

UNIVERSIDAD NACIONAL DE ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS DE CHANCADO APLICANDO
EL MODELO CUNNINGHAM Y LA MALLA TRIANGULAR
EQUILÁTERA PARA REDUCIR LA FRAGMENTACIÓN DE LA
ROCA CALIZA EN LA CANTERA CARACOTO**

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. JESUS, BRAVO MAMANI

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2018



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
CARRERA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS DE CHANCADO APLICANDO EL MODELO CUNNINGHAM Y LA MALLA TRIANGULAR EQUILÁTERA PARA REDUCIR LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA CALIZA EN LA CANTERA CARACOTO

PRESENTADO POR:

Bach. JESUS BRAVO MAMANI

A la Coordinación de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano como requisito para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

APROBADO POR:

PRESIDENTE

:

.....
Dr. Ing. Jorge Gabriel, Durant Broden

PRIMER MIEMBRO

:

.....
Ing. Amílcar Giovanni, Terán Dianderas

SEGUNDO MIEMBRO

:

.....
Ing. Lucio Raúl, Mamani Barraza

ASESOR DE TESIS

:

.....
Ing. David, Velasquez Medina

Área : Ingeniería de Minas.

Tema : Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales.

DEDICATORIA

Quiero dedicarle este trabajo
A Dios que me ha dado la vida y fortaleza,
A mis Padres por estar ahí cuando más los necesité; en
especial a mi madre por su ayuda y constante cooperación y
A mi pareja Guadalupe por apoyarme y ayudarme en los
momentos más difíciles.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
AGRONIMOS	
RESUMEN	
ABSTRACT	
CAPÍTULO I:	1
INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA:	1
1.2. LA PREGUNTA DE INVESTIGACIÓN PARA ESTE ESTUDIO:.....	2
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:	2
1.3.1. Objetivo General:	2
1.3.2. Objetivos Específicos:	3
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN:	3
1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO:.....	4
1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO:.....	5
CAPITULO II:.....	6
REVISIÓN DE LITERATURA.....	6
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN:	6
2.2. MARCO TEÓRICO:	8
2.2.1. Voladura A Tajo Abierto:.....	8

2.2.1.1. La Voladura como Operación Unitaria:	9
2.2.1.2. Tipos de Voladura a Tajo Abierto:	9
2.2.1.3. Proceso Operativo de la Voladura a Tajo Abierto:.....	10
2.2.2. Diseño De Mallas En Voladura A Tajo Abierto:	11
2.2.2.1. Parámetros de Diseño de la Malla Primaria:	12
2.2.3. El Modelo Fragmentación De Cunningham Y Kuz-Ram:	18
2.2.3.1. Distribución de la Fragmentación de la Roca:.....	19
2.2.3.2. EL Factor de Roca o Constante de Roca:	20
2.2.3.3. La Teoría de Rotura de Kuznetsov (1973):	21
2.2.3.4. La Teoría de Distribución de Tamaño de Rosin y Rammler (1933):	22
2.2.3.5. El Coeficiente de Uniformidad de Claude Cunningham (1987):	23
2.2.4. Sistema De Iniciación Y Carguío De Taladros:	24
2.2.4.1. Sistema de Iniciación Pirotécnico – Nonel:.....	24
2.2.4.2. Proceso del Carguío de Taladros:.....	25
2.2.5. Secuencia De Salida Y Disparo:.....	27
2.2.5.1. La Secuencia de Salida:.....	28
2.2.5.2. Temporización o Timing:	31
2.2.5.3. El Disparo:.....	32
2.2.6. Efectos Colaterales De La Voladura:	34
2.2.6.1. Las Vibraciones:.....	34
2.2.6.2. La Proyección de Rocas:	37
2.2.7. Monitoreo De La Fragmentación Por Medio De Imágenes:	39
2.2.7.1. Calibración por Corrección Empírica:.....	40
2.2.8. Costos De Chancado Y Molienda:	42
2.2.9. RECURSOS INFORMÁTICOS:	45
2.2.9.1. JKSimblast:.....	45
2.2.9.2. Wipfrag:.....	45
2.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS:	46
2.3.1. Hipótesis General:	46
2.3.2. Hipótesis Específicas:.....	46
CAPITULO III:	47

MATERIALES Y MÉTODOS	47
3.1. DISEÑO METODOLÓGICO:	47
3.1.1. Tipo De Investigación:	47
3.1.2. Método De Investigación:	47
3.1.3. Alcance De La Investigación:.....	48
3.1.4. Diseño De La Investigación:	48
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA:	48
3.2.1. La Población:.....	48
3.2.2. Las Muestras:.....	49
3.2.2.1. Los Datos Geológicos y Geotécnicos del Yacimiento No Metálico Caliza:	49
3.2.2.2. Los Datos de la Operación Unitaria de Perforación y Voladura:	51
3.2.2.3. Datos Operativos y Costos del Área de Chancado y Molienda:.....	57
3.3. DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES:	60
3.4. MANIPULACIÓN DE LAS VARIABLES:.....	61
CAPITULO IV:.....	63
RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	63
4.1. DATOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO:	63
4.1.1. Ubicación Y Acceso:.....	63
4.1.2. Geología General:.....	64
4.1.3. Planeamiento Y Reservas:	64
4.1.4. Situación Operativa General De La Cantera Caracoto:	65
4.2. DISEÑANDO LA MALLA TRIANGULAR EQUILÁTERA PARA LA ROCA CALIZA ASOCIADA AL MODELO CUNNINGHAM:	66
4.2.1. El Diseño De La Malla Triangular Equilátera:.....	66
4.2.2. Aplicación De La Malla Triangular Equilátera Por Proyecto:	68
4.2.2.1. Diseño del Proyecto 3890 – 187:.....	69

4.2.2.2. Diseño del Proyecto 3890 – 188:.....	71
4.2.2.3. Diseño del Proyecto 3910 – 168:.....	73
4.2.2.4. Diseño del Proyecto 3910 – 166:.....	75
4.2.2.5. Diseño del Proyecto 3940 – 119:.....	78
4.2.2.6. Diseño del Proyecto 3940 – 120:.....	81
4.2.3. Predicción De La Fragmentación Usando El Modelo Cunningham:	83
4.2.3.1. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3890 – 187 – 188:	83
4.2.3.2. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3910 – 166 – 168:	86
4.2.3.3. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3940 – 119 – 120:	88
4.2.3.4. Proyección de la Fragmentación de La Cantera Ayacucho - Caracoto:	91
4.3. MONITOREANDO LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA CALIZA A TRAVÉS DEL ANÁLISIS DIGITAL DE IMÁGENES:.....	93
4.3.1. Monitoreo De Los Proyectos 3890 – 187 – 188:.....	93
4.3.1.1. Disparo 3890 – 187:	93
4.3.1.2. Disparo 3890 – 188:	97
4.3.1.3. Disparo 3910 – 168:	101
4.3.1.4. Disparo 3910 – 166:	105
4.3.1.5. Disparo 3940 – 119:	109
4.3.1.6. Disparo 3940 – 120:	113
4.3.2. Condicionamiento De Esfuerzos:	117
4.4. VERIFICANDO EL IMPACTO EN LOS COSTOS DE CHANCADO Y MOLIENDA:.....	119
4.5. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS:.....	126
CONCLUSIONES.....	129
RECOMENDACIONES.....	130
REFERENCIAS.....	131
ANEXOS.....	132

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.: Zona de operación de una voladura a tajo abierto.	9
Figura 2.: Zona de operación de una voladura a tajo abierto.	12
Figura 3.: Distribución de la energía en los distintos patrones.....	15
Figura 4.: Curva de distribución de la fragmentación de la Roca.	19
Figura 5.: Proceso del sistema de iniciación Pirotécnico - Nonel.	25
Figura 6.: Secuencia de salida en V en filas compactas, sin alas.	28
Figura 7.: Secuencia de salida en V en fila con taladros secuenciados con retardos cortos.	29
Figura 8.: Secuencia de salida en Echelón con taladros secuenciados con retardos cortos.	29
Figura 9.: Secuencia de salida Trapezoidal que se forma con la filas secuenciadas.	30
Figura 10.: Secuencia de salida en paralelo con la filas compactas.	31
Figura 11.: Parámetros para determinar el SD.	38
Figura 12.: Rango y significa de la variabilidad del SD.....	39
Figura 13.: Proceso del monitoreo de la fragmentación de una pila de material.	40
Figura 14.: Relación de factor de carga vs el índice de trabajo de molienda.	44
Figura 15.: Diseño de la malla cuadrada – vista de planta.	54
Figura 16.: Diseño de la malla cuadrada – vista de planta.	55
Figura 17.: Manipulación y experimentación de variables.....	62
Figura 18.: Ubicación de la Cantera Ayacucho - Caracoto.	63
Figura 19.: Diseño de la malla triangular equilátera – vista de planta.	67

Figura 20.: Diseño de carga general de los proyectos de voladura – vista perfil.	68
Figura 21.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3890 - 187.	69
Figura 22.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3890 - 187.....	70
Figura 23.: Distribución de energía del proyecto 3890 – 187.....	70
Figura 24.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3890 - 188.	71
Figura 25.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3890 - 188.....	72
Figura 26.: Distribución de energía del proyecto 3890 – 188.....	72
Figura 27.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3910 - 168.	73
Figura 28.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3910 - 168.....	74
Figura 29.: Distribución de energía del proyecto 3910 – 168.....	75
Figura 30.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3910 - 168.	76
Figura 31.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3910 - 166.....	77
Figura 32.: Distribución de energía del proyecto 3910 – 166.....	78
Figura 33.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3940 - 119.	79
Figura 34.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3940 - 119.....	80
Figura 35.: Distribución de energía del proyecto 3940 – 119.....	80
Figura 36.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3940 - 120.	81
Figura 37.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3940 - 120.....	82
Figura 38.: Distribución de energía del proyecto 3940 – 120.....	82
Figura 39.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3890 – 187 – 188. ...	85

Figura 40.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3910 – 166 – 168. ...	87
Figura 41.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3940 – 119 – 120. ...	90
Figura 42.: Curva de distribución de fragmentación en promedio.	92
Figura 43.: Fragmentación del proyecto 3890 - 187.	94
Figura 44.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3890 - 187.	95
Figura 45.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3890 - 187.	96
Figura 46.: Fragmentación del proyecto 3890 - 188.	97
Figura 47.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3890 - 188.	99
Figura 48.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3890 - 188.	100
Figura 49.: Fragmentación del proyecto 3910 - 168.	102
Figura 50.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3910 - 168.	103
Figura 51.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3910 - 168.	104
Figura 52.: Fragmentación del proyecto 3910 - 166.	105
Figura 53.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3910 - 166.	107
Figura 54.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3910 - 166.	108

Figura 55.: Fragmentación del proyecto 3940 - 119.	109
Figura 56.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3940 - 120.	111
Figura 57.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3940 - 119.	112
Figura 58.: Fragmentación del proyecto 3940 - 120.	113
Figura 59.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3940 - 120.	115
Figura 60.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3940 - 120.	116
Figura 61.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del Cantera Ayacucho.	118
Figura 62.: Variación en el área de Chancado.	122
Figura 63.: Variación en el área de Molienda.	124

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla: 1.: Relación de características de roca-explosivo de Ash.	14
Tabla: 2.: Índice de volabilidad de Cunningham.....	21
Tabla: 3.: Características geotécnicas del proyecto 3890 -187.	49
Tabla: 4.: Características geotécnicas del proyecto 3890 -188.	50
Tabla: 5.: Características geotécnicas del proyecto 3910 -166.	50
Tabla: 6.: Características geotécnicas del proyecto 3910 -168.	50
Tabla: 7.: Características geotécnicas del proyecto 3940 -119.	51
Tabla: 8.: Características geotécnicas del proyecto 3940 -120.	51
Tabla: 9.: Índices operativos y mecánicos de la perforadora 01 con la malla cuadrada.	52
Tabla: 10.: Índices operativos y mecánicos de la perforadora 02 con la malla triangular. ...	53
Tabla: 11.: Detalles de la malla de voladura “cuadrada”.	54
Tabla: 12.: Detalles de la malla de voladura “cuadrada”.	55
Tabla: 13.: Propiedades practicas del ANFO utilizado en la Cantera Ayacucho – Caracoto.....	56
Tabla: 14.: Costo base para el ANFO granular por tipo de mallas usadas y propuesta.	56
Tabla: 15.: Costo base de los accesorios.	57
Tabla: 16.: Costo de voladura (CV) por tipo malla usada y propuesta.	57
Tabla: 17.: Costos de chancado primario y secundario por consumo de energía así como el work index.	58

Tabla: 18.: Costos de Molienda por consumo de energía así como el work index. 59

Tabla: 19.: Resumen de los costos de chancado primario y secundario y molienda promedio de los meses de diciembre hasta mayo. 59

Tabla: 20.: Operacionalización de la variable independiente. 61

Tabla: 21.: Reservas economicas por medio de un pit Shell final de la cantera caracoto - Ayacucho”. 67

