UNIVERSIDAD PERUANA DE CIENCIAS APLICADAS

FACULTAD DE INGENIERÍA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA DE GESTIÓN MINERA

“Propuesta de diseño de mallas de perforación y voladura empleando modificación al modelo matemático de Pearse con la finalidad de optimizar la fragmentación de rocas en la mina Tacaza de Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. (CIEMSA)”

TESIS

Para optar el título profesional de Ingeniero de Gestión Minera

AUTOR

Zamora Paredes, Vidal Enrike (0000-0003-2679-450X)

ASESOR

Arauzo Gallardo, Luis Alberto (0000-0001-7841-5554)

Lima, 16 de noviembre de 2020

DEDICATORIA

A mis padres, por el amor y apoyo en la vida y desarrollo profesional, quienes me inspiraron y ayudaron a culminar un sueño más en la vida. A mi novia, que siempre está para apoyarme pese a las adversidades, siempre alentándome a cumplir con las metas que me he propuesto, así como ser una mejor persona en el ámbito profesional y personal. Han sido, son y serán un pilar indispensable en mi vida y todo esto es gracias a ellos.

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a Dios por darme salud y permitirme sonreír ante mis nuevos logros. A mis padres, por haberme dado las mejores lecciones de vida y por enseñarme que con esfuerzo, constancia y trabajo todo se consigue, y por hacerme ver la vida de una forma diferente y confiar en mis decisiones.

Asimismo, expreso mi gratitud a los ingenieros Luis Arauzo y Juan Jara, ya que sin su guía y conocimiento me ha sido posible culminar mi proyecto académico, así también, agradecer su guía durante mi etapa universitaria y profesional. A cada uno de los maestros de la UPC, por siempre motivarme a ser un mejor profesional y destacar en la carrera de Ingeniería de Gestión Minera. Agradezco también, al Ingeniero Rolando Serrato, Ludwin Chambilla, Nelson Anchayhua y Orlando León, por todo el apoyo brindado durante mi estancia en la Unidad Minera Tacaza, contribuyendo a mi formación profesional y desarrollo del proyecto.

RESUMEN

En los últimos años, la minería se ha enfrentado a una disminución paulatina del precio de los metales, generando una reducción de la rentabilidad del negocio producto de menores reservas minerales. Esto ha ocasionado que se adopten esquemas operativos enfocados en la mejora continua de cada uno de los procesos dentro del ciclo de minado, a fin de reducir los costos. Por tal motivo, es necesario visualizar cada una de las actividades involucradas, como la perforación y voladura, las cuales tienen un impacto productivo y económico en el proceso global.

En consecuencia, la presente investigación se enfoca en optimizar la fragmentación de rocas, a través de un diseño de malla de perforación y voladura, mediante la integración de los conceptos de ingeniería de la voladura y caracterización del macizo rocoso. Para esto, se aplicará el modelo matemático de Pearse, a fin de calcular los parámetros controlables del diseño y obtener los resultados esperados. Asimismo, el alcance del trabajo abarca el análisis de la productividad del ciclo de minado, así como, la cuantificación del impacto de la propuesta en materia de costos.

Se comienza con el análisis de línea base, que consta de la medición de resultados producto de los diseños actuales de malla de P&V, con la finalidad de determinar las variables que están generando fragmentación gruesa de rocas. Posteriormente, se plantea la propuesta de diseño de malla considerando la mayor cantidad de datos e información del tajo Tacaza. Luego se ejecutan los trabajos en campo, que consta del seguimiento y control de actividades, a fin de cumplir con los parámetros diseñados. Finalmente, se miden los resultados de fragmentación en el software Wipfrag, y se analiza la productividad y costos en el ciclo de minado.

De los resultados se obtiene una mejora en la fragmentación, ya que se logra reducir el diámetro de rocas de 13.0 a 5.0 pulgadas en promedio. Esto conlleva a un incremento en el rendimiento efectivo de los equipos y una reducción de costos de US\$ 9,600 mensuales aproximadamente. Estas nuevas medidas generan valor agregado a la compañía, a través de una operación minera sostenible, que busca hacer rentable el negocio desde una visión holística del proceso.

Palabras claves: Fragmentación; diseño de mallas de P&V; rendimiento de equipos; costo unitario de minado.

ABSTRACT

In recent years, mining has faced a gradual decrease in the metal's prices, generating a reduction in the profitability of the business as a result of lower mineral reserves. This has led to the adoption of operational schemes focused on the continuous improvement of each of the processes within the mining cycle, in order to reduce costs. For this reason, it is necessary to visualize each of the activities involved, such as drilling and blasting, which have a productive and economic impact on the global process.

Consequently, this research focuses on optimizing rock fragmentation, through a drill and blast mesh design, by integrating the engineering concepts of blasting and characterization of the rock mass. For this, the Pearse mathematical model will be applied, in order to calculate the controllable parameters of the design and obtain the expected results. Likewise, the scope of the work includes the analysis of the productivity of the mining cycle, as well as the quantification of the impact of the proposal in terms of costs.

It begins with the baseline analysis, which consists of measuring the results of current P&V mesh designs, in order to determine the variables that are generating coarse rock fragmentation. Subsequently, the mesh design proposal is proposed considering the greater amount of data and information from the Tacaza pit. Then the field work is carried out, consisting of the monitoring and control of activities, in order to comply with the designed parameters. Finally, the fragmentation results are measured in the Wipfrag software, and the productivity and costs in the mining cycle are analyzed.

From the results, an improvement in fragmentation is obtained, since it is possible to reduce the diameter of rocks from 13.0 to 5.0 inches on average. This leads to an increase in the effective performance of the equipment and a cost reduction of approximately US \$ 9,600 per month. These new measures generate added value for the company, through a sustainable mining operation, which seeks to make the business profitable from a holistic view of the process.

Keywords: Fragmentation; P&V mesh design; team performance; unit cost of mining.

TABLA DE CONTENIDOS

1. INTRODUCCIÓN	1
2. CAPÍTULO I.....	3
2.1. IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA, FUNDAMENTACIÓN Y JUSTIFICACIÓN	3
2.1.1. IDENTIFICACIÓN Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
2.1.2. FUNDAMENTACIÓN	6
2.1.3. JUSTIFICACIÓN.....	9
2.1.3.1. Justificación teórica	9
2.1.3.2. Justificación Metodológica	9
2.1.3.3. Justificación práctica.....	10
2.2. OBJETIVOS	10
2.2.1. Objetivo General.....	10
2.2.2. Objetivos específicos.....	10
2.3. HIPÓTESIS	10
2.3.1. Variable independiente	11
2.3.2. Variables dependientes	11
2.4. INDICADORES DE LOGRO	11
3. CAPITULO II	13
3.1. ESTADO DEL ARTE Y MARCO TEÓRICO.....	13
3.1.1. ESTADO DEL ARTE	13
3.1.2. MARCO TEÓRICO	19
3.1.2.1. Marco Conceptual y técnico	19
1. MECANISMOS DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS POR VOLADURA	19
2. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	21
2.1. Densidad o peso específico.....	22
2.2. Resistencia a la compresión (σ_c).....	22

2.3.	Resistencia mecánica a la tensión (σ_t)	22
2.4.	Frecuencia sísmica	23
2.5.	Índice de la calidad de la roca (RQD).....	24
2.6.	Rock Mass Rating (RMR)	25
3.	EXPLOSIVOS INDUSTRIALES.....	26
3.1.	ANFO.....	27
3.2.	Emulsión	27
3.2.1.	Densidad del explosivo.....	28
3.2.2.	Velocidad de detonación (VOD).....	28
4.	PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN SUPERFICIE	29
4.1.	Altura de banco (H)	30
4.2.	Burden (B)	32
4.2.1.	Modelo base de cálculo de Burden.....	32
4.2.2.	Modelo matemático propuesto: Pearse.....	33
4.3.	Espaciamiento (S).....	34
4.3.1.	Distribución cuadrada de malla de perforación y voladura.....	35
4.3.2.	Distribución triangular de malla de perforación y voladura.....	35
4.4.	Columna de taco (T)	36
4.5.	Sobre perforación (J)	37
4.6.	Secuencia de detonación.....	38
4.6.1.	Tiempos de retardo	38
4.6.2.	Salida de taladros o tipo de disparo	38
5.	ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS.....	40
5.1	Software de análisis de fragmentación: WIPFRAG	40
3.1.2.2.	Marco Legal Peruano.....	43
4.	CAPÍTULO III.....	46
4.1.	MARCO METODOLÓGICO.....	46
4.1.1.	ÁREA DE ESTUDIO	46

4.1.1.1.	Ubicación	46
4.1.2.	Geología regional.....	47
4.1.3.	Geología estructural	48
4.1.4.	Geología local	48
4.1.5.	Operaciones Mina – Planta	51
4.1.2.	MATERIALES, EQUIPOS, INSUMOS Y/O SOFTWARE	53
4.1.3.	METODOLOGÍA.....	54
4.1.3.1.	Recopilación de información técnica del macizo rocoso.....	57
4.1.3.2.	Análisis de situación operativa actual.....	58
4.1.3.3.	Diseño de la propuesta	59
4.1.3.4.	Análisis de resultados	60
5.	CAPÍTULO IV	62
5.1.	RESULTADOS	62
5.1.1.	RECOPILACIÓN DE INFORMACIÓN TÉCNICA.....	62
5.1.2.	ANÁLISIS DE LA SITUACIÓN OPERATIVA ACTUAL.....	64
5.1.2.1.	Diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas	65
5.1.3.	PROPUESTA DE DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA.....	85
5.1.3.1.	Burden técnico	85
5.1.3.2.	Espaciamiento, taco, sobre perforación	89
5.1.3.3.	Secuencia de detonación	90
5.1.4.	ANÁLISIS DE RESULTADOS.....	101
5.1.4.1.	Consolidado de resultados de fragmentación de rocas	101
5.1.4.2.	Estudio del rendimiento de equipos del ciclo de minado	104
5.1.4.3.	Costo unitario de minado	111
4.1.4.	VALIDACIÓN DE LA PROPUESTA.....	123
4.1.4.1.	Estadística descriptiva.....	123
6.	CAPÍTULO V	130
6.1.	DISCUSIÓN	130
6.2.	CONCLUSIONES	132
6.3.	RECOMENDACIONES.....	134
7.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	137

8. ANEXOS.....	142
8.1. Anexo 01: Geología Regional de mina Tacaza.....	142
8.2. Anexo 02: Plano geológico local	143
8.3. Anexo 03: Tabla clasificación geomecánica RMR Estación N° 08	144
8.4. Anexo 04: Tabla clasificación geomecánica RMR Estación N° 10	144
8.5. Anexo 05: Tabla clasificación geomecánica RMR Estación N° 11	145
8.6. Anexo 06: Trabajos de remanejo de mineral: planta a mina	145
8.7. Anexo 07: Fragmentación de rocas ($P_{80} > 8$ pulgadas) con diseños actuales de malla de P&V.....	146
8.8. Anexo 08: Resultados de fragmentación de los diseños actuales de malla de P&V obtenidos del software Wipfrag 2010.....	147
8.9. Anexo 09: Fragmentación de rocas ($P_{80} \leq 8$ pulgadas) con propuesta de diseño de malla de P&V, aplicando modelo matemático de Pearse	150
8.10. Anexo 10: Resultados de fragmentación de la propuesta de diseño de malla de P&V obtenidos del software Wipfrag 2010.....	151
8.11. Anexo 11: Trabajos de carguío con excavadora (fragmentación propuesta de diseño de malla de P&V)	156

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables dependientes e independientes de la investigación.....	11
Tabla 2 Indicadores del logro del proyecto.....	12
Tabla 3 Descripción de calidad de roca en base al RQD de Deere.....	25
Tabla 4 Tabla de puntuación para cálculo del RMR de Bieniawski.	26
Tabla 5 Descripción del macizo rocoso según RMR de Bieniawski.	26
Tabla 6 Valores de JSF (ajuste) según descripción de calidad de macizo rocoso en base al RMR de Bieniawski.	34
Tabla 7 Descripción de resultados según tiempo de retardo entre filas.	38
Tabla 8 Cuadro de columna estratigráfica del tajo Tacaza.	50
Tabla 9 Cuadro resumen de descripción de símbolos para los flujos de procesos elaborados.....	57
Tabla 10 Resumen de propiedades físicas y mecánicas de la zona de estudio.	58
Tabla 11 Resumen de clasificación geomecánica del Tajo Tacaza.	58
Tabla 12 Resumen de parámetros geométricos de los diseños actuales de P&V. ..	59
Tabla 13 Resumen de rendimientos efectivos actuales de los equipos del ciclo de minado.....	59
Tabla 14 Resumen comparativo de rendimientos efectivos de los equipos post implementación de la propuesta de investigación.....	61
Tabla 15 Consolidado de estaciones de medición del estudio de estabilidad del tajo Tacaza.....	62
Tabla 16 Consolidado de propiedades físicas y mecánicas según litología del Tajo Tacaza.....	63
Tabla 17 Resumen de resultados de fragmentación de 03 proyectos de voladura ejecutados bajo los diseños actuales de malla de P&V.....	80
Tabla 18 Resumen de P80 resultado de los diseños actuales de malla de P&V.	81
Tabla 19 Resumen de rendimientos efectivos de equipos producto de los diseños actuales de malla de P&V.	83
Tabla 20 Resumen de consumo de accesorios y agentes de voladura producto de los diseños actuales de malla de P&V.	84
Tabla 21 Cálculo del JSF según descripción calidad macizo rocoso según RMR de Bieniawski.....	86

Tabla 22 Propiedades termoquímicas del explosivo, utilizadas para el cálculo del burden aplicando modelo Pearse.....	88
Tabla 23 Resumen de parámetros controlables calculados aplicando modelo matemático de Pearse.....	91
Tabla 24 Resumen de resultados de fragmentación P80 obtenidos con la propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo Pearse.....	103
Tabla 25 Resultados de fragmentación 1era quincena octubre 2019 (diseños actuales) y 2da quincena + 1era quincena noviembre 2019 (propuesta de diseño).	104
Tabla 26 Ventana horaria de mina Tacaza.....	105
Tabla 27 Cálculo del rendimiento horario y utilización de perforador Rockdrill.	106
Tabla 28 Cuadro comparativo de consumo de agentes de voladura Diseño actual vs. Propuesta de diseño.....	107
Tabla 29 Cuadro comparativo de tiempos del ciclo de carguío Diseño actual vs. Propuesta de diseño.....	108
Tabla 30 Cuadro comparativo de tiempos y utilización de volquetes Diseño actual vs Propuesta de diseño.....	109
Tabla 31 Cuadro comparativo de rendimiento efectivo de excavadora y volquete. Diseño actual vs Propuesta de diseño.	110
Tabla 32 Costo mensual de equipos de perforación Diseño actual vs Propuesta de diseño.	111
Tabla 33 Costo unitario y vida útil de aceros de perforación.....	112
Tabla 34 Costo mensual de consumo en aceros de perforación. Diseño actual vs Propuesta de diseño.....	112
Tabla 35 Cuadro comparativo de costo unitario de perforación (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.	113
Tabla 36 Consumo mensual de agentes de voladura según diseño de malla de P&V.	114
Tabla 37 Comparativo de consumo y costo mensual de accesorios y agentes de voladura. Diseño actual vs Propuesta de diseño.	115
Tabla 38 Comparativo de costo unitario de voladura (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.....	117
Tabla 39 Resumen de rendimiento efectivo y utilización de equipos de carguío y transporte de mineral según diseño de malla de P&V.	118

Tabla 40 Comparativo de costo mensual de equipos de carguío y transporte de mineral. Diseño actual vs Propuesta de diseño.	120
Tabla 41 Comparativo de costo unitario de carguío (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.	121
Tabla 42 Comparativo de costo unitario de transporte de mineral (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.	121
Tabla 43 Impacto económico: Resumen de costo unitario y mensual de operaciones del ciclo de minado. Diseño actual vs Propuesta de diseño.	122
Tabla 44 Resumen de estadística descriptiva de los resultados de fragmentación de la propuesta de diseño (02 etapas).	124
Tabla 45 Análisis de z condición para detección de valores atípicos de P80.	125
Tabla 46 Análisis de prueba de bondad de ajuste para distribución normal método Chi – cuadrado.	126

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Resultados obtenidos de fragmentación (P_{80}) durante los periodos de ejecución del trabajo de investigación (línea base). Elaboración propia.	5
Figura 2. Árbol del problema del proyecto de investigación. Elaboración propia....	6
Figura 3. Formación de las ondas compresivas de choque. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.....	20
Figura 4. Refracción de ondas compresivas en la cara libre y formación de ondas tensionales. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.	20
Figura 5. Proceso de expansión de gases y formación de fisuras radiales. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.	20
Figura 6. Proyección y fragmentación de roca producto de la expansión máxima de gases. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.....	21
Figura 7. Formación del muckpile o pila de material volado. Elaboración propia.	21
Figura 8. Saco de 25 kg. ANFO SUPERFAM 2 de FAMESA. Adaptado de Catálogo FAMESA, 2019.....	27
Figura 9. Cartucho de 60 cm. De emulsión encartuchada EMULFAN 3.0 pulgadas. Adaptado de Catálogo FAMESA, 2019.....	28
Figura 10. Excavadora 336D2L utilizada para bancos de 5.0 metros de altura en tajo Tacaza. Elaboración propia.	30
Figura 11. Ficha técnica de excavadora CAT 336D2L de 2.3 m ³ de capacidad. Adaptado de Manual de Caterpillar, 2019.	31
Figura 12. Distribución cuadrada de malla de perforación. Elaboración propia....	35
Figura 13. Distribución triangular de malla de perforación. Elaboración propia. ..	36
Figura 14. Formación de la pila de material volado según secuencia de detonación triangular o en cuña. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.....	39
Figura 15. Formación de la pila de material volado según secuencia de detonación diagonal o en echelon. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.....	39
Figura 16. Iluminación correcta de las fotografías para el software Wipfrag. Adaptado del Manual de análisis granulométrico, Wipfrag, 2019.....	41
Figura 17. Delineado y generación automática de bloques de roca del software Wipfrag. Elaboración propia.	42

Figura 18. Histograma de distribución de fragmentación vs % Pasante para determinación del P_{80} de la voladura. Elaboración propia.	42
Figura 19. Mapa de ubicación de mina Tacaza. Adaptado de Informe de Geología CIEMSA, 2019.....	46
Figura 20. Vista panorámica del tajo Tacaza. Elaboración propia.....	47
Figura 21. Diseño de carga para mallas de perforación en zonas de mineral. Elaboración propia.	52
Figura 22. Diseño de malla con burden teórico (izquierda) y burden práctico (derecha). Elaboración propia.	53
Figura 23. Flujo general del trabajo de investigación. Elaboración propia.....	56
Figura 24. Flujo de proceso para la recopilación de datos técnicos de mina Tacaza. Elaboración propia.	57
Figura 25. Flujo de proceso de evaluación de resultados de los diseños actuales de mallas de P&V en tajo Tacaza. Elaboración propia.....	58
Figura 26. Flujo de proceso del planteamiento, elaboración y ejecución del diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse. Elaboración propia.	60
Figura 27. Flujo de proceso de medición, análisis de resultados y comparación técnico-económica de la situación actual y la propuesta de investigación. Elaboración propia.....	61
Figura 28. Vista panorámica del Tajo Tacaza, donde se detallan las zonas de trabajo (Norte – Oeste y Norte – Este). Elaboración propia.	63
Figura 29. Vista Nor-Este del Tajo Tacaza (zona de trabajo). Elaboración propia.	64
Figura 30. Vista Oeste del tajo Tacaza (zona de excavación). Adaptado de Estudio Geomecánico del Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.	64
Figura 31. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4320 NE – mineral. Elaboración propia.....	69
Figura 32. Secuencia de detonación triangular. Gráfica de isolíneas. Elaboración propia.....	71
Figura 33. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 12.18 pulgadas. Elaboración propia.	72
Figura 34. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4310 N – mineral. Elaboración propia.	74

Figura 35. Secuencia de detonación en diagonal o echelon para Banco 4310 N – mineral. Elaboración propia.	75
Figura 36. Secuencia de detonación para el Banco 4310 N e isolíneas de tiempo. Elaboración propia.	75
Figura 37. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 12.50 pulgadas. Elaboración propia.	76
Figura 38. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4315 NE – mineral. Elaboración propia.....	78
Figura 39. Secuencia de detonación salida triangular Banco 4315 NE – mineral. Elaboración propia.	79
Figura 40. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 13.46 pulgadas. Elaboración propia.	79
Figura 41. Ejecución de voladuras secundarias en Tajo Tacaza, producto de los diseños actuales de malla de P&V. Elaboración propia.....	82
Figura 42. Volquete de 15 m ³ , trasladando material con un $P_{80}>8.0$ pulgadas. Elaboración propia.	83
Figura 43. Ejecución de trabajos de carguío y amarre de taladros (situación actual). Elaboración propia.	85
Figura 44. Curva logarítmica de relación de RQD vs RMR. Elaboración propia...	87
Figura 45. Determinación del burden por modelo de Pearse aplicando simulación Montecarlo a un percentil del 95 %. Elaboración propia.	89
Figura 46. Distribución de malla de taladros triangular (izquierda) vs cuadrada (derecha). Elaboración propia.	90
Figura 47. Propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando modelo matemático de Pearse. Elaboración propia	91
Figura 48. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 01 – mineral. Elaboración propia.	92
Figura 49. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 01 – mineral. Elaboración propia.	94
Figura 50. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 2.48 pulgadas. Elaboración propia.	95
Figura 51. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 02 – mineral. Elaboración propia.	96

Figura 52. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 02 – mineral. Elaboración propia.	97
Figura 53. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 4.180 pulgadas. Elaboración propia.	98
Figura 54. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 03 – mineral. Elaboración propia.	99
Figura 55. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 03 – mineral. Elaboración propia.	100
Figura 56. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 5.26 pulgadas. Elaboración propia.	101
Figura 57. Diseño actual de malla cuadrada de P&V de 2.7 x 2.7 metros (Factor potencia = 0.29 kg/t). Elaboración propia.....	102
Figura 58. Propuesta de diseño de malla triangular de P&V de 2.2 x 2.5 metros aplicando modelo matemático Pearse (Factor potencia = 0.40 kg/t). Elaboración propia.....	102
Figura 59. Comportamiento de la fragmentación de rocas P_{80} y el factor potencia kg/t obtenidos para cada tipo de malla de forma mensual 2018-2019. Elaboración propia.	104
Figura 60. Transporte de mineral con fragmentación producto de los proyectos de optimización. Elaboración propia.	109
Figura 61. Diseño de carga de taladro de producción y agentes y accesorios de voladura utilizados. Elaboración propia.....	116
Figura 62. Materiales utilizados para la ejecución de voladuras secundarias. Elaboración propia.	117
Figura 63. Proceso de optimización del ciclo de minado en base a la fragmentación obtenida producto de la voladura de rocas. Elaboración propia.	119
Figura 64. Comportamiento del costo unitario de minado. Diseño actual vs Propuesta de diseño. Elaboración propia.	123
Figura 65. Gráfico de distribución normal de la fragmentación P_{80} con Excel (02 etapas). Elaboración propia.	127
Figura 66. Gráfico de cálculo automático de distribución normal de la fragmentación P_{80} con Risk (02 etapas). Elaboración propia.....	127

Figura 67. Simulación Montecarlo (95%) para estimación de fragmentación de rocas P_{80} con propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo matemático de Pearse con software Risk. Elaboración propia.	129
Figura 68. Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Tacaza. Adaptado de Boletín N° 42, INGEMMET.....	142
Figura 69. Plano geológico local. Adaptado de Estudio Geomecánico del Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.	143
Figura 70. Tabla RMR Estación 08, Regular IIIB. Adaptado de Estudio geomecánico Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.	144
Figura 71. Tabla RMR Estación 10, Regular IIIB. Adaptado de Estudio geomecánico Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.	144
Figura 72. Tabla RMR Estación 11, Regular IIIB. Adaptado de Estudio geomecánico Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.	145
Figura 73. Remanejo de mineral de planta a mina para ejecución de voladuras secundarias por fragmentación gruesa. Elaboración propia.....	145
Figura 74. Fragmentación producto de los diseños actuales de malla de P&V en el Tajo Tacaza. Elaboración propia.....	146
Figura 75. Fragmentación resultante de la propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo matemático de Pearse, en el Tajo Tacaza. Elaboración propia.	150
Figura 76. Fragmentación resultante de la propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo matemático de Pearse, en el Tajo Tacaza. Elaboración propia.	150
..... ¡Error! Marcador no definido.	
Figura 77. Operaciones de carguío y transporte post optimización de la fragmentación de rocas. Elaboración propia.	156

1. INTRODUCCIÓN

En la actualidad, producto de la incertidumbre y variabilidad del precio de los metales, las compañías mineras se enfocan en optimizar sus procesos operativos, con la finalidad de reducir costos y generar una mayor rentabilidad. En la última década, diversos estudios han indicado que se deben hacer esfuerzos de mejora en las operaciones unitarias de perforación y voladura, debido que los resultados de éstas impactan en el desempeño productivo y económico del proyecto (Rybinski, Gherzi, Davila, & Linares, 2011). Se habla de un resultado exitoso de voladura cuando se cumplen las expectativas en materia de seguridad y eficiencia operativa, como reducción de nivel de vibraciones, fragmentación fina, control de la proyección de rocas o flyrock, control de humos, entre otros. En diversas minas de Perú y el mundo, la fragmentación de rocas es una de las materias de estudio que ha obtenido mayor relevancia desde el surgimiento de la filosofía de operaciones denominada “mine to mill” o mina a planta, ya que ésta impacta en las diferentes etapas del ciclo productivo. Yaghoobi, Mansouri, Ali, & Nezamabadi-Pour, (2018), indican que una fragmentación óptima contribuye a un mejor control y reduce el costo de carguío, transporte, chancado y molienda, por lo tanto es una variable que debe ser analizada y controlada dentro de una operación minera en curso. La fragmentación de rocas depende de variables no controlables y parámetros de diseño de mallas de perforación y voladura que pueden ser calculadas, controladas y optimizadas, por ende, los expertos de ingeniería en voladura tienen como objetivo determinar las variables, que varían de mina en mina según las características propias de cada macizo rocoso, que impactan en los resultados de fragmentación (Singh, y otros, 2016). Es por esta razón, la necesidad de integrar los conceptos de voladura e información geológica, litológica y geomecánica, a fin de obtener los parámetros del diseño de malla que generen los resultados de fragmentación esperados por la compañía.

La mina Tacaza de CIEMSA no es ajena a esta realidad. Por tal motivo, la presente investigación identificó una oportunidad de mejora en la fragmentación de rocas, la cual está impactando en la productividad del ciclo de minado. Para esto se evaluarán los diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas, a fin de determinar las causas que no permiten alcanzar una fragmentación óptima.

El contenido del presente trabajo se ha dividido en 05 capítulos. En el Capítulo I se desarrolla el análisis del problema de la investigación, donde se explica de forma

detallada la fundamentación, justificación y objetivos de la tesis, asimismo, se menciona la hipótesis e indicadores de logro de los objetivos. El Capítulo II, menciona las fuentes revisadas de trabajos pasados referentes al problema, solución y metodología denominado Estado del arte, así como el marco teórico, donde se detallan conceptos acotados al alcance de la investigación, que servirán como sustento para este trabajo. En el Capítulo III se detalla el área de estudio, en este caso Unidad Minera Tacaza, así como la metodología aplicada en esta investigación. En el Capítulo IV, se detallan los resultados obtenidos en términos de fragmentación y los respectivos impactos de ésta, así como, la validación estadística del trabajo. En el Capítulo V, se desarrolla la discusión, conclusiones y recomendaciones. Asimismo, en éste se presentan las referencias bibliográficas y los anexos utilizados para la investigación.

Esta investigación será de gran importancia en mina Tacaza debido que buscará optimizar la fragmentación de rocas, con la finalidad de reducir los costos operativos. Para esto, se utilizarán los conocimientos de ingeniería de voladura, y su relación con la información geológica, litológica y geomecánica del tajo, a fin de diseñar mallas de perforación y voladura que permita cumplir con los objetivos y tener una operación segura, eficiente y económica. Todo lo anterior presenta una oportunidad de desarrollo para las operaciones mineras, lo cual ayudaría a agregar valor a la empresa CIEMSA.

2. CAPÍTULO I

2.1.IDENTIFICACIÓN DEL PROBLEMA, FUNDAMENTACIÓN Y JUSTIFICACIÓN

2.1.1. IDENTIFICACIÓN Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

En la mina Tacaza, de la empresa Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros S.A. (en adelante CIEMSA), se ha identificado una oportunidad de mejora en la fragmentación de rocas producto de la voladura de bancos de mineral en la Fase 06 (en adelante Tajo Tacaza); debido que, el diámetro de las rocas fragmentadas supera el estándar granulométrico establecido para mineral de ingreso a planta concentradora (el 80 % del material pasante debe ser menor igual a la malla de 8.0 pulgadas, técnicamente denominado P_{80}).

Causas de la problemática:

Las operaciones unitarias en mina Tacaza inician con la perforación y voladura, a fin de generar taladros, cargar explosivos y fragmentar el macizo rocoso que es transportado a la planta concentradora. No obstante, se ha identificado que los diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas no consideran ciertos criterios técnicos y operacionales, ya que las ecuaciones para el cálculo de los parámetros geométricos como burden, espaciamiento, distribución de taladros, longitud de taco, entre otros, están basadas en modelos empíricos, es decir, las fórmulas matemáticas utilizadas habían sido adaptadas al tajo Tacaza, sin considerar un análisis técnico de la ingeniería de la voladura e información geológica, litológica y geomecánica que sustente los diseños propuestos. Además, una vez que se ejecutan los trabajos en campo, hay un débil seguimiento, control y nivel de supervisión a cada una de las actividades y variables consideradas en la etapa de diseño, como el cumplimiento de la longitud y paralelismo de las perforaciones, número de taladros perforados, correcta longitud de carga y taco, amarre de los taladros que permitan cumplir con la secuencia de detonación, con lo cual no se llegaba a obtener los resultados deseados en materia de fragmentación. Esto a su vez, ocasiona riesgos de seguridad, ya que producto de la falta de amarre de un taladro cargado, se pueden y se han generado tiros fallados, que han sido detectados durante la revisión post voladura, y en ocasiones, en el proceso de carguío y transporte con equipos pesados, lo cual genera paros intempestivos en el ciclo de minado, interrumpiendo la producción. Esto, en conjunto con el escaso soporte técnico del proveedor de explosivos generan que no se

alcancen los resultados esperados de la voladura. Adicionalmente, en mina Tacaza no existe un área de Geomecánica por parte de la compañía, por ende, la información geoestructural del macizo rocoso es limitada, lo cual contribuye a que los criterios usados para los diseños de mallas de perforación y voladura no sean los correctos.

Asimismo, la empresa CIEMSA, perteneciente al rubro de la mediana minería, ejecuta una actividad extractiva enfocada en la minimización de costos de operación y capital, por tanto, se tienen recursos limitados para la ejecución del proyecto. Por ejemplo, el explosivo utilizado para las voladuras primarias es el ANFO. Éste fue seleccionado en base a un criterio económico, debido que tiene un menor costo, frente a explosivos como las emulsiones las cuales tienen una mayor presión de detonación, que es un índice del poder rompedor y triturador del explosivo. La información obtenida por el área de Operaciones indica que no existe una validación de que el explosivo actual sea el adecuado para fragmentar de manera óptima el macizo rocoso, el cual está considerado como Regular IIIB según la clasificación geomecánica de Bieniawski. Otro claro ejemplo de esto es que la compañía no cuenta con el suficiente capital para realizar una inversión y adquirir licencias de software de análisis de fragmentación. Asimismo, el personal técnico de operaciones tiene un limitado nivel de conocimiento de estas herramientas, haciendo difícil se establezca una línea base para ejecución de trabajos de optimización.

