

Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**Mejora de la fragmentación basado en análisis multivariable y redes
neuronales de los parámetros de fragmentación en minería no metálica a
tajo abierto en Arequipa**

Tesis presentada por el Bachiller:

Rodriguez Garcia, Christiam Eduardo

ORCID: 0009-0008-7945-3374

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Asesor (a):

Mg. Delgado Ponce, María Azucena

ORCID: 0000-0003-4183-2180

Arequipa - Perú

2025

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

TITULACIÓN CON TESIS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 30 de Junio del 2025

Dictamen: 015357-C-EPIM-2025

Visto el borrador del expediente 015357, presentado por:

2013246131 - RODRIGUEZ GARCIA CHRISTIAM EDUARDO

Titulado:

**MEJORA DE LA FRAGMENTACIÓN BASADO EN ANÁLISIS MULTIVARIABLE Y REDES
NEURONALES DE LOS PARÁMETROS DE FRAGMENTACIÓN EN MINERÍA NO METÁLICA A TAJO
ABIERTO EN AREQUIPA**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

Título Profesional/Título de Segunda Especialidad/Grado Académico a optar:

INGENIERO DE MINAS

**40379481 - PAREDES SALAS OMAR WILLY
DICTAMINADOR**



**40393135 - TEJADA MANDUJANO OLIVER
DICTAMINADOR**



**40885101 - ARIAS QUISPE CESAR FABIAN
DICTAMINADOR**



Mejora de la fragmentación basado en análisis multivariable y redes neuronales de los parámetros de fragmentación en minería no metálica a tajo abierto en Arequipa

INFORME DE ORIGINALIDAD

9%

INDICE DE SIMILITUD

9%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

3%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1

repositorio.unsaac.edu.pe

Fuente de Internet

1%

2

vsip.info

Fuente de Internet

1%

3

docplayer.es

Fuente de Internet

1%

4

ebin.pub

Fuente de Internet

1%

5

industrial.unmsm.edu.pe

Fuente de Internet

1%

6

idoc.pub

Fuente de Internet

1%

7

hdl.handle.net

Fuente de Internet

1%

8

bibliotecas.unsa.edu.pe

Fuente de Internet

1%

9

repositorio.unjbg.edu.pe

Dedicatoria

A mis padres Alfonso Rodríguez Rojas y Jenny García Pacheco, quiénes dieron todo por mi desarrollo y crecimiento como persona y como profesional, me transmitieron valores y enseñanzas que hoy me definen. Gracias por el amor y sacrificio de su parte para que yo pueda lograr mis objetivos.

A mis abuelos paternos y maternos, quienes forjaron mucho de mi carácter para la vida. Especialmente a Alfonso Rodríguez Chalco, quién me enseñó a jamás rendirme y fue como mi segundo padre.

A Fiorella, por su apoyo a lo largo de la elaboración de este proyecto, y quién me da apoyo día a día para continuar creciendo y mejorando.

A todas las personas que participan activamente en mi vida, y que me permiten crecer con sus consejos, experiencias, enseñanzas y apoyo.

Agradecimientos

A la Universidad Católica de Santa María, de dónde aprendí los valores inculcados a través de toda mi etapa universitaria; y hoy me permiten ejercer profesionalmente con profesionalismo, ética y moral.

Quiero agradecer profundamente a los docentes la Escuela Profesional de Ingeniería de minas de mi alma máter, quiénes a lo largo de los años de mi trayectoria académica aportaron a mi formación como profesional; y la generación de un criterio desde una perspectiva de la Ingeniería, que me acompañará para toda la vida. Quiero agradecer a mi asesora de tesis, la Ing. María Azucena Delgado Ponce por su apoyo.

Al personal del área de Extracción y Trituración de mi centro de trabajo, por darme la oportunidad de crecer profesionalmente, siempre brindándome el apoyo y respaldo para conseguir los objetivos laborales.

Epígrafe

“La batalla de la vida no siempre la gana el hombre más fuerte, o el más ligero, porque tarde o temprano, el hombre que gana es aquel que cree poder hacerlo”

Walter D. Wintle.

Resumen

La presente investigación evaluará los parámetros utilizados en el proceso de voladura de una mina no metálica de cal en el sur del Perú, en Arequipa. Busca encontrar la mejora de la fragmentación mediante el uso de un modelo predictivo óptimo, el cuál compara cuál es la desviación entre los resultados predichos de fragmentación y los resultados reales, indagando en los parámetros utilizados en la voladura; y de esta manera buscar encontrar con mayor precisión cuáles de estos parámetros son los que afectan con mayor participación en buenos o malos resultados de fragmentación; para de esta manera, poder ajustar un modelo que prediga la fragmentación con mayor precisión.

Para la predicción de la fragmentación se hará uso del modelo matemático tradicional de Kuz – Ram propuesto por Cunningham en 1983, y para la medición de la fragmentación real se evaluará por distintas zonas en el muckpile mediante fotografía digital, obteniendo varias curvas granulométricas para un solo frente, del cual se tomará un promedio para el X50 de la voladura en general.

Al correlacionar cuáles son los parámetros; como el Burden, Espaciamiento, Sobre perforación, Longitud de stemming, Diámetro del taladro, Factor de carga, entre otros; que juegan un rol más decisivo en la fragmentación de la voladura, se ajustarán los parámetros reales en la operación; en búsqueda de esta fragmentación mejorada que nos permite optimizar los procesos subsiguientes como el carguío, acarreo y trituración.

Palabras clave: Análisis multivariable, Kuz – Ram, Taco.

Abstract

This research project will evaluate the parameters used in the blasting process in a quarry located in southern Peru, in the city of Arequipa. The aim is to find an improvement in fragmentation through an optimal model which compares deviation between predicted results and real results, this way looking closely at the parameters used and trying to find with accuracy which of these affects positively or negatively in fragmentation results. Finally, it adjusts a model that predicts fragmentation with a high accuracy.

To predict fragmentation, it will use the mathematical traditional model Kuz – Ram proposed by Cunningham in 1983, and to measure real fragmentation it will evaluate different zones in the muckpile through digital photography, this will provide us several granulometric curves for one blast, from this it will take an average to get X50 of blasting.

When we correlate which of these parameters, like Burden, Spacing, subdrilling, stemming length, hole diameter, powder factor, and others, which influence more importantly in blasting fragmentation, therefore the real parameters will have to be reevaluated and modified to achieve better results. Finally, we can optimize the following processes like loading, hauling and crushing.

Keywords: Multivariate analysis, Kuz – Ram, Stemming.

ÍNDICE

Dedicatoria	
Agradecimientos	
Epígrafe	
Resumen	
Abstract	
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	2
PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	2
1. PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.1. Planteamiento del problema	3
1.2. Objetivos	5
1.2.1. Objetivo general	5
1.2.2. Objetivos específicos	5
1.3. Línea de investigación	6
1.4. Preguntas de la investigación	6
1.4.1. Pregunta principal	6
1.4.2. Preguntas secundarias	6
1.5. Aporte del desarrollo de tesis	6
CAPÍTULO II	8
FUNDAMENTOS TEÓRICOS	8
1.1. Estado del Arte	9
1.2. Bases teóricas de la investigación	12
1.2.1. Modelos matemáticos utilizados para cálculos de voladura	12
1.2.2. Proceso de rotura de la roca	16
1.2.3. Características de roca que afectan el comportamiento del explosivo	20
1.2.4. Parámetros geométricos involucrados en el proceso de voladura	24
1.2.5. Fragmentación de roca e influencia en subprocesos posteriores	35
1.2.6. Modelos tradicionales para la predicción de la fragmentación de roca	40
1.2.6.1. Modelo de Julius Kruttschnitt Mineral Research centre (modelo JKMRC)	40
1.2.6.1.1. Modelo de la zona de trituración (CZM)	41
1.2.6.1.2. Modelo de los dos componentes (TCM)	44
1.2.6.2. Función SWEBREC	46
1.2.6.3. Modelo matemático Kuz – Ram para la predicción de la fragmentación	47
1.2.7. Análisis multivariable	51
1.2.7.1. Regresión lineal múltiple (MVR)	51
1.2.8. Redes neuronales artificiales (ANN)	53
1.2.8.1. Concepto	53
1.2.8.2. Estructura de una red neuronal multicapa – (MLP)	54
1.2.8.3. Funciones de activación – backpropagation	55
1.2.9. Valores de medición estadística	57
1.2.9.1. Coeficiente de determinación	57
1.2.9.2. MAE – Error Absoluto Medio	58
1.2.9.3. RMSE – error cuadrático medio	58

CAPÍTULO III.....	59
DESARROLLO METODOLÓGICO	59
3.1. Alcances y Limitaciones	60
3.1.1. Alcances.....	60
3.1.2. Limitaciones.....	60
3.2. Hipótesis.....	60
3.2.1. Hipótesis general.....	60
3.2.2. Hipótesis específicas	60
3.2.3. Variables independientes	61
3.2.4. Variables dependientes	61
3.3. Tipo y diseño de la investigación	62
3.3.1. Tipo de investigación	62
3.3.2. Nivel de investigación.....	62
3.4. Población y muestra o universo	62
3.4.1. Población.....	62
3.4.2. Geología.....	64
3.4.2.1. Geología local.....	64
3.4.2.1.1. Grupo Yura – Miembro Hualhuani (Ki - Hu).....	64
3.4.2.1.2. Formación arcuquina	64
3.4.2.1.3. Grupo Murco	64
3.4.2.1.4. Grupo Tacaza (PN – TA).....	65
3.4.2.2. Geología estructural.....	65
3.4.2.2.1. Plegamientos.....	65
3.4.2.3. Geología del depósito	68
3.4.2.3.1. Zona C2	68
3.4.2.3.2. Zona C3	68
3.4.2.3.3. Zona C4	69
3.4.3. Muestra	70
3.5. Métodos, técnicas e instrumentos para la recolección de datos.....	71
3.5.1. Medición de fragmentación de las voladuras mediante Wipfrag	71
3.5.2. Recopilación en una base de datos de todas las variables analizadas.....	74
3.5.3. Modelo de Kuz – Ram y determinación de fragmentación predicha	75
3.5.4. Análisis estadístico para el MVR en SPSS Statistics	76
3.5.4.1. Matriz de dispersión (Scatterplot).....	76
3.5.4.2. Evaluación de correlaciones	77
3.5.4.3. Análisis de varianza y covarianzas	80
3.5.4.4. BOX PLOT.....	82
3.5.5. Modelo de análisis multivariante de regresión múltiple y determinación de fragmentación predicha.....	83
3.5.6. Modelo de redes neuronales y determinación de fragmentación predicha.....	85
3.5.6.1. Configuración de la red neuronal.....	85
3.5.6.2. Entrenamiento de una red neuronal supervisadora y de Back Propagation con la base de datos en Matlab.....	87
3.5.7. Predicción de 10 nuevas voladuras para reducción de la fragmentación	91
3.5.7.1. Modificación en los parámetros de voladura en oficina	91
CAPÍTULO IV.....	93
RESULTADOS Y DISCUSIONES	93
3.1. ANÁLISIS DEL MODELO CONVENCIONAL KUZ – RAM	94
3.2. ANÁLISIS DEL MODELO MULTIVARIABLE DE REGRESIÓN MÚLTIPLE	96

3.3.	ANÁLISIS DEL MODELO DE REDES NEURONALES.....	98
3.4.	COMPARATIVA DE LOS MODELOS EVALUADOS.....	100
3.4.1.	INDICADORES ESTADÍSTICOS (KUZ-RAM vs MVR vs ANN)	100
3.5.	APLICACIÓN DEL MODELO ÓPTIMO PARA REDUCCIÓN DEL X50 DE LA FRAGMENTACIÓN EN 10 PROYECTOS DE VOLADURA	100
3.5.1.	PREDICCIONES DEL X50 DE LAS 7 VOLADURAS MODIFICADAS	101
3.5.2.	COMPARATIVA FRAGMENTACIÓN PREDICHA INICIAL VS FRAGMENTACIÓN PREDICHA CON MODIFICACIONES VS FRAGMENTACIÓN REAL.....	106
	CONCLUSIONES	109
	RECOMENDACIONES.....	110
	REFERENCIAS.....	111
	ANEXOS	114
	ANEXO 1: CAPACITACIÓN SOBRE MEDICIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN, EQUIPO DE ENAEX.	114
	ANEXO 2: PLANTILLA CÁLCULO DEL MODELO PREDICTIVO KUZ – RAM VOLADURA N° 02... ..	115
	ANEXO 3: FOTOGRAFÍA FRENTE A VOLAR EN NV. 4740 PIT I EXT – VOLADURA N° 17.....	116
	ANEXO 4: FOTOGRAFÍA PARTE INF. CENTRO DEL MUCKPILE – VOLADURA N° 17.....	117
	ANEXO 5: PLANTILLA DIFERENTES FOTOGRAFÍAS EVALUADAS DEL MUCKPILE PARA DETERMINACIÓN DE FRAGMENTACIÓN REAL – VOLADURA N° 29.	118
	ANEXO 6: PLANTILLA REPORTE DE VOLADURA EN LA OPERACIÓN MINERA – VOLADURA N° 34.	119
	ANEXO 7: PLANTILLA REPORTE DE VOLADURA EN LA OPERACIÓN MINERA – VOLADURA N° 02.	120
	ANEXO 8: FOTOGRAFÍA FRENTE A VOLAR EN NV. 4800 PIT I EXT – VOLADURA N° 15.....	121
	ANEXO 9: FOTOGRAFÍA PARTE INF. IZQUIERDA DEL MUCKPILE – VOLADURA N° 15.....	122
	ANEXO 10: MEDICIÓN DE LONGITUD DEL TACO EN CAMPO, JUNTO AL EQUIPO DE ENAEX. .	123

Índice de tablas

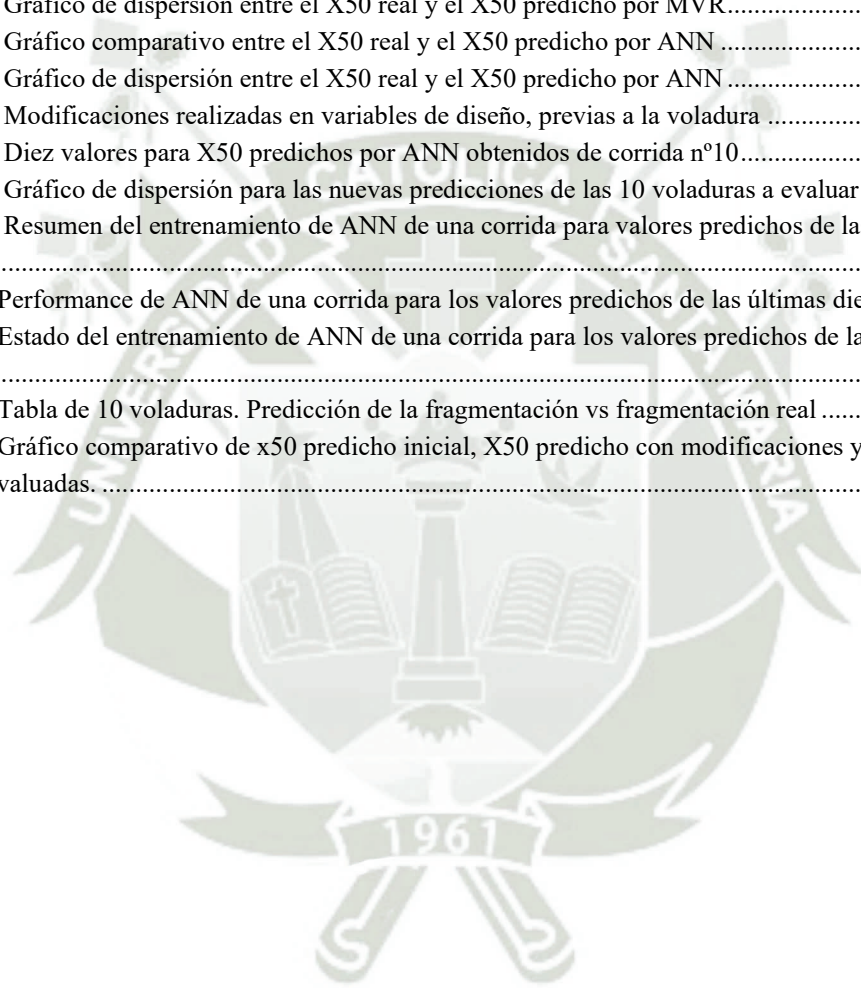
Tabla 1. Ejemplo de consumo de energía y costos para minerales duros.....	5
Tabla 2. Modelos matemáticos propuestos para el diseño de voladura.....	12
Tabla 3. Variables independientes y dependientes.....	61
Tabla 4. Correlaciones entre las variables.....	78
Tabla 5. Covarianzas entre las variables	81
Tabla 6. Configuración de la red neuronal	85
Tabla 7. Comparativa de los 3 modelos respecto a $SU R^2$, MAE Y RMSE	100
Tabla 8. Tabla reducción de la fragmentación de las 10 voladuras evaluadas.	107



Índice de figuras

Figura 1. Proceso de rotura de la roca.....	17
Figura 2. Fenómenos físicos en la voladura de roca	19
Figura 3. Cavernas en un macizo rocoso y uso correcto de explosivo.....	20
Figura 4. Voladuras con sobre excavación.....	22
Figura 5. Cara libre que coincide con plano estratificación	22
Figura 6. Cambios litológicos en campo.....	23
Figura 7. ANFO en presencia de agua (grumos) después de voladura.....	24
Figura 8. Parámetros geométricos de un banco. Vista en planta de una fila de taladros.	25
Figura 9. Influencia de la perforación y de las discontinuidades en los sobre tamaños	26
Figura 10. Zonas de baja productividad para palas eléctricas	27
Figura 11. Estados de flexión de un banco con distintas relaciones H/B	29
Figura 12. Taladros inclinados.....	29
Figura 13. Comportamiento de la onda en taladros inclinados	30
Figura 14. Banco de perfil irregular.....	32
Figura 15. Inclinación de taladros respecto a la sobre perforación	32
Figura 16. Dimensión del burden en función al diámetro de perforación	33
Figura 17. Problemas que conlleva no considerar el espaciamiento adecuado	34
Figura 18. Problemas que conlleva sobre considerar el espaciamiento.....	35
Figura 19. Diagrama del Sistema general de fragmentación Mine to mill	36
Figura 20. Inputs de fragmentación para la evaluación de los resultados de voladura.....	38
Figura 21. El efecto de la fragmentación en los costos individuales y general de las operaciones	39
Figura 22. Punto de unión entre curva de finos-gruesos y Kuz Ram	41
Figura 23. Ejemplo zona triturada alrededor de un taladro de voladura	44
Figura 24. Factor A de Cunningham.....	47
Figura 25. Curva típica de fragmentación que muestra un porcentaje retenido	51
Figura 26. Modelo no lineal de una neurona.....	54
Figura 27. Red alimentadora completamente conectada con 1 capa de entrada, 1 capa oculta y una capa de salida.	55
Figura 28. Funciones de activación de tangente hipérbola Tansig, Logsig y Purelin.	56
Figura 29. Gráfico de arquitectura utilizada en la red neuronal	56
Figura 30. Base de datos de voladuras en centros mineros europeos utilizados en trabajos similares.....	63
Figura 31. Descripción gráfica de la creación del depósito NA	65
Figura 32. Plegamientos en los frentes de minado.....	66
Figura 33. Mapa de geología estructural de la zona.....	67
Figura 34. Zona C2 en el depósito Na.....	68
Figura 35. Zona C3 en el depósito Na.....	69
Figura 36. Zona C4 en el depósito Na.....	70
Figura 37. Frente volado en la operación minera	71
Figura 38. Análisis de la fragmentación realizado en wipfrag	72
Figura 39. Metodología para evaluación de la fragmentación real	73
Figura 40. Tabla de datos con las 40 voladuras evaluadas.....	74
Figura 41. Tabla de datos con el x50 predicho por kuz ram	75
Figura 42. Matriz de dispersión de la data con sus respectivas variables.....	76
Figura 43. Correlaciones estructurales de las variables.....	77
Figura 44. Transformación del tamaño de bloque in situ a un tamaño de bloque volado	79
Figura 45. Varianza entre las variables	80
Figura 46. Box plot de las 8 variables evaluadas para el G1	82
Figura 47. Tabla de datos con el x50 predicho por regresión múltiple	84

Figura 48. Script de la configuración de la red neuronal	86
Figura 49. Neural network training	87
Figura 50. Performance de la red neuronal que muestra la época y el MSE mínimo.....	88
Figura 51. Training state de la red neuronal: Gradiente, el mu y cheques de validación	89
Figura 52. Base de datos para predicción con redes neuronales	90
Figura 53. Tabla de 10 voladuras evaluadas para mejora de la fragmentación	91
Figura 54. Tabla con valores modificados en 7 voladuras para mejora de la fragmentación	91
Figura 55. Gráfico comparativo entre el x50 real y el x50 predicho por Kuz-Ram	94
Figura 56. Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por Kuz-Ram	95
Figura 57. Gráfico comparativo entre el x50 real y el x50 predicho por regresión multivariable.....	96
Figura 58. Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por MVR.....	97
Figura 59. Gráfico comparativo entre el X50 real y el X50 predicho por ANN	98
Figura 60. Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por ANN	99
Figura 61. Modificaciones realizadas en variables de diseño, previas a la voladura	101
Figura 62. Diez valores para X50 predichos por ANN obtenidos de corrida n°10.....	101
Figura 63. Gráfico de dispersión para las nuevas predicciones de las 10 voladuras a evaluar	102
Figura 64. Resumen del entrenamiento de ANN de una corrida para valores predichos de las últimas diez voladuras.....	103
Figura 65. Performance de ANN de una corrida para los valores predichos de las últimas diez voladuras.....	104
Figura 66. Estado del entrenamiento de ANN de una corrida para los valores predichos de las últimas diez voladuras.....	105
Figura 67. Tabla de 10 voladuras. Predicción de la fragmentación vs fragmentación real	106
Figura 68. Gráfico comparativo de x50 predicho inicial, X50 predicho con modificaciones y X50 real de las diez voladuras evaluadas.	108



INTRODUCCIÓN

La fragmentación es un factor que une todas las operaciones mineras y que influye directamente en ellas. La perforación busca encontrar precisión y simetría para un correcto carguío de los taladros, la voladura pretende ser óptima para obtener una buena fragmentación y no causar impactos ambientales; de esta manera ayudando a las operaciones subsiguientes como el carguío, acarreo, chancado y molienda. Optimizar la fragmentación genera una eficiencia del ciclo de minado para una empresa minera. Cuando se hacen predicciones de la fragmentación, por ejemplo, con el modelo matemático Kuz-Ram, lo ideal es que exista muy poca variación respecto a los valores predichos y los valores reales; y en caso no sea así, ajustar las variables de diseño de los modelos matemáticos para ser más precisos en la predicción.

En la presente tesis se evaluará los parámetros de diseño de una mina no metálica de cal a tajo abierto en Arequipa, para posteriormente realizar simulaciones en modelos con análisis multivariable y con redes neuronales; y con los parámetros reales de la mina en cuestión, de manera que los resultados de fragmentación predichos sean más precisos respecto a la fragmentación obtenida real. Los parámetros a analizar son las relaciones entre Espaciamiento/Burden, Altura de Banco/Burden, Burden/Diámetro de perforación, Longitud Stemming/Burden, Factor de Carga, Tamaño estimado de los bloques, Módulo de Young y el X50. Basados en las relaciones que tienen estos parámetros, se hará el análisis multivariante y desarrollo de redes neuronales mencionados anteriormente; y posteriormente poder corregir algunos de los parámetros estudiados para reducir el error entre lo predicho y lo real. Todo con el objetivo de obtener una mejor fragmentación, es decir, un valor cuantitativo del X50 de 0.25 m.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1. Planteamiento de la investigación

1.1. Planteamiento del problema

En la mina donde se realizó la investigación, existen problemas en la fragmentación obtenida de la voladura, el X50, tamaño promedio (50%) de los fragmentos de una voladura, está en el rango de 0.45 m hasta 0.65 m de las voladuras; esto quiere decir rocas con sobre tamaños para esta operación, el tamaño objetivo es de 0.25 m. Principalmente impacta en el atoro de rocas grandes en la chancadora primaria, la cual está diseñada para recibir tamaños como máximo de 0.6 m, sin embargo, también afecta en el proceso de carguío, acarreo y finalmente en la eficiencia del chancado. Como está demostrado en la literatura de nuestra área, un mayor trabajo en el chancado repercute en mayor consumo de energía y por tanto mayor costo.

Las posibles opciones de solución tradicional, como reducir la malla del diseño de voladura, aumentar el factor de carga, cambiar a un explosivo más potente, entre otros; no se adecuan eficientemente en esta operación. La roca extraída y chancada en las operaciones mineras de esta operación, es posteriormente calcinada, el tipo de horno utilizado en la planta no puede calcinar tamaños inferiores a los 7/8" (2,2225 cm), debido a que se generan encostramientos y/o generación de grumos dentro del horno que perjudican su estado e incluso comprometen la seguridad de la operación. Actualmente, en las operaciones mina, la fragmentación se predice mediante el modelo tradicional de Kuz – Ram, sin embargo, en la mayoría de casos, los resultados predichos y los obtenidos no son representativos.

En búsqueda de una solución, se propone medir la fragmentación obtenida, recopilar una base de datos de las voladuras y en base a estos datos, probar modelos predictivos de la fragmentación con un mejor ajuste que el modelo actual (Kuz – Ram), específicamente con un modelo de análisis multivariado y un modelo de redes neuronales. Una vez se tenga un modelo que se ajuste mejor a la fragmentación real, realizar pruebas mediante simulaciones en oficina antes de realizar pruebas en campo, las cuales implican emplear recursos de la empresa. Dichas pruebas refieren a modificar las variables evaluadas (diseño de voladura) y trabajando en función a la fragmentación deseada, un X50 de 0.25 m.

Aler (1996), en su estudio demuestra que se realizó un análisis multivariable para predecir los resultados de la voladura, este fue llevado a cabo en 2 minas de Europa, específicamente España. 1 de ellas es Mina Reocín, una mina superficial y subterránea de zinc situada en una formación de dolomita masiva. Y mina Enusa, una mina superficial de uranio alojada en una formación esquistosa, moderadamente plegada y fracturada. Fueron estudiadas 33 voladuras, de las cuales 11 fueron en la mina superficial y 8 en la mina subterránea de Reocin; y 14 fueron en mina Enusa. El estudio confirma el uso de métodos de análisis estadístico multivariado al analizar los resultados de la fragmentación de una voladura. El estudio concluye que la principal ratio es el de Espaciamiento y Burden (SB). También que mejores resultados de fragmentación son obtenidos cuando el macizo rocoso es más masivo.

Rosales-Huamani, Perez-Alvarado, Rojas-Villanueva, & Castillo-Sequera (2020) en su estudio demuestra el uso de modelos para la predicción de la fragmentación, uno de regresión múltiple y el otro mediante redes neuronales. La arquitectura del modelo de red neuronal fue de 3 capas (Ingreso, oculta y salida), en la capa oculta con 13 neuronas. La base de datos fue recopilada de una mina de cobre en Chile, fueron 90 voladuras. El estudio demuestra el uso de la metodología (regresión múltiple y redes neuronales) y también la evaluación de esta mediante indicadores estadísticos.

Actualmente aún existen problemas respecto a la fragmentación, debido a esto se producen excesivos costos que representan millones de dólares para las mineras. Los costos de chancado y molienda son los más caros de todo el proceso de minado, de esta manera es fundamental trabajar en ellos; para que consecuentemente en estos procesos ya mencionados, no se incurra en el sobre costo. El sobre costo de estos procesos suele ser debido a ineficiencias en el proceso perforación y voladura.

El chancado primario y la molienda son operaciones particularmente costosas en una mina, por lo tanto, si no existe una eficiente fragmentación los costos de la operación minera serán mayores. En muchas de las actuales voladuras se aprecian ineficiencias en los procesos de carguío y acarreo, esto debido a que los finos y sueltos de la fragmentación, no son suficientes para garantizar esta eficiencia (Gheibie, Aglababaei, Hoseinie, & Pourrahimian, 2009).

Tabla 1.
Ejemplo de consumo de energía y costos para minerales duros.

Stage	Specific Energy Kw-h/t	Cost, US\$/t
Drill and blast	0.1-0.25	0.1-0.25
Crushing	0.5-8	0.5-1
Grinding	1-3.5	2-5

Nota: Tomado de SME mineral processing and extractive metallurgy handbook

Este estudio analiza en dos minas de cobre en Perú que producen Cu-Mo y Cu-Au, ambas tienen un problema con la fragmentación de roca que les genera un sobre costo de 7.5 millones de dólares mensuales en su planta de procesamiento. Debido al elevado sobre costo se plantea soluciones técnicas de reducción de malla, uso de explosivos de alta energía y tecnología de iniciación electrónica (Lucero, Huaman, & Ticona, 2019).

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Desarrollar modelos predictivos de análisis multivariable y redes neuronales de la fragmentación, para reducir el X50 a 0.25 m en una mina no metálica.

1.2.2. Objetivos específicos

- Medir el X50 de la fragmentación de las voladuras a analizar con Software de análisis digital
- Desarrollar un análisis multivariable para la predicción de la fragmentación con un X50 de 0.25 m.
- Desarrollar una red neuronal para la predicción de la fragmentación con un X50 de 0.25 m.
- Aplicar el modelo con la mejor predicción para reducir la fragmentación.
- Comprobar si el X50 de la fragmentación se reduce.

1.3. Línea de investigación

- Procesos operacionales: La voladura representa uno de los procesos más críticos en todo el ciclo de minado, debido a que está directamente relacionado al tamaño de fragmentos que obtendremos y este tamaño facilitará o complicará los procesos subsiguientes.

1.4. Preguntas de la investigación

1.4.1. Pregunta principal

- ¿Cómo se reducirá el X50 de la fragmentación mediante el desarrollo de modelos predictivos de la fragmentación, de análisis multivariable y redes neuronales en una mina no metálica?

1.4.2. Preguntas secundarias

- ¿Cuál será el X50 de la fragmentación de las voladuras a analizar?
- ¿Cuál será el desarrollo de un análisis multivariable para la predicción de la fragmentación?
- ¿Cuál será el desarrollo de una red neuronal para la predicción de la fragmentación?
- ¿Cuál será el resultado de aplicar el modelo con la predicción más confiable?
- ¿Cuál será el nuevo X50 de la fragmentación?

1.5. Aporte del desarrollo de tesis

- Mediante un modelo de predicción de la fragmentación más confiable, se evitó utilizar recursos ineficientemente en pruebas de campo, trasladándose a simulaciones en oficina con modificaciones en las variables analizadas. Por lo tanto, esta reducción en el X50 de la fragmentación también reducirá el consumo energético en el proceso de chancado, así como en el carguío y acarreo.
- Al obtener una buena fragmentación por parte del proceso de voladura, el material apilado queda mejor distribuido; de esta manera el siguiente proceso de carguío incrementa sus indicadores, mejorando su eficiencia debido a una mayor facilidad al momento de cargar; así mismo el siguiente proceso de acarreo tiene una mejor distribución del material volado en las tolvas de los camiones, por lo que el factor de llenado incrementa y también sus indicadores.

- Cuando el material es llevado hacia la chancadora primaria, esta no tiene que utilizar demasiada energía para triturar la roca debido a que la roca tiene un adecuado tamaño, por lo tanto, existe una disminución en la utilización de la energía por parte de la chancadora, optimizando el proceso.
- El aporte económico de la presente investigación radica principalmente en el uso adecuado de recursos y el impacto en los procesos subsiguientes a la voladura; debido a que la fragmentación es una variable que interconecta todos los procesos y cuando esta es óptima; todos los procesos incrementan sus indicadores.
- Cuando se distribuye inadecuadamente la energía de una voladura se producen vibraciones y flyrock, y son estos dos los principales causantes de impactos ambientales. Las vibraciones deterioran estructuras cercanas e incluso impactan visualmente en zonas aledañas; mientras el flyrock son fragmentos de roca expulsados a gran velocidad después de la voladura, y este puede causar impacto directo en estructuras y zonas aledañas,



CAPÍTULO II

FUNDAMENTOS TEÓRICOS

1.1. Estado del Arte

- De acuerdo con De Souza, Santos-Da Silva, & Silva-Rocha, (2018) en su investigación “Analysis of blasting rocks prediction and rock fragmentation results using Split-desktop software” se demuestra que los análisis de la granulometría mediante software especializado son frecuentemente usados, así como también prueba la reducción de costos de minado al reducir la fragmentación; y finalmente el uso de un modelo predictivo de la fragmentación, que en este caso es el de Kuz – Ram.
- Mientras que, Rosales-Huamani, Perez-Alvarado, Rojas-Villanueva, & Castillo-Sequera, (2020) en su trabajo titulado “Design of a predictive model of a rock breakage by blasting using artificial neural networks”, demuestra que, el uso de modelos para la predicción de la fragmentación, uno de regresión múltiple y el otro mediante redes neuronales, la arquitectura fue de 3 capas (Ingreso, oculta y salida), en la capa oculta con 13 neuronas. La base de datos fue recopilada de una mina de cobre en Chile. El estudio demuestra el uso de la metodología y también la evaluación de esta mediante indicadores estadísticos.
- Zong-Xian, Yang Qiao, Li Yuan & De-Feng. (2021) en su estudio “Experimental study of rock fragmentation under different stemming conditions in model blasting” demuestran que, mediante cambios en las variables de diseño de una voladura se pueden obtener resultados diferentes de fragmentación, específicamente en este estudio, la variable modificada fue el tipo de taco. Esto valida que se pueden probar diferentes diseños en búsqueda de reducir la fragmentación.
- Rojas (2020) en su “Enfoque predictivo para la optimización del tamaño de fragmentación en base a técnicas de perforación y voladura de rocas”. El autor emplea análisis multivariable, un tratamiento de análisis discriminante y regresión múltiple, además de redes neuronales para demostrar que estos modelos tienen mejor coeficiente de correlación que el modelo de predicción de la fragmentación Kuz – Ram. Los datos obtenidos para el modelo de redes neuronales son muy confiables, alrededor del 99% en su coeficiente de correlación. Es un análisis detallado de cuál del mejor modelo para la predicción de la fragmentación. Dicha investigación es la base principal de la presente tesis.

- Reátegui (2017) en su investigación “Diseño de los parámetros de voladura aplicando el modelo de Kuz Ram y la Teoría de daño por vibraciones en roca, Inti Raymi – Bolivia”. El estudio aborda la teoría de la conminución, demostrando que es conveniente utilizar la energía proporcionada por un explosivo a la energía utilizada en los procesos de chancado y molienda. Demuestra que el modelo de Kuz – Ram es ampliamente utilizado en operaciones mineras.
- Aler, Du mouza, & Arnould (1996) en su clásica investigation “Evaluation of blast fragmentation efficiency and its prediction by multivariate analisis procedures”, muestra el uso de ratios para evaluar las voladuras, es decir, SB, HB, BD, TB y también el XB, el tamaño promedio de bloques, realiza un análisis profundo de esta variable. De igual forma, se presenta un caso de estudio mediante análisis multivariable. El análisis estadístico multivariable fue utilizado con el fin de identificar aquellos parámetros que son más influyentes en los resultados de la voladura.
- Himanshu, Roy, Mishra, Paswan, Panda, & Singh (2018). “Multivariate statistical analysis approach for prediction of blast-induced ground vibration”. El estudio aborda el uso de análisis estadístico multivariable que aborde las múltiples variables que intervienen en el proceso de voladura, en este caso para evaluar las vibraciones producidas de la voladura. Fue desarrollado en una mina en Irán. Cuando se evalúan distintas zonas de la mina Moher y Moher Amlohri extensión, existe una gran dispersión en los datos, por esta razón el estudio propone usar un análisis estadístico multivariable con el propósito de lograr valores de VPP dentro de los límites dentro de su país.
- Messaoud, Hamdi, & Gaied (2020) en su obra “Coupled geomechanical classification and multivariate statistical análisis approach for the optimization of blasting rock boulders”, abordaron la optimización de las operaciones de voladura, mediante la predicción óptima de los tamaños de fragmentos con sobre tamaño obtenidos después de una voladura. El análisis estadístico multivariable está en relación a predecir los fragmentos con sobre tamaño obtenidos de las voladuras; y una específica fórmula para cada cantera fue generada por esta técnica. Esta fórmula tiene una precisión de más del 80% comparada con los resultados de fragmentos con sobre tamaño obtenidos de 20 procesos de voladura.
- Kulatilake, Wu Qiong, Hudaverdi & Kuzu (2010) en su investigación “Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks”,

muestra un análisis multivariable y también el uso de redes neuronales, trabaja con- 91 voladuras ya evaluadas en estudios previos en minas en España y minas en Turquía e Indonesia. Además de usar las mismas técnicas planteadas en la presente investigación, mide su eficacia mediante indicadores estadísticos como el RMSE. El estudio concluye en que el método más preciso es de redes neuronales.

- Hudaverdi, Kuzu & Fisne (2011) en su trabajo “Investigation of the blast fragmentation using the mean fragment size and fragmentation index”. El estudio utiliza la misma base de datos utilizada en el paper Kulatilake (2010), esta misma base de datos la analiza mediante Análisis discriminante, posteriormente aplica regresión múltiple y también redes neuronales. El criterio de la investigación parte por separar en grupos adecuadamente las voladuras para posteriormente aplicarles los modelos predictivos. La investigación concluye que el mejor método es el de redes neuronales, aquel que tiene un coeficiente de correlación más alto, y un RMSE más bajo.
- Vargas (2024) en su ensayo “Optimización de la voladura en una mina superficial a través de un modelo predictivo para determinar el nivel de fragmentación aplicando machine learning”. El estudio nacional demuestra el enfoque para la predicción de la fragmentación mediante una metodología de machine learning que optimice los fenómenos de voladura en una unidad minera en el Perú (Flores & Encarnación, 2024).

