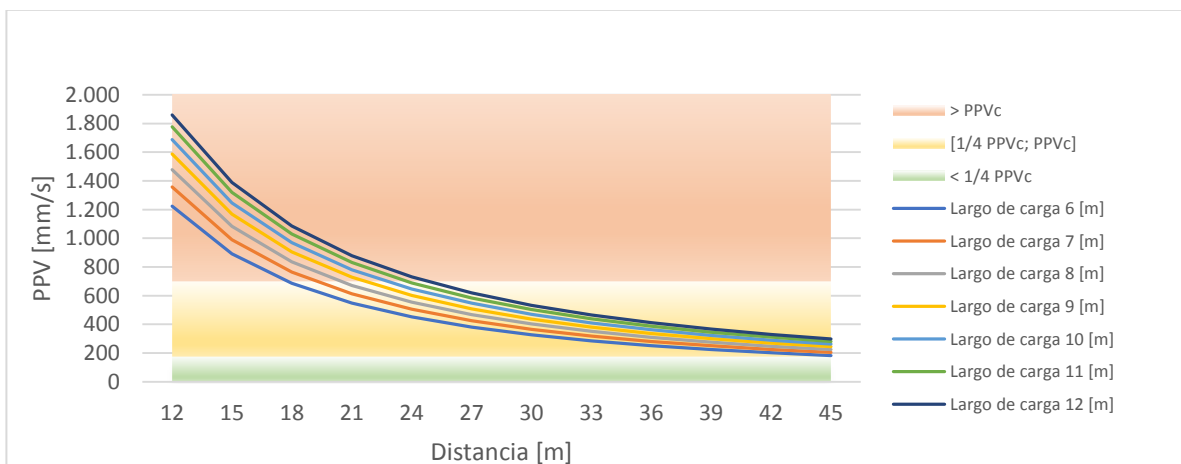


ILUSTRACIÓN 23. ÁBACO DE DISEÑO UGT 2 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

4.3.3 Ábaco de diseño UGT 3

La Ilustración 24, presenta el ábaco de diseño para la UGT 3, en este caso las vibraciones producidas producto de la tronadura son mucho mayores, por eso el ábaco posee otra escala. Como se observa en la Ilustración 24 todos los largos de cargas modelados sobrepasan $\frac{1}{4}$ del PPVc de la roca, y la mínima distancia para el alcance el PPVc, es de 30 [m] con un largo de carga de 6 [m]. Haciendo el mismo análisis para 4 PPVc, la distancia mínima que se debe alcanzar para no sobrepasarlo, es de 15 [m] con un largo de carga de 6 [m].

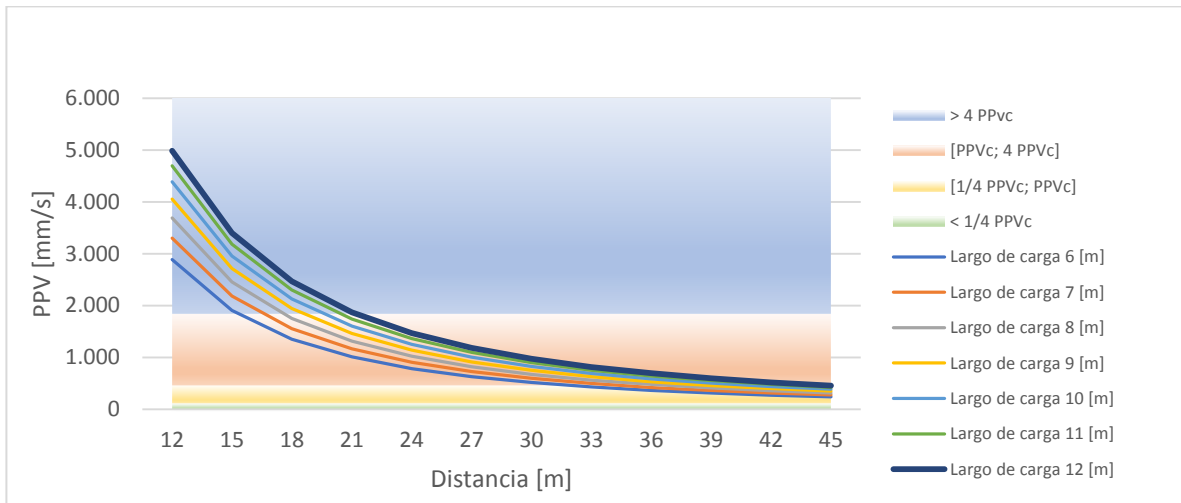


ILUSTRACIÓN 24. ÁBACO DE DISEÑO UGT 3 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

4.3.4 Ábaco de diseño UGT 5

Los resultados del ábaco de diseño para la UGT 5, quedan representados en la Ilustración 25, donde la distancia mínima para no sobrepasar $\frac{1}{4}$ de PPVc, es de 35 [m], con un largo de carga de 6 [m]. En contraste PPVc se alcanza a los 13 [m], con un largo de carga de 6 [m], finalmente se observa que ningún largo de carga sobrepasa los 4 PPVc.

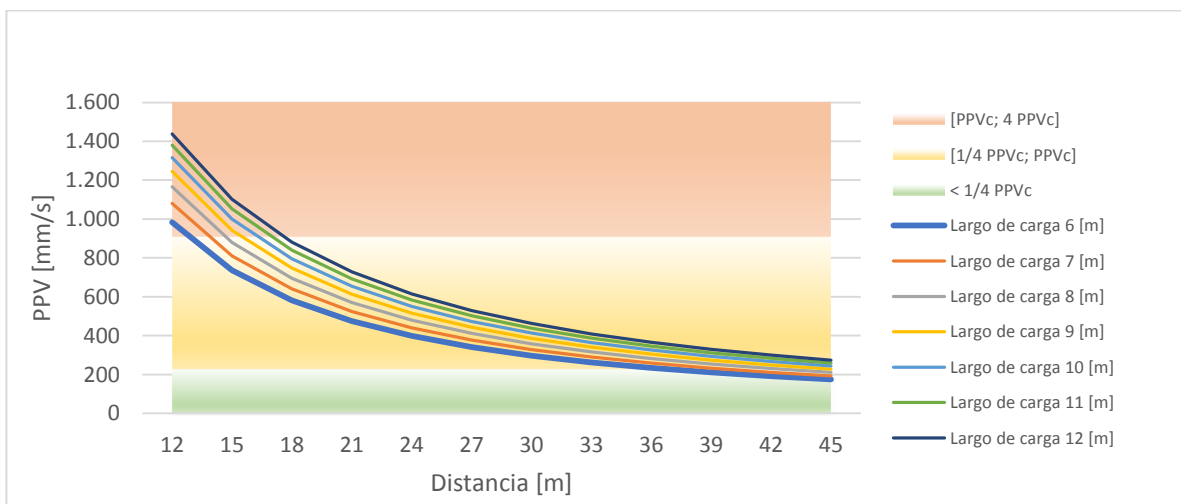


ILUSTRACIÓN 25. ÁBACO DE DISEÑO UGT 5 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

Ábaco de diseño UGT 6

Se observa en la Ilustración 26, que representa el ábaco de diseño de la UGT 6, algo similar a la UGT 3, que las vibraciones producidas por la tronadura son más altas que de las otras UGTs, por lo que, se debe cambiar la escala. Además, se observa que los distintos largos de carga sobrepasan $\frac{1}{4}$ de PPVc, y que a una distancia de 15 [m] con un largo de carga de 6 [m], se sobrepasa el PPVc.

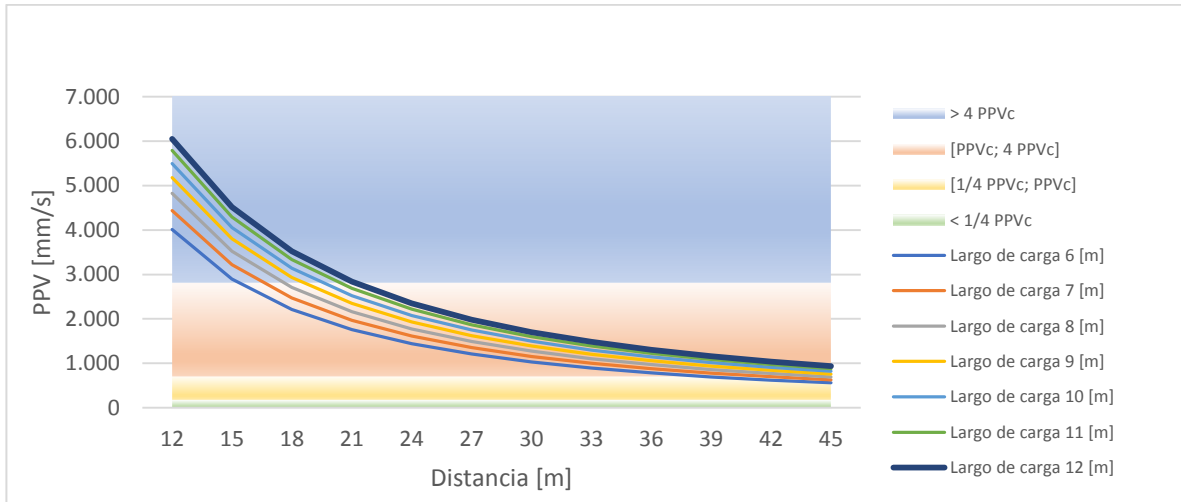


ILUSTRACIÓN 26. ÁBACO DE DISEÑO UGT 6 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

4.3.5 Ábaco de diseño UGT 9

Finalmente, en la Ilustración 27 se observa el ábaco de diseño para la UGT 9, de este se puede observar que, los largos de carga tomados en cuenta en el modelo sobrepasan $\frac{1}{4}$ de PPVc, y la mínima distancia con un largo de carga de 6 [m] que debe tener para que no sobrepase el PPVc es de 21 [m]. Además, se extrae del gráfico que a una distancia de 13 [m] y un largo de carga 10 [m] o superior sobrepasa los 4 PPVc.

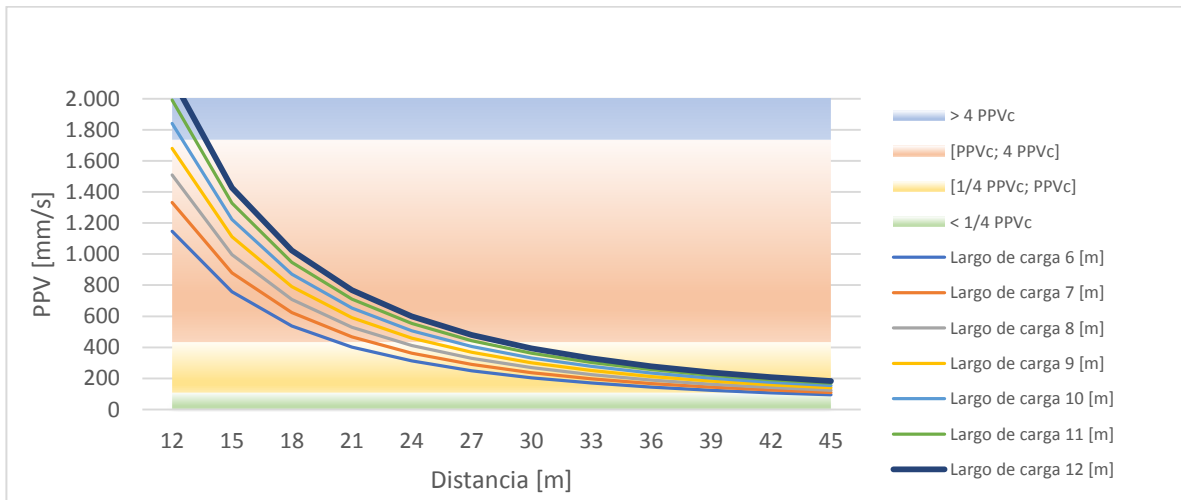


ILUSTRACIÓN 27. ÁBACO DE DISEÑO UGT 9 EN FUNCIÓN DEL LARGO DE LA CARGA.

CAPÍTULO 5: CONCLUSIÓN

En relación con el campo cercano, se concluye respecto a 2 variables. La primera de estas es la distancia que debe tener la columna del pozo cargado con respecto al sector que se desea cuidar o que provoque el menor daño posible. La segunda variable es la altura de la carga en el pozo, que estos deben tener para evitar el mayor daño posible. En relación con lo anterior se concluye para las siguientes UGTs:

Para la UGT 1, se concluye en base a la Ilustración 22, que representa el ábaco de diseño de dicha UGT, en conjunto con la Ilustración 63 ubicada en la sección de anexos, que representa como se está haciendo el actual diseño de tronadura en Minera Los Pelambres para UGT 1. En relación a lo anterior, la pared resultante no se debería estar generando un intenso fracturamiento, ya que, éste se no está sobrepasando los niveles de 4 PPVc.

En el caso de la UGT 2, se considera esta vez la Ilustración 23 que representa el ábaco de diseño para la UGT 2. A esto, se debe considerar también la Ilustración 64 exhibida en la sección de anexos, en donde se presenta el actual diseño de tronadura para dicha UGT. Se observa que, al realizar una tronadura con dicho diseño, se alcanzaría un PPV de 1000 [mm/s] en la pared, lo que según la Tabla 7, en la sección de revisión bibliográfica, se estarían nuevamente generando nuevas fracturas, al igual que en el caso de la UGT 1.

Siguiendo el mismo análisis para la UGT 3, se considera la Ilustración 24, que expone el ábaco de diseño para la UGT 3, y la Ilustración 65 que se encuentra en la sección de anexos. Ésta última, ilustra el diseño propuesto por ENAEX para la UGT en cuestión. Si la tronadura siguiera el diseño propuesto, se podría predecir que el nivel de PPV alcanzado producto de la tronadura bordearía alrededor de los 2000 [mm/s], lo cual, haciendo un análisis con la Tabla 7, se estaría alcanzado 4 veces el PPVc, por lo que, en la pared resultante se debiera ver un intenso-fracturamiento, como resultado después de realizada la tronadura.

En relación con la UGT 5, las ilustraciones a considerar para concluir, son las 25 y la Ilustración 66 ubicada en la sección de anexos, donde la primera entrega información a través del ábaco de diseño para la UGT en estudio, y la segunda Ilustración muestra el diseño de tronadura propuesto para la UGT 5. Siguiendo el diseño el PPV alcanzado por la tronadura sería aproximadamente 600 [mm/s], por lo que estaría en el rango de $\frac{1}{4}$ de PPVc y PPVc, en base a esta información calculada, en conjunto con la Tabla 7, se puede concluir, que si se utiliza el diseño propuesto, existe la posibilidad de encontrar nuevas fracturas, producida por la onda generada producto de la tronadura.

Para la UGT 6, se considera el ábaco de diseño para la UGT 6, que se puede observar en la Ilustración 26, y también la Ilustración 66 que se encuentra en la sección de anexos que presenta el diseño de tronadura propuesto por ENAEX. Al igual que la UGT 5, la UGT 6 presenta el mismo diseño de tronadura. En el caso de utilizar el diseño propuesto, el PPV sobrepasaría los 2000 [mm/s], lo que estaría en el rango de PPVc y 4PPVc, por lo que se apreciaría un intenso-fracturamiento en la pared del banco.

Para la UGT 9, se considera la Ilustración 27, que representa el ábaco de diseño enfocado a la UGT 9, y también la Ilustración 67 ubicada en la sección de anexo, que indica el diseño propuesto por ENAEX para dicha UGT. Al modelar la tronadura mediante los ábacos, se puede observar que si se conserva el diseño propuesto el nivel de vibraciones alcanzaría un PPV de 600 [mm/s], siendo éste ubicado en el rango de PPVc y 4PPVc, con esto se debieran encontrar zonas en presencia de nuevas fracturas, y alguna con un cierto grado de intenso-fracturamiento.

En relación con los modelos de campo lejano, se concluye que el modelo que mejor se ajusta a las tronaduras de Minera Los Pelambres, es el realizado considerando la variable explosivo. Además, se observa que el comportamiento de las curvas, en la Ilustración 20, los explosivos de mayor intensidad son los que generan un nivel de vibraciones mayor, como es el caso del Vertex 950, y el que genera un menor nivel de vibraciones, es aquel, que posee menor intensidad como es el caso del Vertex 930.

Considerando el modelo de campo lejano, en relación a las fases, como se puede observar en la Ilustración 21, se concluye que la amplifica mejor la onda, es la fase 7, que en principio es la que está formada principalmente por UGT 1, y además, es la fase que se encuentra en mayor profundidad en la mina, a diferencia de la fase 9, que es una de las fases superiores.