En la Figura 1, se presentan los resultados históricos de fragmentación obtenidos en los periodos 2018-2019. Como se puede observar, los diseños actuales consideran un Burden y Espaciamiento de igual dimensión (2.5 x 2.5 y 2.7 x 2.7 m.), lo cual forma una distribución cuadrada de taladros, generando un bajo factor potencia ($FP < 0.30 \text{ kg/t}$), es decir, una baja cantidad de explosivo para un macizo rocoso Regular IIIB (Depaz Reyes & Caceres Montaña, 2018). Esta información es producto de la medición de línea base, realizada durante los periodos de ejecución de la investigación, por lo cual, se implementó un software de análisis de fragmentación con licencia limitada, llamado Wipfrag.

- Primer periodo: enero a junio 2018 (enero – marzo: análisis línea base).
- Segundo periodo: octubre a noviembre 2019 (octubre: análisis línea base).

Figura 1. Resultados obtenidos de fragmentación (P₈₀) durante los periodos de ejecución del trabajo de investigación (línea base). Elaboración propia.

Consecuencias de la problemática:

Las principales consecuencias de la fragmentación gruesa en mina Tacaza son:

- Ejecución de voladuras secundarias que incrementan el nivel de exposición del personal.
- La productividad de los equipos de carguío y transporte no es la esperada, es decir, existe una oportunidad de mejora en el ciclo de minado, lo cual incrementaría la rentabilidad de la empresa.

En base a las causas y consecuencias analizadas, se determina que existen diversos factores que influyen en la obtención de una fragmentación gruesa. No obstante, la presente investigación delimita su estudio en el diseño de mallas de perforación y voladura, debido que es una causa controlable, a diferencia las otras identificadas, que no dependen de criterios técnicos de ingeniería de voladura; sino que están relacionadas a factores logísticos, económicos y administrativos. Es por esta razón que surge la siguiente interrogante ¿Una nueva propuesta de diseño de malla de perforación y voladura resolverá el problema de fragmentación gruesa en mina Tacaza?

En la Figura 2 se presenta el árbol de causa – efecto del proyecto.

Figura 2. Árbol del problema del proyecto de investigación. Elaboración propia

2.1.2. FUNDAMENTACIÓN

La gestión de operaciones en un proyecto minero permite asegurar el correcto desempeño de seguridad y producción. Por esta razón es necesario un enfoque holístico y sistémico, que abarque el análisis de la causa que no permite alcanzar los resultados esperados por la empresa. A través de los años, se han realizado investigaciones que concluyeron que la fragmentación de rocas producto de la voladura, tiene un alto impacto en el ciclo de minado, controlando la seguridad de personas, productividad de equipos y control de costos unitarios (Gokhale, 2010). Es por esta razón, la necesidad de determinar las variables que controlan los resultados de fragmentación en el proceso de perforación y voladura, teniendo en cuenta los parámetros controlables (diseño geométrico, tipo de explosivo y secuencia de detonación), así como los no controlables (características y propiedades del macizo rocoso).

La revisión de numerosas fuentes de información ha demostrado que en diversas minas a tajo abierto alrededor del mundo aún existe discusión de cuáles son los parámetros de diseño de mallas de P&V que tienen un mayor impacto en el tamaño de los fragmentos de roca. A continuación, se revisarán diversos estudios realizados en campo y laboratorio, sobre la ingeniería de voladura y cuáles son las variables que impactan en la fragmentación de rocas. Uno de los principales puntos de discusión obtenidos de estos trabajos, es que los diseños de malla de perforación y voladura de rocas deben considerar las variables del macizo rocoso en la evaluación y diseño de trabajos. Bhagade & Murthy

(2020); Singh, y otros (2016), indican que los parámetros controlables como el explosivo, variables geométricas (burden, espaciamiento, diámetro de perforación, sobre perforación y longitud de taco), y secuencia de detonación son seleccionados, calculados y dimensionados en función al comportamiento del macizo rocoso a fin de obtener una malla “técnica” de perforación y voladura, lo cual permitirá garantizar un correcto desempeño de fragmentación de rocas y reducir los costos de minado.

La caracterización del macizo rocoso es clave para la selección y cantidad del explosivo óptimo para las voladuras de bancos. Balakrishnan, Pradhan, & Dhekne (2019) realizaron un estudio de caso en la cantera Century Cement Limestone Mine. La técnica de voladura consistió en dimensionar la correcta cantidad de explosivo a utilizar a fin de generar una fragmentación fina en la cantera. Por tal motivo, utilizaron las propiedades físicas y mecánicas de la roca, así como la caracterización del macizo rocoso, y concluyeron que, para las distintas zonas de explotación el factor de potencia (indicador de cantidad de explosivo utilizado para minar un determinado tonelaje de material) varía según la caracterización litológica y estructural del medio insitu, y lograron óptimos resultados en materia de fragmentación. No obstante, recomendaron que para futuros trabajos es necesario realizar un diseño de malla de P&V que no solo considere la cantidad de explosivo, sino también los parámetros geométricos y la secuencia de detonación de la voladura.

Entre los principales geométricos se encuentra el burden, que es determinante al momento de diseñar una malla de P&V, ya que éste representa la distancia del taladro hacia la cara libre más cercana, por lo tanto, es un indicador de la longitud de recorrido que debe realizar la onda de choque, producto de la detonación del taladro, en el medio insitu. Mientras mayor sea la distancia del burden, menor será la presión que ejerce esta onda sobre el macizo rocoso, y por ende, se generarán problemas de fragmentación, lo cual fue demostrado en un estudio de caso realizado en Cantera Las Victorias (Alfaro Sulca, 2016; EXSA, 2019; Caguana & Tenorio, 2013). Adicionalmente, Depaz Reyes & Caceres Montaña (2018), lograron optimizar la fragmentación de rocas en la mina Alpacay, y mencionan que para ejecutar un correcto diseño de malla de perforación y voladura se deben utilizar ecuaciones matemáticas que involucren la calidad del macizo rocoso como el RMR de Bieniawski y los parámetros geométricos como el burden, espaciamiento, longitud de sobre perforación, longitud de taco, diámetro de taladro.

Asimismo, la secuencia de detonación es una variable crítica durante el diseño de malla de P&V, ya que indica la generación y formación de caras libres durante el proceso de voladura, por lo tanto, es un parámetro relacionado con el burden. Por esta razón, los tiempos de retardo entre filas y taladros debe ser la óptima a fin de asegurar un correcto desempeño de la presión de onda de choque sobre el macizo rocoso. Por ejemplo, una secuencia de detonación de forma triangular permite una mejor fragmentación, producto de la colisión entre rocas producto de la formación perpendicular (mayor parte de los casos) de dos caras libres, por lo tanto es de suma importancia tener claro estos conceptos durante la etapa de diseño (Gokhale, 2010). Johansson y Ouchterlony (2013), ejecutaron una serie de pruebas a pequeña escala en laboratorio, a fin de determinar la secuencia de detonación y los parámetros de diseño de malla de perforación y voladura que puedan generar una mejor fragmentación. Estos ensayos se realizaron en bloques de roca de 650/660 x 205 x 300 mm, con un burden y espaciamiento (110 x 70 mm) acotados al tamaño del bloque, siguiendo la base teórica de la ingeniería de la voladura, consideraron una relación de espaciamiento/burden de 1.15, lo que indica una estimación de buena fragmentación. Los autores determinaron que existe una relación entre los tiempos de retardo y el burden, y que a menores tiempos de retardo se genera una fragmentación fina. No obstante, en ese estudio no se contempló las complejidades del macizo rocoso, ya que se simuló la voladura en bloques de roca intacta, que no presentan discontinuidades, las cuales impactan en el comportamiento de las ondas de compresión y la presión de gases generados durante la detonación del taladro. Estas discontinuidades hacen que solo se utilice el 20 % de la energía del explosivo para fragmentar la roca, debido que el otro 80 % se pierde y disipa entre las fracturas existentes en el macizo rocoso (Singh S. , 2001).

En resumen, en base a las distintas investigaciones realizadas, se puede deducir que es imprescindible el conocimiento de los parámetros no controlables (macizo rocoso) y controlables (explosivo, parámetros geométricos y secuencia de detonación). Es por esta razón que, es clave diseñar mallas de P&V que apliquen o utilicen ecuaciones, modelos o algoritmos matemáticos que consoliden y relacionen ambos parámetros a fin de cumplir con el objetivo de obtener una fragmentación óptima, generando una operación minera eficiente, segura y económica (Mohamed, Hafsaoui, Talhi, & Menacer, 2015).

2.1.3. JUSTIFICACIÓN

2.1.3.1. Justificación teórica

Esta investigación se realiza con el propósito de aportar al conocimiento existente de la ingeniería de la voladura, y contribuir a que los ingenieros, técnicos y/o expertos, tengan en consideración los aspectos geológicos, litológicos y geomecánicos al momento de diseñar las mallas de perforación y voladura a fin de lograr los resultados propuestos en materia de fragmentación de rocas, teniendo en consideración el impacto de ésta en la productividad, seguridad y costos de la empresa minera (EXSA, 2019; Nur Lyana, Hareyani, Kamar, & Mohd Hazizan, 2016).

2.1.3.2. Justificación Metodológica

La presente investigación servirá de guía para futuros trabajos de ingeniería de voladura, debido que en ésta se detalla una estructura de actividades desde la etapa de diseño de mallas de perforación y voladura hasta la medición de resultados de fragmentación de rocas. En ésta se describe una metodología basada en el uso de la información del macizo rocoso para calcular el burden, que es uno de los parámetros principales parámetros geométricos del diseño de mallas que impacta en la fragmentación, con el uso de modelos matemáticos que han sido probados en distintas minas a tajo abierto del Perú y el mundo (Flores Quispe, 2010). Para lograr los objetivos propuestos, se recurrirá con la recopilación de información geológica, litológica y geomecánica del macizo rocoso. Después de eso, se procede con la selección del modelo matemático que permita calcular los parámetros de perforación (burden), los cuales utilicen esta información geomecánica, así como la información del explosivo (presión de detonación), diámetro de taladro, altura de banco, entre otros. Posteriormente, se realiza la medición de la fragmentación de rocas mediante softwares existentes en el mercado, donde se determina en el P_{80} , el cual debe cumplir con las expectativas operacionales de la mina (Depaz Reyes & Caceres Montaña, 2018). Finalmente, es indispensable analizar los resultados económicos del diseño de malla de perforación y voladura, midiendo el impacto de la fragmentación obtenida en los rendimientos efectivos de los equipos de las siguientes operaciones unitarias (carguío y acarreo), y determinando si se obtiene una reducción de costos del ciclo de minado total (enfoque holístico) (Aguirre, 2016; Alfaro Sulca, 2016). Este proceso de trabajo agrega valor a la compañía debido que abarca las etapas de diseño, ejecución y control de resultados, teniendo en cuenta el control de calidad en cada una de las actividades realizadas.

2.1.3.3. Justificación práctica

Este trabajo de investigación será de importancia para mina Tacaza, debido que, buscará la mejora continua de las operaciones mineras a través de la fragmentación de rocas, mediante la integración del conocimiento de la ingeniería de la voladura y la información litológica, geológica y geomecánica del tajo Tacaza, utilizando los recursos actuales de la empresa, sin necesidad de implementar nuevas tecnologías que acarren mayores costos de capital para CIEMSA. Entre los resultados esperados se tiene un incremento del rendimiento efectivo de los equipos de carguío y transporte, que generaría un ahorro significativo en el costo total mina. Asimismo, con esta propuesta se estima un mejor desempeño de las actividades, ya que, se establecerán controles de calidad durante la ejecución del método, impulsando un mayor nivel de supervisión, seguimiento y enfoque a obtención de resultados (Rybinski, Gherzi, Davila, & Linares, 2011; Diaz, y otros, 2015).

2.2. OBJETIVOS

2.2.1. Objetivo General

Optimizar la fragmentación de rocas aplicando el modelo matemático de Pearse en el diseño de mallas de perforación y voladura en los bancos de mineral del tajo Tacaza.

2.2.2. Objetivos específicos

- Recopilar y analizar información del diseño de malla de perforación y voladura actual.
- Calcular los parámetros controlables de la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas, aplicando el modelo matemático de Pearse.
- Determinar los resultados de fragmentación de rocas (P_{80}) de la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura.
- Analizar los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado (perforación, voladura, carguío y transporte).

2.3. HIPÓTESIS

La propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse optimizará la fragmentación de rocas en la mina Tacaza de CIEMSA, logrando cumplir con el $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas de roca minada, requerido en la operación.

2.3.1. Variable independiente

No depende de la influencia de otras variables. Son los parámetros no controlables y controlables del diseño de mallas del diseño de mallas de perforación y voladura de rocas, que serán denominados factores de trabajo. Los parámetros no controlables involucran las propiedades físicas y mecánicas de la roca, así como la caracterización geomecánica del macizo rocoso. Por otro lado, los parámetros controlables involucran los parámetros geométricos, tipo de explosivo y secuencia de detonación de la malla de P&V.

2.3.2. Variables dependientes

Como su nombre lo indica, son aquellas que están influenciadas por otra variable. Asocia las variables orientadas a la mejora continua que propone el diseño de malla de perforación y voladura de rocas, como:

- Fragmentación de rocas (P_{80})
- Factor de potencia (kg/t)
- Rendimiento de equipos (t/h)
- Costo unitario de minado (US\$/t)

Tabla 1

Variables dependientes e independientes de la investigación

Variable	Descripción	Indicador
Independiente	Factores de trabajo	Parámetros controlables y no controlables del diseño de malla de P&V
Dependiente	Fragmentación	P80
	Factor de potencia	kg explosivo/tonelada roca
	Rendimiento de equipos	toneladas/hora
	Costo de minado	US\$/tonelada

Fuente: Elaboración propia

2.4.INDICADORES DE LOGRO

A continuación, se presenta la tabla resumen de los indicadores de logro para cada uno de los objetivos específicos de la presente tesis.

Tabla 2
Indicadores del logro del proyecto

Objetivos	Indicadores de logro
Recopilar y analizar información de la malla de P&V que se utiliza actualmente	Factor de potencia
	Fragmentación actual (P80)
	Número de voladuras secundarias
	Rendimiento efectivo de los equipos
Diseñar malla de P&V utizando el modelo matemático de Pearse	RMR de Bieniawski
	Burden, Espaciamiento, Taco y sobreperforación
	Secuencia de detonación
	Factor de potencia
Determinar los resultados de fragmentación de rocas	Fragmentación obtenida (P80)
Analizar los costos unitarios del ciclo de minado	Rendimiento efectivo de equipos
	Consumo de aceros de perforación
	Consumo de agentes y accesorios de voladura
	Número de voladuras secundarias
	Costo mensual obtenido

Fuente: Elaboración propia

3. CAPITULO II

3.1. ESTADO DEL ARTE Y MARCO TEÓRICO

3.1.1. ESTADO DEL ARTE

La revisión bibliográfica muestra los estudios de casos realizados en diversas minas a tajo abierto del Perú y el mundo, los cuales se han enfocado en presentar técnicas de la ingeniería de la voladura que les permita solucionar la problemática de fragmentación gruesa en las operaciones mineras. En este apartado se detallarán trabajos de voladura que integran la geología, litología y geomecánica en los diseños de malla de P&V, aplicando técnicas que permitieron alcanzar los resultados de fragmentación, y lograron incrementar la rentabilidad de la operación (Alfaro Sulca, 2016).

Hustrulid (1999) y Singh et al., (2016), en sus investigaciones sobre fragmentación de rocas, analizaron el impacto de ésta en la productividad y costos de cada una de las operaciones unitarias del proceso productivo mina-planta (perforación, voladura, carguío, acarreo, chancado, molienda, tratamiento), basándose en las curvas costo – fragmentación presentadas por Mackenzie (1966), concluyendo que, las operaciones de perforación y voladura son puntos críticos que permiten la reducción de costos, por ende aumentan la rentabilidad de la mina. Murr, Workman Lyall, Eloranta, & Katsabanis (2015), detallaron que la forma más efectiva y económica de fragmentar las rocas es en la etapa de voladura, basándose en la metodología “mine to mil”, y lograron concluir que una fragmentación fina de roca mejora el rendimiento efectivo de los equipos de carguío y acarreo de material, y además permite generar ahorros significativos en la etapa de chancado y molienda en planta concentradora, debido a un menor desgaste de los componentes de estos equipos, así como un menor costo unitario producto de una mayor cantidad de mineral que pasa a través de las zarandas de las chancadoras y molinos (economía de escala). Adicionalmente, Aguirre (2016), en un estudio realizado en mina El Abra (Chile), logró incrementar la rentabilidad de la empresa, mediante la optimización de la fragmentación de rocas, a través de una propuesta de diseño de mallas de perforación y voladura, lo cual involucró realizar una inversión adicional para el cambio del explosivo por uno de mayor densidad y velocidad de detonación; asimismo, realizó modificaciones a los parámetros geométricos como burden y espaciamiento, así como, cambios en la secuencia de detonación. Todo esto, lo hizo en base a la información geológica, litológica y geomecánica de los bancos de mineral donde se realiza el estudio. El autor concluye que es necesario tener un enfoque holístico del ciclo de minado, debido

que una fragmentación fina permite incrementar los rendimientos de los equipos de carguío y transporte, y reducir costos en el ciclo de minado, y esto se logra a través de propuestas de trabajo que involucren inversiones en la etapa de perforación y voladura, así como nuevos diseños que integren las variables del macizo rocoso con los parámetros controlables.

Es por esta razón, la necesidad de conocer las principales variables del macizo rocoso que deben ser consideradas para el diseño de mallas de perforación y voladura. Lopez J. (1995), estudió las variables que influyen en los resultados de fragmentación de rocas, concluyendo que existe una relación entre el macizo rocoso, propiedades del explosivo y parámetros geométricos. Basados en este trabajo, Bellairs (2003), S. Singh (2009) y P. K. Singh et al. (2016) explican la necesidad de determinar la ubicación donde no se haya obtenido una fragmentación adecuada, acorde a lo planificado y a los estándares establecidos (oversize), a fin de determinar causas exactas del problema, los cuales pueden ser geológicas o de diseño, logrando concluir que los puntos más comunes donde se encuentran materiales gruesos son en el frente, y en la parte superior de la pila, y determinando que las causas se dan por parámetros geométricos del diseño de la malla de perforación como un excesivo valor de burden, espaciamiento y taco. Sumado a esto, se incorporan las investigaciones de Gheibie, Aghababaei, Hoseinie, & Pourrahimian (2009); Kulatilake, Hudaverdi, & Wu (2012) quienes utilizaron el modelo de predicción de fragmentación de rocas de Kuz Ram para realizar un estudio iterativo a fin de determinar los parámetros óptimos de diseño de malla, considerando el tipo de explosivo utilizado y las propiedades del macizo rocoso de estudio. Asimismo, Babaeian, Ataei, Sereshki, Sotoudeh, & Mohammadi (2019) presentaron modelos actualizados de predicción de fragmentación, acorde a una confiabilidad y estimación de error estadística, logrando determinar que uno de los parámetros más influyentes es el ratio Burden/diámetro, y factores de roca, expresados en el índice de volabilidad (BI). De los autores se concluye que, el éxito de los resultados de una fragmentación óptima se encuentra en la integración macizo rocoso – explosivo – parámetros geométricos de malla de perforación y voladura.

Esto conllevó a que diversos autores, expertos en la ingeniería de voladura busquen y planteen soluciones que optimicen la fragmentación de rocas en las minas a tajo abierto, en base a información geológica de la zona de estudio, como de Mohamed, Hafsaoui, Talhi, & Menacer (2015) quienes determinaron la relación directa entre la resistencia a

la compresión uniaxial de la roca intacta y el factor potencia (cantidad de explosivo utilizado/ toneladas de material en el banco minado), logrando concluir que un mayor factor de potencia genera una mejora en la fragmentación de rocas, basados en la teoría de cantidad de energía requerida. Posteriormente, Nur Lyana, Hareyani, Kamar Shah, & Mohd. Hazizan (2016) analizaron el macizo rocoso, es decir, incluyendo roca intacta y discontinuidades, las cuales afectan la distribución de energía y afectan el proceso de detonación, debido que, mediante estas fracturas, juntas, fallas se libera y desperdicia energía, por ende, el explosivo pierde el poder o presión de detonación, por el escape de los gases que ejercen un esfuerzo de compresión y tracción en la roca. Los autores logran concluir, a través del análisis de imágenes de fragmentación, que índices como el RMR de Bieniawski (Rock Mass Rating) o RQD de Deere, deben estar presentes en el cálculo de diseños de malla de voladura, con la finalidad de alcanzar resultados esperados. A., Monjezi M. & Reza A. (2017) presentaron un modelo matemático basado en Redes neuronales, a fin de determinar los parámetros del macizo rocoso que tienen un mayor impacto en la fragmentación de la roca, en base a 432 bases de datos de 14 minas superficiales situadas en distintas partes del mundo. Este concluye que parámetros no controlables como RMR, Resistencia a la compresión, ángulo de fricción, RQD (rock quality designation) son los que tienen un mayor impacto en la fragmentación ($R^2=98.6\%$). La conclusión de este estudio es la importancia que se le dá al macizo rocoso en los resultados de voladura. Sin embargo, al ser un estudio teórico no está sujeto a la realidad operativa de una mina, por lo cual los resultados obtenidos no son definitivos respecto al desempeño del método propuesto.

Asimismo, Hashemi Saadatmand & Katsabanis (2019) estudiaron la relación entre la secuencia de detonación de voladura y las ondas sísmicas del macizo rocoso, comprobando el impacto de este último en el diseño de mallas de perforación y voladura, más específicamente en el impacto de los tiempos de iniciación o retardo en la creación de microfracturas y fragmentación de la roca. La metodología propone un modelo numérico para estudiar el tiempo óptimo de retardo considerando la interacción de las ondas P y S durante el proceso de detonación. Este concluye que a menor tiempo de detonación entre taladros, existe una mayor fragmentación producto de la superposición de las ondas de tensión generadas por la reflexión de la onda compresiva con la cara libre. La desventaja de este método es que ha sido realizado en escala de laboratorio y no considera la realidad geológica del macizo rocoso y utilizando un solo tipo de explosivo,

lo cual no se da en el estudio de caso de mina Tacaza, y que los resultados obtenidos no sean concluyentes y necesiten de mayor experimentación en campo. Estudios relacionados a la secuencia de detonación en el proceso de voladura y a nuevas tecnologías surgieron con Miller (2015), quien utilizó soluciones más novedosas, como detonadores electrónicos, tomando en cuenta los tiempos de retardo óptimos, y la teoría de acoplamiento de ondas compresivas entre taladros, que permiten tener un mayor control no solo de la fragmentación, sino también en el nivel de vibraciones, asegurando voladuras controladas, logrando concluir que el uso de estos accesorios permiten obtener incrementos en la productividad de carguío y acarreo, rendimiento en la molienda y una reducción de los costos unitarios del proceso total, a través de una reducción de los fragmentos gruesos de roca durante la voladura. Continuando con la investigación, Silva, Li, & Gernand (2019), determinaron factores que influyen en la selección de los tiempos de retardo con la finalidad de medir el impacto de los tiempos cortos de retardo en la fragmentación de la roca. Los autores concluyen que las detonaciones simultáneas de taladros (entre 0 a 1 ms) no generan una mejora en la fragmentación, a diferencia de los intervalos de tiempo de 3 y 6ms, y también sugieren una evaluación económica preliminar antes de la utilización de detonadores electrónicos, debido a su elevado costo unitario, a diferencia de los detonadores convencionales, que pueden brindar resultados similares si se realiza un diseño de malla de voladura apropiado. Yi, Sjöberg, Johansson, & Petropoulos (2019), sugieren que la simple modificación de los tiempos cortos de retardo, no siempre optimizan la fragmentación de rocas, y que es necesario la modificación gradual de otros parámetros como el burden, factor potencia, doble cebado y/o técnicas especiales de atacado.

Estudios actualizados, muestran que no solo la secuencia de detonación es determinante en los resultados de fragmentación, y así lo demostraron Zhendong Leng et al. (2020), quienes presentaron diseños de malla de perforación y voladura basados en la modificación de parámetros geométricos y el comportamiento de la velocidad de detonación del explosivo. El método propone la variación de los diámetros de taladros a fin de incrementar la velocidad de detonación del explosivo, asimismo, utilizan una distribución triangular de malla de P&V y la ejecución de taladros satélites de menor diámetro con la finalidad de tener un mayor y mejor aprovechamiento de la energía química. La ventaja de esta metodología fue la optimización de la fragmentación utilizando los recursos actuales de la mina donde se implementó el trabajo; no obstante,

el consumo de aceros de perforación fue mayor producto de una mayor cantidad de taladros necesarios para lograr los resultados esperados. Adicionalmente, el estudio no se basa en ningún sustento geológico de la mina, ya que se tuvieron que realizar ensayos de prueba y error hasta lograr la fragmentación requerida.

Quaglio et al. (2020), permiten comprobar la importancia de las propiedades del macizo rocoso durante el proceso de voladura, y que un diseño de malla que no considere estos parámetros genera resultados de fragmentación gruesa de rocas. El trabajo estudia el comportamiento de la onda de choque y presión de gases generados durante la detonación, en base a la orientación de la familia de discontinuidades (rumbo y buzamiento) presentes en la zona de explotación, y propone diseños de malla que se basen en la secuencia de detonación de taladros, y determina que mientras exista mayor paralelismo entre la orientación de las juntas con la cara del banco de voladura, mejor es el resultado de la fragmentación por la generación de múltiples caras libres para las ondas de choque generadas entre el burden y estas. Los resultados principales fueron una reducción del material grueso en un 64 %; no obstante, solo analiza un parámetro del macizo rocoso y una variable de los diseños de malla de perforación y voladura (secuencia de detonación), lo cual hace que los resultados no sean tan concluyentes respecto al desempeño del método propuesto.

A la actualidad, todo lo investigado permite que las minas de tajo abierto utilicen modelos como el de Pearse (1955) y Langefors (1963), para determinar parámetros geométricos del diseño de malla de perforación y voladura como el burden, que es el parámetro principal y es utilizado para el cálculo del espaciamiento, taco y sobre perforación, y tienen un alto impacto en la fragmentación de rocas. Asimismo, Zuñiga (2015), Quiroga (2013), con el uso de diseños de mallas integrales, es decir, estudio de la geología del macizo rocoso, selección del explosivo óptimo, y correcto dimensionamiento de los parámetros geométricos del diseño de malla de perforación, lograron obtener una fragmentación más uniforme, contribuyendo al incremento del rendimiento de los equipos de carguío y transporte de mineral. Alfaro Sulca (2016), realizó un trabajo de diseño de malla de perforación y voladura a fin de mejorar la fragmentación de rocas, las cuales servirían como material base (diámetro entre 0.40 -1.20) para la construcción de una presa de relaves en mina El Brocal. En esta investigación el autor hizo uso de la información geológica y geomecánica del macizo rocoso, a fin de seleccionar el explosivo, parámetros geométricos y secuencia de detonación. En este trabajo, se utilizó

el modelo matemático de Pearse, para integrar las variables del macizo rocoso y diseñar la malla de perforación y voladura que permitió obtener el resultado de fragmentación deseado sin impactar el presupuesto del proyecto. Asimismo, otras investigaciones han permitido aplicar las variables geomecánicas del macizo rocoso en la voladura, a fin de seleccionar el burden óptimo, reducir el factor potencia, número de taladros, así como la distribución de la malla de perforación, permitiendo concluir la factibilidad del uso de variables geomecánicas como RMR, RQD, GSI dentro de las ecuaciones de diseños de malla de perforación y voladura (Llanco, 2012).

Finalmente, surgieron trabajos basados en técnicas novedosas en la ingeniería de voladura. Kabwe (2019), sugiere la utilización de cámaras o colchones de aire como parte de la columna de taco, y concluyeron que la redistribución de esfuerzos es beneficioso no solo en la fragmentación de rocas, sino también en el control de proyecciones o flyrock, debido a la utilización de una menor cantidad de explosivo, que conlleva un menor factor potencia, así como una reducción en los costos unitarios en perforación y voladura. Por otro lado, en la actualidad, la implementación de una técnica específica durante el diseño de mallas de perforación y voladura tiene que ser ejecutado mediante la aplicación de un sistema de control de calidad de cada uno de los elementos utilizados durante las operaciones, tales como explosivos y sistemas de iniciación. Es por esta razón que Kabwe (2019), sugiere un control de la velocidad de detonación del explosivo (VOD) durante la ejecución de las voladuras, y las especificaciones del proveedor y/o fabricante, determinando que la variación permisible de hasta el 10 % permite asegurar que se obtendrán los resultados deseados en términos de fragmentación.

En conclusión, a través de los años se han venido desarrollando modelos, metodologías y técnicas de diseño, que han permitido obtener resultados óptimos en términos de fragmentación, para cada una de las minas donde se han implementado. Sin embargo, la complejidad y variabilidad del macizo rocoso obliga a los ingenieros a realizar análisis de mayor complejidad a fin de diseñar mallas de perforación y voladura acorde a la realidad geológica, litológica y geomecánica de las minas. En base a la revisión de las fuentes bibliográficas, la presente investigación busca optimizar la fragmentación de rocas, a través del uso de modelos matemáticos en el diseño de mallas de perforación y voladura, que integren la información geológica, litológica y geomecánica del macizo rocoso con la ingeniería de la voladura.

3.1.2. MARCO TEÓRICO

3.1.2.1. Marco Conceptual y técnico

1. MECANISMOS DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS POR VOLADURA

La industria de la voladura se ha desarrollado exponencialmente por la aparición de nuevas tecnologías y productos, desde el comienzo por el uso de dinamita hasta la utilización de detonadores electrónicos que ofrecen tiempos de retardo hasta de 1 ms, permitiendo cumplir los objetivos de la voladura, los cuales son fragmentar y desplazar, cumpliendo los estándares de calidad y seguridad establecidos por la empresa en la zona de operaciones (W. A. Hustrulid, 1999). A continuación, se detalla el resumen de las etapas que suceden en un tiempo extremadamente corto.

- Condiciones iniciales.
- Detonación del explosivo, formación y propagación de la onda de choque.
- Refracción de la onda de choque en la cara libre.
- Generación y expansión de gases de alta presión y temperatura.
- Desplazamiento del macizo rocoso.

1.1 Condiciones iniciales

Se refiere a las condiciones base que se deben tener para la ejecución de voladuras en bancos en tajo abierto:

- Carga explosiva confinada.
- Burden adecuado.
- Cara libre.
- Taco inerte.
- Iniciador.

1.2 Propagación de la onda de choque

Después de la detonación del explosivo dentro del taladro, la energía se transfiere al macizo rocoso en forma de ondas de compresión, las cuales generan la deformación elástica, debido que las rocas son muy resistentes a la compresión. Estas ondas viajan hacia la cara libre.

Figura 3. Formación de las ondas compresivas de choque. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

1.3 Agrietamiento por tensión

Una vez que las ondas han llegado a la cara libre, se generan esfuerzos de tensión en el macizo rocoso, entre la cara libre y el taladro detonado. Estas ondas se reflejan en la cara libre y regresan en forma de fuerza de tensión que agrietan el macizo rocoso. Si se supera la resistencia a la tensión de la roca, entonces éstas se rompen en la dirección de menor resistencia (burden).

Figura 4. Refracción de ondas compresivas en la cara libre y formación de ondas tensionales. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

1.4 Rotura por expansión de gases

De forma simultánea, los gases de alta presión y temperatura son liberados y penetran en las grietas iniciales, generando una ampliación de éstas y creando nuevas, con lo cual se produce la fragmentación efectiva de la roca. Se inicia el desplazamiento de la roca (proyección).

Figura 5. Proceso de expansión de gases y formación de fisuras radiales. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

1.5 Expansión máxima (rotura flexural)

Los gases ejercen presión en el macizo rocoso entre el taladro y la cara libre, doblándolo y generando planos adicionales de rotura horizontal. Si la distancia entre el taladro y la cara libre (burden) ha sido correctamente calculado, entonces la roca entre ambos puntos cederá, y luego los gases remanentes desplazarán el material triturado hacia adelante hasta que pierdan su fuerza producto del enfriamiento y menor resistencia a la presión (mayor volumen de la cavidad formada de la roca) (EXSA, 2019). En esta etapa se produce fragmentación adicional, producto de la colisión entre los trozos de roca que se proyectaron producto de la expansión de gases.