Tabla: 22.: Detalles de la malla de voladura “triangular equilátera” 67

Tabla: 23.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3890 – 187 – 188. 84

Tabla: 24.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3890 – 187 - 188. 84

Tabla: 25.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3910 – 166 – 168. 86

Tabla: 26.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3910 – 168 - 168. 87

Tabla: 27.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3940 – 119 – 168. 88

Tabla: 28.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3940 – 119 - 120. 89

Tabla: 29.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en promedio.... 91

Tabla: 30.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3890 - 187. 94

Tabla: 31.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3890 - 188. 98

Tabla: 32.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3910 - 168. 102

Tabla: 33.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3910 - 166. 106

Tabla: 34.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3940 - 119. 110

Tabla: 35.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3940 - 120.	114
Tabla: 36.: Registro promedio del tamaño promedio que ingreso al Chancado primario y secundario por medio del análisis de imágenes de Wipfrag.....	120
Tabla: 37.: Costo por TM del chancado así como el work index.....	120
Tabla: 38.: Costo por TM de la Molienda así como el work index.....	121
Tabla: 39.: Resumen de los costos de chancado primario y secundario y molienda promedio de los meses de Junio a Noviembre.....	121
Tabla: 40.: Costo por TM del chancado así como el work index de la línea de base y la experimentación.....	122
Tabla: 41.: Análisis de la varianza promedio en Chancado.	123
Tabla: 42.: Costo por TM de Molienda así como el work index de la línea de base y la experimentación.....	124
Tabla: 43.: Análisis de la varianza promedio en Molienda.	125
Tabla: 44.: Resumen de los costos por TM en CH&M sin y con la investigación propuesta en este estudio.....	126

AGRONIMOS

CH&M:	Chancado Y Molienda
TM:	Toneladas Métricas.
P&V:	Perforación Y Voladura
SD:	Escala De Profundidad Del Entierro.
CV:	Costo De Voladura.
X ₅₀ :	Tamaño Promedio De Los Fragmentos, (Predicción).
PY:	Proyecto.
P50:	Tamaño Promedio De Los Fragmentos 50% (Monitoreado).
P80:	Tamaño Promedio De Los Fragmentos 80% (Monitoreado).

RESUMEN:

El área de CH&M de la cantera Ayacucho – Caracoto, ubicado en el departamento de Puno, provincia de San Román, distrito de Caracoto, ha estado reportando, en los últimos meses al Grupo Gloria, un desgaste prematuro de los componentes de los equipos de molienda. Esto ha implicado una reducción de la producción hasta en un 15% menos por un aumento en el tiempo de molienda de la roca caliza, lo cual, ha generado que los costos del área de CH&M aumenten de 1.58 US\$/TM a 1.72 US\$/TM en promedio, un incremento del 8.64%. El aumento del costo de CH&M ha repercutido negativamente en la rentabilidad de la Cal viva, producto principal, ya que los costos de CH&M representan el 54% del total del costo de procesamiento. En este estudio de investigación, a través del Método Deductivo, se realizó un monitoreo de los procesos en entrada del área de molienda, concluyéndose que la fragmentación mínima requerida de 25 cm para que el proceso de chancado del mineral sea óptimo, solamente se cumplía entre un 70% a 80% del total del mineral transportado hasta a molienda; recalándose que, las deficiencias en la producción de mineral en el área de chancado eran mayores cuando el porcentaje total del mineral de 25 cm era un poco más del 70%. Por ello, el objetivo de esta investigación fue optimizar los costos de CH&M aplicando la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Ayacucho – Caracoto. Para lograr este objetivo, se realizó una investigación aplicada con la finalidad de emplear la malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham en determinados disparos. Este proceso de experimentación estuvo dividido en dos etapas: i) Etapa proyecto; se diseñó la malla triangular equilátera asociándole con el índice de volabilidad de Claude Cunningham (1983) para predecir la fragmentación promedio (X_{50}) a través de la teoría de Kuz-Ram (1973), con lo que se proyectó que la caliza fragmentada menor a 25 cm sea mayor al 80% del total de mineral fragmentado ii) Etapa post voladura; en el cual se monitoreo el P50, P80 y los fragmentos menores a 25 cm, a través del análisis digital de imágenes usando el Wipfrag; el resultado fue muy bueno. Finalmente, se verificó los impactos en los costos de CH&M, tras procesar el mineral fragmentado, reduciéndose de 1.72 US\$/TM a 1.55 US\$/TM, es decir, se optimizó en 9.71%.

Palabras clave: Optimización de costos, modelo Cunningham, voladura en canteras, fragmentación de rocas.

ABSTRACT

Quarry's Ayacucho – Caracoto located in the department of Puno, province of San Roman, district of Caracoto, CH&M area has been reporting, in recent months to Grupo Gloria, premature wear away of the components of the grinding equipment. This has involved a reduction in production by up to 15% less due to an increase in the grinding time of the limestone, which, has caused the costs of the CH&M area to increase from 1.58 US\$ /TM to 1.72 US\$ /TM on average, that is, an increase of 8.64%. The increase in the cost of CH & M has had a negative effect on the profitability of quicklime, the main product, as the costs of crushing and grinding represent 54% of the total processing cost. In this investigation study, through the Deductive Method, a monitoring of the incoming processes of the grinding area was carried out, concluding that the minimum fragmentation required of 25 cm for the mineral crushing process to be optimal, was only met between 70% to 80% of the total transported ore until grinding; emphasizing that, the deficiencies in the production of ore in the crushing area were greater when the total percentage of the 25 cm limestone was a little more than 70%. Therefore, the objective of this investigation was to optimize the costs of CH & M by applying the triangular equilateral pattern associated with the Cunningham model to reduce the fragmentation of limestone in the Ayacucho - Caracoto quarry. To achieve this objective, an applied research was made with the purpose of using the triangular equilateral pattern associated with the Cunningham model in certain shots. This experimentation process was divided into two stages: i) Project stage; the triangular equilateral pattern was designed, associating it with the volatility index of Claude Cunningham (1983) to predict the average fragmentation (X50) through the Kuz-Ram theory (1973), with which it was projected that the fragmented limestone less than 25 cm is greater than 80% of the total fragmented mineral. ii) Post-blasting stage; in which the P50, P80 and the fragments smaller than 25 cm were monitored, through the digital analysis of images using the Wipfrag; the result was very good. Finally, the impacts on crushing and grinding costs were verified, after processing the fragmented ore, reducing from US\$ 1.72/TM to US\$ 1.55/TM, that is, it was optimized in 9.71%

Keywords: Optimization costs, Cunningham model, blasting in quarries, fragmentation of rocks.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA:

El área de chancado de la cantera Ayacucho - Caracoto ha estado reportando, en los últimos meses al Grupo Gloria, un desgaste prematuro de los componentes de los equipos de molienda tales como: las barras, las billas, las chaquetas, los revestimientos, etc. Esto ha implicado una reducción de la producción hasta en un 15% menos por el aumento de tiempo de molienda en la roca caliza, lo cual, consecuentemente ha generado que los costos del área de chancado aumenten de 1.58 US\$/TM a 1.72 US\$/TM en promedio, es decir un incremento del 8.64%.

El aumento del costo de molienda ha repercutido en la rentabilidad de la Cal viva, producto principal de la cantera Ayacucho – Caracoto, ya que los costos de molienda representan el 54% del total del costo de procesamiento en la cantera Ayacucho – Caracoto. Esta repercusión en la rentabilidad de la Cal viva se agravó más a partir de marzo del 2017 cuando se presentó una caída del precio de cal viva de 250 US\$/TM a 226 US\$/TM.

Esta situación, llevo al grupo Gloria monitorear los procesos en entrada del proceso de molienda, concluyendo que la fragmentación mínima requerida de 25 cm para que el chancado del mineral sea óptimo, solamente se cumplía entre un 70% a 80% del total del mineral transportado hasta a molienda. Asimismo, se presentaba mayores deficiencias cuando el porcentaje total del mineral de 25 cm era un poco más del 70%.

Aplicar el modelo Cunningham asociado al diseño geométrico vigente de una malla triangular equilátera podría mejorar la fragmentación de la roca caliza para que el total de mineral fragmentado menor a 25 cm sea mayor al 80%. Esto se lograría en dos etapas: i) Etapa proyecto; se haría un rediseño de las mallas actuales, reemplazándolas con diseños de mallas triangulares equiláteras que aprovechan mejor la interacción de la energía de los taladros de producción, y para que el diseño de la malla sea sostenible, se haría una asociación con el índice de volabilidad de Claude Cunningham (1983) para predecir la fragmentación promedio (X_{50}) a través de la ecuación de Kuz-Ram (1973); ii) Etapa post voladura; en el cual se haría una estimación de la fragmentación a través del análisis digital de imágenes usando el Sistema Split. Esto no ayudaría a monitorear la fragmentación obtenida y verificar si el tamaño de los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80% del total del mineral.

Esto, en consecución nos permitiría: disminuir el desgaste de los componentes de los equipos de molienda, aumentar la producción al reducir el tiempo de molienda del mineral, y por último y lo más principal se optimizaría los costos de molienda en la cantera Ayacucho – Caracoto del Grupo Gloria.

1.2. LA PREGUNTA DE INVESTIGACIÓN PARA ESTE ESTUDIO:

¿Se podría optimizar los costos de chancado aplicando el modelo Cunningham y la malla triangular equilátera para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Ayacucho - Caracoto?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:

1.3.1. Objetivo General:

- Optimizar los costos de chancado aplicando el modelo Cunningham y la malla triangular equilátera para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Ayacucho - Caracoto.

1.3.2. Objetivos Específicos:

- ✓ Diseñar la malla triangular equilátera para la roca caliza asociándolo con el modelo Cunningham para que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80% del total de material disparado.
- ✓ Monitorear la fragmentación de la roca caliza obtenida tras la aplicación de la malla triangular equilátera a través del análisis digital de imágenes de los disparos mediante el sistema Wipfrag.
- ✓ Verificar el impacto en los costos de chancado que se tendría como consecuencia de procesar el mineral fragmentado con la aplicación de la malla triangular equilátera para la roca caliza asociado al modelo Cunningham.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN:

Así como indica Hinostroza (2014) la fragmentación es la materia prima para muchos otros procesos, los cuales se ven directamente afectados por las implicancia de una buena o mala fragmentación de la roca; es por ello que tener una performance de buena fragmentación con lleva una eficiencia en los procesos de toda la mina. Sin embargo, para lograr este escenario es importante que la operación unitaria de perforación y voladura se realice con el mayor esmero, con el mayor control y mayor detalle. Verificándose así que la malla de perforación sea la requerida por voladura (burden, espaciamiento y profundidad de los taladros), que el carguío de taladros sea como la establecida en el diseño de carga, el amarre y disparo sean los proyectados, que no haya problemas durante el disparo y por supuesto no haya efectos colaterales en la operación dentro del tajo.

No obstante, así como asevera Anchorena (2015) no es suficiente el diseño geométrico de la malla de voladura para obtener una buena fragmentación por más que se realice estudios geomecánicos; ya que es más importante que la caracterización del macizo rocoso sea participe en la obtención de una “buena fragmentación”. En la actualidad, el modelo Cunningham (1983) a través del factor de roca (índice de volabilidad) es un parámetro que se puede utilizar para predecir y verificar un diseño geométrico de una malla por medio de la ecuación de Kuz-Ram (1973), pues el factor de roca incorpora todos los datos del macizo

rocoso para proyectar una fragmentación promedio (X_{50}) que se logrará para un determinado diseño geométrico de una malla de voladura.

Asimismo, la estimación de la fragmentación no debe depender de los reportes tardíos de molienda, sino que es necesario verificar y realizar un monitoreo de la fragmentación obtenida por medio del análisis de imágenes con softwares como Wipfrag o Split así como indican Zúñiga y Choqueña (2015). Este proceso de evaluación a través de un post voladura, verificará si un determinado diseño geométrico de una malla de voladura es efectivo para un macizo rocoso con características específicas, además que, compilara y proporcionara una nueva información para mejorar o cambiar un determinado diseño geométrico. Así, en una función conjunta de la proyección del diseño y la evaluación de la voladura se puede lograr obtener mejores performances en la fragmentación.

1.5. LIMITACIONES DEL ESTUDIO:

Las limitaciones de este estudio básicamente son:

- Los datos geomecánicos para las rocas dominantes en la cantera Ayacucho – Caracoto son generales basados en conocimientos empíricos. No se utilizan caracterización mediante softwares especializados de geomecánica que podrían ser muy útiles a la hora de proyectar las mallas de voladura, sin embargo con los datos geomecánicos existen, si se lograr diseñar patrones de voladura que otorgan buenos resultados.
- No se tiene un control específico de las vibraciones producidas por los disparos ni tampoco se realiza un monitoreo post voladura de la fragmentación mediante algún software como Wipfrag o el mismo Split. Lo que se va hacer en este estudio es guiarse a estándares internacionales en cuanto a vibraciones mediante el uso de JK Simblast, mientras que el uso del Split será de manera referencial para no depender mucho de los reporte de procesamiento.