CAPÍTULO 6: RECOMENDACIONES

La principal recomendación que se puede realizar una vez terminado este trabajo, es que se debe aumentar la base datos con relación a las características de la roca, ya que, con esta se logra trabajar teniendo una variabilidad menor y con un nivel de confianza mayor.

Con los resultados obtenidos, se recomienda realizar una comparación con el objetivo principal de la tronadura, es decir la fragmentación esperada, dado que el factor de carga en los pozos de producción guarda una directa relación tanto con el daño con el tamaño de la roca tronada.

Realizar nuevas pruebas para ir calibrando y ajustando los modelos propuestos, dado que existen varios factores (agua, tipo de explosivo, meteorización de la roca), que son sensibles al modelo realizado.

Un factor importante por evaluar en futuras tronaduras, son los tiempos de retardo entre pozos, esto se debe estudiar, ya que, a tiempos cortos de salida entre un pozo y otro produce acoplamiento de la onda, y a tiempos largos de retardo produce excesos de pulsos en campo lejano, lo que puede producir debilitamiento en las estructuras que sostengan una cuña, por ejemplo.

Una recomendación que es relevante destacar, es la realización de un estudio en relación a los pre-cortes, y cuanto estos filtran las vibraciones, esto es importante estudiarlo producto que el pre-corte es un filtro de onda, ya que, estas pasan de un medio a otro, es decir, que la onda se transfiere de un medio solido a un medio gaseoso y luego nuevamente a un medio solido que es la pared del talud, eso hace que se generen pérdidas o disipación de las ondas, con lo que se puede aumentar el largo de la carga o simplemente se puede disminuir la distancia del modelo representados en los ábacos de diseño, a la pared deseada.

Finalmente, se debe estudiar la presencia de agua en UGT 1, dado que los resultados obtenidos por los modelos no conversan con lo ocurrido en la realidad. Por lo que se recomienda realizar el estudio con los parámetros escalados a no drenado, como puede observar en el punto 2.9.4 en la sección de revisión bibliográfica.

CAPÍTULO 7: BIBLIOGRAFÍA

- [1] HOEK E., BROWN E. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. J. Geotech. Engng Div.
- [2] CELADA B., GALERA J., VARONA P. (1995). Development of a new calibration and interpretation procedure of pressuremeter test to obtain elastic parameter. The pressuremeter and its new avenues.
- [3] LÓPEZ-JIMENO C. (1994). Manual de perforación y tronadura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- [4] COLE R. (1948). Underwater Explosions, Princeton University Press, New Jersey.
- [5] HOLMBERG R., PERSSON A. (1979). Design of tunnel perimeter blasthole patterns to prevent rock damage.
- [6] ONEDERRA I., CATALAN A., CHITOMBO G. (2013). Modelling fracturing, disturbed and interaction zones around fully confined detonating charges. Mining Technology.
- [7] DEVINE J., RICHARD H., BEEK H., MEYER A., DUVALL W. (1966). Effect of charge weight on vibration levels from quarry blasting. Report of investigation 6774.
- [8] MUSIC A. (2007). Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina El Teniente. Memoria para optar al título de ingeniero civil de minas. Santiago. Universidad de Chile.
- [9] SCHERPENISSE C., ARELLANO J., ORREGO G., ARELLANO M. (1992). Vibración producto de tronadura y su comportamiento en el Campo Cercano y Lejano. En: V Jornadas de Especialistas en Tronadura. EXPOMIN-92. Santiago, Chile.
- [10] ALTAMIRANO A. (2014). Diseño de tronadura en una fase - aplicación a minería continua - CODELCO - División Andina. Tesis para optar al título de magíster en minería. Santiago. Universidad de Chile.
- [11] SUN C. (2013), "Damage Zone Prediction for Rock Blasting". Department of Mining. University of Utah.
- [12] KHANDELWAL M. (2012). Prediction of safe charge to protect surrounding structures using support vector machine. Geotech Geol.
- [13] KHANDELWAL M. (2010). Evaluation and prediction of blast induced ground vibration using support vector machine. Int J Rock Mech.
- [14] CONTRERAS W. (2009). Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones, aplicación en mina Ares. Tesis para optar al título profesional de ingeniero de minas. Lima. Universidad Nacional de ingeniería.
- [15] VERGARA J., MUÑOS C. (2014). Escalamiento del PPV crítico al macizo rocoso, implicancia en los modelos vibratoriales para el control de daño. Valdivia. ORICA.

- [16] BROCH E. (1974). The influence of water on some properties, Proc. 3er ISRM Congress. Denver, 74.
- [17] SUNIL A., MOUNT D., NETANYAHU N., SILVERMAN R., WU A. (1998). An optimal algorithm for approximate nearest neighbor searching fixed dimensions.
- [18] LU G., WONG D. (2008). An adaptive inverse-distance weighting spatial interpolation technique. Computers and Geosciences.

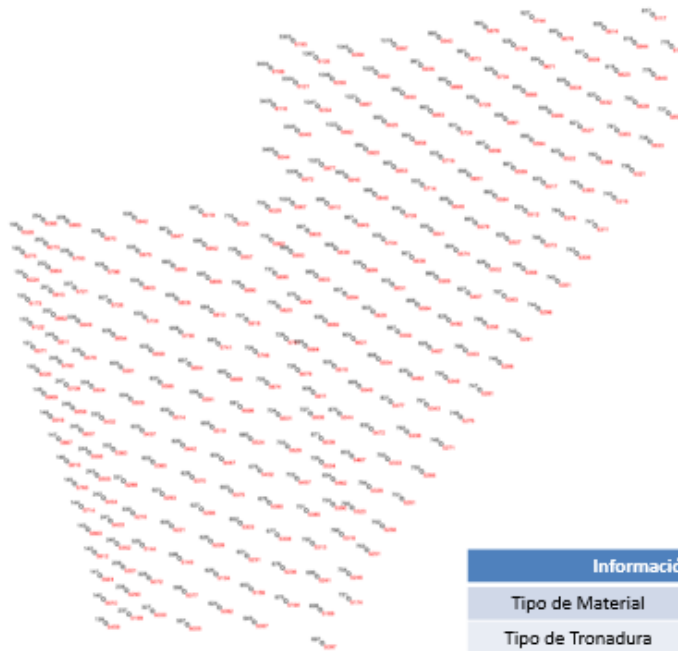
CAPÍTULO 8: ANEXO

8.1 Anexos capítulo 2 ilustraciones



Propuesta de secuencia

F07R1_B2810_08_09_A



Información de Tronadura	
Tipo de Material	Mineral / Primario
Tipo de Tronadura	Producción
Tipo Secuencia	Fila a fila

ILUSTRACIÓN 28. EJEMPLO DE MALLA Y PROPUESTA DE SECUENCIA EN MINERA LOS PELAMBRES.

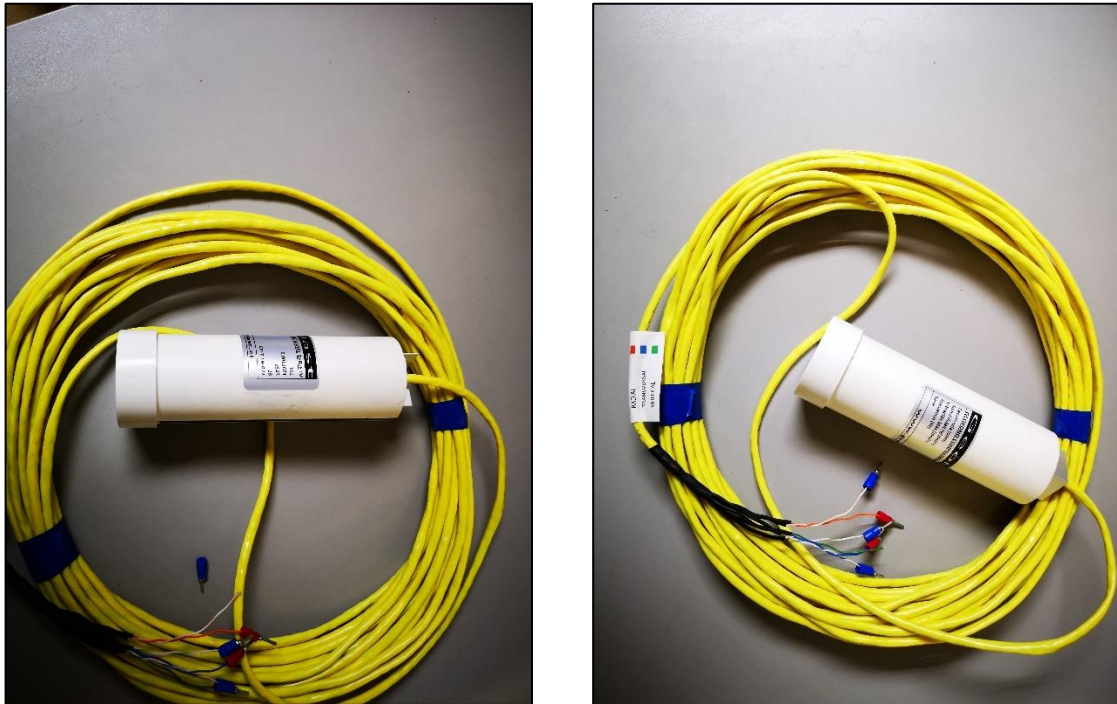


ILUSTRACIÓN 29. IMAGEN DE GEÓFONO UTILIZADO PARA LAS MEDICIONES.

8.2 Anexos capítulo 4, ilustraciones

8.2.1 Ilustraciones campo cercano

En esta sección se presenta los gráficos correspondientes a los resultados obtenidos mediante el modelo de Holmberg y Persson.

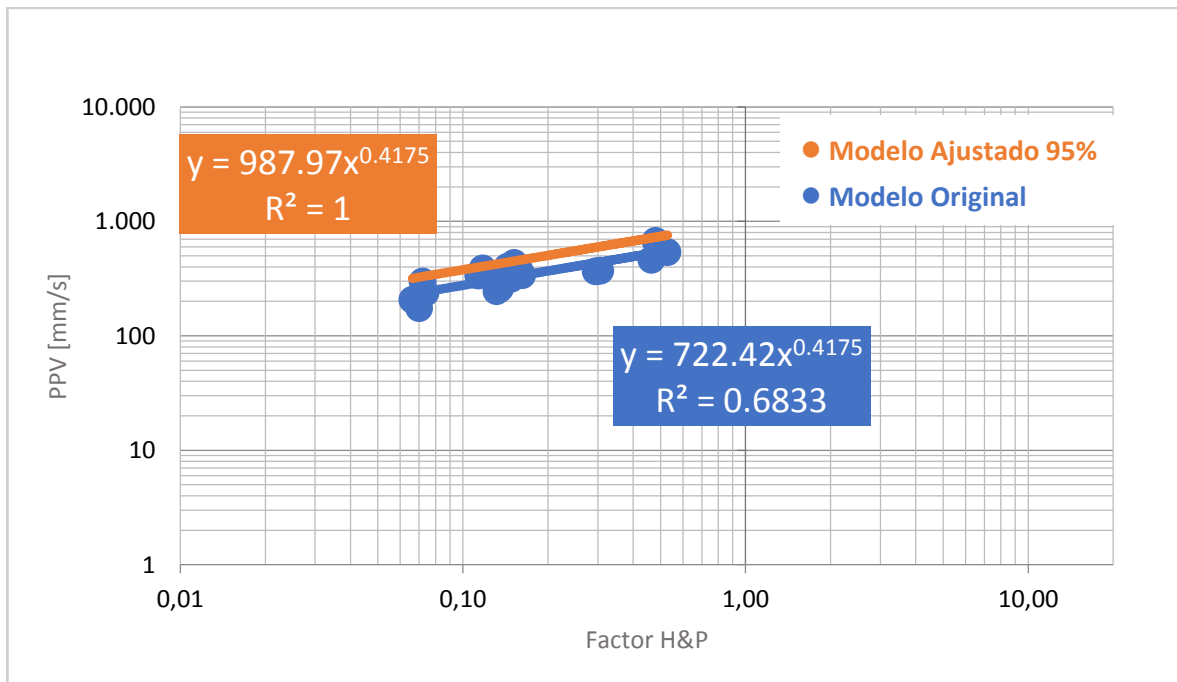


ILUSTRACIÓN 30. MODELO CAMPO CERCANO UGT 1.

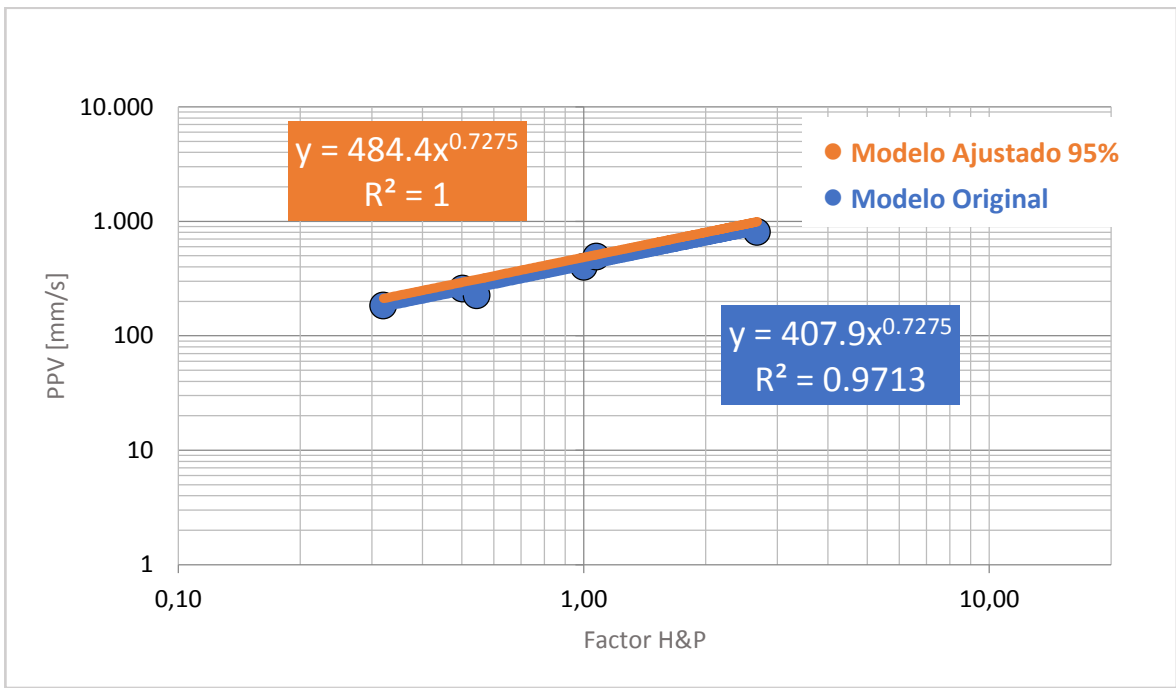


ILUSTRACIÓN 31. MODELO CAMPO CERCANO UGT 2.

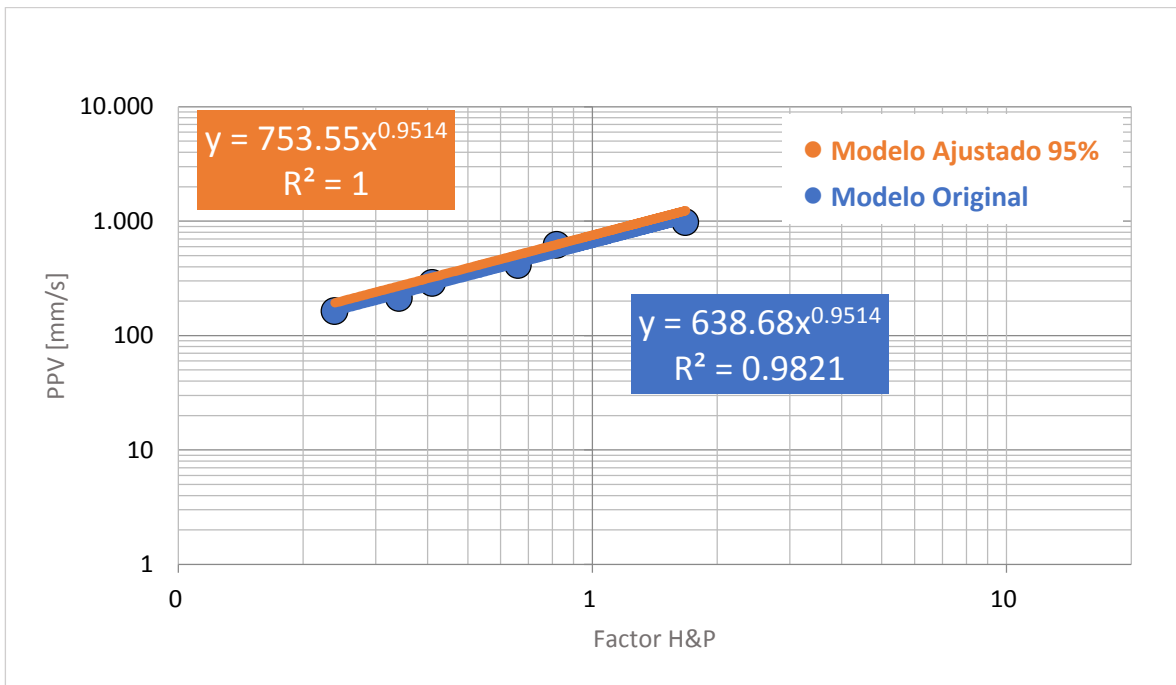


ILUSTRACIÓN 32. MODELO CAMPO CERCANO UGT 3.