1.2. Bases teóricas de la investigación

1.2.1. Modelos matemáticos utilizados para cálculos de voladura

El burden es la variable geométrica más importante en el diseño de la voladura. Existen diferentes metodologías e investigaciones para su cálculo. Su cálculo adecuado contempla la participación de muchas variables que en muchos casos no se tienen con exactitud, o varían constantemente; esto se debe a que el macizo rocoso es muy variable dentro de cada yacimiento; y también es diferente respecto un yacimiento u otro. La recomendación es, utilizar los modelos matemáticos como guía hacia las primeras voladuras a realizar en cada yacimiento, y ajustar a partir de estos resultados en busca de encontrar la malla más óptima para cada lugar de trabajo (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

Tabla 2.

Modelos matemáticos propuestos para el diseño de voladura

Modelo matemático	Descripción
1. Pearse (1955)	$B = K_v * 10^{-3} * D * \left(\frac{PD}{RT}\right)^{\frac{1}{2}}$ B = Burden máximo (m) Kv = Constante de las características de las rocas (0.7 a 1) D = Diámetro del taladro (mm) PD = Presión de detonación explosivo (kg/cm²) RT = Resistencia a tracción de la roca (kg/cm²)
2. Ash (1963)	$B = \frac{K_b * D}{12}$ Kb = Clase de roca y tipo de explosivo empleado Profundidad de taladro $L = K_L * B$ (KL entre 1.5 y 4) Sobreperforación $J = K_j * B$ (Kj entre 0.2 y 0.4) Retacado $T = K_t * B$ (Kt entre 0.7 y 1) Espaciamiento $S = K_s * B^2$ • Ks = 2 para iniciación simultánea • Ks = 1 para taladros secuenciados con mucho retardo

	Ks = Entre 1.2 y 1.8 para taladros secuenciados con pequeño retardo	Clase de roca																						
	Tipo de explosivo	Blanda	Media	Dura																				
	Baja densidad (0.8 – 0.9 g/cm3) y baja potencia	30	25	20																				
	Densidad media (1 a 1.2 g/cm3) y potencia media	35	30	25																				
	Alta densidad (1.3 a 1.6 g/cm3) y alta potencia	40	35	30																				
3. Hansen (1967)	Es la ecuación de Langefors y Kihlstrom modificada. $Q_b = 0.028 \left(\frac{H}{B} + 1.5 \right) * B^2 + 0.4 * F_r \left(\frac{H}{B} + 1.5 \right)$ Qb = Carga total de explosivo por taladro (Kg) H = Altura de banco (m) B = Burden (m) Fr = Factor de roca (kg/m3) Los factores de roca Fr se hallan de acuerdo a la siguiente tabla. <table><tr><th>Tipo de roca</th><th>Fr (kg/m3)</th><th>RC (Mpa)</th><th>RT (Mpa)</th></tr><tr><td>I</td><td>0.24</td><td>21</td><td>0</td></tr><tr><td>II</td><td>0.36</td><td>42</td><td>0.5</td></tr><tr><td>III</td><td>0.47</td><td>105</td><td>3.5</td></tr><tr><td>IV</td><td>0.59</td><td>176</td><td>8.5</td></tr></table>				Tipo de roca	Fr (kg/m3)	RC (Mpa)	RT (Mpa)	I	0.24	21	0	II	0.36	42	0.5	III	0.47	105	3.5	IV	0.59	176	8.5
Tipo de roca	Fr (kg/m3)	RC (Mpa)	RT (Mpa)																					
I	0.24	21	0																					
II	0.36	42	0.5																					
III	0.47	105	3.5																					
IV	0.59	176	8.5																					
4. Konya (1976)	$B = 3.15 * D * \left(\frac{Pe}{Pr} \right)^{0.33}$ B = Burden (pies) D = Diámetro de la carga (pulgadas) Pe = Densidad del explosivo Pr = Densidad de la roca El espaciamiento se halla a partir de: - Taladros de una fila instantánea: $H < 4B \qquad S = \frac{H+2B}{3}$$H > 4B \qquad S = 2B$ - Taladros de una fila secuenciados																							

	$H < 4B \quad S = \frac{H+7B}{8}$ $H > 4B \quad S = 1.4B$ Retacado Roca masiva $T = B$ Roca estratificada $T = 0.7B$
5. Praillet (1980)	$B^3 + \frac{B^2 * (H * K)}{D} - \left(\frac{2.4 * Pe * \left(\frac{VD}{4000}\right)^2 * (H + J - T) * D^2}{10 * RC} \right)$ B = Burden (m), S = B H = Altura de banco (m) K = Constante (12.5 para excavadora de cables y 51 para dragalina) Pe = Densidad del explosivo VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s) J = Sobreperforación T = Retacado (m) D = Diámetro del taladro (mm) RC = Resistencia a compresión de la roca (Mpa) El valor de “B” no se puede determinar directamente, es necesario un microordenador para calcularlo por aproximaciones sucesivas.
6. López Jimeno (1980)	Modificó la fórmula de Ash y añadió la velocidad sísmica del macizo rocoso: $B = 0.76 * D * F$ B = Burden (m) D = Diámetro del taladro (pulg) F = Factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo. $F = F_r * F_e$ $F_r = \left(\frac{2.7 * 3500}{P_r * VC} \right)^{0.33}$ $f_e = \left(\frac{P_e * VD^2}{1.3 * 3660^2} \right)^{0.33}$ Donde: Pr = Densidad de la roca (g/cm3) VC = Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s) Pe = Densidad de la carga de explosivo (g/cm3) VD = Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

	La fórmula anterior es válida para diámetros superiores a 165 mm. Para taladros más pequeños, el valor del burden estará afectado por un coeficiente reductor de 0.9.
7. Bruce Carr (1985)	- Impedancia de la roca $Z = 1.31 * P_r * \frac{VC}{1000}$ Pr = Peso específico de la roca VC = Velocidad sísmica de la roca (pies/s) - Presión de detonación del explosivo $PD = \frac{0.418 * p_e * \left(\frac{VD}{1000}\right)^2}{0.8 * p_e + 1}$ Pe = Densidad del explosivo VD = Velocidad de detonación del explosivo (pies/s) - Consumo específico característico $CEC = \frac{Z}{PD}$ - Espaciamiento entre taladros $S = 3 \sqrt{\frac{p_e * d^2}{CEC}}$ d = diámetro de la carga (pulgadas) - Burden $B = S * 0.833$ - Retacado $T = B$ - Sobreperforación $J = (0.3-0.5) * S$
8. Konya y Walter (1985)	$B = \left(\frac{2p_e}{p_r} + 1.5\right) * d$ B = Burden (pies) Pe = Densidad del explosivo Pr = Densidad de la roca d = Diámetro de la carga (pulg) Otras variables de diseño determinadas a partir del burden son: Espaciamiento (pies) Taladros de una fila instantánea: $H < 4B \quad S = \frac{H+2B}{3}$ $H > 4B \quad S = 2B$ Taladros de una fila secuenciados

	$H < 4B \quad S = \frac{H+7B}{8}$ $H > 4B \quad S = 1.4 B$
	- Retacado (pies) $T = 0.7 B$ - Sobreperforación (pies) $J = 0.3 B$

Nota: Tomado de López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz De Urbina, (1987).

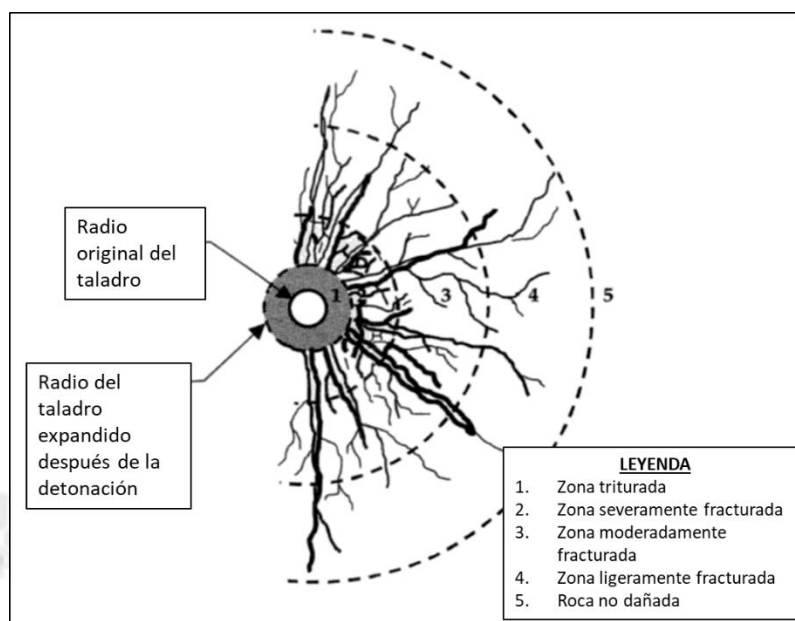
1.2.2. Proceso de rotura de la roca

Rotura de la roca

Existen dos principales mecanismos involucrados:

- Onda de choque (Brisance)
- Presión de gases

Chapman and Jouguet propusieron la primera teoría de detonación en 1899. Esta fue modificada por Zeldovich en 1943 y ha tenido muchas mejoras desde entonces. Las computadoras modernas han hecho más fácil aplicar las teorías a composiciones explosivas y calcular los parámetros esperados de detonación. Los valores calculados de energía basados en teorías termoquímicas e hidrodinámicas son comúnmente citados por los fabricantes de explosivos. En la detonación, energía explosiva es convertida en energía mecánica, calor y reacciones incompletas de los productos. La energía transferida de la carga explosiva hacia la roca dependerá en qué medida el taladro esté acoplado respecto a la carga explosiva, cualquier espacio de aire amortiguará la voladura y reducirá la eficiencia de la transferencia de energía; a esto se le llama el efecto de desacoplamiento. La onda de choque transmitida a la roca crea esfuerzos resultando en deformaciones radiales compresivas, las cuales tienden a aplastar la roca cerca al taladro; también se dan esfuerzos tensionales concéntricos al taladro y causan fracturamiento radial. Si la onda de choque es fuerte en relación a la fuerza de la roca confinada, entonces sucederá un aplastamiento inicial considerable y fracturamiento cerca a la carga explosiva (Pal Roy, 2005).

Figura 1.
Proceso de rotura de la roca


Nota: Tomado de Pal Roy (2005).

1.2.2.1. Formación de ondas sísmicas

Cuando las ondas sísmicas producidas por la detonación alcanzan la superficie (cara libre), son reflejadas y refractadas, de este modo produce movimiento vertical y horizontal en la superficial de la tierra. Ondas sísmicas de diferente tipo serán propagadas a sus respectivas velocidades sónicas. 2 grupos de ondas sísmicas son generadas por la detonación de cargas explosivas en taladros, ellas son clasificadas como ondas de superficie y ondas de cuerpo. Las ondas de cuerpo viajan dentro de un medio donde las ondas de superficie son restringidas de viajar libremente, como la superficie del suelo.

Las ondas de cuerpo comprenden dos componentes: Las de compresión u ondas P y las de corte o ondas S. Dos tipos de ondas superficiales son usualmente producidas de una voladura normal, las ondas de Rayleigh (R) y las ondas Love (L). La onda P es la más rápida, seguida de la Onda S. Desafortunadamente la mayoría de explosivos son detonados como una serie de explosiones las cuales están retrasadas por milisegundos, y diferencias en patrones de viaje y tiempos de retardo resulta en la llega superpuesta de ambos tipos de ondas (Pal Roy, 2005).

1.2.2.2.Energía de choque

La energía de choque transmitida hacia la roca depende de la presión de detonación del explosivo. La PD está en función a la densidad del explosivo y la VOD del explosivo, es una forma de energía cinética. La PD es máximo en la dirección de viaje de la onda de choque (Pal Roy, 2005).

1.2.2.3.Energía de gases

Cuando la carga explosiva es detonada en el taladro, entonces la energía de gases que se expande hace que la mayoría de la roca se rompa. La presión de gases es la que se ejerce sobre las paredes del taladro por la expansión de gases después que la reacción química es completada. La cantidad de presión de explosión está relacionada al volumen de gas liberado por unidad de peso del explosivo y la cantidad de calor liberado durante la reacción. Mientras más alta la temperatura de reacción del volumen de un gas constante, mayor será la presión de gas; y si es liberado más volumen de gas a una temperatura constante, la presión también incrementará. (Pal Roy, 2005)

Los gases formados durante la detonación pueden proveer información útil de la reacción, eficiencia y energía útil liberada. La acción de la presión de gases es importante al aflojar, expandir y arrojar el material volado. (Pal Roy, 2005)

1.2.2.4.Fracturamiento por liberación de carga

Para la carga explosiva en el taladro, es estimado que menos del 5% de la energía del explosivo es transmitida a la roca por la onda inicial. Sin embargo, es estimado que al tiempo que la onda llega a la cara libre, el total de energía transferido al burden por la compresión inicial es de aproximadamente 65% de la energía de la voladura. (Pal Roy, 2005)

1.2.2.5.Expansión de gases

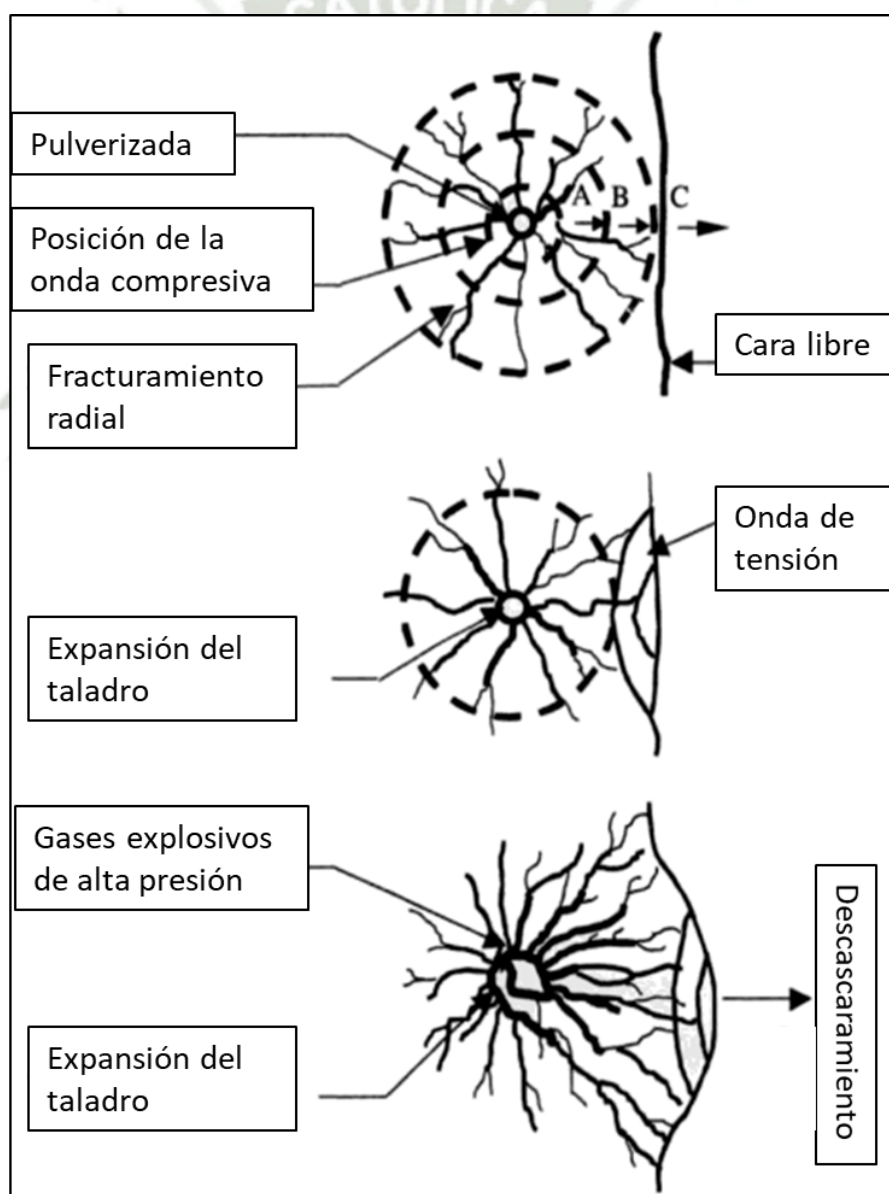
Después de la formación de agrietamientos radiales por la onda inicial, los gases se expanden y llenan estos agrietamientos, ejerciendo presión las superficies de estas aperturas. Los agrietamientos radiales se extienden debido a los esfuerzos concentrados en las puntas de las aperturas, estos esfuerzos se extienden a través

de la longitud de la grieta y por lo tanto formando grietas más largas e inestables (Pal Roy, 2005).

Esto sigue por una más alta concentración de esfuerzos alrededor del taladro con presiones de las grietas generadas alrededor del taladro inicial. La extensión de los agrietamientos generados por la explosión puede no darse por la presencia de fracturas preexistentes, estas últimas pueden volverse más grandes y extensas e inhibir la formación de nuevas grietas (Pal Roy, 2005).

Figura 2.

Fenómenos físicos en la voladura de roca



Nota: Tomado de Pal Roy (2005).

1.2.2.6. Rotura por reflejo

Cuando las ondas de compresión llegan a la cara libre, dos ondas reflejadas son generadas, una de tensión y otra de corte. Como la resistencia a la tensión de la roca es mucho menor que la fuerza de tensión generada, este puede tener considerables efectos de rotura; causando teóricamente una rotura progresiva desde la cara libre (Pal Roy, 2005).

1.2.3. Características de roca que afectan el comportamiento del explosivo

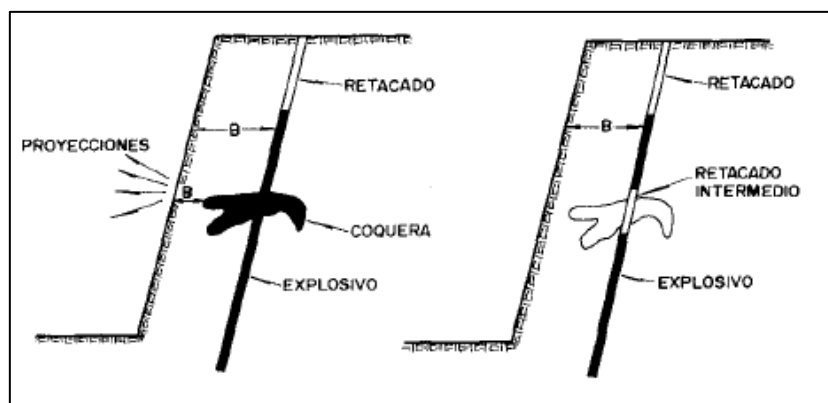
1.2.3.1. Porosidad

Roca con porosidad post formación, esta contiene huecos y cavidades (cavernas) producto de una acción de aguas subterráneas. Estas cavernas dificultan la perforación (pérdida de barras por atracos), también impactan en la eficiencia de la voladura, especialmente con ANFO, que es un explosivo a granel. En caso los taladros no intersequen las cavernas, esta voladura se ve impactada de igual forma, por: (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

- Prematura finalización de grietas radiales por interrumpirse su propagación por dichas cavernas.
- Rápida caída de presión de gases al entrar en zona de caverna. Debido a esto, la apertura de grietas radiales se frena porque los gases escapan hacia los espacios vacíos.

Figura 3.

Cavernas en un macizo rocoso y uso correcto de explosivo en su presencia



Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.3.2. Rocas muy fisuradas

No es recomendable utilizar explosivos con alta ET (Presión de detonación), esto debido a que cuando las grietas radiales empiezan a expandirse, estas se cortan por intersecarse con las fracturas preexistentes. Se debe usar explosivos con alta Energía de los gases, como el ANFO (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

1.2.3.3. Rocas conformadas en bloques

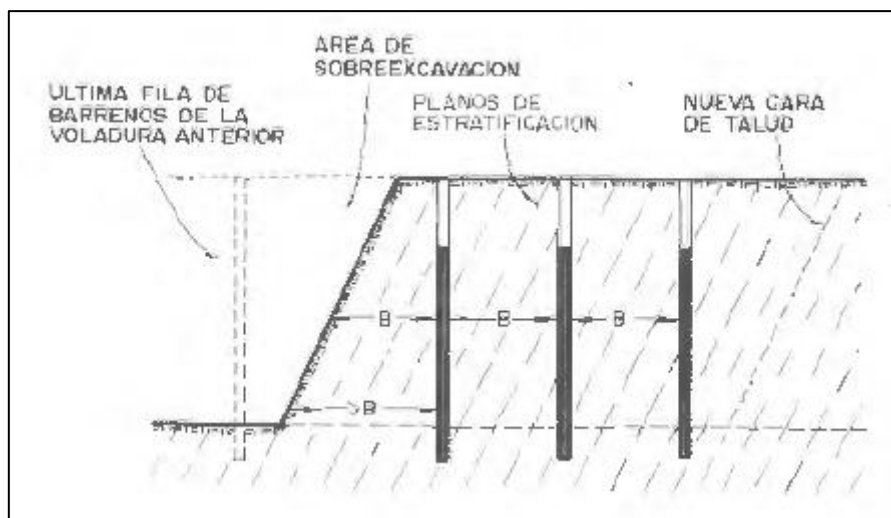
En macizos con grandes bolos dentro de matrices plásticas, la fragmentación se da de acuerdo a la geometría de la voladura y en menor grado por el explosivo. Se sugiere explosivo balanceado entre ET/EB (energía tensión y energía de gases) como el ALANFO y ANFO PESADO. (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

1.2.3.4. Fracturas pre existentes

Especial atención cuando las discontinuidades son inclinadas (subverticales) y la dirección del taladro de perforación es vertical, se suele dar sobreexcavación por detrás de la última fila de taladros. Es necesario perforar inclinadamente para mantener el burden en la primera línea de la cara libre. dependiendo de cómo sea la discontinuidad (Cerrada, abierta o rellenada) impactará de distinta forma en el grado de transmisión del explosivo. Las entradas de dichas discontinuidades son superficies planas, en las cuales se reflejan las ondas de choque, y estas ondas se atenúan y dispersan la energía. Hay que evaluar el control geoestructural del macizo rocoso, que es la orientación del frente y dirección de salida de la voladura respecto a la dirección y buzamiento de los estratos. Juega un rol importante la inclinación de las discontinuidades y el ángulo relativo de las direcciones citadas. (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

Figura 4.

Voladuras con sobre excavación

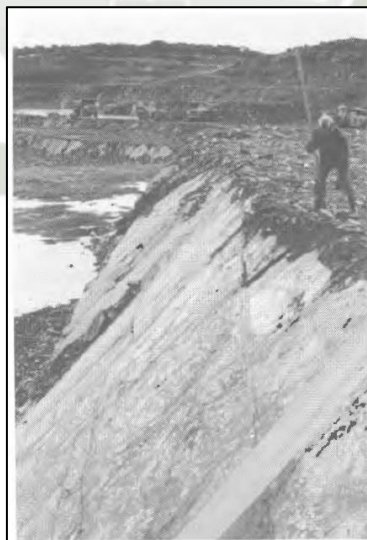


Nota: tomado de Jimeno (1987)

En rocas masivas homogéneas, las grietas que empiecen a propagarse radialmente desde los taladros tienden a seguir la dirección de las tensiones principales.

Figura 5.

Cara libre que coincide con plano estratificación



Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.3.5. Cambio de litología

Cuando entran en contacto dos materiales con características resistentes muy diferentes, como una arcilla competente con una arcilla muy plástica (en caso los

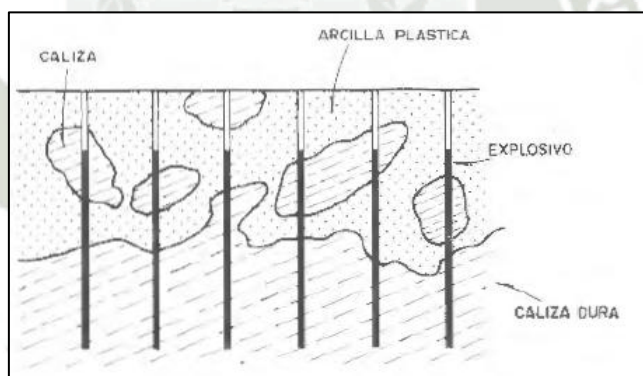
taladros atraviesen estas formaciones), se dará una pérdida de energía debida a la caída de presión y escape de los gases al generarse deformaciones rápidas de dichos materiales blandos; por tanto, mala fragmentación. (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

En nuestro caso particular, se puede observar el siguiente comportamiento:

- En algunas ocasiones y debido al buzamiento del yacimiento, los taladros de perforación de 1 frente hacen contacto con las 3 zonas (al menos 2 zonas), esto generando diferentes comportamientos del explosivo frente a esta roca
- Por lo tanto, deberíamos evaluar el comportamiento de la roca C2, C3 y C4, es decir, propiedades geomecánicas como UCS, Módulo de Young, coeficiente de Poisson, etc.
- Evaluar presencia de arcilla en los frentes, lo que se toma como rocas plásticas.

Figura 6.

Cambios litológicos en campo



Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.3.6. Presencia de agua

En condiciones de rocas porosas y macizos altamente fracturados, se generan los siguientes problemas: (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

- Uso de explosivos inalterables por agua
- Pérdida de taladros por hundimientos internos
- Perforación inclinada con dificultades
- Aumento de la velocidad de propagación de las ondas elásticas

- Reduce la resistencia a la compresión y tracción de las rocas, al existir menor fricción entre partículas
- Reducción de la atenuación de la onda de choque, por tanto, se intensifica la rotura por la presión de detonación.
- Discontinuidades llenas de agua permiten el paso de la onda de choque hasta que encuentra tensión en el macizo rocoso, y esta agua se moviliza y produce un efecto cuña que puede generar una gran sobre excavación.

Figura 7.

ANFO en presencia de agua (grumos) después de voladura.



Nota: Fotografía propiedad del autor

1.2.4. Parámetros geométricos involucrados en el proceso de voladura

Se debe recordar que los valores obtenidos para el diseño de una voladura, pueden ser cambiados en función al comportamiento en campo de lo siguiente:

Caracterización del macizo rocoso, explosivos y distribución/combinación geométrica

El burden (B) perforado está definido por la distancia entre la primera fila de taladros y la cara libre. En ocasiones que el talud de la cara libre no es vertical, el burden de la 1ra fila de taladros variará de la cresta al toe.

El espaciamiento (E) es la distancia entre taladros en una determinada fila. Generalmente, estos taladros son perforados por debajo del límite de banco deseado, a esta distancia perforada de más se le conoce como sobreperforación (J)

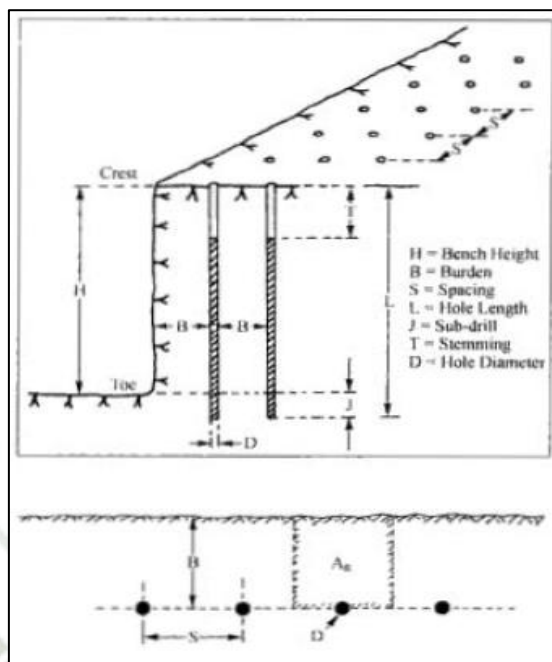
Cerca al collar del taladro, se deja una específica longitud sin carga explosiva, esto se refiere al stemming length (T), puede ser relleno con detritus de perforación o roca chancada. La longitud perforada (L) será igual a la altura de banco (H) más la sobreperforación (J); $L = H + J$.

La longitud de la columna explosiva (L_e) es igual a la longitud perforada (L) menos el stemming (T); $L_e = L - T$. Recaltar que esta columna puede ser dividida en diferentes partes (decks) que contengan diferentes explosivos con diferentes características, estos decks separados por longitudes de stemming; esto debido a que necesitas una diferente fuerza ejercida por el explosivo a lo largo del taladro, por ejemplo, mucha fuerza del explosivo en el fondo del taladro y menor fuerza en la columna de carga.

Las diferentes dimensiones involucradas en el diseño de una voladura no son arbitrarias, pero están muy cercanamente relaciones una con la otra; la elección de uno de estos parámetros está dentro de un límite bastante estricto y que se relaciona con los demás (Hustrulid, 1999).

Figura 8.

Parámetros geométrico de un banco. Vista en planta de una fila de taladros.



Nota: Tomado de Hustrulid (1999)

1.2.4.1. Diámetro de los taladros

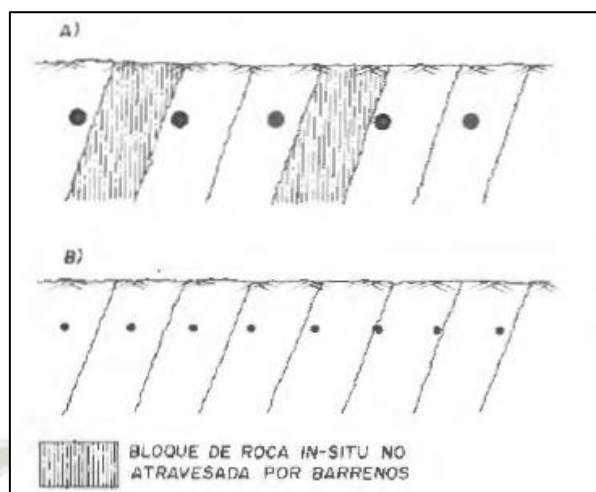
Este depende directamente de los siguientes factores

- Características del macizo rocoso
- Fragmentación deseada
- Altura de banco y configuración de cargas
- Costos de los procesos de perforación y voladura
- Dimensiones y alcances del equipo de carguío

Cuando el diámetro de perforación es pequeño, está relacionado a que los costos de perforación, cebado e iniciación sean altos y las operaciones de carguío de los taladros, retacado con stemming y conexión de los taladros requieran mucho tiempo y mano de obra. (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019).

Figura 9.

Influencia de la perforación y de las discontinuidades en los sobre tamaños



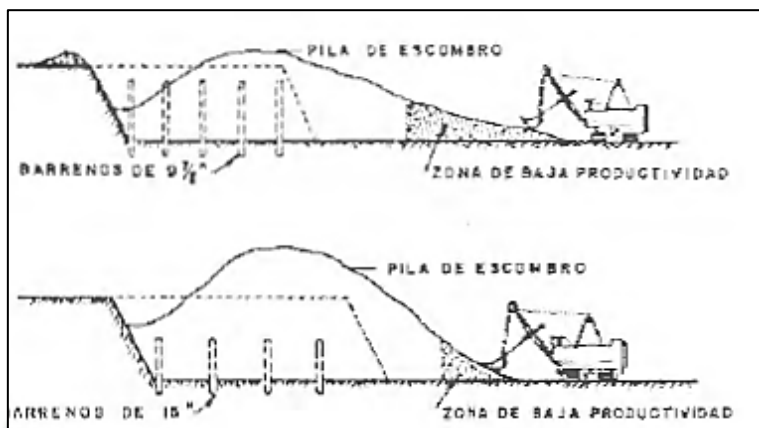
Nota: tomado de Jimeno (1987)

Considerar aumentar el diámetro de perforación, está relacionado con las posibles siguientes mejoras: (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019)

- El VOD de los explosivos aumentará, por lo que la detonación será más estable y estará menos expuesta a afectarse por factores externos.
- Existe la posibilidad de mecanizar el proceso de carguío de taladros con explosivos.
- Disminución del costo global de perforación y voladura.
- Mayor rendimiento de la perforación (m³ volados por metros lineales perforados)
- Aumento de la productividad general de la excavadora debido a reducción de zonas de baja productividad.

Figura 10.

Zonas de baja productividad para palas eléctricas



Nota: tomado de Jimeno (1987)

El tema de la fragmentación toma relevancia, si se desea que esta se mantenga como antes y el diámetro de perforación aumenta, también debe hacerlo el consumo específico de explosivo debido a que las cargas están peor distribuidas a través de la longitud del taladro. Tener en consideración que la longitud del stemming también aumenta, por lo que, en la última parte de la columna explosiva podrían existir rocas con sobre tamaño al deseado. Existen relaciones entre la longitud de carga (L_c) y el diámetro de perforación (D) y sus reacciones en caso de aumento del diámetro: (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019)

- $L_c/D < 60$, tiende a aumentar la fragmentación.
- $L_c/D > 60$, tiende a elevar el consumo específico en caso se desea mantener la fragmentación ya obtenida con diámetros menores.

Los equipos de perforación, carguío y acarreo deben estar relacionas unos a otros; buscando un equilibrio entre sus dimensiones y capacidades, de forma de optimizar sus eficiencias (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987).

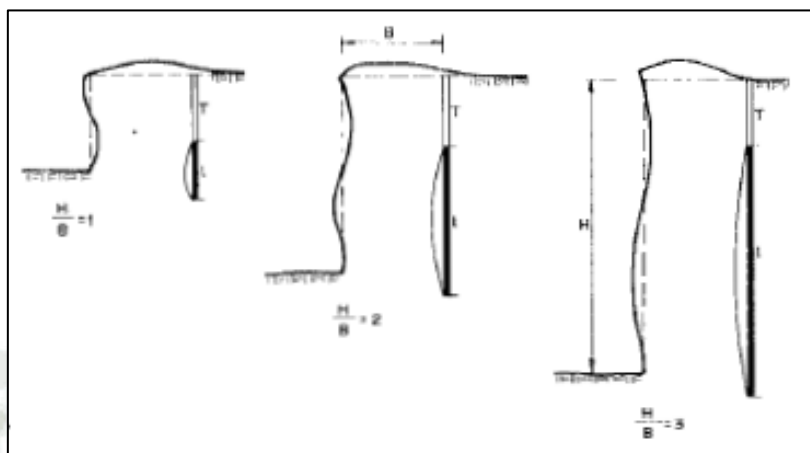
1.2.4.2. Altura de banco

Un valor que tiene mucha importancia en el resultado de las voladuras en minería superficial es la rigidez, específicamente entre el pedazo de roca hacia la cara libre que se encuentra delante del primer taladro vertical. Esta relación H/B (Altura de banco/Burden) debe ser el mayor valor posible, de esta forma favoreciendo al desplazamiento y deformación de la roca, especialmente en el banco. De acuerdo a

Ash (1977), debe ser $H/B \geq 3$ (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019).

Figura 11.

Estados de flexión de un banco con distintas relaciones H/B



Nota: tomado de Ash (1987)

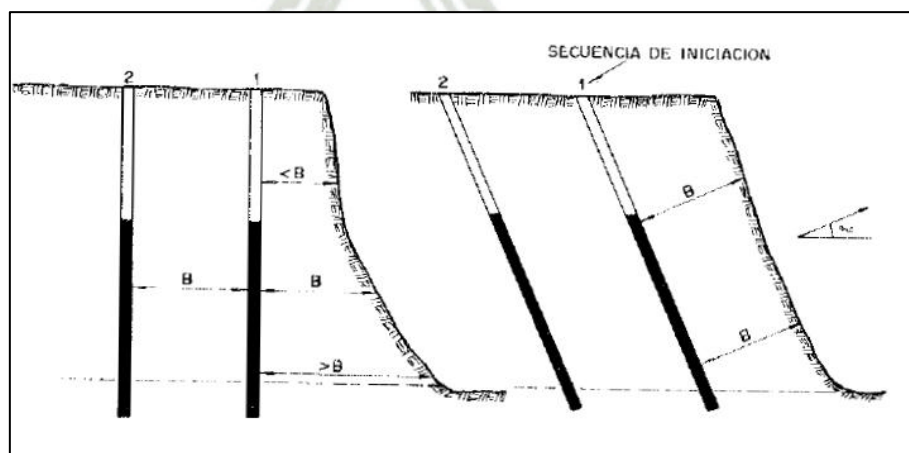
1.2.4.3. Inclinación de los taladros

Las ventajas del uso de taladros inclinados son:

- Mejora de la fragmentación, desplazamiento y esponjamiento del muckpile. Esto porque existe mayor uniformidad del burden respecto a la cara libre, en caso el talud de la cara libre no sea vertical y tenga presencia de “pechos” y/o “patas”.

Figura 12.