1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO:

Esta investigación es viable, pues dispone de los recursos necesarios para llevarla a cabo.

1.6.1. Viabilidad técnica:

Es viable técnicamente pues se cuenta con todos los datos necesarios de la Cantera Ayacucho - Caracoto del Grupo Gloria para realizar la investigación. Además de ello se posee licencias académicas del software JK Simblast y Wipfrag.

1.6.2. Viabilidad económica:

Es viable económicamente, ya que solo se necesita recursos económicos que el tesista cubre con todas sus posibilidades.

CAPITULO II: REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN:

Se tienen los siguientes antecedentes para esta investigación:

ZÚÑIGA,P.D. (2015): El presente trabajo tiene por objetivo realizar un nuevo diseño de malla, implementarla, monitorearla, analizarla y ver las repercusiones en la fragmentación de la roca y en los costos de perforación y voladura. En la compañía Cerro Negro se han estado presentando en los disparos gran cantidad de bolones además de restos de Anfo no detonado que se puede notar durante el carguío. Este problema ha motivado a esta investigación proponer nuevas mallas de voladura basados en la teoría de Langefors, nuevo diseño de carga segmentando en dos tramos por la insuficiencia de potencia por parte del cebo iniciador y por ultimo un monitoreo de la fragmentación referencial por medio del software “ImageJ”. Para ello se recolecto datos de voladuras anteriores siguiendo la metodología de una investigación aplicada tipo cuasi experimental, con lo cual se generó casos base que hacían de variable dependiente para poder comparar los resultados de las nuevas mallas de voladura, nuevo diseño de carga y el monitoreo referencial por medio del software “ImageJ”. El software “ImageJ” es el gran aporte tecnológico que se tiene en la compañía Cerro Negro y si bien, la estimación de la granulometría por medio de imágenes no es un situación nueva en el mundo minero, si genera un gran aporte al monitoreo de la fragmentación de las mallas perforación implementadas con cargas segmentadas, lo cual genero un reducción de los costos de minado de hasta un 3.8%. Si bien se ha logrado buenos

resultados dentro de la investigación, queda por analizar la influencia que tendrá en los costos de perforación el aumento de diámetro de taladro a 5", verificar los resultados de implementar un retardo de 9 milisegundos en la fragmentación y en las vibraciones, el cambio del cebo iniciador a un booster y finalmente para realizar una mejora en los costos de minado de la compañía Cerro Negro un análisis del rendimientos e índices operacionales de los equipos de carguío y transporte.

HINOSTROZA, J.R. (2014): El presente trabajo tiene por objetivo optimizar la fragmentación de las rocas medianamente duras como las brechas y las dioritas con yeso utilizando la doble iniciación electrónica. La fragmentación es el propósito vital de la voladura y como tal este es el producto de muchos clientes como el carguío y transporte así como el chancado y molienda. Es por ello que en este trabajo se busca mejorar la fragmentación promedio de 26.5 cm de acuerdo a los reporte de P80 a dimensiones menores para reducir costes principalmente en carguío – transporte y chancado. Para tal acometido se sigue una metodología descriptiva – exploratoria – comparativa. La descriptiva se utiliza en primera instancia para mencionar todos los factores que intervienen en el proceso de voladura, como son: la geología, geomecánica de las predominantes en la mina Toquepala, los equipos de perforación, el tipo de explosivo, etc. Conociendo todo esta información se rediseña las mallas triangulares equiláteras, disminuyéndose el espaciamiento de 7 a 6.5 m y también acortando la longitud del taco. Después de ello se explora las repercusiones que tienen estas medidas en los costos perforación y voladura, ya sea por el aumento de metraje perforado así como el mayor uso de accesorios como el I-KonII, fanel y booster. Finalmente se realiza una comparación en procesos posteriores, en los que se percibió mejoras como la disminución del tiempo de carguío de hasta un 31%, un incremento en la producción diaria de mineral por parte de chancado en un 21% y una reducción del “work index” en un 6%, todo estas ventajas se perciben al aplicar la doble iniciación electrónica reduciendo los fragmentos a 18.5 cm en promedio aminorando la concentración de material en sobre tamaño en un 36% de acuerdo a los reporte de P80. En esta investigación queda por realizar más monitoreos en el rendimiento de la molienda, cuidados en el carguío de la mezcla explosiva y mayores disparos con doble iniciación electrónica para verificar los ajustes y cambios no contemplados.

CHOQUEÑA, J.J. (2017): El presente trabajo tiene por objetivo principal optimizar la fragmentación de roca mediante la caracterización geomecánica y la doble iniciación no

eléctrica en la voladura de bancos con apoyo del software Wipfrag en la U.M. Apumayo, ya que se habían estado presentado fragmentos de 60 cm que dificultaban el carguío y transporte y menguaban la producción de este proceso, además que incrementaban los costos de procesamiento (pad) ya que se requería una reducción adicional de los bolones; es por ello que en esta investigación busca optimizar la fragmentación mediante una investigación tipo aplicada-descriptiva tomando tres medidas: 1) Una mejor caracterización geomecánica con lo que se podía tomar todos los parámetros no controlables de los proyectos en prueba. 2) Implementando un nuevo diseño de carga, agregándose así un cebo (booster y fanel) en la boca del taladro para disminuir la bolonería procedente del taco. 3) Un monitoreo y evaluación después del disparo con apoyo del Wipfrag con lo cual se verifico la fragmentación obtenida mediante la toma de imágenes. Los resultados obtenidos fueron buenos teniéndose dentro de un escenario 1 de P80 el cual tenía como objetivo una fragmentación promedio de 3.405 pulgadas, pero que la implementación de las tres medidas se obtuvo un fragmentación de 3.70 pulgadas. El software Wipfrag es el gran aporte tecnológico que se tiene en la U.M. Apumayo, que si bien se ha estado utilizado dentro de la operación, ha servido de mucho para medir los resultados de la doble iniciación no-eléctrica. En esta investigación queda por realizar estudios geomecánicos más detallados de macizos rocosos representativos de la U.M. Apumayo y que los resultados del software Wipfrag solo podrán ser confiables si la toma de imágenes es representativa del material volado, por lo que el proceso de la toma de imágenes debe ser hecho con el mayor esmero posible.

2.2. MARCO TEÓRICO:

2.2.1. Voladura A Tajo Abierto:

De acuerdo a las definiciones de EXSA S.A. y ENAEX S.A. (2011) la voladura a tajo abierto se efectúa en bancos, los cuales son excavaciones similares a escalones en el terreno. Su característica principal es la de tener, como mínimo, dos caras libres: La superior y la frontal. Asimismo, la voladura en bancos son aquellas que se realizan con taladros verticales e inclinados; las cuales, tienen la distribución de su carga explosiva en forma cilíndrica (raras veces es esférica).

2.2.1.1. La Voladura como Operación Unitaria:

La operación unitaria de “voladura”, tiene como objetivo fragmentar, arrancar o desplazar el material involucrado desde su lugar original, de modo que este material triturado puede ser cargado y retirado por los respectivos equipos de carguío y transporte. Es también considerado el primer proceso de conminución que se aplica al material de interés, por lo que su éxito permitirá realizar un buen manejo de este material por parte de los procesos posteriores (chancado por ejemplo) (BS CONSULTORES, S.F.).

En este proceso es importante una adecuada fragmentación para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinara este material, lo que calificara a la “mejor” fragmentación. Así, en la minería a tajo abierto y subterráneo, de donde se extrae minerales, se busca, preferentemente, una fragmentación menuda, que facilite a los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas; mientras que en construcción, algunas veces se requiere que las rocas sean en grandes bloques para usarlos de ataguías o rompeolas (EXSA S.A., 2011).

2.2.1.2. Tipos de Voladura a Tajo Abierto:

Conforme a BERNAOLA,J., CASTILLA,J., HERRERA y ENAEX S.A. (2013) se considera dos tipos de voladura a minas a tajo abierto de acuerdo a su relevancia en producción y a su zona de operación (influencia): La voladura primaria y la voladura secundaria.

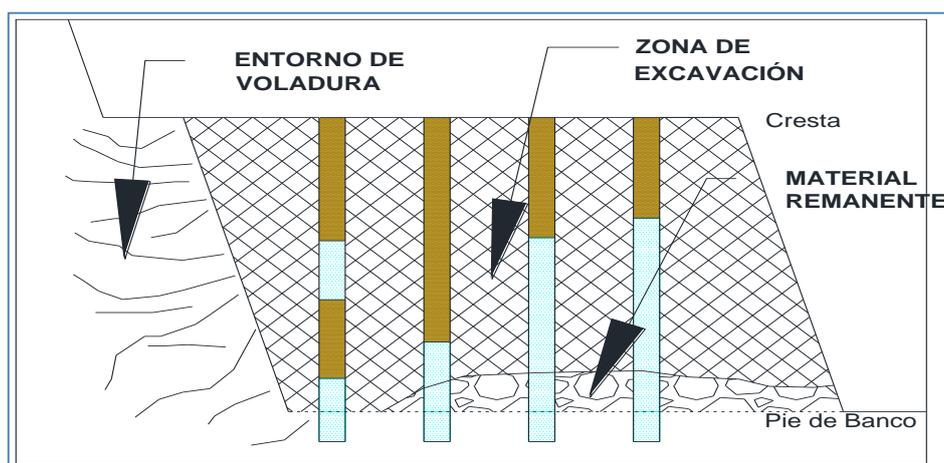


Figura 1.: Zona de operación de una voladura a tajo abierto.

Fuente: Libro de Perforación y Voladura de Rocas en Minería.

A) La Voladura Primaria:

La voladura primaria incide directamente en la producción y avance del proyecto, por lo que también se le conoce como voladura de producción.

Se caracteriza porque su finalidad es arrancar, fracturar, desmenuzar, quebrar el material in situ para que este pueda ser removido, cargado y transportado. Ello hace que se utilice una malla establecida por varias filas de taladros y por un alto consumo de explosivos de diferentes características.

B) La Voladura Secundaria:

La voladura secundaria no incide directamente en la producción y avance del proyecto. Sin embargo, es importante para la seguridad operativa y para el buen flujo de minado. Esta voladura se efectúa en el contorno de bancos y las condiciones remanentes de la voladura primaria.

2.2.1.3. Proceso Operativo de la Voladura a Tajo Abierto:

De acuerdo a la BS CONSULTORES (S.F.) el proceso de voladura es la segunda de las operaciones unitarias en minas a tajo, es decir, después de la perforación y antes del carguío y transporte. Como tal, esta operación unitaria debe cumplir la siguiente secuencia.

- Preparación de la zona de trabajo (incluye el aislamiento del sector, señalización, cercado, etc.).
- Posicionamiento de los equipos de carguío de explosivos.
- Primado y carguío de explosivo.
- Control de calidad del explosivo.
- Atacado (en ciertos casos) y tapado de taladros.
- Amarre según secuencia especificada.
- Revisiones de seguridad en el sector (y otros sectores involucrados).
- Primer aviso y colocación de vigías.
- Avisos posteriores y últimos.
- Chispeo y disparo.
- Monitoreo de la voladura.
- Ventilación o limpieza del sector (hasta que la zona quede limpia).

- Revisión de seguridad (tiros soplados y/o cortados, bloques colgados).
- Desactivación de tiros soplados y/o cortados, descolgado de bloques, reducción secundaria.

2.2.2. Diseño De Mallas En Voladura A Tajo Abierto:

Según EXSA S.A. (2011) en la voladura de rocas, ya sea en tajo abierto o subterráneo, existen dos tipos de parámetros que se toman en cuenta: Los parámetros controlables y los parámetros no controlables:

A. Parámetros controlables:

Se los denomina así porque pueden ser manipulados, manejados y ajustados a los parámetros no controlables. Estos parámetros se componen de dos:

- **Parámetros del Explosivo:** corresponde a las propiedades físicas y a las propiedades de tiro del explosivo, las cuales hemos visto a detalle en el tema anterior. Fundamentalmente nosotros podemos escoger el explosivo acorde a las necesidades en el campo.
- **Parámetros de Dimensionales o Diseño:** Corresponde a las características que tendrá la malla de perforación – voladura, y en parte, depende de los parámetros del explosivo. Lo veremos a detalle en este tema III.

B. Parámetros no Controlables:

Se les denomina así porque no pueden ser manipulados, y se refieren a las propiedades físicas (dureza, tenacidad,...) y mecánicas de la roca (frecuencia sísmica, resistencia mecánica,...), además de las condiciones geológicas en general (estructura, grado de fisuramiento y presencia de agua).