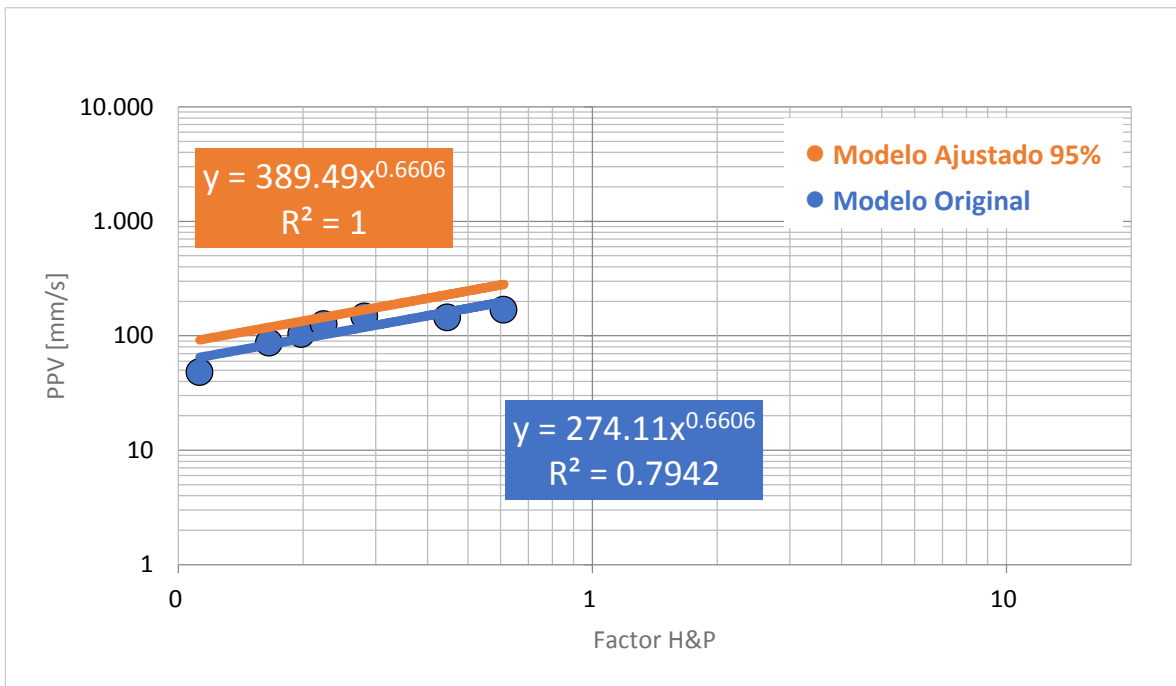


ILUSTRACIÓN 33. MODELO CAMPO CERCANO UGT 5.

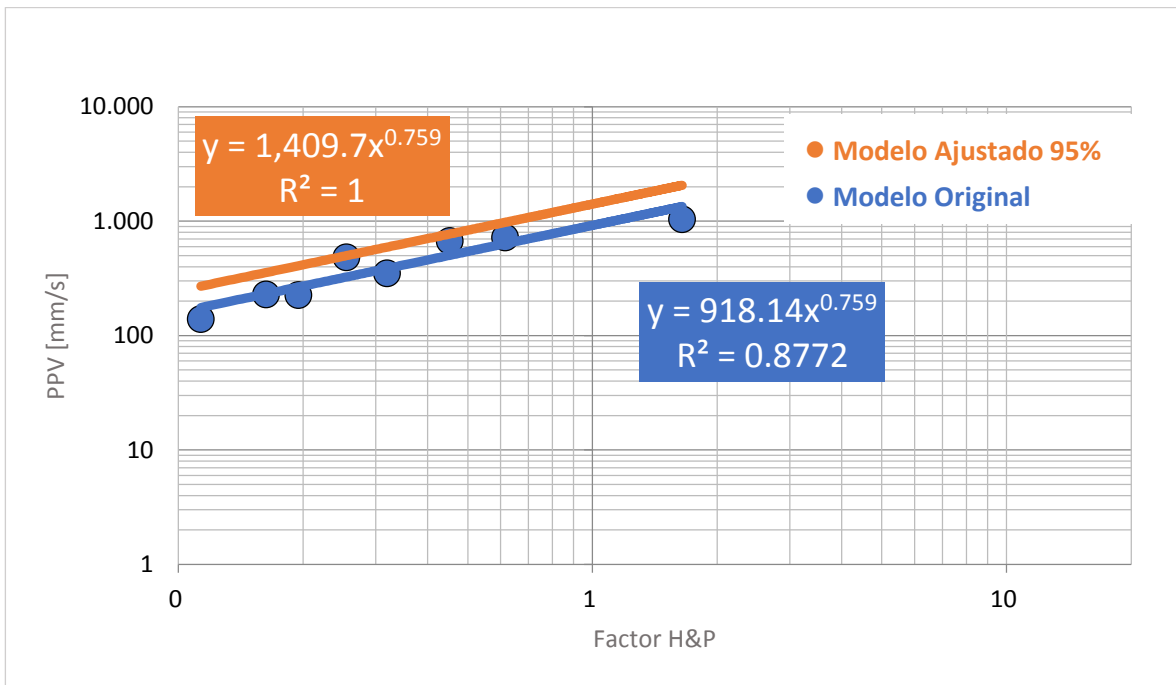


ILUSTRACIÓN 34. MODELO CAMPO CERCANO UGT 6.

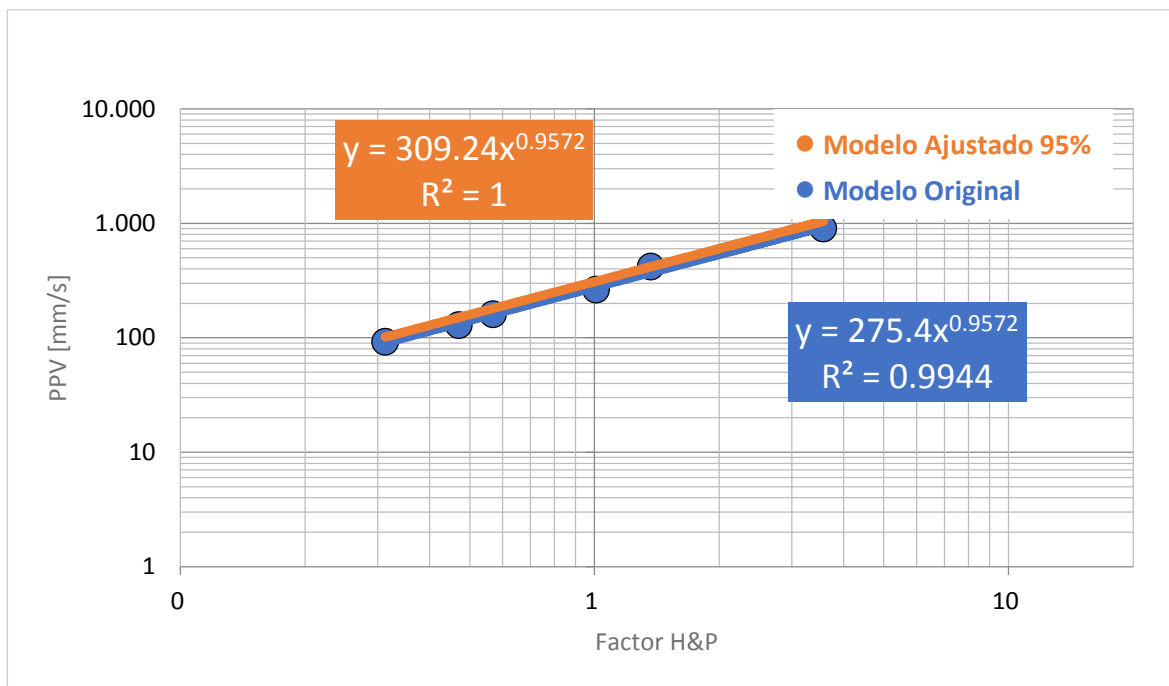


ILUSTRACIÓN 35. MODELO CAMPO CERCANO UGT 9.

8.2.2 Ilustraciones campo lejano sin filtrar

En esta sección se presenta los gráficos correspondientes a los resultados obtenidos mediante el modelo de Devine. Los datos utilizados en el modelo corresponden a todos los obtenidos mediante las mediciones de los geófonos.

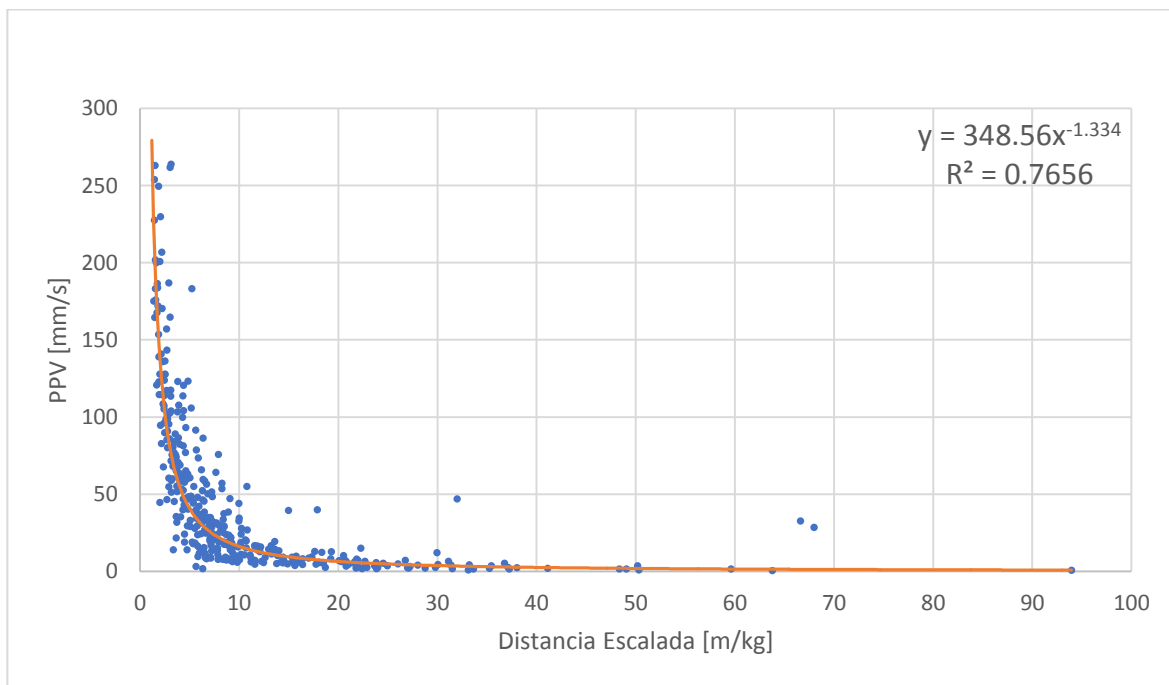


ILUSTRACIÓN 36. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR TODA LA MINA.

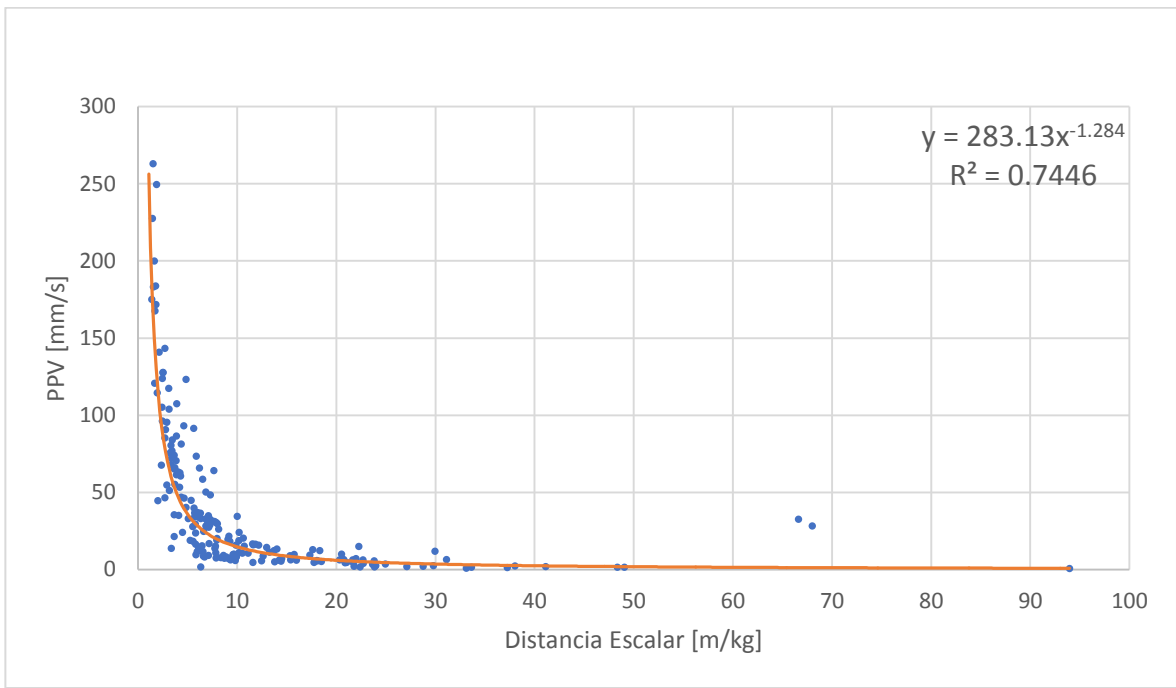


ILUSTRACIÓN 37. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR EN FASE 10.

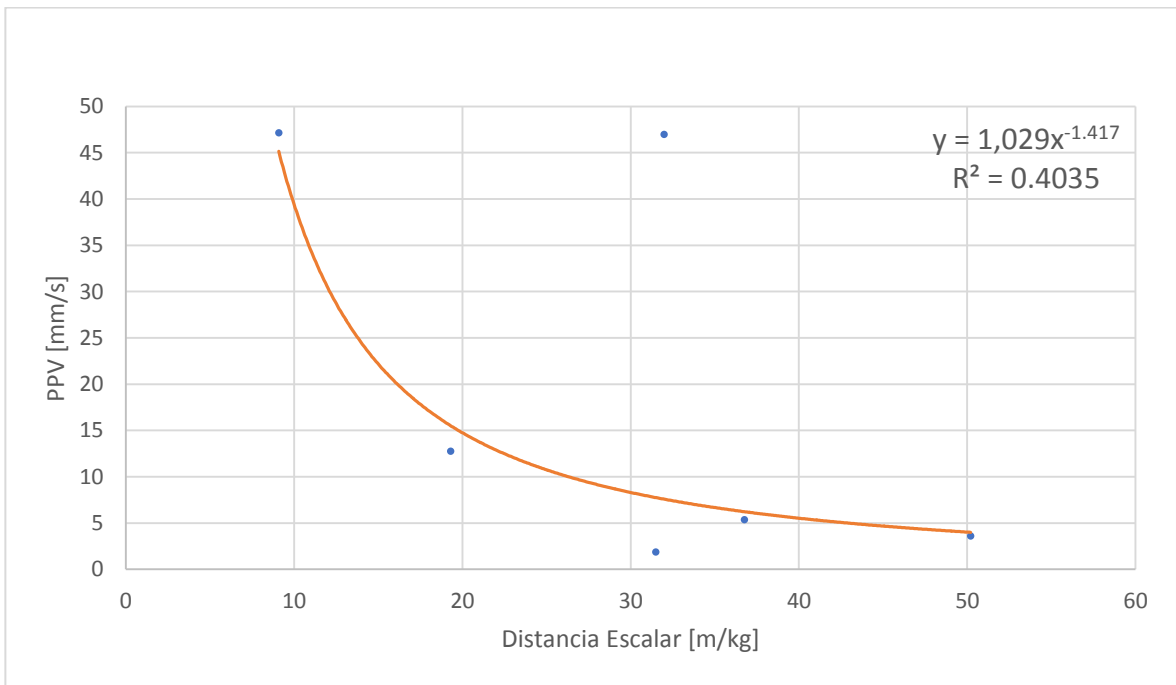


ILUSTRACIÓN 38. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR EN FASE 11.