Figura 6. Proyección y fragmentación de roca producto de la expansión máxima de gases. Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

1.6 Formación de pila de material volado

Debido al enfriamiento de los gases que entraron en contacto con el ambiente, éstos van perdiendo fuerza y la roca fragmentada cae al pie de la cara libre, para formar la pila de material volado.

Figura 7. Formación del muckpile o pila de material volado. Elaboración propia.

2. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

El macizo rocoso es un medio que está formado por discontinuidades y roca intacta, esta última contiene un cierto número de minerales que poseen ciertas características y propiedades producto del proceso geológico formativo, que en conjunto con las propiedades mecánicas de las discontinuidades forman un medio heterogéneo. La roca intacta presenta las siguientes características físicas y mecánicas; sin embargo, es

necesario enfocarse en el estudio del macizo rocoso, ya que al ejecutar una voladura se toma un medio geológico complejo y heterogéneo (Lopez et al., 1995). Estas características impactan los resultados de fragmentación producto de la voladura en las operaciones mineras. A continuación, se presentan las propiedades físicas y mecánicas que son utilizadas para el modelamiento de la perforación y voladura de rocas, y que serán parte de la presente investigación (André , da Silva, Cunha Rodovalho, & Franco - Magalhaes, 2020; Alfaro Sulca, 2016; Singh S. , 2001).

- Densidad o peso específico
- Resistencia mecánica a la compresión y tracción
- Frecuencia sísmica
- Caracterización geomecánica (RMR y RQD)

2.1.Densidad o peso específico

Es una característica inherente a la estructura molecular de la roca. Es definido como la relación entre la masa y el volumen del material. EXSA (2019), indica que las rocas densas requieren de explosivos con alta presión de detonación, mientras que las rocas menos densas requieren de explosivos de menor rango.

2.2.Resistencia a la compresión (σ_c)

Es la fuerza o carga requerida para fragmentar la roca por corte o cizalla, es decir, es la resistencia por sobrepasar que la roca llegue a la rotura por presión. La forma de rotura varía según la naturaleza de la roca, las muy tenaces se rompen según columnillas o prismas rectos, y las débiles o frágiles como dos troncos piramidales unidos por sus bases menores. Se mide en kg/cm^2 , MPa.

$$\sigma_c = \frac{P}{S}$$

Donde:

- σ_c : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta en kg/cm^2
- P: Carga aplicada en kg
- S: Superficie de la sección transversal en cm^2

2.3.Resistencia mecánica a la tensión (σ_t)

Es la propiedad de la roca de resistir a ser torsionada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También se define como resistencia al arranque (EXSA, 2019).

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi LD}$$

Donde:

- σ_t : Resistencia a la tensión de la roca intacta en kg/cm²
- P: Carga aplicada a la muestra en kg.
- D: Diámetro de la muestra en cm.
- L: Longitud de la muestra en cm.

Forma práctica de cálculo: $\sigma_t = 10\% \sigma_c$ (kg/cm²)

2.4.Frecuencia sísmica

Es la velocidad con la que se propagan las ondas de tensión en las rocas. Esto es importante debido que afecta la distribución y tiempo de aplicación de los esfuerzos de tensión que se aplican sobre la roca durante la detonación del explosivo. Ésta es usada para determinar si se utilizará un explosivo de alta velocidad para fragmentar la roca, es decir, que para romper de forma adecuada una roca con alta frecuencia sísmica, es necesario emplear un explosivo de alta velocidad de detonación. Es aquí donde surge el concepto de impedancia entre explosivo y roca, el cual se define a continuación

a. Impedancia (Z)

Es el producto de velocidad y densidad, el cual es útil para canalizar la transferencia de energía de la onda de tensión del explosivo hasta la onda de tensión en la roca. Para lograr la máxima utilización de la energía del explosivo en el proceso de fragmentación es necesario equiparar la impedancia del explosivo lo más cerca posible a la impedancia de la roca (McKenzie, 1984; ISEE, 1998), lo que concluye que para rocas de baja calidad se debe trabajar con explosivos de baja velocidad de detonación, caso contrario para rocas de mediana y buena calidad se debe utilizar explosivos de una mayor densidad y velocidad de detonación.

$$Z = \rho V$$

Donde:

- Z: Impedancia del material (roca o explosivo)
- ρ : Densidad del material en g/cm³ (roca o explosivo)

- V: velocidad de propagación de la onda de tensión m/s

2.5. Índice de la calidad de la roca (RQD)

Desarrollado por Deere et al. (1967), para estimar cuantitativamente la calidad de la roca basándose en la recuperación de un testigo. Depende del número de fracturas y grado de alteración del macizo rocoso. Es un elemento básico de los principales sistemas de clasificación geomécanica del macizo rocoso: RMR de Bieniawski y Q de Barton.

Para determinar el RQD en el campo, existen tres metodologías:

- Primer procedimiento:

La suma de los trozos de testigos mayores a 10 cm.

$$RQD = \frac{\Sigma_{\text{trozos} > 10 \text{ (cm)}}}{\text{Longitud total del taladro (cm)}} \times 100\%$$

- Segundo procedimiento:

Se calcula en función a la cantidad de fisuras, por metro lineal, registradas en el levantamiento litológico – estructural en el área de trabajo.

$$RQD = 100\lambda^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{Número de fisuras}}{\text{Espaciamiento}}$$

- Tercer procedimiento:

Al igual que el segundo procedimiento, se calcula en función al número de fisuras, pero por metro cúbico, registradas en el levantamiento litológico – estructural de la zona de estudio.

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

Donde:

J_v: Número de fisuras por metro cúbico

Asimismo, en la siguiente tabla se presentan los valores del RQD en función a la calidad de la roca.

Tabla 3

Descripción de calidad de roca en base al RQD de Deere.

RQD	Calidad de la roca
< 25%	Muy mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Excelente

Fuente: Elaboración propia.

2.6. Rock Mass Rating (RMR)

La clasificación geomecánica de Bieniawski, es un sistema que permite hacer una clasificación del macizo rocoso “insitu”.

- a. Resistencia compresiva de la roca.
- b. Índice de la calidad de la roca – RQD.
- c. Espaciamiento de las discontinuidades.
- d. Condición de juntas.
 - Longitud de la discontinuidad.
 - Abertura.
 - Relleno.
 - Alteración.
- e. Presencia de agua subterránea.
- f. Corrección por orientación de las discontinuidades.

Estos factores son cuantificados mediante una serie de parámetros, definiéndose unos valores para éstos, cuya suma, da el valor del RMR que oscila entre 0-100 (EXSA, 2019; Gokhale, 2010). En la Tabla 4, se presentan las puntuaciones para cada uno de los factores mencionados.

Tabla 4

Tabla de puntuación para cálculo del RMR de Bieniawski.

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES						
Resistencia de la roca intacta	Carga puntual (kg/cm ²)	80	40-80	20-40	10-20	10		
	Compresión simple (kg/cm ²)	2000	1000-2000	500-1000	250-500	100-250	30-100	10-30
Valor		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
Valor		20	17	13	8	3		
Espaciamiento de juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
Valor		30	25	20	10	5		
Condición de juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. De separación paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. De separación paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5 mm ó abiertas 1 - 5 mm fisuras continuas	Relleno blando de espesor < 5 mm ó abiertas < 5 m. fisuras continuas		
Valor		25	20	12	6	0		
Aguas subterráneas	Cantidad infiltración	Ninguna		25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
	Presión de agua	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.50		
	Situación general	Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Valor		10		7	4	0		

Fuente: Elaboración propia.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos con similares características.
- Proporcionar una base sólida del entendimiento de las características del macizo rocoso.

El RMR se divide en 5 categorías, que se muestra en la Tabla 5.

Tabla 5

Descripción del macizo rocoso según RMR de Bieniawski.

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

Fuente: Elaboración propia.

3. EXPLOSIVOS INDUSTRIALES

Los materiales explosivos son compuestos químicos en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido - reducción, son capaces de transformarse en grandes volúmenes de gases con una gran liberación de energía. Los explosivos dan lugar a una reacción exotérmica, y generan una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión.

Los principales explosivos utilizados en mina Tacaza son:

3.1. ANFO

Es una mezcla que se compone de Nitrato de amonio y petróleo. Se caracteriza por ser un agente de voladura de baja densidad, y que permiten la adecuada iniciación en taladros de pequeño diámetro (para el caso de Tacaza, taladro de 4.0 pulgadas).

La principal ventaja es su bajo costo y su poder rompedor recomendado para rocas de calidad regular, donde no existe presencia de agua, debido que pierde sus propiedades termoquímicas al entrar en contacto con ésta. En la Figura 8, se muestra la presentación utilizada para mina Tacaza (sacos de 25 kg).

- Baja velocidad de detonación. Para el caso de mina Tacaza oscila entre los 2,500 a 3,000 m/s.
- Baja densidad. Para el caso de mina Tacaza oscila entre 0.72-0.80 g/cm³.
- Nula resistencia al agua.
- Explosivo de bajo costo.

Figura 8. Saco de 25 kg. ANFO SUPERFAM 2 de FAMESA. Adaptado de Catálogo FAMESA, 2019.

3.2. Emulsión

Es una mezcla que se compone de 02 fases líquidas, una que es una mezcla de hidrocarburos y otra solución acuosa, compuesta de nitrato de amonio. Las ventajas de este explosivo son:

- Alta velocidad de detonación (ideal para rocas duras y competentes). Para el caso de mina Tacaza oscila entre los 5,000 – 5,500 m/s.
- Alta densidad. Para el caso de mina Tacaza oscila entre 1.23-1.25 g/cm³.
- Excelente resistencia al agua (ideales para taladros inundados).
- Alto costo en comparación con ANFO.

En la Figura 9, se muestra la presentación utilizada para mina Tacaza (cartuchos de 60 cm).

Figura 9. Cartucho de 60 cm. De emulsión encartuchada EMULFAN 3.0 pulgadas. Adaptado de Catálogo FAMESA, 2019.

A continuación, se detallan las propiedades físicas los explosivos, las cuales serán parte de la presente investigación, debido que, forman parte de los cálculos para el diseño de malla de perforación y voladura de rocas. Éstas se emplean para seleccionar el explosivo adecuado para una voladura determinada (EXSA, 2019).

3.2.1. Densidad del explosivo

Es la relación entre la masa y volumen de un cuerpo expresada en g/cm^3 . Tiene gran impacto en la velocidad de detonación de los explosivos (Gokhale, 2010). Si un explosivo tiene una densidad $< 1.0 \text{ g/cm}^3$, éste tenderá a flotar sobre el agua (caso de ANFO), por otro lado, si la densidad es $> 1.0 \text{ g/cm}^3$, se hundirá (caso emulsión). EXSA (2019), menciona que la densidad del explosivo es importante para el cálculo de la densidad de carga necesaria para la voladura. Es decir, mientras más elevado sea el valor de su densidad, mayor consumo específico y mayor energía química se libera para fragmentar un determinado volumen de roca, es decir, la densidad del explosivo impacta en la densidad lineal del taladro, el cual se calcula de la siguiente forma:

$$\text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \times \text{diámetro explosivo}^2 (\text{pulg})$$

3.2.2. Velocidad de detonación (VOD)

Es la velocidad de propagación de la onda de detonación, por ende, es la propiedad física que define el ritmo de propagación de energía, es decir, es la velocidad con que viaja la onda a través de la columna explosiva.

Los factores que afectan la VOD son la densidad de carga, diámetro del taladro, confinamiento e iniciación. EXSA (2019), indica que los explosivos comerciales tienen una VOD entre 2,500 a 5,500 m/s. Cuanto más elevado es la VOD del explosivo, significa que tiene un mayor poder de presión, y por ende, genera mejor fragmentación de la roca.

4. PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN SUPERFICIE

La voladura en superficie se enfoca en la explotación minera de bancos de tajos abiertos y canteras, que se caracterizan por tener como mínimos dos caras libres (frontal y superior) (Gokhale, 2010).

Este proceso se enfoca, principalmente, por una búsqueda constante de reducción de costos y maximización de la seguridad en las operaciones, lo cual se logra a través de:

- Fragmentación obtenida.
- Esponjamiento de material y rango de desplazamiento (forma de pila de material volado).
- Rendimiento efectivo de los equipos de carguío y transporte (tiempos de operación).
- Geometría del banco post voladura, control de pisos y estabilidad de taludes.

Elementos de diseño de malla de perforación y voladura. También llamados parámetros de voladura, que se dividen:

- a. No controlables, propiedades físicas y mecánicas de la roca: densidad, resistencia a la compresión, tensión, calidad del macizo rocoso;
- b. Controlables:
 - Geométricos: diámetro de taladro, longitud de perforación, burden, espaciamiento, sobre perforación.
 - De carga: columna explosiva, longitud de taco, características físico-químicas del explosivo.
 - De tiempo: secuencia de detonación.

Los parámetros no controlables ya han sido expuestos en el apartado 2 del Marco teórico “Caracterización del macizo rocoso”. A continuación, se presentan los principales parámetros controlables:

4.1. Altura de banco (H)

Es la distancia vertical desde la superficie del plano horizontal superior (cresta) hacia el nivel inferior (piso). La altura está en función del equipo de carguío (excavadora, pala, cargador frontal), debido que, la elevación del cucharón de la máquina es determinante para hacer los trabajos de raspado o excavación del talud del banco. Para el caso de mina Tacaza, la altura de bancos es de 5.0 metros, para una excavadora de 2.3 m³ CAT 336 D2L, debido que el alcance máximo de la pluma es de 6.5 metros.

Para el tajo Tacaza, esto se considera como una variable independiente en la investigación, debido que, no es susceptible a variación durante el diseño de malla de perforación y voladura de rocas.

Figura 10. Excavadora 336D2L utilizada para bancos de 5.0 metros de altura en tajo Tacaza. Elaboración propia.

Figura 11. Ficha técnica de excavadora CAT 336D2L de 2.3 m³ de capacidad. Adaptado de Manual de Caterpillar, 2019.

Asimismo, existen algunas relaciones que han sido demostradas y permiten estimar posibles resultados de fragmentación, a través de la relación altura de banco y burden (EXSA, 2019).

$$R = H/B$$

Donde:

- R: Relación de rigidez.
- H: Altura de banco.
- B: Burden.

Si:

- $R \in [1;1.9>$, fragmentación gruesa, con sobreexcavación, porque la cara libre no se podrá flexionar durante el proceso de rotura.
- $R \in [2;2.9>$, mejora en la fragmentación de rocas (regular).
- $R \geq 3$, se obtiene una fragmentación fina.

Actualmente en mina Tacaza, se tiene una altura de banco de 5.0 metros, y un burden de 2.7 metros, por lo cual la relación de rigidez es de 1.85, lo cual indica una fragmentación gruesa, objeto de estudio de la presente investigación.

$$R = \frac{5}{2.7} = 1.85 \text{ (fragmentación gruesa)}$$

4.2. Burden (B)

Es la menor distancia perpendicular desde el taladro hacia la cara libre, considerado como el parámetro geométrico más importante de la voladura.

Si el burden es excesivo, la reflexión de ondas será mínima, o casi nula, generando una fragmentación gruesa, y limitando el agrietamiento de la roca al collar del taladro, así como, los gases de la voladura encontrarán mucha resistencia del macizo rocoso, y parte de esta energía se transforma en energía sísmica. Por otro lado, si el burden es reducido, entonces existirá un exceso de energía, lo que generará una fuerte proyección de rocas (flyrock) y nivel de vibraciones.

Éste depende básicamente del diámetro del taladro, propiedades de la roca, calidad del macizo rocoso, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

En el mercado existen diversas metodologías que permiten calcular el burden. A continuación, se presentarán las 02 formas que se presentarán en esta investigación, para la mina Tacaza.

4.2.1. Modelo base de cálculo de Burden

Este modelo es el que actualmente se utiliza en mina Tacaza, y considera el cálculo del burden mediante el uso del diámetro del taladro y densidad de la roca. Es una formulación básica, debido que no considera la presencia de discontinuidades en el medio insitu, que tienen un alto impacto durante el proceso de detonación del explosivo. Asimismo, no considera las propiedades del explosivo, que son de suma importancia al momento de fragmentar el macizo rocoso de una calidad determinada.

Para roca con densidad promedio menor a 3.3 g/cm³.

$$B = 26\phi$$

Para roca con densidad mayor a 3.3 g/cm³.

$$B = 40\phi$$

Donde:

- B: Burden (metros).
- ϕ : Diámetro de perforación (metros)

Para el caso de los bancos de mineral en mina Tacaza, se cuenta con roca toba brecha, con una densidad que oscila entre 2.13 a 2.40 g/cm³. Asimismo, el diámetro de perforación es de 4.0 pulgadas. Por ende, el valor del burden utilizado es el siguiente:

$$B = 26 \times 0.1016 = 2.64 \approx 2.70 \text{ metros}$$

4.2.2. Modelo matemático propuesto: Pearse

Como se hizo mención, el burden no solo depende del diámetro de taladro ni densidad de la roca. Sino que, es necesario tener en consideración la integración de la información geológica, litológica y geomecánica, con la ingeniería de la voladura, es decir, incluir la caracterización y propiedades mecánicas de la roca, parámetros geométricos (diámetro del taladro) y propiedades del explosivo (presión de detonación). Es por esta razón, que se plantea utilizar el siguiente modelo matemático propuesto por Pearse, quien planteó la siguiente formulación:

$$B = Kv * 10^{-3} * D * \left(\frac{PD}{\sigma_t}\right)^{0.5}$$

$$Kv = 1.96 - 0.27 * \ln(RQD * JSF)$$

$$PD = \frac{\rho_e \times (VOD)^2 \times 10^{-3}}{4}$$

Donde:

- B: Burden (m).
- D: Diámetro del explosivo (mm).

- K_v : constante que depende de las características de la roca.
- RQD: Índice de calidad de roca (%).
- JSF: Factor de corrección que varía entre 0.7 a 1.0., que depende de la calidad de la roca:
- PD: Presión de detonación (MPa).
- ρ_e : Densidad del explosivo (g/cm^3).
- VOD: Velocidad de detonación del explosivo (m/s).
- σ_t : Resistencia a la tensión de la roca intacta (MPa)

En la Tabla 6, se muestra el valor que asume el JSF según la calidad del macizo rocoso.

Tabla 6

Valores de JSF (ajuste) según descripción de calidad de macizo rocoso en base al RMR de Bieniawski.

Calidad del macizo rocoso	JSF
Muy buena	1
Buena	0.95
Regular	0.9
Mala	0.8
Muy mala	0.7

Fuente: Elaboración propia.

No obstante, esta ecuación será utilizada como base para el modelo matemático que se propone, el cual considera el RMR de Bieniawski y no el RQD, debido que considera una mayor cantidad de variables de la roca intacta y discontinuidades, además de ser un sistema de clasificación geomecánica aceptado internacionalmente. Esto se mostrará en el apartado “Resultados – propuesta de diseño de malla de perforación y voladura”.

4.3.Espaciamiento (S)

Es la distancia entre taladros de una misma fila. Una de las relaciones matemáticas que se asocia al cálculo de este parámetro se basa en el tipo de distribución de taladros a utilizar (triangular y cuadrada), lo cual influye en la interacción de ondas de choque generadas, y, por ende, en la fragmentación de la roca.

Actualmente, mina Tacaza utiliza una distribución cuadrada de taladros, donde el valor del espaciamiento es igual al burden, como se presenta a continuación:

$$S = B$$

Donde:

- B: Burden (m).
- S: Espaciamiento (m).

4.3.1. Distribución cuadrada de malla de perforación y voladura

En la Figura 12, se muestra que el tipo de distribución de taladros que actualmente se usa en mina Tacaza. Como se puede observar, el burden actual en mina Tacaza es de 2.70 metros, que fue calculado en párrafos anteriores (modelo base).

Figura 12. Distribución cuadrada de malla de perforación. Elaboración propia.

Donde:

- Burden (B) = 2.70 metros
- Espaciamiento (S) = 2.70 metros.
- Radio circunferencia (R):
- $R = \frac{B}{2} = 1.35 \text{ metros}$

$$A = (2R)^2 - 4 \left(\frac{\pi R^2}{4} \right) = 1.56 \text{ m}^2$$

Donde:

- A: Área de no influencia de superposición de ondas de choque

4.3.2. Distribución triangular de malla de perforación y voladura

Esta distribución de taladros tiene un mejor aprovechamiento de la energía química liberada durante el proceso de detonación. Para esto la formulación del espaciamiento cambia, a la siguiente ecuación:

$$S = 1.15B$$

Donde:

- B: Burden (metros)
- S: Espaciamiento (metros)

La fundamentación de esta formulación se presenta en la Figura 13.

Figura 13. Distribución triangular de malla de perforación. Elaboración propia.

Como se puede observar, el cálculo del área sería el siguiente, en caso de que el Burden sea 2.20 metros, el espaciamiento sería $1.15B$ generando un valor de 2.50 metros.

$$A = \frac{B^2\sqrt{3}}{3} - 3\left(\frac{\pi R^2}{6}\right) = 0.25 \text{ m}^2$$

Donde:

- R: Radio de circunferencia (m)

$$R = \frac{B}{\sqrt{3}}$$

4.4. Columna de taco (T)

Es el relleno, dependiendo del material, que se ubica en la parte superior del taladro, con la finalidad de contener la energía generada por la detonación, dentro de cada uno de los taladros. En otras palabras, tiene la función de confinar y retener los gases producidos, a fin de generar una correcta fragmentación de la roca. Si no hay taco, los gases se escaparán

a la atmósfera arrastrando una gran cantidad de energía, que debería actuar contra el macizo rocoso (EXSA, 2019).

Por lo general, se utiliza material detrítico de la perforación del taladro; no obstante, investigaciones recientes, demuestran que se puede reducir hasta en un 40 % la longitud del taco, si es que el diámetro de los detritos del taco, son equivalentes a 1/25 el diámetro del taladro.

La ecuación del taco depende del burden y la calidad del macizo rocoso. Para una calidad regular a buena, el valor del taco será el siguiente:

$$T = 0.7B$$

Donde:

- T: Longitud de taco (metros).
- B: Burden (metros).

4.5. Sobre perforación (J)

Es la longitud adicional a la longitud de perforación del taladro, que tiene como finalidad romper el macizo rocoso a la altura del banco, evitando pisos irregulares o lomo, lo cual dificulta la perforación del banco del nivel inferior. Si la sobre perforación es baja, entonces no se alcanzará el corte a la rasante planificada. Por otro lado, si la sobre perforación es excesiva se genera sobre costos de perforación y voladura, así como un incremento en el nivel de vibraciones (EXSA, 2019; Gokhale, 2010).

En la práctica, teniendo en cuenta el burden y una calidad de macizo rocoso regular a muy bueno, se considera la siguiente ecuación:

$$J = 0.3B$$

Donde:

- J: Sobre perforación (metros).
- B: Burden (metros).

4.6. Secuencia de detonación

4.6.1. Tiempos de retardo

a. Entre filas de taladros

$$Trf = TR * B$$

Donde:

- Trf: tiempo de retardo entre filas (ms)
- B: burden (metros)
- TR: Factor de tiempo entre filas (ms/m), el cual varía según la Tabla 7.

Tabla 7

Descripción de resultados según tiempo de retardo entre filas.

Constante TR ms/m	Resultado
6.5	Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero, fragmentación muy fina
8	Pila de material alta cercana a la cara, fragmentación regular, sobrepresión y rompimiento moderado
11.5	Altura de pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio
16.5	Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo

Fuente: Elaboración propia.

b. Entre taladros de una misma fila

Según el USBM, los retardos entre taladros de una misma fila deben ser de 8 ms/m, para minimizar el nivel de vibraciones.

4.6.2. Salida de taladros o tipo de disparo

La secuencia de salida indica la dirección de la voladura y de movimiento de la pila de material volado. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013).

Los objetivos que se buscan cumplir son:

- Mejorar de la fragmentación de rocas.
- Desplazar de la roca volada de acuerdo con las operaciones siguientes.
- Reducir el nivel de vibraciones producto de la voladura.

- Garantizar la formación de cara libre para cada uno de los taladros en el diseño de malla de perforación.
- a. Disparo en “V” o cuña
- Se forma una pila de material alta, con facilidad de carga por parte de las palas.
 - Debido a los ángulos que forman con la cara libre, se genera una mayor fragmentación producto del impacto entre fragmentos de roca.
 - Reduce el riesgo de proyecciones de roca o “flyrock”, debido a la colisión entre fragmentos.

Figura 14. Formación de la pila de material volado según secuencia de detonación triangular o en cuña.
Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

b. Disparo diagonal o echelón

Es recomendable para voladuras con dos caras libres, y genera una pila de material uniforme y baja, la cual es favorable para el carguío vía cargadores frontales. La disposición de formación de cara libre se puede apreciar en la Figura 15. La dirección de las flechas indica la salida del material volado.

Figura 15. Formación de la pila de material volado según secuencia de detonación diagonal o en echelon.
Adaptado de “Manual de Perforación y Voladura”, por EXSA, 2019.

5. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN DE ROCAS

La fragmentación es uno de los resultados a ser analizados después de la voladura, la cual se obtiene de la pila de material volado, por lo cual su medición es clave para ejecutar un proceso de mejora continua dentro de la operación minera. Ésta permite evaluar el funcionamiento de los diseños de mallas de perforación y voladura implementados. Esta fragmentación se describe con una curva granulométrica que representa el porcentaje de material que pase por un tamiz de malla determinada.

En la actualidad, el uso de herramientas computacionales que se basan en la toma de imágenes de la pila de material volado, son un gran avance tecnológico, debido que este proceso no interrumpe el proceso productivo, en comparación con otros métodos (medición de fragmentación en campo con tamices) (Barona Ferrer, 2014).

5.1 Software de análisis de fragmentación: WIPFRAG

Es un software versátil de análisis de fragmentación que se puede usar en una laptop, celular o Tablet. El objetivo principal del software es obtener la curva granulométrica a partir del análisis de fotografías digitales de la roca fragmentada.

Una de las principales limitaciones de estas herramientas es que, en base a imágenes de 02 dimensiones, realiza la extrapolación para el cálculo del volumen.

A continuación, se presenta la metodología de operación de estas herramientas computacionales:

- Fotografiar la pila de material volado.
- Abrir las imágenes en el software.
- Establecer la escala para la imagen.
- Editar y contornear manualmente, los fragmentos de roca de la imagen tomada.
- Obtener la curva granulométrica de la voladura.

Se debe tener muestras representativas, para cada uno de los disparos, y usar un elemento de escalamiento. Para ello se deben seguir los siguientes pasos:

- Tomar imágenes sin distorsión, enfocando la cámara de forma correcta sin realizar movimientos durante la toma de fotografías.

- Tomar fotografías de forma perpendicular a la pendiente de la pila de material volado. Para esto, se debe usar un elemento escalador, en el caso de mina Tacaza, se utilizó un casco de seguridad.
- Es preciso aclarar, que se deben tomar como mínimo 05 fotografías de distintas zonas de la pila de material volado, así como fotografías de la pila excavada mientras el equipo de carguío realiza los trabajos de carga-descarga en la tolva de volquete. Esto con la finalidad de tener varios ángulos y alimentar al software de una mayor cantidad de información, y éste puede realizar la iteración estadística (histograma), a fin de determinar el P_{80} , con la mayor aproximación a un análisis 3D, debido que el software no está habilitado para hacer análisis en 3D.
- Tener en cuenta la iluminación de la fotografía. En la Figura 16 se muestra la forma incorrecta y correcta de la luminosidad de la imagen.

Figura 16. Iluminación correcta de las fotografías para el software Wipfrag. Adaptado del Manual de análisis granulométrico, Wipfrag, 2019.

- Las fotografías deben tener un enfoque panorámico, tratando de obtener la imagen de la mayoría de material del macizo rocoso fragmentado.
- Para el análisis en el computador, no se debe utilizar el contorno automático. El procedimiento manual tarda aproximadamente 1 hora por fotografía, a diferencia del automático, con solo 5 minutos; sin embargo, la variación de resultados es muy alta, lo cual no es válido utilizarlo para sustento de algún estudio (Quiroga Acuña, 2013).
- Se recomienda revisar, mediante zoom cada uno de los contornos de roca dibujados manualmente, debido que, el software necesita tener líneas continuas a fin de obtener un correcto análisis mediante la curva granulométrica (Kumar Singh, Mondal, Shahid, Saxena, & Singha Roy, 2019).

- Una vez que se realiza el contorno manual de cada uno de los fragmentos de roca, el software procede a calcular el número de bloques delineados y asigna un color a cada uno de estos, tal como se muestra en la Figura 17.

Figura 17. Delineado y generación automática de bloques de roca del software Wipfrag. Elaboración propia.

- En base a un análisis estadístico, el software determina la curva granulométrica, que es un histograma que representa el diámetro de roca obtenido (pulgadas) vs. % material pasante por una determinada malla. En esta curva granulométrica, se detallan los siguientes % de material pasante: P₁₀, P₂₅, P₅₀, P₇₅, P₈₀, P₉₀, tal como se observa en la Figura 18.

Figura 18. Histograma de distribución de fragmentación vs % Pasante para determinación del P₈₀ de la voladura. Elaboración propia.

3.1.2.2.Marco Legal Peruano

En este apartado se procederá con el análisis de los artículos del Decreto Supremo DS 024-2016-EM modificado por D.S. N° 023-2017-EM, detallando textos asociados a las operaciones unitarias de perforación y voladura, así como los asociados a los impactos de éstas en el desempeño de seguridad del ciclo de minado. Estos artículos serán mencionados en base al orden de importancia en impactos de seguridad, relevancia y relación con el presente tema de tesis, el cual abarca la fragmentación de rocas, por ende, las interpretaciones brindadas se acotan a esta materia de estudio. No se considerará un orden en base al número de capítulo, subcapítulo y artículo en el Decreto Supremo.

DECRETO SUPREMO N° 024-2020-EM (2016) menciona que:

“Los equipos y suministros deben ser cargados, transportados y descargados de una manera tal que no creen peligro a los trabajadores debido a la caída o movimiento del equipo o suministros” (p.182).

Para mina Tacaza, la fragmentación de rocas debe ser óptima, a fin de mitigar riesgos durante el transporte de mineral desde el punto de carguío hacia el stock en planta concentradora, ya que se tiene un recorrido aproximado de 1.5 km., con pendientes de $\pm 10\%$. Es por esta razón que el material transportado en la tolva del volquete debe tener una granulometría uniforme y fina, de forma que no genere inestabilidad durante el recorrido. Actualmente, la velocidad segura de transporte es de 10 y 12 km/hora (cargado y vacío respectivamente), por lo que cualquier optimización que permita incrementar estas velocidades podría generar un ahorro significativo en el ciclo productivo, por un mayor rendimiento efectivo de los equipos. Asimismo, con la finalidad de evitar una caída de rocas en las vías de tránsito, los volquetes no son cargados a plena capacidad, es decir, el llenado de la tolva debe ser como mínimo a 70 cm de la cota máxima de ésta (% factor de llenado igual a 78%, según dato de operaciones mina), generando una baja productividad en los equipos para asegurar una operación segura para los equipos, personal y suministros. Adicionalmente, un control de ingeniería establecido se da en la etapa de carguío, donde se ejecuta el aplastamiento de los fragmentos gruesos de roca volada con la cuchara de la excavadora, lo cual incrementa el tiempo de pase al volquete y reduce el rendimiento efectivo del equipo de carguío. Uno de los objetivos a cumplir con la presente propuesta es el de asegurar un mayor rendimiento efectivo de los equipos, a través de la mejora de fragmentación y tener operaciones seguras y eficientes.

DECRETO SUPREMO N° 024-2020-EM (2016) menciona que:

“Las grandes rocas deben ser rotas antes de ser cargadas, ya que podrían poner en peligro a los trabajadores o afectar la estabilidad del equipo móvil. El equipo móvil utilizado para el acarreo del material minado debe ser cargado de una manera tal que se minimice el derrame que pueda crear un peligro a los trabajadores” (p.182).

Este artículo se complementa con el del párrafo anterior, donde es necesario establecer controles para minimizar la inestabilidad del volquete durante el recorrido y el derrame del material en las vías de acarreo, que pueden generar incidentes y accidentes. Como se hizo mención, el factor de llenado de la tolva se reduce a fin de mitigar estos riesgos durante el transporte de mineral.