En conjunción de ambos parámetros se diseña la malla primaria o de producción, que por lo general varios elementos que se pueden ver en la siguiente imagen:

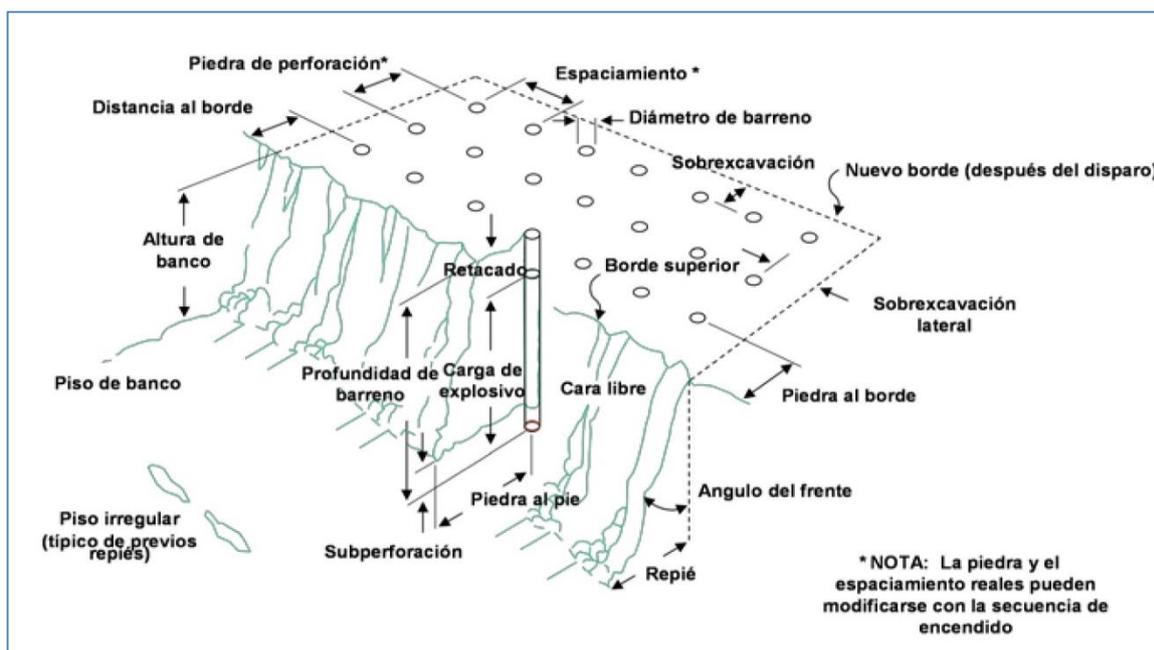


Figura 2.: Zona de operación de una voladura a tajo abierto.

Fuente: J. Bernaola Alonso - J. Castilla Gómez - J. Herrera Herbert.

2.2.2.1. Parámetros de Diseño de la Malla Primaria:

Para diseñar una malla primaria existen diversos modelos teóricos propuestos. En este punto se desarrollara brevemente el modelo de R. Ash ya que en la Cantera Ayacucho – Caracoto, es el modelo que se usa actualmente. Asimismo se definirá cada elemento de la malla primaria conforme a EXSA S.A. y ENAEX S.A. (2011).

- a) El diámetro del taladro: El cual se proyecta de acuerdo a la altura de banco, la envergadura del proyecto y la disponibilidad – aplicabilidad del equipo de perforación en la faena (Φ).
- b) El burden: También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. “Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana” (B).

- c) El espaciamiento: Es la distancia entre los taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores (E).
- d) La malla de perforación: Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura en un área de perforación. Las mallas de perforación se agrupan en dos tipos: las cuadrangulares y las alternadas (B x E).
- e) La sobreperforación: Es la longitud de perforación que sobrepasa el nivel de piso, el cual tiene la finalidad de mantener la razante del piso (SP).
- f) La longitud de taladro: Es la suma de la altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o razante de piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (L).
- g) La longitud de Taco: Es la parte de la longitud del taladro que se rellena con detritos de la perforación que rodean al taladro, roca chancada fina o graduada (T).
- h) La longitud de carga: Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “columna explosiva”, donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro (Lc).
- i) Densidad de carga lineal: Es la cantidad de explosivo que contiene o ingresa a un metro lineal de la columna de carga (Dcl).
- j) La cantidad de explosivo por taladro: Es el total de kilogramos o toneladas de explosivo que ingresa en un taladro (Cex).
- k) Factor de rigidez del burden: Es la relación entre la altura de banco y el burden (RIB).
- l) Factor de Carga: Llamado también consumo específico o carga específica. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar una tonelada de roca (FC).

Para el cálculo de estos elementos se muestra las fórmulas de R. Ash además de algunas modificaciones y nexos:

El burden se estima:

$$B = \frac{K_b \times \phi}{39.36}$$

Ecuación 2.1

Dónde:

B = Burden (metros).

ϕ = Diámetro del taladro (pulgadas).

K_b = Constante según la tabla 3.1.:

Tabla: 1.: Relación de características de roca-explosivo de Ash.

CLASE DE ROCA	DENSIDAD (g/cm ³)	CLASE DE ROCA		
		BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Fuente: EXSA S.A.

El espaciamiento se estima:

$$E = K_s \times B$$

Ecuación 2.2

Dónde:

E = Espaciamiento (metros).

B = Burden (metros).

K_s = 2.0 para iniciación simultanea de taladros, 1.0 para taladros secuenciados con retardos largos, y 1.0 a 2.0 para taladros secuenciados con retardos cortos.

La malla de perforación que puede ser:

Cuadrangular: Cuadrada $E = B$ o rectangular $E > B$.

Alternada: Triangular $E = B/2$.

En Leiva (2007) se refiere que desde el punto de vista del uso eficiente de la energía de tensión (en rocas tenaces) los esquemas de diseño de malla más efectivos son los triangulares y entre ellos el mejor es la que forma **triángulos equiláteros**, ya que es la que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo hacia la roca. Este esquema produce una mejor fragmentación pues la caída de tensión a una distancia “x” del taladro producida por la onda de choque es proporcional al cuadrado de la distancia, así por ejemplo si tenemos dos diseños de mallas triangular y cuadrado equivalentes lo que implica que generen el mismo volumen, en el punto equidistante de los barrenos con esquema cuadrado se registrará un 23% menos de energía que en el esquema triangular.

Para ilustrar mejor esta teoría veamos la siguiente figura:

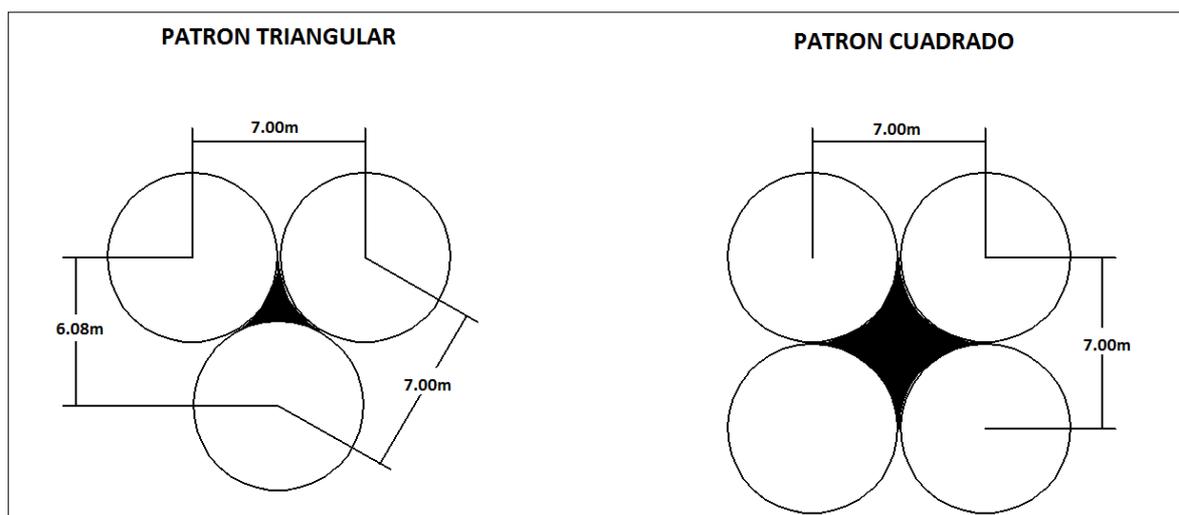


Figura 3.: Distribución de la energía en los distintos patrones.

Fuente: Hinostroza (2014).

Según la figura 2 el área achurada en el patrón triangular, es menor que en el patrón cuadrado (y este es mejor que el patrón rectangular) por lo que hay una mejor distribución de la energía explosiva en el taladro.

Dado esto el espaciamiento para la malla triangular equilátera se estima:

$$E = 2 \times B \times \tan\left(\frac{\alpha}{2}\right)$$

Ecuación 2.3

Dónde:

E = Espaciamiento (metros).

B = Burden (metros).

α = Angulo del triángulo equilátero que es igual a 60°.

La sobreperforación se estima:

$$SP = K_j \times B$$

Ecuación 2.4

Dónde:

SP = Sobreperforación (metros).

B = Burden (metros).

K_j = Constante que va desde 0.2 a 0.4.

La longitud del taladro se estima:

$$L = Hb + SP$$

Ecuación 2.5

Dónde:

L = Profundidad de taladro (metros).

Hb = Altura de banco (metros).

SP = Sobreperforación (metros).

El taco se estima:

$$T = K_t \times B$$

Ecuación 2.6

Dónde:

T = Longitud de taco (metros).

B = Burden (metros).

K_t = Constante que va desde 0.7 a 1.0.

La longitud de carga se estima:

- a. Cuando el carguío se realiza por taco:

$$L_c = L - T$$

Ecuación 2.7

Dónde:

L_c = Longitud de carga (metros).

L = Profundidad de taladro (metros).

T = Longitud de taco (metros).

- b. Cuando el carguío se realiza por relación con la longitud de taladro:

$$L_c = \frac{1}{2}L \text{ ó } \frac{2}{3}L$$

Ecuación 2.8

La densidad de carga lineal se estima:

$$D_c = 0.507 \times \phi^2 \times \rho_e$$

Ecuación 2.9

Dónde:

D_c = Densidad de carga lineal (Kg-ex/m).

ϕ = Diámetro del taladro (pulgadas).

ρ_e = Densidad del explosivo utilizado (g/cc).

0.507 = Constante de conversión universal.

La cantidad de explosivo por taladro se estima:

$$C_{ex} = L_c \times D_c$$

Ecuación 2.10

Dónde:

C_{ex} = Cantidad de explosivo por taladro (Kg-ex/tal).

L_c = Longitud de carga (metros).

D_c = Densidad de carga lineal (Kg-ex/m).

El factor de rigidez del burden se estima:

$$RIB = \frac{H_b}{B}$$

Ecuación 2.11

Dónde:

RIB = Factor de rigidez del burden. El ideal es de 3:1. No obstante, en la práctica debe considerarse un valor entre 2 a 3:1, esto es porque para calcular los parámetros utilizamos condiciones medias o datos promedios.

El factor de carga se estima:

$$FC = \frac{C_{ex}}{TR} = \frac{\text{Cantidad de explosivo por taladro Kg - ex}}{\text{Tonelaje roto por taladro} \quad TM}$$

Ecuación 2.12

O también puede expresarse:

$$FC = \frac{C_{ex}}{VR} = \frac{\text{Cantidad de explosivo por taladro Kg - ex}}{\text{Volumen roto por taladro} \quad m^3}$$

2.2.3. El Modelo Fragmentación De Cunningham Y Kuz-Ram:

Conforme a Anchorena y Leiva (2015), es importante que se consideren tanto las propiedades de los explosivos como los parámetros de la roca para obtener la mayor performance en la

fragmentación de las rocas. No obstante, los diseños de patrones de voladura clásicos, a pesar de considerar en parte los parámetros de la roca, no entregan un resultado óptimo en cuanto a fragmentación. Es por ello que Claude Cunningham y Kuz-Ram, en base a resultados empíricos, han generado un modelo de fragmentación que permite predecir hasta cierto punto la estimación de la distribución de la fragmentación de la roca teniendo en cuenta las propiedades de los explosivos, la característica del macizo rocoso y los diseños clásicos de patrones de voladura. De acuerdo a ENAEX S.A. (s.f.), el nombre de Kuz-Ram es una abreviación de los principales contribuyentes a la fórmula: Kuznetsov y Rosin-Rammbler. Veamos pues cada elemento del modelo de fragmentación Cunningham y Kuz-Ram:

2.2.3.1. Distribución de la Fragmentación de la Roca:

En Leiva (2015), se refiere que cada proceso de fragmentación sea por voladura, chancado o molienda produce una poli dispersión del material, conteniendo en su composición material de: tamaño grueso, medio y una cierta cantidad de material fino. Esta combinación puede ser caracterizada por una curva de distribución de tamaños de las partículas como se muestra en la figura 3, donde el Eje X = Porcentaje de roca pasante y el Eje Y = Tamaño de Roca pasante.