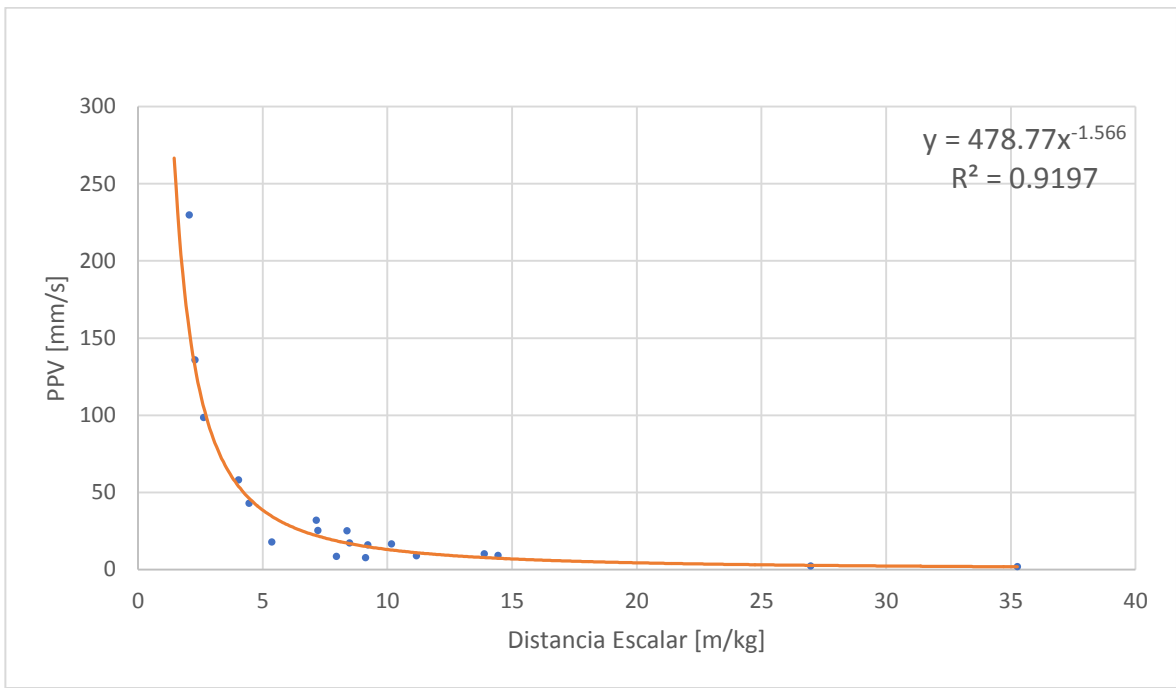


ILUSTRACIÓN 39. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR EN FASE 9.

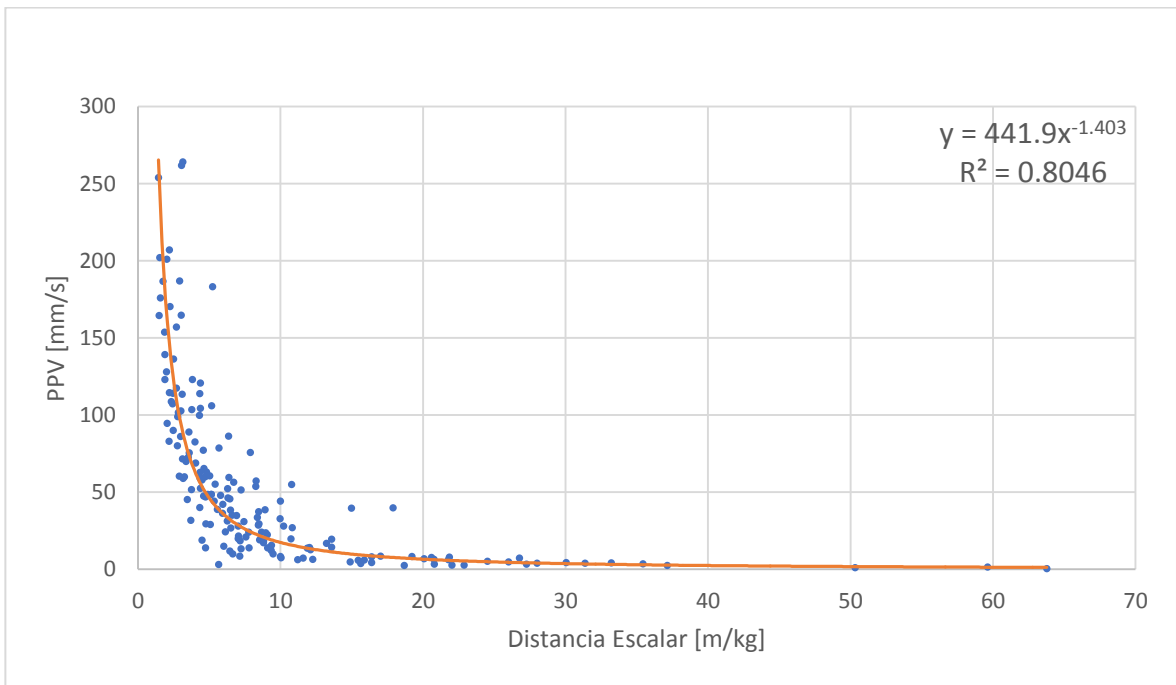


ILUSTRACIÓN 40. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR EN FASE 7.

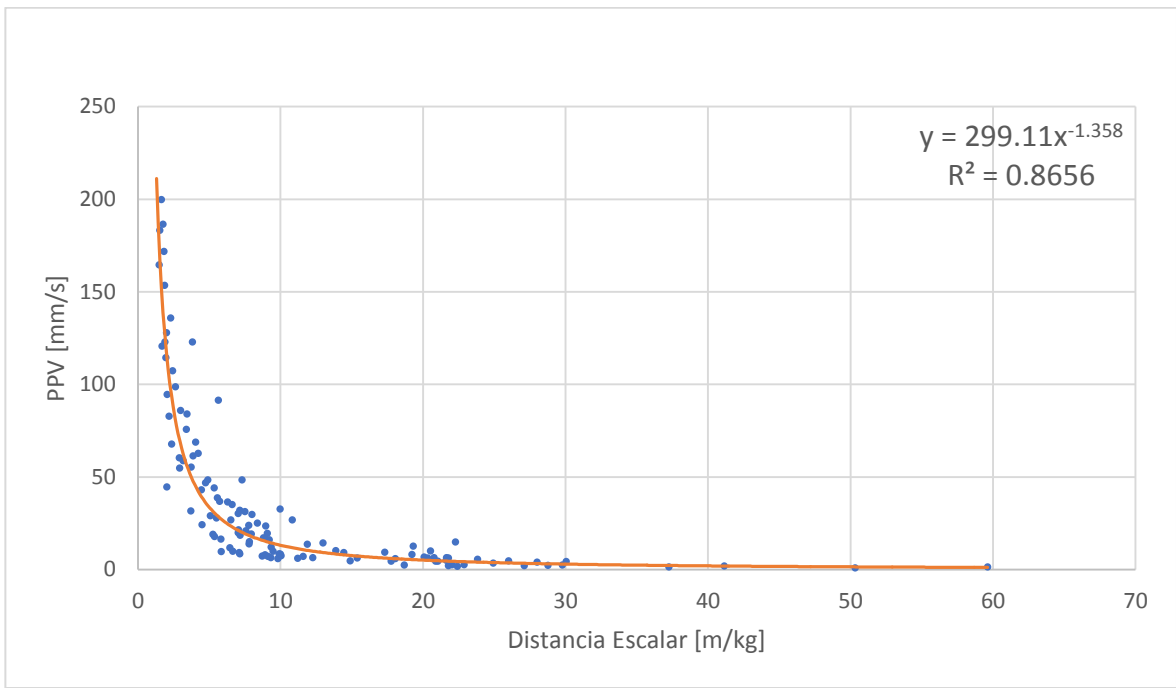


ILUSTRACIÓN 41. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR CON BLENDEX 950.

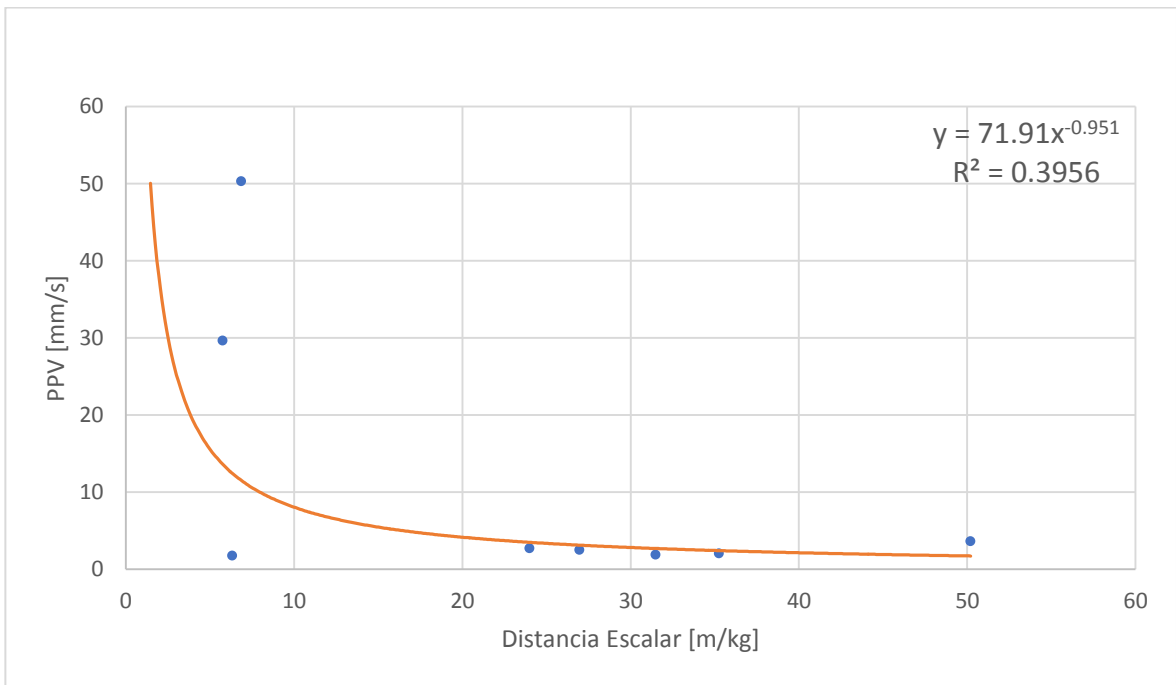


ILUSTRACIÓN 42. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR CON BLENDEX 930.

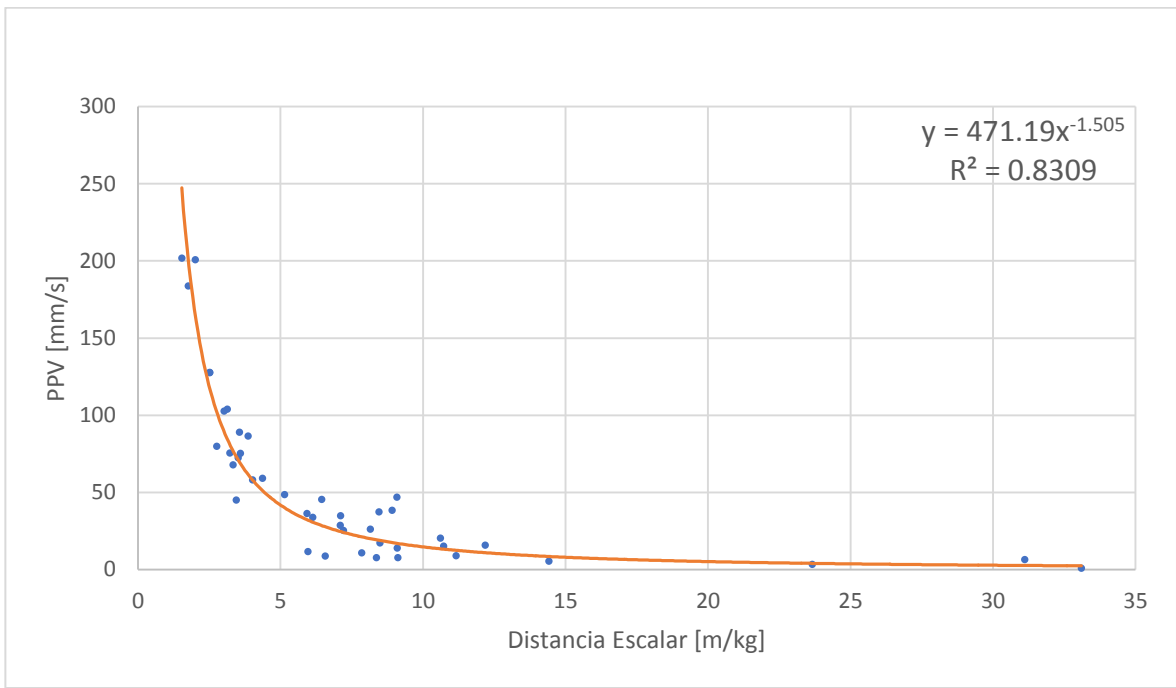


ILUSTRACIÓN 43. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR CON VERTEX 950.

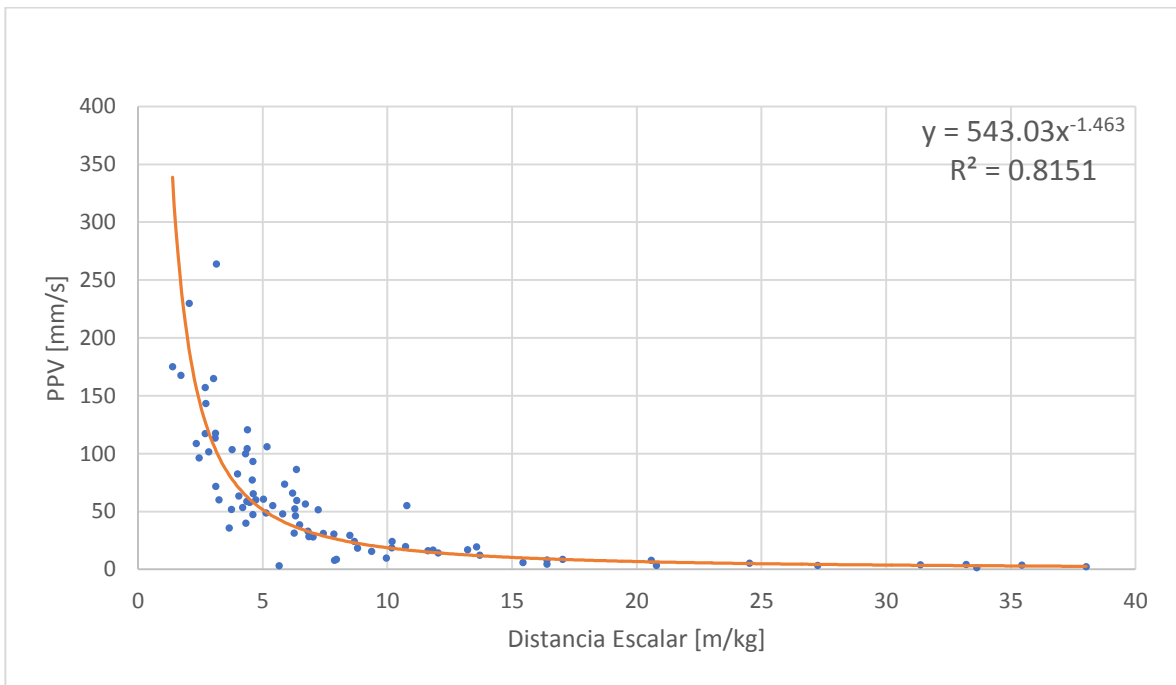


ILUSTRACIÓN 44. GRÁFICO CAMPO LEJANO SIN FILTRAR CON VERTEX 970.

8.2.3 Ilustraciones campo lejano con datos filtrados

En esta sección se presenta los gráficos correspondientes a los resultados obtenidos mediante el modelo de Devine. Los datos utilizados en el modelo han sido seleccionados, eliminando los datos *outlayer*.