Taladros inclinados

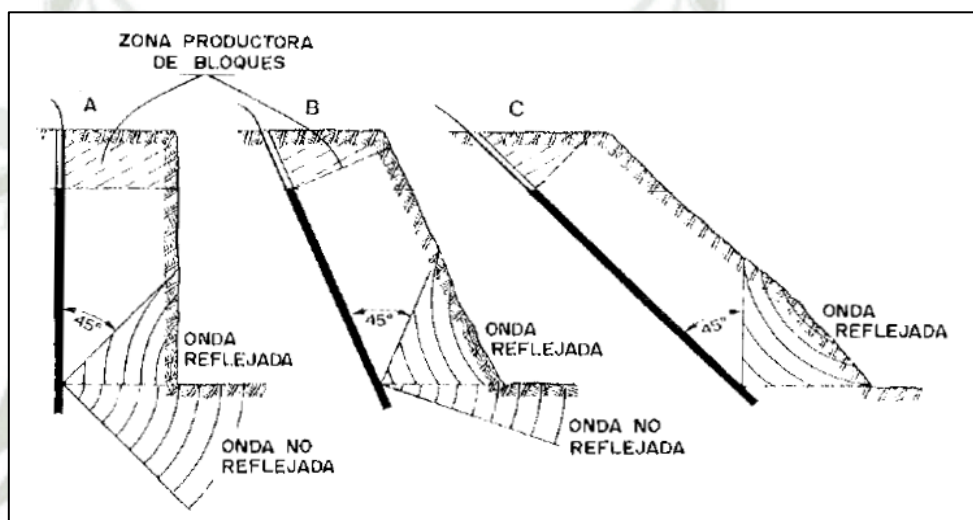


Nota: tomado de Jimeno (1987)

- Taludes más sanos y seguros en los nuevos bancos creados
- Mayores rendimientos de equipos de carguío debido a menor altura y mayor esponjamiento del muckpile
- Menor consumo específico de explosivo, esto por mejor eficiencia de la onda de choque en el toe del banco, de forma que se podría aumentar el burden sin mucho riesgo de aparición de repies o “patas”.

Figura 13.

Comportamiento de la onda en taladros inclinados



Nota: tomado de Jimeno (1987)

- En voladuras en carbón, no se produce una sobre trituración de este material
- Mayor rendimiento de perforación por volumen extraído (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019).

Mientras que las desventajas del uso de taladros inclinados son:

- Cuando los taladros son largos, existe mayor desviación de estos.
- Aumenta la longitud de perforación
- Dificulta el posicionamiento de las perforadoras y las operaciones de emboquille
- Disminuye el empuje de las perforadoras, impacta bastante en la velocidad de perforación de rocas duras.
- Mayor desgaste de brocas, barras y estabilizadores.

- Disminuye su D.M. debido a mayores esfuerzos en la fatiga del mástil
- Empeoramiento del barrido de detritus, esto debido a las fuerzas de rozamiento; por lo que es necesario aumentar el caudal (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019).

1.2.4.4.Retacado (stemming)

El taco o stemming es la longitud que no contiene explosivo, la parte alta del taladro perforado, desde el punto final de explosivo cargado hasta el collar del taladro. Este se rellena con diferentes tipos de material, su objetivo es confinar y retener los gases producidos por el explosivo, de esta forma completando el proceso de fragmentación. En caso el taco es muy corto, los gases escaparán prematuramente a la atmósfera; lo que puede derivar en airblast y flyrock; además de la pérdida de energía hacia la fragmentación de la roca. (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

En caso el taco es muy largo, existirá mucha presencia de bloques en toda la zona del taco, la parte alta del taladro, poco esponjamiento del muckpile y altas vibraciones. Lo más importante a considerar del stemming es lo siguiente: (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019)

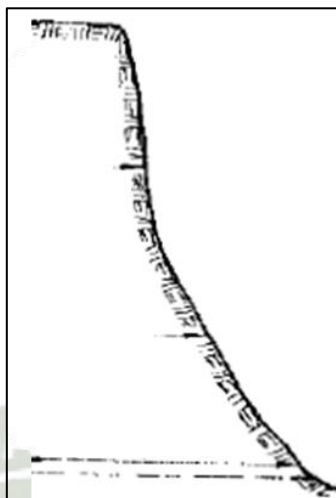
- Longitud del stemming
- Tipo y tamaño del material a usar como stemming

De acuerdo a estudios recientes, el material triturado/chancado y que no esté húmedo, es más eficiente en la retención de gases. Por lo que el detritus, a pesar de su facilidad de uso, no es el más recomendable. Los rangos de longitud de taco suelen estar entre $1/17 \cdot D$ y $1/25 \cdot D$. De acuerdo a las investigaciones, un diámetro de material del $1/25 \cdot D$ puede reducir la longitud del stemming hasta en un 41%. (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019)

Cuando se vuela con varias filas, se debe prestar mucha atención al retacado de la primera fila, la que da hacia la cara libres; especialmente si es que el frente presenta irregularidades que hacen variar la longitud del burden desde la cresta hacia el toe.

Figura 14.

Banco de perfil irregular



Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.4.5. Sobreperforación

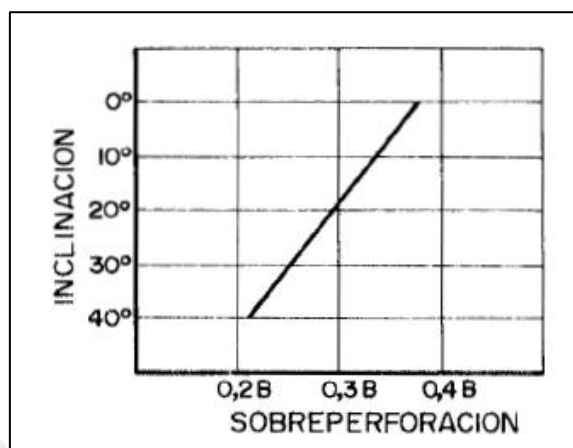
Longitud del taladro por debajo del nivel de piso, esta se usa para romper la roca a la altura del banco y poder alcanzar la cota deseada. En caso la sobreperforación sea muy corta, existirán repies o “patas”, lo cual aumentará los costos de carguío. (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987)

En el caso que la sobreperforación sea excesiva:

- Aumento costos en perforación y voladura
- Fragmentación excesiva en la parte alta del banco inferior, lo que dificultará la perforación subsiguiente y posible estabilidad de taludes.
- Incremento del nivel de vibraciones.

Figura 15.

Inclinación de taladros respecto a la sobre perforación



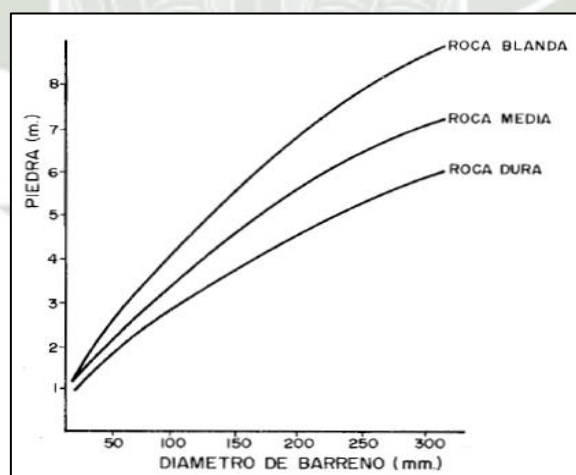
Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.4.6. Burden y Espaciamiento

El burden es la distancia mínima desde un taladro hacia la cara libre; el espaciamiento es la distancia entre taladros de una misma fila. Estas 2 variables están en función a las propiedades de la roca y el explosivo a utilizar, el diámetro de perforación, la altura de banco, y la fragmentación y desplazamiento deseados.

Figura 16.

Dimensión del burden en función al diámetro de perforación



Nota: tomado de Jimeno (1987)

El burden se calcula con diferentes fórmulas matemáticas que consideran muchos factores, pero el más común de ellos son las condiciones del macizo rocoso. (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019)

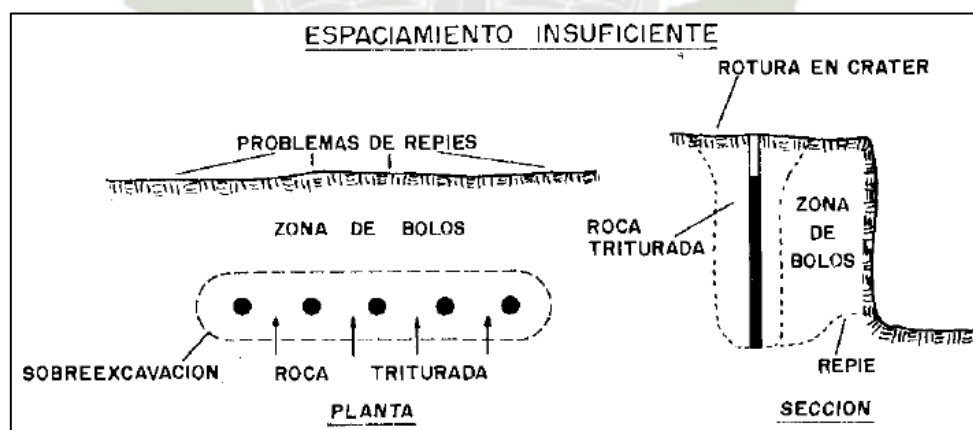
Existen circunstancias en las que el valor teórico calculado del burden distará del burden real, esto se puede generar debido a lo siguiente:

- Error de posicionamiento por parte del equipo de perforación
- Irregularidades en el frente del talud
- Desviaciones del taladro en la perforación
- Falta de paralelismo entre el taladro y la cara libre

En caso el burden sea excesivo, los gases producto de la detonación encuentran mucha resistencia para agrietar y desplazar la roca; y parte de la energía se convierte en energía sísmica, por lo que las vibraciones aumentan. Un ejemplo de esto son las voladuras de precorte, donde no hay cara libre y los niveles de vibración llegan a ser hasta 5 veces mayores a una voladura normal. En caso el burden sea reducido, los gases producto de la detonación escapan y expanden a una velocidad muy alta hacia la cara libre, por lo que se genera flyrock incontrolable, airblast y ruido (López Jimeno, López Jimeno, García Bermúdez, Cebrián Romo, & Rocha Gil, 2019).

Figura 17.

Problemas que conlleva no considerar el espaciamiento adecuado



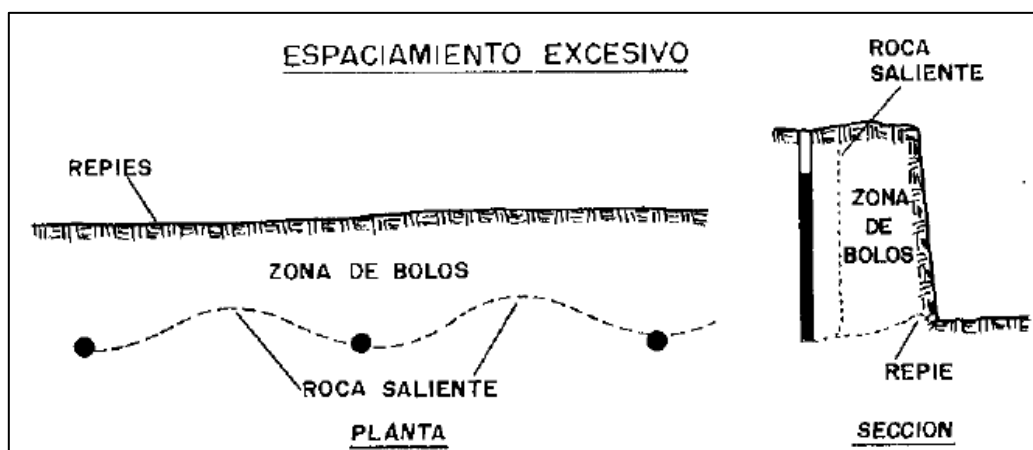
Nota: tomado de Jimeno (1987)

En caso el espaciamiento sea reducido, se genera un exceso de trituración entre los taladros, roturas superficiales en cráter, problemas de repies y sobre tamaño de rocas delante de la fila de taladros.

El espaciamiento está en función al burden. En caso el espaciamiento excesivo, generan una fracturación inadecuada entre cargas, también problemas en repies y un frente muy irregular con resaltes de rocas en la nueva cara libre del banco (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Ortiz de Urbina, 1987).

Figura 18.

Problemas que conlleva sobre considerar el espaciamiento



Nota: tomado de Jimeno (1987)

1.2.5. Fragmentación de roca e influencia en subprocesos posteriores

La expresión “enfoco de sistemas”, es usada para describir el proceso del sistema de identificación, sistema de descripción, definición de objetivo de sistema y finalmente, optimización del sistema. El concepto trata que examinando el sistema como un todo, este puede a menudo darse cuenta de un costo, productividad, calidad del producto, etc. Las mejoras que de otra manera no podría conseguir, considerando los varios elementos que comprenden el único sistema. (Hustrulid, 1999)

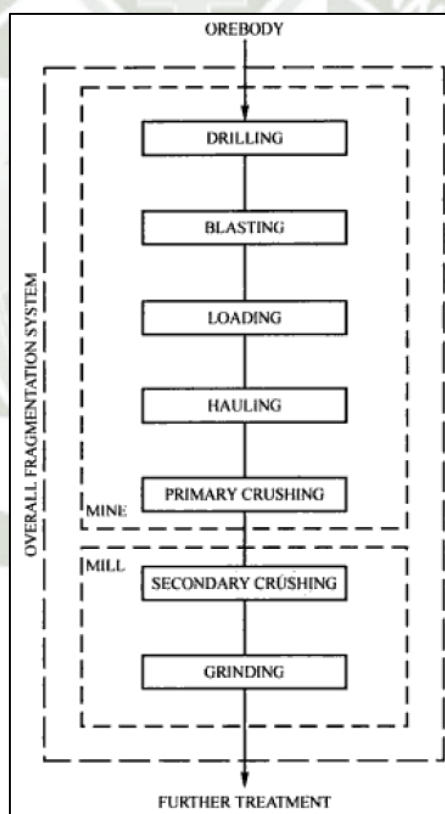
“El sistema” a ser optimizado puede ser cualquier grupo de personas, máquinas u otros elementos que trabajen juntos, haciendo cierto trabajo o cumpliendo cierto objetivo. Cuando los componentes o subsistemas interactúan significativamente, podría ser posible que consigan el mismo nivel final de desarrollo en muchas otras maneras. Un nivel de desarrollo superior o mejorado por uno de los subsistemas puede compensar un desarrollo menor en algún otro lugar a través de la cadena. Una vez el sistema y sus subsistemas han sido definidos, así como el objetivo/os del sistema, entonces los diversos medios para conseguir el resultado final deseado pueden ser estudiado. Esta optimización estudia los “estudios de compensación”, los

cuales sugieren como un resultado dado puede ser conseguido de una manera más económica (Hustrulid, 1999).

Considere, ahora como este “enfoque de sistema” puede ser aplicado al sistema de fragmentación de roca por el complejo mina-molino. El objetivo declarado de conseguir un nivel prescrito de fragmentación a un costo mínimo. Las principales operaciones unitarias mineras son, como se muestra en la Figura . 19.; la perforación y voladura, carguío, acarreo y chancado primario. Este último podría o no podría ser la responsabilidad de la mina, pero será incluida como tal en esta discusión. (Hustrulid, 1999)

Figura 19.

Diagrama del sistema general de fragmentación mine to mill.



Nota: tomado de Hustrulid (1999)

A menudo la mina y la fragmentación del molino, son subsistemas que son tratados separadamente. Principalmente esto significa que la eliminación del sobretamaño, lo que provoca atoros. Idealmente, a uno le gustaría tener material que pase a través sin chancado y luego de esta etapa pueda ser removido. En el otro extremo, uno quiere

evitar partículas cuyo tamaño podría provocar atoros, porque entonces el rendimiento es dramáticamente reducido. Por lo tanto, hay un campo para la optimización respecto a esta unidad (Hustrulid, 1999).

1.2.5.1. Evaluación de la fragmentación

Un elemento crítico en la optimización del sistema de fragmentación es el desarrollo de métodos prácticos para determinar el grado de fragmentación. Por grado de fragmentación, uno generalmente se refiere a especificar el tamaño promedio de la partícula y distribución de las partículas alrededor de ese promedio. Ambos métodos, directamente o indirectamente son disponibles para determinar la fragmentación. Los métodos directos incluyen análisis de pantalla, conteo de bolones, y medición de piezas directamente. El método más preciso para determinar la fragmentación es obviamente, medir toda la pila volada. A pesar que es posible hacerlo por pequeñas cantidades de material, y para propósitos muy especiales, es muy tedioso consumidor de tiempo y muy costoso. Esto es aún más verdad cuando se mide las piezas directamente. Contar y medir los bolones (sobre tamaños) es una práctica común y fácilmente hecha. Provee información acerca de la cola extrema de distribución, pero nada más. (Hustrulid, 1999)

El monitoreo en el chancado es una de las técnicas que provee una indicación indirecta de la fragmentación. Incluye determinar: (Hustrulid, 1999)

- Consumo de energía del chancado
- El tipo, fuerza y tamaño del material alimentado
- El tamaño del producto chancado
- Rendimiento de la chancadora

El monitoreo de la pala/excavadora es una manera natural de darle seguimiento y poder describir, cuantitativa y cualitativamente la fragmentación y los cambios en la fragmentación. La excavabilidad o índices de fragmentación desarrollados en base al monitoreo de la pala/excavadora deben incorporar los efectos de la distribución del tamaño, esponjamiento y perfil del muckpile. Hace aproximadamente 2 décadas, los sistemas de monitoreo ya registraban/producían los siguientes valores: (Hustrulid, 1999)

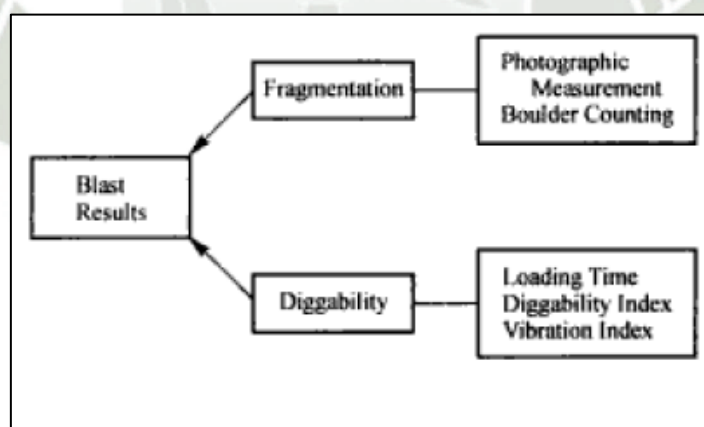
- Tiempo de carguío por camión

- Tiempo por ciclo de excavación
- Tiempo de espera de camiones
- Tiempos muertos
- Ángulo de llenado (Movido a través y durante de la moción de excavación)
- Ángulo de oscilación (Desde la excavación hasta el camión)
- Número de levantamientos e izamientos de pluma
- Vibración de la pluma
- Consumo de energía actual del voltaje del motor.

La Figura 20, es un diagrama de flujo, el cual muestra como la fragmentación y los componentes de la excavabilidad están combinados en una operación minera para definir los resultados generales de voladura. Respecto al tamaño de fragmento promedio y la distribución, hay técnicas predictivas disponibles basadas en el tipo de roca y explosivo/malla utilizados (Hustrulid, 1999).

Figura 20.

Inputs de fragmentación para la evaluación de los resultados de voladura



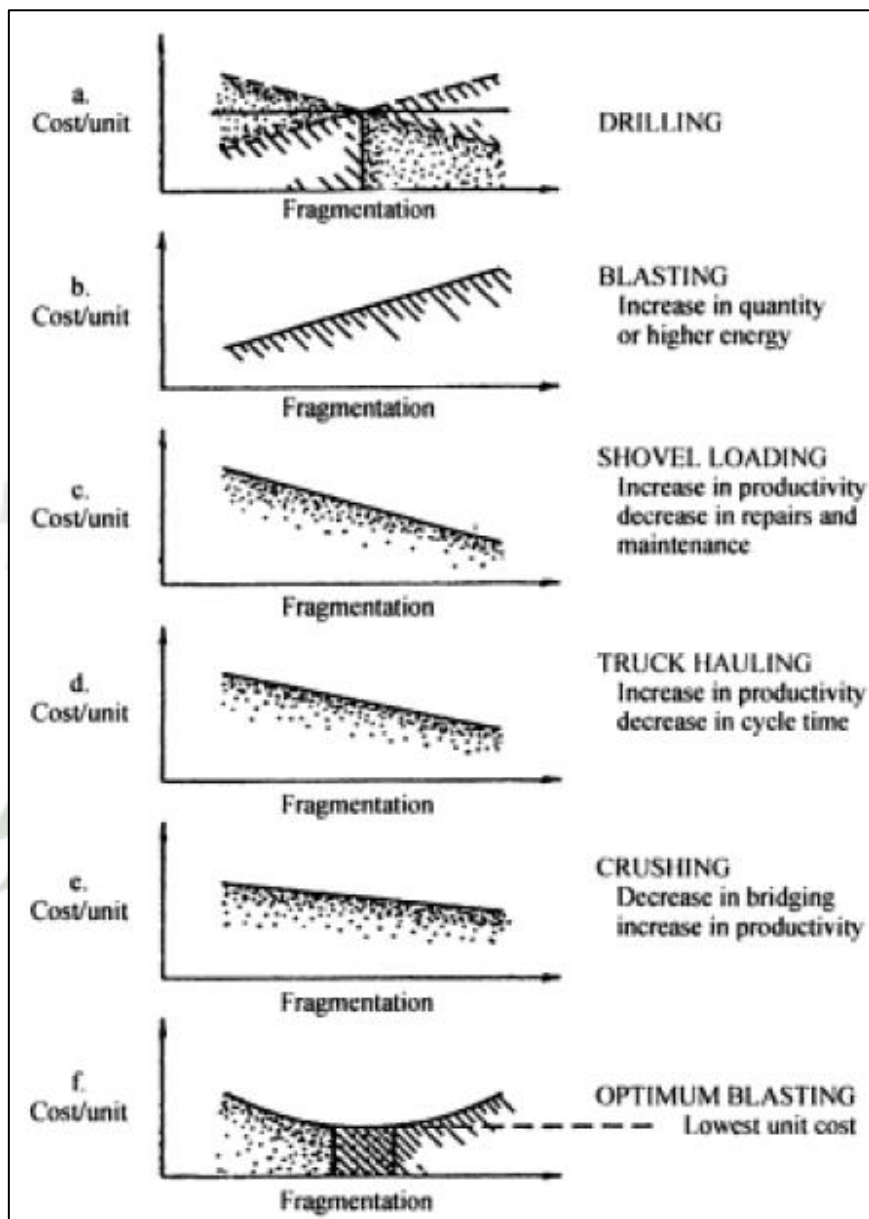
Nota: tomado de Williamson (1983)

1.2.5.2. Curvas de fragmentación óptimas

Hace unos 30 años, MacKenzie (1966, 1967) presentó su ahora clásico concepto de curvas, mostrando que la dependencia de los costos de las diferentes operaciones unitarias mineras en el grado de fragmentación. Estos costos son presentados en su forma original en la Figura 21. Como se puede ver, algunos de estos costos decrecen cuando la fragmentación se incrementa, mientras otros incrementan (Hustrulid, 1999).

Figura 21.

El efecto de la fragmentación en los costos individuales y general de las operaciones



Nota: tomado de MacKenzie (1967)

Sumando las curvas juntas, uno obtiene el costo general versus la curva del grado de fragmentación presentada en la parte baja de la Figura 21. Tiene la forma de una silla de montar indicando que hay un cierto grado de fragmentación por el cual el costo en general es mínimo. En el caso particular muestra, la base de la silla de montar es bastante amplia sugiriendo que el costo general cambia un poco en un amplio rango de fragmentación. Antes de discutir el desarrollo y aplicación de estas curvas, es importante entender la lógica detrás de ellas (Hustrulid, 1999).

En términos de determinación práctica del grado de fragmentación, MacKenzie sugirió que la evaluación más efectiva es obtenida por usar la ratio del carguío de la pala, exclusiva de todos los retrasos. El grado de rompimiento secundario, alta bolonería y retrasos por atascos en la chancadora puede ser usado al mismo tiempo con la ratio de carguío de la pala, para conseguir una mejor correlación (Hustrulid, 1999).

En resumen, este enfoque para determinar la fragmentación óptima tiene mucho sentido. Debido a estos costos asociados con producir un aumento en fragmentación (perforación y voladura) se incrementan mientras aquellos relacionados a manejar el producto (carguío, acarreo y chancado) disminuyen, debería haber una cierta fragmentación o rango de fragmentación a obtener a un mínimo costo general. El hecho que el óptimo es aparentemente bastante más amplio, es positivo en el sentido que un patrón recae en algún punto, en el rango óptimo sería bien esperado cercanamente e igualmente cuando uno de estas entradas incontrollables como el tipo de roca, las condiciones de la roca varíen poco. La curva también sugiere que una vez uno tiene un diseño viable, presumiblemente dentro del rango óptimo, hay un pequeño incentivo económico para buscar el óptimo verdadero. En breve, hay una razón para establecer patrones dando resultados satisfactorios en los diferentes tipos de roca que se presentan en el tajo abierto pero pequeñas razones para buscar optimizaciones. Esto simplifica, obviamente y marcadamente, el problema de diseño de la voladura de producción (Hustrulid, 1999).

1.2.6. Modelos tradicionales para la predicción de la fragmentación de roca

1.2.6.1. Modelo de Julius Kruttschnitt Mineral Research centre (modelo JKMRC)

El JKMRC en Australia ha liderado enormes esfuerzos en el sector de la fragmentación de roca mediante explosivos. En los últimos años, este centro de investigación ha desarrollado 2 modelos, Modelo de la zona de trituración (Cruz Zone model o CZM) y el Modelo de los dos componentes (Two Component Model o TCM). (FAMESA, 2019)

Ambos modelos son una extensión del modelo Kuz Ram, en ambos casos, los autores consideraron una ley especial para estimar la producción de finos desde

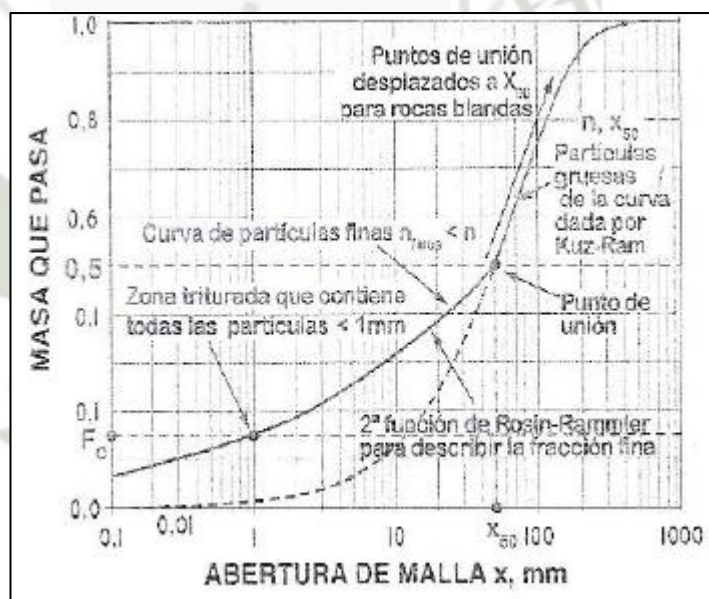
un volumen cilíndrico de roca, el cual rodea la carga explosiva y que cuando detona, se pulveriza, debido a la superación de su resistencia a la compresión. (FAMESA, 2019)

1.2.6.1.1. Modelo de la zona de trituración (CZM)

Este modelo usa dos funciones de Rosin-Rammler para la descripción de la distribución total de los fragmentos de roca. En distinción del TCM, el cual usa distribuciones simultáneamente, el CZM aplica una distribución para el material grueso y otra para el material fino. Ambas distribuciones se unen en un tamaño característico (x_c) que depende de las propiedades que posee el macizo rocoso (FAMESA, 2019).

Figura 22.

Punto de unión entre curva de finos-gruesos y Kuz Ram



Nota: Tomado de FAMESA (2019)

La parte gruesa de la fragmentación es similar a la ecuación del Kuz-Ram, solo difiere en algunos aspectos en el cálculo del Factor A y el Índice de uniformidad (FAMESA, 2019). La distribución está dada por:

$$P(x) = 100 \left(1 - \exp \left((1 - P(X_C)) * \left(\frac{X}{X_C} \right)^{n \text{ gruesos}} \right) \right) \dots \dots \dots (1)$$

- $P(x)$ = Porcentaje de material que pasa por la abertura de malla x (%)
- $P(X_c)$ = Porcentaje de material que pasa por el tamaño característico, X_c (%)
- X = Abertura de malla (m)
- X_c = Tamaño característico (m)
- $n_{gruesos}$ = índice de uniformidad usado para la parte gruesa

Donde el índice de uniformidad es:

$$n_{gruesos} = \left(2.2 - 14 * \left(\frac{B}{D} \right) \right) * \sqrt{\left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right) * \left(\frac{L}{H} \right)} \dots \dots \dots (2)$$

Donde:

- B = Burden (m)
- D = Diámetro del taladro (mm)
- S = Espaciamiento (m)
- L = Longitud de carga total (m)
- H = Altura de banco (m)

La parte de finos de la distribución por tamaños de los fragmentos está originada por la zona triturada que está determinada por un cilindro de roca que circunda a la carga de explosivo alojada en los taladros. El radio de la zona triturada se calcula como la distancia desde el taladro hasta un punto donde la tensión radial supera a la resistencia a la compresión simple de roca (FAMESA, 2019). Este radio se obtiene a través de la siguiente fórmula:

$$r_c = r * \sqrt{\frac{PD}{\sigma_c}} \dots \dots \dots (3)$$

Donde:

- r = Radio del taladro (m)
- PD = Presión de detonación (Mpa)
- σ_c = Resistencia a la compresión simple de la roca (Mpa)

El punto de unión de las dos distribuciones es determinado por la proporción o porcentaje que representa el material fino de la zona triturada. De acuerdo al % de finos aumenta, también lo hace el punto de unión. Así, para rocas resistentes con RC mayor a 50 Mpa, se obtienen buenos resultados que hacen que X50 sea igual al tamaño característico (x_c). Por otro lado, en rocas débiles con RC menor a 10 Mpa se obtienen mejores resultados con X90. Y deduciblemente, para rocas de resistencias medias, los puntos de unión varían entre x50 y x90 (FAMESA, 2019).

La fracción de material triturado (F_c) con un tamaño máximo de 1 mm se genera a partir de la siguiente ecuación:

$$F_c = \frac{\text{Volumen triturado}}{\text{Volumen de la voladura}} \dots \dots \dots (4)$$

La parte de finos de la distribución de fragmentos viene dada por:

$$P(X) = 100 \left(1 - \exp \left(\ln(1 - P(X_c)) * \left(\frac{X}{X_c} \right)^{n_{finos}} \right) \right) \dots \dots \dots (5)$$

Donde:

- X = Apertura de la malla (m)
- X_c = Tamaño característico (m)
- n finos = índice de uniformidad de los finos

Donde n de finos es el índice de uniformidad de la distribución de finos. Este índice de uniformidad de finos es calculado a partir de la ecuación de Rosin – Rammler, sustituyendo los valores de las fracciones del material triturado con el tamaño de 1 mm. (FAMESA, 2019).

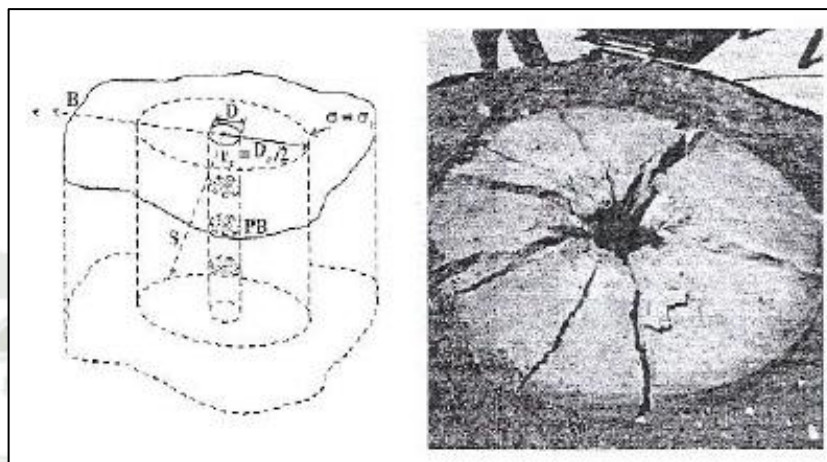
$$n_{finos} = \frac{\ln \left(\frac{\ln(1 - F_e)}{\ln(1 - P(X))} \right)}{\ln \left(\frac{1}{X_c} \right)} \dots \dots \dots (6)$$

Donde:

- F_e = Parte del material que rompe por compresión cizallante
- X = Apertura de la malla (m)
- X_c = Tamaño característico (m)

Figura 23.

Ejemplo zona triturada alrededor de un taladro de voladura



Nota: FAMESA (2019)

1.2.6.1.2. Modelo de los dos componentes (TCM)

La fragmentación resultante después de una voladura puede ser considerada como la mezcla de dos conjuntos de fragmentos de roca. En la parte más próxima a los taladros cargados, las ondas a compresión y a cizallamiento de las rocas originarán la parte de los finos, mientras que a ciertas distancias de los taladros la parte gruesa de la distribución de fragmentos será generada por roturas a tracción, mediante la extensión de los planos de debilidad, grietas y diaclasas, etc. El modelo TCM está construido por medio de dos funciones de Rosin-Rammler, una para la parte de los fragmentos gruesos y otra para la parte de los finos (FAMESA, 2019). La siguiente expresión determina la distribución de los fragmentos por tamaños:

$$P(X) = 100 \left(1 - (1 - F_e) \exp \left(-\ln 2 \left(\frac{X}{a} \right)^b \right) - F_c \exp \left(-\ln 2 \left(\frac{X}{c} \right)^b \right) \right) \dots \dots \dots (7)$$

Donde:

- $P(x)$ = Porcentaje de material inferior a un tamaño x (%)
- X = Tamaño del material (m)

- Fe = Parte del material que rompe por compresión cizallante
- a = Tamaño de fragmento medio en la región de rotura a tracción
- b = Coeficiente de uniformidad en la región de rotura a tracción
- c = Tamaño de fragmento medio en la región de rotura a compresión
- d = Índice de uniformidad en la región de rotura a compresión

Para aplicar el modelo TCM a la estimación de los finos que se producen es preciso obtener en el laboratorio una serie de datos procedentes de voladuras efectuadas dentro de cámaras de ensayo. Los fragmentos de las muestras que son voladas a escala se someten a un cribado. Se demostró que la generación de finos es independiente de la escala, por lo que ciertos parámetros pueden obtenerse al ajustar la distribución de Rosin-Rammler a los datos del material cribado. Los coeficientes son los mismos que los del modelo Kuz Ram (FAMESA, 2019).

La parte de la fragmentación que se produce por la compresión cizallante, se determina a partir del cálculo de la zona triturada adyacente al taladro dividido por el área total volada (FAMESA, 2019). Esta operación puede apreciarse en la siguiente ecuación:

$$F_c = \frac{r_c^2 * \pi}{B * S} \dots \dots \dots (8)$$

Donde:

- rc= Radio de la zona triturada (m)
- B = Burden (m)
- S = Espaciamiento (m)

Donde el radio de la zona se calcula por la siguiente expresión:

$$r_c = \left[\frac{r_b}{\sqrt{\frac{24 * TS_{in situ}}{P_b}}} \right] - T_b \dots \dots \dots (9)$$

Donde:

- rb= Radio del taladro (m)

- $T_s \text{ insitu} = \text{Resistencia a la tracción in situ (Mpa)}$
- $S = \text{Espaciamiento (m)}$
- $P_b = \text{Presión del taladro (Pa), suponiendo que es la mitad de la PD.}$

$$\text{Resist. a tracción} = \left(\frac{0.05}{\text{Tamaño de bloque medio}} \right)^{0.1B} \dots \dots \dots (10)$$

1.2.6.2. Función SWEBREC

Esta función, acrónimo procedente de Swedish Blasting Research Center, fue obtenida por Ouchterlony al ajustarla a cientos de conjuntos de datos de curvas granulométricas procedentes de material volado a escala real y de voladuras a escala laboratorio, que posteriormente fue cribado con diferentes tamices. Esta función refleja mejor las fracciones de finos que la curva de Rosin-Rammler y contempla 3 parámetros para el tamaño máximo de bloque es introducido (FAMESA, 2019).

La función SWEBREC se alcanza con la siguiente ecuación:

$$P(x) = \frac{1}{\left(1 + \left[\frac{\ln\left(\frac{X_{max}}{x}\right)}{\ln\left(\frac{X_{max}}{X_{50}}\right)} \right]^b \right)} \dots \dots \dots (11)$$

Donde:

- $X_{max} = \text{Tamaño del bloque máximo (m)}$
- $X_{50} = \text{Tamaño medio de los fragmentos (Mpa)}$
- $b = \text{Parámetro de forma o de ondulación de la curva}$

El límite superior del tamaño de fragmentación (X_{max}) es definido como el tamaño mínimo de bloque in situ, como el espaciamiento entre taladros o como el burden: (FAMESA, 2019).

$$x_{max} = (\text{bloque in situ}, S, B) \dots \dots \dots (12)$$

Además, en la función SWEBREC se introduce una tercera variable, el parámetro de forma o de ondulación de la curva. Este parámetro define un punto de inflexión en la curva granulométrica (log-log), lo que permite predecir con mucha más exactitud la curva de finos no lineal (FAMESA, 2019). Este se consigue a través de la siguiente ecuación:

$$b = \left[2 \ln 2 * \ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right) \right] * n \quad \dots \dots \dots (13)$$

- n = Índice de uniformidad de Cunningham

La mejora en la predicción de la fragmentación por medio de la función SWEBREC ha permitido el desarrollo de un nuevo modelo de predicción: El modelo KCO (Kuznetzov, Cunningham y Ouchterlony) (FAMESA, 2019).

1.2.6.3. Modelo matemático Kuz – Ram para la predicción de la fragmentación

La ingeniería de fragmentación va a ser una parte importante de la minería en el futuro. Como las máquinas de carguío se conviertan más automatizadas y las fajas transportadoras son la regla y no la excepción, una especificación de tamaño para material fragmentado será requerida. Esta sección presenta alguna de la información fundamental de respaldo respecto al tema (Hustrulid, 1999).