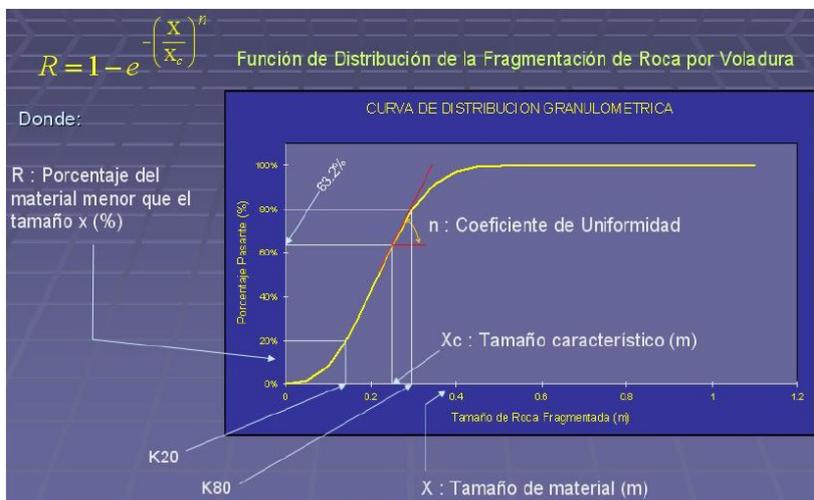


Figura 4.: Curva de distribución de la fragmentación de la Roca.

Fuente: Influencia de la Optimización de la Fragmentación de Roca en la Rentabilidad de las Operaciones Mina - Molienda.

Hay dos parámetros que definen la curva de distribución de fragmentación; el tamaño característico (X_C) que fija un tamaño específico en la curva de distribución, representa por convención el tamaño a través del cual el 63.2% de las partículas pasan, y el índice de uniformidad (n) que determina la forma de la curva de distribución dado este tamaño característico.

Las características de una curva de distribución de tamaño de fragmentación dependen del tipo de proceso de fragmentación y la característica de rotura natural de la masa rocosa. Debido a la complejidad del mecanismo envuelto en la fragmentación de roca por voladura, muchos de los modelos de fragmentación que relaciona la roca y la técnica de voladura para la fragmentación tienen fuertes raíces empíricas.

2.2.3.2. EL Factor de Roca o Constante de Roca:

Según Anchorena (2015), el Factor de Roca es la variable que cuantifica el macizo rocoso para efectos de una voladura y se obtiene mediante la interpretación de las propiedades: geológicas, físicas y estructurales del macizo rocoso. Asimismo, el Factor de Roca es el parámetro más relevante en la teoría de Kuz-Ram que fue introducida por Claude Cunningham (1987).

La estimación del Factor de Roca se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$A = 0.06 * (RMD + RDI + HF) \quad \text{Ecuación 2.13}$$

Donde:

RMD = Describe la masa rocosa. RDI = Describe el efecto de la densidad de la roca. HF = La influencia de la dureza de la roca.

La valorización de cada una de las variables se presenta en la siguiente tabla:

Tabla: 2.: Índice de volabilidad de Cunningham.

PARÁMETRO	RANKING
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	
Pulverulento/Quebradizo	10
Diaclasado verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
Espaciamiento de Fracturas (JPS)	
0.1 m	10
0.1 a sobre tamaño	20
Sobre tamaño a tamaño de la malla	50
Angulo del Plano entre Fracturas (JPA)	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	40
Influencia de la Densidad (RDI)	RDI=25*SG – 50
Factor Dureza (HF)	E/3 para E<50 GPa, UCS/5 para E>50

Fuente: Anchorena (2015).

2.2.3.3. La Teoría de Rotura de Kuznetsov (1973):

En Leiva (2007), se refiere que la cantidad de rotura que ocurre con una conocida cantidad de energía de explosivo puede ser estimado usando la ecuación de Kuznetsov. La ecuación de Kuznetsov modificada por Cunningham proporcionara una estimación del tamaño medio, es decir, el tamaño tamiz por el cual pasa el 50% del total del material fragmentado:

$$X_{50} = A \times (q)^{-0.8} \times Q^{0.167} \times \left(\frac{E}{115}\right)^{-0.633}$$

Ecuación 2.14

Donde:

X_{50} = Es el tamaño medio del fragmento (cm).

A = Factor de Roca.

q = Consumo específico del explosivo sin la sobreperforación (kg-exp/m3).

Q = Cantidad de explosivo medio sin la sobreperforación (kg-exp).

E = Es la potencia en peso del explosivo (%).

2.2.3.4. La Teoría de Distribución de Tamaño de Rosin y Rammler (1933):

En Leiva (2007), se refiere que la distribución de los tamaños de las partículas de la roca fragmentada puede ser determinada del tamaño promedio si el modelo de rotura es conocida.

La distribución es calculada de la ecuación de Rosin-Rammler:

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad \text{Ecuación 2.15}$$

Donde:

R = Porcentaje del material menor que el tamaño X (%).

X = Tamaño del material (metros).

X_c = Tamaño característico (metros).

n = Coeficiente de uniformidad.

La ecuación 2.15 puede ser reacomodada para obtener el tamaño característico, teniendo la siguiente formula:

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln \frac{1}{R}\right]^{1/n}} \quad \text{Ecuación 2.16}$$

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño X_{50} del material para el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de $X = X_{50}$ y $R = 0.50$ en la ecuación 2.16, teniendo:

$$X_c = \frac{X_{50}}{[0.693]^{1/n}} \quad \text{Ecuación 2.17}$$

Como se observa en la ecuación 2.17 el tamaño característico es calculado a partir del tamaño promedio para el uso en la ecuación 2.15 de Rosin-Rammler.

2.2.3.5. El Coeficiente de Uniformidad de Claude Cunningham (1987):

Cunningham (1987) refiere que existe una correlación entre las configuraciones del diseño de una malla de voladura y el modo de rotura que tendrá. Por lo que, el exponente de uniformidad es calculada a partir de pruebas de campo y que se expresa en la siguiente ecuación.

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{D}\right) \left[\frac{1 + \frac{B}{S}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B}\right) \left[\frac{\text{abs}(Lb - Lt)}{L} + 0.1\right]^{0.1} \left(\frac{L}{H}\right) [P]$$

Ecuación 2.18

Donde:

n = Coeficiente de uniformidad.

B = Burden (metros).

D = Diámetro del taladros (mm).

S = Espaciamiento (metros).

Z = Desviación estándar del error de perforación (metros).

Lb = Longitud de carga de fondo (metros).

Lt = Longitud de carga de encima (metros).

H = Altura de banco (metros).

P = Factor de diseño de malla, 1 para malla cuadrada y 1.1 para malla triangular.

L = Longitud de carga (metros).

En Leiva (2007), se refiere que el valor de n determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos.

Normalmente se desea tener la fragmentación uniforme por eso es que altos valores de n son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido lo siguiente:

El rango normal de " n " para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0.75 a 1.5, siendo el promedio alrededor 1.0. Mas en rocas competentes se tiene valores más altos.

Valores de " n " debajo de 0.75 representan una situación de "finos y de rocas grandes", cuando esto ocurre indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado.

Para valores debajo 1.0 las variaciones en el índice de la uniformidad n son más propensas a presentar fragmentos grandes y finos.

Para valores de $n = 1.5$ y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho.

2.2.4. Sistema De Iniciación Y Carguío De Taladros:

De acuerdo a EXSA S.A. (2011), antes de definir cómo se va a realizar el proceso de carguío de taladros, primero debe definirse el sistema de iniciación. En la actualidad operativa de las minas a tajo abierto se utilizan 3 tipos de iniciación: La Pirotécnica, la Nonel (No eléctrica) y la Electrónica. En base a estos 3 tipos de iniciación se realiza un proceso de carguío de taladros que solo tiene algunas diferencias entre los distintos sistemas.

2.2.4.1. Sistema de Iniciación Pirotécnico – Nonel:

Es un sistema de iniciación combinado que utiliza como pega el fuego ordinario en un iniciador raíz conocido como "armado", que es la suma de la mecha lenta + el fulminante simple, que tiene el propósito de encender el primer tren superficial, el cual es el "cordón

detonante”, para después proseguir con el segundo tren interior compuesto por el sistema “Nonel” (Fanel). El Nonel inicia al cebo y este finalmente da comienzo a la detonación de la carga explosiva, efectuándose así la voladura del taladro. Veamos el proceso en la siguiente figura:

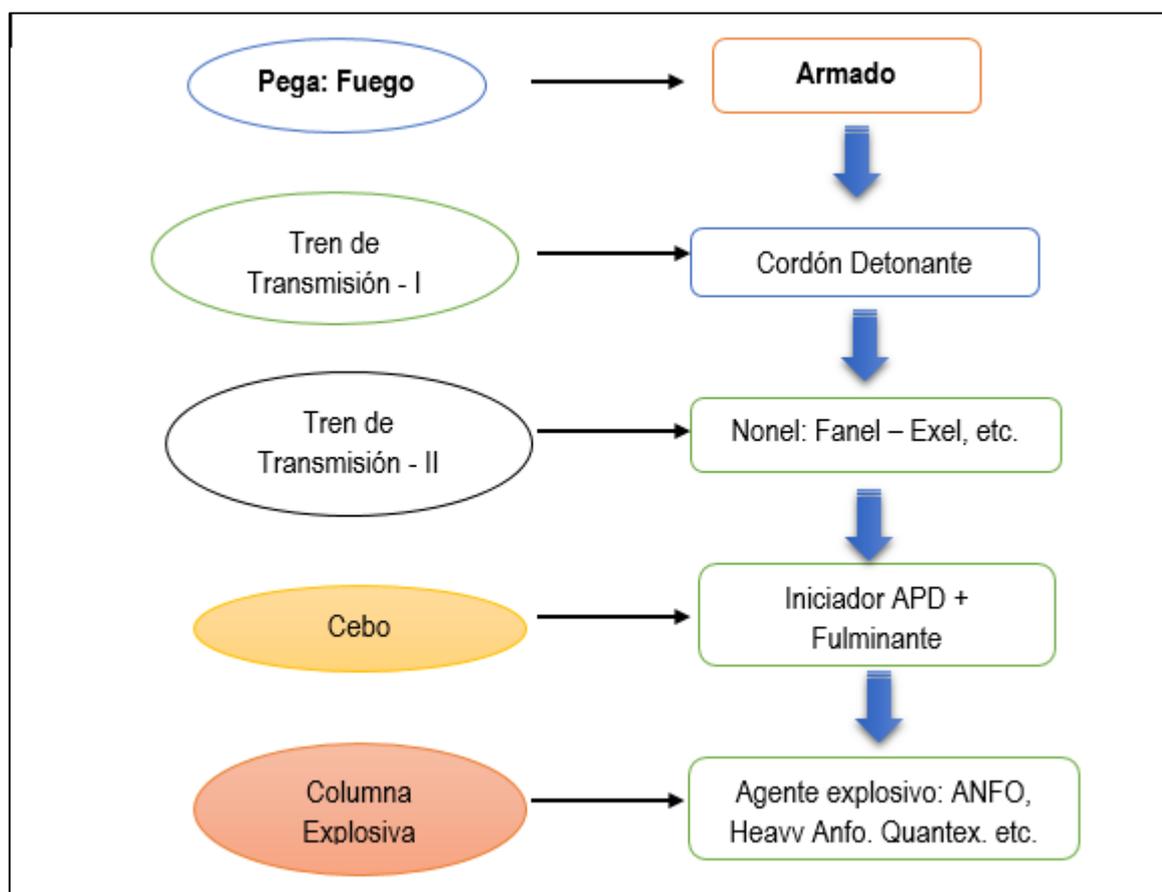


Figura 5.: Proceso del sistema de iniciación Pirotécnico - Nonel.

Fuente: Tesista.

2.2.4.2. Proceso del Carguío de Taladros:

El proceso de carguío de taladros es un conjunto de tareas secuenciales que generalmente se establece como un procedimiento de trabajo por su alto grado peligrosidad. Un acto no adecuado o fuera del estándar podría acabar como un accidente fatal. Es por ello que el personal encargado debe realizar este proceso con el mayor esmero posible.

El proceso de carguío de taladros conforme a EXSA S.A., ENAEX S.A. y Chura (2011), se resume a continuación:

- a) **Medición de Taladros:** Es en la tarea en el cual el personal de voladura mide, verifica y coteja el estado de los taladros de la malla de voladura. Si hubiese taladros cortos, chinos o en el peor de los casos faltara algún taladro, el personal de voladura se lo comunica al área de perforación para que se re-perforen los taladros.

- b) **Delimitación del Área del Proyecto:** Una vez que la malla del proyecto esté en las condiciones adecuadas, se procede con la limitación del área de trabajo. Esta delimitación consiste en colocar letreros, cintas y estacas, con los cuales se dé a conocer que se está trabajando con explosivos.

- c) **Distribución de los Accesorios:** Esta tarea consiste en repartir los accesorios de voladura que se componen, de acuerdo a la magnitud de la operación, en: El detonador armado tipo Nonel, el detonador armado tipo Electrónico y el APD; para cada taladro del proyecto.

- d) **Distribución de los Explosivos:** Esta tarea dependerá de la magnitud de cada operación. En mediana y gran minería se distribuirá a los camiones mezcladores en determinadas filas o columnas de taladros, donde estos cargaran los taladros con un agente explosivo. En pequeña minera, esta tarea consiste en repartir bolsas de explosivos a los distintos taladros.