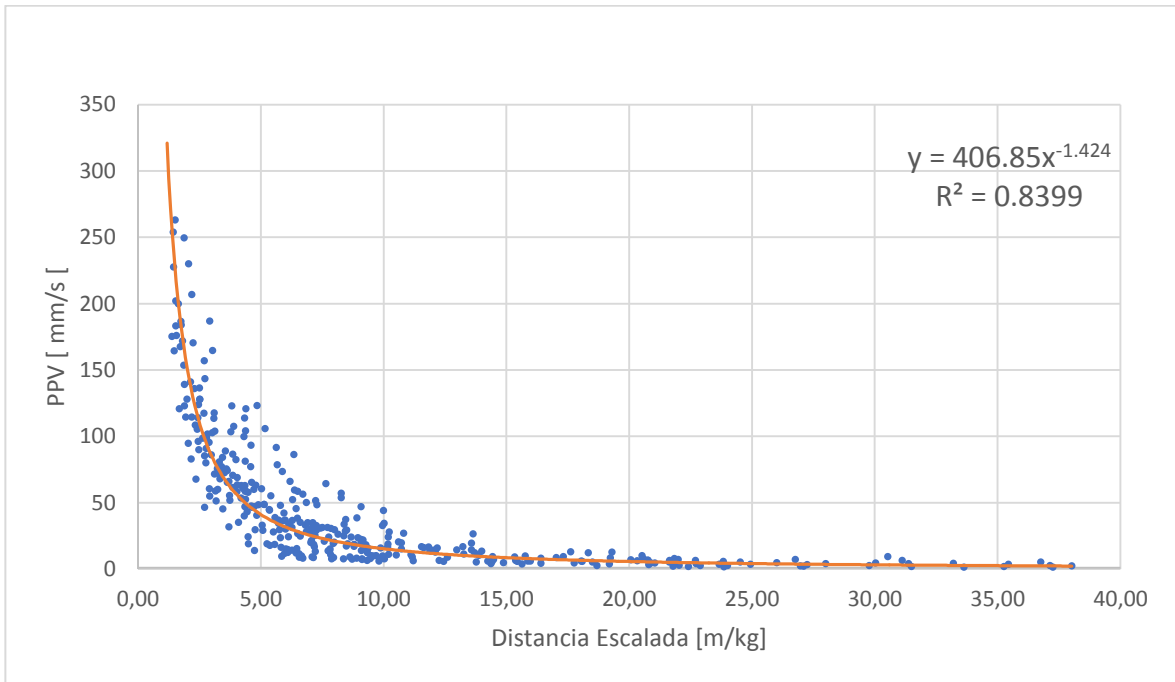


ILUSTRACIÓN 45. CAMPO LEJANO TODA LA MINA >45 [M].

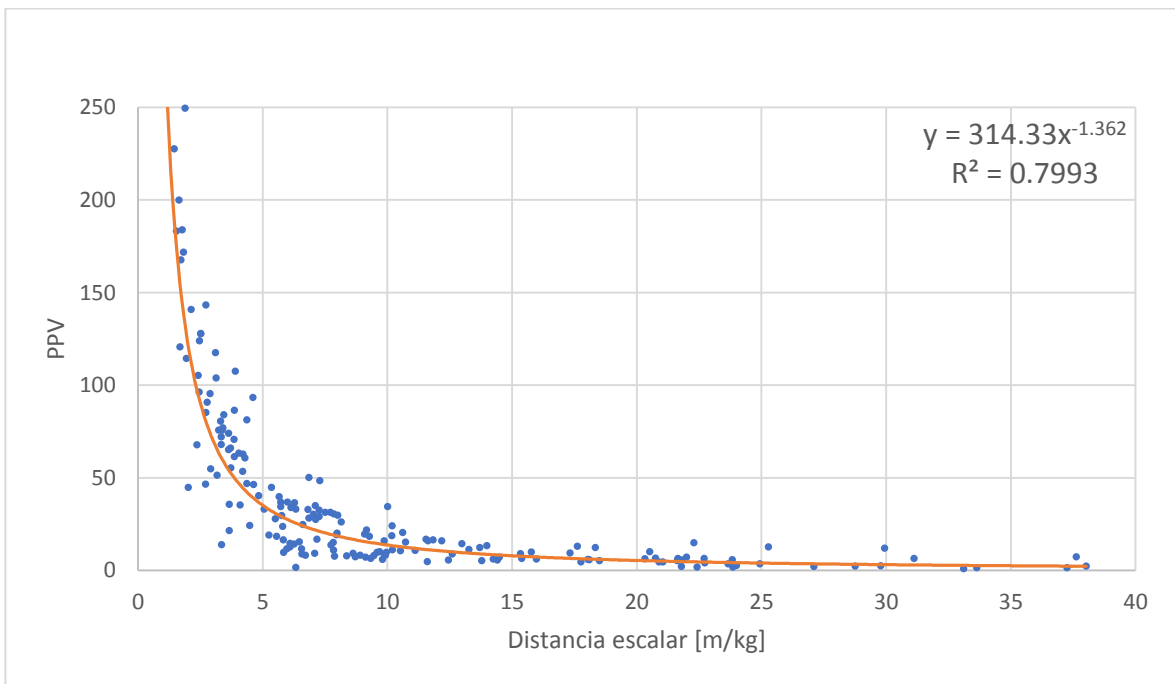


ILUSTRACIÓN 46. GRÁFICO CAMPO LEJANO EN FASE 10.

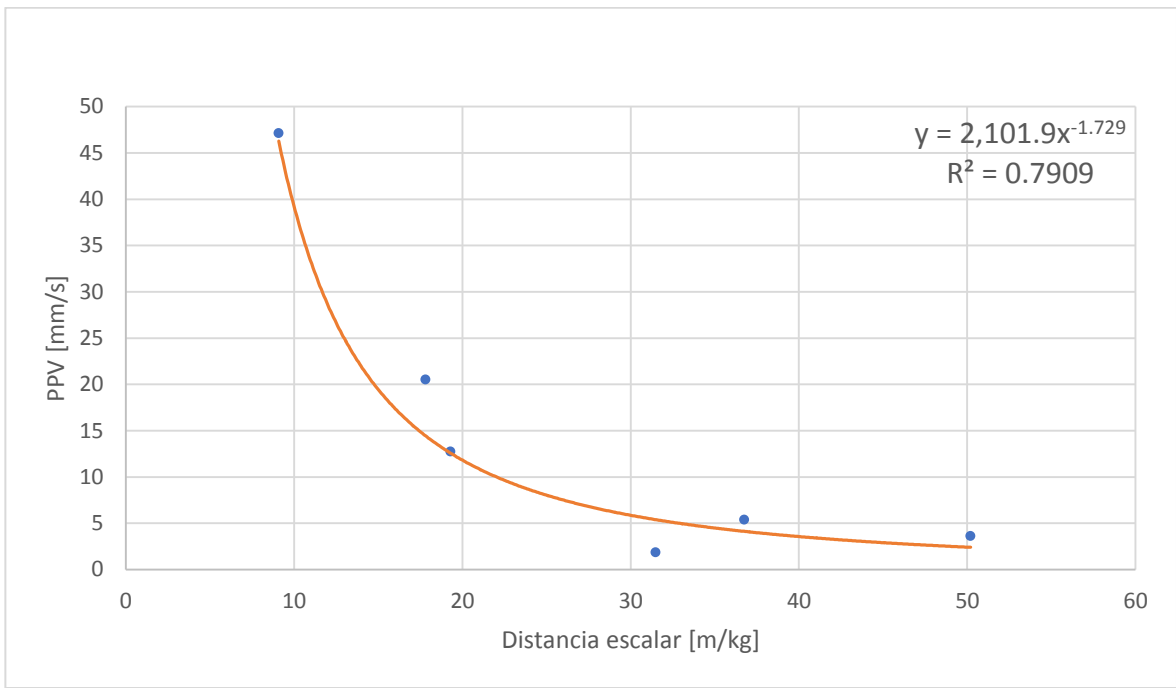


ILUSTRACIÓN 47. GRÁFICO CAMPO LEJANO EN FASE 11.

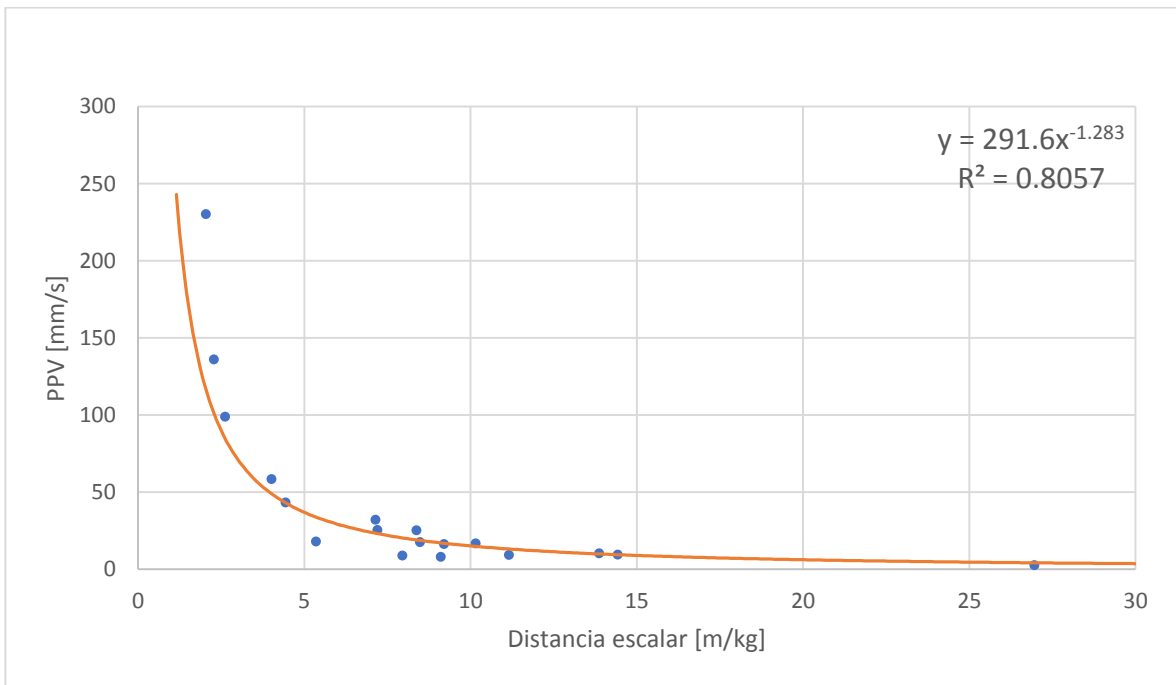


ILUSTRACIÓN 48. GRÁFICO CAMPO LEJANO EN FASE 9.

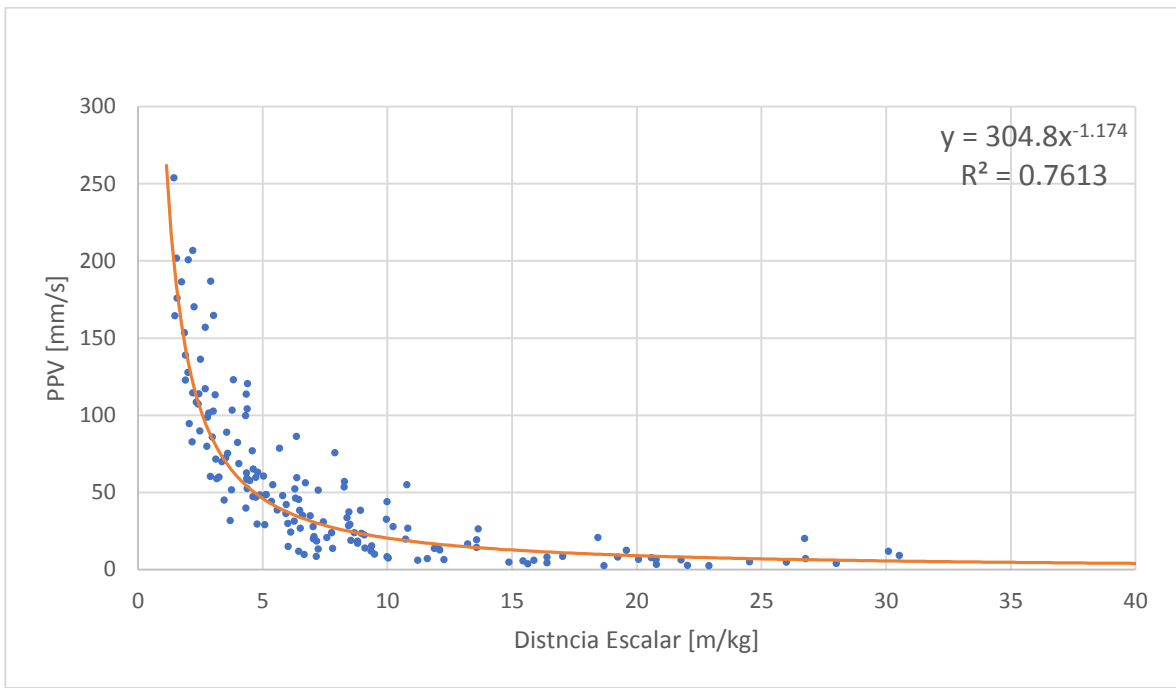


ILUSTRACIÓN 49. GRÁFICO CAMPO LEJANO EN FASE 7.

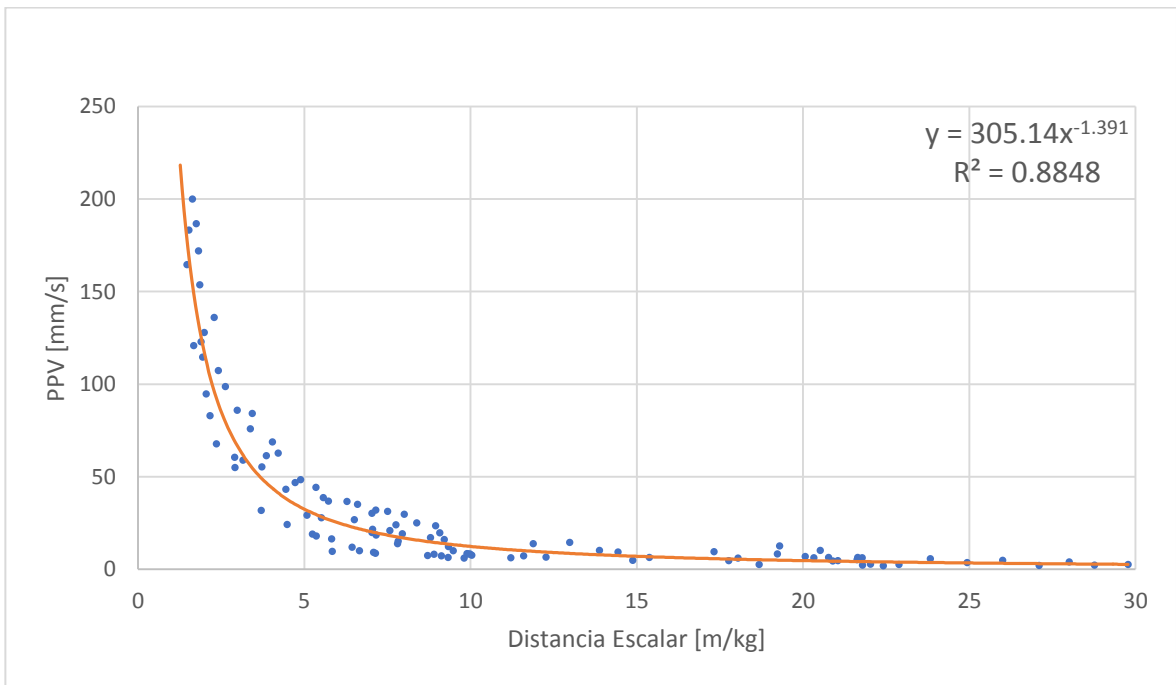


ILUSTRACIÓN 50. GRÁFICO CAMPO LEJANO CON BLENDX 950.