DECRETO SUPREMO N° 024-2020-EM (2016) detalla que:

“La reglamentación interna sobre voladura deberá considerar los criterios de disparo primario como voladura principal y disparo secundario como los utilizados en cachorreos, calambucos, desquinces, plastas y eliminación de tiros cortados” (p.154).

En base a lo mencionado, en mina Tacaza se tienen 02 métodos para la reducción de bancos de material con un P80 > 8.0 pulgadas. Uno de éstos es mediante un equipo con martillo percutor, y, el otro, la ejecución de voladuras secundarias. Actualmente, un 90% de las voladuras primarias ejecutadas en el tajo Tacaza genera un gran cantidad de material grueso, que posteriormente, es percutado y volado mediante plastas (FAMEPLAST), lo cual no solo desencadena sobre costos por el uso de mayores recursos, sino también lleva consigo el riesgo de seguridad, incrementando la probabilidad de ocurrencia de accidentes durante el proceso de detonación, debido que, este tipo de actividades se realiza sobre la superficie de las rocas de gran tamaño, sin contar con un material inerte (taco) para mitigar el flyrock, exponiendo al personal, equipos y propiedades de la comunidad aledaña a la mina. Es por esta razón que, el presente trabajo no solo busca optimizar los costos de minado en mina Tacaza, sino también, mejorar la seguridad de los procesos mediante la reducción y eliminación de estos cachorreos.

DECRETO SUPREMO N° 024-2020-EM (2016) detalla que:

“Revisar el frente para ver si hay tiros cortados o tiros fallados. Si hubiese, se debe recargar los taladros y dispararlos tomando todas las medidas de seguridad del caso. Nunca perforar en o al lado de tiros cortados” (p.134).

La presente investigación busca anular la presencia de estos tiros fallados durante el proceso de voladura, los cuales se originan por no tener un correcto amarre de los taladros de la malla de perforación y voladura. Actualmente, por el bajo nivel de supervisión durante la ejecución de perforación, carguío y amarre de taladros, se tiene un registro de

tiros fallados (2 a 3 tiros por mes, según estadística de la mina), lo cual conlleva a problemas de seguridad y operativos (fragmentación gruesa de roca producto de la no detonación del taladro). Por lo tanto, la propuesta de trabajo se enfocará en la etapa de diseño de mallas de perforación y voladura, así como el seguimiento y control de calidad de los trabajos en campo, con la finalidad de asegurar un correcto amarre de todos y cada uno de los taladros cargados.

En base a los artículos mencionados, la operación minera en Tacaza, requiere de controles de ingeniería que permitan mejorar los aspectos de seguridad y asegurar con correcto desenvolvimiento productivo en el ciclo de minado. Por lo cual, la presente investigación contará con un enfoque de diseño, ejecución y seguimiento de resultados, controlando cada uno de los aspectos planificados.

4. CAPÍTULO III

4.1.MARCO METODOLÓGICO

4.1.1. ÁREA DE ESTUDIO

4.1.1.1.Ubicación

Consorcio de Ingenieros Ejecutores Mineros SA es una empresa que se dedica al rubro extractivo de minerales metálicos no ferrosos en el Perú. Cuenta con tres unidades mineras en el departamento de Puno, que son: Tacaza, El Cofre, El Águila. El presente documento se desarrolló en mina Tacaza, ubicada en el distrito de Santa Lucía, provincia de Lampa, en el departamento de Puno, a una altitud promedio de 4300 msnm. El proyecto tiene como coordenadas referenciales en UTM 314,750 E – 8'271,500 N. El método de explotación que se desarrolla en la unidad es tajo abierto, donde se extrae principalmente minerales de cobre sulfurados a una capacidad promedio de 800 toneladas por día y una ley de 1.10 % Cu, con la finalidad de alimentar y procesar el mineral en la planta de tratamiento, la cual genera como producto principal concentrados de cobre.

Figura 19. Mapa de ubicación de mina Tacaza. Adaptado de Informe de Geología CIEMSA, 2019.

Figura 20. Vista panorámica del tajo Tacaza. Elaboración propia.

4.1.2. Geología regional

Regionalmente la Mina Tacaza se encuentra en el flanco Este de la Cordillera Occidental de los andes del sur del Perú, dentro de una faja de conos volcánicos terciario-cuaternario que siguen el alineamiento andino, el cual va desde Ayacucho hasta la frontera con Chile. El área de estudio corresponde a rocas del Cenozoico del sur del Perú.

Durante el Paleoceno y Eoceno, la sedimentación molásica del Cretáceo Inferior continuó, correspondiente al Grupo Puno (compuesto de secuencias molásicas, areniscas arcósicas, conglomerados, limolitas, calizas y tufos), a medida que se evidenciaba un levantamiento, originando en algunos casos discordancias locales dentro de ellas. Posteriormente ocurre una deformación compresional (fase Inca), con plegamientos y fallamiento inverso; continuando una actividad erosiva intensa.

Durante el Oligoceno, en el flanco Este de la Cordillera Occidental, el vulcanismo fue activo desarrollándose una secuencia volcánica y volcano-sedimentaria, muchas de ellas depositadas en medios lacustres, con diferentes litologías. A este vulcanismo corresponde el Grupo Tacaza, el cual descansa en discordancia angular sobre el Grupo Puno. El Grupo Tacaza consiste en una serie de derrames, aglomerados y tobas; localmente presenta flujos de composición basáltica variando su composición de un lugar a otro, y horizontes de areniscas tufáceas.

Durante el Mioceno hubo una actividad volcánica explosiva intensa, desarrollándose una gruesa y variada secuencia de piroclastos interdigitados en muchos lugares con

sedimentos lacustrinos y continentales. Este vulcanismo piroclástico corresponde al Grupo Palca, conformado por tobas blanquesinas de composición andesítica, dacítica y riodacítica, hacia el tope aparecen tobas no soldadas e ignimbritas. Sobre el Grupo Palca y Grupo Tacaza descansan los volcánicos Sillapaca, compuestos por lavas andesíticas y dacíticas. Una característica distintiva es que presenta disyunción columnar.

4.1.3. Geología estructural

Estructuralmente el yacimiento Tacaza se encuentra ubicado entre dos fallas regionales paralelas con rumbo andino, Río Verde y Lagunillas. El fallamiento general fue compresivo y en bloques con movimientos verticales (normal) y horizontales (dextral); los cuales generaron fallas transversales al rumbo andino. Estas fallas actuaron como trampas estructurales por donde ascendieron los fluidos hidrotermales y mineralizaron las unidades permeables más favorables, así como también rellenaron algunas estructuras.

Los patrones estructurales del yacimiento Tacaza son NE – SW y ENE – WSW, producto del movimiento compresivo de las fallas Río Verde y Lagunillas. El movimiento vertical fue de apenas unos metros y del tipo normal. El tectonismo de la zona produjo la formación de anticlinales y sinclinales, con ejes direccionados al NE y E-W. Estos plegamientos corresponderían a las discordancias Post Fase Inca y Quechua 1. La mineralización guarda relación directa con el dominio estructural, teniendo una forma elongada con rumbo Norte – Sur. Algunas de estas fallas han sido mineralizadas en forma de veta con espesores considerables en superficie.

4.1.4. Geología local

En toda la zona afloran rocas piroclásticas consistentes en tobas arenáceas (retrabajadas) y tobas brechas. La unidad estratigráfica del yacimiento es expuesta en las superficies aflorantes son rocas volcánicas piroclásticas consistente en Tobas retrabajadas, tobas brechas o Aglomerados volcánicos, pertenecientes al grupo TACAZA del Oligoceno tardío al Mioceno medio.

a. Terciario

- Grupo Tacaza (T – Ta): conformada por tobas volcánicas y lavas andesíticas, que superficialmente, se presentan meteorizadas y fracturadas. La unidad litoestratigráfica se denomina Manto Tacaza, contiene brechas (aglomerados volcánicos), favorables

para la mineralización, y las andesitas, que son poco favorables y solamente se encuentra relleno hidrotermal en las fracturas.

b. Cuaternario

- Depósitos morrénicos (Q – mo): Estos depósitos se encuentran cubriendo irregularmente las laderas de la quebrada Sayocomana. Litológicamente consiste en gravas limo-arenosos con cantos y bloque angulosos.
- Depósitos aluviales de quebrada (Q – al): Estos depósitos se encuentran distribuidos en el cauce de la quebrada Sayocomana y consisten en una mezcla heterogénea de gravas, cantos rodados en matriz areno limoso, todo el conjunto se presenta semicompacto.

La secuencia lito estratigráfica empieza de la formación más antigua a la más reciente y consta de:

a. Manto inferior

La litología está conformada por acumulación gruesa de lavas volcánicas, aglomerados y tobas brechas interdigitadas entre sí. En la mineralización existe diseminado de cobre primario (calcopirita) dentro de la secuencia de intercalación entre tobas andesítica augíticas y tobas brechas (aglomerados volcánicos), donde las soluciones hidrotermales han diseminado o relleno los espacios vacíos por calcita y mineral primario con valores muy bajos de cobre.

b. Manto principal

Litológicamente presenta una interdigitación de tobas brechas y lavas andesíticas de variable potencia, delimitadas por el piso y techo, por Tobas retrabajadas o Tufos. Estas últimas presentan una coloración verduzca con una potencia de 0.5 a 2.5 metros; seguidas por lavas andesíticas basálticas de 3.0 a 6.0 metros, tobas brechas o roca matriz de coloración gris rojizo de 3.0 a 7.0 metros., y, por último, de 1.5 a 3.5 m. de andesita augítica-hornblendica, y al techo una brecha gris rojiza a marrón, de variable potencia. La mineralización consta de diseminaciones de sulfuros primarios de cobre, secundarios y óxidos, dentro de los estratos interdigitados de las tobas brecha y andesíticas augíticas, donde las soluciones hidrotermales han relleno, reemplazado y diseminado los espacios

vacíos, por la permeabilidad y porosidad de las rocas. Las tres zonas de mineralización son:

- Zona de óxidos: Cerca de la superficie, rico en minerales oxidados de hierro (Fe), cobre y carbonatos, tales como: malaquita, crisocola, azurita.
- Zona de sulfuros secundarios: También conocida como zona de enriquecimiento, con los mejores valores de cobre, en minerales de calcosina – covelita - bornita, calcopirita – covelita- digenita – Cu nativo.
- Zona de sulfuros primarios: Zona de profundidad, formada por minerales como calcopirita, piritita, digenita y magnetita.

c. Manto San Pedro

Litológicamente, está conformado por tobas retrabajadas y andesitas feldespáticas de color gris, fuertemente alteradas y brechas, que pueden contener minerales de cobre. La mineralización se muestra en forma de vetillas y pocas diseminaciones puntuales en contacto con las tobas retrabajadas.

Tabla 8
Cuadro de columna estratigráfica del tajo Tacaza.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRAFICA		DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO	Plioceno (reciente)	Dep. Cuaternarios		Cubriendo diversas parte de la Zona rellenando valles, depresiones y Planicies existen morrenas que demuestran la actividad glacial y depósitos fluvioaluviales.
	NEOGENO	Mioceno	Gpo. Sillapaca		Flujos lávicos de composición Andesíticas y Dacíticas sobreyacen en aparente concordancia a las ignimbritas del Grupo Palca. En la localidad de Pinaya aflora formando una estructura circular muy similar a la de un cono piroclástico
			Sup. 100-150m	Gpo. Palca	Representada por intercalaciones sedimentarias de areniscas de origen volcanico intercaladas con material de explosiones volcanicas (Surges). Tobas líticos basal y toba de cristales con relictos y pómez (ignimbritas)
			Basal 180-200m		
		Oligoceno	Sup. 30-40m	Gpo. Tacaza	Conformado por rocas volcánicas y vulcano- sedimentarios de la sgte. manera. Sucesión inferior vulcano-sedimentario de 90 a 350mts. Secesión intermedia conformado por lavas y brechas con potencia de 250-450mts. Susecion superior conformado por lavas porfiríticas de 30-40mts.
			Med. 250-450m		
			Inf.		
		Eoceno	Inf. 90-350m.		
	PALEOGENO	Eoceno-Oligoceno Inferior	100-3000m	Gpo. Puno	Compuesto por estratos de lutitas rojas intercaladas con areniscas gruesas y conglomerados polimicticos en bancos medios y gruesos con estructuras internas sesgadas y paralelas, se encuentra discordante con lavas afaníticas del Grupo Tacaza (Córdova 1986 y Carlotto 1998).

Fuente: Adaptado de Informe de Geología CIEMSA, 2019.

4.1.5. Operaciones Mina – Planta

En mina Tacaza, se realizan tanto actividades mineras como metalúrgicas. Actualmente, el área de operaciones mina está tercerizada por la empresa COEMPSA, que se encarga de la perforación, voladura, carguío, transporte de mineral y desmonte, servicios auxiliares. CIEMSA cuenta con su propia Planta Concentradora de 800 tpd y se encarga de brindar los servicios necesarios como electricidad, agua, espacios para depósitos de desmonte y relaves, así como una cancha de mineral y stockpile. El proceso minero – metalúrgico es detallado a continuación y se hace énfasis en el área de perforación y voladura, operaciones donde se realiza el presente proyecto.

- Perforación y voladura
- Carguío y acarreo
- Chancado
- Molienda
- Flotación
- Filtro – espesamiento

a. Perforación

La operación inicia con la delimitación de polígonos de mineral y desmonte para el planeamiento de mina mensual, con el fin de cumplir con los tonelajes y leyes, así como preparación mina para los siguientes meses del año. El área de ingeniería mina se encarga del diseño de las mallas de perforación, para determinar el cronograma que se seguirá durante la ejecución de las operaciones. Posteriormente, operaciones mina procede al marcado de los puntos de perforación en el terreno, para lo cual topografía realiza el levantamiento de dichos puntos de perforación, y se proceda a la delimitación de las zonas (en base a leyes) por el área de Geología, y de esta forma llevar un control de la dilución durante la voladura. Finalmente, Ingeniería Mina procede a realizar los diseños de malla de perforación utilizando JKSimblast, para realizar una simulación de los posibles resultados de voladura.

En la unidad Tacaza se cuenta con dos tipos de máquinas perforadoras, cada una con el personal respectivo (maestro y ayudante). La perforación se realiza con RockDrill 390E Junjin, y Track Drill CM – 351 Ingersoll Rand; sin embargo, no se realiza el respectivo control de longitud real de perforación y paralelismo de taladros, lo cual conlleva a

resultados no óptimos como pisos irregulares y fragmentación gruesa en algunas zonas del área de voladura.

b. Voladura

La voladura está a cargo de un grupo de seis personas y un supervisor directo, quienes cuentan con su respectivo carné SUCAMEC. Para el diseño de voladuras, se toma en cuenta polígonos de mineral y desmonte. Entre los explosivos usados se encuentra el ANFO, para taladros secos y Emulsión, para taladros con presencia de agua, debido que el ANFO no detona al entrar en contacto con el agua. Entre los principales accesorios de voladura, se utilizan los faneles duales de 17/600 ms, Booster HDP 1 de 450 g., faneles conectores troncales de 17, 25, 42 ms, y guías carmex de 7 pies. Para la ejecución de voladuras secundarias se trabaja con cordón detonante 3P, plastas, y guías carmex.

Actualmente, el diseño de carga de taladros se limita a una diferencia entre zonas de mineral y desmonte, identificándose una oportunidad de mejora, a fin de incluir el análisis de las variables geológicas del macizo rocoso dentro del cálculo de los parámetros de mallas de perforación y voladura.

A continuación, se muestra la distribución geométrica de la malla de perforación y su respectivo diseño de carga, para zonas de mineral.

Voladura N°88-Tajo Josemaria_4330N		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Cuadrada
Burden	m	2.7
Espaciamiento	m	2.7
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.3
Long. Taladro	m	5.3
Volumen	m3	36.5
Roca		Brecha
Densidad	ton/m3	2.43
Tonelaje	ton	88.6
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	1.5
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 2,5"x24"
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	4.45
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	2.30
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos *
D. explosivo	g/cm3	0.70
D. lineal	kg/m	5.68
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	19.74
F.P.	kg/ton.	0.22
ACCESORIOS		
Fanel Dual 8m, 600/17ms	und	1.0
Booster ® HDP 1 libra, 450 g	und	1.0
Costo	U.S \$/tal	24.20
	U.S \$/ton	0.27

Figura 21. Diseño de carga para mallas de perforación en zonas de mineral. Elaboración propia.

En la mina Tacaza, se realizan distintos tipos de salida o arranques para la detonación de los taladros, lo cual tiene un alto impacto en la fragmentación de la roca, debido que, el burden calculado varía en función a la nueva cara libre producto de la secuencia de detonación, tal como se muestra en las siguientes figuras. Como se puede observar, en la figura de la derecha, se muestran el burden teórico calculado para zonas de mineral igual a 2.50 metros (distancia perpendicular a la cara libre); no obstante, producto de la asignación de retardos en la secuencia de detonación de taladros, éste se reduce a 1.77 metros (burden real), como se muestra en la figura izquierda. El criterio de selección de la secuencia de detonación se rige a los resultados que se desean obtener, es decir, forma de la pila de material volado (desplazamiento) y grado de fragmentación, tal como se indicó en el capítulo 2 del marco teórico.

Figura 22. Diseño de malla con burden teórico (izquierda) y burden práctico (derecha). Elaboración propia.

Otro punto a tener en cuenta es que actualmente los retardos entre filas de taladros son de 25 ms y 42 ms para el retardo de la última fila, con la finalidad de generar el menor impacto negativo (inestabilidad) en la cara del talud del banco.

4.1.2. MATERIALES, EQUIPOS, INSUMOS Y/O SOFTWARE

- **Equipos de perforación mecanizada:** uso de perforadoras rotopercutivas Trackdrill y Rockdrill para la generación de los taladros de la malla. Se utilizan barrenos de 3 metros de longitud. Estas perforadoras son utilizadas en bancos de mineral y desmonte, y su diferencia entre ambas es el rendimiento o avance (m/hora).
- **Brocas de perforación:** Brocas de 4 pulgadas de diámetro (101.4 mm).
- **Agentes de voladura:** ANFO, para taladros secos y emulsión encartuchada para taladros con presencia de agua, cada uno con densidades diferentes de 0.70 y 1.23 g/cm³. Por lo general, se utiliza una combinación de ambos explosivos, cuando se tiene presencia de agua en el pie del taladro.

- **Accesorios de voladura:** FAMESA, entre los accesorios se encuentran: Booster HDP – 1E de 450 g., detonadores/conectores duales de 17/600 ms para retardos entre taladros de misma columna y 17/600 ms para retardos entre filas, y de 25/600 ms para retardos de taladros de talud. Asimismo, para la iniciación se utiliza conector de mecha rápida (guía Carmex de 7 pies), que brinda el tiempo suficiente para evacuar el área de voladura.
- **Software de voladura:** JKSImBlast módulo 2D Bench, para el diseño, simulación secuencia de salida en el Tajo Tacaza. Este software permite realizar variaciones en el diseño de carga, la disposición de los taladros perforados y una predicción a priori de los posibles resultados de la voladura, a fin de realizar los cambios pertinentes y optimizar los resultados.
- **Software de análisis de resultados:** Wipfrag, para el cálculo de la fragmentación de roca (P_{80}) post - voladura. El funcionamiento consiste en el análisis foto granulométrico, donde el usuario delinea cada uno de los fragmentos del material para que el software brinde una curva automática, en donde se puede analizar el porcentaje de material pasante para un diámetro de malla específico.
- **Cámara digital:** uso de la cámara fotográfica de un celular para poder realizar tomas de distintos ángulos de la pila de material volado, a fin de realizar un análisis en el software.
- **Escalador:** uso de casco de seguridad (medidas estándar) como escala para el análisis de fragmentación en Wipfrag.

4.1.3. METODOLOGÍA

Para este trabajo se utiliza el conocimiento de la ingeniería de voladura, utilizando modelos matemáticos para el cálculo de parámetros de diseño de mallas de perforación y voladura de rocas, ampliamente conocidos y aplicados en distintas minas a tajo abierto y subterráneas del mundo. Este conocimiento será validado mediante pruebas en campo, durante el periodo 2018 y 2019, con un total de 21 voladura, distribuidas en los siguientes meses:

- Abril, mayo y junio 2018.
- Quincena octubre y noviembre 2019.

Con la finalidad de cumplir el tonelaje y ley de mineral proyectado en la planificación anual de la mina. Asimismo, se utiliza un marco teórico robusto para determinar los parámetros de entrada que son relevantes y principales para la solución del problema.

A continuación, se presenta el resumen de la metodología del proyecto, que abarcará:

- **Recopilación de información técnica**, donde se detallarán las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, así como la clasificación geomecánica del macizo rocoso, en base a los datos obtenidos del informe de estabilidad de taludes del tajo Tacaza.
- **Análisis de la situación operativa actual**, es decir, diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas y sus resultados en términos de fragmentación, con la finalidad de darle un sustento cuantitativo y lógico a los problemas suscitados en el tajo Tacaza. Asimismo, se mostrarán el número de voladuras ejecutadas y el rendimiento efectivos de los equipos de las operaciones unitarias.
- **Diseño de la propuesta** de mallas de perforación y voladura, integrando la información geológica, litológica y geomecánica recopilada en base al estudio de estabilidad de taludes del tajo Tacaza, que permitirá calcular el burden utilizando el modelo matemático de Pearse, y posteriormente, detallar los otros parámetros geométricos, diseño de carga y secuencia de detonación.
- **Análisis de resultados**, donde se presenta un cuadro resumen de los resultados de fragmentación, rendimiento efectivo de los equipos, consumo de explosivos y costo unitario de minado en el tajo Tacaza.

En la Figura 23 se muestra el flujo de proceso general de investigación. Como se mencionó, éste abarca las etapas de diseño, ejecución y control de resultados.

Figura 23. Flujo general del trabajo de investigación. Elaboración propia.

Para complementar la información de este apartado, en la Tabla 9 se muestra la leyenda de los símbolos empleados en el diagrama de flujo de procesos.

Tabla 9

Cuadro resumen de descripción de símbolos para los flujos de procesos elaborados.

Símbolo	Descripción
Evento de inicio
Evento intermedio
Proceso principal
Subproceso
Depósito de datos
Evento de cierre

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3.1. Recopilación de información técnica del macizo rocoso.

En el presente proyecto se evaluarán las zonas del Tajo Tacaza, donde se detallarán:

Figura 24. Flujo de proceso para la recopilación de datos técnicos de mina Tacaza. Elaboración propia.

En la Tabla 10, se presentan un cuadro resumen de las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta del tajo Tacaza.

Tabla 10

Resumen de propiedades físicas y mecánicas de la zona de estudio.

Litología	Material	Densidad	UCS (σ_c) Mpa	σ_t Mpa
Toba brecha	Mineral	2.13	66.70	6.67
Andesita feldespática	Desmante	2.50	99.30	9.93
Toba re trabajada	Desmante	1.82	2.20	0.22

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, en la Tabla 11 se presenta el resumen de la clasificación geomecánica del macizo rocoso en base al RMR de Bieniawski. No obstante, esta información, se presentará a detalle en el apartado “Resultados”.

Tabla 11

Resumen de clasificación geomecánica del Tajo Tacaza.

Litología	Material	RMR	Clase	Descripción
Toba brecha	Mineral	42	IIIB	Regular B
Andesita feldespática	Desmante	32	IVA	Mala A
Toba re trabajada	Desmante	23	IVB	Mala B

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3.2. Análisis de situación operativa actual

Las voladuras actuales, que serán analizadas se ejecutan en los bancos de operación 4315, 4310 y 4305 NE. La metodología de trabajo en las voladuras actuales se detalla en la Figura 25.

Figura 25. Flujo de proceso de evaluación de resultados de los diseños actuales de mallas de P&V en tajo Tacaza. Elaboración propia.

En la Tabla 12 se muestra el resumen del diseño actual de malla de perforación y voladura de rocas. En el apartado “Resultados – Capítulo 4”, se presentarán los diseños detallados y la metodología de cálculo para cada uno de los parámetros controlables.

Tabla 12

Resumen de parámetros geométricos de los diseños actuales de P&V.

Descripción	Rd.	Fórmula	Valor	Unidad
Burden	B	$Burden$	2.7	m
Espaciamiento	S	$1.15 * Burden$	2.7	m
Longitud de taco	T	$0.7 * Burden$	1.5	m
Sobre perforación	J	$0.3 * Burden$	0.3	m
Tiempo retardo taladros	Tt	$8 * Burden$	17.0	ms
Rario de rigidez	R	$Altura (m) / Burden (m)$	1.9	Adimensional

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, en la Tabla 13 se presenta el resumen de los KPI's (rendimiento de equipos).

Tabla 13

Resumen de rendimientos efectivos actuales de los equipos del ciclo de minado.

	Diseños actuales	Unidad
Perforación	473.56	ton/hora
Carguío	225.53	ton/hora
Transporte	37.37	ton/hora

Fuente: Elaboración propia.

4.1.3.3. Diseño de la propuesta

A continuación, se presenta el flujo de proceso del diseño de la propuesta. El objetivo de este apartado es calcular los parámetros del diseño de malla de perforación y voladura, considerando la información geológica, litológica y geomecánica de los bancos de mineral, mediante la modificación del modelo matemático de Pearse, el cual utiliza el RMR de Bieniawski a fin de calcular los parámetros controlables. En la Figura 26 se muestra el flujo detallado del proceso de diseño del trabajo.

Figura 26. Flujo de proceso del planteamiento, elaboración y ejecución del diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse. Elaboración propia.

4.1.3.4. Análisis de resultados

En este apartado se mostrarán cuadros comparativos entre los resultados de las voladuras de la situación operativa actual con la propuesta de trabajo. En la Figura 27, se presenta el flujo de proceso para este apartado de la metodología.

Figura 27. Flujo de proceso de medición, análisis de resultados y comparación técnico-económica de la situación actual y la propuesta de investigación. Elaboración propia.

En este apartado se presentan los resultados de fragmentación, rendimiento de equipos y costo unitarios de la propuesta. Asimismo, se presentan cuadros comparativos de los resultados de los diseños actuales de malla y la propuesta de diseño, a fin de cuantificar el porcentaje de variación e impacto en eficiencia y costo de la investigación. En la Tabla 14 se muestra uno de los cuadros comparativos que detalla el rendimiento efectivo de los equipos de perforación, carguío y transporte.

Tabla 14

Resumen comparativo de rendimientos efectivos de los equipos post implementación de la propuesta de investigación.

	Diseños actuales	Propuesta de diseño	Unidad
Perforación	473.56	357.28	ton/hora
Carguío	182.57	269.55	ton/hora
Transporte	35.66	44.16	ton/hora

Fuente: Elaboración propia.

5. CAPÍTULO IV

5.1.RESULTADOS

5.1.1. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN TÉCNICA

En este apartado, se procede a registrar la información del macizo rocoso del Tajo Tacaza, en base al Informe técnico de actualización de la Evaluación de Estabilidad de Taludes, realizado por la consultora DCR Ingenieros a mediados del año 2019, para el Plan de Largo Plazo 2020 (denominado LOM por las siglas Life of mine). En este se detallan las condiciones de estabilidad del macizo rocoso de la zona de explotación, con la finalidad de estimar nuevos ángulos de talud para este sector de la mina, y garantizar un minado seguro y eficiente. De acuerdo con los ensayos de campo y laboratorio, se determinaron las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, así como la caracterización del macizo rocoso.

Para la clasificación geomecánica del macizo rocoso se utilizó el RMR de Bieniawski (1989), y se ha sectorizado la calidad del macizo rocoso según la litología. Las tobas retrabajadas son rocas de calidad Mala B (IVB – 23 RMR promedio), las andesitas feldespáticas son rocas de calidad Mala A (IVA – 32 RMR promedio) y las tobas brecha son rocas de calidad Regular B (RMR 42 en promedio), En la Tabla 15 se muestra un resumen de la zonificación de los taludes del tajo Tacaza. Asimismo, en la Tabla 16 se muestra el resumen de las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta.

Tabla 15

Consolidado de estaciones de medición del estudio de estabilidad del tajo Tacaza.

Litología	Estación de medición	RMR	RQD	Descripción	Dominio estructural
Toba brecha	CN 09	36	46%	Regular B	III B
	CN 10	47	55%		
	CN 11	45	52%		
Andesita feldespática	CN 03	32	42%	Mala A	IVA
	CN 08	42	50%		
	CN 07	34	45%		
Toba retrabajada	CN 01	17	15%	Mala B	IVB
	CN 02	16	15%		
	CN 04	17	15%		
	CN 05	28	30%		
	CN 06	17	15%		

Fuente: Adaptado del Informe de Estabilidad de Taludes del Tajo Tacaza, DCR Ingenieros y CIEMSA, 2019.

Tabla 16

Consolidado de propiedades físicas y mecánicas según litología del Tajo Tacaza.

Litología	Material	Densidad	UCS (σ_c) Mpa	σ_t Mpa
Toba brecha	Mineral	2.13	66.70	6.67
Andesita feldespática	Desmante	2.50	99.30	9.93
Toba retrabajada	Desmante	1.82	2.20	0.22

Fuente: Adaptado del Informe de Estabilidad de Taludes del Tajo Tacaza, DCR Ingenieros y CIEMSA, 2019.

Los proyectos de voladura se desarrollaron en el dominio estructural IIIB, debido que, en esta zona se presenta la estructura mineralizada que permite cumplir con el tonelaje y ley solicitada por planta concentradora. Esta zona se caracteriza por presentar una litología de toba brecha, con una clasificación geomecánica promedio de RQD del 50 %, y un RMR de 42, considerándose un macizo rocoso Regular B.

En la Figura 28 y Figura 29, se observa la vista panorámica del tajo Tacaza. La presente investigación se ha desarrollado en los sectores Norte-Oeste (NW) y Norte-Este (NE). El Sector Oeste (W) no está dentro del alcance del trabajo debido que es una zona altamente fracturada, que se caracteriza principalmente por roca toba retrabajada con RMR de 23 en promedio, de calidad Mala IVB, y de baja resistencia a la compresión, por lo cual es una zona que no requiere de voladura, sino solamente excavación y perfilado con maquinaria pesada, tal como se aprecia en la Figura 30.

Figura 28. Vista panorámica del Tajo Tacaza, donde se detallan las zonas de trabajo (Norte – Oeste y Norte – Este). Elaboración propia.

Figura 29. Vista Nor-Este del Tajo Tacaza (zona de trabajo). Elaboración propia.

Figura 30. Vista Oeste del tajo Tacaza (zona de excavación). Adaptado de Estudio Geomecánico del Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.

5.1.2. ANÁLISIS DE LA SITUACIÓN OPERATIVA ACTUAL

En este apartado se mostrarán los diseños actuales de mallas de perforación y de carga de los taladros, así como sus resultados en términos de fragmentación, a fin de confirmar de forma técnica y cuantitativa el problema suscitado en el tajo Tacaza. Esto permitirá cuantificar el número de voladuras secundarias, el rendimiento actual de los equipos de carguío y transporte y el costo de minado unitario del ciclo operativo. En este apartado, se realizará el análisis del porqué los diseños actuales de mallas de perforación y voladura no han sido exitosos a fin de obtener la fragmentación requerida $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas. Las causas del problema de fragmentación se deben a los diseños de mallas de perforación y voladura, que abarca: tipo de explosivo, parámetros geométricos y secuencia de detonación. A continuación, se procederá a analizar y detallar cada uno de éstos.

5.1.2.1. Diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas

La evaluación del diseño de malla abarca las variables no controlables (macizo rocoso) y su relación con las variables controlables (tipo de explosivo, parámetros geométricos y secuencia de detonación).

A continuación, se procederá a realizar el análisis de cada uno de los parámetros controlables.

5.1.2.1.1. Selección del explosivo en mina Tacaza

5.1.2.1.1.1. Teoría de la relación de impedancia Roca – Explosivo

Como se ha observado en los apartados anteriores, se ha logrado obtener información de las propiedades físicas y mecánicas de la roca, así como la clasificación geomecánica del macizo rocoso en base al RMR de Bieniawski. Con esta información, se determinará si el explosivo actual (ANFO) es el adecuado para obtener una fragmentación óptima en mina Tacaza.