- e) **Primado de Taladros:** Una vez distribuido los accesorios de voladura y los explosivos, se procede con armar la prima o cebo, es decir; el detonador armado se fija sobre el APD. De acuerdo a la magnitud de la operación las combinaciones posibles son: Fanel + Booster, Exel + I-KonII + Booster y Fanel + Slurry. Luego, la prima es colocado dentro del taladro. Según recomienda EXSA S.A. (2011), la prima debe estar a la altura del nivel del pie de banco para reducir las vibraciones y sujetado a una roca o estaca.

- f) **Carguío de Taladros:** Después de haber primado el taladro, se procede con el carguío de taladros. De acuerdo a la magnitud de la operación esta labor se realiza de diferente manera. En mediana y gran minería, los camiones mezcladores depositan heavy Anfo, Anfo, emulsión gasificante o Quantex dentro del taladro primado, ello conforme al estado de los taladros y del proyecto. Este carguío se realiza en el sistema vaciable o bombeable. En pequeña minera, el carguío de taladros lo realiza el personal de voladura, vaciando o colocando de forma manual el Anfo, el Slurry o ambos dentro del taladro, conforme al estado de los taladros y del proyecto. Para ello, se utiliza embudos, mangas, cargadores neumáticos y atacadores para confinar el explosivo dentro del taladro.
- g) **Tapado de Taladros:** Esta tarea sigue después de haber cargado los taladros y se realiza de distinta manera de acuerdo a la magnitud de la operación. En mediana y gran minería, esta labor se realiza utilizando Bob Cats y un personal de guía. Es una tarea de alto riesgo pues puede acaecer con choques, atropellamientos y cortes de la prima. En pequeña minera, esta labor se realiza utilizando palas por el personal de voladura. Cabe mencionar que el taco de los taladros puede ser: el detritus del taladro, roca chancada, además que se puede combinar con taponex o air bags.
- h) **Amarre de la Malla:** Es la última tarea del proceso de carguío de taladros y consiste en amarrar los taladros conforme a una secuencia de salida. En mediana y gran minería, se realiza el amarre electrónico que no tiene nada que ver con la secuencia de salida, más bien a una conexión sistemática de los taladros. También se realiza el amarre pirotécnico con el cordón detonante y diversos retardos de superficie que obedecen a la secuencia de salida. En pequeña minera, se realiza el amarre pirotécnico.

2.2.5. Secuencia De Salida Y Disparo:

El disparo de un proyecto de voladura o una malla se realiza conforme a una secuencia de salida (EXSA S.A., 2011).

2.2.5.1. La Secuencia de Salida:

Según Bernaola *et al.* (2015), existen diversos tipos de secuencia de salida. Estos son:

- a) **En Cuña o V:** Según refiere Chura (2018), la secuencia de salida en V, es el tipo de amarre fundamental o básico que se debe aprender. Ya que las demás salidas, a excepción del tipo paralelo, se derivan de este tipo de secuencia de salida.

La salida en V procede de la troncal para derivarse en dos alas. El Ala Corta, sale después de la troncal y antes del Ala Larga, generalmente se dirige hacia la plataforma, cresta libre o material volado para proseguir con la cara libre. El Ala Larga, sale después del Ala Corta, y por lo general se dirige hacia el Talud de Banco (o también a la plataforma) para limitar el over break con tiempos de salida más largos que el Ala Corta. Véase las siguientes figuras:

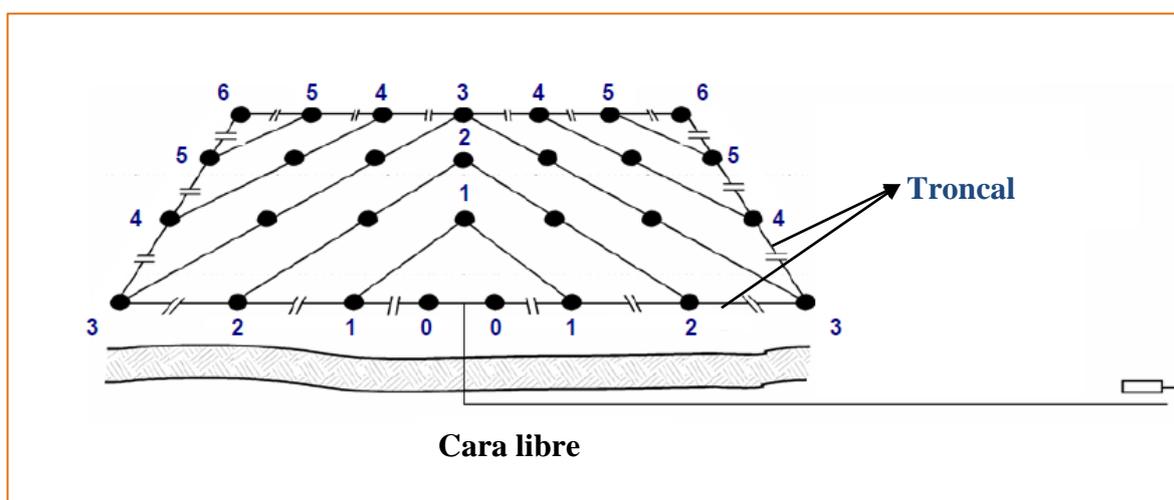


Figura 6.: Secuencia de salida en V en filas compactas, sin alas.

Fuente: Manual Práctico de Voladura – EXSA S.A.

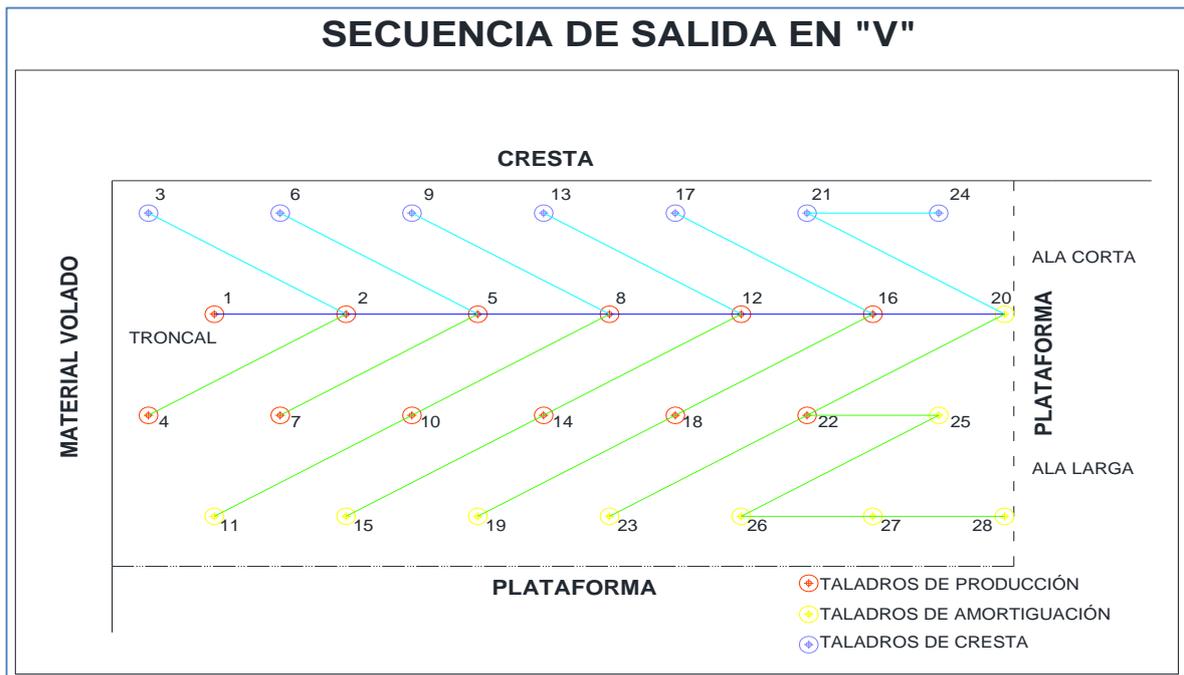


Figura 7.: Secuencia de salida en V en fila con taladros secuenciados con retardos cortos.

Fuente: Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto.

- b) **En Echelón:** Según refiere Chura (2018), la secuencia de salida en Echelón, no es más que la mitad de la salida en V. La salida en Echelón solo posee, por lo general, un Ala Larga que limita el over break, ubicándose la troncal paralelamente a la cara libre. Véase la siguientes figura:

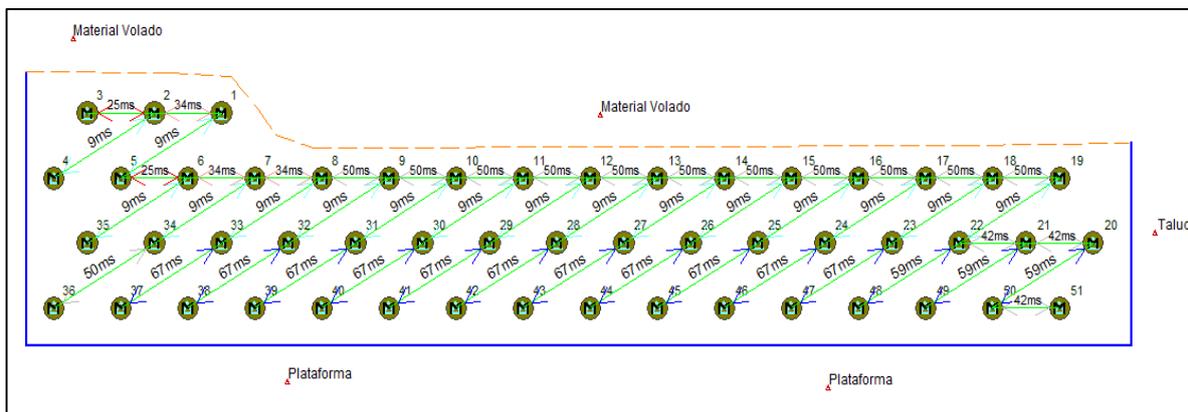


Figura 8.: Secuencia de salida en Echelón con taladros secuenciados con retardos cortos.

Fuente: Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto - JKSimblast.

- c) **Trapezoidal:** Según refiere Chura y EXSA S.A. (2018), la secuencia de salida Trapezoidal es una variante de la salida en V que por lo general se utiliza con la iniciación electrónica. La salida Trapezoidal también tiene el Ala Corta y el Ala Larga, no obstante, la troncal posee dos filas paralelas, uno hacia el ala corta mientras que el otro hacia el ala larga. Véase la siguientes figura:

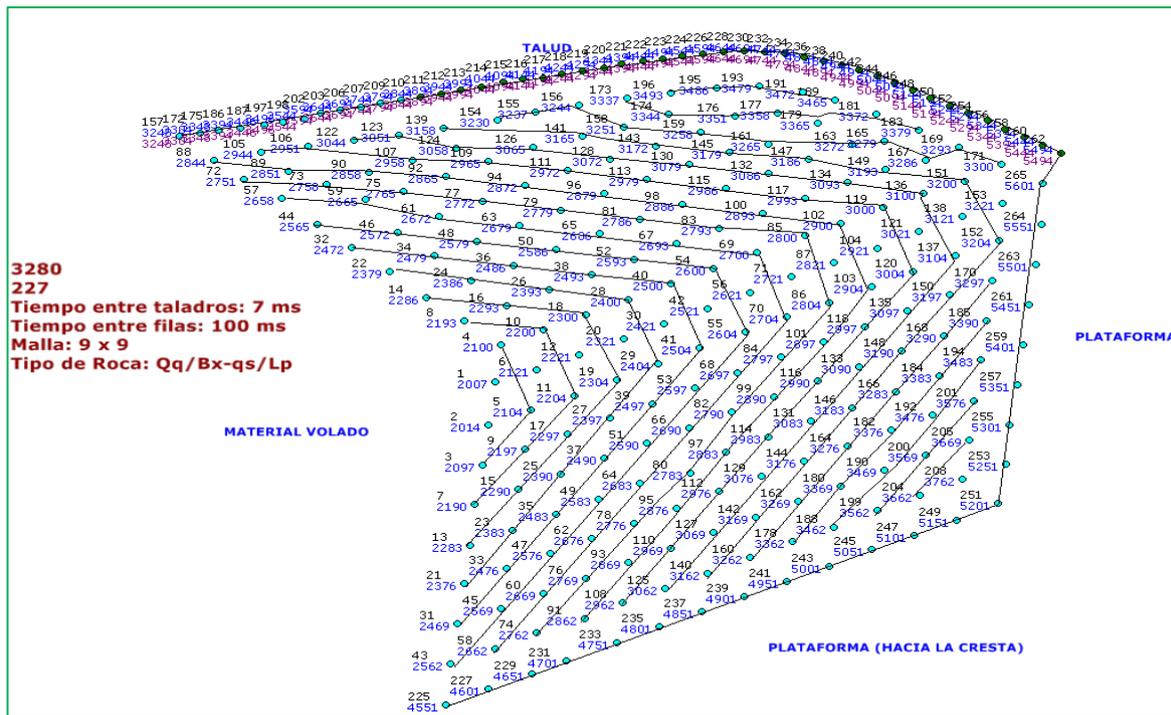


Figura 9.: Secuencia de salida Trapezoidal que se forma con la filas secuenciadas.