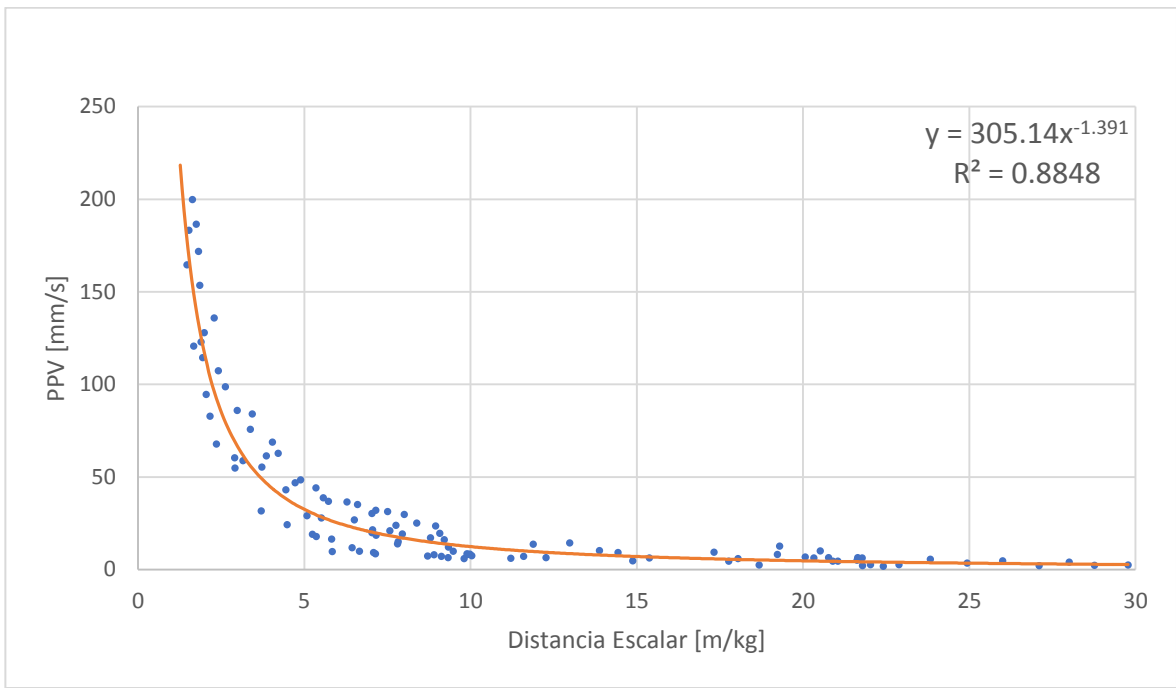


ILUSTRACIÓN 51. GRÁFICO CAMPO LEJANO CON BLENDIX 950.

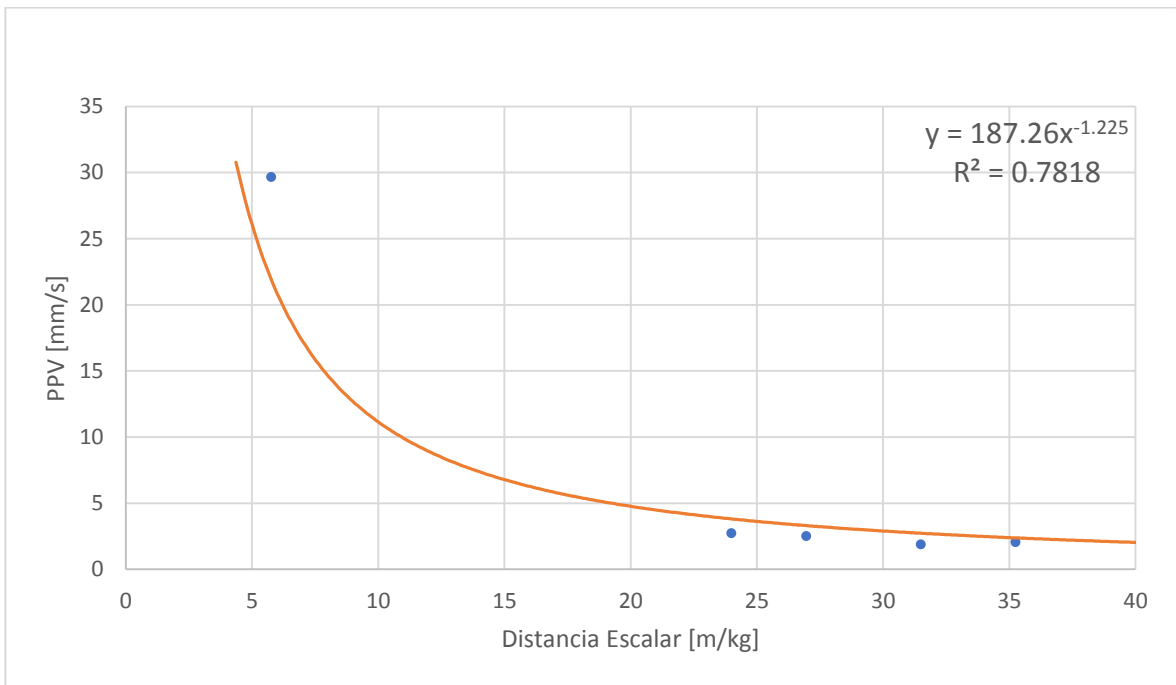


ILUSTRACIÓN 52. GRÁFICO CAMPO LEJANO CON BLENDIX 930.

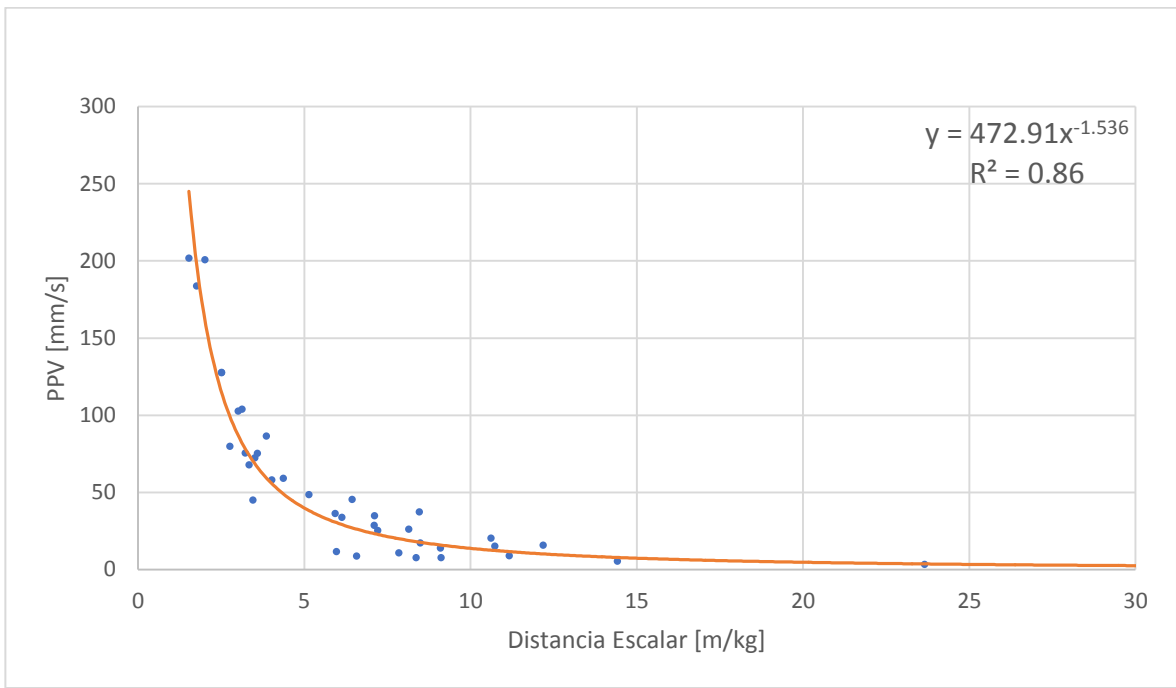


ILUSTRACIÓN 53. GRÁFICO CAMPO LEJANO CON VERTEX 950.

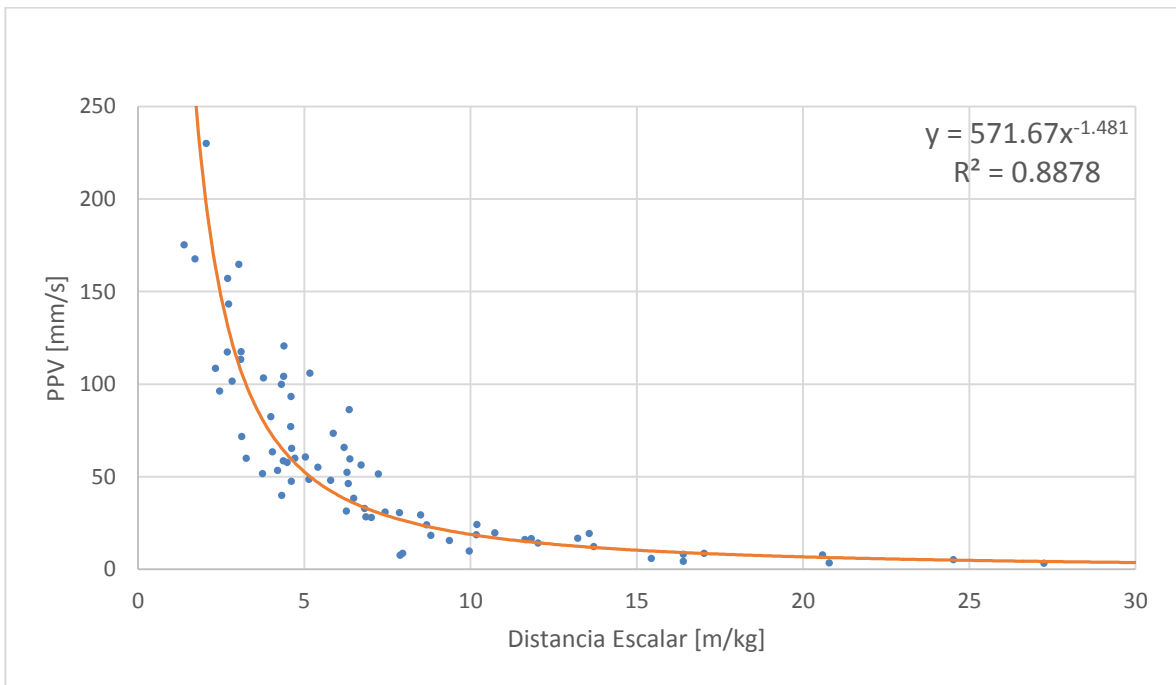


ILUSTRACIÓN 54. GRÁFICO CAMPO LEJANO CON VERTEX 970.

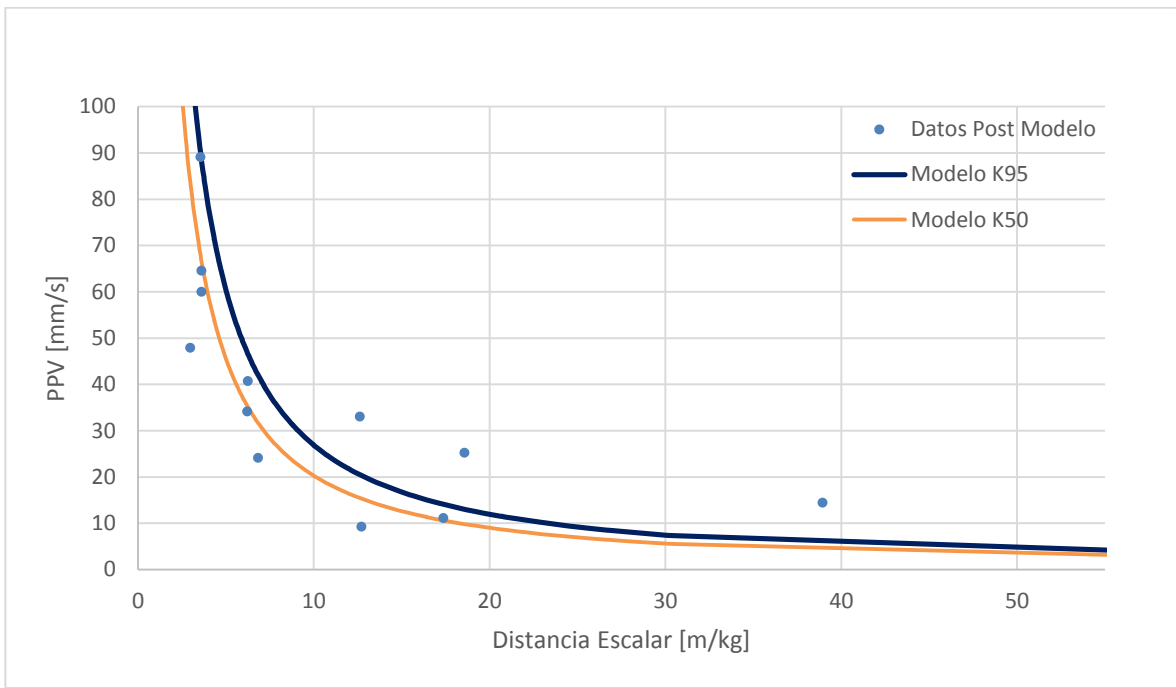


ILUSTRACIÓN 55. MODELO CAMPO LEJANO FASE 7, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

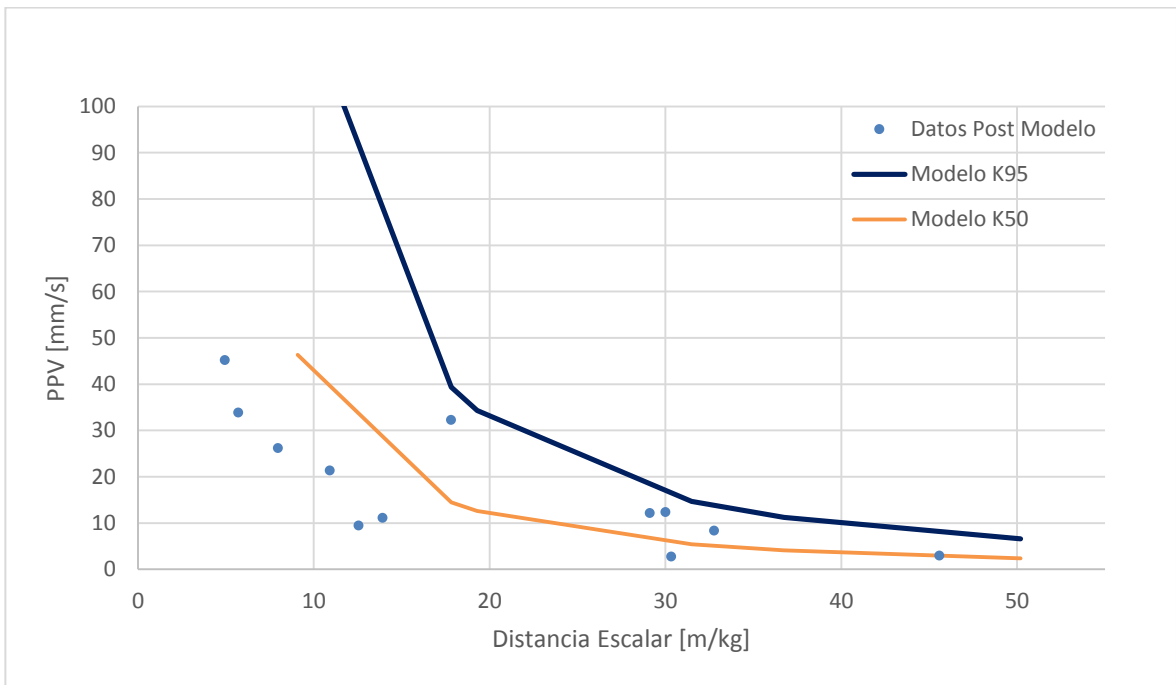


ILUSTRACIÓN 56. MODELO CAMPO LEJANO FASE 11, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