En primer lugar, se procede a validar si el tipo de explosivo utilizado cumple con el parámetro termoquímico de Presión de detonación, ya que éste es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación (EXSA, 2019). Este a su vez depende la densidad (ρ) y velocidad de detonación (VOD) del explosivo, tal como se muestra a continuación:

- $$\text{Presión detonación} = \rho_{\text{explosivo}} \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-3}$$

Es aquí donde emerge el concepto de impedancia del explosivo y roca, el cual es definido como el producto de la densidad y velocidad sísmica de cada uno de éstos. Para lograr la máxima utilización de la energía del explosivo en el proceso de fragmentación es necesario equiparar la impedancia del explosivo lo más cerca posible a la impedancia de la roca (McKenzie, 1984; ISEE, 1998), lo que concluye que para rocas de baja calidad se debe trabajar con explosivos de baja VOD, caso contrario para rocas de mediana y buena calidad se debe utilizar explosivos de una mayor densidad y VOD.

A continuación, se presenta el cálculo de la impedancia del macizo rocoso ($Z_{\text{macizo rocoso}}$) del tajo Tacaza. Este cálculo se logra utilizando los valores del estudio geomecánico, detallado en el apartado “**Recopilación de información técnica**”. Como se hizo

mención, la propuesta de trabajo fue realizado en el dominio estructural IIIB, donde predominan rocas tobas brechosas (zona de mineral).

- $RMR_{\text{promedio}} = 42$
- Densidad de la roca = 2.14 g/cm^3
- $Q = \text{Exp}\left(\frac{RMR-44}{9}\right) = 0.80$
- $\text{Velocidad Onda P} \left(\frac{m}{s}\right) = 1,000 * \log(Q) + 3,500 = 3,400 \text{ m/s}$
- $Z_{\text{macizo rocoso}} = \text{Densidad roca} \times \text{Velocidad Onda P} = 7,280 \frac{\text{m.g}}{\text{s.cm}^3}$

Asimismo, se muestra el cálculo de la impedancia de la impedancia del explosivo ($Z_{\text{explosivo}}$) utilizado en el tajo Tacaza, el cual es ANFO. Según información recibida por el área de operaciones mina, la selección de este explosivo (ANFO Superfam 2) del proveedor FAMESA, fue realizado en base a un análisis de minimización de costos, lo cual conlleva a concluir que no se tuvo en consideración el impacto del macizo rocoso en esta selección. Densidad del explosivo = 0.70 g/cm^3

- Velocidad de detonación del ANFO (VOD) = $3,200 \text{ m/s}$
- $Z_{\text{explosivo}} = \text{Densidad explosivo} \times \text{VOD} = 2,240 \frac{\text{m.g}}{\text{s.cm}^3}$

De los siguientes cálculos se obtiene la relación de impedancia entre explosivo y macizo rocoso, diferente y menor a 1.0, lo cual no cumple los requerimientos de la base teórica, mencionada en párrafos anteriores, para tener una fragmentación correcta de rocas:

- $\text{Relación impedancia} = \frac{Z_{\text{explosivo}}}{Z_{\text{macizo rocoso}}} = \frac{2,240}{7,280} = 0.31$

Del cálculo realizado se puede concluir que, el explosivo utilizado no presenta las propiedades químicas adecuadas. Esto no es susceptible a modificación, debido que la empresa minera no cambiará el explosivo por uno de mayor costo, y que requiere una forma de carguío mecanizado como emulsiones o ANFO pesado, lo cual no es factible para la realidad de la mina Tacaza.

En base a este análisis, se procederá a revisar los parámetros geométricos del diseño de malla de perforación y voladura, a fin de continuar revisando y detallando la metodología actual de trabajo en el área de P&V.

5.1.2.1.2. Parámetros geométricos de diseño de malla de P&V y secuencia de detonación

A continuación, se presentará el detalle de cálculo de 03 de las 27 voladuras realizadas durante ambos periodos de trabajo (desde la etapa de diseño hasta la medición de fragmentación con software) considerando la situación actual de la mina. En resumen, los diseños trabajados tienen una distribución cuadrada de taladros con un burden x espaciamiento de 2.70 x 2.70 metros, con un diseño de carga de 0.26 kilogramos de explosivo/tonelada de roca (factor potencia) y como resultado, se obtuvo una fragmentación gruesa, debido que se obtiene un P_{80} promedio = 13 pulgadas (incumpliendo el estándar de malla requerido por planta concentradora Tacaza, $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas).

5.1.2.1.3. Análisis 01: Banco 4320 NE

Actualmente, las mallas de perforación y voladura, para zonas de explotación de mineral, se realizan con una distribución cuadrada de 2.7 x 2.7 m (burden x espaciamiento), a fin de perforar una menor cantidad de taladros y reducir el costo unitario de perforación y voladura.

El cálculo de estos parámetros geométricos ha sido elaborado bajo un cálculo matemático simple que considera diámetro del taladro y un factor multiplicativo de 26 para rocas con una densidad promedio menor a 3.3 g/cm³. Es preciso aclarar que el diámetro de taladro se basa al diámetro de broca que actualmente usan las perforadoras en la operación, y la densidad de material para este caso es de 2.13 g/cm³.

- $Burden = Diámetro (m) \times 26 = 0.1016 \times 26 = 2.6416 \text{ metros} = 2.7 \text{ metros}$

Como se hizo mención, a fin de considerar una menor cantidad de taladros y un menor costo unitario de voladura, se utiliza una malla cuadrada de perforación con una relación de Espaciamiento / Burden igual a 1.0.

- $Espacimient o = Burden \times 1 = 2.7 \text{ metros}$

La longitud de perforación es igual a la altura del banco ($H = 5.0$ metros), que viene predeterminado por las dimensiones de alcance máximo de la pluma de la excavadora hidráulica CAT 336 DL (6.5 metros), tal como se mostró en el marco teórico del Capítulo II.

Asimismo, para el diseño de carga se utiliza Emulsión como explosivo para la carga de fondo por la presencia de agua en los primeros 0.50 metros. Del taladro (desde el pie hasta la cresta). Es por esta razón, que la longitud de columna de carga de fondo es de 0.60 metros (longitud estándar del cartucho de EMULFAN 300S).

Teóricamente, la longitud del taco está en función a la dimensión del burden, como se muestra en la siguiente fórmula, la cual es usada en la gran mayoría de proyectos mineros a tajo abierto. No obstante, la longitud óptima de taco se determina en base a ensayos de prueba y error en campo, y está sujeto a los resultados que se desean obtener de una voladura, principalmente, disminuir la proyección de roca (flyrock).

- $Taco = Burden \times 0.7 = 2.7 \times 0.7 = 1.89 \text{ metros}$

Sin embargo, para la ejecución de esta voladura, se estimó que un taco de 1.89 metros era excesivo, debido que esto reduciría la longitud de columna de explosivo principal (carga intermedia con ANFO), y, por ende, se podrían generar problemas de fragmentación gruesa. Es por esta razón, que los ingenieros decidieron utilizar un factor de ajuste a 0.55, como se muestra a continuación:

- $Taco = Burden \times 0.55 = 2.7 \times 0.55 = 1.485 \text{ metros} = 1.50 \text{ metros}$

La columna de carga intermedia se obtiene mediante la resta de la longitud de perforación, longitud de carga de fondo y longitud de taco:

- $Carga \text{ intermedia} = Long. \text{ perforación} - Taco - Carga \text{ fondo} = 5 - 1.5 - 0.6 = 2.89 \text{ metros}$

Para el cálculo del factor potencia (kg/t), se procede a calcular las toneladas minadas por taladro y la densidad de carga explosiva (kg/tal):

- $Toneladas = Burden \times Espaciamiento \times Long. \text{ perforación} \times$
 $Densidad = 2.7 \times 2.7 \times 5 \times 2.43 = 88.57 \text{ toneladas/taladro}$

- $Densidad \text{ lineal ANFO} \left(\frac{kg}{tal} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \times$
 $diámetro \text{ taladro}^2 \text{ (pulg)} \times Carga \text{ intermedia (metros)} = 0.507 \times 0.80 \times$
 $4^2 \times 2.89 = 18.75 \text{ kg/tal}$

- $Densidad\ lineal\ Emulsión\ \left(\frac{kg}{tal}\right) = 0.507 \times \rho_{explosivo}\ \left(\frac{g}{cm^3}\right) \times$
 $diámetro\ taladro^2\ (pulg) \times Carga\ fondo\ (metros) = 0.507 \times 1.24 \times 3^2 \times$
 $0.60 = 3.34\ kg/tal$
- $Densidad\ lineal\ total\ \left(\frac{kg}{tal}\right) = 18.75 + 3.34 = 22.10\ kg/tal$
- $Factor\ potencia\ \left(\frac{kg}{tonelada}\right) = \frac{22.10}{88.57} = 0.250\ kg/t$

El resumen de los cálculos mostrados se presenta en la Figura 31.

Voladura N° 011-Tajo Josemaria 4320NE		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Cuadrada
Burden	m	2.7
Espaciamiento	m	2.7
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.0
Long. Taladro	m	5.0
Volumen	m3	36.5
Roca		Brecha
Densidad	ton/m3	2.43
Tonelaje	ton	88.6
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	0.6
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	2.90
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm3	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	22.16
F.P.	kg/ton.	0.250

Figura 31. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4320 NE – mineral. Elaboración propia.

A continuación, se muestra el cálculo de la secuencia de detonación para esta voladura. Como se puede apreciar, los retardos de superficie entre filas de taladros son de 25 milisegundos (en adelante ms), los cuales se usan para generar un mayor control de la vibración, según la recomendación del United States Bureau of Mines (USBM). El rango estimado para un correcto control de vibraciones y menor daño a los taludes oscila entre 10 y 15 ms/m de burden.

- $Retardo\ filas\ (ms) = 10\ \left(\frac{ms}{m}\right) \times Burden\ (m) = 10 \times 2.7 = 27\ ms \approx$
25 ms

Debido que los conectores troncales del proveedor FAMESA, no tienen la configuración de 27 ms, se opta por los de 25 ms. Es preciso aclarar que el valor seleccionado entre 10 y 15 ms/m, depende del criterio del ingeniero que diseña la malla de perforación y voladura. En este caso, se optó por el valor inferior (10 ms/m), ya que el talud en la zona minada se encontraba en condiciones óptimas. Los retardos entre taladros son de 17 ms, ya que este tiempo garantiza una correcta distribución de la pila de material volado (forma alta adecuado para el carguío con excavadoras). Es preciso aclarar que, el cálculo mostrado a continuación brinda un tiempo de retardo de 21 ms; no obstante, debido que no existe dicha configuración en los conectores del proveedor FAMESA se procede con la utilización del de 17 ms (redondeo al inmediato inferior según recomendaciones (EXSA, 2019)). Asimismo, no es recomendable utilizar conectores de 25 ms, debido que, a mayor tiempo de retardo, la forma de la pila sería más dispersa, lo cual no es propicio para el carguío con excavadoras, asimismo, el stock de faneles de 25 ms, en el polvorín de mina Tacaza, es limitado debido a su mayor costo.

$$Retardo\ taladros\ \left(\frac{ms}{m}\right) = 8\ \left(\frac{ms}{m}\right) \times Burden\ (m) = 8 \times 2.7 = 21\ ms \approx 17\ ms$$

La secuencia de detonación seleccionada para la voladura fue una salida triangular con el punto de inicio cerca al talud, con la finalidad de evitar el derrame del material a los bancos inferiores, y generar un ciclo de minado más eficiente y seguro, ya que este tipo de secuencia de amarre de taladros permite acumular la carga de escombros al centro de la voladura.

En la Figura 32, se indican cómo se están formando las caras libres de la voladura, así como la dirección de apilamiento del material minado (Noreste). La isolínea de color azul

indica la primera cara libre formada a una escala de 80 ms aproximadamente entre isolínea e isolínea.

Figura 32. Secuencia de detonación triangular. Gráfica de isolíneas. Elaboración propia.

Para el análisis de resultado de fragmentación de la voladura realizada se realizaron los siguientes pasos. En primer lugar, se procede a realizar la toma de imágenes de la pila de material volado, utilizando un elemento escalador (en este caso casco de seguridad, como se mencionó en la metodología de la propuesta) y una cámara fotográfica. En segundo lugar, este conjunto de fotografías es subido a la base de datos del software Wipfrag. En tercer lugar, se grafica manualmente (para una mayor precisión) los contornos de las rocas fragmentadas. Por último, se realizó el análisis de la curva granulométrica (histograma de Material Pasante (%) vs Diámetro de la roca (Pulg)). En este caso, el resultado de la voladura indica que el 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 12.18 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 11.225$ pulg. y $P_{90} = 14.090$ pulg.). En la Figura 33, se presenta este detalle.

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 11.225}{14.090 - 11.225}$$

$$P_{80} = 12.18 \text{ pulgadas}$$

Figura 33. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 12.18 pulgadas. Elaboración propia.

5.1.2.1.4. Análisis 02: Banco 4310N

De similar forma al procedimiento de trabajo realizado en el Análisis 01: Banco 4320 NE, se procedió con el cálculo de cada uno de los parámetros de la malla de perforación y el diseño de carga de taladros.

- $Burden = Diámetro (m) \times 25 = 0.1016 \times 25 = 2.54 = 2.5 \text{ metros}$

La distribución de taladros utilizada es para una malla cuadrada, es decir, relación Espaciamiento / Burden = 1

- $Espacimient o = Burden \times 1 = 2.5 \text{ metros}$

La longitud de perforación permanece en 5.0 metros, en relación con el alcance máximo de la pluma de la excavadora. No obstante, en este caso, los expertos propusieron utilizar una sobre perforación de 0.30 metros, debido que, esto ayuda a evitar un piso irregular, una vez se haya terminado de realizar la limpieza del banco minado, facilitando la perforación del nivel inferior. El rango de cálculo, según la USBM, oscila entre 0.10 a 0.30 veces el burden seleccionado.

- $Sobre perforación (m) = 0.12 \times Burden = 0.12 \times 2.5 = 0.3 \text{ metros}$

El taco seleccionado para esta voladura es el siguiente, debido que los resultados obtenidos para esta longitud de taco, en materia de proyección de roca (flyrock), ha sido exitosa, lo cual garantiza una operación con mayor seguridad. Es preciso aclarar, que los valores asignados para los parámetros geométricos dependen de los ensayos de prueba y error en campo, y la selección de esta longitud de taco es prueba de esto.

- $Taco = Burden \times 0.6 = 2.7 \times 0.6 = 1.50 \text{ metros}$

De igual forma, se ha seleccionado una longitud de carga de fondo de 0.60 metros con explosivo EMULFAN 300 S (01 cartucho de emulsión), debido a la presencia de agua dentro de los taladros perforados, producto de las lluvias por la temporada del año. Adicionalmente, la carga intermedia es ANFO.

- $Carga \text{ intermedia} = Long. \text{ perforación} - Taco - Carga \text{ fondo} = 5.3 - 1.5 - 0.6 = 3.20 \text{ metros}$

El cálculo de factor potencia se detalla a continuación:

- $Toneladas = Burden \times Espaciamiento \times Long. \text{ perforación} \times Densidad = 2.5 \times 2.5 \times 5.3 \times 2.43 = 75.9 \text{ toneladas/taladro}$
- $Densidad \text{ lineal ANFO} \left(\frac{kg}{tal} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 \text{ (pulg)} \times Carga \text{ intermedia (metros)} = 0.507 \times 0.80 \times 4^2 \times 3.2 = 20.77 \text{ kg/tal}$
- $Densidad \text{ lineal Emulsión} \left(\frac{kg}{tal} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 \text{ (pulg)} \times Carga \text{ fondo (metros)} = 0.507 \times 1.24 \times 3^2 \times 0.60 = 3.34 \text{ kg/tal}$
- $Densidad \text{ lineal total} \left(\frac{kg}{tal} \right) = 20.77 + 3.34 = 24.11 \text{ kg/tal}$
- $Factor \text{ potencia} \left(\frac{kg}{tonelada} \right) = \frac{24.11}{75.9} = 0.317 \text{ kg/t}$

El resumen de los cálculos mostrados se presenta en la Figura 34.

Voladura N° 012-Tajo Josemaria_4310N		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Cuadrada
Burden	m	2.5
Espaciamiento	m	2.5
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.3
Long. Taladro	m	5.3
Volumen	m3	31.3
Roca		Brecha
Densidad	ton/m3	2.43
Tonelaje	ton	75.9
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	0.6
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	3.20
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm3	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	24.11
F.P.	kg/ton.	0.317

Figura 34. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4310 N – mineral. Elaboración propia.

Para el cálculo de tiempo de retardo entre filas de taladros, se utilizaron faneles de 25 ms, a fin de controlar el nivel de vibraciones.

- $$\text{Retardo filas (ms)} = 10 \left(\frac{\text{ms}}{\text{m}} \right) \times \text{Burden (m)} = 10 \times 2.5 = 25 \text{ ms}$$

El cálculo de retardo entre taladros se muestra a continuación, y como se hizo mención es recomendable utilizar los conectores pirotécnicos de 17 ms, debido al concepto mencionado en el Análisis 01: Banco 4320 NE.

- $$\text{Retardo taladros} \left(\frac{\text{ms}}{\text{m}} \right) = 8 \left(\frac{\text{ms}}{\text{m}} \right) \times \text{Burden (m)} = 8 \times 2.5 = 20 \text{ ms} \approx 17 \text{ ms}$$

La secuencia de detonación de taladros en el banco 4310 N es en diagonal o comúnmente conocido como “Echelon”. La carga minada se acumula de forma perpendicular a las isolíneas de tiempo, tal como lo detallan las flechas direccionales (azules) en la Figura 35.

Figura 35. Secuencia de detonación en diagonal o echelon para Banco 4310 N – mineral. Elaboración propia.

Este esquema fue seleccionado debido a que la cara de talud se encontraba altamente fracturado, y, por ende, si se optaba por una secuencia triangular, las detonaciones iban a generar un mayor daño a esta zona.

Figura 36. Secuencia de detonación para el Banco 4310 N e isolíneas de tiempo. Elaboración propia.

Los resultados de fragmentación de esta voladura se detallan en la Figura 37. El procedimiento es el mismo detallado en el Análisis 01: Banco 4320 NE. El 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 12.50 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 11.324$ pulg.

y $P_{90} = 14.851$ pulg.). A diferencia del Análisis 01: Banco 4320 NE, se obtiene una mejora en la fragmentación, debido que el factor potencia incrementó de 0.25 a 0.315 kg/t, lo que significa una mayor cantidad de energía química durante la voladura.

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 11.324}{14.851 - 11.324}$$

$$P_{80} = 12.499 \text{ pulgadas}$$

Figura 37. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 12.50 pulgadas. Elaboración propia.

5.1.2.1.5. Análisis 03: Banco 4315 NE

A continuación, se mostrarán los cálculos de los parámetros de la malla de perforación y voladura de rocas, así como el diseño de carga correspondiente:

- $Burden = Diámetro (m) \times 25 = 0.1016 \times 25 = 2.54 = 2.5 \text{ metros}$

Se opta por una malla cuadrada ($Burden = \text{Espaciamiento}$), a fin de perforar una menor cantidad de taladros y optimizar el costo unitario de perforación (menor consumo de aceros) y reducir costo unitario de voladura (menor consumo de explosivos)

- $\text{Espaciamiento} = Burden \times 1 = 2.5 \text{ metros}$

Se opta por considerar una sobre perforación de 0.30 metros, para tener un piso regular para la próxima perforación del banco en el nivel inferior.

- $\text{Sobre perforación (m)} = 0.12 \times Burden = 0.12 \times 2.5 = 0.30 \text{ metros}$
- $Taco = Burden \times 0.6 = 2.7 \times 0.6 = 1.50 \text{ metros}$

Para este caso, no fue necesario el uso de carga de fondo debido que no se identificaron taladros con presencia de agua. La columna de carga explosiva fue de:

- $\text{Carga total} = \text{Long.perforación} - Taco - \text{Carga fondo} = 5.3 - 1.5 - 0 = 3.80 \text{ metros}$

El cálculo de factor potencia se detalla a continuación:

- $\text{Toneladas} = Burden \times \text{Espaciamiento} \times \text{Long.perforación} \times \text{Densidad} = 2.5 \times 2.5 \times 5.3 \times 2.43 = 75.9 \text{ toneladas/taladro}$
- $\text{Densidad lineal ANFO} \left(\frac{kg}{tal} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{g}{cm^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 \text{ (pulg)} \times \text{Carga intermedia (metros)} = 0.507 \times 0.80 \times 4^2 \times 3.8 = 24.66 \text{ kg/tal}$
- $\text{Factor potencia} \left(\frac{kg}{tonelada} \right) = \frac{24.66}{75.9} = 0.325 \text{ kg/t}$

El resumen de los cálculos mostrados se presenta en la Figura 38.

Voladura N° 013-Tajo Josemaria_4315NE		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Cuadrada
Burden	m	2.5
Espaciamiento	m	2.5
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.3
Long. Taladro	m	5.3
Volumen	m3	31.3
Roca		Brecha
Densidad	ton/m3	2.43
Tonelaje	ton	75.9
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	0.0
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	3.80
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm3	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	24.66
F.P.	kg/ton.	0.325

Figura 38. Diseño actual de malla de perforación y diseño de carga de taladro para Banco 4315 NE – mineral. Elaboración propia.

La secuencia de detonación seleccionada para esta voladura fue un amarre triangular o en “V”, con el punto de inicio en el centro de la malla de perforación. En este caso, se ha utilizado este tipo de amarre, debido que no había problemas de inestabilidad del talud del banco superior, y, además, permite una mayor facilidad para el carguío del material minado con la excavadora. Los retardos utilizados entre filas han sido calculados a través de la siguiente formulación:

- Retardo filas (ms) = $10 \left(\frac{ms}{m} \right) \times Burden (m) = 10 \times 2.5 = 25 ms$
- Retardo taladros $\left(\frac{ms}{m} \right) = 8 \left(\frac{ms}{m} \right) \times Burden (m) = 8 \times 2.5 = 20 ms \approx 17 ms$

Figura 39. Secuencia de detonación salida triangular Banco 4315 NE – mineral. Elaboración propia.

Los resultados de fragmentación de esta voladura se detallan en la Figura 40. El procedimiento es el mismo detallado en el Análisis 01: Banco 4320 NE y Análisis 02: Banco 4310 NE. El 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 13.46 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 11.762$ pulg. y $P_{90} = 14.305$ pulg.). A diferencia de los análisis anteriores, se observa un ligero aumento de la granulometría de la roca, ya que, solamente, se utilizó ANFO en la columna de carga explosiva, el cual posee una menor densidad y velocidad de detonación, en comparación del cartucho de emulsión.

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 12.822}{14.729 - 12.822}$$

$$P_{80} = 13.46 \text{ pulgadas}$$

Figura 40. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 13.46 pulgadas. Elaboración propia.

El resultado de las 27 voladuras medidas indica una fragmentación gruesa de rocas, que no cumple con la granulometría requerida para el alimento de mineral hacia la chancadora primaria en planta concentradora ($P_{80} \leq 8.0$ pulgadas). En la Tabla 17, se muestra el resumen de los resultados de fragmentación de los 03 proyectos detallados en los párrafos anteriores (pertenecientes a la II Etapa del trabajo).

Tabla 17

Resumen de resultados de fragmentación de 03 proyectos de voladura ejecutados bajo los diseños actuales de malla de P&V.

	Banco	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Distribución de malla	Factor potencia (kg/t)	P80 (pulg)
Análisis 01	4320 NE	2.7	2.7	Cuadrada	0.25	12.18
Análisis 02	4310 N	2.5	2.5	Cuadrada	0.32	12.50
Análisis 03	4315 NE	2.5	2.5	Cuadrada	0.33	13.46

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 18, se muestra el consolidado de las 27 voladuras ejecutadas durante ambas etapas. Para más detalle de los resultados de software Wipfrag, ir al apartado de Anexos. Como se puede observar se tiene un P_{80} mayor al requerido por el estándar de planta concentradora, lo que nos indica que la fragmentación obtenida producto de los diseños actuales de malla de P&V no dan los resultados esperados.

Tabla 18

Resumen de P80 resultado de los diseños actuales de malla de P&V.

Nro. Etapa	Nro. Voladura	P80 (pulg)
I ETAPA	1.00	16.21
	2.00	14.72
	3.00	16.53
	4.00	13.10
	5.00	10.42
	6.00	8.84
	7.00	14.68
	8.00	12.61
	9.00	9.46
	10.00	11.61
	11.00	10.12
	12.00	11.05
	13.00	10.00
	14.00	12.61
	15.00	12.05
	16.00	9.44
	17.00	8.39
	18.00	8.12
	19.00	8.46
	20.00	10.13
	21.00	9.00
	22.00	9.51
	23.00	14.15
	24.00	13.80
II ETAPA	25.00	12.18
	26.00	12.50
	27.00	13.46

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, en cada uno de estos proyectos realizado se tuvieron que realizar voladuras secundarias, que constan de la utilización de plastas (emulsión) sobre los fragmentos de roca de gran tamaño y cordones detonantes para el amarre de cada uno de estos explosivos. Esto generó problemas de seguridad por una mayor exposición del personal, equipos, animales, infraestructura dentro del radio de influencia (500 metros) durante el proceso de detonación, debido que, este tipo de voladura está expuesta en la superficie de la roca, y no cuenta con una longitud de taco para evitar la proyección de los fragmentos de roca; así como, incremento del costo unitario de la voladura producto de un mayor consumo de explosivos por esta actividad adicional al proceso.

En la Figura 41, se puede apreciar el carguío por este tipo de voladura.

Figura 41. Ejecución de voladuras secundarias en Tajo Tacaza, producto de los diseños actuales de malla de P&V. Elaboración propia.

Es preciso aclarar que, en este apartado, solo se han presentado los diseños actuales de mallas de perforación y voladura, así como sus respectivos resultados en términos de fragmentación y los procesos adicionales que se generan, como voladuras secundarias. Los KPI's (key performance indicators) de cada una de las operaciones unitarias, se detallarán en el apartado **“Estudio del rendimiento de equipos del ciclo de minado”**, donde se ejecutará un análisis comparativo entre los resultados de la situación operativa actual y la propuesta de trabajo. En la Tabla 19, se presenta el cuadro resumen de los rendimientos efectivos de los equipos; sin embargo, el cálculo de éstos se detallará en el apartado mencionado.

Tabla 19

Resumen de rendimientos efectivos de equipos producto de los diseños actuales de malla de P&V.

	Diseños actuales	Unidad
Perforación	473.56	ton/hora
Carguío	182.57	ton/hora
Transporte	35.66	ton/hora

Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 42, se presenta el volquete utilizado para el transporte de mineral fragmentado hacia la planta. Como se puede observar, existe una gran cantidad de material grueso, lo cual genera inestabilidad del equipo, limitando su velocidad de traslado.

Figura 42. Volquete de 15 m³, trasladando material con un P₈₀>8.0 pulgadas. Elaboración propia.

En referencia a la voladura, en la Tabla 20 se detalla el resumen del consumo mensual de agentes y accesorios de voladura. El cálculo de éste se mostrará en el apartado **“Estudio del rendimiento de equipos del ciclo de minado – Voladura”**.

Tabla 20

Resumen de consumo de accesorios y agentes de voladura producto de los diseños actuales de malla de P&V.

DESCRIPCIÓN	Und	REQUER.
Anfo Superfam ® (bol x 25 kg.)	kg	7,570.18
Emulfan ® 300 S 3,1/2"x24"(Cja x 10 Und, 25 Kg.)	kg	1,237.55
Fameplast ®, (Caja x 25 Kg)	kg	1,000.00
Booster ® HDP 1, 450 g(Cja x 50 und)	pza	364.53
Fanel conector troncal Dual CTD® 4m, 25 ms(Cjax120Und)	pza	65.62
Fanel Dual 8m, 600/17ms, (Cja x 80 Und)	pza	364.53
Cordon Detonante 3P	m	3,322.67
Carmex ® 2.10 m (7")	pza	24.00

Fuente: Elaboración propia.

En conclusión, como se ha podido observar los diseños actuales de mallas de perforación y voladura de rocas no favorecen a obtener una fragmentación óptima, producto de los diseños actuales de malla de P&V, que abarcan:

- Explosivo de baja presión de detonación. Se realizó el análisis de relación de impedancia, dando como resultado que el ANFO no es el explosivo apropiado para fragmentar este terreno.
- Parámetros geométricos calculados con fórmulas empíricas (burden, espaciamiento y distribución de malla). Por ejemplo, para el cálculo del burden se estima un valor en función a un rango de factores entre 20 a 26 veces el diámetro del taladro, en función a la densidad promedio de la roca. No obstante, se debe tener en cuenta que en el medio insitu existen diversos factores que afectan los resultados de la voladura, como la presencia de discontinuidades, las cuales interactúan con el explosivo y la forma de transmisión de energía durante la detonación de los taladros
- Bajo factor de potencia < 0.30 kg/t para un macizo rocoso Regular IIIB. La cantidad de explosivo utilizada es baja, debido a un alto valor de burden, espaciamiento y la selección de una malla cuadrada, lo que genera un bajo número de taladros perforados y, por lo tanto, una menor cantidad de explosivo.

Asimismo, otra de las causas que dificultan el éxito de los objetivos, es el débil seguimiento de supervisión, control y orden durante la ejecución de trabajos, lo cual ha llegado a ocasionar tiros fallados producto de la falta de amarre de los taladros. En la Figura 43, se muestra un claro ejemplo de esta situación.

Figura 43. Ejecución de trabajos de carguío y amarre de taladros (situación actual). Elaboración propia.

5.1.3. PROPUESTA DE DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA

Como se hizo mención, el ANFO es el explosivo principal utilizado en mina Tacaza, y por motivos económicos, la empresa se rehúsa a realizar el cambio de éste por uno con mejores propiedades termoquímicas (mayor densidad y velocidad de detonación), y, por ende, de mayor precio. Es por esta razón, que la tesis se limita y enfoca a ejecutar el diseño de mallas de perforación y voladura basados en el cálculo de los parámetros geométricos óptimos como el burden, espaciamiento, longitud de taco, sobre perforación, distribución de taladros, factor de potencia y secuencia de detonación, aplicando el modelo matemático de Pearse, con la finalidad de relacionar y tener en cuenta la mayor cantidad de variables al momento del diseño. Se hace mención que estas variables son principalmente, las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, clasificación geomecánica del macizo rocoso y tipo de explosivo.

5.1.3.1. Burden técnico

5.1.3.1.1. Modelo matemático de Pearse

Para la de terminación del burden, se procedió con la utilización de la fórmula matemática de Pearse, que considera las variables de roca en su cálculo, tal como se muestra a continuación:

$$Burden = Kv \times \frac{\text{Diámetro taladro}}{1000} \times \sqrt{\frac{\text{Presión detonación explosivo}}{\text{Resistencia tracción roca}}}$$

Donde:

- Kv: Constante que depende de las características de la roca
- $Kv = 1.96 - 0.27 \times \ln(ERQD)$

- $ERQD = RQD \times JSF$
- JSF: Factor de corrección en relación con el RMR de Bieniawski

En la Tabla 21, se muestra la estimación del JSF en base a la descripción del macizo rocoso según Bieniawski.

Tabla 21
Cálculo del JSF según descripción calidad macizo rocoso según RMR de Bieniawski.

RMR	Calidad del macizo rocoso	JSF
100	Muy Buena	1
90		
80	Buena	0.95
70		
60	Regular	0.9
50		
40	Mala	0.8
30		
20	Muy Mala	0.7
10		

Fuente: Elaboración propia.