Entonces la ecuación inicial mediante la cual se caracteriza la roca, también se puede escribir:

$$A = 0.06 * (RMD + JPO + JPA + RDI + HF) \quad \dots \dots \dots (14)$$

- RMD = Rock mass description (Descripción de la masa rocosa)
- JPS = Joint plane spacing (Espaciamiento en el plano de las discontinuidades)
- JPO = Joint plane orientation (Orientación de las discontinuidades)
- RDI = Density influence (Influencia de la densidad = $25 * RD - 50$, RD = Densidad)
- HF = Hardness (Factor de dureza)

Donde los diferentes factores están definidos en la Figura 24.

Figura 24.

Factor A de Cunningham

Symbol	Quantity	Rating
<i>A</i>	Rock factor	8 to 12
<i>RMD</i>	Rock Mass Description	
	– powdery/friable	10
	– vertically jointed	<i>JF</i>
	– massive	50
<i>JF</i>	<i>JPS + JPA</i>	
<i>JPS</i>	Vertical Joint Spacing	
	– < 0.1 m	10
	– 0.1 to <i>MS</i>	20
	– <i>MS</i> to <i>DP</i>	50
<i>MS</i>	Oversize (m)	
<i>DP</i>	Drilling pattern size (m) assuming <i>DP</i> > <i>MS</i>	
<i>JPA</i>	Joint plane angle	
	– dip out of face	20
	– strike perpendicular to face	30
	– dip into face	40
<i>RDI</i>	Density influence	$25 \times RD - 50$
<i>RD</i>	Density (t/m^3)	
<i>HF</i>	Hardness factor	
	– If $Y < 50$ GPa	$HF = Y/3$
	– If $Y > 50$ GPa	$HF = UCS/5$
<i>Y</i>	Youngs modulus (GPa)	
<i>UCS</i>	Unconfined compressive strength (MPa)	

Nota: tomado de Hustrulid (1999)

Una relación entre el tamaño fragmentado promedio y la energía de voladura aplicada por unidad de volumen de roca (factor de carga) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función al tipo de roca (Hustrulid, 1999). Su ecuación es la siguiente:

$$X50 = A * K^{-0.8} * Qe^{\frac{1}{6}} * \frac{115^{\frac{19}{30}}}{SANFO} \dots \dots \dots (15)$$

X50 Tamaño fragmentado promedio (cm)

A: Factor de roca:

- Rocas medias = 7
- Rocas duras y altamente fisuradas = 10
- Rocas duras débilmente fisuradas = 13

K: Masa de TNT conteniendo la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro. La potencia relativa en peso del TNT comparado con el ANFO (ANFO = 100) es 115.

Qe: Masa de explosivo siendo usada (Kg)

S Anfo: Potencia relativa en peso del explosivo ANFO. ANFO = 100

La ecuación previa puede ser reorganizada para producir la siguiente expresión para el tamaño característico (X_c)

$$Xc = \frac{X50}{0.693^n} \dots \dots \dots (16)$$

Entonces los valores de Burden y Espaciamiento usados en la ecuación anterior aplican para el diseño de voladura. Cuando hay 2 diferentes explosivos en el taladro (Carga de fondo y carga de columna) (Hustrulid, 1999). La ecuación es modificada a:

La expresión desarrollada por Cunningham (1978) a partir de pruebas de campo es:

$$n = 2.2 - 14 \frac{B}{D} * \frac{\left(1 + \frac{S}{B}\right)^{0.5}}{2} * 1 - \frac{w}{B} * abs\left(\frac{BCL - CCL}{L}\right) + 0.1^{0.1} * \frac{L}{H} \dots \dots \dots (17)$$

Donde:

B:	Burden (m)
S:	Espaciamiento (m)
D*:	Diámetro de taladro (mm)
W:	Desviación estándar de la precisión de perforación (m)
L:	Longitud de carga total (m)
H:	Altura de banco (m)
BCL:	Bottom charge length - Longitud de la carga de fondo (m)
CCL:	Column charge length - Longitud de la columna de carga (m)
Abs:	Valor absoluto

El valor de n determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Altos valores indican un tamaño uniforme. Bajos valores sugieren un amplio rango de tamaños, incluyendo sobre tamaños y finos (Hustrulid, 1999). El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n” son indicados debajo:

Es normalmente querido tener una fragmentación uniforme, entonces los valores altos de n son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido que:

- El rango normal de n para fragmentación por voladura en terrenos razonablemente competentes es desde 0.75 a 1.5, con un promedio alrededor de 1. Rocas más competentes tienen valores más altos.

- b) Valores de n debajo de 0.75 representan una situación de fino y bolones, los cuales ocurren en una amplia escala en la práctica, indicando que las condiciones de la roca no conducen al control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto surge cuando se remueve la sobrecarga en terrenos erosionados.
- c) Para valores debajo de 1, las variaciones en el índice de uniformidad (n) son más críticas por los sobre tamaños y finos. Para $n = 1.5$ y mayores, la textura del muckpile no cambia mucho y los errores de criterio son menos punitivos.
- d) La roca in situ tenderá a romperse en una particular forma. Estas formas pueden denominarse vagamente cubos, placas o fragmentos. El factor de la forma ha sido una influencia importante en los resultados de las pruebas de zarandas, mientras la malla usada sea generalmente cuadrada, y retendrá la mayoría de fragmentos que tengan cualquier dimensión más grande que el tamaño de la zaranda (Hustrulid, 1999).

Esta combinación de ecuaciones de Kuznetsov y Rosin-Rammler produce lo que se ha llamado como el Modelo de fragmentación de Kuz-Ram (Hustrulid, 1999). Cuando se aplique este modelo simple se debe hacer con precaución:

- La iniciación y retardos de salida debe ser organizados de una manera razonable para que logren mejorar la fragmentación y evitar tiros cortados y taladros no detonados.
- El explosivo debe producir una energía cercana a la calculada en la Potencia relativa en peso.
- Las discontinuidades y homogeneidad del terreno requieren una evaluación cuidadosa. La fragmentación es a menudo obtenida de la estructura de la roca, especialmente cuando las discontinuidades sueltas están más espaciadas más cerca que la malla de perforación.

La distribución para la curva granulométrica se presenta de la siguiente forma, es importante saber que la distribución de la fragmentación, así como el tamaño de fragmento promedio (Hustrulid, 1999). Respecto a lo anterior mencionado, se ha encontrado que la fórmula de Rosin-Rammler:

$$R = 1 - e^{-\frac{x^n}{\bar{x}c}} \quad \dots \dots \dots (18)$$

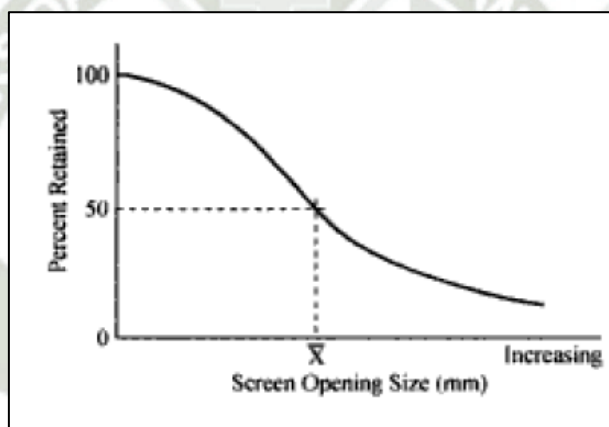
Donde:

- X: Tamaño de malla
Xc: Tamaño característico.
n: Índice de uniformidad
R: Proporción de material retenido en la malla

Esta fórmula da una descripción razonable de la fragmentación en la roca volada. El Xc es solo un factor a escala. Es el tamaño, a través del cual pasa el 63.2 % de partículas. Si es el Xc y el n son conocidos, entonces una curva típica de fragmentación como la mostrada diagramáticamente en la Figura 25. puede ser trazada.

Figura 25.

Curva típica de fragmentación que muestra un porcentaje retenido



Nota: tomado de Hustrulid (1999)

1.2.7. Análisis multivariable

1.2.7.1. Regresión lineal múltiple (MVR)

$$H_0 = \beta_1 = \beta_{1,0} \quad \dots \dots \dots (19)$$

$$H_1 = \beta_1 \neq \beta_{1,0} \quad \dots \dots \dots (20)$$

FUENTE: (MONTGOMERY, 2003)

Esto da la interpretación al análisis estadístico. El criterio está en función al P valor (significancia):

- $(P_{valor} \leq 0.05 = \text{Rechazar la } H_0, \text{ Aceptar la } H_1)$
- $P_{valor} > 0.05 = \text{Aceptar la } H_0, \text{ Rechazar la } H_1)$
- $H_0 = \text{Hipótesis nula} = \text{Igualdad entre los datos}$
- $H_1 = \text{Hipótesis alterna} = \text{Diferencia entre los datos}$

El procedimiento está orientado en que se rechace la hipótesis nula y se acepte la hipótesis alterna. De tal forma, demostrando que existe un cambio y/o efecto a partir del análisis.

Contexto en el que existe más de una variable regresora, un modelo que cuenta con más de una variable regresora se le conoce como modelo de regresión múltiple. Estos modelos suelen ser utilizados en funciones de aproximación, frecuentemente dan una aproximación adecuada (Montgomery, 2003).

Promedio:

$$\bar{X} = \frac{x_1 + x_2 + \dots + x_n}{n} = \sum \frac{x_i}{n} \dots \dots \dots (21)$$

- $n = \text{Número de datos}$

El sistema de ecuaciones normales será:

$$\sum Y = a_0 n + a_1 \sum X \dots \dots \dots (22)$$

$$\sum XY = a_0 \sum X + a_1 \sum X^2 \dots \dots \dots (23)$$

La ecuación de los coeficientes es la siguiente:

$$a_0 = \frac{(\sum y)(\sum X^2) - (\sum X)(\sum XY)}{n \sum x^2 (\sum X)^2} \dots \dots \dots (24)$$

$$a_1 = \frac{n * \sum XY - (\sum X)(\sum XY)}{n \sum x^2 (\sum X)^2} \dots \dots \dots (25)$$

- $n = \text{Número de datos}$

Ecuación de regresión de Y sobre X está dada por la siguiente función

$$Y = a_0 + a_1X \quad \dots \dots \dots (26)$$

$$Y = B_0 + B_1x_1 + B_2x_2 + \dots + B_kx_k + \epsilon \quad \dots \dots \dots (27)$$

$$Y = B_0 + B_1x_1 + B_2x_2 + B_3x_3 + B_4x_4 + B_5x_5 + \epsilon \quad \dots \dots \dots (28)$$

NOMBRE: ECUACIONES DESCRITAS PARA REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE

Nota: Tomado de Montgomery (2003).

1.2.8. Redes neuronales artificiales (ANN)

1.2.8.1. Concepto

Trabajar con redes neuronales ha sido motivado por la idea del reconocimiento que el cerebro humano calcula de una completamente diferente manera que un computador digital. El cerebro es sistema de procesamiento de información altamente complejo, no lineal y paralelo (Haykin, 2008).

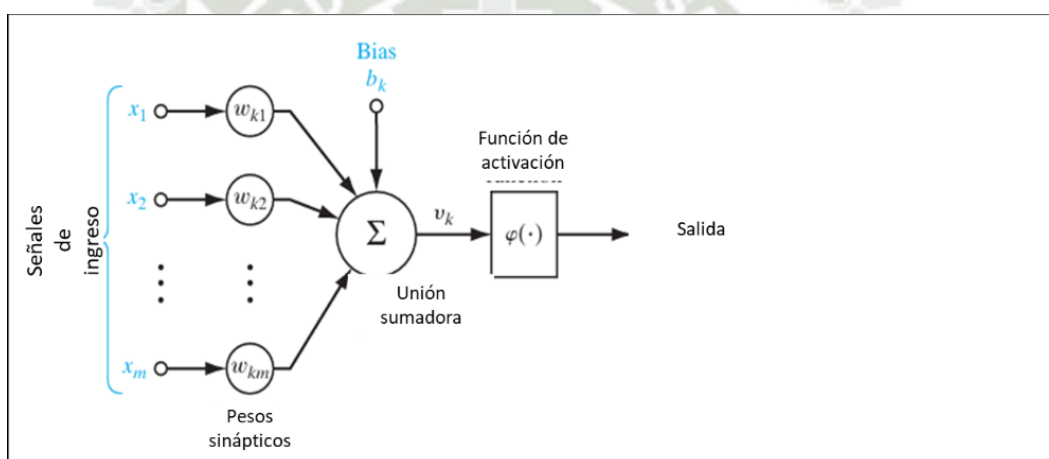
Una red neuronal es una máquina que está diseñada para modelar la forma en la cual el cerebro desempeña una tarea en particular, la red es usualmente implementada usando componentes electrónicos o simulada en software en una computadora digital. Para conseguir buenos desempeños, las redes neuronales emplean interconexiones masivas de células computarizadas simples llamadas neuronas. Estas funcionan de la siguiente manera, obtienen el conocimiento del entorno a través de un proceso de aprendizaje; y las fortalezas de conexión entre neuronas, conocidas como pesos sinápticos son usados para almacenar el conocimiento adquirido (Haykin, 2008).

El procedimiento usado para desempeñar el proceso de aprendizaje es llamado algoritmo de aprendizaje, su función es modificar los pesos sinápticos de la red en orden para obtener los objetivos de diseño deseados. Una neurona es una unidad de procesamiento de información que es fundamental para la operación de una red neuronal, esta forma la base para diseñar una larga familia de redes neuronales (Haykin, 2008). Se identifican 3 elementos básicos que se muestran en la Figura 25 y también se describen a continuación:

- Un conjunto de enlaces de conexión o sinapsis, cada uno está caracterizado por un peso o fortaleza. Una señal que ingresa (input) es multiplicada por su peso sináptico.
- Un sumador para sumar las señales de entrada (input) multiplicadas por los pesos sinápticos, estas operaciones constituyen un combinador lineal.
- Una función de activación para limitar la amplitud de la salida de una neurona (output), esta función puede ser llamada también como función de aplastamiento debido a que aplasta el rango de amplitud permisible de la señal de salida a algunos valores finitos (Haykin, 2008).

Figura 26.

Modelo no lineal de una neurona



Nota: tomado de Haykin (2008)

Las redes neuronales artificiales o artificial neural network (ANN) están compuestas por elementos simples interconectados procesados llamados neuronas o nodos. Cada una de estas neuronas recibe una señal de ingreso (input) con información de otra, lo procesa localmente a través de una función de transferencia; y genera una señal de salida que es enviada a otra neuronal o salida (output) (Rosales-Huamani, Perez-Alvarado, Rojas-Villanueva, & Castillo-Sequera, 2020)

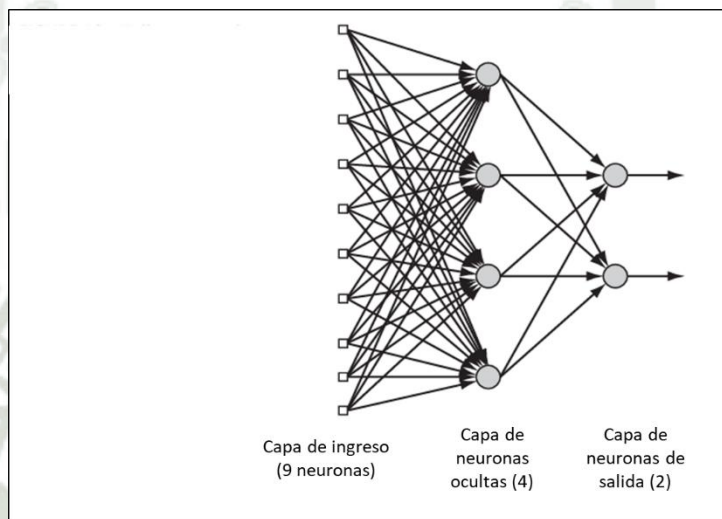
1.2.8.2. Estructura de una red neuronal multicapa – (MLP)

En esta investigación se evaluará una red neuronal con arquitectura hacia adelante de multicapas, estas se distinguen por tener la presencia de 1 o más capas ocultas, el término “oculto” refiere al hecho que esta parte de la red neuronal no es vista directamente desde el Input o el output de la red. Agregando 1 o más capas ocultas,

la red es capaz de extraer estadísticas de orden superior desde el ingreso. De una manera más amplia, la red adquiere una perspectiva mayor a pesar de su conectividad local, esto se debe a las conexiones sinápticas adicionales e interacciones adicionales (Haykin, 2008).

Figura 27.

Red alimentadora completamente conectada con 1 capa de entrada, 1 capa oculta y una capa de salida.



Nota: tomado de Haykin (2008)

Hay muchas facetas de una multicapa perceptrón, la cual se caracteriza por ser una red neuronal con 1 o más capas escondidas. La red exhibe un algo grado de conectividad, la extensión de esta misma está determinado por los pesos sinápticos de la red (Haykin, 2008). Existen estos puntos que sobresalen como las características básicas de un perceptrón multicapa:

- El modelo de cada neurona en la red incluye una función de activación no lineal que es diferenciable
- La red contiene una o más capas que están ocultas de los nodos de la capa de ingreso y capa de salida.

1.2.8.3. Funciones de activación – backpropagation

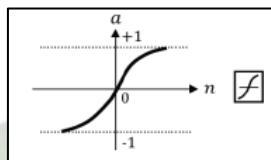
Las funciones básicas de activación están relacionadas con investigaciones previas, específicamente 3: Tangente hipérbola sigmoideal (tansig), Logística o Logsigmoideal (logsig) y Lineal (purelin) (Rojas Linares, 2021).

Para la función de activación, cada neurona del perceptrón multicapa requiere conocimiento. La diferenciabilidad es el único requerimiento que una función de activación tiene que satisfacer.

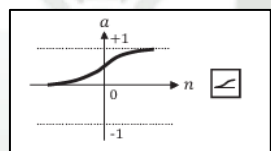
Figura 28.

Funciones de activación de tangente hipérbola Tansig, Logsig y Purelin.

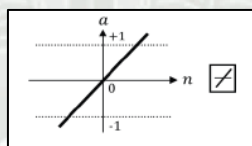
$$f_x = \frac{e^x - e^{-x}}{e^x + e^{-x}} = f'_x = (1 + f_{(x)}) * (1 - f_{(x)}) \quad \dots \dots \dots (29)$$



$$f_{(x)} = \frac{1}{1 + e^{-x}} = f'_x = f_{(x)} * (1 - f_{(x)}) \quad \dots \dots \dots (30)$$



$$f_{(x)} = x = f'_x = 1 \quad \dots \dots \dots (31)$$



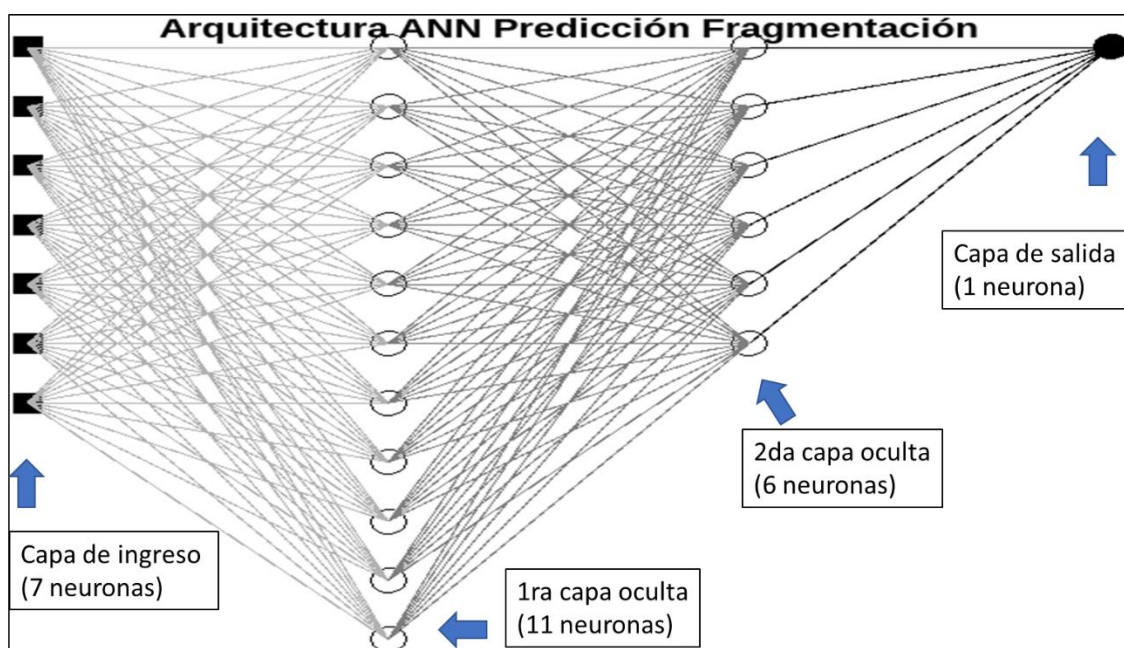
Nota: Tomado de Rojas Linares (2021)

Se muestra el código de la red neuronal utilizado en esta investigación:

$$net = feedforwardnet([11 \ 6], 'trainlm') \quad \dots \dots \dots (32)$$

Figura 29.

Gráfico de arquitectura utilizada en la red neuronal



Nota. Elaboración propia utilizando Matlab r2024b

También se muestra la arquitectura de la red neuronal en la Figura presentada en esta investigación, básicamente se presenta de la siguiente manera:

- Capa de ingreso: 7 neuronas: SB, HB, BD, TB, PF, XB, E.
- 1ra capa oculta: 11 neuronas
- 2da capa oculta: 6 neuronas
- Capa de salida: 1 neurona: X50

1.2.9. Valores de medición estadística

1.2.9.1. Coeficiente de determinación

Es una medida de la reducción de la variabilidad del valor (y) obtenido por las variables regresoras (x). Es expresado en un valor entre $0 \leq R^2 \leq 1$. Se le hace referencia como la cantidad de la variabilidad de los datos que está explicada por el modelo. El R^2 no mide la magnitud de la pendiente de la recta de regresión. Es usado con frecuencia para juzgar qué tan bien o mal se adecua un modelo (Montgomery, 2003).

$$R^2 = 1 - \frac{SS_E}{SS_T} \dots \dots \dots (33)$$

Donde:

- SSt = Suma total corregida de los cuadrados
- SSe = Suma de los cuadrados de errores

1.2.9.2. MAE – Error Absoluto Medio

El error cuadrático medio mide la diferencia de promedios al cuadrado entre el estimador y el parámetro, una medida razonable del desempeño de un estimador de punto. En general, cualquier función que incremente la distancia absoluta servirá para medir que tan bueno es un estimador. El MSE tiene al menos dos ventajas sobre las medidas de distancia, es analíticamente manejable y tiene interpretación (Montgomery, 2003).

El error absoluto medio es una herramienta de medida ampliamente usada en la evaluación de modelos (Chai, 2014).

$$MAE = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n |e_i| \quad \dots \dots \dots (34)$$

Donde:

- e = Sumatoria de los errores

n = Número total de datos

1.2.9.3. RMSE – error cuadrático medio

El error cuadrático medio ha sido utilizado como una métrica estándar para medir el desempeño de un modelo. (T. Chai, 2014)

$$RMSE = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n e_i^2} \quad \dots \dots \dots (35)$$

Donde:

- e = Sumatoria de los errores
- n = Número total de datos



CAPÍTULO III

DESARROLLO METODOLÓGICO

3.1. Alcances y Limitaciones

3.1.1. Alcances

El alcance de la investigación es a nivel nacional, los datos fueron tomados en una mina no metálica de Arequipa, Perú. Se puede aplicar el mismo análisis y estudio de parámetros de cualquier mina y de esta manera ajustar sus valores de fragmentación predichos a los reales.

3.1.2. Limitaciones

Las limitaciones fue exponer el nombre de la mina en cuestión no está autorizado, sin embargo, sí se da uso a los datos porque fueron tomados en mi centro de trabajo y por mi persona. Así mismo, la falta de información sobre condiciones geomecánicas del depósito, y también la falta de herramientas especializadas.

3.2. Hipótesis

3.2.1. Hipótesis general

El desarrollo de los modelos predictivos de la fragmentación, de análisis multivariable y redes neuronales, reducirán el X50 (0.50 m) de la fragmentación en una mina no metálica.

3.2.2. Hipótesis específicas

- El X50 de la fragmentación de las voladuras tendrá un sobre tamaño que no favorece a la eficiencia en los subprocesos después de la voladura
- La fragmentación obtenida por un modelo predictivo, de análisis multivariable es mejor que el modelo usado en la mina.
- La fragmentación obtenida por un modelo predictivo de la fragmentación, de redes neuronales es mejor que el modelo usado en la mina.
- El mejor modelo predictivo de la fragmentación será uno de los modelos propuestos.
- El X50 de la fragmentación se reducirá al aplicar el mejor modelo predictivo de la fragmentación.

3.2.3. Variables independientes

- **Parámetros de voladura (SB, HB, BD, TB, PF), características de la roca (XB, E) y X50 real:** Son aquellos valores con los que se define una voladura, y en base a ellos se trabaja en el modelo multivariable y el modelo de redes neuronales. Las relaciones como SB, HB, BD, TB son adimensionales, debido a que representan una relación. El PF se mide en (Kg/m³), el E se mide en (Gpa) y el X50 real en (m).

3.2.4. Variables dependientes

El X50 de la fragmentación: Es esta variable que se quiere obtener, representa el 50% de tamaño de una voladura y se mide en longitud, en este caso en (m).

Tabla 3.

Variables independientes y dependientes

VARIABLES	
DEPENDIENTES	INDEPENDIENTES
X50 de la fragmentación en una mina no metálica	Parámetros de voladura (SB, HB, BD, TB, PF), características de la roca (XB, E) y X50 real.
Fragmentación predicha	Variables utilizadas en el análisis multivariable
Fragmentación predicha	Logaritmo y base de datos utilizada para entrenar la red neuronal
Modelo predictivo de la fragmentación	Medidas que proporcionan el ajuste estadístico
X50 de la fragmentación	Parámetros de voladura (SB, HB, BD, TB, PF), características de la roca (XB, E) y X50 real; que se simularán para obtener una menor fragmentación

3.3. Tipo y diseño de la investigación

3.3.1. Tipo de investigación

Tipo de investigación	Aplicada	Busca producir cambios en los diseños de voladura
-----------------------	----------	---

3.3.2. Nivel de investigación

Nivel de investigación	Experimental	Se toman mediciones en campo para analizar las variables de diseño de una voladura, se aplican 2 nuevos modelos predictivos de la fragmentación y finalmente, basado en el nuevo modelo se aplican cambios en el diseño de voladura.
------------------------	--------------	--

3.4. Población y muestra o universo

3.4.1. Población

La población son 40 proyectos de voladura que se realizaron entre junio del 2023 y abril del 2024 en una mina no metálica, en una empresa dedicada a la producción de cal en Caylloma, Arequipa, Perú.

Además, se usó como base una tabla de datos de 90 voladuras proporcionada en la investigación de Kulatilake (2010). Dicha base de datos consta de 90 voladuras llevadas a cabo en distintas unidades mineras de Europa.

Figura 30.

Base de datos voladuras en centros mineros europeos utilizadas en trabajos similares.

	S/B	H/B	B/D	T/B	Pf (kg/m ³)	X _a (m)	E (GPa)	X ₅₀ (m)
En1	1.24	1.33	27.27	0.78	0.48	0.58	6000	0.37
En2	1.24	1.33	27.27	0.78	0.48	0.58	6000	0.37
En3	1.24	1.33	27.27	0.78	0.48	1.08	6000	0.33
En4	1.24	1.33	27.27	0.78	0.48	1.11	6000	0.42
En5	1.24	1.33	27.27	0.78	0.48	1.08	6000	0.46
En6	1.24	1.33	27.27	1.17	0.27	1.08	6000	0.37
En7	1.24	1.33	27.27	1.06	0.33	1.08	6000	0.64
En8	1.24	1.33	27.27	0.91	0.41	1.11	6000	0.42
En9	1.24	1.33	27.27	0.91	0.41	1.11	6000	0.26
En10	1.24	1.33	27.27	0.99	0.36	1.08	6000	0.42
En11	1.24	1.33	27.27	1.06	0.33	1.11	6000	0.31
En12	1.24	1.33	27.27	1.06	0.33	1.11	6000	0.38
Rc2	1.17	1.50	26.20	1.12	0.30	0.58	4500	0.48
Rc3	1.17	1.58	26.20	1.22	0.28	0.68	4500	0.48
Rc4	1.17	1.96	26.20	1.30	0.34	1.56	4500	0.75
Rc5	1.17	1.75	26.20	1.31	0.29	1.56	4500	0.96
Rc6	1.17	1.75	26.20	1.16	0.36	1.56	4500	0.76
Rc7	1.17	1.67	26.20	1.22	0.31	1.80	4500	0.53
Rc8	1.17	1.83	26.20	1.34	0.30	1.80	4500	0.56
Rc9	1.17	1.83	26.20	1.29	0.32	1.80	4500	0.74
Rc10	1.17	1.83	26.20	1.23	0.35	1.80	4500	0.44
Mg1	1.00	2.67	27.27	0.89	0.75	0.83	5000	0.23
Mg2	1.00	2.67	27.27	0.89	0.75	0.78	5000	0.25
Mg3	1.00	2.40	30.30	0.80	0.61	1.02	5000	0.27
Mg4	1.00	2.40	30.30	0.80	0.61	0.75	5000	0.30
Mg5	1.10	2.40	30.30	0.80	0.55	1.18	5000	0.38
Mg6	1.10	2.40	30.30	0.80	0.55	1.24	5000	0.37
Mg7	1.10	2.40	30.30	0.80	0.55	1.33	5000	0.38
Ru1	1.13	5.00	39.47	1.93	0.31	2.00	4500	0.64
Ru2	1.20	6.00	32.89	3.67	0.30	2.00	4500	0.54
Ru3	1.20	6.00	32.89	3.70	0.30	2.00	4500	0.51
Ru4	1.20	6.00	32.89	4.67	0.22	2.00	4500	0.64
Ru5	1.20	6.00	32.89	3.11	0.35	2.00	4500	0.54
Ru6	1.20	6.00	32.89	3.22	0.34	2.00	4500	0.69

	S/B	H/B	B/D	T/B	Pf (kg/m ³)	X _a (m)	E (GPa)	X ₅₀ (m)
Mr1	1.20	6.00	32.89	0.80	0.49	1.67	32.00	0.17
Mr2	1.20	6.00	32.89	0.80	0.51	1.67	32.00	0.17
Mr3	1.20	6.00	32.89	0.80	0.49	1.67	32.00	0.13
Mr4	1.20	6.00	32.89	0.80	0.52	1.67	32.00	0.17
Mr5	1.20	6.00	32.89	0.80	0.42	1.67	32.00	0.13
Mr6	1.40	6.00	32.89	0.80	0.36	1.67	32.00	0.15
Mr7	1.20	6.00	32.89	0.60	0.56	1.03	32.00	0.18
Mr8	1.40	6.00	32.89	0.60	0.30	1.03	32.00	0.19
Mr9	1.40	6.00	32.89	0.60	0.35	1.03	32.00	0.16
Mr10	1.16	5.00	39.47	0.50	0.39	1.03	32.00	0.17
Mr11	1.16	5.00	39.47	0.50	0.32	1.03	32.00	0.21
Db1	1.25	3.50	20.00	1.75	0.73	1.00	9.57	0.44
Db2	1.25	5.10	20.00	1.75	0.70	1.00	9.57	0.76
Db3	1.38	3.00	20.00	1.75	0.62	1.00	9.57	0.35
Db4	1.50	5.50	20.00	1.75	0.56	1.00	9.57	0.55
Db5	1.75	4.75	20.00	1.75	0.39	1.00	9.57	0.35
Db6	1.25	4.75	20.00	1.75	0.33	1.00	9.57	0.23
Db7	1.25	5.00	20.00	1.75	0.44	1.00	9.57	0.40
Db8	1.20	2.40	25.00	1.40	0.28	0.50	9.57	0.35
Db9	1.40	3.20	25.00	1.40	0.31	0.50	9.57	0.29
Sm1	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	0.50	13.25	0.15
Sm2	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	0.50	13.25	0.19
Sm3	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	0.50	13.25	0.23
Sm4	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	1.50	13.25	0.22
Sm5	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	1.50	13.25	0.24
Sm6	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	1.50	13.25	0.26
Sm7	1.25	2.50	28.57	0.83	0.42	1.50	13.25	0.28
Ad1	1.20	4.40	28.09	1.20	0.58	0.77	16.90	0.15
Ad2	1.20	4.80	28.09	1.20	0.66	0.56	16.90	0.17
Ad3	1.20	4.80	28.09	1.20	0.72	0.29	16.90	0.14
Ad4	1.20	4.00	28.09	1.60	0.49	0.81	16.90	0.16
Ad5	1.14	6.82	24.72	1.36	0.84	1.43	16.90	0.21
Ad6	1.14	6.36	24.72	1.36	0.82	1.77	16.90	0.21
Ad7	1.25	3.50	22.47	1.25	0.75	1.03	16.90	0.15
Ad8	1.25	3.25	22.47	1.25	0.71	0.83	16.90	0.19
Ad9	1.25	3.50	22.47	1.25	0.76	1.68	16.90	0.18
Ad10	1.25	3.50	22.47	1.25	0.76	1.24	16.90	0.15
Ad11	1.14	3.18	24.72	1.14	0.69	0.67	16.90	0.14
Ad12	1.14	3.18	24.72	1.14	0.69	2.01	16.90	0.20
Ad13	1.12	2.80	28.09	1.00	0.54	0.96	16.90	0.15
Ad14	1.00	2.40	28.09	1.00	0.56	0.83	16.90	0.14
Ad15	1.10	3.75	21.74	1.00	1.02	1.64	16.90	0.15
Ad16	1.10	3.50	22.47	1.25	0.86	2.35	16.90	0.15
Ad17	1.25	3.75	17.98	1.56	1.24	1.53	16.90	0.19
Ad18	1.00	4.00	18.42	1.71	1.26	0.73	16.90	0.15
Ad19	1.00	4.00	18.42	1.71	1.26	1.47	16.90	0.17
Ad20	1.14	4.00	18.42	1.71	1.10	1.19	16.90	0.19
Ad21	1.11	4.44	18.95	1.67	1.25	1.71	16.90	0.22
Ad22	1.28	3.61	18.95	1.67	0.89	0.56	16.90	0.20
Oz1	1.00	2.83	33.71	1.00	0.48	0.45	15.00	0.27
Oz2	1.20	2.40	28.09	1.00	0.53	0.86	15.00	0.14
Oz3	1.20	2.40	28.09	1.00	0.53	0.44	15.00	0.14
Oz4	1.25	4.50	22.47	1.50	0.76	0.66	15.00	0.20
Oz5	1.11	3.33	30.34	1.11	0.47	0.47	15.00	0.17
Oz6	1.20	3.20	28.09	1.20	0.48	1.11	15.00	0.30
Oz7	1.20	2.40	28.09	1.00	0.70	0.88	15.00	0.12

Nota. Tomado de Kulatilake (2010)

3.4.2. Geología

3.4.2.1. Geología local

3.4.2.1.1. Grupo Yura – Miembro Hualhuani (Ki - Hu)

En el área de la concesión afloran areniscas cuarzosas, se encuentran ubicadas al este del proyecto, infra yaciendo a la Formación Arcurquina, aflorando en estratos gruesos de hasta 7 metros, con buzamiento general al Noroeste. (Ampuero, 2017)

3.4.2.1.2. Formación arcurquina

Aflora en la mayor parte del depósito, caracterizado por estar compuesto de estratos calcáreos de diferentes espesores y características físico químicas. Litológicamente esta unidad está compuesta de calizas de color gris, gris oscuro a negro grisáceo, con estratificación centimétrica y en paquetes, se presentan con fuerte deformación producto del tectonismo que surgió en la zona, con textura fina y granular; interestratificados por calizas con nódulos de chert; así mismo, con venillas de calcita distribuidos en forma irregular dentro de los estratos. Los estratos de margas calcáreas conjuntamente con las areniscas calcáreas de color amarillo insignificativamente se presentan interestratificado con los paquetes de caliza. Los afloramientos calcáreos de esta zona presentan rumbos y buzamientos variables, debido fundamentalmente a la presencia de estructuras tales como plegamientos (anticlinal y sinclinal) y fallamientos (Ampuero, 2017).