Fuente: Mina Toquepala - Orica.

- d) **En Paralelo:** Según refiere Chura (2018), la secuencia de salida en paralelo es una salida seccionada como si se realiza cortes transversales sobre el macizo rocoso. La salida en Paralelo lleva la troncal perpendicular a la cara libre y las filas salen paralelas a la cara libre. Véase la siguientes figura:

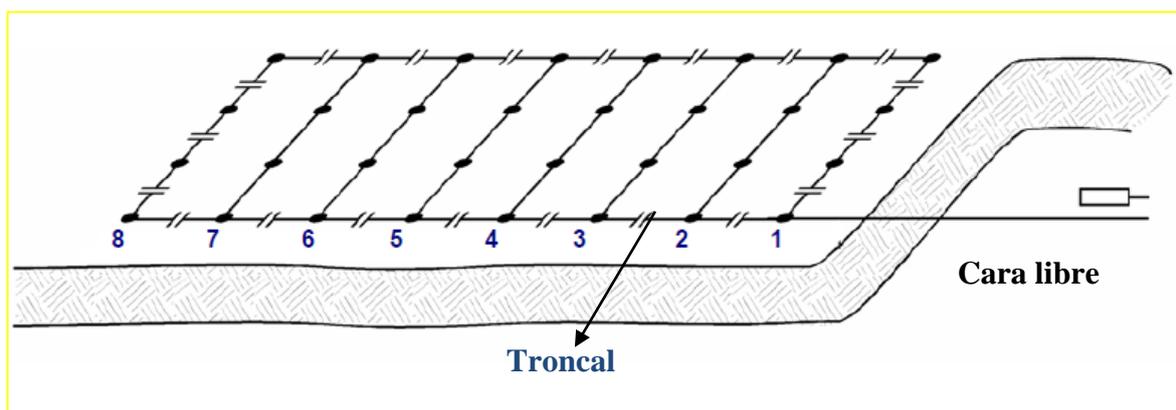


Figura 10.: Secuencia de salida en paralelo con la filamentos compactos.

Fuente: Manual Práctico de Voladura – EXSA S.A.

2.2.5.2. Temporización o Timing:

Como se ha podido apreciar en el punto anterior cada secuencia de salida tiene un determinado timing o temporización de taladros que determina el tipo de salida. Así pues, hay secuencias de salidas con taladros secuenciados en una misma fila de detonación y hay taladros no secuenciados en una misma fila, lo que se conoce como detonación por filas.

Según refiere EXSA S.A. (2011) la voladura de banco normalmente se efectúa como una voladura de retardos cortos. La secuencia debe ser diseñada de modo que cada taladro logre rotura libre. El tiempo entre taladros y filas debe ser lo suficientemente prolongado como para permitir que se cree un espacio para el material triturado de las subsiguientes salidas en filas múltiples. Se asegura que debe desplazarse $1/3$ del burden antes que la segunda fila comience a iniciarse.

Por ello, el retardo entre filas debe variar entre 10 ms/m (roca dura) y 30 ms/m (roca blanda). Generalmente 15 ms/m de la distancia del burden es buena guía. Un retardo muy corto entre filas hace que el material de las posteriores se desplace hacia arriba en lugar de en dirección horizontal (los detritos quedan in situ). Un retardo lento puede causar proyección de piedras, bolones y concusión del aire, que no dejan suficiente protección (cobertura o muralla de detritos) entre las filas.

Asimismo, según el USBM, los retardos entre taladros para minimizar las vibraciones serán como mínimo de 8 ms. No obstante, el tiempo entre taladros se estimará con la siguiente fórmula:

$$TR_t = Kd \times B$$

Ecuación 2.14

Donde:

TR = Tiempo de retardo entre taladros en milisegundos.

Kd = Factor que va de 3 a 5 ms/m.

B = Burden en metros.

2.2.5.3. El Disparo:

De acuerdo a Chura (2018), el Disparo es la detonación completa de la malla o proyecto de voladura, el cual se realiza bajo estrictas medidas de seguridad y siguiente un procedimiento de trabajo seguro. El proceso del Disparo se resume a continuación:

a) Line Up de Voladura:

Es el programa de voladura que se efectuará en el orden del día. En él se detalla el proyecto a detonar, los equipos afectados, el movimiento de equipos, las áreas de influencia, los vigías y su colocación en las vías de acceso, y finalmente la hora del disparo.

b) Pre-Liberación de Áreas:

Por lo menos 40 minutos antes comienza la pre-liberación de áreas. Esta labor consiste en: Encender todas las sirenas, anunciándose así el inicio del proceso de disparo; la disposición de los vigías, en puntos estratégicos de las vías de acceso a las áreas de influencia; y el inicio del movimiento de equipos los cuales se encuentran muy cercanos a los proyectos de voladura.

c) Liberación total de Áreas:

Por lo menos 20 minutos antes comienza la liberación total de áreas: Este proceso es el más crítico del disparo, pues de este dependerá la ocurrencia o no de accidentes. Para llevar a cabo este proceso con una comunicación fluida entre los participantes del disparo, el canal

de voladura debe estar libre de interferencias. Los vigías deben haber cerrado el acceso de las vías que conducen a las áreas de influencia. Los equipos, ya sea palas, perforadoras, camiones, entre otros, debieron ser evacuado o ubicados en zonas donde no sean afectados principalmente por los fly rocks. Conforme al D.S. 024 – EM (2016), el área de influencia para los equipos es 300 metros, mientras para el personal es 500 metros.

Para liberar totalmente las áreas de influencia y poco antes de comenzar con el disparo del proyecto, los supervisores de voladura deben verificar y cerciorarse que las áreas de influencia a los proyectos de voladura hayan sido liberados conforme al Line Up de Voladura y comunicárselo al Jefe de Perforación y Voladura.

d) El Disparo:

Para efectuar el disparo de los proyectos de voladura, el personal asignado con el supervisor encargado deben ubicarse en “el punto de chispeo” (en voladura electrónica, el punto de programación). Antes de iniciar con el disparo, el supervisor de voladura o encargado, debe comunicarse al Jefe de Perforación y Voladura para pedir “autorización” de iniciar el chispeo o programación. Con la iniciación pirotécnica, una vez autorizado, se efectuara el chispeo, para después evacuar el área, en el menor tiempo posible, y ubicarse en un lugar o refugio adecuado. Con la iniciación electrónica, una vez autorizado, se efectuara la programación del “blaster”, para después detonarlo de forma inalámbrica desde un lugar seguro, por lo que no es necesario retirarse ni moverse.

e) Verificación del Disparo.

Debe pasar un tiempo prudencial de 10 a 15 minutos después de haber efectuado el disparo, con la finalidad de que los gases y polvo se dispersen de los proyectos detonados. Una vez pasado el tiempo prudencial, el supervisor de voladura o encargado deberá ingresar hasta los proyectos de voladura para visualizar los resultados. Si existiese tiros cortados, taladros sin detonar o en el peor de los casos, se haya soplado toda la malla, el supervisor de voladura o encargado tendrá que comunicarle al Jefe de Perforación y Voladura, del mismo modo, si los resultados son buenos, también se le deberá comunicar Jefe de Perforación y Voladura para que este se comunique con control y operaciones mina, con el fin de reiniciar la operación.

2.2.6. Efectos Colaterales De La Voladura:

Según refiere ENAEX S.A. (s.f.), los efectos colaterales de la voladura son inherentes a la detonación de las mallas de voladura. Por lo que no se pueden evitar, tan solo pueden reducir o minimizar sus efectos de acuerdo a EXSA S.A. (2011), los efectos colaterales más predominantes son: Los gases – polvos, las vibraciones, las proyecciones o fly rocks y las sobreroturas (over break y back break).

2.2.6.1. Las Vibraciones:

Según Anchorena *et al.* (2015), se entiende por vibraciones los fenómenos de transmisión de energía mediante la propagación de un movimiento ondulatorio a través de un medio. Las vibraciones generadas por las voladuras se consideran como ondas de tipos sinusoidal, donde los parámetros básicos de análisis son:

- a. Amplitud: Es el desplazamiento máximo de un punto del terreno desde su posición de reposo, medida en pulgadas y milímetros.
- b. Velocidad de partícula: Es la velocidad a la que se desplaza el punto, en pulg/seg o en mm/seg.
- c. Aceleración: Es el ritmo de cambio de la velocidad, en pulg²/seg o en mm²/seg.
- d. Frecuencia: Es el numero completo de oscilaciones en ciclos por segundo.

I. Efecto de las Vibraciones:

Los efectos de las voladuras desde el punto de vista adverso son:

Efectos en campo cercano: Se refieren al resultado de la energía vibracional que fractura las paredes del banco cercano a la voladura, produciendo condiciones inestables, lo cual es particularmente perjudicial cuando la pared del pit está siendo formada y/o cuando existe un tipo de falla importante (ENAEX S.A., s.f.).

Efectos en campo lejano: Se refiere a la onda aérea u onda sónica (concusión) que producirá desde sobresalto hasta la rotura de vidrios, según la distancia y circunstancias en que se produce, lo que también puede ser motivo de molestias y quejas en zonas pobladas (EXSA S.A., 2011).

II. Medición de la Vibraciones:

Conforme a EXSA S.A. (2011) las vibraciones se miden para predecir y conocer los efectos adversos de los disparos tanto en campo cercano como en lejano. La medición de las vibraciones se realiza en dos ámbitos: En diseño y en monitoreo.

En Diseño: Se realiza para pronosticar las vibraciones del proyecto de voladura en un eventual disparo. Para ello se mide principalmente la velocidad pico partícula mediante la “ley de propagación” que relaciona la velocidad de vibración máxima con la carga del explosivo y la distancia. De acuerdo a la USBM en, la máxima velocidad pico partícula permisible es de 2 pulg/seg o 50 mm/seg, sobre este valor pueden ocurrir daños a estructuras o construcciones. Para determinar la velocidad pico partícula se utiliza la siguiente formula desarrollada por Devine y Duvall:

$$VPP = K \times \left(\frac{DH}{W^{1/2}} \right)^{-n}$$

Ecuación 2.15

Donde:

VPP = Velocidad pico partícula en pulgadas por segundo o mm/seg.

K = Constante empírica de transmisión de la roca (factor local), 800 para roca suave a 1,200 para roca dura.

DH = Distancia horizontal entre la voladura y el punto de medición o registro, en pies o metros.

W = Máximo de carga de explosivo detonado por retardo (mínimo 8 milisegundos) en libras o kilos.

_n = Constante empírica determinada por las condiciones geológicas existentes en el lugar, usualmente 1.6.

Cuando las vibraciones no es un serio problema para la operación y alrededores, se puede emplear la ecuación de la “Distancia Escalada” en lugar de la ley de propagación. Para determinar las cargas permisibles por retardo la ecuación de distancia escalada es:

$$D_s = \frac{D_i}{W^{1/2}} \quad \boxed{\text{Ecuación 2.16}}$$

Donde:

D_s = Distancia escalada, como referencia la OSM indica que: para 0 a 300 pies $\rightarrow D_s = 50$, para 301 a 5000 pies $\rightarrow D_s = 55$ y para 5001 pies a mas $\rightarrow D_s = 60$.

D_i = Distancia del área de disparo a la estructura a proteger en pies.

W = Máxima carga explosiva por cada periodo de retardo (mínimo 8 ms) en libras.

En Monitoreo: Se realiza para conocer las vibraciones efectivas o reales del proyecto de voladura después del disparo. Se miden la velocidad pico partícula, la frecuencia y la amplitud utilizando captadores electrodinámicos, cables y equipos de registro que almacene y transfiera la información.

III. Origen de las Vibraciones Excesivas:

Según EXSA S.A. (2011) generalmente las vibraciones excesivas del terreno son causadas ya sea por colocar demasiada carga explosiva dentro del taladro o por el inapropiado diseño de la voladura, especialmente en lo referente a la secuencia de salida, de modo que parte de la energía que no es utilizada en fragmentar y desplazar la roca, producirá vibraciones.

Los factores más relevantes a considerar cuando se dan excesivas vibraciones son:

- a) Diámetro del taladro: a mayor diámetro mayor será las vibraciones.
- b) RIB: El RIB deberá ser > 2 , pues menor a 2 implica necesariamente una mayor sobreperforación.
- c) Carga explosiva por retardo: Una voladura con múltiples taladros disparados simultáneamente produce un violento efecto de concusión y vibración. Así pues, para

reducir las vibraciones se recomienda individualizar las cargas con un tiempo mínimo de 8 o 9 ms.

- d) Sobre Confinamiento: En voladura a tajo abierto el mayor confinamiento del explosivo se da al fondo del taladro. Si la sobreperforación es excesiva habrá un aumento en las vibraciones pues habrá mayor cantidad explosivo denso. Asimismo si la prima se ubica al piso del taladro, también se generara mayor vibraciones.