En base a la formulación mostrada, se puede observar que se cuenta con la información del macizo rocoso del tajo Tacaza, a fin de poder realizar un correcto dimensionamiento del valor del burden. No obstante, el modelo matemático de Pearse involucra el uso del RQD (índice de calidad de roca), es decir, no considera una variable geomecánica que utilice las características de las discontinuidades, resistencia de la roca, influencia de la presencia de agua subterránea, que tienen un alto impacto durante el proceso de detonación, como se indicó en el Capítulo II: Marco teórico. Es por esta razón, que se propone considerar el RMR de Bieniawski, el cual incluye los siguientes parámetros:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de la calidad de la roca – RQD.
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condición de juntas.
- Presencia de agua subterránea.
- Corrección por la orientación de las discontinuidades

Para esto, se tiene la información geomecánica recopilada en el estudio de Evaluación de estabilidad de taludes del tajo Tacaza, donde se detallan cada una de las variables influyentes para el cálculo del RMR. Es por esta razón que se utilizará Regresión Lineal

a fin de relacionar ambas variables (RQD y RMR). Para esto se utilizará la información recolectada del Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Tacaza (informe anual 2018 y 2019). Es preciso mencionar que, la data mostrada es de un periodo distinto a la ejecución del trabajo, ya que estos informes se actualizan anualmente (a mediados de cada año). Asimismo, debido a la falta de ingenieros geomecánicos (“full time”) en la mina, es prácticamente imposible, ejecutar mapeos en cada uno de los bancos de mineral previa ejecución de voladura. Es por esta razón que, en base a la información, recursos y conocimientos que se tienen, se procederá a implementar una propuesta que logre la mejora continua de las operaciones.

En la Figura 44, se muestra la regresión lineal de ambas variables (RQD y RMR). El mejor ajuste se logra con una curva logarítmica con un $R^2 = 0.9725$, lo cual certifica que todos los parámetros para el cálculo del RMR (RQD, resistencia compresión, condición de discontinuidades, etc.) se encuentran en el mismo rango de escala de puntuación. Para ver más detalle, observar los Anexos (estaciones o puntos de medición).

Figura 44. Curva logarítmica de relación de RQD vs RMR. Elaboración propia.

A continuación, se presentará el cálculo del burden aplicando el modelo matemático de Pearse, con la modificación del uso del RMR de Bieniawski. Para esto se utilizará simulación Montecarlo, a fin de obtener un valor más acotado.

- $RQD = 0.38 \ln(RMR) - 0.91$
- $kv = 1.96 - 0.27 * \ln(ERQD)$
- $ERQD = RQD * JSF = (0.38 \ln(RMR) - 0.91) * JSF$
- $kv = 1.96 - 0.27 * \ln((0.38 * \ln(RMR) - 0.91) * JSF)$

- $Burden = (kv * D)/1000 * \sqrt{(Pd/\partial t)}$

En la Tabla 22, se muestran los datos relacionados al explosivo, que fueron utilizados para el cálculo. Estos son: velocidad de detonación, densidad de explosivo y presión de detonación. El rango de valores utilizados para la simulación Montecarlo, son los obtenidos de la ficha técnica entregadas por el proveedor FAMESA.

- Velocidad detonación ANFO = $3,000 \pm 300$ m/s (distribución Triangular).
- Velocidad detonación Emulsión = $5,500 \pm 500$ m/s (distribución Triangular).
- Densidad ANFO = 0.80 ± 0.5 g/cm³ (distribución Triangular).
- Densidad emulsión = 1.24 ± 0.1 g/cm³ (distribución Triangular).

Es preciso aclarar que para cada uno de los datos que serán ingresados en la simulación Montecarlo, se utiliza una distribución triangular porque es la que mejor se ajusta al comportamiento de los datos. Esta distribución solicita los siguientes datos:

- Valor mínimo
- Valor máximo
- Valor más probable

Tabla 22

Propiedades termoquímicas del explosivo, utilizadas para el cálculo del burden aplicando modelo Pearse.

Explosivo	Longitud de carga (m)	Velocidad detonación (m/s)	Densidad explosivo (g/cc)	Presión detonación (kg/cm2)
ANFO (Superfam 02)	3.60	3,300.00	0.85	23,557.79
Emulsión (Emulfan)	0.60	5,500.00	1.25	96,232.81

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, se utilizó el dato de la resistencia a la tracción, en base a la data obtenida en el estudio de estabilidad de taludes del tajo Tacaza, el cual varía en un rango de 55.2 a 75.24 kg/cm² (dato de entrada para la simulación Montecarlo). En cuanto al valor de RMR, se utilizó el rango de valores, producto de las muestras del informe (41 a 47) Regular IIIB. Como se hizo mención en párrafos anteriores, el valor del JSF es de 0.85 a 0.90 para la calidad de roca Regular III B.

Los resultados muestran que el cálculo del burden técnico considera la información del macizo rocoso, así como del explosivo, a fin de incluir y relacionar la mayor cantidad de variables y datos. En la Figura 45, se muestra la simulación Montecarlo, que utilizó las variables mencionadas y la formulación respectiva del burden, a través del uso del modelo de Pearse modificado basando el cálculo en el RMR de Bieniawski.

Figura 45. Determinación del burden por modelo de Pearse aplicando simulación Montecarlo a un percentil del 95 %. Elaboración propia.

Como se aprecia, de las 10,000 iteraciones realizadas se obtiene un burden de 2.191 metros (Percentil 95), según las recomendaciones del AACE (American Association of Cost Engineering) en sus publicaciones de simulación Montecarlo y gestión de riesgos.

5.1.3.2. Espaciamiento, taco, sobre perforación

A continuación, se detallan los procedimientos de cálculo para los parámetros a considerar en el nuevo diseño de malla de voladura, teniendo en cuenta los cálculos de burden en base al RMR visto en el cuadro anterior.

Para el cálculo del espaciamiento, se procede a utilizar una malla con distribución triangular de taladros, debido que el aprovechamiento de energía es mayor al de una malla cuadrada utilizada en la situación operativa actual. En la Figura 46, se presenta el sustento de esta relación de Espaciamiento/Burden de 1.15 (Para más detalle revisar Capítulo II: Marco teórico)

Figura 46. Distribución de malla de taladros triangular (izquierda) vs cuadrada (derecha). Elaboración propia.

Como se puede observar el área sombreada de amarillo es la porción del macizo rocoso que no recibe la energía necesaria para generar una fragmentación óptima. La distribución triangular que se propone posee una menor área ($0.25 < 1.56 \text{ m}^2$), lo cual demuestra matemática y preliminarmente, que se generará un menor volumen de material grueso post voladura. Para poder lograr esto es necesario una relación de Espaciamiento/Burden igual a 1.15.

- Espaciamiento (S)

$$S = 1.15 * B = 1.15 * 2.20 = 2.53 \approx 2.50 \text{ m.}$$

- Sobre perforación (J)

$$J = 0.25 * B = 0.25 * 2.20 = 0.54 \approx 0.50 \text{ m.}$$

- Taco (T)

$$T = 0.7 * B = 0.7 * 2.20 = 1.54 \approx 1.50 \text{ m.}$$

5.1.3.3. Secuencia de detonación

Como se hizo mención en el apartado “Análisis de situación operativa actual”, se debe tener en cuenta el stock de conectores (en adelante faneles) disponibles en el polvorín. Actualmente, se tienen faneles de 17 ms para los retardos entre taladros. Por otro lado, en los conectores entre filas de taladros, se tienen disponibles retardos de 17, 25, 42 y 65 ms. Para este escenario de optimización, se optó por seleccionar un retardo de 17 ms entre taladros, el cual se basa en el cálculo que será mostrado a continuación, el cual multiplica el burden por un factor de 8, debido que, este valor permite obtener una mejor

fragmentación y forma de la pila de material volado (forma de cono), lo cual permite una mayor facilidad para el carguío con excavadora (EXSA, 2019; Chavez Leon, 2014; André , da Silva, Cunha Rodovalho, & Franco - Magalhaes, 2020; Gokhale, 2010).

- *Tiempo Retardo taladros* = $8 \times Burden = 8 \times 2.2 = 17.6 \approx 17\ ms$

En base a los cálculos realizados, en la Tabla 23 se muestra el resumen de los parámetros de diseños de malla de perforación y voladura de rocas.

Tabla 23
Resumen de parámetros controlables calculados aplicando modelo matemático de Pearse.

Descripción	Rd.	Fórmula	Valor	Unidad
Burden	<i>B</i>	<i>Burden</i>	2.2	m
Espaciamiento	<i>S</i>	$1.15 * Burden$	2.5	m
Longitud de taco	<i>T</i>	$0.7 * Burden$	1.5	m
Sobre perforación	<i>J</i>	$0.3 * Burden$	0.7	m
Tiempo retardo taladros	<i>Tt</i>	$8 * Burden$	17.0	ms
Rario de rigidez	<i>R</i>	$Altura\ (m) / Burden\ (m)$	2.3	Adimensional

Fuente: Elaboración propia.

En la Figura 47, se presenta la vista en planta del diseño geométrico de la malla de perforación y voladura, así como el diseño de carga del taladro con ANFO, emulsión y taco. Con esta nueva distribución de taladros, se obtiene un factor de potencia > 0.40 kg/t (mayor al de los diseños actuales, por ende, se estima un mejor resultado de fragmentación). Este detalle será presentado en los siguientes apartados.

Figura 47. Propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando modelo matemático de Pearse.
 Elaboración propia

A continuación, se mostrarán 03 de los 21 proyectos de voladura ejecutados durante las dos etapas de ejecución del proyecto. Los proyectos detallados a continuación pertenecen a la II Etapa (actualización de resultados). En estos se podrán apreciar los diseños de mallas de perforación propuestos. Todos los proyectos de voladura fueron realizados en macizo rocoso Regular IIIB con valores de RMR entre 41 a 47, para lo cual los valores de burden, espaciamiento, longitud de taco, sobre perforación y tiempos de retardos de la secuencia de detonación ya han sido calculados en los párrafos anteriores, mediante el modelo matemático propuesto incluyendo el macizo rocoso en toda la etapa de diseño. Es por esta razón, que en los siguientes párrafos solo se detallará el cálculo del nuevo factor de potencia para cada uno de los diseños de mallas de perforación y voladura de rocas, así como la presentación de los resultados de fragmentación obtenidos en cada uno de éstos.

5.1.3.3.1. Proyecto de optimización: Voladura N°- 01

En la Figura 48, se presentan los parámetros utilizados para el diseño de la malla.

Voladura N° 014-Tajo Josemaría		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Triangular
Burden	m	2.2
Espaciamiento	m	2.5
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.7
Long. Taladro	m	5.7
Volumen	m3	27.5
Roca		Brecha
Densidad	ton/m3	2.13
Tonelaje	ton	58.6
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	0.6
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm3	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	3.60
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm3	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	26.70
F.P.	kg/ton.	0.456

Figura 48. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 01 – mineral. Elaboración propia.

En base a estos datos, se procedió a calcular el factor potencia para este proyecto.

- $$\text{Toneladas} = \text{Burden} \times \text{Espaciamiento} \times \text{Long.perforación} \times \text{Densidad} = 2.2 \times 2.5 \times 5.7 \times 2.13 = 58.6 \text{ toneladas/taladro}$$

- *Densidad lineal ANFO* $\left(\frac{kg}{tal}\right) = 0.507 \times \rho_{explosivo} \left(\frac{g}{cm^3}\right) \times$
 $diámetro taladro^2 (pulg) \times Carga intermedia (metros) = 0.507 \times 0.80 \times$
 $4^2 \times 3.6 = 23.36 kg/tal$
- *Densidad lineal Emulsión* $\left(\frac{kg}{tal}\right) = 0.507 \times \rho_{explosivo} \left(\frac{g}{cm^3}\right) \times$
 $diámetro taladro^2 (pulg) \times Carga fondo (metros) = 0.507 \times 1.24 \times 3^2 \times$
 $0.60 = 3.34 kg/tal$
- *Densidad lineal total* $\left(\frac{kg}{tal}\right) = 23.36 + 3.34 = 26.70 kg/tal$
- *Factor potencia* $\left(\frac{kg}{tonelada}\right) = \frac{26.70}{58.6} = 0.456 kg/t$

Como se puede observar, el factor potencia obtenido es mucho mayor al de los proyectos de voladura realizados en el apartado “Análisis de situación operativa actual”, debido que, se perforan una mayor cantidad de taladros al tenerse un menor burden y una distribución triangular de malla de perforación, generando un mayor uso de explosivos para la voladura del banco de mineral, lo cual ayuda a la optimización de la fragmentación basándose en la teoría de mayor cantidad y mejor distribución de la energía química (Gokhale, 2010).

En base a los cálculos realizados de los tiempos de retardo mencionados anteriormente (25 ms para retardos entre filas de taladros y 17 ms para retardos entre taladros), se ejecuta una secuencia de detonación triangular “V” o corte en cuña, debido que este tipo de amarre optimiza la fragmentación de rocas, como se hizo mención en el Capítulo II: Marco teórico (EXSA, 2019; Singh, y otros, 2016). Adicionalmente a esto, es factible realizar este tipo de secuencia ya que, la formación de las caras libres permite que el material minado se apile de una forma cónica y acumulada hacia el centro de la voladura, lo cual facilita el carguío con la excavadora. En la Figura 49, se muestra la secuencia de detonación de este proyecto.

Figura 49. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 01 – mineral. Elaboración propia.

Los resultados de fragmentación de esta voladura se detallan en la Figura 50. El procedimiento es el mismo detallado en el cálculo de resultados de fragmentación del apartado de “Análisis de situación operativa actual”, así como en el Capítulo II: Marco teórico. El 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 2.48 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 2.214$ pulg. y $P_{90} = 3.355$ pulg.).

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 2.214}{3.355 - 2.214}$$

$$P_{80} = 2.48 \text{ pulgadas}$$

Figura 50. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 2.48 pulgadas. Elaboración propia.

5.1.3.3.2. Proyecto de optimización: Voladura N°- 02

En la Figura 51, se presentan los parámetros utilizados para el diseño de la malla de P&V.

Voladura N° 015-Tajo Josemaria		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Triangular
Burden	m	2.1
Espaciamiento	m	2.4
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.6
Long. Taladro	m	5.6
Volumen	m ³	25.2
Roca		Brecha
Densidad	ton/m ³	2.20
Tonelaje	ton	55.4
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	1.2
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm ³	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	2.93
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm ³	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	25.69
F.P.	kg/ton.	0.464

Figura 51. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 02 – mineral. Elaboración propia.

En base a estos datos, se procedió a calcular el factor potencia para este proyecto.

- $$\text{Toneladas} = \text{Burden} \times \text{Espaciamiento} \times \text{Long.perforación} \times \text{Densidad} = 2.2 \times 2.5 \times 5.7 \times 2.20 = 60.4 \text{ toneladas/taladro}$$
- $$\text{Densidad lineal ANFO} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 (\text{pulg}) \times \text{Carga intermedia (metros)} = 0.507 \times 0.80 \times 4^2 \times 3.56 = 23.10 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Densidad lineal Emulsión} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 (\text{pulg}) \times \text{Carga fondo (metros)} = 0.507 \times 1.24 \times 3^2 \times 0.60 = 3.34 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Densidad lineal total} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 23.10 + 3.34 = 26.44 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Factor potencia} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tonelada}} \right) = \frac{26.44}{60.4} = 0.438 \text{ kg/t}$$

En base a los cálculos realizados de los tiempos de retardo mencionados anteriormente (17 ms para retardos entre taladros), se ejecuta una secuencia de detonación triangular “V” o corte en cuña, debido que este tipo de amarre optimiza la fragmentación de rocas, como se hizo mención en el Capítulo II: Marco teórico (EXSA, 2019; Singh, y otros, 2016). Adicionalmente a esto, es factible realizar este tipo de secuencia ya que, la

formación de las caras libres permite que el material minado se apile de una forma cónica y acumulada hacia el centro de la voladura, lo cual facilita el carguío con la excavadora. En la Figura 52, se presente la secuencia de detonación seleccionada para este proyecto

Figura 52. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 02 – mineral. Elaboración propia.

Los resultados de fragmentación de esta voladura se detallan en la Figura 53. El procedimiento es el mismo detallado en el cálculo de resultados de fragmentación del apartado de “Análisis de situación operativa actual”, así como en el Capítulo II: Marco teórico. El 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 4.180 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 3.414$ pulg. y $P_{90} = 5.713$ pulg.).

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 3.414}{5.713 - 3.414}$$

$$P_{80} = 4.180 \text{ pulgadas}$$

Figura 53. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P_{80} de 4.180 pulgadas. Elaboración propia.

5.1.3.3.3. Proyecto de optimización: Voladura N°- 03

En la Figura 54, se presentan los parámetros utilizados para el diseño de la malla de este proyecto.

Voladura N° 016-Tajo Josemaria		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MEDIDA
PARAMETRO DE DISEÑO		
Diam. Taladro	pulgada	4.0
Tipo de malla		Triangular
Burden	m	2.2
Espaciamiento	m	2.5
H. Banco	m	5.00
S. perforación	m	0.7
Long. Taladro	m	5.7
Volumen	m ³	27.5
Roca		Brecha
Densidad	ton/m ³	2.43
Tonelaje	ton	66.8
DISEÑO DE CARGA		
1.Carga de fondo	m	0.6
T. Explosivo		Encartuchado
Explosivo		Emulfan ® 300-S 3"x24"
D. explosivo	g/cm ³	1.24
D. lineal	kg/m	5.57
2.Taco intermedio	m	-
3.Carga intermedia	m	3.56
T. Explosivo		Agranel
Explosivo		Superfam Dos ®
D. explosivo	g/cm ³	0.80
D. lineal	kg/m	6.49
4.Taco final	m	1.5
Explo./tal.	kg/tal.	26.44
F.P.	kg/ton.	0.396

Figura 54. Propuesta de diseño de malla de perforación y diseño de carga de taladro aplicando modelo Pearse para Proyecto 03 – mineral. Elaboración propia.

En base a estos datos, se procedió a calcular el factor potencia para este proyecto.

- $$\text{Toneladas} = \text{Burden} \times \text{Espaciamiento} \times \text{Long. perforación} \times \text{Densidad} = 2.2 \times 2.5 \times 5.7 \times 2.43 = 66.8 \text{ toneladas/taladro}$$
- $$\text{Densidad lineal ANFO} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 (\text{pulg}) \times \text{Carga intermedia (metros)} = 0.507 \times 0.80 \times 4^2 \times 3.56 = 23.10 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Densidad lineal Emulsión} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 0.507 \times \rho_{\text{explosivo}} \left(\frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \right) \times \text{diámetro taladro}^2 (\text{pulg}) \times \text{Carga fondo (metros)} = 0.507 \times 1.24 \times 3^2 \times 0.60 = 3.34 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Densidad lineal total} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tal}} \right) = 23.10 + 3.34 = 26.44 \text{ kg/tal}$$
- $$\text{Factor potencia} \left(\frac{\text{kg}}{\text{tonelada}} \right) = \frac{26.44}{66.8} = 0.396 \text{ kg/t}$$

Como se puede observar, el factor potencia obtenido es menor en comparación a los 02 proyectos de voladura analizados en párrafos anteriores, debido que, la densidad del material se incrementa de 2.13 a 2.43 g/cm³, utilizando el mismo consumo de explosivos

(26.44 kg/tal) para un mayor volumen de roca a ser fragmentada; no obstante, el factor potencia obtenido es mayor al de las voladuras del apartado “Análisis de la situación operativa actual”, por una mayor cantidad de taladros perforados producto del menor burden propuesto en base al modelo matemático que incluye la calidad del macizo rocoso dentro de la formulación.

La secuencia de detonación seleccionada para esta voladura fue un amarre triangular o en “V”, con el punto de inicio en el centro de la malla de perforación. Como se ha hecho mención, este tipo de amarre permite la mejora de fragmentación producto de la colisión de los fragmentos de roca, los cuales impactan entre sí y se depositan al centro de la formación de la cara libre, como se ha explicado en el Capítulo II- Marco teórico. En la Figura 55, se presenta la secuencia seleccionada para este proyecto.

Figura 55. Secuencia de detonación salida triangular Proyecto 03 – mineral. Elaboración propia.

Los resultados de fragmentación de esta voladura se detallan en la Figura 56. El procedimiento es el mismo detallado en el proyecto de voladura 01 y 02. El 80 % del material pasante (P_{80}) es igual a 5.26 pulgadas (extrapolación entre el $P_{75} = 4.172$ pulg. y $P_{90} = 7.438$ pulg.). A diferencia de los 02 proyectos anteriores, se tiene un ligero

incremento de la fragmentación, ya que se tuvo un menor factor potencia producto de una mayor densidad de la roca.

$$\frac{80\% - 75\%}{90\% - 75\%} = \frac{P_{80} - 4.172}{7.438 - 4.172}$$

$$P_{80} = 5.26 \text{ pulgadas}$$

Figura 56. Análisis de fragmentación con wipfrag, resultado de P₈₀ de 5.26 pulgadas. Elaboración propia.

5.1.4. ANÁLISIS DE RESULTADOS

5.1.4.1.Consolidado de resultados de fragmentación de rocas

A través de la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas considerando las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta, así como la caracterización del macizo rocoso en base al RMR de Bieniawski, se procedió a calcular los parámetros controlables como burden, espaciamiento, longitud de taco, sobre perforación, distribución de taladros (malla triangular) y la secuencia de detonación, lo cual permitió obtener una mejora en la fragmentación de rocas. Como se observó, la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura tenía un menor burden y espaciamiento (2.2 x 2.5 metros), en comparación con los diseños del apartado “Análisis de la situación operativa actual” (2.7 x 2.7 m), esto generó que se ejecute una mayor cantidad de taladros perforados, por ende, un mayor factor de potencia (kg/t).

A continuación, se muestran los diseños de malla (Actual vs Propuesta), a fin de recapitular visualmente las diferencias detalladas en los Apartados anteriores.

Figura 57. Diseño actual de malla cuadrada de P&V de 2.7 x 2.7 metros (Factor potencia = 0.29 kg/t). Elaboración propia

Figura 58. Propuesta de diseño de malla triangular de P&V de 2.2 x 2.5 metros aplicando modelo matemático Pearse (Factor potencia = 0.40 kg/t). Elaboración propia.

El resultado de la medición de fragmentación con el software Wipfrag, indicó una mejora de ésta con un $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas, cumpliendo con el requerimiento de granulometría de la chancadora primaria de la planta concentradora. En la Tabla 24, se muestra el P_{80} promedio de 5.04 pulgadas, obtenido en base al diseño de malla propuesto considerando las variables del macizo rocoso.

Tabla 24

Resumen de resultados de fragmentación P_{80} obtenidos con la propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo Pearse.

Mes	Voladura	P_{80}	P_{80} (Media)
Abr-18	V1	6.34	5.50
	V2	5.90	
	V3	4.25	
May-18	V1	6.70	6.13
	V2	7.88	
	V3	6.25	
	V4	5.31	
	V5	5.25	
	V6	5.38	
Jun-18	V1	4.18	4.28
	V2	3.67	
	V3	4.05	
	V4	4.91	
	V5	4.17	
	V6	4.69	
Oct-19	V1	2.48	3.97
	V2	4.18	
	V3	5.26	
Nov-19	V4	6.02	4.99
	V5	4.83	
	V6	4.12	

Fuente: Elaboración propia

En la Figura 59, se presenta los resultados de fragmentación de rocas obtenido durante las 02 etapas del proyecto. Como se puede observar, se han obtenido resultados favorables en los meses donde se ejecutó el proyecto (abril, mayo y junio 2018 y octubre, noviembre 2019).

Figura 59. Comportamiento de la fragmentación de rocas P_{80} y el factor potencia kg/t obtenidos para cada tipo de malla de forma mensual 2018-2019. Elaboración propia.

En la Tabla 25, se presenta el comparativo del P_{80} (pulgadas) entre los resultados del diseño de malla de perforación y voladura de rocas del situación operativa actual y propuesta de trabajo (segunda etapa- actualización de datos)

Tabla 25

Resultados de fragmentación 1era quincena octubre 2019 (diseños actuales) y 2da quincena + 1era quincena noviembre 2019 (propuesta de diseño).

	Diseños actuales	Propuesta de diseño	% Variación
Fragmentación (P80)	12.31	5.04	-59.1%

Fuente: Elaboración propia.

5.1.4.2. Estudio del rendimiento de equipos del ciclo de minado

Una vez que se obtuvieron los resultados de fragmentación, se procedió con la medición del impacto de ésta en el rendimiento de los equipos del ciclo de minado, que incluye: perforación, voladura, carguío y transporte, con la finalidad de comparar y cuantificar el desempeño de las máquinas post ejecución de la propuesta de trabajo con la data histórica del rendimiento de equipos (resultado del análisis de la situación actual operativa). Para esto se dimensionaron los tiempos de operación en cada una de las guardias de trabajo, que se muestra en la Tabla 26.

Tabla 26
Ventana horaria de mina Tacaza.

DISTRIBUCION DE TIEMPOS EN UNA GUARDIA			
ITEM	Hora Inicio	Hora final	T' total (Hrs)
Desplazamiento de Santa Lucia a unidad	5:50	6:20	0.50
Capacitación en seguridad	6:35	6:50	0.25
Traslado a zona de trabajo	6:50	6:55	0.08
Arranque y calentamiento de Equipos	7:00	7:20	0.33
Trabajos por la mañana	7:20	11:55	4.58
Almuerzo	12:00	13:15	1.25
Trabajos por la tarde	1:15	6:20	5.08
Tiempo total de Trabajos sin interrupciones por Guardia Hrs			9.67

HORAS NETAS DE TRABAJO POR TURNO	7.87
FACTOR DE EFICIENCIA DE LOS EQUIPOS	81%

Fuente: Elaboración propia.

En total, las horas de operación, descontando los tiempos de reserva (almuerzos, traslados a la zona de trabajo, charlas de seguridad, etc) es de 9.67 horas/guardia. No obstante, las horas efectivas de trabajo son menos, debido que existen tiempos contributorios como traslados entre frentes de excavación, traslado a la zona de estacionamiento, que hacen que el tiempo de trabajo real de los equipos, se reduzca a un 7.87 horas/guardia, generando un factor de eficiencia del 81 %.

$$\text{Factor de eficiencia} = \frac{\text{Horas netas de trabajo}}{\text{Horas operativas}} = \frac{7.87}{9.67} = 81\%$$

A continuación, se realizará el análisis detallado para cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado, de los rendimientos obtenidos de los equipos, post implementación de la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura incluyendo las variables del macizo rocoso.

5.1.4.2.1. Perforación

En la Tabla 27, se puede observar que las horas del equipo de perforación (Rockdrill Junjin), se han incrementado por la mayor cantidad de taladros perforados producto una menor malla de perforación en burden y espaciamiento (2.2 x 2.5 metros). A continuación, se muestra el cálculo de estas horas.

Tabla 27

Cálculo del rendimiento horario y utilización de perforador Rockdrill.

		TIPO IIIB
Long. Perf		15.40
Numero de botones de broca		7.00
Volumen de roca arrancada en el ensayo de acufiado (m)		0.00000006
Ratio de percusión	1/s	60.00
Diametro de Broca	m	0.05
Diametro de Broca	D ²	0.00
Profundidad del taladro	m	4.70
Numero de brazos	und	1.00
Eficiencia del operador	%	0.85
Tiempo de posicionamiento del Equipo	min	1.50
Traslado entre taladros	min	1.70
Tiempo de manipuleo del brazo	min	2.00
Velocidad de penetración	mp/seg	0.05
	mp/min	3.2
Rendimiento Instantáneo	mp/h	191.15
Rendimiento Operacional	mp/h	35.88
Rendimiento Efectivo de perforación	mp/h	30.50
Metros Perforados/Mes		854
Rendimiento Horario Instantáneo	191.15 mp/hr	
Rendimiento Horario Operacional	35.88 mp/hr	
Rendimiento Horario Efectivo	30.50 mp/hr	
Tiempo operativo por guardia	9.67 hr/gda	
Rendimiento Mensual	1,932 mp/mes	

	Diseños actuales	Propuesta de diseño
Toneladas/mes	30,000.00	
m3/mes	14,084.51	
m3/taladro	38.64	31.35
Taladro/mes	364.53	449.27
Longitud taladro (mp)	5.30	5.70
Metros perforados/mes	1,932.03	2,560.82
Rendimiento Rockdrill (mp/mes)	1,931.69	
Número de equipos (redondeo)	1.00	1.00
Rendimiento Rockdrill (mp/hora)	30.50	
Horas mensuales	63.35	83.97

Fuente: Elaboración propia.

Se observa que el diseño de malla propuesta (2.2 x 2.5 metros) tiene una mayor cantidad de metros perforados mensuales calculados por el incremento de taladros que ya se hizo mención. Esto afectará directamente, el costo unitario de perforación por un mayor consumo de horas mensuales de los equipos, el cual se mostrará en el apartado “Costo unitario de minado”.

5.1.4.2.2. Voladura

Para este proceso no se utilizan equipos mecanizados debido que el carguío de taladros con explosivos es realizado por las personas, por ende, no se tiene impacto alguno en incremento de horas mensuales de máquinas que afecten al costo unitario de voladura. No obstante, es importante indicar que el consumo de explosivos se incrementa producto un mayor número de taladros perforados por una menor malla de perforación propuesta (2.2 x 2.5 m), tal como se muestra en la Tabla 28.

Tabla 28

Cuadro comparativo de consumo de agentes de voladura Diseño actual vs. Propuesta de diseño.

Descripción	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño
Burden	m	2.70	2.20
Espaciamiento	m	2.70	2.50
Longitud de taco	m	1.50	1.50
Longitud de taladro	m	5.00	5.00
Sobreperforación	m	0.30	0.70
Volumen por taladro	m ³	38.64	31.35
No. de Taladros	tal	364.53	449.27
Longitud total Perforada	m	1,932.03	2,560.82
Longitud de carga ANFO	m	1,166.51	1,617.36
Densidad lineal de carga	kg/m	6.49	
Consumo total ANFO	kg	7,570.18	10,496.02
Longitud de carga EMULSIÓN	m	218.72	269.56
Densidad lineal de carga	kg/m	5.66	
Consumo total EMULSIÓN	kg	1,237.55	1,525.20
Consumo total EMULSIÓN	kg	8,807.73	12,021.22

Fuente: Elaboración propia.

Esto se detalla en los siguientes cálculos.

- $\text{Consumo ANFO} = \text{Densidad lineal} \times \text{Nro. taladros} \times \text{Longitud de carga intermedia}$
 $= 6.49 \times 450 \times 3.60 = 10,496 \text{ kg/voladura}$
- $\text{Consumo EMULSIÓN} = \text{Densidad lineal} \times \text{Nro. taladros} \times \text{Longitud de carga fondo}$
 $= 5.57 \times 0.6 = 1,525 \text{ kg/voladura}$

El impacto de este incremento de explosivos se analizará en el apartado “Costo unitario de minado”.

5.1.4.2.3. Carguío y transporte

Como se hizo mención en la parte introductoria del presente trabajo, los costos de carguío y transporte representan entre el 60 y 70 % del costo de minado total, debido a la presencia de equipos pesados dentro de este proceso, consumo de combustible y desgaste de accesorios como cucharas de excavadoras, llantas de volquetes, entre otros

Para el caso del carguío, la mejora en la fragmentación de rocas producto del diseño de malla de perforación y voladura propuesto, genera un mayor factor de llenado de la cuchara de la excavadora y tolva del volquete, que se refleja en un menor número de pases para abastecer de mineral al camión, los cuales fueron contabilizados en cada uno de los proyectos de voladura ejecutados. Este cálculo será mostrado en la Tabla 29.

Tabla 29

Cuadro comparativo de tiempos del ciclo de carguío Diseño actual vs. Propuesta de diseño.

	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño
EQUIPO: EXCAVADORA CAT 336D2L			
Capacidad instantánea	m ³	2.30	
Tiempo carguío/volquete	min	6.30	4.65
EQUIPO: VOLQUETE VOLVO FMX 15 M3			
Capacidad instantánea	m ³	15.00	
Factor llenado	%	78%	85%
Capacidad efectiva	t	19.17	20.89
Número de pases/volquete (redondeo)		8.00	7.00
Tiempo por pase	min	0.60	0.45
Tiempo carguío/volquete	min	4.80	3.15
Maniobras de posicionamiento	min	1.50	1.50

Fuente: Elaboración propia.

- $$Capacidad\ efectiva = \frac{Capacidad\ instantánea \times Factor\ llenado \times Densidad}{(1 + \% Esponjamiento)}$$

$$Capacidad\ efectiva\ volquete = 20.89\ toneladas/viaje$$

- $$Tiempo\ de\ carguío\ a\ volquete = Nro.\ pases \times Tiempo\ por\ pase +$$

$$Tiempo\ posicionamiento = 7 \times (0.40) + 1.5 = 3.15 + 1.5 = 4.65\ minutos/volquete$$

Asimismo, es preciso aclarar que se realizaron las mediciones de tiempo de traslado del volquete hacia la planta concentradora. Se observó una reducción de dichos tiempos, los cuales se indican en la Tabla 30.