3.4.2.1.3. Grupo Murco

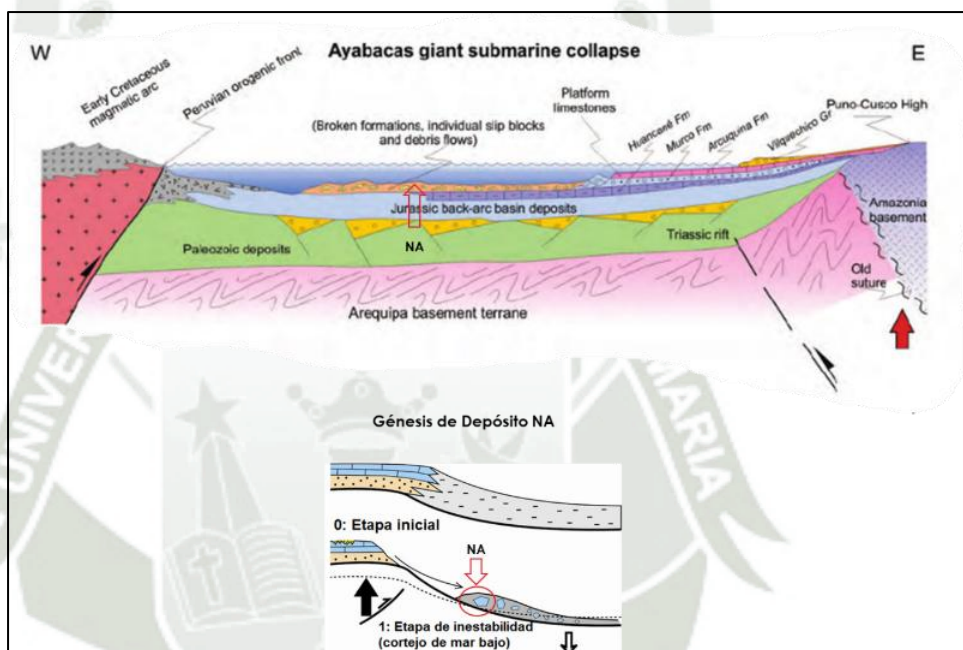
Aflora en el sector sur central, donde sobreyace concordantemente a la formación Hualhuani e infrayace a las calizas de la formación Arcurquina; algunos afloramientos se encuentran integrados a las calizas de la Formación Arcurquina en forma de olistolitos (Cerpa, y otros, 2011).

3.4.2.1.4. Grupo Tacaza (PN – TA)

En el sector sureste del depósito afloran rocas volcánicas de composición andesítica, tobas de bloque, que infra yacen a las calizas de la formación Arcurquina (Ampuero, 2017).

Figura 31.

Descripción gráfica de la creación del depósito NA



Nota. Tomado de Ramos (2018)

3.4.2.2. Geología estructural

3.4.2.2.1. Plegamientos

La zona está afectada por un intenso plegamiento, determinándose la existencia de un anticlinal principal con dirección N 30° W y pequeños anticlinales y sinclinales con dirección N – NW dentro de la estructura principal. Presenta pequeños desplazamientos debido al tectonismo local y regional (Ampuero, 2017).

Figura 32.

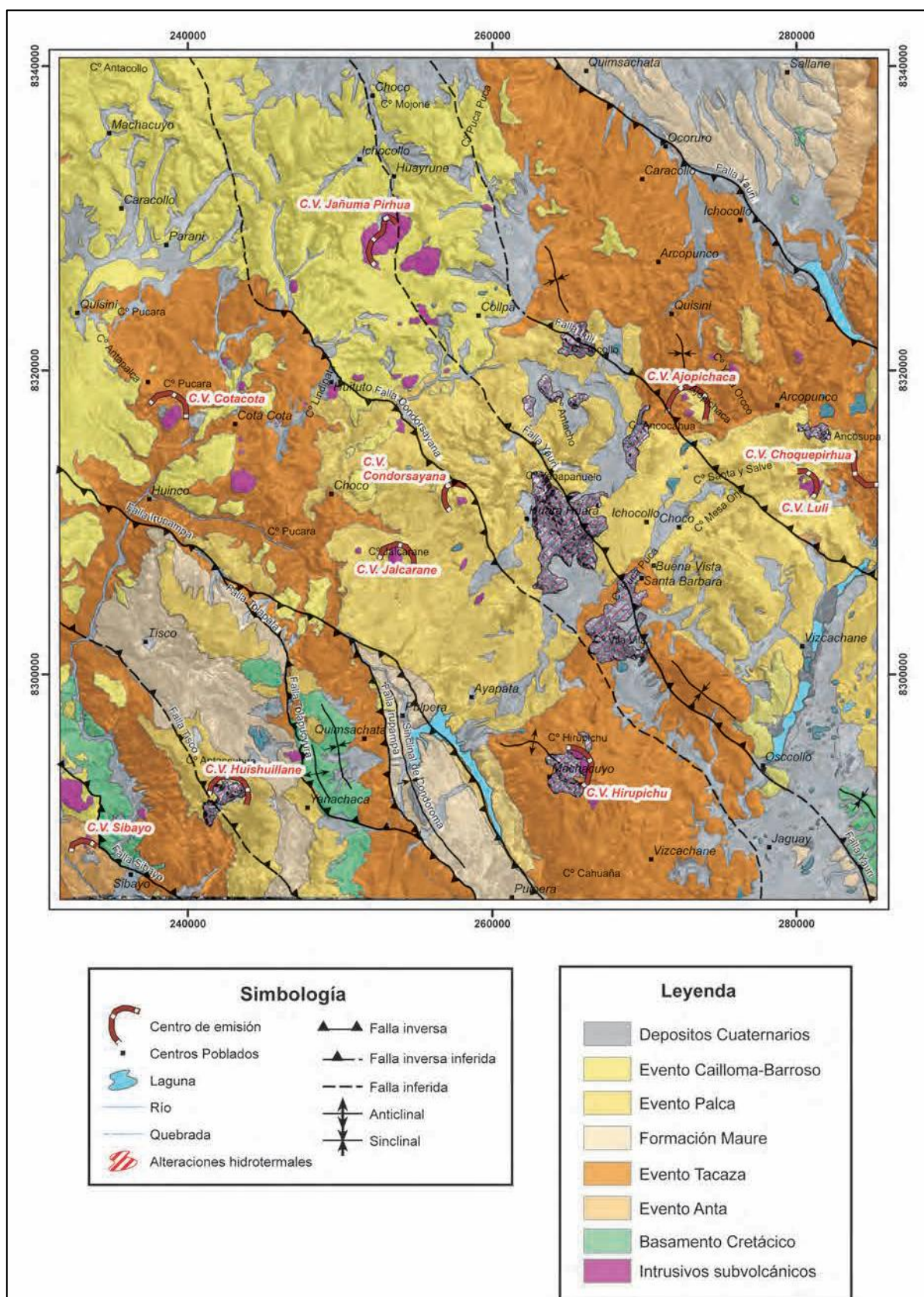
Plegamientos en los frentes de minado



Nota. Fotografía e ilustración propia del autor

Figura 33.

Mapa de geología estructural de la zona



Nota. Tomado de Cerpa et al. (2011)

3.4.2.3. Geología del depósito

3.4.2.3.1. Zona C2

Se encuentra infra yaciendo al estrato C3, tiene un ancho de 20 metros, son calizas nodulares de grano fino a medio, de color gris y compacta. Contiene bajo contenido de venillas de calcita, y alto contenido de chert de composición silícea y calcárea de diversos tamaños. Con leyes promedio de 89.71 % de CaCO_3

Figura 34.

Zona C2 en el depósito Na.



Nota. Fotografía e ilustración propia del autor

3.4.2.3.2. Zona C3

Secuencia de calizas cálcicas limpias con alto contenido de carbonato de calcio, tiene un ancho promedio de 16 metros. Cuenta con una textura kárstica, dura masiva, de grano fino a medio, de color grisáceo en fractura fresca y gris amarillenta en superficie intemperizada. Presenta abundantes venillas de calcita que se entrecruzan entre sí. Con leyes promedio de 94.61 % de CaCO_3 .

Figura 35.

Zona C3 en el depósito Na



Nota. Tomado de área extracción y trituración – Geología

3.4.2.3.3. Zona C4

Se encuentra encima del estrato C3, está fuertemente erosionado, tiene potencia de hasta 10 metros en promedio con pequeños nódulos de chert diseminados, (menor al 1%). Posee un color gris, amarillento en la superficie intemperizada y marrón claro en fractura fresca, con textura kárstica moderada. Es de grano medio y tiene una ley promedio de 88.5 % de CaCO_3 .

Figura 36.

Zona C4 en el depósito Na



Nota. Tomado de área extracción y trituración – Geología

3.4.3. Muestra

La muestra son los parámetros de voladura (Burden, espaciamiento, Longitud del stemming, Densidad del explosivo, Cantidad de explosivo/taladro, Factor de carga, Altura de Banco, Diámetro de perforación); Características geomecánicas (Densidad de la roca, Módulo de Young, Tamaño estimado de bloques) y el X50.

Finalmente, 10 voladuras finales fueron evaluadas para comprobar que el modelo escogido predecía la fragmentación con mayor confiabilidad, y, por lo tanto, se podían realizar simulaciones de las variables del diseño de la voladura en oficina, antes de probar las modificaciones en campo, sin utilizar ineficientemente los recursos de la empresa y reducir el X50 de la fragmentación.

3.5. Métodos, técnicas e instrumentos para la recolección de datos

3.5.1. Medición de fragmentación de las voladuras mediante Wipfrag

La medición correcta de la fragmentación obtenida de las voladuras involucra que el personal de la voladura esté capacitado y enterado de las pruebas realizadas, de esta forma buscando minimizar posibles errores.

Las voladuras evaluadas fueron 40. Una vez que la pila volada se encuentra debidamente dispuesta en el banco inferior, se procede a tomar colocar los objetos en la zona delantera y trasera de la voladura, estos objetos que servían como escala en el Software, a partir del tamaño conocido de estos objetos, el software estima el tamaño de la roca. Mencionar que los objetos utilizados como referencias para escalar en el software fueron: Cascos de 30 cm y parte de barra de perforación de 40 cm, de acuerdo a la Figura 37.

Figura 37.

Frente volado en la operación minera



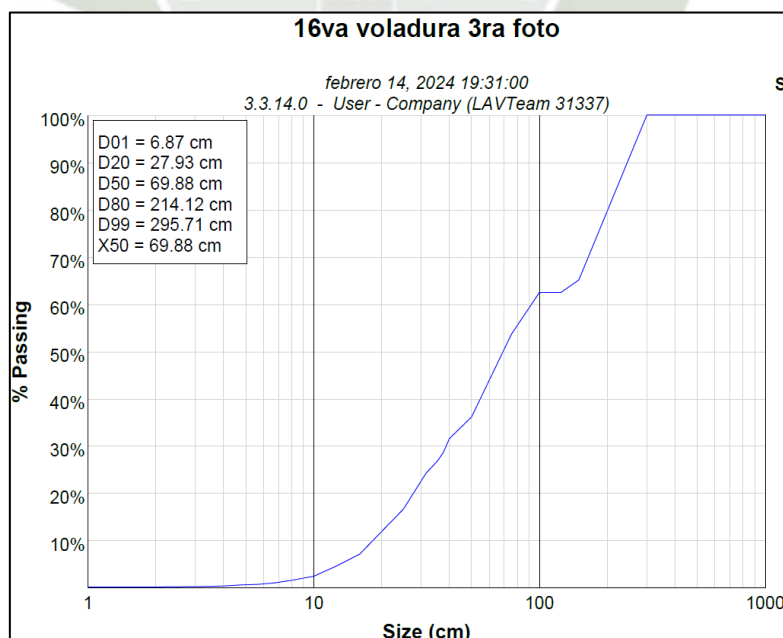
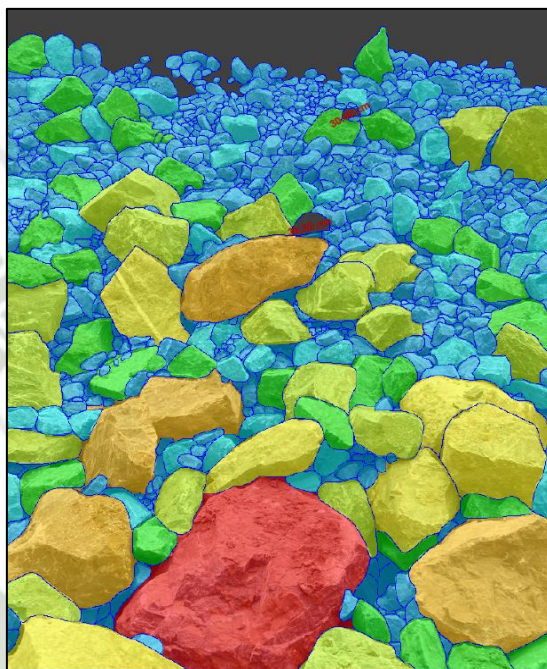
Nota. Fotografía e ilustración propia del autor

El software utilizado fue Wipfrag para el análisis digital de las fotografías tomadas en campo, dicho software te permite insertar una imagen, tiene una función de delineado que reconoce formas y posibles trazos de los bordes de las rocas que se pueden modificar, de esta manera se puede corregir algunos trazos que sean

incorrectos. También se debe colocar una escala ya conocida, para esto se coloca un objeto con una longitud conocida antes de tomar la fotografía y para su posterior análisis. A partir de esto se obtiene una curva granulométrica, con un tamaño específico para el 20%, 50%, 80% pasante, etc; como se visualiza en la

Figura 38.

Análisis de la fragmentación realizado en wipfrag

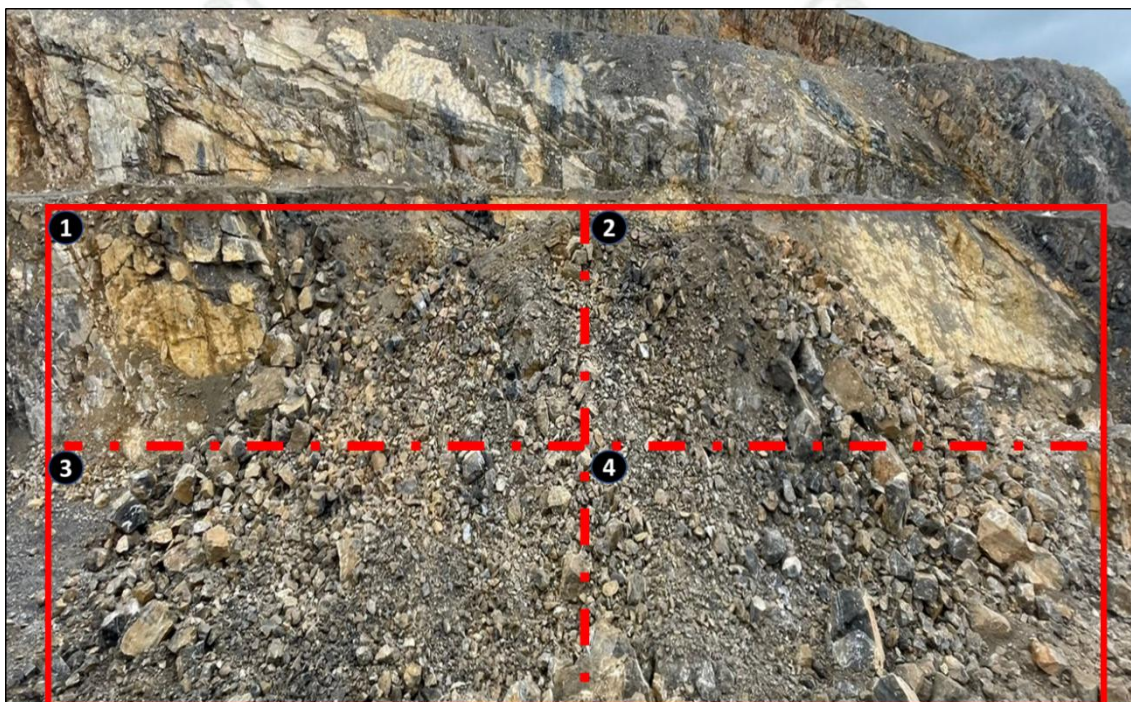


Nota. Fotografía e ilustración propia del autor

Para el análisis de la fragmentación, se realizaron varias fotos después de la voladura, para que sea una muestra homogénea, se tomaron muestras de los lados superiores e inferiores izquierdo y derecho; y a partir de estas curvas se tomó un promedio como representativo para la granulometría de una voladura. A continuación, se muestra el formato usado para la toma de fotografía en la Figura 39 y se muestra plantilla real utilizada en el Anexo N° 5.

Figura 39.

Metodología para evaluación de la fragmentación real



Nota. Fotografía e ilustración propia del autor

Leyenda:

- 1: Zona superior izquierda
- 2: Zona superior derecha
- 3: Zona inferior izquierda
- 4: Zona inferior derecha

3.5.2. Recopilación en una base de datos de todas las variables analizadas

Las variables a evaluar para cada una de las voladuras son las ratios de SB, HB, BD, TB, Pf, XB, E y X50. Las 4 primeras son ratios entre las variables de diseño de una voladura. Donde S es el espaciamiento (m), B es el burden (m), H es la altura de banco (m), D es el diámetro de perforación (m), T es el taco (m), Pf es el factor de carga (Kg/m³), XB es el tamaño in situ de los bloques (m), E el Módulo de Young (Gpa) y X50 es el tamaño promedio de los fragmentos obtenidos de la voladura real (m). Se muestra las variables recopiladas para las 40 voladuras medidas y utilizadas en el estudio:

Figura 40.

Tabla de datos con las 40 voladuras evaluadas

Nro real	Tajo	Diámetro (m)	S/B	H/B	B/D	T/B	PF (KG/M3)	XB (m)	E (Gpa)	X50 (m)
1	Pit I	3.5	1.33	2.20	33.75	0.83	0.32	1.33	35.00	0.24
2	Fase I	3.5	1.60	4.40	28.12	1.00	0.48	0.46	28.00	0.37
3	Pit I Ext	3.5	1.33	3.67	33.75	1.17	0.35	1.16	25.00	0.28
4	Pit I Ext	3.5	2.00	5.00	22.50	1.65	0.53	0.82	28.00	0.20
5	Fase I	3.5	1.33	2.13	33.75	0.87	0.27	1.05	25.00	0.33
6	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	1.20	0.33	0.88	28.00	0.37
7	Pit I	4.0	1.67	3.67	29.53	1.50	0.30	0.44	23.00	0.59
8	Pit I Ext	4.0	1.25	2.75	39.37	1.00	0.24	0.44	22.00	0.48
9	Pit I Ext	4.0	1.67	3.67	29.53	1.23	0.34	0.40	22.00	0.57
10	Pit I Ext	4.0	1.33	3.67	29.53	1.17	0.43	0.60	20.00	0.46
11	Pit I Ext	4.0	1.67	3.33	29.53	1.17	0.34	0.68	20.00	0.50
12	Pit I Ext	4.0	1.67	3.00	29.53	1.20	0.27	0.66	30.00	0.58
13	Pit I Ext	4.0	1.67	3.40	29.53	0.87	0.33	0.54	27.00	0.71
14	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.07	0.43	0.28	25.00	1.18
15	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.18	0.44	0.39	24.00	0.58
16	Pit I	4.0	1.67	3.33	29.53	1.07	0.35	1.73	24.00	0.58
17	Pit I Ext	4.0	1.61	3.93	27.56	1.11	0.43	0.28	25.00	0.70
18	Pit I	4.0	1.71	3.57	27.56	0.96	0.41	0.39	27.00	0.31
19	Pit I Ext	4.0	1.71	4.29	27.56	1.45	0.36	0.52	21.00	0.65
20	Pit I	4.0	1.43	2.86	34.45	0.86	0.31	0.43	24.00	0.59
21	Pit I	4.0	1.48	3.55	30.51	1.29	0.34	0.42	23.00	0.33
22	Pit I	4.0	1.43	2.91	34.45	1.23	0.26	0.39	22.00	0.66
23	Pit I	3.5	1.80	4.20	28.12	1.56	0.35	0.68	20.00	0.39
24	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.37	27.00	0.39
25	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.49	23.00	0.47
26	Pit I Ext	4.0	1.29	2.71	27.56	1.18	0.46	0.22	25.00	0.88
27	Pit I	3.5	1.80	4.12	28.12	1.72	0.33	0.62	20.00	0.55
28	Pit I	4.0	1.47	2.97	33.46	1.24	0.27	0.48	22.00	0.41
29	Pit I Ext	3.5	1.52	3.03	37.12	1.18	0.23	1.05	25.00	0.25
30	Pit I Ext	4.0	1.43	2.86	34.45	1.14	0.27	0.27	25.00	0.98
31	Fase I	4.0	1.68	3.93	27.56	1.29	0.41	0.56	28.00	0.36
32	Fase I	3.5	1.43	4.13	33.75	1.17	0.34	0.55	27.00	0.46
33	Fase I	4.0	1.33	4.00	29.53	1.00	0.47	0.56	27.00	0.36
34	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	1.11	25.00	0.94
35	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	0.52	25.00	0.35
36	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	0.87	0.36	0.33	28.00	0.84
37	Fase I	4.0	1.33	4.07	29.53	1.00	0.47	0.49	27.00	0.42
38	Fase I	4.0	1.43	3.14	27.56	0.96	0.46	0.65	27.00	0.39
39	Pit I	3.5	1.54	3.61	31.50	1.29	0.34	0.61	20.00	0.56
40	Pit I	3.5	1.43	3.50	33.75	1.10	0.33	0.42	20.00	0.33

Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

A partir de esta base de datos, se realiza el modelo de análisis multivariable y modelo de redes neuronales (este último junto a las 90 voladuras adicionales del estudio de (Kulatilake, 2010). Esta información es aquella con la que se trabaja y muestra las variables de diseño y los resultados de las voladuras evaluadas.

3.5.3. Modelo de Kuz – Ram y determinación de fragmentación predicha

Basado en el modelo matemático definido por Kuznetsov y luego modificado por Cunningham, se muestra el X50 predicho por Kuz Ram en la siguiente tabla. Así mismo, la plantilla utilizada para este cálculo está indicada en el Anexo N° 2.

Figura 41.

Tabla de datos con el x50 predicho por kuz ram

BASE DE DATOS PARA PREDICCIÓN CON KUZNETZOV																					X50
Nro real	Tajo	Diámetro (m)	S/B	H/B	B/D	T/B	PF (KG/M3)	XB (m)	E (Gpa)	X50 (m)	B (m)	S (m)	H (m)	D (m)	T (m)	Vol (m3)	QT (kg)		predicción Kuznetzov (m)		
1	Pit I	3.5	1.33	2.20	33.75	0.83	0.32	1.33	35.00	0.24	3.00	4.00	6.60	0.09	2.50	79.20	25.30		0.243		
2	Fase I	3.5	1.60	4.40	28.12	1.00	0.48	0.46	28.00	0.37	2.50	4.00	11.00	0.09	2.50	110.00	52.25		0.332		
3	Pit I Ext	3.5	1.33	3.67	33.75	1.17	0.35	1.16	25.00	0.28	3.00	4.00	11.00	0.09	3.50	132.00	46.75		0.345		
4	Pit I Ext	3.5	2.00	5.00	22.50	1.65	0.53	0.82	28.00	0.20	2.00	4.00	10.00	0.09	3.30	80.00	42.35		0.212		
5	Fase I	3.5	1.33	2.13	33.75	0.87	0.27	1.05	25.00	0.33	3.00	4.00	6.40	0.09	2.60	76.80	20.90		0.311		
6	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	1.20	0.33	0.88	28.00	0.37	3.00	4.00	10.00	0.09	3.60	120.00	39.60		0.395		
7	Pit I	4.0	1.67	3.67	29.53	1.50	0.30	0.44	23.00	0.59	3.00	5.00	11.00	0.10	4.50	165.00	50.25		0.327		
8	Pit I Ext	4.0	1.25	2.75	39.37	1.00	0.24	0.44	22.00	0.48	4.00	5.00	11.00	0.10	4.00	220.00	52.26		0.400		
9	Pit I Ext	4.0	1.67	3.67	29.53	1.23	0.34	0.40	22.00	0.57	3.00	5.00	11.00	0.10	3.70	165.00	55.61		0.435		
10	Pit I Ext	4.0	1.33	3.67	29.53	1.17	0.43	0.60	20.00	0.46	3.00	4.00	11.00	0.10	3.50	132.00	56.95		0.199		
11	Pit I Ext	4.0	1.67	3.33	29.53	1.17	0.34	0.68	20.00	0.50	3.00	5.00	10.00	0.10	3.50	150.00	50.25		0.428		
12	Pit I Ext	4.0	1.67	3.00	29.53	1.20	0.27	0.66	30.00	0.58	3.00	5.00	9.00	0.10	3.60	135.00	36.85		0.515		
13	Pit I Ext	4.0	1.67	3.40	29.53	0.87	0.33	0.54	27.00	0.71	3.00	5.00	10.20	0.10	2.60	153.00	50.92		0.613		
14	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.07	0.43	0.28	25.00	1.18	2.80	4.50	10.00	0.10	3.00	126.00	53.60		0.261		
15	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.18	0.44	0.39	24.00	0.58	2.80	4.50	10.00	0.10	3.30	126.00	54.94		0.256		
16	Pit I	4.0	1.67	3.33	29.53	1.07	0.35	1.73	24.00	0.58	3.00	5.00	10.00	0.10	3.20	150.00	52.26		0.303		
17	Pit I Ext	4.0	1.61	3.93	27.56	1.11	0.43	0.28	25.00	0.70	2.80	4.50	11.00	0.10	3.10	138.60	59.63		0.263		
18	Pit I	4.0	1.71	3.57	27.56	0.96	0.41	0.39	27.00	0.31	2.80	4.80	10.00	0.10	2.70	134.40	55.61		0.400		
19	Pit I Ext	4.0	1.71	4.29	27.56	1.45	0.36	0.52	21.00	0.65	2.80	4.80	12.00	0.10	4.07	161.28	57.96		0.291		
20	Pit I	4.0	1.43	2.86	34.45	0.86	0.31	0.43	24.00	0.59	3.50	5.00	10.00	0.10	3.00	175.00	53.60		0.436		
21	Pit I	4.0	1.48	3.55	30.51	1.29	0.34	0.42	23.00	0.33	3.10	4.60	11.00	0.10	4.00	156.86	53.60		0.309		
22	Pit I	4.0	1.43	2.91	34.45	1.23	0.26	0.39	22.00	0.66	3.50	5.00	10.20	0.10	4.30	178.50	46.23		0.521		
23	Pit I	3.5	1.80	4.20	28.12	1.56	0.35	0.68	20.00	0.39	2.50	4.50	10.50	0.09	3.90	118.13	41.80		0.341		
24	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.37	27.00	0.39	3.50	5.00	10.30	0.10	4.00	180.25	48.91		0.513		
25	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.49	23.00	0.47	3.50	5.00	10.30	0.10	4.00	180.25	48.91		0.508		
26	Pit I Ext	4.0	1.29	2.71	27.56	1.18	0.46	0.22	25.00	0.88	2.80	3.60	7.60	0.10	3.30	76.61	35.51		0.227		
27	Pit I	3.5	1.80	4.12	28.12	1.72	0.33	0.62	20.00	0.55	2.50	4.50	10.30	0.09	4.30	115.88	38.50		0.412		
28	Pit I	4.0	1.47	2.97	33.46	1.24	0.27	0.48	22.00	0.41	3.40	5.00	10.10	0.10	4.20	171.70	46.23		0.505		
29	Pit I Ext	3.5	1.52	3.03	37.12	1.18	0.23	1.05	25.00	0.25	3.30	5.00	10.00	0.09	3.90	165.00	37.95		0.597		
30	Pit I Ext	4.0	1.43	2.86	34.45	1.14	0.27	0.27	25.00	0.98	3.50	5.00	10.00	0.10	4.00	175.00	46.90		0.297		
31	Fase I	4.0	1.68	3.93	27.56	1.29	0.41	0.56	28.00	0.36	2.80	4.70	11.00	0.10	3.60	144.76	59.63		0.433		
32	Fase I	3.5	1.43	4.13	33.75	1.17	0.34	0.55	27.00	0.46	3.00	4.30	12.40	0.09	3.50	159.96	54.45		0.496		
33	Fase I	4.0	1.33	4.00	29.53	1.00	0.47	0.56	27.00	0.36	3.00	4.00	12.00	0.10	3.00	144.00	67.00		0.400		
34	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	1.11	25.00	0.94	2.70	3.80	10.00	0.09	3.00	102.60	44.00		0.341		
35	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	0.52	25.00	0.35	2.70	3.80	10.00	0.09	3.00	102.60	44.00		0.341		
36	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	0.87	0.36	0.33	28.00	0.84	3.00	4.00	10.00	0.09	2.60	120.00	43.45		0.282		
37	Fase I	4.0	1.33	4.07	29.53	1.00	0.47	0.49	27.00	0.42	3.00	4.00	12.20	0.10	3.00	146.40	68.34		0.254		
38	Fase I	4.0	1.43	3.14	27.56	0.96	0.46	0.65	27.00	0.39	2.80	4.00	8.80	0.10	2.70	98.56	44.89		0.357		
39	Pit I	3.5	1.54	3.61	31.50	1.29	0.34	0.61	20.00	0.56	2.80	4.30	10.10	0.09	3.60	121.60	41.25		0.294		
40	Pit I	3.5	1.43	3.50	33.75	1.10	0.33	0.42	20.00	0.33	3.00	4.30	10.50	0.09	3.30	135.45	45.10		0.422		

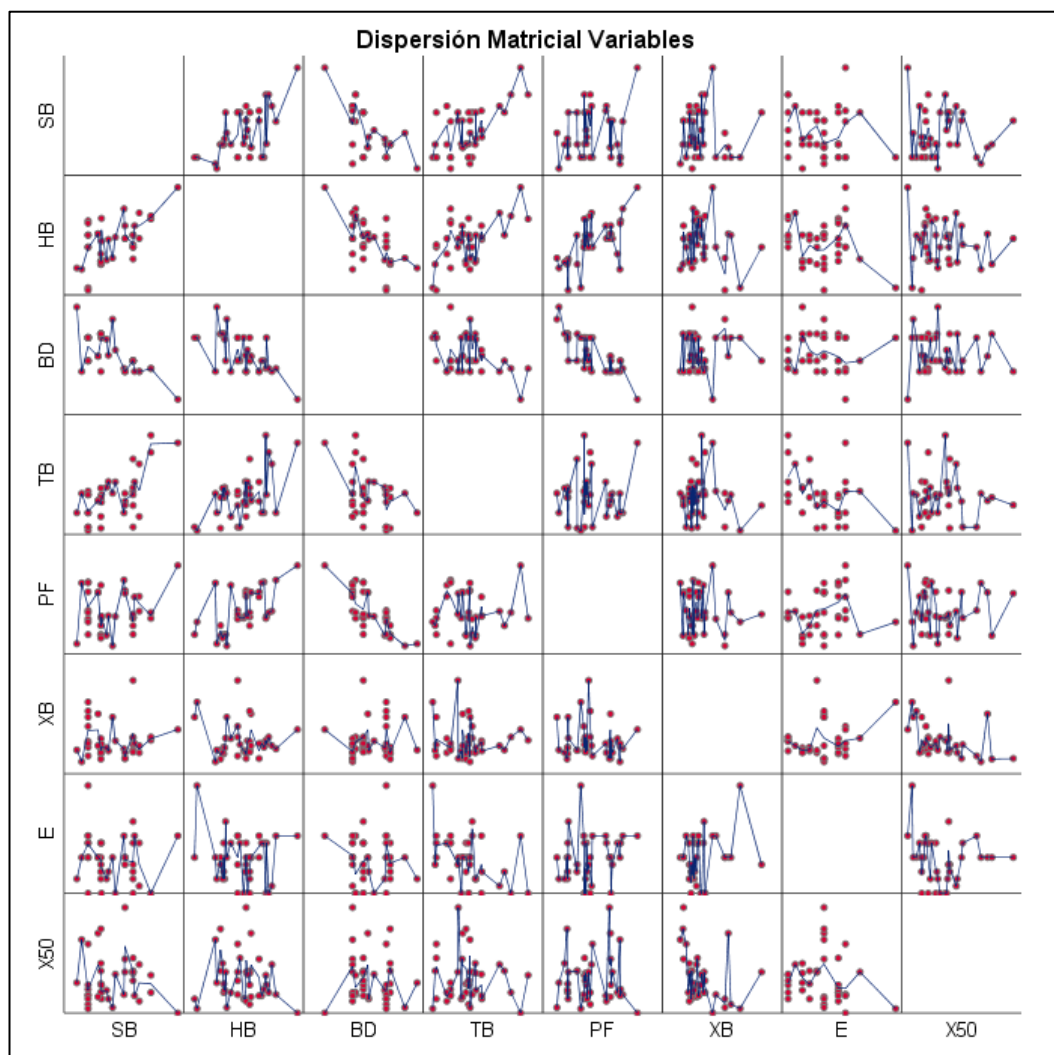
Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

3.5.4. Análisis estadístico para el MVR en SPSS Statistics

3.5.4.1. Matriz de dispersión (Scatterplot)

Figura 42.

Matriz de dispersión de la data con sus respectivas variables



Nota. Cálculos del autor en SPSS STATISTICS 25

A partir del gráfico previo, se puede interpretar lo siguiente:

- No se ve una relación lineal representativa para ninguna de las variables. Las relaciones con X50 muestran mucha dispersión, existe variabilidad que se aprecia visualmente. Es necesario ver las correlaciones entre las variables para definir cuál sería la mejor relación existente entre ellas.

Existe una buena correlación entre las variables PF y HB, E y PF, E y XB y X50 y XB, el orden sería el siguiente:

- Pf y HB: Se visualiza una correlación positiva
- E y Pf: Se visualiza positiva.
- E y XB: Se visualiza negativa.
- X50 y XB: Se visualiza negativa.

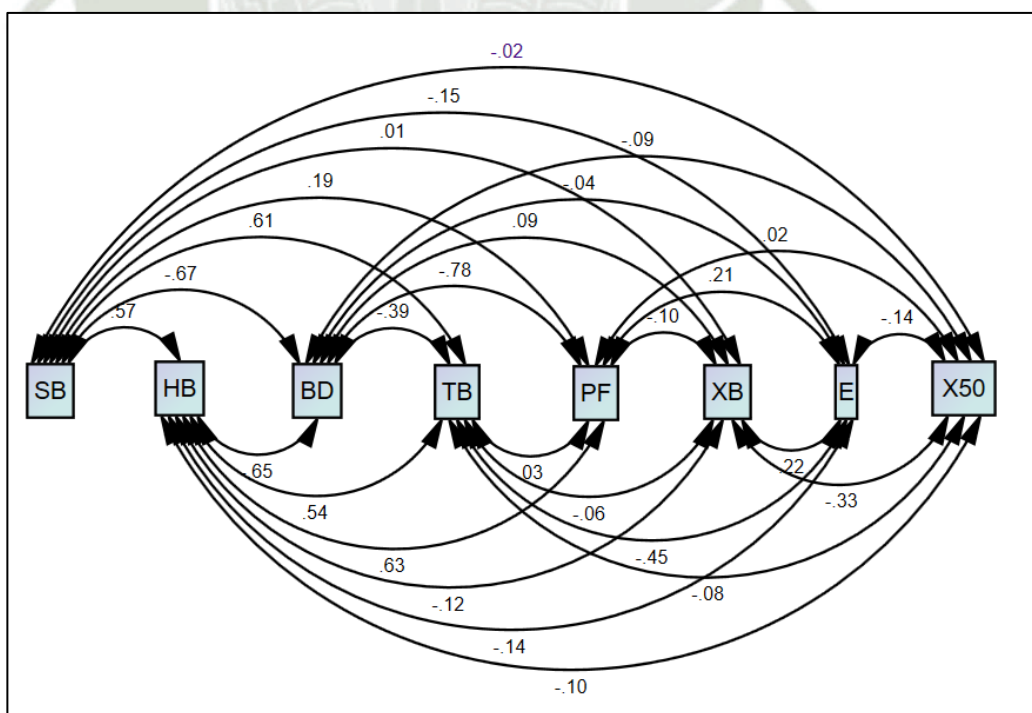
3.5.4.2. Evaluación de correlaciones

Este análisis se realiza en búsqueda del valor con mejor correlación entre las variables evaluadas. Es necesario aclarar que las variables a considerar representan diferentes enfoques de las voladuras, es decir, en diferentes zonas de la mina, por lo tanto, distintos objetivos para cada voladura.

Se realiza una evaluación de las correlaciones que existen entre todas las variables, se presenta en la siguiente Figura 43 y Tabla 4.

Figura 43.

Correlaciones estructurales de las variables



Nota: Cálculos del autor en SPSS STATISTICS 25- AMOS 25 Graphics

Tabla 4.
Correlaciones entre las variables

	Estimate
HB <--> SB	.570
SB <--> BD	-.666
SB <--> TB	.611
SB <--> PF	.179
SB <--> XB	.008
SB <--> E	-.148
SB <--> X50	-.017
HB <--> BD	-.644
HB <--> TB	.542
HB <--> PF	.622
HB <--> XB	-.123
HB <--> E	-.143
HB <--> X50	-.102
BD <--> TB	-.385
BD <--> PF	-.775
BD <--> XB	.095
BD <--> E	-.044
BD <--> X50	-.090
TB <--> PF	.022
TB <--> XB	-.059
TB <--> E	-.448
TB <--> X50	-.076
PF <--> XB	-.095
PF <--> E	.211
PF <--> X50	.025
XB <--> E	.224
XB <--> X50	-.334
E <--> X50	-.144

Nota. Cálculos del autor en SPSS STATISTICS 25- AMOS 25 Graphics

En la tabla de correlaciones se observa que las cinco más importantes son las siguientes:

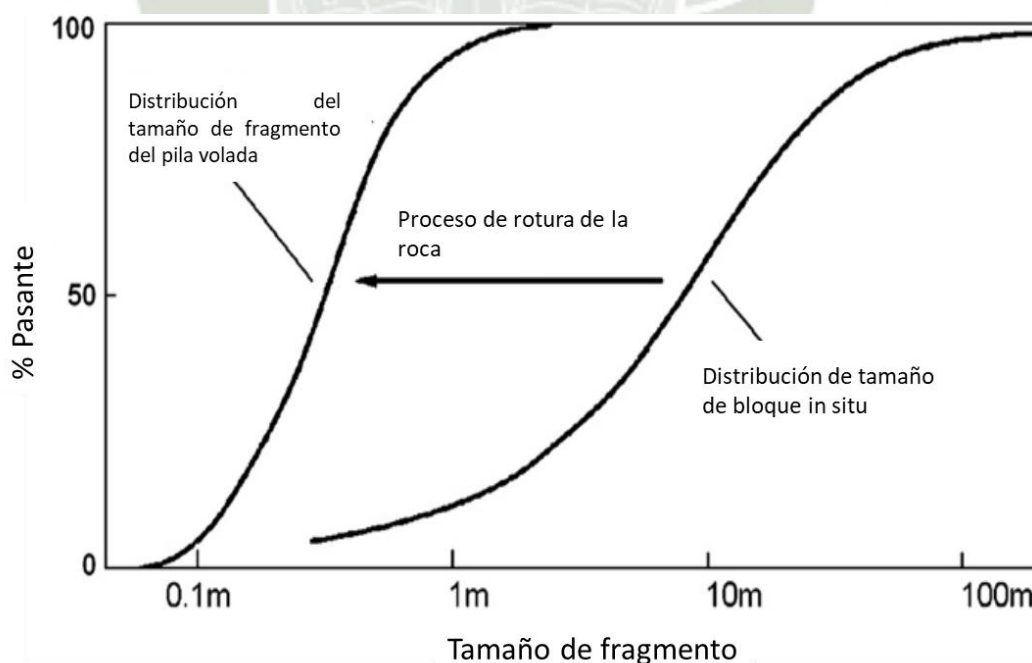
- 1) BD y PF -0.781
- 2) SB y BD -0.667
- 3) HB y BD -0.645
- 4) HB y PF 0.627
- 5) SB y TB 0.612

Es importante señalar que el análisis de una ratio que esté directamente relacionado a la fragmentación es importante y viene citándose en investigaciones previas, por lo que el X50 debe estar involucrado en el Índice de fragmentación.