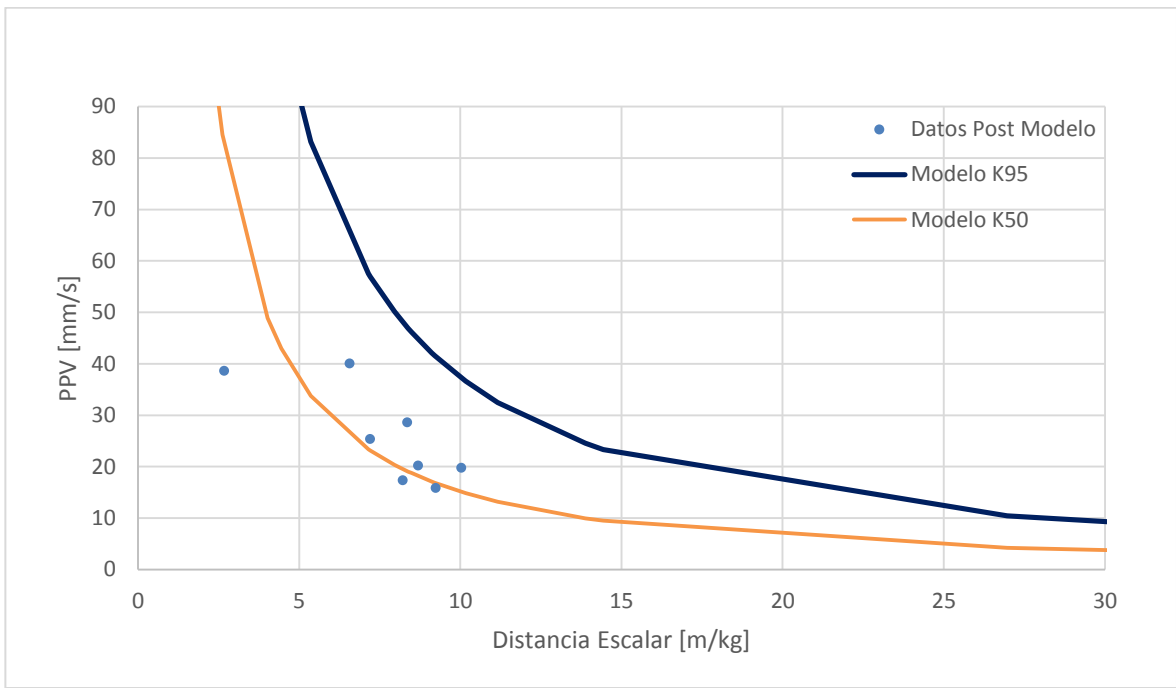


ILUSTRACIÓN 57. MODELO CAMPO LEJANO FASE 9, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

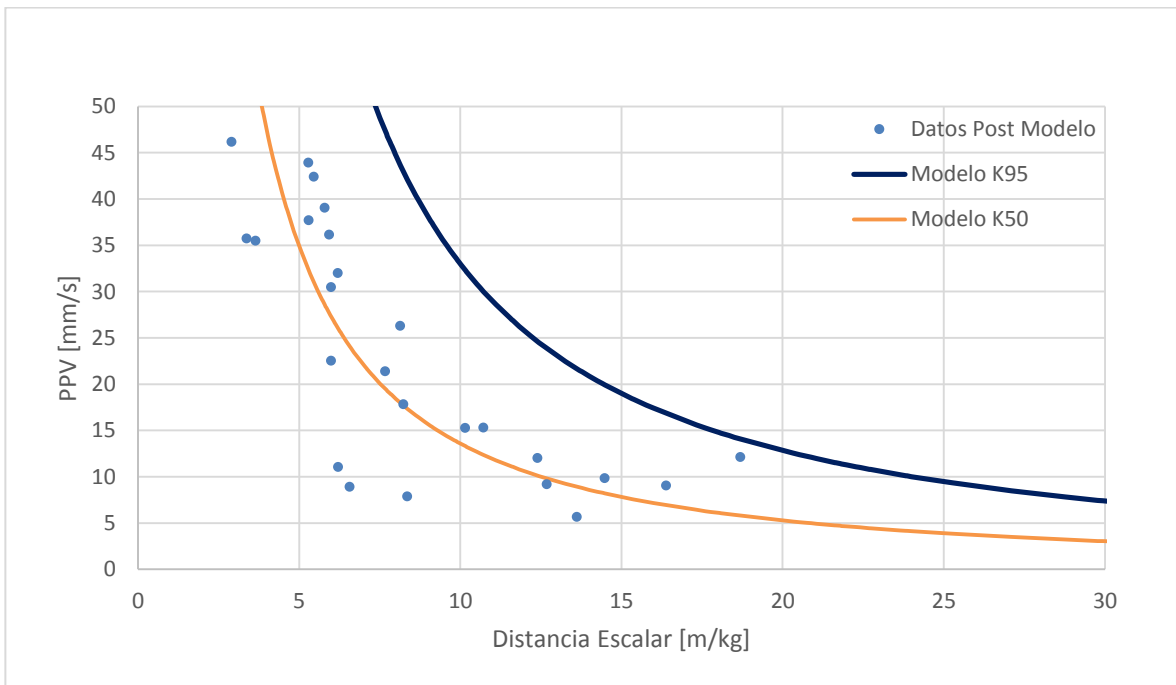


ILUSTRACIÓN 58. MODELO CAMPO LEJANO FASE 10, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

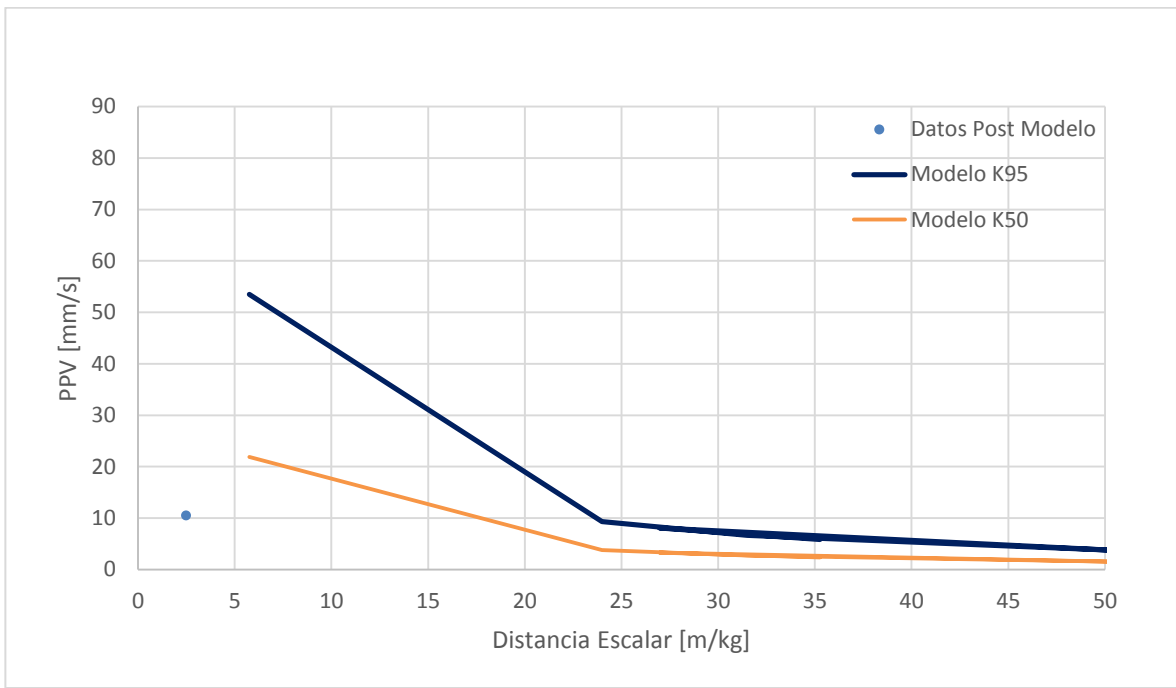


ILUSTRACIÓN 59. MODELO CAMPO LEJANO BLENDX 930, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

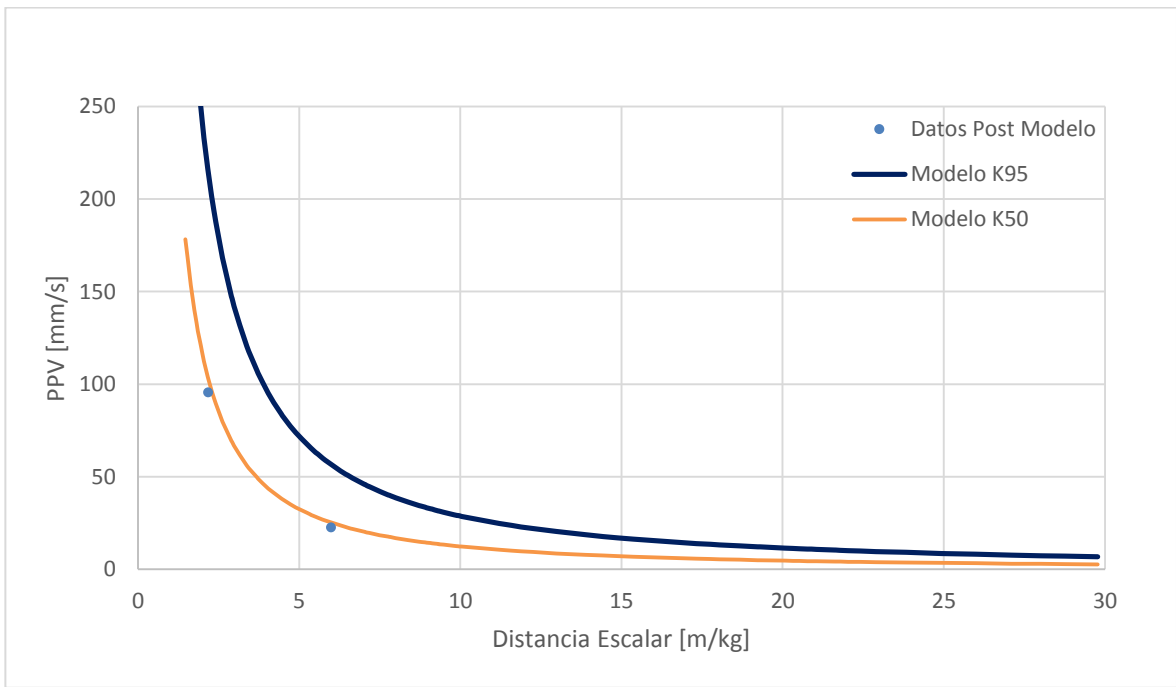


ILUSTRACIÓN 60. MODELO CAMPO LEJANO BLENDX 950, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

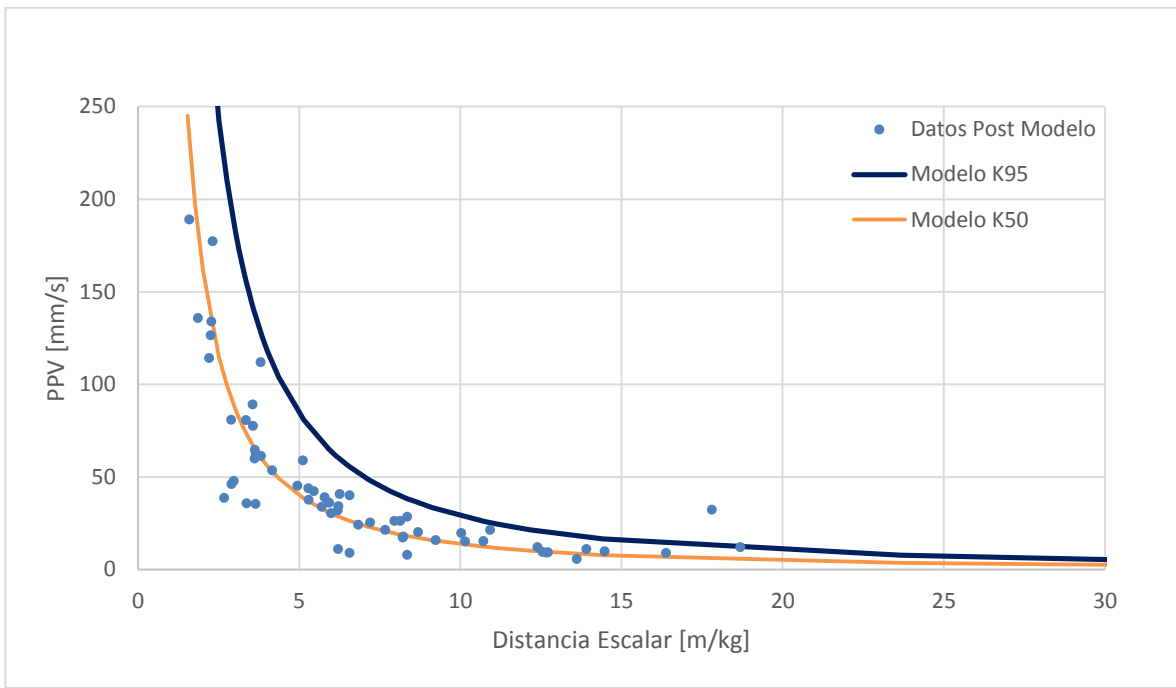


ILUSTRACIÓN 61. MODELO CAMPO LEJANO VERTEX 950, K95, K50 Y DATOS POST MODELO.

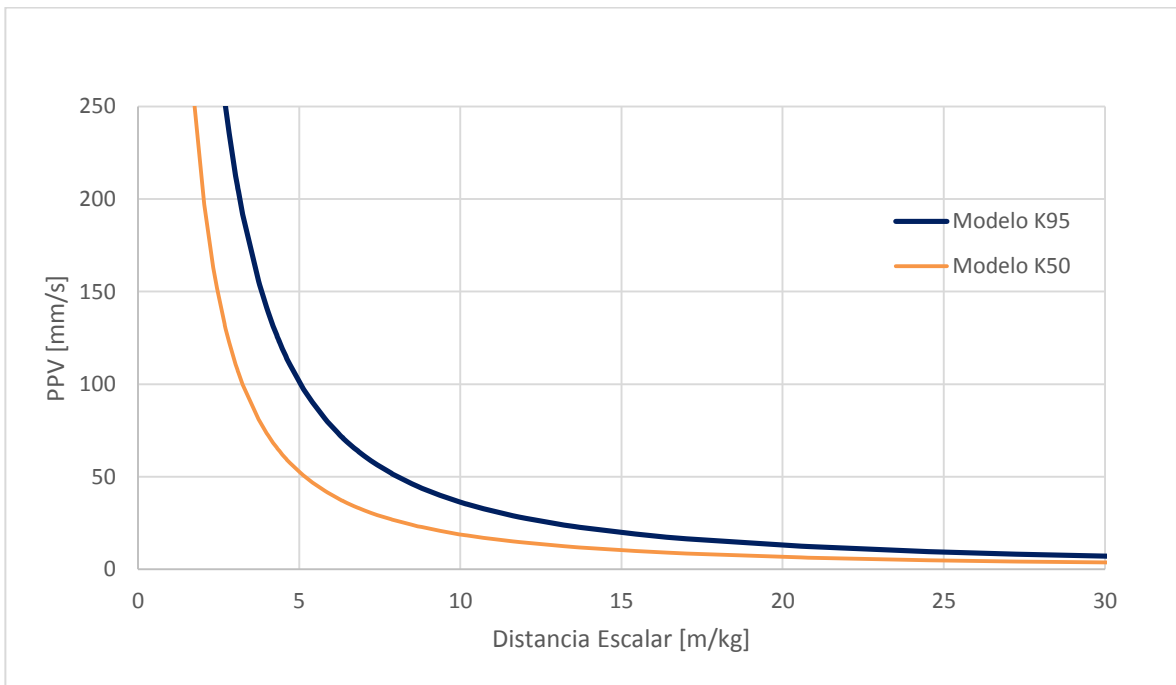


ILUSTRACIÓN 62. MODELO CAMPO LEJANO VERTEX 970, K95 Y K50.

8.2.4 Ilustraciones estimaciones

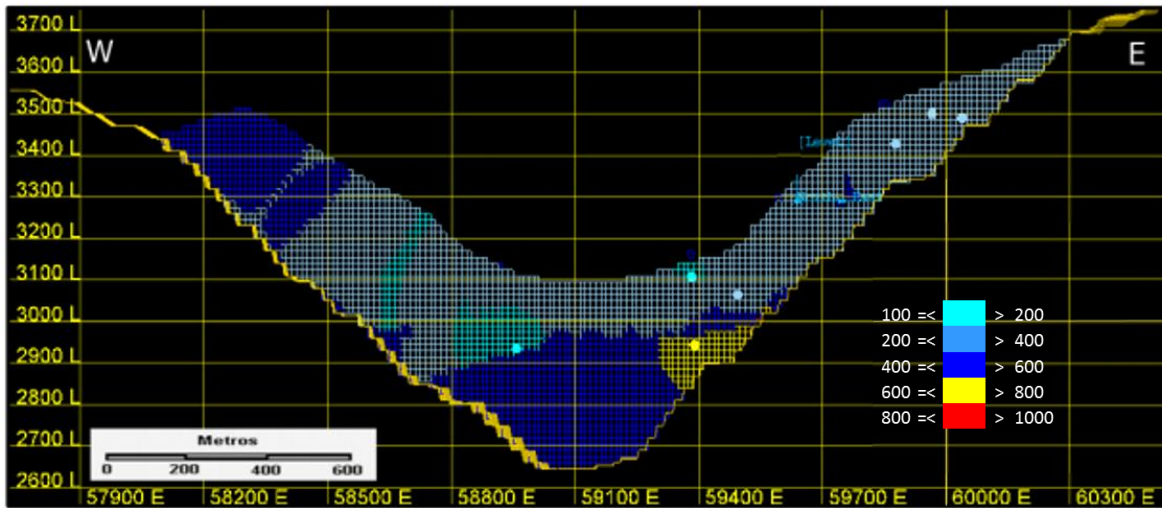


ILUSTRACIÓN 63. VISTA DE PERFIL DE LA VALIDACIÓN DEL MODELO DE ESTIMACIÓN, SECCIÓN 89,840.