Tabla 30

Cuadro comparativo de tiempos y utilización de volquetes Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño
EQUIPO: VOLQUETE VOLVO FMX 15 M3			
Tiempo carguío/volquete	min	4.80	3.15
Maniobras de posicionamiento	min	1.50	1.50
Traslado planta	min	9.00	7.50
Pesaje en balanza	min	1.20	1.20
Tiempo de descarga	min	2.25	2.25
Traslado retorno	min	7.50	7.50
Tiempo total	min	26.25	23.10
Rendimiento efectivo de volquete	ton/hora	35.66	44.16
Horas mensuales	hora	841.26	679.34

Fuente: Elaboración propia.

Esto se debe principalmente a que, al tener una fragmentación más fina, las velocidades del volquete incrementan ya que existe una mayor estabilidad en la operación del equipo. En la Figura 60, se muestra el volquete de transportando mineral fragmentado de uno de los proyectos de optimización.

Figura 60. Transporte de mineral con fragmentación producto de los proyectos de optimización. Elaboración propia.

Una vez se obtiene el tiempo de carguío y transporte del volquete, es factible realizar el cálculo del rendimiento horario (toneladas/hora) de ambos equipos. A continuación, se muestra el cálculo de los rendimientos efectivos, a fin de dimensionar y realizar el comparativo de estos, en base a los resultados de fragmentación obtenidos por los diseños de malla de la situación operativa actual y los de la propuesta de trabajo. En la Tabla 31,

se puede observar un incremento del + 47.64 % del rendimiento de la excavadora CAT336 D2L (de 182.57 a 269.55 t/h), y un incremento del +23.83 % del rendimiento del volquete VOLVO FMX 6x4 (de 35.66 a 44.10 t/h), y por lo tanto, se obtuvo una reducción de horas de operación de los equipos, lo cual impacta en el costo unitario \$/hora de los equipos, y que será analizado en el apartado “Costo unitario de minado”.

Tabla 31

Cuadro comparativo de rendimiento efectivo de excavadora y volquete. Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño	% Variación
EQUIPO: EXCAVADORA CAT 336D2L				
Capacidad instantánea	m3	2.30		
Tiempo carguío/volquete	min	6.30	4.65	
Volquetes cargados/hora		9.52	12.90	
Rendimiento efectivo de excavadora	ton/hora	182.57	269.55	47.64%
Horas mensuales de operación de carguío	horas/mes	164.32	111.30	
Horas mensuales de perfilado de talud		32.86	22.26	
Horas totales de trabajo mensual		197.18	133.55	
EQUIPO: VOLQUETE VOLVO FMX 15 M3				
Capacidad instantánea	m3	15.00		
Factor llenado	%	78%	85%	
Capacidad efectiva	t	19.17	20.89	
Número de pases/volquete (redondeo)		8.00	7.00	
Tiempo por pase	min	0.60	0.45	
Tiempo carguío/volquete	min	4.80	3.15	
Maniobras de posicionamiento	min	1.50	1.50	
Traslado planta	min	9.00	7.50	
Pesaje en balanza	min	1.20	1.20	
Tiempo de descarga	min	2.25	2.25	
Traslado retorno	min	7.50	7.50	
Tiempo total	min	26.25	23.10	
Rendimiento efectivo de volquete	ton/hora	35.66	44.16	23.83%
Horas mensuales	hora	841.26	679.34	

Fuente: Elaboración propia.

El cálculo para esto es el siguiente:

- Rendimiento Efectivo excavadora =*

$$Capacidad\ efectiva\ del\ volquete \left(\frac{t}{volquete} \right) \times Tiempo\ carguío \left(\frac{volquete}{hora} \right) =$$

$$20.89 \times 12.90 = 269.55\ toneladas/hora$$
- Rendimiento efectivo volquete =*

$$\frac{Capacidad\ efectiva}{Tiempo\ total\ de\ transporte} \times$$

$$Factor\ eficiencia = \frac{20.89}{\left(\frac{23.15}{60} \right)} \times 81\% = 44.16\ toneladas/hora$$

5.1.4.3.Costo unitario de minado

Una vez se realizaron los cálculos de los rendimientos horarios, y por ende las horas/mes de trabajo para el cumplimiento del plan de producción, se procederá a calcular el costo unitario de minado, en base al diseño de mallas de perforación y voladura propuestos, para luego ser comparado con el costo del presupuesto 2020 (diseños de la situación operativa actual). En la siguiente tabla se muestra el resumen de horas/mes trabajadas y costo horario de los equipos utilizados en Tacaza.

5.1.4.3.1. Perforación

5.1.4.3.1.1. Equipos, aceros de perforación y consumo de combustible

Como se hizo mención el incremento del número de taladros por una menor malla de perforación propuesta, y una longitud de sobre perforación mayor, generó una mayor cantidad de metros perforados al mes, como se apreció en el apartado anterior “Rendimiento efectivo de equipos – perforación”, lo cual ocasionó un incremento de las horas trabajadas de los equipos de perforación, que a su vez incrementaría el costo de la partida equipos, al ser multiplicado por el costo horario de la máquina (mantenimiento y depreciación).

$$\text{Costo equipos} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Mes}} \right) = \text{Costo horario} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{H}} \right) \times \text{Horas operación}$$

En la Tabla 32, se observa el cálculo del costo mensual de equipos de perforación, y se obtiene un incremento en el costo de equipos por un valor +1,195 US\$/Mes (+33%), producto de la mayor cantidad de taladros perforados, por un menor burden y espaciamiento en la malla de perforación.

Tabla 32

Costo mensual de equipos de perforación Diseño actual vs Propuesta de diseño.

Etapas	Equipo	Diseños actuales Horas/mes	Propuesta de diseño Horas/mes	Costo horario US\$/Hora
Perforación	Rockdrill Junjin	63.35	83.97	57.99
Costo mensual de equipos (US\$/Mes)		3,673.65	4,869.25	
Diferencia (US\$/Mes)			1,195.60	
% Variación costo equipos			33%	

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, el costo de aceros se incrementa de 1,206 a 1,599 US\$/Mes, debido a un mayor desgaste de las barras y brocas. Dicho cálculo se muestra a continuación:

$$\text{Costo mensual aceros} = \left(\frac{\text{Metros perforados mes}}{\text{Vida útil acero (metros)}} \right) \times \text{Costo unitario} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{pza}} \right)$$

Por ejemplo, se presenta el caso del costo mensual por consumo de brocas de 4.0 pulgadas. En la Tabla 33, se indica su costo unitario y vida útil (metros perforados). Este cálculo de costo también aplica para el shank adapter y la barra de 12 pies.

Tabla 33
Costo unitario y vida útil de aceros de perforación.

ITEM	CANT.	U/M	DESCRIPCION	P/U \$	Vida Util (m)
1	01	UNID	MF ROD T38 R39 L = 3660 MM (12) SANDVIK	632.35	3,000
2	01	UNID	BROCA T38 X 3" NORMAL	262.50	1,500
4	01	UNID	SHANK ADAPTER T83 SANDVIK	381.80	3,000

Fuente: Adaptado de presupuesto mina Tacaza, CIEMSA, 2019.

$$\text{Costo mes brocas} = \left(\frac{2,560 \text{ mp/mes}}{1,200 \text{ mp/pza}} \right) \times 262.50 \frac{\text{US\$}}{\text{Pza}} = 560 \text{ US\$/mes}$$

En la Tabla 34, se presenta el resumen comparativo del costo mensual por consumo de aceros.

Tabla 34
Costo mensual de consumo en aceros de perforación. Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Diseños actuales US\$/Mes	Propuesta de diseño US\$/mes	Diferencia US\$/mes
Shank Adaptador	295	391	96
Barra MF T38 X12'	489	648	159
Brocas	423	560	138
Subtotal	1,206	1,599	393

Fuente: Elaboración propia.

Como conclusión, se determina que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas incrementa el costo unitario de perforación en un + 22.0 %, en las partidas de equipos, aceros y consumo de combustible, principalmente, por un mayor número de horas trabajadas y metros perforados, lo que genera un desgaste de los aceros de perforación de la máquina. En la Tabla 35, se muestra el resumen de cada una de las partidas de costo unitario de la operación de perforación en US\$/tonelada. Para poder obtener este costo unitario, simplemente se dividió la cantidad de toneladas producidas en el mes de trabajo entre el costo total de perforación incurrido en dicho mes.

Tabla 35

Cuadro comparativo de costo unitario de perforación (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.

Producción

30,000.00 t/mes

	Diseños actuales US\$/t	Propuesta de diseño US\$/t	Diferencia US\$/t	
Mano de obra	0.092	0.092	0.000	
Equipos	0.122	0.162	0.040	
Aceros de perforación	0.040	0.053	0.013	
Accesorios	0.000	0.000	0.000	
EPP's	0.004	0.004	0.000	
Consumo combustible	0.045	0.060	0.015	
Subtotal	0.304	0.372	0.068	
Total US\$/mes	9,116.5	11,147.8	2,031.2	22%

Fuente: Elaboración propia.

5.1.4.3.2. Voladura

5.1.4.3.2.1. Insumos de voladura (agentes y accesorios)

Esta operación unitaria también se ve impactada en un incremento de costos por la propuesta de trabajo realizada, debido a un mayor número de taladros perforados, lo cual genera un mayor consumo de explosivos.

Como se hizo mención, en esta operación unitaria no se utilizan equipos pesados para las actividades, debido que, todo el carguío y amarre se ejecuta de una forma convencional (maestros y ayudantes cargadores de explosivos), por lo cual el costo no está relacionado a las horas mensuales de operación de las máquinas, sino al consumo de insumos. En el apartado “Rendimiento efectivo de equipos – voladura”, ya se había calculado el consumo de ANFO y emulsión para el cumplimiento de la producción mensual, en base al diseño de malla de perforación y voladura de rocas de la situación operativa actual y la propuesta de trabajo. En la Tabla 36, se muestra un resumen de lo anteriormente calculado.

Tabla 36

Consumo mensual de agentes de voladura según diseño de malla de P&V.

Descripción	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño
No. de Taladros	tal	364.53	449.27
Longitud total Perforada	m	1,932.03	2,560.82
Longitud de carga ANFO	m	1,166.51	1,617.36
Densidad lineal de carga	kg/m	6.49	
Consumo total ANFO	kg	7,570.18	10,496.02
Longitud de carga EMULSIÓN	m	218.72	269.56
Densidad lineal de carga	kg/m	5.66	
Consumo total EMULSIÓN	kg	1,237.55	1,525.20
Consumo total explosivo	kg	8,807.73	12,021.22
Diferencia	kg		3,213.49
% Variación	%		36%

Fuente: Elaboración propia.

El consumo total de explosivo se incrementó en + 3,213 kg/mes (+36 %), de 8,807 kg/mes (diseños de la situación operativa actual) a 12,021.22 kg/mes (diseños de la propuesta de trabajo), lo cual, lógicamente, conlleva a un incremento de costos, como se muestra a continuación.

Costo mensual de explosivos

$$= \text{Consumo mensual} \left(\frac{\text{und}}{\text{mes}} \right) \times \text{Costo unitario} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{unidad}} \right)$$

Se presentará un breve ejemplo con el consumo de ANFO:

$$\text{Costo mensual ANFO} = 10,496 \frac{\text{Kg}}{\text{mes}} \times 0.61 \frac{\text{US\$}}{\text{Kg}} = 6,883 \text{ US\$/Mes}$$

En la Tabla 37, se muestra el resumen de explosivos consumidos totalmente, su costo unitario y costo mensual total.

Tabla 37

Comparativo de consumo y costo mensual de accesorios y agentes de voladura. Diseño actual vs Propuesta de diseño.

DESCRIPCIÓN	Und	US\$/und	Diseños actuales Und/mes	Propuesta de diseño Und/mes	Diferencia Und/mes	% Variación
Anfo Superfam ® (bol x 25 kg.)	kg	0.65	7,570.18	10,496.02	2,925.84	39%
Emulfan ® 300 S 3,1/2"x24"(Cja x 10 Und, 25 Kg.)	kg	1.60	1,237.55	1,525.20	287.66	23%
Fameplast ®, (Caja x 25 Kg)	kg	1.75	1,000.00	0.00	-1,000.00	-100%
Booster ® HDP 1, 450 g(Cja x 50 und)	pza	3.29	364.53	449.27	84.73	23%
Fanel conector troncal Dual CTD® 4m, 25 ms(Cjax120Und)	pza	1.61	65.62	80.87	15.25	23%
Fanel Dual 8m, 600/17ms, (Cja x 80 Und)	pza	2.30	364.53	449.27	84.73	23%
Cordon Detonante 3P	m	0.20	3,322.67	0.00	-3,322.67	-100%
Carmex ® 2.10 m (7")	pza	0.56	24.00	24.00	0.00	0%
Total	US\$/Mes		11,496.64	11,931.63	434.99	3.78%

Fuente: Elaboración propia.

Como se observa, se tiene un incremento de costo en +3.78 % (434.99 US\$/Mes).

Los agentes y accesorios que incrementaron por un mayor número de taladros y metros perforados, producto del diseño de malla de perforación y voladura de rocas propuesto es el siguiente:

- ANFO: +2,925 Kg/mes (como se ha detallado en su cálculo, depende de la cantidad de taladros (metros perforados) y factor de carga lineal kg/m)
- Emulsión: +287 kg/mes (como se ha detallado en su cálculo, depende de la cantidad de taladros (metros perforados) y factor de carga lineal kg/m)
- Booster o iniciador: + 85 unidades/mes (es igual al número de taladros perforados)
- Conector troncal 25 ms: +27 unidades/mes (10 % de la cantidad de taladros, son los conectores para la primera fila de taladros de voladura)
- Conector dual 600/17 ms: + 85 unidades/mes (es igual al número de taladros perforados)

En la Figura 61, se adjunta la vista frontal del diseño de carga de taladro, donde se detallan los agentes y accesorios utilizados en una voladura primaria.

Figura 61. Diseño de carga de taladro de producción y agentes y accesorios de voladura utilizados. Elaboración propia.

No obstante, producto de una mejora de la fragmentación por la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas, se han eliminado las voladuras secundarias, por ende, los insumos utilizados para la ejecución de éstas no son consideradas en el costeo:

- Fameplast: - 1,000 kg/mes (por voladura se consumen 150 kg aproximadamente, y se han ejecutado 06 voladuras al mes para el cumplimiento del plan de producción de 30,000 toneladas)
- Cordón detonante: - 3,322 metros/mes (al igual que el fameplast, este insumo es utilizado para realizar las conexiones entre roca y roca. Al eliminarse las voladuras secundarias, se deja de utilizar este accesorio)

Figura 62. Materiales utilizados para la ejecución de voladuras secundarias. Elaboración propia.

Como conclusión, se determina que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas incrementa el costo unitario de voladura en un + 2.68 %, en la partida de explosivos, esto debido a un mayor número de taladros y metros perforados. En la Tabla 38, se muestra el resumen de cada una de las partidas de costo unitario de la operación de voladura en US\$/tonelada. La formulación para obtener el US\$/tonelada ya se mostró en el aparatado “Costo unitario de minado – perforación”.

Tabla 38

Comparativo de costo unitario de voladura (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Diseños actuales US\$/t	Propuesta de diseño US\$/t	Diferencia US\$/t	
Mano de obra	0.104	0.104	0.000	
Equipos	0.049	0.049	0.000	
Accesorios	0.001	0.001	0.000	
EPP's	0.004	0.004	0.000	
Explosivos	0.383	0.398	0.014	
Subtotal	0.542	0.556	1.45%	
Total US\$/mes	16,258.5	16,693.5	434.99	2.68%

Fuente: Elaboración propia.

5.1.4.3.3. Carguío y transporte

5.1.4.3.3.1. Equipos y combustible

El costo de las operaciones de carguío y transporte representan aproximadamente el 60 % del costo total de minado, por ende, cualquier optimización que mejore el rendimiento de los equipos generará un impacto económico positivo para la empresa minera. Mina

Tacaza no es la excepción, y esto se ha demostrado en el apartado “Análisis de rendimiento de equipos – carguío y transporte”, donde se han obtenido mejoras del + 47.64 % y + 23.83 % en las excavadoras y volquetes respectivamente.

En la Tabla 39, se presenta la recapitulación del rendimiento efectivo de los equipos de carguío y transporte para ambos diseños de malla de P&V (actual y propuesta), así como las horas mensuales de trabajos de estas máquinas. Estos datos serán la entrada para el cálculo del costo mensual de equipos y consumo de combustible.

Tabla 39

Resumen de rendimiento efectivo y utilización de equipos de carguío y transporte de mineral según diseño de malla de P&V.

	Unidad	Diseños actuales	Propuesta de diseño	% Variación
EQUIPO: EXCAVADORA CAT 336D2L				
Rendimiento efectivo de excavadora	ton/hora	182.57	269.55	47.64%
Horas totales de trabajo mensual	horas/mes	197.18	133.55	-32.27%
EQUIPO: VOLQUETE VOLVO FMX 15 M3				
Rendimiento efectivo de volquete	ton/hora	35.66	44.16	23.83%
Horas mensuales	hora	841.26	679.34	-19.25%

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, en la Figura 63, se presenta el proceso de impacto de la fragmentación de rocas en las operaciones de carguío y transporte. Iniciando en el incremento del factor de llenado, reducción de tiempos de carguío e incremento de las velocidades de transporte, hasta llegar al impacto en costo unitario, el cual se detallará en los siguientes párrafos.

Figura 63. Proceso de optimización del ciclo de minado en base a la fragmentación obtenida producto de la voladura de rocas. Elaboración propia.

El objetivo de este apartado es calcular y dimensionar el costo mensual para ambas operaciones. Dicho impacto se detalla en el costo de equipos (mantenimiento y depreciación) y el costo de combustible (consumo según horas trabajadas).

- Costo equipos: excavadora* $\left(\frac{US\$}{Mes}\right) = Costo\ horario\ \left(\frac{US\$}{H}\right) \times$

$Horas\ operación = 133.55\ horas \times 66.26\ \frac{US\$}{hora} = 8,849\ US\$/Mes$
- Costo combustible excavadora* $\left(\frac{US\$}{Mes}\right) = \frac{Gal}{Hora} \times \frac{Horas}{mes} \times$

$Costo\ combustible\ \left(\frac{US\$}{Gal}\right) = 10.20 \times 133.55 \times 2.68 = 3,650\ \frac{US\$}{Mes}$

El costo de combustible para el volquete está incluido dentro del costo horario de éste, tal como se muestra a continuación:

- $\text{Costo horario combustible} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{hora}} \right) = \frac{\text{Gal}}{\text{Hora}} \times \text{Costo combustible} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Gal}} \right) = 2.85 \times 2.69 = 7.66 \frac{\text{US\$}}{\text{hora}}$
- $\text{Costo horario volquete} = \text{Costo mantenimiento} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{hora}} \right) + \text{Costo combustible} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{hora}} \right) = 30.36 + 7.66 = 38.02 \frac{\text{US\$}}{\text{hora}}$
- $\text{Costo equipos: volquete} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Mes}} \right) = \text{Costo horario} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{H}} \right) \times \text{Horas operación} = 679.34 \text{ horas} \times 38.02 \frac{\text{US\$}}{\text{hora}} = 25,829 \text{ US\$/Mes}$

En la Tabla 40, se muestra el comparativo del costo mensual de las operaciones de carguío y transporte para la partida de equipos, y se determina que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas que incluye las variables del macizo rocoso ha permitido optimizar el costo mensual en estas operaciones unitarias (- 10,372 US\$/Mes), a través de una mejora en la fragmentación de rocas.

Tabla 40

Comparativo de costo mensual de equipos de carguío y transporte de mineral. Diseño actual vs Propuesta de diseño.

Etapas	Equipo	Diseños actuales Horas/mes	Propuesta de diseño Horas/mes	Costo horario US\$/Hora
Carguío	CAT 336D2L	197.18	133.55	66.26
Transporte	Volvo FMX 6x4	841.26	679.34	38.02
Costo mensual de equipos (US\$/Mes)		45,049.96	34,677.82	
Diferencia (US\$/Mes)			-10,372.14	
% Variación costo equipos			-23.02%	

Fuente: Elaboración propia.

Como conclusión, se determina que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura de rocas disminuye el costo unitario de carguío en un -29.61 % (-5,969 US\$/Mes), en las partidas de equipos y consumo de combustible debido a un incremento del rendimiento efectivo de las máquinas. En la Tabla 41, se presenta el resumen de cada una de las partidas de costo unitario de la operación de carguío en US\$/tonelada. La formulación para obtener el US\$/tonelada ya se mostró en el apartado “Costo unitario de minado – perforación”.

Tabla 41

Comparativo de costo unitario de carguío (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Diseños actuales US\$/t	Propuesta de diseño US\$/t	Diferencia US\$/t	
Mano de obra	0.052	0.052	0.000	
Equipos	0.436	0.295	-0.141	
EPP's	0.003	0.003	0.000	
Combustible	0.180	0.122	-0.058	
Subtotal	0.671	0.472	-19.87%	
Total US\$/mes	20,130.1	14,170.5	-5,959.67	-29.61%

Fuente: Elaboración propia.

Asimismo, en la Tabla 42, se muestra el resumen del costo unitario de transporte, el cual se ha reducido en un – 16.37 % (-6,156 US\$/Mes).

Tabla 42

Comparativo de costo unitario de transporte de mineral (US\$/t). Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Diseños actuales US\$/t	Propuesta de diseño US\$/t	Diferencia US\$/t	
Mano de obra	0.184	0.184	0.000	
Equipos	1.066	0.861	-0.205	
EPP's	0.003	0.003	0.000	
Subtotal	1.253	1.048	-20.52%	
Total US\$/mes	37,595.8	31,440.1	-6,155.76	-16.37%

Fuente: Elaboración propia.

5.1.4.3.4. Resumen de costo unitario de minado

Producto de la implementación de la propuesta de diseño de mallas de perforación y voladura de rocas, a fin de optimizar la fragmentación de rocas, se han analizado cada uno de los costos unitarios del ciclo de minado (perforación, voladura, carguío y transporte). En la Tabla 43, se presenta el comparativo de costos (Reales vs Presupuesto). Es preciso mencionar que los costos del presupuesto han sido calculados en base los diseños actuales de malla de P&V.

Tabla 43

Impacto económico: Resumen de costo unitario y mensual de operaciones del ciclo de minado. Diseño actual vs Propuesta de diseño.

	Diseños actuales US\$/t	Propuesta de diseño US\$/t	Diferencia US\$/t	Diferencia US\$/Mes	% Variación	Distribución
Perforación	0.30	0.37	0.07	2,031.23	22.3%	15.2%
Voladura	0.54	0.56	0.01	434.99	2.7%	22.7%
Carguío	0.67	0.47	-0.20	-5,959.67	-29.6%	19.3%
Transporte	1.25	1.05	-0.21	-6,155.76	-16.4%	42.8%
Costo unitario de	2.77	2.45	-0.32	-9,649.20	-11.6%	100.0%

Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar una reducción de -9,649 US\$/Mes dentro del ciclo de minado. Como se estimó preliminarmente, los costos de perforación y voladura se incrementaron en + 2,466.22 US\$/Mes, por un mayor número de taladros, metros perforados y consumo de explosivos. Por otro lado, el costo de carguío y transporte disminuyó en - 12,115 US\$/Mes, producto de un mayor rendimiento efectivo de la excavadora y volquete, ya que se generó una mejor fragmentación de rocas, un mayor factor de llenado de la cuchara y tolva y una reducción del número de pases para abastecer de mineral al volquete. Asimismo, se redujo el tiempo variable de traslado y retorno del volquete hacia la planta y frente de carguío, producto de una mayor estabilidad del equipo por no tener fragmentos gruesos de roca.

Esta disminución del -11.6 % (-9,649 US\$/Mes), se debe a que el costo de carguío y transporte tienen un mayor % distribución del costo de mina total (62.1 %), y cualquier mejora en estas operaciones unitarias se reflejan en una mayor rentabilidad para la compañía. En la Figura 64, se muestra el comportamiento del costo unitario producto de la mejora de la fragmentación de rocas.

Figura 64. Comportamiento del costo unitario de minado. Diseño actual vs Propuesta de diseño. Elaboración propia.

En base al análisis realizado sobre la fragmentación obtenida, se observa que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura ha logrado optimizar la fragmentación de rocas, cumpliendo con el estándar solicitado por planta concentrado ($P_{80} \leq 8.0$ pulgadas). Esto permitió eliminar el número de voladuras secundarias, tal como se observó en el apartado “Análisis de resultados – Costo unitario de minado, Voladura”, asimismo se obtuvo una mejor productividad de los equipos de carguío y transporte, y una reducción de costos unitarios de minado. No obstante, para soportar los resultados obtenidos, se procederá con la validación estadística de la hipótesis.

4.1.4. VALIDACIÓN DE LA PROPUESTA

4.1.4.1. Estadística descriptiva

Se analizan los valores de la media muestral, desviación estándar, y otros, tal como se muestra en la Tabla 44.

Tabla 44

Resumen de estadística descriptiva de los resultados de fragmentación de la propuesta de diseño (02 etapas)

Mes	Proyecto	P80
abr-18	TJM - Banco 4320 NE Vol 19	6.34
	TJM - Banco 4320 E Vol 20	5.90
	TJM - Banco 4315 NE Vol 21	4.25
may-18	TJM - Banco 4310 NE Vol 22	6.70
	TJM - Banco 4305 NE Vol 23	7.88
	TJM - Banco 4315 N Vol 24	6.25
	TJM - Banco 4315 NW Vol 25	5.31
	TJM - Banco 4325 NW Vol 26	5.25
jun-18	TJM - Banco 4310 NE Vol 27	5.38
	TJM - Banco 4305 NW Vol 28	4.18
	TJM - Banco 4310 N2 Vol 29	3.67
	TJM - Banco 4300 NE Vol 30	4.05
	TJM - Banco 4315 NE Vol 31	4.91
	TJM - Banco 4325 NE Vol 32	4.17
oct-19	TJM - Banco 4315 NE Vol 33	4.69
	TJM - Banco 4315 NE Vol 64	2.48
	TJM - Banco 4300 NE Vol 65	4.18
nov-19	TJM - Banco 4295 NE Vol 66	5.26
	TJM - Banco 4300 NE Vol 70	6.02
	TJM - Banco 4315 NE Vol 71	4.83
	TJM - Banco 4325 N Vol 72	4.12

Estadística descriptiva	
Media	5.04
Error típico	0.26
Mediana	4.91
Desviación estándar	1.21
Varianza de la muestra	1.46
Curtosis	0.58
Coefficiente de asimetría	0.30
Rango	5.40
Mínimo	2.48
Máximo	7.88
Suma	105.82
Cuenta	21.00
Nivel de confianza(95.0%)	0.55

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, se analizan si existen valores atípicos. Para esto se utilizó el estadístico de puntuación Z, que indica lo siguiente:

$$Si: Z > 3 \text{ o } Z < -3$$

Para esto, la puntuación Z se calcula de la siguiente forma:

$$Z = \frac{(P_{80} - X)}{\sigma}$$

Donde:

- Z: valor de puntuación
- P₈₀: base de datos
- X: Media muestral
- σ: Desviación estándar muestral

Los resultados se indican en la Tabla 45.

Tabla 45

Análisis de z condición para detección de valores atípicos de P80.

P80	Z condición
6.34	1.08
5.90	0.71
4.25	-0.65
6.70	1.38
7.88	2.35
5.31	0.22
5.25	0.17
5.38	0.28
4.18	-0.71
3.67	-1.14
4.05	-0.82
4.91	-0.11
4.17	-0.72
4.69	-0.29
2.48	-2.12
4.18	-0.71
5.26	0.18
6.02	0.81
4.83	-0.17
4.12	-0.76

Fuente: Elaboración propia.

Como se puede observar, no se obtienen valores de puntuación Z, que indiquen que se tienen valores atípicos dentro de los resultados de fragmentación. Por ende, se procederá a determinar la curva de distribución de los datos obtenidos, mediante la prueba de bondad de ajuste.

4.1.2.1.1. Prueba de bondad de ajuste para datos de entrada:

Para utilizar esta prueba es necesario corroborar que la muestra a evaluar presente una distribución normal. Por tal motivo se procederá a utilizar la prueba de Chi-cuadrado como prueba de bondad de ajuste. Para esto se plantean las siguientes hipótesis:

H_0 : Los datos de fragmentación (P_{80}) se ajustan a una distribución normal.

H_1 : Los datos de fragmentación (P_{80}) no se ajustan a una distribución normal.

Para esto se procede a calcular la bondad de ajuste con Excel y @Risk.

4.1.2.1.1.1. Metodología de cálculo

- Se procede a calcular el valor observado (O) en base a la frecuencia de cada uno de los rangos de datos, es decir, la frecuencia para cada caja o rango.
- Se valida la distribución acumulada inferior y superior con el Excel.
- Se calcula el valor esperado (E).

$$E = (\text{Dist. acumulada superior} - \text{Dist. acumulada inferior}) \\ \times \text{Número de datos}$$

- Se procede a calcular el dato de entrada para la prueba de chi-cuadrado.

$$X^2 = \sum \frac{(O - E)^2}{E} = 9.85$$

- Se determinan los grados de libertad mediante la siguiente fórmula.

$$\text{Grados Libertad} = 10 - 1 - \text{Cantidad estadísticos usados} \\ = 10 - 1 - 2 = 7$$

Para este caso se utilizaron 02 estadísticos (media y desviación estándar) por tratarse de una validación de Distribución normal.

- Se procede con realizar la prueba de Chi – cuadrado, con la función Excel, con la función DIST.CHICUAD (X^2 ; Grados Libertad). En este caso se obtuvo un p valor de 0.06. Para este caso se utilizar un nivel de confianza del 95 % y un grado de significancia $\alpha = 0.05$. Por lo tanto, se acepta la hipótesis nula si se cumple con la siguiente condicional:

$$\text{Si } P > \alpha; \text{ Se acepta } H_0$$

$$\text{Si } P < \alpha; \text{ Se acepta } H_1$$

Como se puede observar el P es menor a α . Por tal motivo se puede concluir que los resultados de fragmentación (P_{80}), siguen una distribución normal y por lo tanto es factible utilizar la Prueba Z para validar la hipótesis de investigación. En la Tabla 46, se presenta el análisis y cálculo realizado en Excel.

Tabla 46

Análisis de prueba de bondad de ajuste para distribución normal método Chi – cuadrado.

Límite inferior	Límite superior	Valor observado (O)	Distribución acumulada Inferior	Distribución acumulada Superior	Diferencia	Valor esperado (E)	(O-E)	(O-E) ²	(O-E) ² /E
2.48	2.97	1.00	0.02	0.04	0.03	0.56	-0.44	0.20	0.36
2.97	3.46	0.00	0.04	0.10	0.05	1.10	1.10	1.21	1.10
3.46	3.95	1.00	0.10	0.18	0.09	1.86	0.86	0.73	0.40
3.95	4.44	6.00	0.18	0.31	0.13	2.66	-3.34	11.16	4.19
4.44	4.93	3.00	0.31	0.47	0.15	3.24	0.24	0.06	0.02
4.93	5.42	4.00	0.47	0.63	0.16	3.35	-0.65	0.42	0.12
5.42	5.92	1.00	0.63	0.77	0.14	2.95	1.95	3.81	1.29
5.92	6.41	3.00	0.77	0.87	0.11	2.21	-0.79	0.63	0.28
6.41	6.90	1.00	0.87	0.94	0.07	1.40	0.40	0.16	0.12
6.90	7.39	0.00	0.94	0.97	0.04	0.76	0.76	0.58	0.76
7.39	7.88	1.00	0.97	0.99	0.02	0.35	-0.65	0.42	1.22

Chi	9.85
Grados Libertad	7.00
P	0.06
α	0.05
$P > \alpha$	H0

Fuente: Elaboración propia.