El índice de fragmentación fue propuesto por Aler, es utilizado para medir la eficiencia de una voladura y contempla dos variables, el XB y el X50. El XB es el tamaño de los bloques in situ y el X50 es el representativo de la fragmentación. La Figura 35. muestra que el tamaño de fragmento obtenido de una voladura está directamente relacionado al que fue su tamaño de bloque antes de la voladura. (Aler, 1996)

Figura 44.

Transformación del tamaño de bloque in situ a un tamaño de bloque volado



Nota. Tomado de T. Hudaverdy (2012)

Por lo tanto, se muestran las correlaciones ordenadas de las variables que involucran al X50:

1) XB y X50	-0.334
2) E y X50	-0.144
3) HB y X50	-0.101
4) BD y X50	-0.090
5) PF y X50	0.20
6) SB y X50	0.024

Esto corrobora la matriz de dispersión previa mostrada en la Figura 42. La mejor correlación es la observada entre XB y X50, la intensidad es moderada y el tipo es negativa. La interpretación no sigue la lógica evidente, es decir:

- Frente un menor tamaño de bloques (XB), habrá un menor tamaño promedio de fragmentación (X50). Podría existir un comportamiento atípico, por el cual se genere un sobre fracturamiento en los bloques con mayor tamaño. Esto puede asociarse a una decisión operativa, cuando se observó bloques con tamaños grandes, se aumentó el Factor de carga.

3.5.4.3. Análisis de varianza y covarianzas

Figura 45.

Varianza entre las variables

ANÁLISIS DE VARIANZA						
Origen de las variaciones	Suma de cuadrados	Grados de libertad	Promedio de los cuadrados	F	Probabilidad	Valor crítico para F
Entre grupos	40729.53575	6	6788.255959	2129.66332	5.1453E-226	2.131866138
Dentro de los grupos	870.1816196	273	3.18747846			
Total	41599.71737	279				

Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

Se realizó un análisis de varianza de las variables de SB, HB, BD, TB, PF, XB y E. El P valor es 5.1453E-226, lo que quiere decir que es menor a 0.05, de esta forma se rechaza la hipótesis nula y se acepta la hipótesis alternativa; lo que quiere decir que se puede realizar un análisis de los datos evaluados. Donde la Ho es que los valores son iguales, y la Ha es que los valores no son iguales.

Tabla 5.
Covarianzas entre las variables

	Estimate	S.E.	C.R.	P	Label
HB <--> SB	.057	.018	3.092	.002	par_1
SB <--> BD	-.375	.108	-3.462	***	par_2
SB <--> TB	.021	.006	3.256	.001	par_3
SB <--> PF	.002	.002	1.103	.270	par_4
SB <--> XB	.000	.009	.049	.961	par_5
SB <--> E	-.081	.088	-.912	.362	par_6
SB <--> X50	-.001	.006	-.107	.915	par_7
HB <--> BD	-1.245	.368	-3.383	***	par_8
HB <--> TB	.064	.022	2.977	.003	par_9
HB <--> PF	.027	.008	3.300	***	par_10
HB <--> XB	-.022	.029	-.763	.446	par_11
HB <--> E	-.267	.303	-.881	.378	par_12
HB <--> X50	-.013	.020	-.631	.528	par_13
BD <--> TB	-.258	.115	-2.243	.025	par_14
BD <--> PF	-.193	.050	-3.826	***	par_15
BD <--> XB	.099	.166	.593	.553	par_16
BD <--> E	-.462	1.702	-.272	.786	par_17
BD <--> X50	-.064	.115	-.560	.575	par_18
TB <--> PF	.000	.002	.134	.893	par_19
TB <--> XB	-.004	.010	-.367	.713	par_20
TB <--> E	-.292	.114	-2.552	.011	par_21
TB <--> X50	-.003	.007	-.474	.635	par_22
PF <--> XB	-.002	.004	-.590	.555	par_23
PF <--> E	.051	.040	1.287	.198	par_24
PF <--> X50	.000	.003	.156	.876	par_25
XB <--> E	.225	.165	1.368	.171	par_26
XB <--> X50	-.023	.011	-1.978	.048	par_27
E <--> X50	-.099	.112	-.889	.374	par_28

Nota. Cálculos del autor en SPSS STATISTICS 25- AMOS 25 Graphics

La anterior tabla corrobora lo previamente aclarado, la correlación entre XB y X50 es moderada, es negativa y es significativa (en base al P valor < 0.05).

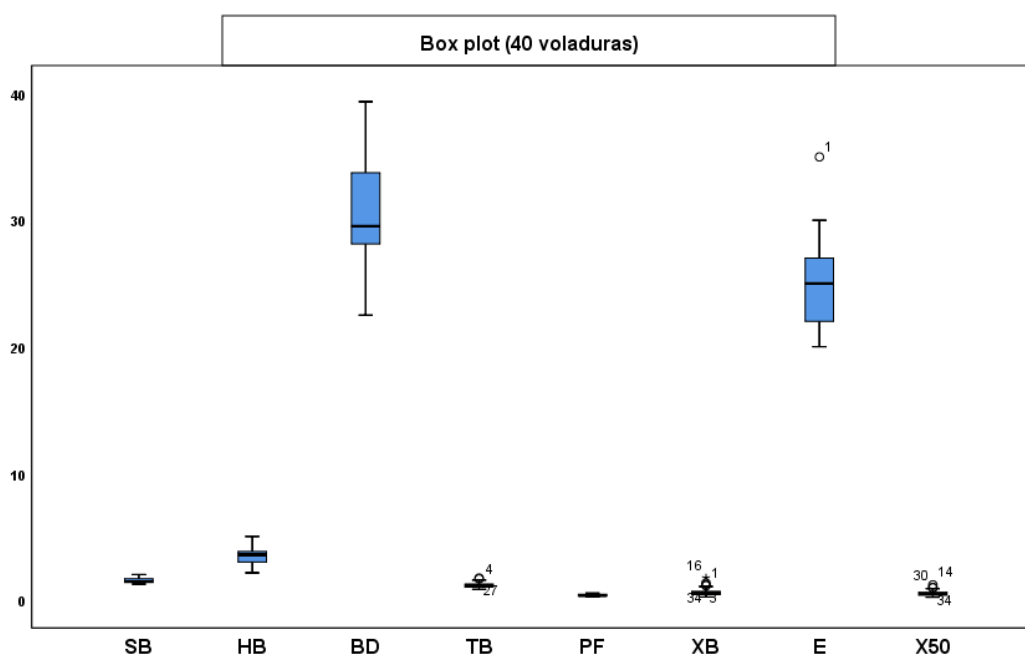
En investigaciones previas y en las que el presente estudio se basó, como la de (T. Hudaverdy, 2012) y (Rojas Linares, 2021), se realiza un método estadístico multivariable como el Análisis discriminante. En este caso no se aplicará el Análisis discriminante lineal debido a:

- En la matriz de dispersión mostrada en la Figura 42, se observa una alta dispersión de todas las variables, pero no agrupamientos o patrones claros.
- La Tabla 4 de correlaciones muestra valores bajos, a excepción del XB y X50 (-0.334), sin embargo, muestra una relación inversa.
- La Tabla 5 de covarianzas demuestra que solo una variable es significativa, es XB y X50; sin embargo, covarianzas débiles.
- Recordando que el propósito del Análisis discriminante es clasificar con precisión y validar nuevos grupos existentes, al no tener correlaciones fuertes y covarianzas débiles, no puede definirse una separación clara discriminativa.

3.5.4.4. BOX PLOT

Figura 46.

Box plot de las 8 variables evaluadas para el G1



Nota. Cálculos del autor en SPSS STATISTICS 25- AMOS 25 Graphics

- La Figura 46 demuestra que las variables con mayor variabilidad en la base de datos de las voladuras son, la ratio BD y el E. Por un lado, tenemos el BD que está directamente relacionado al diseño de la voladura y por el otro tenemos a una variable que caracteriza el macizo rocoso y no es controlable.

3.5.5. Modelo de análisis multivariante de regresión múltiple y determinación de fragmentación predicha

Se presenta la ecuación para la regresión lineal simple y múltiple, esta ecuación se obtiene a partir de los datos mostrados en la Figura 47. En base a estas ecuaciones se define cómo está estructurada la ecuación para el modelo de regresión múltiple en este caso. Se necesitan calcular los distintos coeficientes basados en la data disponible.

Estimated Coefficients:

	Estimate	SE	tstat	pValue
(Intercept)	3.0448	2.2662	1.3436	0.18852
x1	-0.17887	0.51766	-0.34554	0.73195
x2	-0.061724	0.13065	-0.47244	0.63982
x3	-0.035736	0.038053	-0.93911	0.35471
x4	-0.21713	0.28563	-0.76018	0.45271
x5	-0.73208	1.6194	-0.45208	0.65426
x6	-0.20407	0.11494	-1.7754	0.085345
x7	-0.012324	0.012801	-0.96272	0.3429

Nota. Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- $$X50 = 3.0448 - 0.17887 \left(\frac{S}{B} \right) - 0.061724 \left(\frac{H}{B} \right) - 0.035736 \left(\frac{B}{D} \right) - 0.21713 \left(\frac{T}{B} \right) - 0.73208(PF) - 0.20407(XB) - 0.012324(E)$$
- x1 = (S/B), x2 = (H/B), x3 = (B/D), x4 = (T/B), x5 = (PF), x6 = (XB), x7 = (E)
- Estos coeficientes también pueden ser obtenidos mediante el uso de Microsoft Excel y SPSS Statistics.

Se muestra la Figura 48. con los resultados obtenidos para el X50 mediante Regresión múltiple.

Figura 47.

Tabla de datos con el x50 predicho por regresión múltiple

BASE DE DATOS PARA PREDICCIÓN CON REGRESIÓN LINEAL MÚLTIPLE											
Nro real	Tajo	Diámetro (m)	S/B	H/B	B/D	T/B	PF (KG/M3)	XB (m)	E (Gpa)	X50 (m)	X50 predicción MRV (m)
1	Pit I	3.5	1.33	2.20	33.75	0.83	0.32	1.33	35.00	0.24	0.346
2	Fase I	3.5	1.60	4.40	28.12	1.00	0.48	0.46	28.00	0.37	0.474
3	Pit I Ext	3.5	1.33	3.67	33.75	1.17	0.35	1.16	25.00	0.28	0.320
4	Pit I Ext	3.5	2.00	5.00	22.50	1.65	0.53	0.82	28.00	0.20	0.297
5	Fase I	3.5	1.33	2.13	33.75	0.87	0.27	1.05	25.00	0.33	0.563
6	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	1.20	0.33	0.88	28.00	0.37	0.375
7	Pit I	4.0	1.67	3.67	29.53	1.50	0.30	0.44	23.00	0.59	0.554
8	Pit I Ext	4.0	1.25	2.75	39.37	1.00	0.24	0.44	22.00	0.48	0.483
9	Pit I Ext	4.0	1.67	3.67	29.53	1.23	0.34	0.40	22.00	0.57	0.600
10	Pit I Ext	4.0	1.33	3.67	29.53	1.17	0.43	0.60	20.00	0.46	0.589
11	Pit I Ext	4.0	1.67	3.33	29.53	1.17	0.34	0.68	20.00	0.50	0.597
12	Pit I Ext	4.0	1.67	3.00	29.53	1.20	0.27	0.66	30.00	0.58	0.560
13	Pit I Ext	4.0	1.67	3.40	29.53	0.87	0.33	0.54	27.00	0.71	0.615
14	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.07	0.43	0.28	25.00	1.18	0.637
15	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.18	0.44	0.39	24.00	0.58	0.590
16	Pit I	4.0	1.67	3.33	29.53	1.07	0.35	1.73	24.00	0.58	0.347
17	Pit I Ext	4.0	1.61	3.93	27.56	1.11	0.43	0.28	25.00	0.70	0.609
18	Pit I	4.0	1.71	3.57	27.56	0.96	0.41	0.39	27.00	0.31	0.599
19	Pit I Ext	4.0	1.71	4.29	27.56	1.45	0.36	0.52	21.00	0.65	0.559
20	Pit I	4.0	1.43	2.86	34.45	0.86	0.31	0.43	24.00	0.59	0.579
21	Pit I	4.0	1.48	3.55	30.51	1.29	0.34	0.42	23.00	0.33	0.580
22	Pit I	4.0	1.43	2.91	34.45	1.23	0.26	0.39	22.00	0.66	0.573
23	Pit I	3.5	1.80	4.20	28.12	1.56	0.35	0.68	20.00	0.39	0.474
24	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.37	27.00	0.39	0.525
25	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.49	23.00	0.47	0.546
26	Pit I Ext	4.0	1.29	2.71	27.56	1.18	0.46	0.22	25.00	0.88	0.709
27	Pit I	3.5	1.80	4.12	28.12	1.72	0.33	0.62	20.00	0.55	0.475
28	Pit I	4.0	1.47	2.97	33.46	1.24	0.27	0.48	22.00	0.41	0.570
29	Pit I Ext	3.5	1.52	3.03	37.12	1.18	0.23	1.05	25.00	0.25	0.302
30	Pit I Ext	4.0	1.43	2.86	34.45	1.14	0.27	0.27	25.00	0.98	0.575
31	Fase I	4.0	1.68	3.93	27.56	1.29	0.41	0.56	28.00	0.36	0.477
32	Fase I	3.5	1.43	4.13	33.75	1.17	0.34	0.55	27.00	0.46	0.389
33	Fase I	4.0	1.33	4.00	29.53	1.00	0.47	0.56	27.00	0.36	0.506
34	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	1.11	25.00	0.94	0.386
35	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	0.52	25.00	0.35	0.505
36	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	0.87	0.36	0.33	28.00	0.84	0.529
37	Fase I	4.0	1.33	4.07	29.53	1.00	0.47	0.49	27.00	0.42	0.516
38	Fase I	4.0	1.43	3.14	27.56	0.96	0.46	0.65	27.00	0.39	0.600
39	Pit I	3.5	1.54	3.61	31.50	1.29	0.34	0.61	20.00	0.56	0.520
40	Pit I	3.5	1.43	3.50	33.75	1.10	0.33	0.42	20.00	0.33	0.544

Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

3.5.6. Modelo de redes neuronales y determinación de fragmentación predicha

3.5.6.1. Configuración de la red neuronal

En la Tabla 6, se muestra el código correspondiente a la configuración de la red neuronal. En la tabla se ven las funciones de activación propias de cada capa.

Tabla 6.

Configuración de la red neuronal

CÓDIGO	DETALLE
net = feedforwardnet ([11 6]), 'trainlm')	Creación de la red neuronal con 2 capas ocultas. La 1ra capa es de 11 neuronas y la 2da capa es de 6 neuronas. También se especifica el algoritmo a usar, el de Levenberg – Marquardt que suele usarse en la bibliografía como (Rojas Linares, 2021), (Kulatilake, 2010) y (López, 2015). Se realizaron diversas pruebas para encontrar el número de neuronas, 11 y 6 en la 1ra y 2da respectivamente fue el que mejor rendimiento tuvo.
net.layers{1}.transferFcn = 'tansig'	Función de activación tangente sigmoideal de la 1ra capa oculta.
net.layers{2}.transferFcn = 'logsig'	Función de activación sigmoideal logística de la 2da capa oculta.
net.layers{end}.transferFcn = 'purelin'	Función de activación lineal de la capa de salida.
net.trainParam.show = 50;	Establece que cada 50 épocas (epochs) se debe mostrar el progreso
net.trainParam.lr = 0.005	Establece el learning rate , los pesos se ajustan 0.005 en cada corrida
net.trainParam.lr_inc = 1.05	Estable el incremento del learning rate , en caso el error disminuya, el “lr” aumentará en un 5%
net.trainParam.mc = 0.9	Establece el momento , es decir, ayuda a no caer en oscilaciones. En este caso usa el 90% de

		cambio de peso anterior para que sume al nuevo cambio.
net.trainParam.epochs = 15000	=	Establece el número máximo para las corridas o épocas .
net.trainParam.goal = 1e-5		Establece el objetivo del error , quiere decir que en caso el entrenamiento llegue a 0.000001, este se detendrá.
net.performFcn = 'msereg'		Establece el error promedio al cuadrado con regularización , en este caso se otorgó el 50% al MSE y 50% a la regularización

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

Figura 48.

Script de la configuración de la red neuronal.

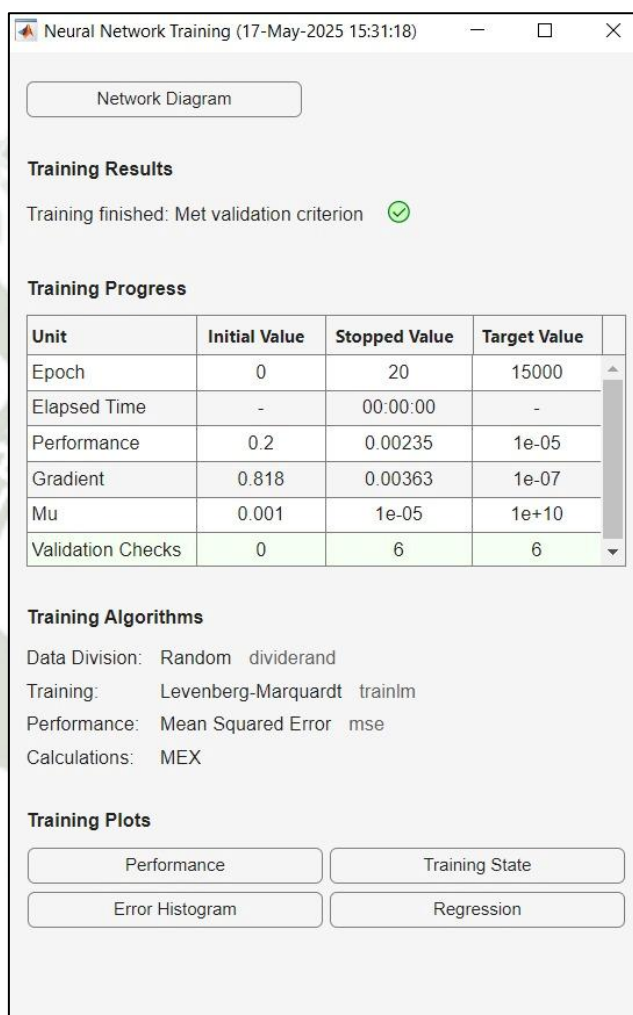
```
net = feedforwardnet([11 6], 'trainlm'); % 2 capas ocultas, de 11 y 6 neuronas
net.layers{1}.transferFcn = 'tansig'; % Similar a Edit. 2020
net.layers{2}.transferFcn = 'logsig'; % Similar a Edit. 2020
net.layers{end}.transferFcn = 'purelin'; % Similar a Edit. 2020
net.trainParam.show = 50;
net.trainParam.lr = 0.005;
net.trainParam.lr_inc = 1.05;
net.trainParam.mc = 0.9;
net.trainParam.epochs = 15000;
net.trainParam.goal = 1e-5;
net.performFcn = 'msereg';
```

Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

3.5.6.2. Entrenamiento de una red neuronal supervisadora y de Back Propagation con la base de datos en Matlab.

Figura 49.

Neural network training

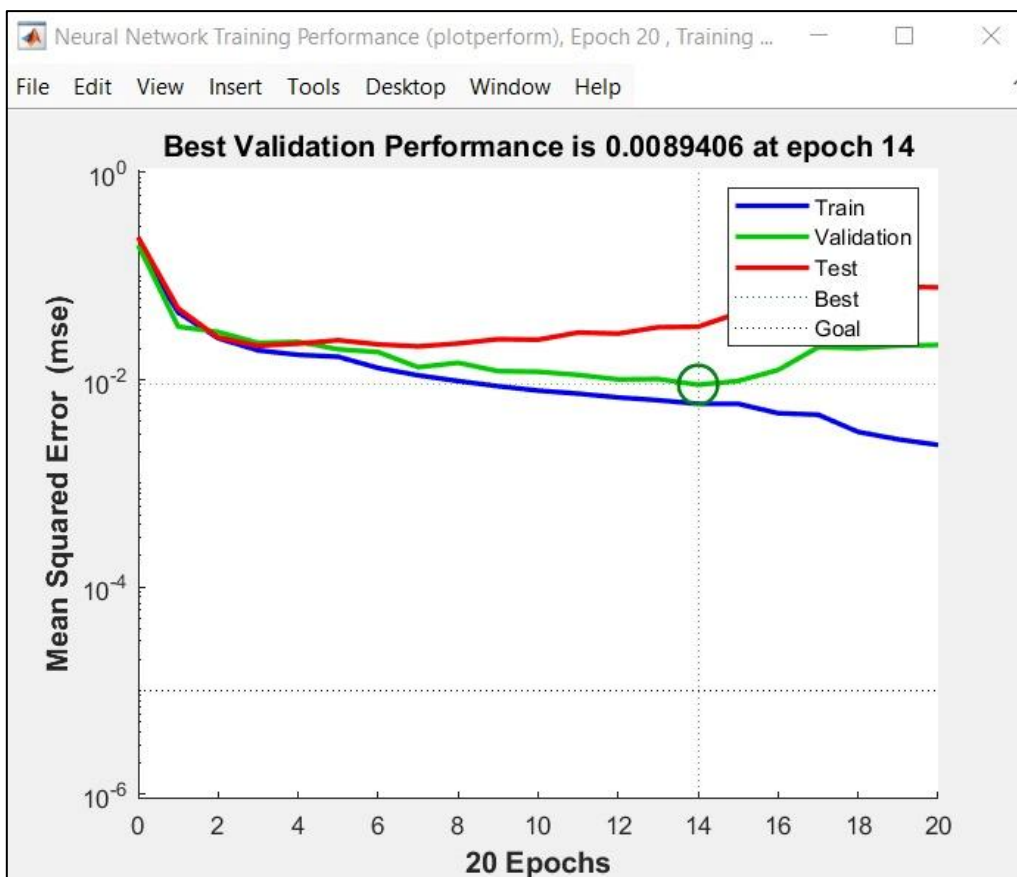


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

La Figura 49 muestra el entrenamiento que tuvo la ANN utilizada. Se puede apreciar características como las iteraciones, el tiempo de respuesta, desempeño, gradiente, entre otros. Así mismo, se confirma que el algoritmo de entrenamiento fue el de Levenberg – Marquardt. Este algoritmo es muy frecuente para regresión no lineal (ANN), así como utilizado para muestras pequeñas e intermedias (en este caso 130 voladuras); y su objetivo es minimizar el error entre el valor real y el predicho.

Figura 50.

Performance de la red neuronal que muestra la época y el MSE mínimo

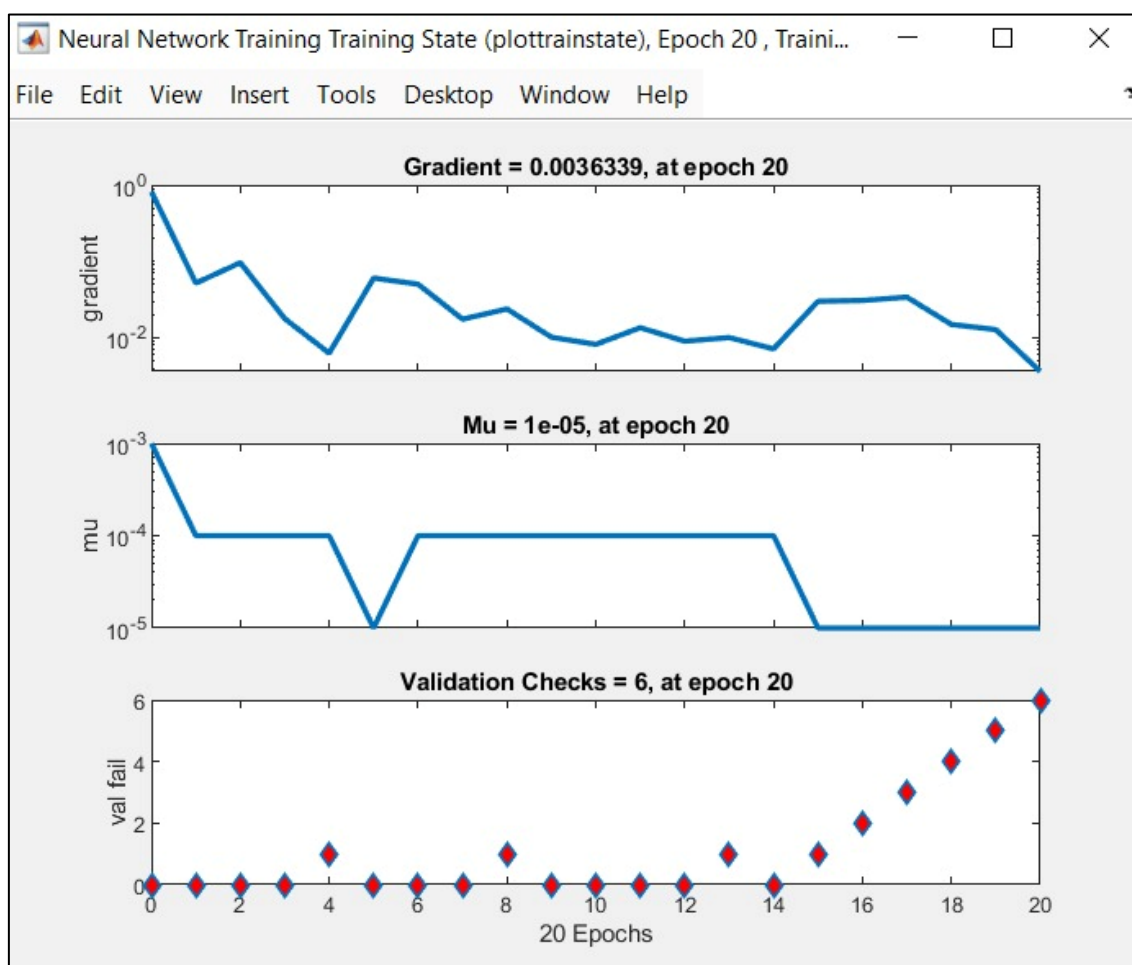


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

En la Figura 50 se observa el apartado TRAINING, se visualiza la cantidad de iteraciones o épocas (Epochs) necesarias para alcanzar el objetivo, que era minimizar el Mean squared error (MSE). La figura muestra que en la iteración 14 llegó al mínimo error. También se aprecia cómo es que el MSE va disminuyendo conforme van aumentando las iteraciones.

Figura 51.

Training state de la red neuronal: Gradiente, el mu y cheques de validación



Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

En la Figura 51 se ven 3 apartados propios del Algoritmo de Levenberg – Marquardt. En la gradiente se aprecia que en general, hay un buen descenso, lo que quiere decir que el aprendizaje se está dando.

- Gráfico de la gradiente: Muestra cómo la gradiente va disminuyendo hasta el valor de 0.0036339 en la época 20. Lo que se busca es que la reducción de la gradiente sea continua y no brusca.
- Gráfico de Mu – Ajuste de Levenberg – Marquardt: Se ven caídas y también alzas, la caída final demuestra que la convergencia es la adecuada.
- Gráfico de validation checks: Muestra que después de la época 14 el error solo aumentó, después de 6 errores el entrenamiento se detuvo acorde a la

configuración de la red neuronal. Además, muestra que es la época 20 donde se detiene.

A continuación, se muestra la Figura 52 con los resultados obtenidos para el X50 mediante Redes neuronales artificiales (ANN).

Figura 52.

Base de datos para predicción con redes neuronales

BASE DE DATOS PARA PREDICCIÓN CON REDES NEURONALES											
Nro real	Tajo	Diámetro (m)	S/B	H/B	B/D	T/B	PF (KG/M3)	XB (m)	E (Gpa)	X50 (m)	X50 predicción Ann (m)
1	Pit I	3.5	1.33	2.20	33.75	0.83	0.32	1.33	35.00	0.245	0.334
2	Fase I	3.5	1.60	4.40	28.12	1.00	0.48	0.46	28.00	0.372	0.240
3	Pit I Ext	3.5	1.33	3.67	33.75	1.17	0.35	1.16	25.00	0.278	0.321
4	Pit I Ext	3.5	2.00	5.00	22.50	1.65	0.53	0.82	28.00	0.199	0.252
5	Fase I	3.5	1.33	2.13	33.75	0.87	0.27	1.05	25.00	0.328	0.315
6	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	1.20	0.33	0.88	28.00	0.369	0.330
7	Pit I	4.0	1.67	3.67	29.53	1.50	0.30	0.44	23.00	0.592	0.563
8	Pit I Ext	4.0	1.25	2.75	39.37	1.00	0.24	0.44	22.00	0.483	0.465
9	Pit I Ext	4.0	1.67	3.67	29.53	1.23	0.34	0.40	22.00	0.570	0.504
10	Pit I Ext	4.0	1.33	3.67	29.53	1.17	0.43	0.60	20.00	0.456	0.345
11	Pit I Ext	4.0	1.67	3.33	29.53	1.17	0.34	0.68	20.00	0.502	0.483
12	Pit I Ext	4.0	1.67	3.00	29.53	1.20	0.27	0.66	30.00	0.582	0.603
13	Pit I Ext	4.0	1.67	3.40	29.53	0.87	0.33	0.54	27.00	0.709	0.566
14	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.07	0.43	0.28	25.00	1.175	1.079
15	Pit I Ext	4.0	1.61	3.57	27.56	1.18	0.44	0.39	24.00	0.577	0.474
16	Pit I	4.0	1.67	3.33	29.53	1.07	0.35	1.73	24.00	0.576	0.562
17	Pit I Ext	4.0	1.61	3.93	27.56	1.11	0.43	0.28	25.00	0.702	0.668
18	Pit I	4.0	1.71	3.57	27.56	0.96	0.41	0.39	27.00	0.313	0.360
19	Pit I Ext	4.0	1.71	4.29	27.56	1.45	0.36	0.52	21.00	0.655	0.492
20	Pit I	4.0	1.43	2.86	34.45	0.86	0.31	0.43	24.00	0.592	0.531
21	Pit I	4.0	1.48	3.55	30.51	1.29	0.34	0.42	23.00	0.329	0.382
22	Pit I	4.0	1.43	2.91	34.45	1.23	0.26	0.39	22.00	0.656	0.603
23	Pit I	3.5	1.80	4.20	28.12	1.56	0.35	0.68	20.00	0.388	0.442
24	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.37	27.00	0.392	0.603
25	Pit I	4.0	1.43	2.94	34.45	1.14	0.27	0.49	23.00	0.474	0.410
26	Pit I Ext	4.0	1.29	2.71	27.56	1.18	0.46	0.22	25.00	0.882	0.837
27	Pit I	3.5	1.80	4.12	28.12	1.72	0.33	0.62	20.00	0.552	0.590
28	Pit I	4.0	1.47	2.97	33.46	1.24	0.27	0.48	22.00	0.414	0.434
29	Pit I Ext	3.5	1.52	3.03	37.12	1.18	0.23	1.05	25.00	0.250	0.288
30	Pit I Ext	4.0	1.43	2.86	34.45	1.14	0.27	0.27	25.00	0.976	0.871
31	Fase I	4.0	1.68	3.93	27.56	1.29	0.41	0.56	28.00	0.361	0.429
32	Fase I	3.5	1.43	4.13	33.75	1.17	0.34	0.55	27.00	0.465	0.407
33	Fase I	4.0	1.33	4.00	29.53	1.00	0.47	0.56	27.00	0.357	0.269
34	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	1.11	25.00	0.940	0.387
35	Pit I	3.5	1.41	3.70	30.37	1.11	0.43	0.52	25.00	0.349	0.329
36	Pit I Ext	3.5	1.33	3.33	33.75	0.87	0.36	0.33	28.00	0.843	0.834
37	Fase I	4.0	1.33	4.07	29.53	1.00	0.47	0.49	27.00	0.417	0.291
38	Fase I	4.0	1.43	3.14	27.56	0.96	0.46	0.65	27.00	0.390	0.328
39	Pit I	3.5	1.54	3.61	31.50	1.29	0.34	0.61	20.00	0.557	0.381
40	Pit I	3.5	1.43	3.50	33.75	1.10	0.33	0.42	20.00	0.329	0.440

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

3.5.7. Predicción de 10 nuevas voladuras para reducción de la fragmentación

Una vez definido que el modelo por redes neuronales es el modelo a escoger, se procederá a realizar una predicción con 10 voladuras, estas se muestran en la Figura 53.

Figura 53.

Tabla de 10 voladuras evaluadas para mejora de la fragmentación

Nro real	Fecha	Material	Nivel	Tajo	Diámetro (")	B (m)	S (m)	H (m)	D (m)	T (m)	Vol (m3)	QT (kg)
1	13/06/2024	Desmonte	Nv. 4770	Pit I Ext	4.00	3.00	4.50	8.00	0.10	2.90	108.00	34.17
2	25/06/2024	Desmonte	Nv. 4740	Pit I	4.00	3.00	4.30	11.30	0.10	3.00	145.77	55.61
3	25/06/2024	Desmonte	Nv. 4760	Pit I Ext	4.00	3.00	4.50	6.50	0.10	2.70	87.75	25.46
4	04/07/2024	Desmonte	Nv. 4740	Pit I Ext	4.00	3.00	4.50	12.80	0.10	3.20	172.80	64.32
5	09/07/2024	Mineral	Nv. 4800	Pit I Ext	4.00	3.00	4.50	11.80	0.10	3.40	159.30	56.28
6	16/07/2024	Mineral	Nv. 4810	Pit I Ext	4.00	3.30	4.50	11.00	0.10	3.80	163.35	48.24
7	18/07/2024	Mineral	Nv. 4780	Pit I Ext	4.00	3.50	4.50	11.70	0.10	3.60	184.28	54.27
8	25/07/2024	Desmonte	Nv. 4830	Pit I Ext	4.00	3.00	4.30	9.00	0.10	3.00	116.10	40.20
9	30/07/2024	Mineral	Nv. 4730	Pit I Ext	4.00	3.30	4.30	12.50	0.10	3.50	177.38	60.30
10	31/07/2024	Mineral	Nv. 4740	Pit I Ext	4.00	3.30	4.50	12.50	0.10	3.80	185.63	58.29

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

Recordar que uno de los objetivos de aplicar un mejor modelo de predicción de la fragmentación es estimar con precisión un tamaño objetivo del X50, que en este caso es de 0.25 m, un tamaño óptimo para esta operación. En caso los valores predichos se alejen mucho del valor tamaño objetivo, realizar ajustes en oficina. En este caso se escogieron 7 voladuras para realizarse modificaciones.

3.5.7.1. Modificación en los parámetros de voladura en oficina

Las variables modificadas en las 7 voladuras fueron, Burden, Espaciamiento, Altura de banco y Longitud de taco. A continuación, se presenta la Figura 53.

Figura 54.

Tabla con valores modificados en 7 voladuras para mejora de la fragmentación

Nro real	Fecha	B (m)	S (m)	H (m)	D (m)	T (m)	Vol (m3)	QT (kg)
1	13/06/2024	3.00	4.50	8.00	0.10	2.90	108.00	34.17
2	25/06/2024	3.00	4.30	11.30	0.10	3.00	145.77	55.61
3	25/06/2024	3.00	4.50	6.50	0.10	2.70	87.75	25.46
4	04/07/2024	3.00	4.50	12.80	0.10	3.20	172.80	64.32
5	09/07/2024	3.00	4.50	11.80	0.10	3.40	159.30	56.28
6	16/07/2024	3.30	4.50	11.00	0.10	3.80	163.35	48.24
7	18/07/2024	3.50	4.50	11.70	0.10	3.60	184.28	54.27
8	25/07/2024	3.00	4.30	9.00	0.10	3.00	116.10	40.20
9	30/07/2024	3.30	4.30	12.50	0.10	3.50	177.38	60.30
10	31/07/2024	3.30	4.50	12.50	0.10	3.80	185.63	58.29

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

Las figuras previas, Figura 53 y Figura 54 son una comparativa de las variables que se modificaron en el diseño, específicamente en 7 voladuras de las 10, a los 3 restantes no se le realizaron cambios. Es importante ver si se cumple el objetivo, poder predecir mejor en oficina en vez de en campo, para aplicar y verificar si la fragmentación real se reduce.