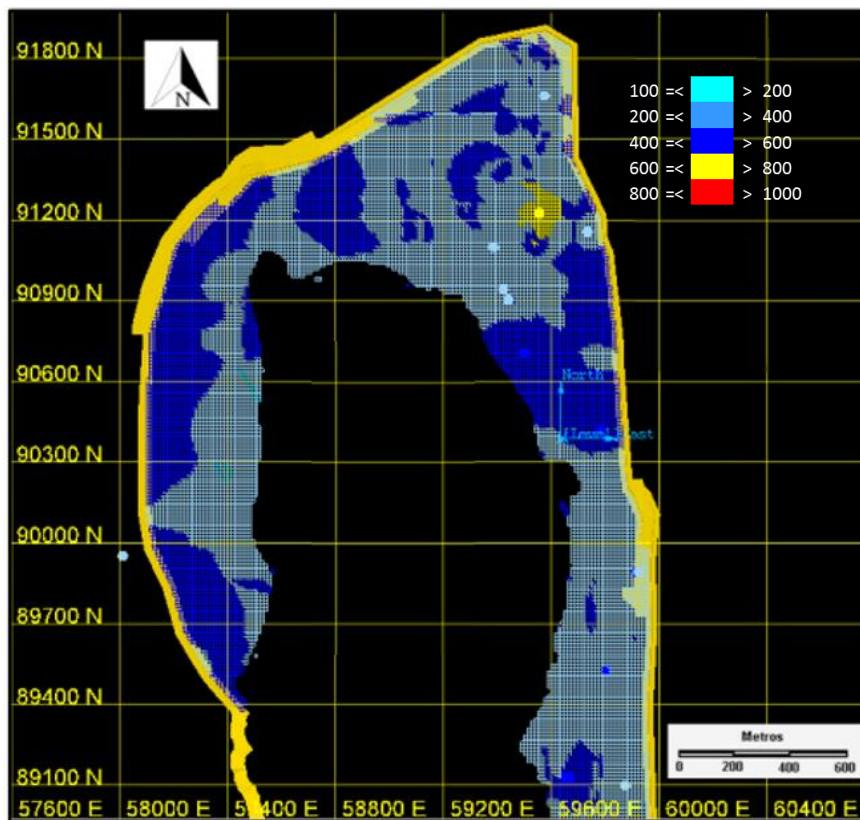


ILUSTRACIÓN 64. VISTA EN PLANTA DE LA VALIDACIÓN DEL MODELO DE BLOQUE, COTA 3360.

8.2.5 Ilustraciones diseño ENAEX

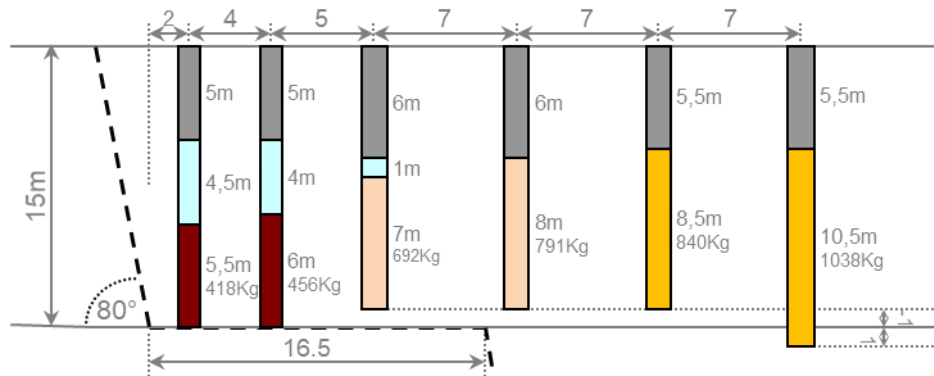


ILUSTRACIÓN 65. DISEÑO DE DISTANCIA DE POZOS Y DE CARGA PARA LA UGT 1 (MANUAL DE DISEÑO POR UGT, OCTUBRE 2018, REALIZADA POR ENAEX PARA MINERA LOS PELAMBRES).

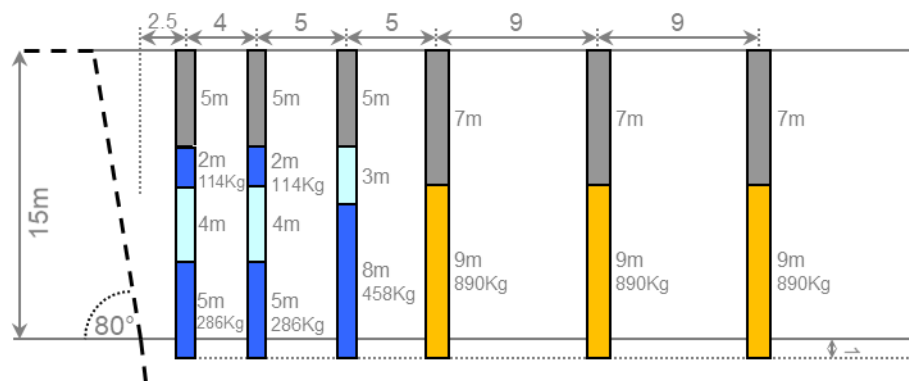


ILUSTRACIÓN 66. DISEÑO DE DISTANCIA DE POZOS Y DE CARGA PARA LA UGT 2 (MANUAL DE DISEÑO POR UGT, OCTUBRE 2018, REALIZADA POR ENAEX PARA MINERA LOS PELAMBRES).

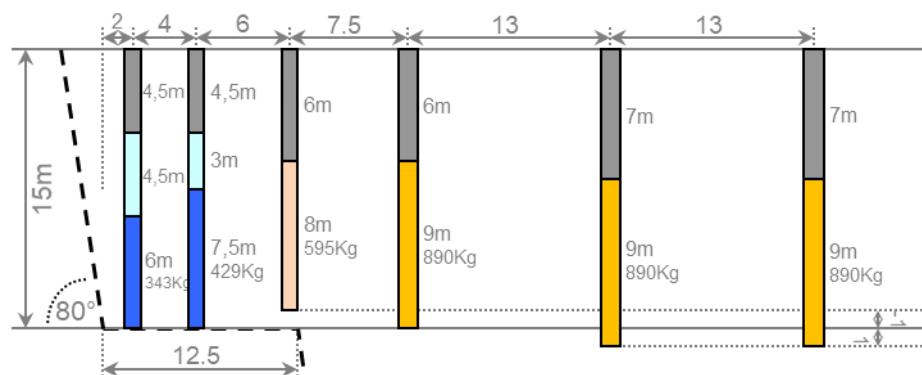


ILUSTRACIÓN 67. DISEÑO DE DISTANCIA DE POZOS Y DE CARGA PARA LA UGT 3 (MANUAL DE DISEÑO POR UGT, OCTUBRE 2018, REALIZADA POR ENAEX PARA MINERA LOS PELAMBRES).

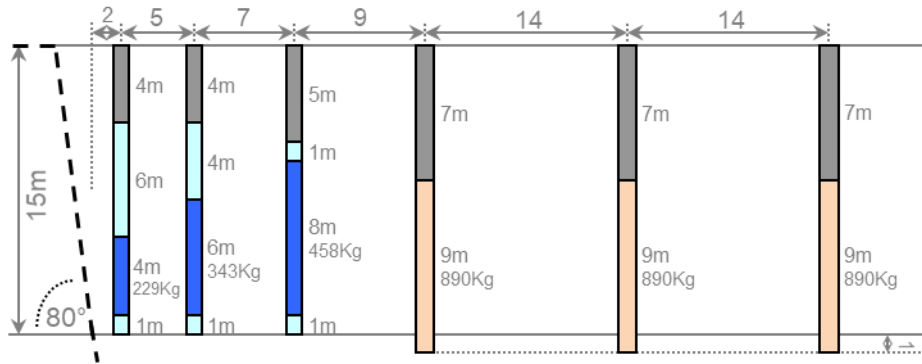


ILUSTRACIÓN 68. DISEÑO DE DISTANCIA DE POZOS Y DE CARGA PARA LAS UGT 5 Y 6 (MANUAL DE DISEÑO POR UGT, OCTUBRE 2018, REALIZADA POR ENAEX PARA MINERA LOS PELAMBRES).

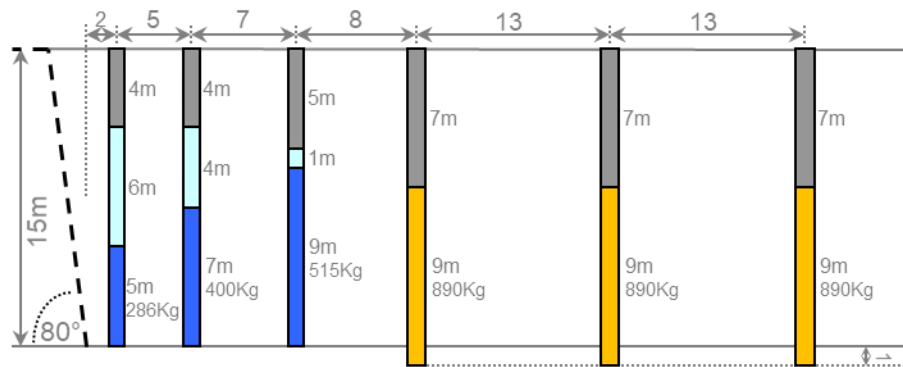


ILUSTRACIÓN 69. DISEÑO DE DISTANCIA DE POZOS Y DE CARGA PARA LA UGT 9 (MANUAL DE DISEÑO POR UGT, OCTUBRE 2018, REALIZADA POR ENAEX PARA MINERA LOS PELAMBRES).

8.3 Anexos capítulo 4, tablas

8.3.1 Tablas campo cercano

TABLA 16. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 1.

FACTORES	UGT 1
K modelo	722.42
K ajustado 95[%] de conf.	987.97
α	0.4175
β	0.8349

TABLA 17. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 2.

FACTORES	UGT 2
K modelo	407.90
K ajustado 95[%] de conf.	484.40
α	0.7275
β	1.4550

TABLA 18. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 3.

FACTORES	UGT 3
K modelo	638.68
K ajustado 95[%] de conf.	753.55
α	0.9514
β	1.9027

TABLA 19. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 5.

FACTORES	UGT 5
K modelo	274.11
K ajustado 95[%] de conf.	389.49
α	0.6606
β	1.3212

TABLA 20. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 6.

FACTORES	UGT 6
K modelo	918.14
K ajustado 95[%] de conf.	1,409.71
α	0.7590
β	1.5180

TABLA 21. FACTORES CAMPO CERCANO UGT 9.

FACTORES	UGT 9
K modelo	275.40
K ajustado 95[%] de conf.	309.24
α	0.9572
β	1.9145

8.3.2 Tablas campo lejano sin filtrar

TABLA 22. FACTORES CAMPO LEJANO TODA LA MINA SIN FILTRAR.

FACTORES	TODA LA MINA
K modelo	348.56
α	1.33
R ² [%]	76.56

TABLA 23. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 10 SIN FILTRAR.

FACTORES	FASE 10 S/F
K modelo	283.13
α	1.28
R ² [%]	74.46

TABLA 24. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 11 SIN FILTRAR.

FACTORES	FASE 11 S/F
K modelo	1,029
α	1.41
R ² [%]	40.35

TABLA 25. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 9 SIN FILTRAR.

FACTORES	FASE 9 S/F
K modelo	1,029
α	1.41
R ² [%]	40.35

TABLA 26. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 7 SIN FILTRAR.

FACTORES	FASE 7 S/F
K modelo	441.90
α	1.40
R ² [%]	80.46

TABLA 27. FACTORES CAMPO LEJANO BLENDIX 950 SIN FILTRAR.

FACTORES	BLENDIX 950 S/F
K modelo	299.11
α	1.35
R ² [%]	86.56

TABLA 28. FACTORES CAMPO LEJANO BLENDIX 930 SIN FILTRAR.

FACTORES	BLENDIX 930 S/F
K modelo	71.91
α	0.95
R ² [%]	39.56

TABLA 29. FACTORES CAMPO LEJANO VERTEX 950 SIN FILTRAR.

FACTORES	VERTEX 950 S/F
K modelo	471.19
α	1.50
R ² [%]	83.09

TABLA 30. FACTORES CAMPO LEJANO VERTEX 930 SIN FILTRAR.

FACTORES	VERTEX 930 S/F
K modelo	1,029
α	1.41
R ² [%]	40.35

8.3.3 Tablas campo lejano con datos filtrados

TABLA 31. FACTORES CAMPO LEJANO TODA LA MINA.

FACTORES	TODA LA MINA
K modelo	406.85
α	1.42
R ² [%]	83.99

TABLA 32. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 10.

FACTORES	FASE 10
K modelo	314.33
α	1.36
R ² [%]	79.93

TABLA 33. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 11.

FACTORES	FASE 11
K modelo	2,101.90
α	1.72
R ² [%]	79.09

TABLA 34. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 9.

FACTORES	FASE 9
K modelo	291.60
α	1.28
R ² [%]	80.57

TABLA 35. FACTORES CAMPO LEJANO FASE 7.

FACTORES	FASE 7
K modelo	304.80
α	1.17
R ² [%]	76.13

TABLA 36. FACTORES CAMPO LEJANO BLENDIX 950.

FACTORES	BLENDIX 950
K modelo	305.14
α	1.39
R ² [%]	88.48

TABLA 37. FACTORES CAMPO LEJANO BLENDIX 930.

FACTORES	BLENDIX 930
K modelo	187.26
α	1.22
R ² [%]	78.18

TABLA 38. FACTORES CAMPO LEJANO VERTEX 950.

FACTORES	VERTEX 950
K modelo	472.91
α	1.53
R ² [%]	86.00

TABLA 39. FACTORES CAMPO LEJANO VERTEX 970.

FACTORES	VERTEX 970
K modelo	571.67
α	1.48
R ² [%]	88.78

8.3.4 Tablas de estimaciones

TABLA 40. VELOCIDAD DE PARTÍCULA ESTIMADO [M/S].

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	2,527	5,737	6,934	246,003
2	4,610	4,886	5,660	204
3	2,393	3,980	5,118	30,028
4	4,496	5,657	6,766	30,229
5	3,205	4,414	5,803	183
6	3,273	5,400	6,211	9,819
7	5,095	5,645	6,402	9,263
8	-	-	-	-
9	2,040	3,739	6,847	20,494
10	-	-	-	-
11	3,423	3,959	4,464	954
12	2,550	4,395	5,664	5,200

TABLA 41. MÓDULO DE DEFORMACIÓN DE YOUNG [GPA].

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	18	55	90	246,003
2	40	46	72	204
3	13	41	92	30,028
4	20	48	108	30,229
5	15	31	62	183
6	13	44	100	9,819
7	30	54	65	9,263
8	-	-	-	-
9	14	38	83	20,494
10	-	-	-	-
11	26	37	46	954
12	9	34	81	5,200

TABLA 42. RESISTENCIA A LA TRACCIÓN ESTIMADA [MPA]

UGT	MÍNIMO	PROMEDIO	MÁXIMO	CANTIDAD
1	2.32	4.83	13.55	246,003
2	4.24	6.61	9.11	204
3	1.75	4.61	8.12	30,028
4	3.83	6.61	9.49	30,229
5	2.62	6.01	9.67	183
6	2.51	5.67	11.36	9,819
7	2.71	3.62	5.02	9,263
8	-	-	-	-
9	0.58	2.63	8.26	20,494
10	-	-	-	-
11	8.15	11.00	14.32	954
12	2.47	4.47	8.55	5,200

TABLA 43. VELOCIDAD PEAK DE PARTÍCULA CRÍTICA [MM/S].

UGT	1/4 PPVc	PROMEDIO PPVC	4 PPVc
1	128	514	2056
2	175	700	2798
3	115	461	1842
4	204	815	3262
5	173	690	2760
6	176	704	2814
7	94	377	1510
8	-	-	-
9	64	256	1026
10	-	-	-
11	296	1184	4735
12	153	613	2450