En las Figura 65 y Figura 66, se muestran los histogramas obtenidos con los softwares Excel y @Risk. Este último, calcula automáticamente el mejor ajuste de distribución para una muestra. En este caso, la distribución Normal, está dentro de los resultados obtenidos.

Figura 65. Gráfico de distribución normal de la fragmentación P_{80} con Excel (02 etapas). Elaboración propia.

Figura 66. Gráfico de cálculo automático de distribución normal de la fragmentación P_{80} con Risk (02 etapas). Elaboración propia.

Se demuestra que se cumple la hipótesis nula, es decir, que los datos de fragmentación (P_{80}) se ajustan a una distribución normal. Por tal motivo, se procederá a utilizar la prueba Z para analizar la hipótesis general de la investigación.

4.1.2.1.2. Prueba estadística Z

Para esto se plantean las siguientes hipótesis:

H_0 : La propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse optimizará la fragmentación de rocas, cumpliendo con el $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas.

H_1 : La propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse no optimizará la fragmentación de rocas, y se obtendrá un $P_{80} > 8.0$ pulgadas.

El nivel de confianza es del 95%. Se define el nivel de significancia $\alpha = 0.05$. En base a los resultados de la Tabla 44, se utiliza la siguiente información:

- Media poblacional

$$\mu = 8.0 \text{ pulgadas}$$

- Media muestral

$$X = 5.04 \text{ pulgadas}$$

- Varianza muestral

$$\sigma = 1.21$$

- Número de muestras

$$n = 21$$

- Estadístico de prueba Z

$$Z = \frac{X - \mu}{\left(\frac{\sigma}{\sqrt{n}}\right)} = \frac{5.04 - 8}{\left(\frac{1.21}{\sqrt{21}}\right)} = -11.22$$

- Z crítico: Se calculó en base a la fórmula de Excel: INV.NORMAL. ESTD (Nivel de confianza). En este caso se utilizó un nivel de confianza del 95 %. El Z obtenido es de 1.64.

La metodología indica lo siguiente:

Si: $Z_{prueba} < Z_{crítico}$; Se valida el H_0

Si: $Z_{prueba} > Z_{crítico}$; Se valida el H_1

Por tal motivo, se determina lo siguiente:

A un nivel de confianza del 95 %, se afirma que la propuesta de diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Pearse optimizará la fragmentación de rocas, cumpliendo con el $P_{80} \leq 8.0$ pulgadas.

4.1.2.1.3. Prueba Simulación Montecarlo

Se utilizó el programa @Risk, con la simulación y estimar los valores de P_{80} , en base a la data de los resultados obtenidos con la propuesta de investigación. En la Figura 67, se presentan los resultados de la simulación.

Se ejecutó un total de 100,000 simulaciones y se obtiene la siguiente conclusión: Mediante simulación Montecarlo se estima que a un 95 % de probabilidad, los resultados de fragmentación P_{80} que se pueden obtener, con diseños de malla de P & V aplicando modelo matemático de Pearse, son menores a 7.10 pulgadas.

Figura 67. Simulación Montecarlo (95%) para estimación de fragmentación de rocas P_{80} con propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo matemático de Pearse con software Risk. Elaboración propia.

6. CAPÍTULO V

6.1.DISCUSIÓN

La ejecución del presente trabajo y medición de resultados fueron positivos y cumplieron con los objetivos propuestos, entre ellos la reducción del P_{80} , el cual pasó de un promedio de 12.31 (13 pulg.) a 5.04 (5.0 pulg.) de diámetro, presentando variaciones entre bancos de la zona de explotación.

En relación con los trabajos de voladura realizados por autores como Miller (2015), quien logró una reducción de los “oversize” o fragmentos gruesos, pasando de un P_{80} de 17 a 5.9 pulgadas, en pruebas de voladuras primarias realizadas en una cantera del Sur de Australia, quien implementó nuevas tecnologías, detonadores electrónicos, a fin de optimizar la fragmentación a través de menores tiempos de retardo en la secuencia de detonación, se tuvo como principal diferencia la consideración de información geológica en el cálculo de los diseños de malla de perforación y voladura, así como en la secuencia de detonación, lo cual tuvo un mayor aprovechamiento del conocimiento de la ingeniería de voladura y los recursos como los mismos explosivos de la misma mina, sin tener que generar costos adicionales que no son rentables ni aplicables a explotaciones de mediana minería.

Por otro lado, Kabwe (2019), usó cámaras de aire en la columna de taco, lo que permitió cumplir con los estándares de alimento a la chancadora en planta concentradora ($F_{80} = 1200 \text{ mm}$), obteniéndose un producto de voladura que pasó de un P_{80} de 35 a 27 pulgadas. Su trabajo no solamente se enfocó en la reducción de la fragmentación de rocas, sino también en buscar técnicas que permitan optimizar costos unitarios en voladura, por un menor consumo de explosivos. En comparación con la presenta tesis la premisa de utilizar los mismos recursos de la compañía hicieron que exista un incremento de costos en voladura, ya que no fue posible incrementar la longitud de taco porque esto hubiese significado un menor uso de explosivos durante el proceso de detonación, lo cual impactaría en los resultados de fragmentación, debido que en Tacaza se utiliza el ANFO como explosivo principal, el cual tiene una baja densidad y velocidad de detonación, y por tanto una baja presión de detonación (parámetro termoquímico que controla la fragmentación a través del poder rompedor del explosivo), en comparación a los usados en el ensayo realizado por Kabwe, quien usó ANFO pesado en su estudio de campo, el cual es una combinación de emulsión y ANFO. Asimismo, el autor no consideró el sustento geológico para la elaboración de la técnica, lo cual conllevó a generar diversas

pruebas de voladura en campo, obteniendo resultados no deseados en muchos de ellos, e impactando directamente la productividad en el ciclo de minado y, por ende, un incremento de costos. Por otro lado, Zuñiga (2015), mediante una optimización de procesos mina en Cerro Negro – Chile, logró una reducción del P_{80} de 19.7 a 7.9 pulgadas través de un diseño de malla basado en parámetros geométricos calculados con el modelo de Langefors. En comparación con el presente trabajo, se destaca el uso de modelos matemáticos para el cálculo de los parámetros controlables del diseño de mallas de perforación y voladura utilizando el RMR de Bieniawski. Por otro lado, Aguirre (2016), obtuvo una reducción de la fragmentación de rocas, con un diseño de malla basada en una reducción del burden, espaciamiento y longitud de taco, lo cual permitió una mayor cantidad de explosivo utilizado, y una mejor distribución de la energía entre los taladros. Los autores lograron obtener una optimización del P_{80} de 9.45 a 6.26 pulgadas de diámetro. No obstante, la diferencia con este trabajo de tesis es que el autor tuvo como solución un desembolso de costo adicional para la compra y utilización de un explosivo de alta energía a fin de magnificar el uso de agentes para obtener una fragmentación más fina. La ventaja económica de la tesis es que no se necesitó realizar un incremento de costos para la adquisición de nuevos recursos (explosivo con mayor presión de detonación), sino que se enfocó en recopilar la información de la calidad del macizo rocoso que se había obtenido de la actualización del estudio de estabilidad de taludes (información largo plazo, debido que el área de Geología no realiza mapeos geomecánicos de los bancos de mineral). No obstante, esto no fue inconveniente, debido que la información del macizo rocoso utilizada permitió recalcular los parámetros de diseño de las mallas de perforación y voladura de roca, y a su vez, optimizar la fragmentación de rocas, lo cual conllevó a reducir el costo de minado en mina Tacaza.

En resumen, pese a la existencia de diversas técnicas en el mercado de la voladura, el uso de información geológica del macizo rocoso en la zona de explotación es de suma importancia a fin de calcular los parámetros geométricos en los diseños de malla, que se enfoquen en la variación del burden, espaciamiento, longitud de taco, sobre perforación, y elección de la secuencia de detonación, además de entregar resultados favorables en términos de fragmentación, es económicamente viable debido al bajo costo unitario que representa en las operaciones de voladura, a comparación de la compra de un explosivo de mayor energía, o accesorios modernos como detonadores electrónicos, lo cual no es

accesible para la mayoría de empresas de pequeña y mediana minería (W. A. Hustrulid, 1999).

6.2.CONCLUSIONES

En el presente trabajo realizado en la mina Tacaza, se concluye que los diseños de malla actuales no son favorables para la fragmentación de rocas, ya que son los parámetros controlables como burden, espaciamiento, longitud de taco, sobre perforación y secuencia de detonación han sido calculados de forma empírica, en base a criterios adoptados de otras minas de cobre del Perú, que difieren en propiedades físicas y calidad de roca del macizo rocoso del tajo Tacaza. Es por esta razón que, la implementación del diseño de malla de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Pearse, modificando la formulación del RQD de Deere por el RMR de Bieniawski para el cálculo del burden, espaciamiento, disposición de taladros, longitud de taco, sobre perforación y tiempos de retardo, permitió obtener una mejora en la fragmentación de rocas y una reducción de costos de minado.

En primer lugar, la implementación del trabajo logró cumplir el objetivo general del proyecto, el cual fue diseñar mallas de perforación y voladura acotadas a la realidad geológica del tajo Tacaza, con la finalidad de optimizar la fragmentación de rocas en las zonas de explotación planificadas ($P_{80} \leq 8.0$ pulgadas). Esto conllevó a obtener un mayor rendimiento de los equipos de carguío y transporte, disminuyendo los costos de minado en un -11.6 % (- 9,649 US\$/Mes). En adición, no se incurrió en el remanejo de material de planta concentradora hacia la mina, debido que el material fragmentado cumplía con el estándar solicitado ($P_{80} \leq 8.0$ pulgadas), y por ende, se mitigó por completo la ejecución de voladuras secundarias durante el mes de ejecución del trabajo, que conllevó a tener una operación más eficiente y segura, debido que el proceso de voladura secundaria tiene una mayor proyección de rocas (flyrock), por no utilizarse una longitud de taco para contener la energía liberada por el explosivo, lo cual expone a la generación de accidentes al personal, equipos, animales, entre otros (como se hizo mención en el apartado Capítulo II: Marco teórico).

En segundo lugar, en cuanto a los objetivos específicos del proyecto:

1. Se logró identificar y sectorizar los bancos de mineral (zonas de explotación), según su litología y clasificación geomecánica (en base al RMR de Bieniawski),

determinando que las zonas de explotación de mineral (roca brecha) son de calidad regular IIIB (RMR 41-50).

2. Se logró registrar todo el proceso actual de perforación y voladura, desde los diseños de malla hasta los resultados de fragmentación ($P_{80} = 12.31$ pulgadas), lo cual demostró que había oportunidades de mejora en los diseños de mallas de perforación y voladura, debido que los parámetros controlables calculados no incluían las variables del macizo rocoso.
3. Se logró calcular el burden, parámetro principal del diseño de mallas de perforación y voladura, mediante la modificación del modelo matemático de Pearse, ya que se consideró la calidad del macizo rocoso (RMR de Bieniawski) y resistencia a la tracción de la roca intacta. Este cálculo fue realizado con Montecarlo, a fin de obtener un valor de burden de mayor precisión. Una vez se realizó el cálculo del burden, se prosiguió con los parámetros que están relacionados a éste, como espaciamiento, sobre perforación, longitud de taco y secuencia de detonación, que permitió obtener resultados favorables en la fragmentación de rocas, cumpliendo con el P_{80} requerido por planta concentradora.
4. La medición de resultados de fragmentación determinó que el diseño de malla propuesto de perforación y voladura de rocas, mediante modificación del modelo matemático de Pearse, que incluye variables del macizo rocosos, genera una reducción de 12.31 a 5.04 pulgadas, cumpliendo con los requerimientos de producción mensuales en mina Tacaza.
5. Los resultados indican un incremento del rendimiento efectivo de los equipos de carguío y transporte (+ 47.64 % y + 23.83 % respectivamente), debido que se optimizó la fragmentación, incrementando el factor de llenado de la cuchara y tolva de las máquinas, reduciendo el número de horas trabajadas, y por ende el costo unitario en estas operaciones.
6. La propuesta de trabajo generó un ahorro de 9,649 US\$/Mes (-11.7%) en mina Tacaza. Como se hizo mención en el apartado “Costo unitario de minado”, los costos unitarios de perforación y voladura incrementaron en un 22.3 % y 2.7 % respectivamente, por un aumento de número de taladros, metros perforados y consumo de explosivos. Por otro lado, la mejora de fragmentación generó el incremento del rendimiento efectivo de los equipos de carguío y transporte, operaciones que representan el 62.1 % del costo de minado, y que disminuyó las

horas de operación de los equipos, obteniendo una reducción del costo en -29.6% y -16.4 % respectivamente.

Los resultados han sido favorables y fueron demostrados mediante el análisis granulométrico con el uso del software Wipfrag, lo que nos permite concluir que los diseños de malla de P&V, aplicando el modelo matemático de Pearse, ha optimizado la fragmentación de rocas, debido a la integración y consolidación de la mayor cantidad de variables no controlables y controlables. Es preciso mencionar que la aplicación de este trabajo no se limita a una zona específica de explotación, sino que el procedimiento y conocimiento utilizado puede ser llevado a cabo en macizos rocosos con distintas características a esta mina. Esto no quiere decir que se utilicen los mismos valores de burden, espaciamiento, longitud de taco, tiempos de retardo, distribución de malla, secuencia de detonación, si no que la metodología de trabajo utilizado para el cálculo de estos permitirá obtener valores acotados a la realidad del macizo rocoso estudiado.

Cabe mencionar que, el trabajo no solo estuvo acotado a la etapa de planificación y diseño, sino también relacionado al control de calidad en campo, en los trabajos de perforación (medición de la longitud de taladro, burden, espaciamiento, cantidad de taladros con herramientas básicas como cinta métrica), trabajos de carguío de taladros (longitud de carga explosiva, longitud de taco, amarre total de taladros, y la medición de resultados en base a protocolos y metodologías establecidas en la ingeniería de la voladura. Por lo tanto, se puede concluir, que la investigación fue un trabajo integral que abarcó las etapas de planificación, ejecución y control, lo cual generó valor agregado a CIEMSA.

6.3.RECOMENDACIONES

A continuación, se mencionan una serie de acciones y posibles propuestas resultado del trabajo, que pueden realizarse a fin de brindar mejoras en el proceso de producción mina Tacaza, algunos son parte de la propuesta actual y otros son puntos por considerar en futuras optimizaciones.

En cuanto a las conclusiones se recomiendan los siguientes puntos para futuros trabajos.

- En base a la sectorización geológica realizada como parte de los resultados del proceso, se debe tener claro que, dependiendo de la zona a ser minada en el mes, según el programa de producción, se sugiere analizar nuevamente los diseños de

mallas de perforación y voladura a fin de recalcular los parámetros controlables y obtener los resultados de fragmentación de rocas deseados.

- Capacitar al personal de la empresa a fin de ejecutar los trabajos de perforación, carguío y amarre de taladros acorde a los diseños planificados de malla de perforación y voladura.
- Para futuros diseños de malla de perforación y voladura, se sugiere que el área de Geología realice el mapeo geomecánico de la zona de producción del mes, a fin de tener datos actualizados y conocer el comportamiento del macizo rocoso. Asimismo, se debe alimentar la base de datos geomecánica y actualizar la curva RQD vs RMR planteada para el cálculo del burden, a fin de tener un valor más exacto y obtener los resultados de fragmentación esperados.
- Se sugiere utilizar explosivos de mayor densidad como las emulsiones (EMULFAN de 3 ½ pulgadas), a fin de tener un mayor factor potencia kg/tonelada. Esto debido que, en niveles inferiores (4005 N) del tajo Tacaza, se encuentra el nivel freático, lo cual haría imposible la utilización de ANFO. Es por esta razón, la necesidad de hacer pruebas con nuevos parámetros de diseño, previo al ingreso al minado de estos bancos inferiores.
- Durante la ejecución de la perforación de los taladros, debe realizarse un control estricto del paralelismo y punto de perforación, distancia de burden, espaciamiento, número de taladros, longitud de taladros, con la finalidad de evitar errores humanos, lo cual conllevan a no alcanzar los resultados deseados en términos de fragmentación en voladura. En el presente trabajo, se realizó un control estricto, debido que en cada uno de los proyectos de voladura se estuvo supervisando la ejecución de trabajos por parte de la contratista.
- Se sugiere llevar un control de carguío de los taladros perforados acorde a lo diseñado por el área de ingeniería mina. Es decir, el consumo de accesorios y agentes tenga una desviación del + 5% con la planificación. La metodología para poder contabilizar el consumo de explosivo se basa en la medición y conteo de los insumos después de cada una de las voladuras, y realizar el comparativo en base al consumo planificado durante la etapa de diseño.
- Se recomienda implementar un control de calidad de explosivos y accesorios, con la finalidad de asegurar que se utilicen los materiales apropiados y no existan desviaciones en los resultados de voladura, ajenos al diseño de voladura. Esto se

puede lograr con exigencias al proveedor actual de explosivos, a fin de que brinde soporte técnico mensual de los insumos que entrega. Se cumpla con la VOD y densidad acorde a lo indicado en la ficha técnica.

- Para futuros trabajos, se recomienda profundizar en el impacto de la mejora de la fragmentación en las operaciones unitarias de planta concentradora, debido que ésta tiene permite generar reducción de costos en el chancado y molienda (menor desgaste de componentes) (Park & Kim, 2020).

7. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aguirre, A. (2016). *Optimización de Parámetros de Tronadura en función de explosivos de alta energía en Sociedad Contractual Minera El Abra*. Santiago de Chile.
- Alfaro Sulca, R. (2016). *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la CIA Minera El Brocal Cerro de Pasco*. Puno.
- André , Q., da Silva, J., Cunha Rodovalho, E., & Franco - Magalhaes, A. (2020). Influence of rock blast advance direction on boulder generation: a case study. *Mining Technology*, 8.
- Aryafar, A., Rahimdel, M., & Tavakkoli, E. (2020). Selection of the most proper drilling and blasting pattern by using MADM methods (A case study: Saugan iron Ore Mine, Iran). *The Mining - Geology - Petroleum Engineering Bulletin*, 97-108.
- Babaeian, M., Sereshki, F., Sotoudeh, F., & Mohammadi, S. (2019). A new framework for evaluation of rock fragmentarion in open pit mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 325-336.
- Balakrishnan, V., Pradhan, M., & Dhekne, P. (2019). Balakrishnan, V., Pradhan, M., & Dhekne, P. Y. (2019). Investigating rock fragmentation in distributed spherical air-gap blasting technique. *Powder Technology*, 1-23.
- Barona Ferrer, A. (2014). *Evaluación del funcionamiento de sistemas de análisis digital de imágenes - Wipfrag y Split online*. Madrid.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid.
- Bernaola, A., Castilla, J., & Herrera , J. (2013). *Perforación y Voladura de rocas en minería*. Madrid: E.T.S Ingenieros de Minas de Madrid.
- Bhagade, N., & Murthy, V. (2020). Controlling backbreak and enhancing fragmentation in dragline bench blasting-a geo-engineering approach. *ARABIAN JOURNAL OF GEOSCIENCES*, 7-20.

- Bilodeau, M., Labrie, D., Beaudoin, R., Roy, D., & Caron, G. (2008). Impact of electronic blasting detonators on downstream operations of a quarry. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 32-40.
- Caguana, G., & Tenorio, T. (2013). *Optimización de parámetros de perforación y voladura en la cantera las victorias*. Quito.
- Chavez Leon, L. (2014). *Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur, mina La Zanja*. Lima.
- DECRETO SUPREMO N° 024-2020-EM. (28 de julio de 2016). *Reglamento de Seguridad y Salud ocupacional en minería*. Lima, Lima, Perú: Diario Oficial El Peruano.
- Depaz Reyes, L. M., & Caceres Montaña, C. M. (2018). *Geomecánica aplicada al diseño de malla de perforación de la GA-475E del nivel 2050 en la unidad Alpacay, MYSAC Año 2016*. Huaraz.
- Diaz, R., Mamani, H., Valery, W., Jankovic, A., Valle, R., & Duffy, K. (2015). Diagnosis of process health, its treatment and improvement to maximise plant throughput at Goldfields Cerro Corona. *SAG Conference* (págs. 1-20). Vancouver: Canadá.
- EXSA. (2019). *Manual práctico de voladura 5ta. Edición*. Lima.
- Flores Quispe, J. L. (Julio de 2010). *Generación de la malla de perforación en el diseño de la voladura de CIA Alpamarca, utilizando los modelos matemáticos para el cálculo del Burden*.
- Gheibi, S., Aghababaei, H., Hoseinie, S., & Pourrahimian, Y. (2009). Modified Kuz-Ram fragmentation and its use at Sungun Copper Mine. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 46(6), 967-973.
- Gokhale, B. (2010). *Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines*. London: CRC Press.

- Hashemi Saadatmand, A., & Katsabanis¹, P. (2019). The Effect of Stress Wave Interaction and Delay Timing on blast-induced rock damage and fragmentation. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 20.
- Hoseini, S., Sereshki, F., & Ataeri, M. (2018). A quantitative model for evaluation and classification of blastings in open-pit mines. *Journal of Mining and Environment*, 9(1), 127-141.
- Huatuco Lozano, O. E. (2018). *Reducción de costos en voladura de rocas aplicando el modelo matemático de Pearse*. Lima: Tesis de grado.
- ISEE. (1998). *Blasters' Handbook*.
- Johansson, D., & Ouchterlony, F. (2013). Shock Wave Interactions in Rock Blasting: the Use of Short Delays to Improve Fragmentation in Model-Scale. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 1-18.
- Kabwe, E. (2019). Improving collar zone fragmentation by Top Air - Deck blasting technique. *Geotechnical and Geological Engineering*, 157-167.
- Kabwe, E. (2019). Velocity of detonation measurement and fragmentation analysis to evaluate blasting efficacy. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 523-533.
- Kumar Singh, B., Mondal, D., Shahid, M., Saxena, A., & Singha Roy, P. N. (2019). Application of digital image analysis for monitoring the behavior of factors that control the rock fragmentation in open-pit bench blasting: A case study conducted over four open-pit coal mines of the Talcher Coalfields, India. *Journal of Sustainable Mining*, 247-256.
- Leng, Z., Fan, Y., Gao, Q., & Hu, Y. (2020). Evaluation and optimization of blasting approaches to reducing oversized boulders and toes in open-pit mine. *INTERNATIONAL JOURNAL OF MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY*, 373-380.
- Llanco, S. (2012). *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte - U/P Culebrillas*. Huancavelica.

- McKenzie, D. (1984). The Generation and Compaction of partially molten rock. *Journal of Petrology*, 713 - 765.
- Mohamed, F., Hafsaoui, A., Talhi, K., & Menacer, K. (2015). Study of the Powder Factor in Surface Bench Blasting. *Procedia Earth and Planetary Science*, 892-899.
- Nur Lyana, K., Hareyani, Z., Kamar, S., & Mohd Hazizan, M. (2016). Effect of Geological Condition on Degree of Fragmentation in a Simpang Pulai Marble Quarry. *Procedia Chemistry*, 694-701.
- Park, J., & Kim, K. (2020). Use of drilling performance to improve rock-breakage efficiencies: A part of mine-to-mill optimization studies in a hard-rock mine. *INTERNATIONAL JOURNAL OF MINING SCIENCE AND TECHNOLOGY*, 179-188.
- Quaglio, O. A., da Silva, J. M., Rodovalho, E., Franco-Magalhaes, A., & Pereira, T. (2020). Influence of rock blast advance direction on boulder generation: a case study. *MINING TECHNOLOGY-TRANSACTIONS OF THE INSTITUTIONS OF MINING AND METALLURGY*, 1-8.
- Quiroga Acuña, M. A. (2013). *Análisis de perforación y voladura en El Soldado*. Santiago de Chile.
- Rybinski, E., Gherzi, J., Davila, F., & Linares, J. (2011). Optimisation and continuous improvement of Antamina comminution circuit. *SAG2011*, (pág. 20). Vancouver.
- Saadatmand Hashem, A., & Katsabanis, P. (2020). The Effect of Stress Wave Interaction and Delay Timing on Blast-Induced Rock Damage and Fragmentation. *ROCK MECHANICS AND ROCK ENGINEERING*, 2327-2346.
- Silva, J., Li, L., & Gernand, J. (2019). Reliability analysis for mine blast performance based on delay type and firing time. *International Journal of Mining Science and Technology*, 1-25.
- Singh, P., Roy, M., Paswan, R., Sarim, M., Kumar, S., & Ranjan Jha, R. (2016). Rock fragmentation control in opencast blasting. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(2), 225-237.

- Singh, S. (2001). The influence of geology on blast damage. *CIM Bulletin*, 121-127.
- Xia, W., Lu, W., Li, R., Cheng, M., & Lei, Z. (2020). Effect of Water-Decked Blasting on Rock Fragmentation Energy. *SHOCK AND VIBRATION*.
- Yaghoobi, H., Mansouri, H., Ali, M., & Nezamabadi-Pour, H. (2018). Determining the fragmented rock size distribution using textural feature extraction of images. *Powder Technology*, 1-29.
- Yi, C., Sjoberg, J., Johansson, D., & Petropoulos, N. (2017). A numerical study of the impact of short delays on rock fragmentation. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 250-254.

8. ANEXOS

8.1. Anexo 01: Geología Regional de mina Tacaza

Figura 68. Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Tacaza. Adaptado de Boletín N° 42, INGEMMET.

8.2. Anexo 02: Plano geológico local

Figura 69. Plano geológico local. Adaptado de Estudio Geomecánico del Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.

8.3. Anexo 03: Tabla clasificación geomecánica RMR Estación N° 08

DCR Ingenieros SRLtd.

Geomecánica en Minería y Obras Civiles

PROYECTO :

Evaluación de Estabilidad de Taludes del Tajo Central Norte - U.M. Tacaza

COORD. ESTAC.: N:

8272021

E:

314717

Cota:

4336

POR :

FVN / R2S

FECHA:

Diciembre 2016

HOJA:

8 de 11

CIEMSA

CONSORCIO DE INGENIEROS EJECUTORES MINEROS S.A.

N° ESTACION

CN-08

ORIENTACION DE LA CARA

RUMBO

N 80°W

BUZAMIENTO

60°SW

TRAMO

DESDE

0

HASTA

10 m

PARAMETRO

R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)

RQD. %

ESPACIAMIENTO (m)

CONDICION

DE

JUNTAS

AGUA SUBTERRANEA

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)

RANGO DE VALORES

VALOR ESTIMADO

VALORACI.

A

Tb

Ret

Fel

%

100

B

Tb

Ret

Fel

%

15 a 28

N° Fract. / m

15 a 28

TIPO DE ROCA

TIPO DE ESTRUCTURAS

ABREVIACION TIPO DE ROCA

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS

ABREVIACION TIPO DE RELLENO

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO

CLASE DE MACIZO ROCOSO

INDICE Rebote Martillo RL =

ABREVIACION ESPACIAMIENTO

VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =

10

CLASE DE MACIZO ROCOSO

100 - 81

80 - 61

60 - 51

50 - 41

40 - 31

30 - 21

20 - 9

DESCRIPCION

I Muy Buena

II Buena

IIIA Regular A

IIIB Regular B

IVA Mala A

IVB Mala B

V Muy Mala

INDICE Rebote Martillo RL =

1 > 2 m

2 0.6 - 2 m

3 0.2 - 0.6 m

4 0.06 - 0.2 m

5 < 0.06 m

ABREVIACION TIPO DE ROCA

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS

ABREVIACION TIPO DE RELLENO

Grado

Indice de Resistencias

Identificación de Campo

Resis Comp (MPa)

Grado

Indice de Resistencias

Identificación de Campo

Resis Comp (MPa)

Grado

Indice de Resistencias

Identificación de Campo

Resis Comp (MPa)

Grado

Indice de Resistencias

Identificación de Campo

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

Grado

 

8.5. Anexo 05: Tabla clasificación geomecánica RMR Estación N° 11

DCR Ingenieros SRLtda.

Geomecánica en Minería y Obras Civiles

PROYECTO :

Evaluación de Estabilidad de Taludes del Tajo Central Norte - U.M. Tacaza

COORD. ESTAC. :

N: 8271989 E: 314697 Cota : 4310

POR :

FECHA :

HOJA :

FVN / R2S

Diciembre 2016

11 de 11

CIEMSA

CONSORCIO DE INGENIEROS EJECUTORES MINEROS S.A.

Nº ESTACION

CN-11

ORIENTACION DE LA CARA

RUMBO: N 40°W

BUZAMIENTO: 70°SW

TRAMO

DESEDE: 0

HASTA: 12 m

TIPO DE ROCA

A

%

B

%

Nº Fract. / m.

PARAMETRO

R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)

RQD %

ESPACIAMIENTO (m)

CONDICION

DE

JUNTAS

AQUA SUBTERRANEA

RANGO DE VALORES

VALOR ESTIMADO

VALORCAL

TIPO

ESTRUC.

DIRECCION

ORIENTACION

BUZ.

BUZAMIENTO

ESPACIAMIENTO

TIPO

RELLENO

ESPESOR

Comentarios

J

216

85

4,3

Pat Ox

-

J

191

87

4,3

Pat Ox

-

J

193

68

4,3

Pat Ox

-

J

115

84

4,3

Pat Ox

-

J

225

82

4,3

Pat Ox

-

J

062

84

4,3

Pat Ox

-

J

098

87

4,3

Pat Ox

-

J

070

77

4

Pat Ox

-

J

345

88

4

Pat Ox

-

J

255

89

4

Pat Ox

-

J

175

88

4

Pat Ox

-

J

255

89

4

Pat Ox

-

VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5)

=

45

CLASE DE MACIZO ROCOSO

RMR

100 - 81

80 - 61

60 - 51

50 - 41

40 - 31

30 - 21

20 - 9

DESCRIPCION

I Muy Buena

II Buena

IIIA Regular A

IIIB Regular B

IVA Mala A

IVB Mala B

V Muy Mala

Indice Rebote Martillo RL =

ABREVIACION ESPACIAMIENTO

1 > 2 m

2 0.6 - 2 m

3 0.2 - 0.6 m

4 0.06 - 0.2 m

5 < 0.06 m

ABREVIACION TIPO DE ROCA

Tb Toba volcánica retabajada

And Andesita Augítica

Fel Feldespática

Tob Toba brecha

ABREVIACION TIPO DE ESTRUCTURAS

J Junta

F Falla

Ct Contacto

Dq Dique

V V mF

micro falla

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO

Ox Oxido

Arc Arc

Ca Carbonatos

Mi Miel

Aro Aroila

Li Li

Si Silice

Mineral Siles

Estabilidad de Taludes del Tajo Central Norte U.M. Tacaza

Major Planes Orientados

1m 84 / 181

2m 86 / 087

3m 83 / 220

4m 63 / 356

Estación: CN-11 Roca: Toba brecha mineralizada

14 Poles

Figura 72. Tabla RMR Estación 11, Regular IIIB. Adaptado de Estudio geomecánico Tajo Tacaza, CIEMSA, 2019.

8.6. Anexo 06: Trabajos de remanejo de mineral: planta a mina

Figura 73. Remanejo de mineral de planta a mina para ejecución de voladuras secundarias por fragmentación gruesa. Elaboración propia.

8.7. Anexo 07: Fragmentación de rocas ($P_{80} > 8$ pulgadas) con diseños actuales de malla de P&V

Figura 74. Fragmentación producto de los diseños actuales de malla de P&V en el Tajo Tacaza. Elaboración propia.

8.8.Anexo 08: Resultados de fragmentación de los diseños actuales de malla de P&V obtenidos del software Wipfrag 2010

8.9. Anexo 09: Fragmentación de rocas ($P_{80} \leq 8$ pulgadas) con propuesta de diseño de malla de P&V, aplicando modelo matemático de Pearse

Figura 75. Fragmentación resultante de la propuesta de diseño de malla de P&V aplicando modelo matemático de Pearse, en el Tajo Tacaza. Elaboración propia.

8.10. Anexo 10: Resultados de fragmentación de la propuesta de diseño de malla de P&V obtenidos del software Wipfrag 2010

8.11. Anexo 11: Trabajos de carguío con excavadora (fragmentación propuesta de diseño de malla de P&V)

Figura 76. Operaciones de carguío y transporte post optimización de la fragmentación de rocas. Elaboración propia.