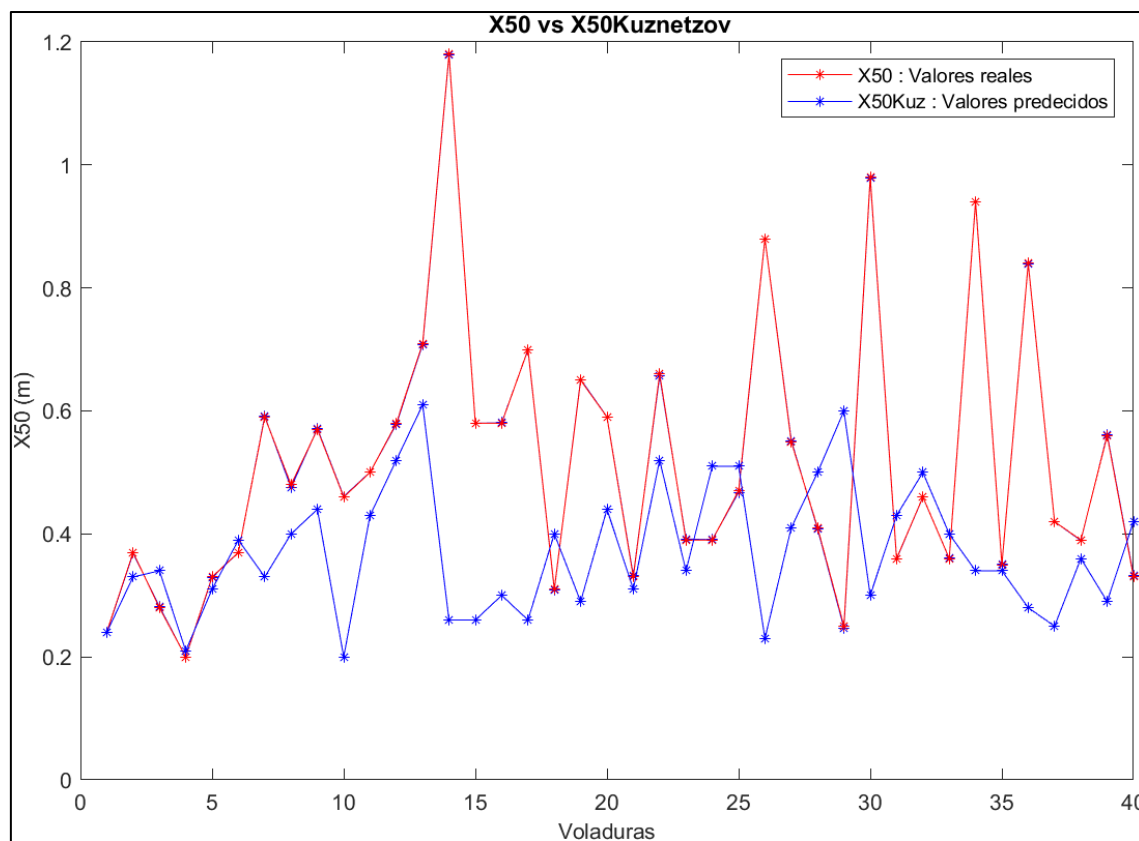
CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

3.1. Análisis del modelo convencional Kuz – Ram

Figura 55.

Gráfico comparativo entre el x50 real y el x50 predicho por Kuz-Ram

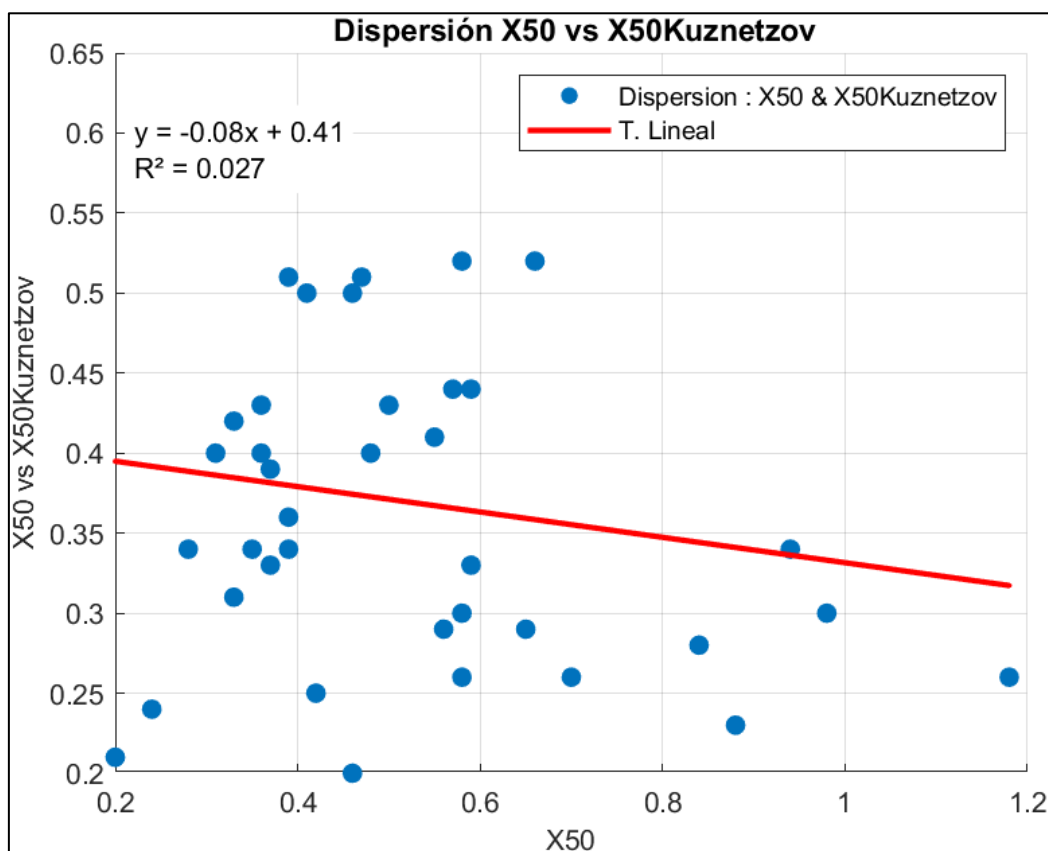


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 55 pretende demostrar si existe una correlación entre las variables mostradas en el eje “x” y el eje “y”, también demostrar la variabilidad que presentan los resultados para cada voladura. La variabilidad se puede apreciar en casi la mayoría de las voladuras. También se observa que los valores predichos por Kuz – Ram suelen ser menores que los reales.
- Que las predicciones sean menores que los valores reales, además de dar un incierto indicador sobre la voladura, también podría finalizar en una toma de decisiones que implique llevar material con sobre tamaño hacia el Sistema de trituración y derivar en atoros y pérdidas operativas ya mencionadas previamente.

Figura 56.

Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por Kuz-Ram



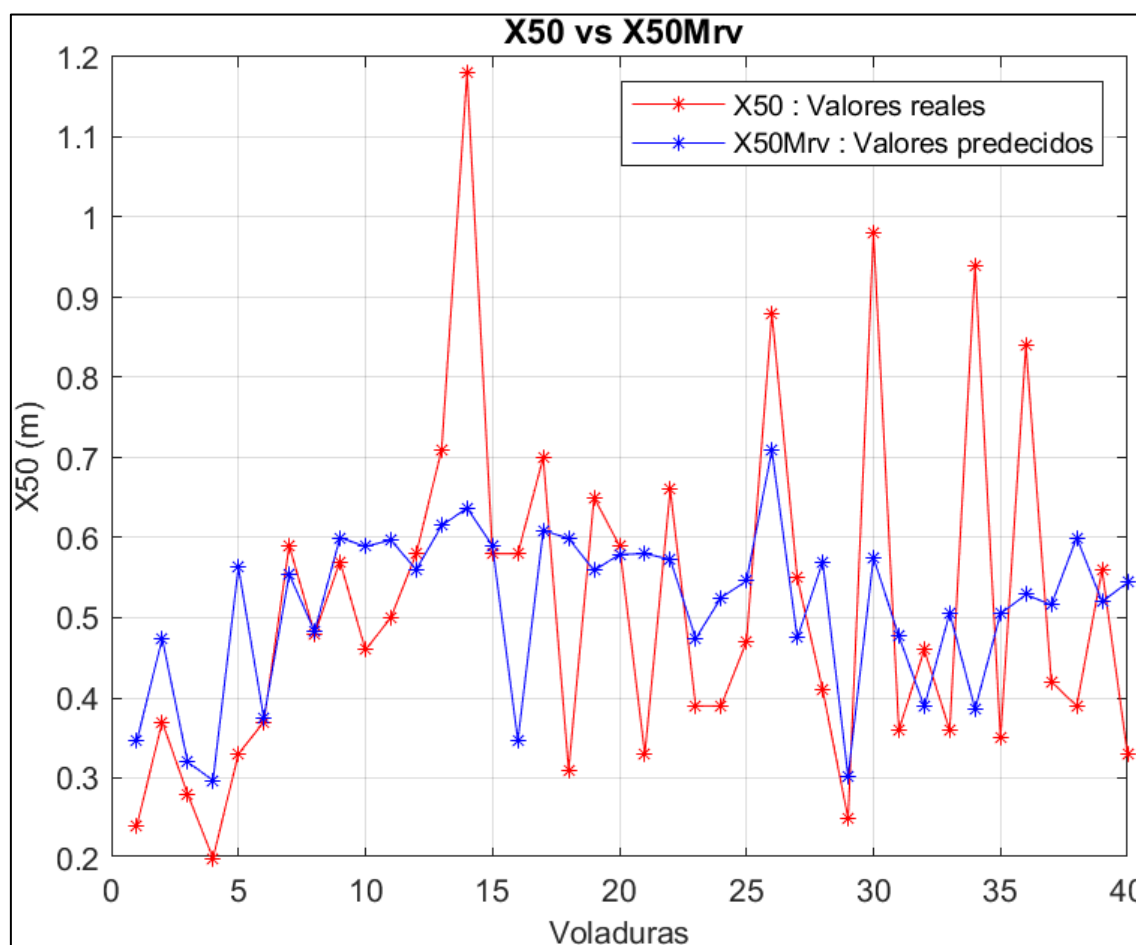
Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 56 muestra un gráfico de dispersión con un bajo coeficiente de determinación, no es confiable y se ven muchos datos dispersos.
- Con la Figura 55 y la Figura 56, se determina que el modelo de Kuz-Ram no se ajusta adecuadamente a los valores reales. Por esta razón es necesario evaluar el ajuste para la regresión múltiple y las redes neuronales.

3.2. Análisis del modelo multivariable de regresión múltiple

Figura 57.

Gráfico comparativo entre el x50 real y el x50 predicho por regresión multivariable

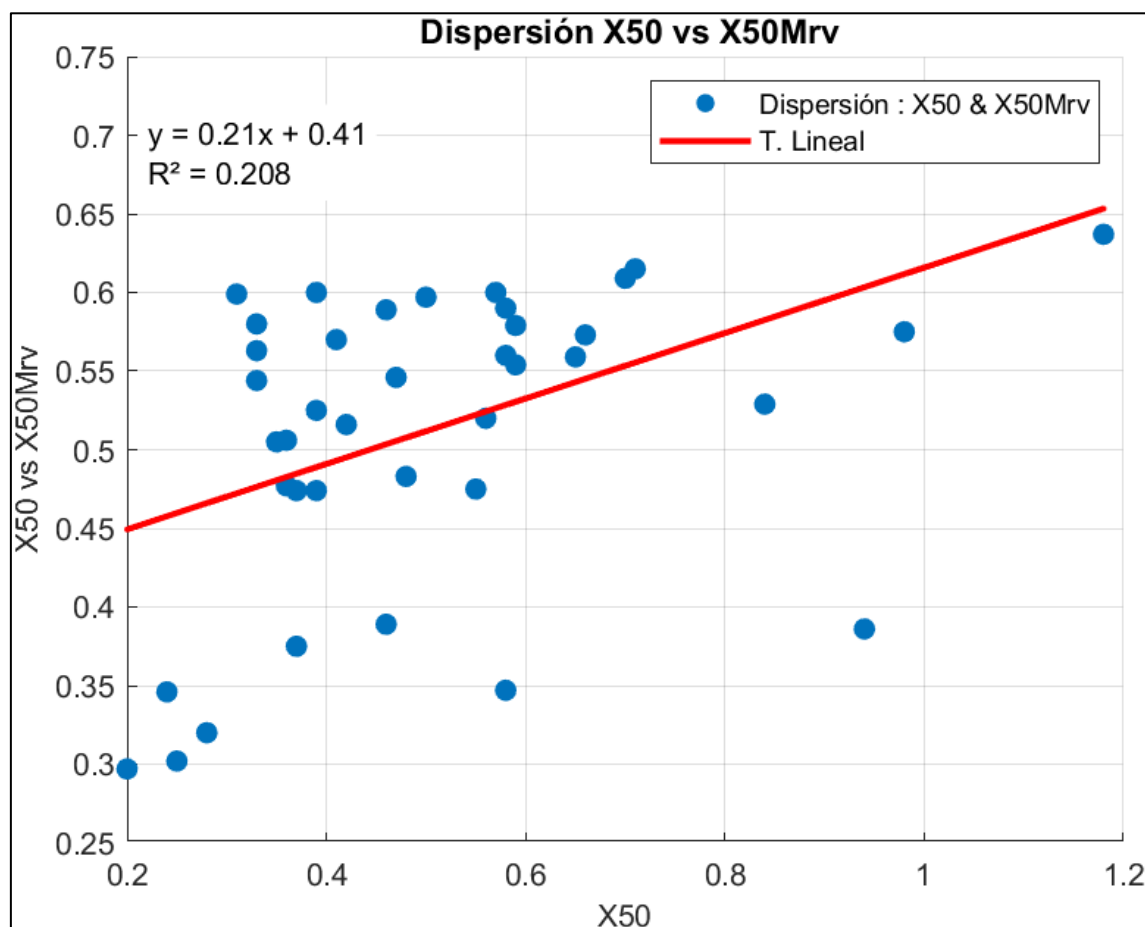


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 57, muestra que aún existe variabilidad respecto a la predicción con regresión múltiple y el X50 real, aunque se ve ligeramente más uniforme que la predicción de Kuz – Ram, aún hay mucha variabilidad.
- La Figura 57 además permite visualizar que, existe una semejanza en las alzas y bajas, y las tendencias suelen ir en la misma dirección, solo que con diferente intensidad. También se visualiza voladuras específicas donde no hay ninguna semejanza (14, 26, 30, 34, 36).

Figura 58.

Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por MVR



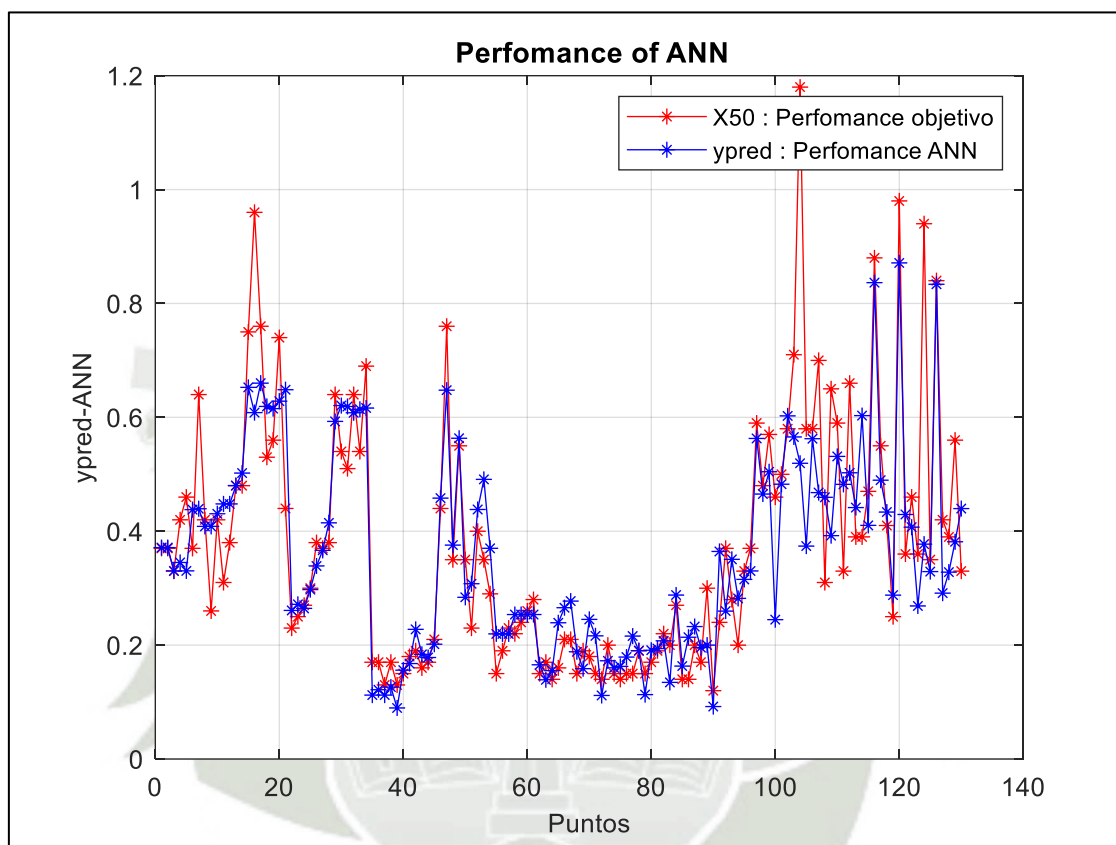
Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 58 muestra un gráfico de dispersión con un bajo coeficiente de determinación, no tan despreciable como el predicho por el modelo Kuz-Ram, sin embargo, aún no es confiable.
- El modelo Kuz – Ram no muestra confiabilidad, y el modelo MVR muestra una mejora y mejor adaptabilidad, pero aún hay oportunidad de mejora. Bajo estas circunstancias se decide continuar con el modelo de redes neuronales.

3.3. Análisis del modelo de redes neuronales

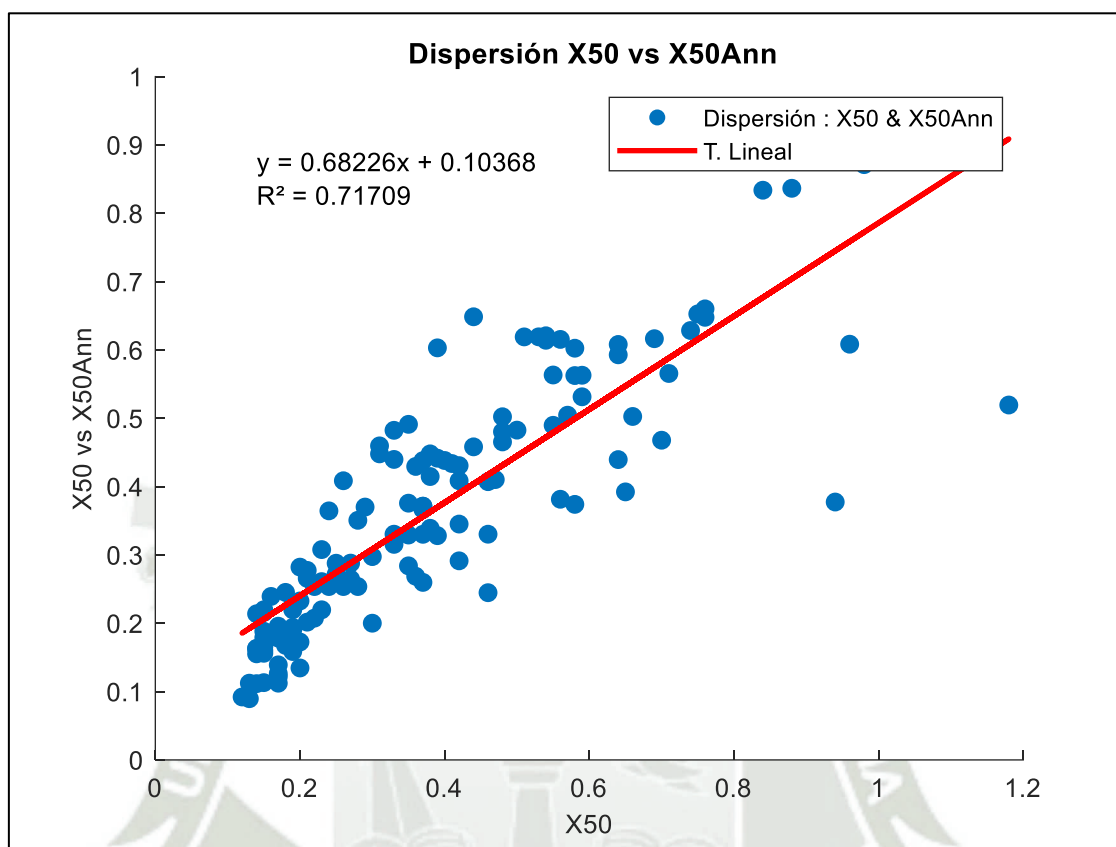
Figura 59.

Gráfico comparativo entre el X50 real y el X50 predicho por ANN



Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 59 muestra una baja variabilidad entre los datos X50 reales y los datos predichos por la red neuronal.
- Así mismo, se visualiza que los valores predichos son muchos más similares a los valores reales.

Figura 60.
Gráfico de dispersión entre el X50 real y el X50 predicho por ANN


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- También, la Figura 60 muestra un buen coeficiente de correlación de 0.7170, este es mejor que ambos modelos previos Kuz – Ram y Regresión múltiple, mostrados en la Figura 56 y Figura 58, respectivamente.
- La Figura 59 y Figura 60, demuestran que la aplicación de redes neuronales artificiales parece ser exitosa y es más confiable que la regresión múltiple. Ahora queda demostrar si se pueden realizar predicciones confiables, realizar cambios que no sean necesariamente en campo y que la fragmentación se reduzca.
- Es importante mencionar que el modelo de redes neuronales tiene una ventaja por sobre los anteriores, y es que tiene esta capacidad de aprendizaje. Por esta razón se toma la decisión de agregar más datos a la base de datos, se entrena con las 40 voladuras analizadas y también con 90 voladuras presentadas en Kulatilake, (2010).

3.4. Comparativa de los modelos evaluados

3.4.1. Indicadores estadísticos (Kuz-Ram vs MVR vs ANN)

En base a todas las figuras previas se puede interpretar que el modelo de redes neuronales es el más óptimo por sobre la regresión multivariada y el de Kuz – Ram, sin embargo, es necesario hallar los valores de las mediciones tanto para el modelo de regresión múltiple y el modelo de ANN, estas métricas definirán cuantitativamente qué modelo es el mejor para la predicción del X50.

Tabla 7.

Comparativa de los 3 modelos respecto a $SU R^2$, MAE Y RMSE

Modelo	Variables ajustadas	Ecuación de ajuste	Coefficiente determinación	MAE	RMSE
Kuz	X50 & Kuz	$f_x = 0.0802x + 0.4116$	0.0273	0.085	0.106
MVR	X50 & MVR	$f_x = 0.2089x + 0.4073$	0.2089	0.070	0.090
ANN	X50 & ANN	$f_x = 1.0003x + 0.0006$	0.7171	0.068	0.084

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

3.5. Aplicación del modelo óptimo para reducción del X50 de la fragmentación en 10 proyectos de voladura

Una vez está definido que el modelo ANN es el más adecuado, se procede a realizar predicciones para 10 voladuras. Se realizaron 10 corridas diferentes para obtener un promedio de valores predichos, tanto para los valores iniciales predichos como para los valores con modificaciones predichos.

De las 10 voladuras evaluadas, se escogieron 7 de ellas (1, 3, 4, 6, 7, 9 y 10), para realizar modificaciones previas en oficina y buscar una reducción en la fragmentación, que posteriormente serán comparadas con los resultados de la fragmentación real. En la figura 61 se ven las variables en las cuáles se realizaron cambios. Al realizar modificaciones en los parámetros de diseño de la voladura, el objetivo es probar cambios en oficina y no en campo.

Figura 61.

Modificaciones realizadas en variables de diseño, previas a la voladura

Nro real	Fecha	B (m)	S (m)	H (m)	D (m)	T (m)	Vol (m3)	QT (kg)
1	13/06/2024	3.00	4.30	10.00	0.10	2.80	129.00	48.24
2	25/06/2024	3.00	4.30	11.30	0.10	3.00	145.77	55.61
3	25/06/2024	3.00	4.30	8.00	0.10	2.90	103.20	34.17
4	04/07/2024	2.80	4.30	12.00	0.10	3.00	144.48	60.30
5	09/07/2024	3.00	4.50	11.80	0.10	3.40	159.30	56.28
6	16/07/2024	2.80	4.30	11.00	0.10	3.50	132.44	50.25
7	18/07/2024	3.50	4.20	11.00	0.10	3.30	161.70	51.59
8	25/07/2024	3.00	4.30	9.00	0.10	3.00	116.10	40.20
9	30/07/2024	2.90	4.10	12.00	0.10	3.20	142.68	58.96
10	31/07/2024	3.30	4.10	12.00	0.10	3.20	162.36	58.96

Nota: Cálculos del autor en Microsoft Excel

3.5.1. Predicciones del x50 de las 7 voladuras modificadas

A partir de 10 corridas distintas con el modelo ANN, se toma el promedio de este X50 predicho. A continuación, se muestra en la Figura 61, las predicciones de la corrida N.º 10 y el comportamiento de la red neuronal detallado.

Figura 62.

Diez valores para X50 predichos por ANN obtenidos de corrida nº10

Tabla10 =

```

0.47018
0.56596
0.5422
0.50055
0.48236
0.49342
0.21104
0.47946
0.40621
0.2733

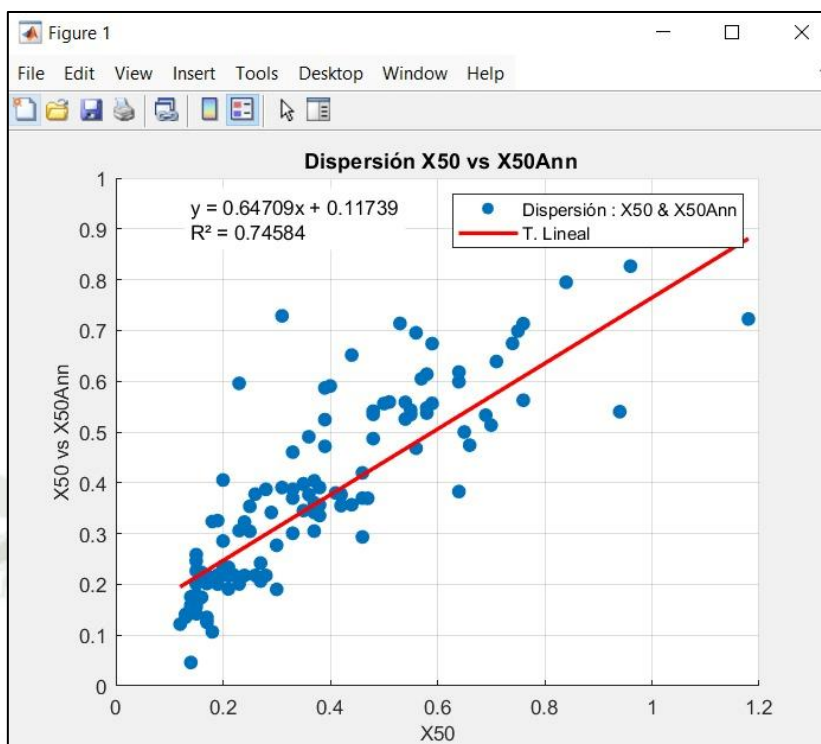
```

Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

Valores obtenidos para las 10 voladuras, de las cuales solo 7 se modificaron.

Figura 63.

Gráfico de dispersión para las nuevas predicciones de las 10 voladuras a evaluar

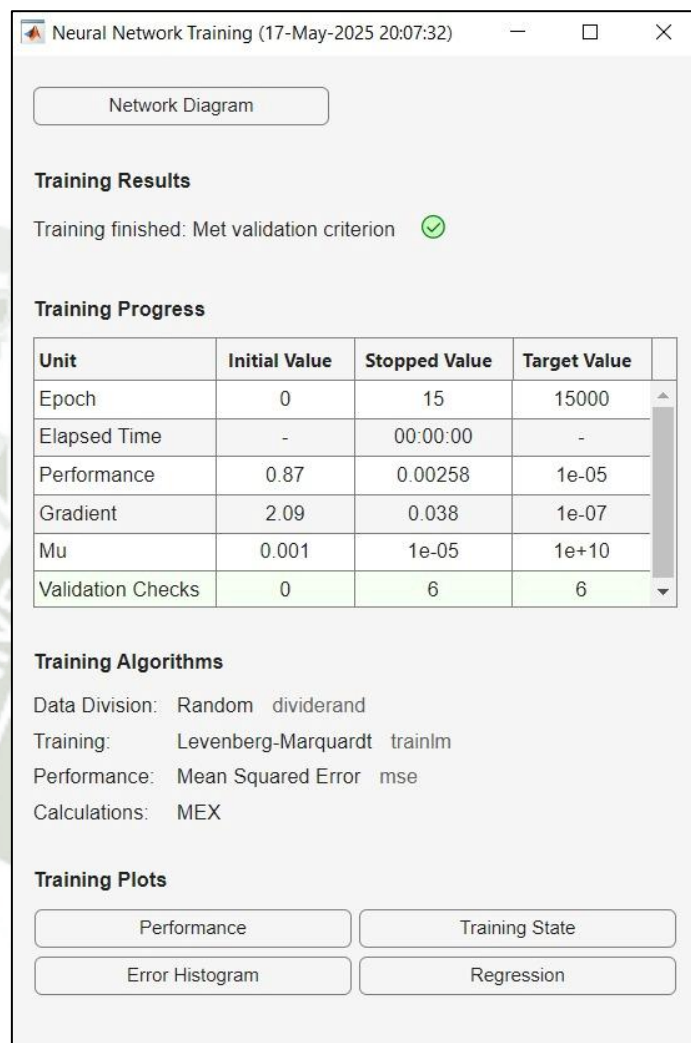


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

- La Figura 63 muestra un Coeficiente de determinación del 74.58 % en el entrenamiento para la predicción de estos nuevos valores, lo cual da confiabilidad para escoger estos valores.

Figura 64.

Resumen del entrenamiento de ANN de una corrida para valores predichos de las últimas diez voladuras



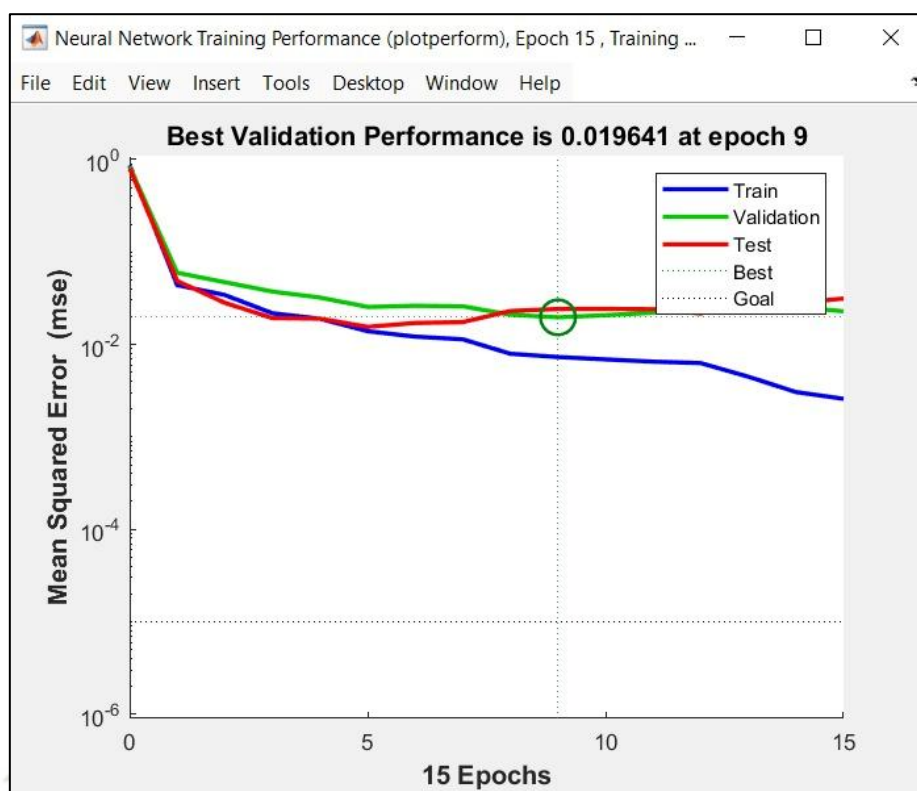
Nota. Cálculos del autor en MATLAB R2024B

La Figura 64, evidencia el resumen de la corrida por el modelo ANN. En el resumen se detalla la siguiente información relevante:

- Algoritmo utilizado: Levenberg – Marquardt
- Performance: Orientado a reducir el Mean squared error (MSE)
- Épocas: 15 épocas corridas antes de encontrar su MSE más bajo

Figura 65.

Performance de ANN de una corrida para los valores predichos de las últimas diez voladuras

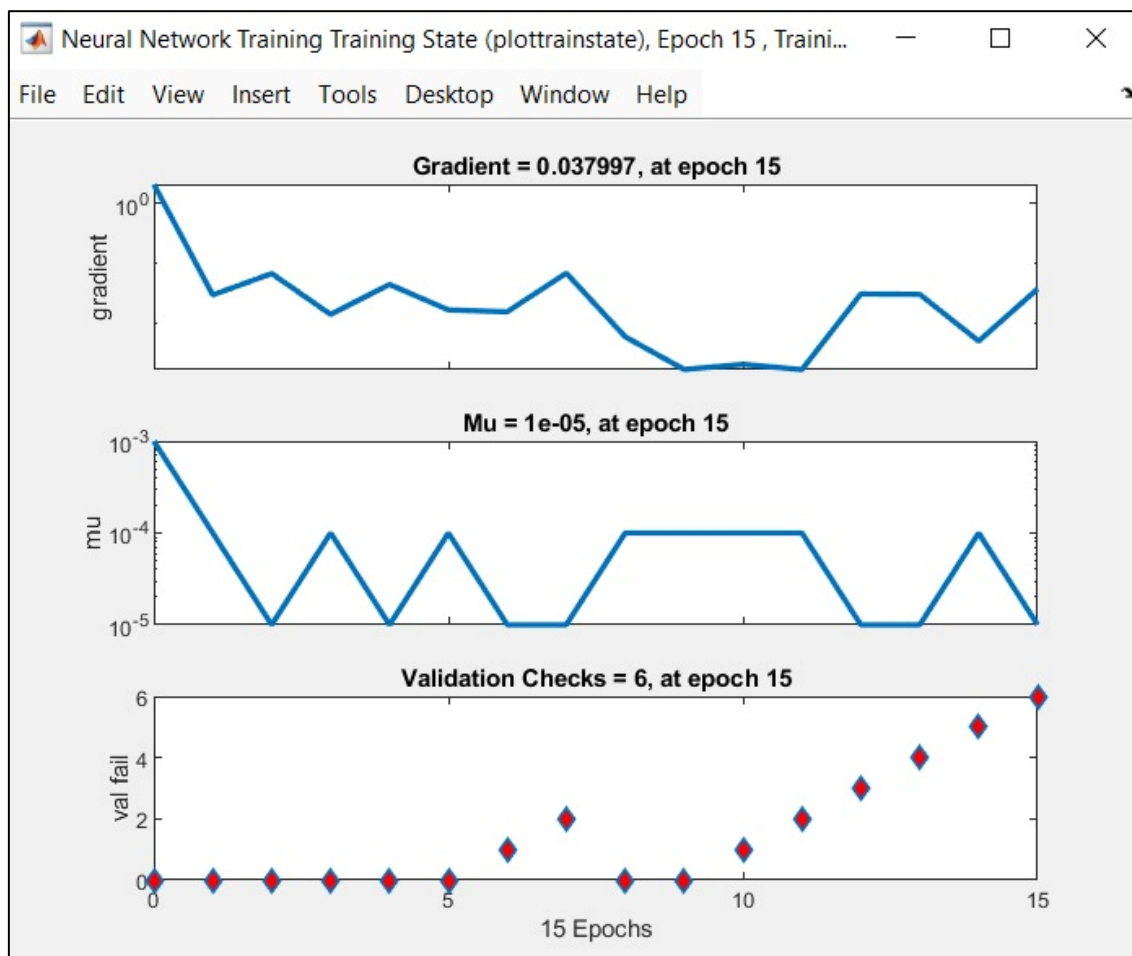


Nota: Cálculos del autor en MATLAB R2024B

La Figura 65 muestra el Performance que tiene la ANN, demuestra que se corrieron 15 épocas para llegar al MSE más bajo, sin embargo, ya desde la época 9 se llegó al valor deseado. Las sies épocas demás, son el valor por defecto que agrega Matlab a repetir los fallos consecutivos de validación, en caso no existe una mejora (reducción del MSE), el entrenamiento se detiene.

Figura 66.

Estado del entrenamiento de ANN de una corrida para los valores predichos de las últimas diez voladuras



Nota. Cálculos del autor en MATLAB R2024B

La Figura 66 muestra el Training de la ANN. Este demuestra 3 puntos importantes en el desarrollo de la ANN:

- Gráfico de la gradiente: Muestra cómo la gradiente va disminuyendo hasta el valor de 0.037997 en la época 15. Lo que se busca es que la reducción de la gradiente sea continua y no brusca.
- Gráfico de Mu – Ajuste de Levenberg – Marquardt: Se ven caídas y también alzas, sin embargo, la caída final demuestra que el ajuste es el adecuado.
- Gráfico de validation checks: Muestra que después de la época 9 el error solo aumentó, después de 6 errores el entrenamiento se detuvo acorde a la

configuración de la red neuronal. Además, muestra que es la época 15 donde se detiene.

3.5.2. Comparativa fragmentación predicha inicial vs fragmentación predicha con modificaciones vs fragmentación real

Una vez se tienen las predicciones iniciales, además de la predicción donde ya se realizan modificaciones a las variables en oficina, se realizan las 10 voladuras correspondientes, con los parámetros anteriores ya mencionados. Los resultados están dispuestos en la Figura 67:

Figura 67.

Tabla de 10 voladuras. Predicción de la fragmentación vs fragmentación real

Nro real	Fecha	Prom. X50 Predicho	Prom. X50 Modificaciones	X50 real (m)
1	13/06/2024	0.617	0.460	0.59
2	25/06/2024	0.440	0.420	0.46
3	25/06/2024	0.451	0.419	0.3
4	04/07/2024	0.420	0.419	0.29
5	09/07/2024	0.570	0.579	0.63
6	16/07/2024	0.564	0.552	0.49
7	18/07/2024	0.355	0.331	0.31
8	25/07/2024	0.605	0.587	0.65
9	30/07/2024	0.557	0.516	0.46
10	31/07/2024	0.490	0.375	0.32

Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

En la Figura 67 se valida que: las 7 voladuras que se modificaron en gabinete, redujeron su predicción en el X50, aunque algunas tan solo por muy poco.

Tabla 8.

Tabla reducción de la fragmentación de las 10 voladuras evaluadas.

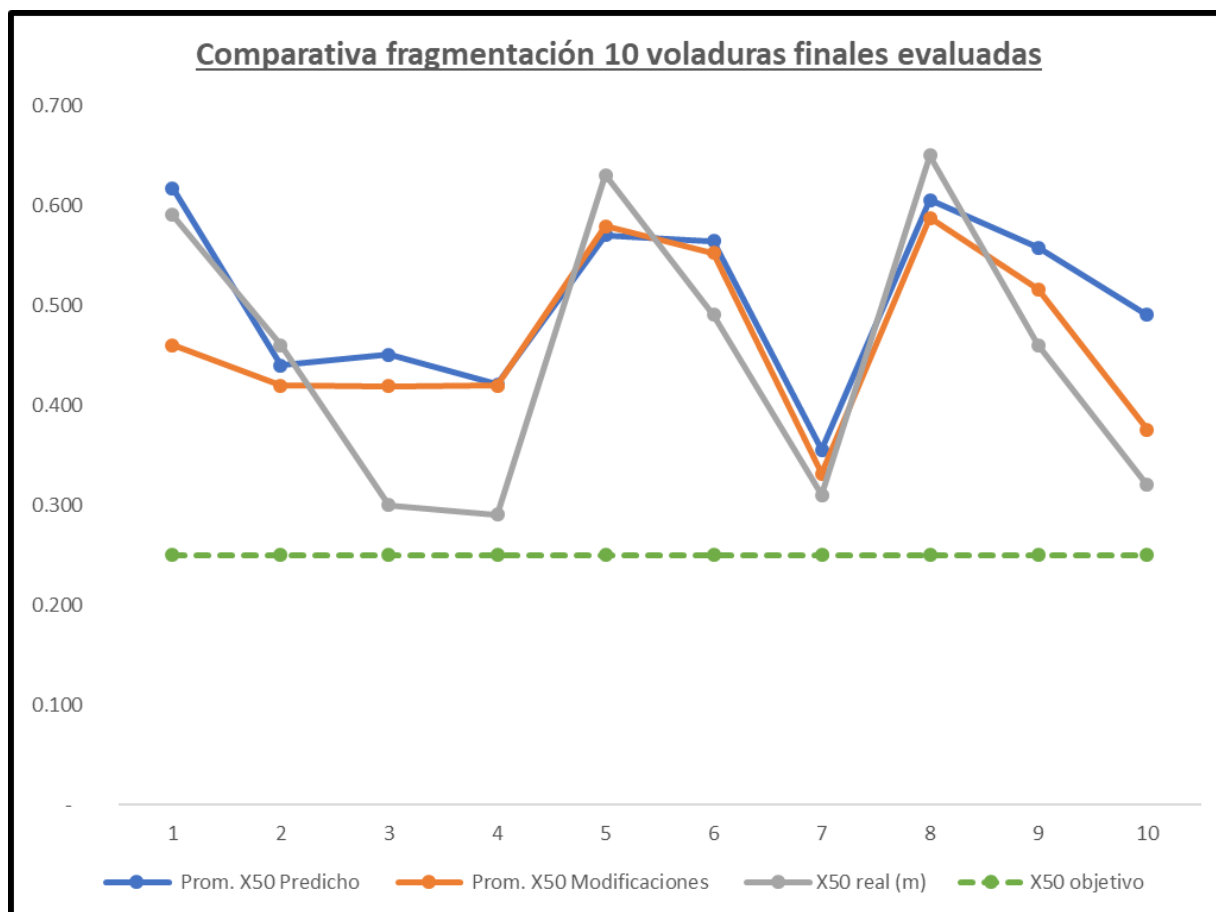
N.º voladura	Detalles	Conclusión
Voladura 01:	El X50 real (0.59 m) es menor al X50 predicho inicial (0.617 m), pero mayor que el X50 predicho con modificaciones (0.46 m).	Hubo reducción de la fragmentación, mas no como se esperaba.
Voladura 03:	El X50 real (0.30 m) es menor al X50 predicho inicial (0.45 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.42 m)	Hubo reducción de la fragmentación, valores reales cercanos al objetivo (0.25 m)
Voladura 04:	El X50 real (0.29 m) es menor al X50 predicho inicial (0.42 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.42 m)	Hubo reducción de la fragmentación, valores reales cercanos al objetivo (0.25 m)
Voladura 06:	El X50 real (0.49 m) es menor al X50 predicho inicial (0.562 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.55 m)	Hubo reducción de la fragmentación.
Voladura 07:	El X50 real (0.31 m) es menor al X50 predicho inicial (0.36 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.33 m)	Hubo reducción de la fragmentación, valores reales cercanos al objetivo (0.25 m).
Voladura 09:	El X50 real (0.46 m) es menor al X50 predicho inicial (0.56 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.52 m)	Hubo reducción de la fragmentación.
Voladura 10:	El X50 real (0.32 m) es menor al X50 predicho inicial (0.49 m) y menor al X50 predicho con modificaciones (0.38 m)	Hubo reducción de la fragmentación, valores reales cercanos al objetivo (0.25 m).

La Figura 68 muestra que, de las 7 voladuras evaluadas y modificadas en oficina, las 7 redujeron su fragmentación. Esto demuestra que realizar modificaciones

previas en oficina fue exitoso y en este caso, permitió mejorar la fragmentación acorde al objetivo buscado, un X50 de 0.25 m.

Figura 68.

Gráfico comparativo de x50 predicho inicial, X50 predicho con modificaciones y X50 real de las diez voladuras evaluadas.



Nota. Cálculos del autor en Microsoft Excel

CONCLUSIONES

PRIMERA: Una base de datos que contiene diferentes variables utilizadas en el proceso de la voladura se puede evaluar mediante diferentes modelos como los tradicionales Kuz – Ram, también mediante regresiones multivariantes y por último mediante redes neuronales; para predecir con precisión cuál es el más adecuado para una predicción del X50.

SEGUNDA: El uso de un modelo de redes neuronales predictivo de la fragmentación, es una buena alternativa en operaciones mineras donde el acceso a los softwares especializados sean una limitante.

TERCERA: Los análisis demuestran que el modelo que se ajusta más al X50 real, son las redes neuronales (ANN), basándonos en 3 indicadores estadísticos, el Coeficiente de correlación mayor (0.71), el menor MAE (0.068) y el menor RMSE (0.084). Esto quiere decir que, con una base de datos de las voladuras, un modelo entrenado de ANN, y para este estudio las variables SB, HB, BD, TB, PF, XB, E se puede utilizar esta herramienta para realizar cambios en oficina, antes de una voladura; y utilizar de una forma más eficiente los recursos de la empresa.

CUARTA: En este caso fue necesario agregar 90 voladuras como fuente externa y que sirva para el entrenamiento de la red neuronal, esto ayudó a que la red neuronal tenga mayor amplitud de ingreso de datos y, por lo tanto, que pueda predecir de una mejor forma.

QUINTA: A pesar que la red neuronal posee una configuración de aprendizaje, hay predicciones que contemplan no tanta precisión. Es necesario retroalimentar constantemente la base de datos.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Retroalimentar constantemente la base de datos, de forma que el entrenamiento sea continuo. Mientras existe una mayor variabilidad en la base de datos, las predicciones ajustarán mejor.

SEGUNDA: Los valores de los parámetros utilizados para una nueva producción deben procurar estar siempre dentro del rango de valores con los que la red se entrenó, si no, es probable que existan datos atípicos o erróneos.

TERCERA: El enfoque de las operaciones debe ser orientado al registro y recopilación precisa de la información, siendo esta misma la que nos permite tener certeza en nuestras predicciones. Por lo tanto, el personal encargado de las voladuras (Ingenieros y operadores) debe ser capacitado al respecto.

CUARTA: Es importante tener más información respecto a las variables no controlables, si es que se puede recopilar y categorizar más información adecuadamente, ayudará a comprender mejor el comportamiento del macizo rocoso y por tanto ser más precisos con futuras predicciones.

QUINTA: Es necesario probar otros algoritmos distintos al de Levenberg – Marquardt y determinar si es que otros algoritmos podrían ajustar mejor y lograr mejores resultados en aplicaciones similares.

SEXTO: Es de suma importancia entender que los resultados presentados en esta investigación son únicamente aplicables al entorno en que se realizaron y cómo se entrenó la red, si bien es cierto se trata de un yacimiento geológico sedimentario, ya se ha visto en la literatura la relevancia que tiene el factor geológico; por lo tanto, es necesario no estandarizar mismos métodos y esperar mismos resultados.

REFERENCIAS

- Aler, J. D. (1996). Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining applications. *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*, 125-139.
- Ampuero, E. A. (2017). Diseño de minado por el método de plataformas secuenciales en el Pit II Cantera Negro Africano proyecto de rocas y minerales industriales". *(Tesis para optar el título profesional de Ingeniería de minas)*. Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa, Perú.
- Cerpa, L., Muñoz, L., Cereceda, C., Aguilar, R., Torres, D., & Rodríguez, F. (2011). *Geología del cuadrángulo de Condoroma Hoja 31 t, Escala 1:50,000*. Boletín N° 143. Serie A - Carta geológica nacional, INGEMMET.
- Exsa. (2019). *Manual práctico de voladura*. Lima: Exsa.
- FAMESA (2019). *Manual de perforación y voladura*. Lima.
- Flores, N. V., & Encarnación, M. M. (2024). Optimización de la voladura en una mina superficial a través de un modelo predictivo para determinar el nivel de fragmentación aplicando machine learning. *(Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de minas)*. Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima.
- G. Casella, R. L. (2002). *Statistical inference*. Australia: Thomson learning.
- Gheibie, S., Aglababaei, H., Hoseinie, S. H., & Pourrahimian, Y. (2009). Kuznetsov model's efficiency in estimation of mean fragment size at the Sungun copper mine. *Boca Raton*, 265-269.
- Gokhale, B. V. (2010). *Rotary drilling and blasting in large surface mines*. CRC Press.
- Haykin, S. (2008). *Neural networks and learning machines*. Ontario: Pearson prentice hall.
- Hustrulid, W. (1999). *Blasting principles for open pit mining: Volume 1 - General Design concepts*. Rotterdam: A.A. Balkema.

- J. Aler, J. D. (1996). Measurement of the fragmentation efficiency of rock mass blasting and its mining applications. *International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts*, 125-139.
- Kawatra-Komar, S., & Courtney-Young, A. (2019). *SME Mineral processing & Extractive metallurgy handbook*. Colorado: Society for mining, metallurgy & Exploration.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., García Bermúdez, P., Cebrián Romo, B., & Rocha Gil, M. (2019). *Manual de perforación y voladura - Famesa*. Lima: COSAS.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., Pernia Llera, J. M., & Ortiz de Urbina, F. (1987). *Manual de perforación y voladura de roca*. Madrid: ETIMSA.
- López, A. E. (2015). Modelo predictivo de fragmentación y su aplicación en una matriz de decisión. *Modelo predictivo de fragmentación y su aplicación en una matriz de decisión*. Arequipa: Instituto de Ingenieros de minas del Perú.
- Lucero, A., Huaman, A., & Ticona, R. (2019). Impact of blasting on downstream process to maximize the profitability of mining industries. *ISEE*, 1-11.
- Montgomery, D. . (2003). *Probabilidad y estadística aplicadas a la ingeniería*. Ciudad de México: Editorial Limusa S.A. de C.V. Grupo Noriega Editores.
- P.H.S.W. Kulatilake, W. Q. (2010). Mean particle size prediction in rock blast fragmentation using neural networks. *Engineering geology*, 298-311.
- Pal Roy, P. (2005). *Rock blasting: Effects and operations*. Dhanbad: A.A. Balkema Publishers.
- Ramos, V. A. (2018). Tectonic evolution of the central andes: From Terrane accretion to crustal delamination. *Petroleum basins and hydrocarbon potential of the Andes of Peru and Bolivia: AAPG Memoir 117*, 1-34.
- Reátegui Ordóñez, F. C. (2017). Diseño de los parámetros de voladura aplicando el modelo de Kuz Ram y la teoría de daño por vibraciones en roca, Inti Raymi - Bolivia. *(Tesis para optar el título profesional de Ingeniería de minas)*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno.

- Rojas Linares, E. L. (2021). Enfoque predictivo para la optimización del tamaño de fragmentación en base a técnicas de perforación y voladura de rocas. (*Tesis de doctorado*). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Rosales-Huamani, J. A., Perez-Alvarado, R. S., Rojas-Villanueva, U., & Castillo-Sequera, J. L. (2020). Design of a predictive model of a rock breakage by blasting using Artificial neural Networks. *Symmetry*, 12: 1405-1421.
- T. Chai, R. R. (2014). Root mean square error or mean absolute error? - Arguments against avoiding RMSE in the literature. *Geoscientific model development*, 1247 - 1250.
- T. Hudaverdy, C. K. (2012). Investigation of the blast fragmentation using the mean fragment size and fragmentation index. *International Journal of Rock mechanics & Mining Sciences*, 136-145.
- Tatiya, R. R. (2013). *Surface and underground excavations - Methods, techniques and equipment*. London: CPI Group (UK).

ANEXOS

ANEXO 1: CAPACITACIÓN SOBRE MEDICIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN, EQUIPO DE ENAEX.



NOTA: Informe técnico comercial – Enaex.

ANEXO 2: PLANTILLA CÁLCULO DEL MODELO PREDICTIVO KUZ – RAM VOLADURA Nº 02.

Datos generales voladura		
N° Blasting	2	
Fecha	13/06/2023	
Niv	4800 - Detrás Sist. Tritur	
Material	Ore	

RMD	Massiva	50
JF	JPS + JPA	70
JPS	MS to DP	50
JPA	Dip out of face	20
RD (ton/m³)	2.6	
ROI	15	
Young (Gpa)	28	
UCS (Mpa)	102	
HF	if Y < 50 Gpa 9.3333333	
Factor A	8.66	

Table 4.8. Cunningham's "A" Factor

Symbol	Quantity	Rating
A	Rock factor	8 to 12
RMD	Rock Mass Description	
	- powder/fragile	10
	- vertically jointed	JF
	- massive	50
JPS	JPS + JPA	
	Vertical Joint Spacing	
	- < 0.1m	10
	- 0.1 to 0.5	20
	- 0.5 to 1.0	50
MS	MS to DP	
	Oversize (m)	
DP	Drilling pattern size (m) assuming	
JPA	DP + MS	
	Joint plane angle	
	- dip out of face	20
	- strike perpendicular to face	30
	- dip into face	40
RDI	Density influence	25 x RD - 50
RD	Density (ton/m³)	
HF	Hardness factor	
	- If Y < 50 GPa	HF = Y/3
	- If Y > 50 GPa	HF = UCS/5
Y	Young's modulus (GPa)	
UCS	Unconfined compressive strength (MPa)	

Foto previa de la voladura para observar el comportamiento de la orientación y espaciamiento de las discontinuidades

Recomendaciones
Antes de la voladura:
1) Dirigirse al frente, en el mismo nivel de la voladura, tomar fotografía para evaluar el JPS y JPA

$$\bar{X} = A(K)^{-0.8} Q_d^{1/6} \left(\frac{115}{S_{KNFO}} \right)^{9/30}$$

Parámetros de perforación y voladura		
B (Burdens)	2.5	m
S (Espaciamiento)	4	m
Hb (Altura de banco)	11	m
Jb (Sobrepesforación)	1	m
L (Longitud del taladro)	12	m
Long stemming	2.5	m
Long airdeck	0	m
Long carga	9.5	m
Qe (Carga por taladro)	52.25	kg
Volumen por taladro	110	m³
Tonelada por taladro	286	Ton
K (Powder factor)	0.475	kg/m³

$$n = \left(2.2 - 1.4 \frac{B}{D^2} \right) \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L}{H} \right)$$

Índice de uniformidad (n)		
B (Burdens)	2.5	m
S (Espaciamiento)	4	m
D (Diámetro del taladro)	88.9	mm
W (Desviación del taladro)	0.45	m
L (Longitud de carga)	9.5	m
H (Altura de banco)	11	m

n (Índice de uniformidad) 1.458

$$R = e^{\left(\frac{x}{x_c} \right)^w}$$

Para Retención del 50%
 $x_c = \frac{\bar{X}}{(0.693)^{1/w}}$

Tamaño característico (Xc)		
X50 (Tamaño promedio)	33.186	cm
n (Índice de uniformidad)	1.458	

Xc (Tamaño característico) 42.6729 cm

% Retenido y % Pasante		
X (Tamaño apertura malla)	0.000	cm
Xc (Tamaño característico)	42.673	cm
n (Índice de uniformidad)	1.458	

X (cm)	R (Retenido)	R (Pasante)
0.0000	1.0000	0.0000
-0.0438	0.9971	0.29%
-0.1205	0.8865	11.35%
-0.2176	0.8044	19.56%
-0.3311	0.7181	28.19%
-0.4585	0.6322	36.78%
-0.5981	0.5498	45.02%
-0.7489	0.4729	52.71%
-0.9100	0.4025	59.75%
-1.0805	0.3394	66.06%
-1.2600	0.2837	71.63%
-1.4479	0.2351	76.49%
-1.6438	0.1932	80.68%
-1.8474	0.1576	84.24%
-2.0583	0.1277	87.23%
-2.2761	0.1027	89.73%
-2.5008	0.0820	91.80%
-2.7320	0.0651	93.49%
-2.9695	0.0513	94.87%
-3.2132	0.0402	95.98%
-3.4628	0.0313	96.87%
		100.00%

Tamaño criba R (% Pasante)

R (% retenido)	R (% Pasante)
0	0.00%
0.05	4.29%
0.1	11.35%
0.15	19.56%
0.2	28.19%
0.25	36.78%
0.3	45.02%
0.35	52.71%
0.4	59.75%
0.45	66.06%
0.5	71.63%
0.55	76.49%
0.6	80.68%
0.65	84.24%
0.7	87.23%
0.75	89.73%
0.8	91.80%
0.85	93.49%
0.9	94.87%
0.95	95.98%
1	96.87%
1.05	100.00%

Factor A 8.66

X50 (Tamaño promedio)		
X	0.475	kg/m³
Qe	52.25	kg
S (Anfo)	100	

X50 (Tamaño promedio) 33.1858 cm

R (% Pasante) para X50 = 21.97 cm

NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 3:
FOTOGRAFÍA FRENTE A VOLAR EN NV. 4740 PIT I EXT – VOLADURA N° 17.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 4:
FOTOGRAFÍA PARTE INF. CENTRO DEL MUCKPILE – VOLADURA N° 17.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 5:
PLANTILLA DIFERENTES FOTOGRAFÍAS EVALUADAS DEL MUCKPILE
PARA DETERMINACIÓN DE FRAGMENTACIÓN REAL – VOLADURA N° 29.

29a voladura 1ra foto Size (cm) % Passing	Size (cm) % Passing <table><tr><td>1000.00</td><td>8.11%</td></tr><tr><td>500.00</td><td>1.98%</td></tr><tr><td>300.00</td><td>0.88%</td></tr><tr><td>150.00</td><td>0.32%</td></tr><tr><td>125.00</td><td>0.29%</td></tr><tr><td>100.00</td><td>0.16%</td></tr><tr><td>75.00</td><td>0.12%</td></tr><tr><td>50.00</td><td>0.08%</td></tr><tr><td>40.00</td><td>0.06%</td></tr><tr><td>37.50</td><td>0.06%</td></tr><tr><td>35.50</td><td>0.06%</td></tr><tr><td>31.50</td><td>0.05%</td></tr><tr><td>25.00</td><td>0.04%</td></tr><tr><td>16.00</td><td>0.02%</td></tr><tr><td>12.50</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>10.00</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>8.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>6.70</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>5.60</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>4.75</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>4.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>3.35</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>2.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>1.40</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>1.00</td><td>0.00%</td></tr></table>	1000.00	8.11%	500.00	1.98%	300.00	0.88%	150.00	0.32%	125.00	0.29%	100.00	0.16%	75.00	0.12%	50.00	0.08%	40.00	0.06%	37.50	0.06%	35.50	0.06%	31.50	0.05%	25.00	0.04%	16.00	0.02%	12.50	0.01%	10.00	0.01%	8.00	0.00%	6.70	0.00%	5.60	0.00%	4.75	0.00%	4.00	0.00%	3.35	0.00%	2.00	0.00%	1.40	0.00%	1.00	0.00%	29b voladura 2da foto Size (cm) % Passing	Size (cm) % Passing <table><tr><td>1000.00</td><td>11.44%</td></tr><tr><td>500.00</td><td>1.75%</td></tr><tr><td>300.00</td><td>0.90%</td></tr><tr><td>150.00</td><td>0.55%</td></tr><tr><td>125.00</td><td>0.42%</td></tr><tr><td>100.00</td><td>0.31%</td></tr><tr><td>75.00</td><td>0.21%</td></tr><tr><td>50.00</td><td>0.11%</td></tr><tr><td>40.00</td><td>0.08%</td></tr><tr><td>37.50</td><td>0.07%</td></tr><tr><td>35.50</td><td>0.07%</td></tr><tr><td>31.50</td><td>0.06%</td></tr><tr><td>25.00</td><td>0.04%</td></tr><tr><td>16.00</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>12.50</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>10.00</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>8.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>6.70</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>5.60</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>4.75</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>4.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>3.35</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>2.00</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>1.40</td><td>0.00%</td></tr><tr><td>1.00</td><td>0.00%</td></tr></table>	1000.00	11.44%	500.00	1.75%	300.00	0.90%	150.00	0.55%	125.00	0.42%	100.00	0.31%	75.00	0.21%	50.00	0.11%	40.00	0.08%	37.50	0.07%	35.50	0.07%	31.50	0.06%	25.00	0.04%	16.00	0.01%	12.50	0.01%	10.00	0.01%	8.00	0.00%	6.70	0.00%	5.60	0.00%	4.75	0.00%	4.00	0.00%	3.35	0.00%	2.00	0.00%	1.40	0.00%	1.00	0.00%
1000.00	8.11%																																																																																																						
500.00	1.98%																																																																																																						
300.00	0.88%																																																																																																						
150.00	0.32%																																																																																																						
125.00	0.29%																																																																																																						
100.00	0.16%																																																																																																						
75.00	0.12%																																																																																																						
50.00	0.08%																																																																																																						
40.00	0.06%																																																																																																						
37.50	0.06%																																																																																																						
35.50	0.06%																																																																																																						
31.50	0.05%																																																																																																						
25.00	0.04%																																																																																																						
16.00	0.02%																																																																																																						
12.50	0.01%																																																																																																						
10.00	0.01%																																																																																																						
8.00	0.00%																																																																																																						
6.70	0.00%																																																																																																						
5.60	0.00%																																																																																																						
4.75	0.00%																																																																																																						
4.00	0.00%																																																																																																						
3.35	0.00%																																																																																																						
2.00	0.00%																																																																																																						
1.40	0.00%																																																																																																						
1.00	0.00%																																																																																																						
1000.00	11.44%																																																																																																						
500.00	1.75%																																																																																																						
300.00	0.90%																																																																																																						
150.00	0.55%																																																																																																						
125.00	0.42%																																																																																																						
100.00	0.31%																																																																																																						
75.00	0.21%																																																																																																						
50.00	0.11%																																																																																																						
40.00	0.08%																																																																																																						
37.50	0.07%																																																																																																						
35.50	0.07%																																																																																																						
31.50	0.06%																																																																																																						
25.00	0.04%																																																																																																						
16.00	0.01%																																																																																																						
12.50	0.01%																																																																																																						
10.00	0.01%																																																																																																						
8.00	0.00%																																																																																																						
6.70	0.00%																																																																																																						
5.60	0.00%																																																																																																						
4.75	0.00%																																																																																																						
4.00	0.00%																																																																																																						
3.35	0.00%																																																																																																						
2.00	0.00%																																																																																																						
1.40	0.00%																																																																																																						
1.00	0.00%																																																																																																						
29c voladura 3ra foto Size (cm) % Passing	Size (cm) % Passing <table><tr><td>1000.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>500.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>300.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>150.00</td><td>93.22%</td></tr><tr><td>125.00</td><td>93.22%</td></tr><tr><td>100.00</td><td>85.28%</td></tr><tr><td>75.00</td><td>71.79%</td></tr><tr><td>50.00</td><td>49.51%</td></tr><tr><td>40.00</td><td>36.08%</td></tr><tr><td>37.50</td><td>33.67%</td></tr><tr><td>35.50</td><td>31.00%</td></tr><tr><td>31.50</td><td>26.13%</td></tr><tr><td>25.00</td><td>18.48%</td></tr><tr><td>16.00</td><td>7.91%</td></tr><tr><td>12.50</td><td>4.58%</td></tr><tr><td>10.00</td><td>3.09%</td></tr><tr><td>8.00</td><td>1.90%</td></tr><tr><td>6.70</td><td>1.17%</td></tr><tr><td>5.60</td><td>0.68%</td></tr><tr><td>4.75</td><td>0.37%</td></tr><tr><td>4.00</td><td>0.22%</td></tr><tr><td>3.35</td><td>0.11%</td></tr><tr><td>2.00</td><td>0.02%</td></tr><tr><td>1.40</td><td>0.01%</td></tr><tr><td>1.00</td><td>0.00%</td></tr></table>	1000.00	100.00%	500.00	100.00%	300.00	100.00%	150.00	93.22%	125.00	93.22%	100.00	85.28%	75.00	71.79%	50.00	49.51%	40.00	36.08%	37.50	33.67%	35.50	31.00%	31.50	26.13%	25.00	18.48%	16.00	7.91%	12.50	4.58%	10.00	3.09%	8.00	1.90%	6.70	1.17%	5.60	0.68%	4.75	0.37%	4.00	0.22%	3.35	0.11%	2.00	0.02%	1.40	0.01%	1.00	0.00%	29d voladura 4ta foto Size (cm) % Passing	Size (cm) % Passing <table><tr><td>1000.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>500.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>300.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>150.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>125.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>100.00</td><td>100.00%</td></tr><tr><td>75.00</td><td>93.10%</td></tr><tr><td>50.00</td><td>65.59%</td></tr><tr><td>40.00</td><td>55.32%</td></tr><tr><td>37.50</td><td>52.90%</td></tr><tr><td>35.50</td><td>48.00%</td></tr><tr><td>31.50</td><td>42.50%</td></tr><tr><td>25.00</td><td>30.60%</td></tr><tr><td>16.00</td><td>15.68%</td></tr><tr><td>12.50</td><td>9.81%</td></tr><tr><td>10.00</td><td>6.90%</td></tr><tr><td>8.00</td><td>4.13%</td></tr><tr><td>6.70</td><td>2.71%</td></tr><tr><td>5.60</td><td>1.70%</td></tr><tr><td>4.75</td><td>1.14%</td></tr><tr><td>4.00</td><td>0.68%</td></tr><tr><td>3.35</td><td>0.41%</td></tr><tr><td>2.00</td><td>0.08%</td></tr><tr><td>1.40</td><td>0.03%</td></tr><tr><td>1.00</td><td>0.01%</td></tr></table>	1000.00	100.00%	500.00	100.00%	300.00	100.00%	150.00	100.00%	125.00	100.00%	100.00	100.00%	75.00	93.10%	50.00	65.59%	40.00	55.32%	37.50	52.90%	35.50	48.00%	31.50	42.50%	25.00	30.60%	16.00	15.68%	12.50	9.81%	10.00	6.90%	8.00	4.13%	6.70	2.71%	5.60	1.70%	4.75	1.14%	4.00	0.68%	3.35	0.41%	2.00	0.08%	1.40	0.03%	1.00	0.01%
1000.00	100.00%																																																																																																						
500.00	100.00%																																																																																																						
300.00	100.00%																																																																																																						
150.00	93.22%																																																																																																						
125.00	93.22%																																																																																																						
100.00	85.28%																																																																																																						
75.00	71.79%																																																																																																						
50.00	49.51%																																																																																																						
40.00	36.08%																																																																																																						
37.50	33.67%																																																																																																						
35.50	31.00%																																																																																																						
31.50	26.13%																																																																																																						
25.00	18.48%																																																																																																						
16.00	7.91%																																																																																																						
12.50	4.58%																																																																																																						
10.00	3.09%																																																																																																						
8.00	1.90%																																																																																																						
6.70	1.17%																																																																																																						
5.60	0.68%																																																																																																						
4.75	0.37%																																																																																																						
4.00	0.22%																																																																																																						
3.35	0.11%																																																																																																						
2.00	0.02%																																																																																																						
1.40	0.01%																																																																																																						
1.00	0.00%																																																																																																						
1000.00	100.00%																																																																																																						
500.00	100.00%																																																																																																						
300.00	100.00%																																																																																																						
150.00	100.00%																																																																																																						
125.00	100.00%																																																																																																						
100.00	100.00%																																																																																																						
75.00	93.10%																																																																																																						
50.00	65.59%																																																																																																						
40.00	55.32%																																																																																																						
37.50	52.90%																																																																																																						
35.50	48.00%																																																																																																						
31.50	42.50%																																																																																																						
25.00	30.60%																																																																																																						
16.00	15.68%																																																																																																						
12.50	9.81%																																																																																																						
10.00	6.90%																																																																																																						
8.00	4.13%																																																																																																						
6.70	2.71%																																																																																																						
5.60	1.70%																																																																																																						
4.75	1.14%																																																																																																						
4.00	0.68%																																																																																																						
3.35	0.41%																																																																																																						
2.00	0.08%																																																																																																						
1.40	0.03%																																																																																																						
1.00	0.01%																																																																																																						

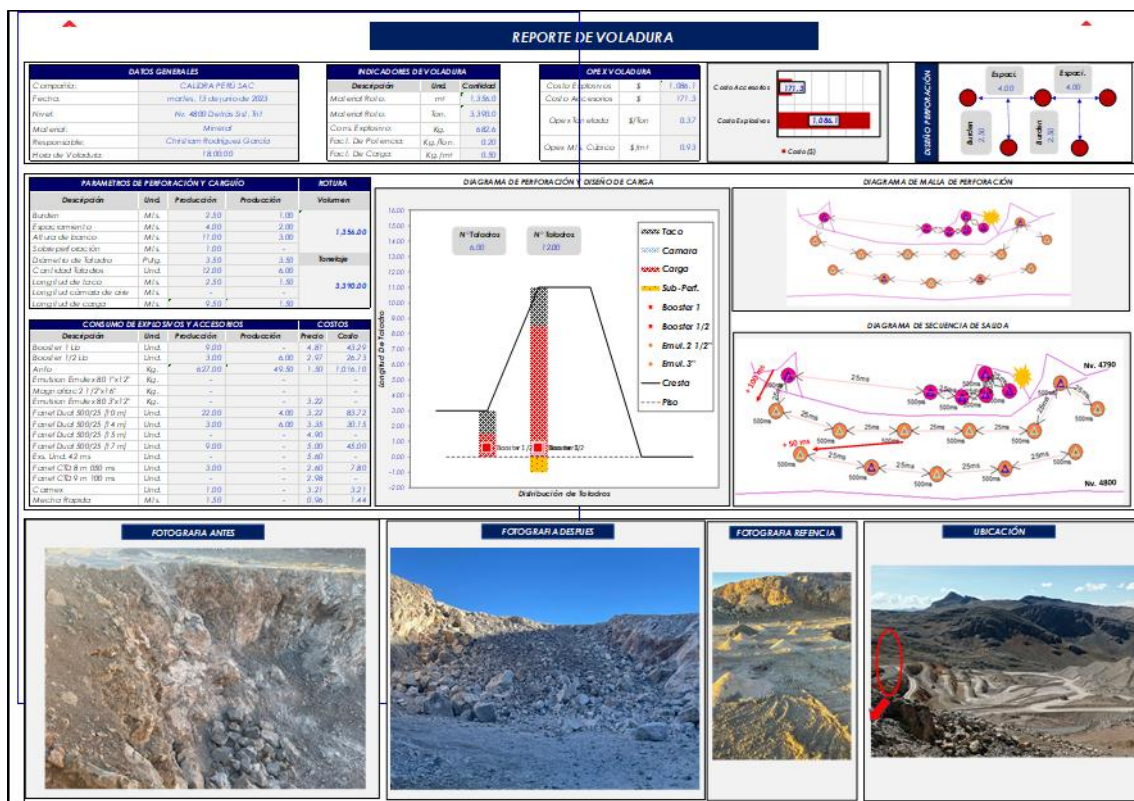
NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 6:
PLANTILLA REPORTE DE VOLADURA EN LA OPERACIÓN MINERA –
VOLADURA N° 34.

REPORT DE VOLADURA									
DATOS GENERALES		INDICADORES DE VOLADURA		OPEX VOLADURA		Costo Accesorios		Costo Explosivos	
Compañía:	CALDERA PERU SAC	Descripción:	Und.	Contribución	Costo Explosivos	\$	1,058.7	Costo Accesorios	\$
Fecha:	13 de abril de 2023	Materiales:	m³	1,336.0	Costo Accesorios	\$	72.8	Costo Explosivos	\$
Repetición:	Nº 4760	Materiales:	ton	3,840.3	Opex Tonelada	\$/ton	0.29	Costo Explosivos	\$
Materiales:	Diamante	Costo Explosivos	Kg	698.3	Opex Mts. Cubica	\$/m³	0.74		
Responsable:	Christian Rodriguez Garcia	Facil. De Potencia:	Kg./ton	0.77					
Plaza de Voladura:	18.00.00	Facil. De Carga:	Kg./m³	0.43					
PARAMETROS DE PERFORACIÓN Y CARGA		NOTA		DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y DISEÑO DE CARGA		DIAGRAMA DE MALLA DE PERFORACIÓN			
Descripción	Und.	Producción	Producción	Volumen					
Burden	Mts.	2.70	-	-					
Profundidad	Mts.	3.80	-	-	1,336.00				
Altura de banco	Mts.	10.00	-	-					
Subaperturas	Mts.	1.00	-	-					
Diametro de taladro	Pulg.	3.50	-	-					
Cantidad taladros	Und.	15.00	-	-					
Longitud de faja	Mts.	3.00	-	-	1,847.50				
Longitud máxima de oreo	Mts.	-	-	-					
Longitud de carga	Mts.	8.00	-	-					
CONSUMOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS		COSTOS							
Descripción	Und.	Producción	Producción	Precio	Costo				
Booster 1 lb	Und.	14.00	-	4.90	68.60				
Booster 1/2 lb	Und.	-	-	2.57	-				
Alto	Kg.	640.00	-	7.30	991.32				
Emulsion Emulor 80 1"x12"	Kg.	-	-	-	-				
Emulsion Emulor 2 1/2"x16"	Kg.	-	-	-	-				
Emulsion Emulor 80 3"x12"	Kg.	-	-	3.22	-				
Panel Dual 500/25 (10 m)	Und.	-	-	3.20	-				
Panel Dual 600/30 (10 m)	Und.	-	-	3.35	-				
Panel Dual 500/25 (20 m)	Und.	14.00	-	4.90	68.60				
Panel Dual 1000/25 (1.5 m)	Und.	-	-	5.90	-				
Era Und. 42 ms	Und.	-	-	5.40	-				
Panel C/D 9 m 97.5 ms	Und.	-	-	2.60	-				
Panel C/D 9 m 100 ms	Und.	-	-	2.68	-				
Cables	Und.	1.00	-	3.21	3.21				
Machaca Rapida	Mts.	1.00	-	0.96	0.96				
FOTOGRAFIA ANTES		FOTOGRAFIA DESPUES		FOTOGRAFIA REFENCIA		UBICACIÓN			

NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 7:
PLANTILLA REPORTE DE VOLADURA EN LA OPERACIÓN MINERA –
VOLADURA N° 02.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 8:
FOTOGRAFÍA FRENTE A VOLAR EN NV. 4800 PIT I EXT – VOLADURA N° 15.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 9:
FOTOGRAFÍA PARTE INF. IZQUIERDA DEL MUCKPILE – VOLADURA N° 15.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia

ANEXO 10:
MEDICIÓN DE LONGITUD DEL TACO EN CAMPO, JUNTO AL EQUIPO DE
ENAEX.



NOTA: Área Extracción y trituración - Propia