2.2.6.2. La Proyección de Rocas:

De acuerdo a EXSA S.A. (2011), las rocas volantes en voladura son simplemente fragmentos de roca arrojadas al aire con violencia como resultado de una explosión, por tanto con gran potencial de causar daños.

Un fly rock es inesperado, indeseado y muchas veces un tanto difícil de controlar en la voladura, por ello representan el más serio problema de seguridad en razón de que el impulso de lanzamiento aumenta con el mayor diámetro del taladro empleado, pues el riesgo es serio en minas y obras donde se trabaja con diámetros grandes de taladro y con agentes explosivos que generan un alto volumen de gases. Según refiere ENAEX S.A. (s.f.) las voladuras con diámetros de 1” a 3” y de menor envergadura, producen una baja ocurrencia de fly rocks.

Sería importante medir el alcance que podría tener los fragmentos volantes, sin embargo, la distancia de alcance de los fly rocks es relativo; por lo que de acuerdo a Basilio y ENAEX S.A. (2014), la variable más importante a considerar en la ocurrencia de fragmentos volantes es el “Taco”. Así pues su ocurrencia se puede minimizar teniendo en cuenta el “Scale Depth of Burial (SD)”, desarrollado por Alan Bauer y Frank Chiapetta. Véase la siguiente figura:

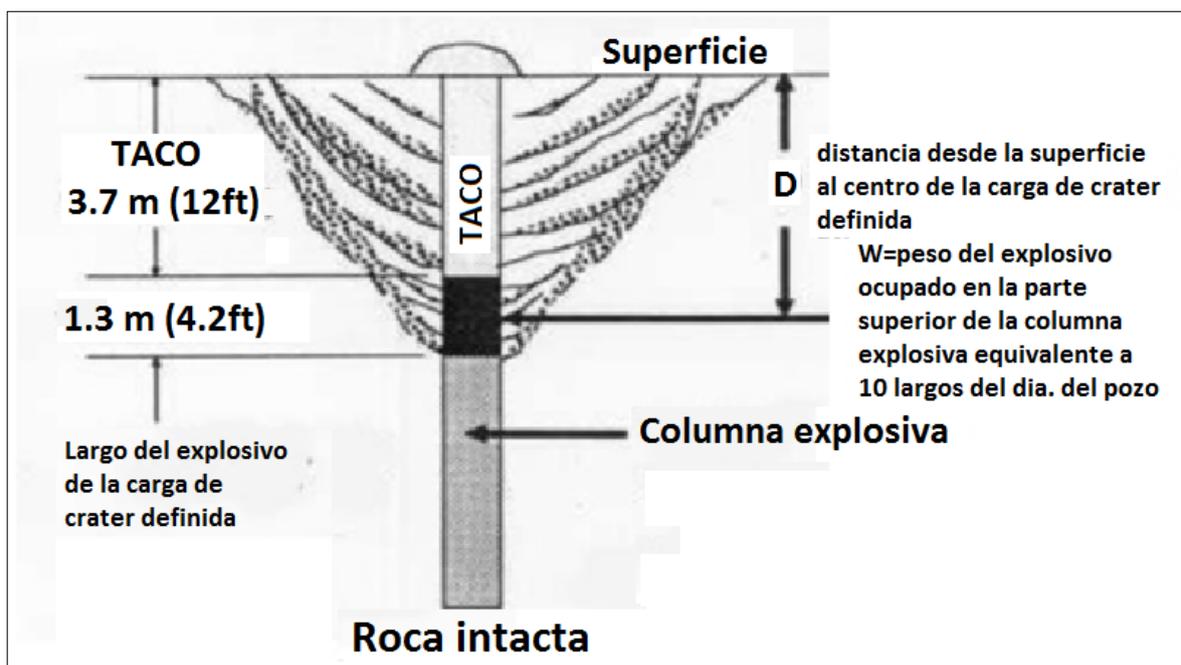


Figura 11.: Parámetros para determinar el SD.

Fuente: Manual de Tronadura – ENAEX S.A.

Para determinar SD según la figura 11 se tiene la siguiente formula:

$$SD = \frac{D}{W^{1/3}} \quad \text{Ecuación 2.17}$$

Donde:

SD = Scale Depth of Burial.

D = Medida desde el collar del taladro hasta el centro de una carga igual a 10 veces el diámetro del taladro, en metros.

$$D = T + \frac{L_w}{2} \quad \text{Ecuación 2.18}$$

T = Longitud del taco en metros.

L_w = Longitud de carga igual a 10 veces el diámetro del taladro, en metros.

W = Peso del explosivo de la longitud de carga igual a 10 veces el diámetro del taladro, en kg.

Una vez determinado el SD se procede a verificar su impacto conforme a la figura 12.

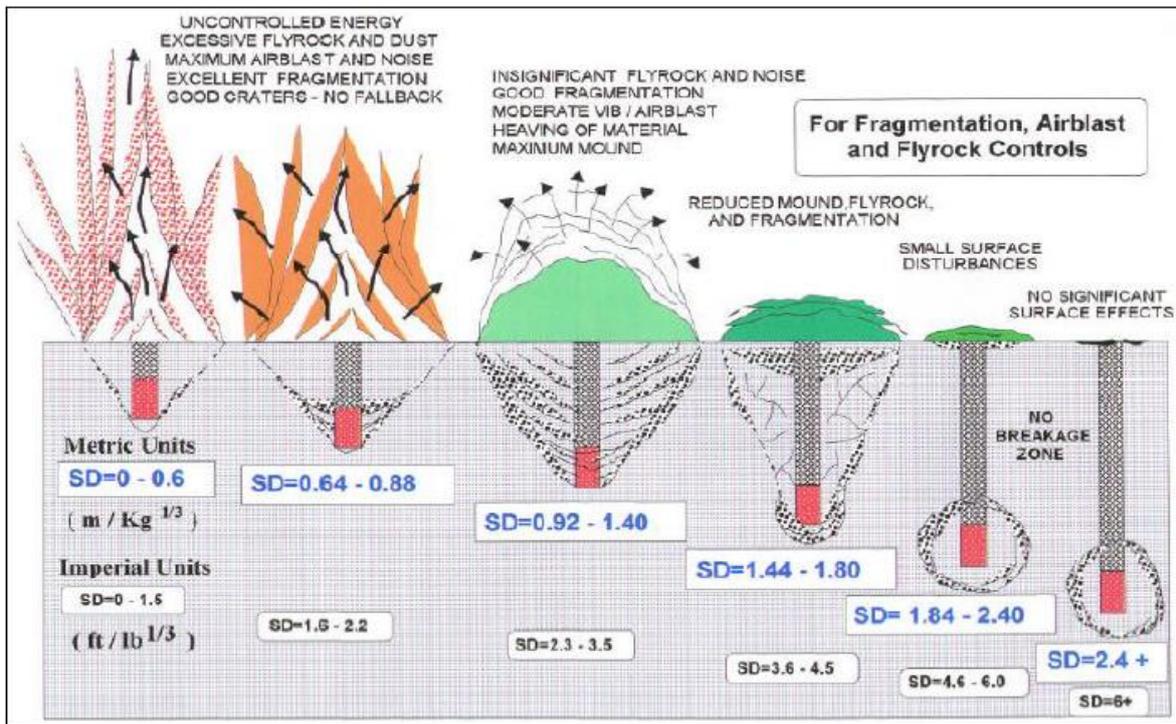


Figura 12.: Rango y significa de la variabilidad del SD.

Fuente: Reducción de la Dilución del Carbón Aplicando Voladura Bajo Manto.

2.2.7. Monitoreo De La Fragmentación Por Medio De Imágenes:

La fragmentación es el objetivo y fin más importante de la voladura. Por ello y conforme a Bernaola, Castilla y Herrera y Zúñiga (2013), una vez realizada la voladura es necesario analizar si los resultados obtenidos corresponden con los esperados. Una mala fragmentación puede hacer necesario la realización de voladuras secundarias, o bien, la necesidad de romper los sobre tamaños mediante medios mecánicos, con el sobre costo añadido que supone. El tamaño máximo deseado de los fragmentos del disparo en voladuras a cielo abierto o en

canteras vendrá definido por la capacidad de la planta de tratamiento, en concreto por el tamaño máximo de admisión del triturador primario (tamiz).

En el análisis de la granulometría de la voladura, es muy útil el conocer de forma previa la granulometría de una pila de material volado. Para ello, existen herramientas que proporcionan de manera aproximada la granulometría de la voladura, mediante la toma digital de imágenes y el procesamiento de las mismas. En general, el análisis de pilas de tronadura se divide en 3 etapas. La primera es la toma de fotografías de la pila de material disparo, utilizando un elemento de referencia escalador (E-1); luego se procede a la individualización de los fragmentos de roca y a la obtención de resultados (E-2); finalmente se analiza esta base de datos y se genera la curva granulométrica correspondiente para la obtención de información requerida (E-3). La secuencia descrita se muestra a continuación:

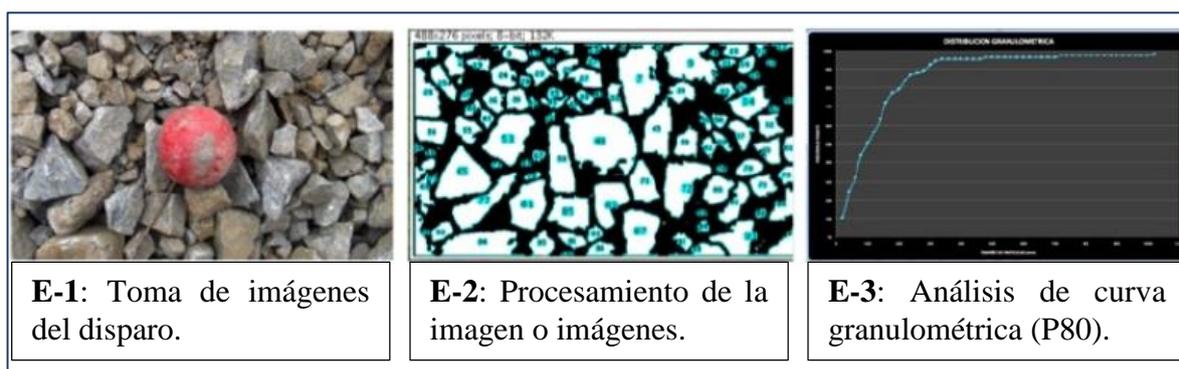


Figura 13.: Proceso del monitoreo de la fragmentación de una pila de material.

Fuente: Análisis de Granulometria de una Pila con Image J - UNT.

2.2.7.1. Calibración por Corrección Empírica:

Si bien el modelo Cunningham y la teoría de Kuz-Ram permiten predecir la fragmentación promedio, el fragmento representativo, y la curva de fragmentación, de acuerdo a muchos otros autores la fórmula de Kuz-Ram subestima a la zona de los finos. No obstante el modelo Cunningham y Kuz-Ram aún sigue siendo válido y es la base para otros muchos modelos desarrollados actualmente.

De acuerdo a Leiva (2007) la manera más efectiva para incluir el peso correcto de finos en el análisis: **es hacer una empírica calibración**. En este proceso se hace la asunción que para un proceso dado, como es la voladura, chancado o molienda, la forma (o pendiente) de la distribución es más o menos constante.

Si esta asunción es correcta, entonces aunque no podamos medir los cambios en los finos finales de algunas distribuciones, sin embargo, algunos estudios han mostrado que se puede predecir los cambios de la distribución en los finos finales con las diferencias medidas de la distribución en los gruesos finales (Simkus y Dance, 1998). Consecuentemente, esos cambios pueden, con un razonable grado de exactitud, ser estimados por un constante factor de calibración.

Los sistemas de análisis de imágenes como el Split hacen esta calibración encajando la curva granulométrica medida en la curva de Rosin-Rammler. La discusión acerca de la adecuación de la distribución se centra en dos parámetros de distribución: un parámetro que representa la tendencia central (X_c), y el otro la pendiente o variabilidad de la distribución (n).

Por lo que la ecuación 2.15 de Rosin y Rammler sería calibrada de la siguiente manera:

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{X_c \times X_{CA}}\right)^{n \times n_a}} \quad \boxed{\text{Ecuación 2.19}}$$

Donde:

R = Porcentaje del material menor que el tamaño X (%).

X = Tamaño del material (metros).

X_c = Tamaño característico (metros).

n = Coeficiente de uniformidad.

X_{CA} = Ajuste relacionando el tamaño característico empírico (X_c) para el tamaño medido por el modelo de análisis de imágenes.

n_a = Ajuste relacionando el n-valor empírico medido por el modelo de análisis de imágenes.

2.2.8. Costos De Chancado Y Molienda:

De acuerdo a Leiva (2007), los costos de chancado y molienda en muchas operaciones representan entre el 40% a 60% del costo total de procesamiento, por lo que ejerce una fuerte influencia sobre los costos de procesamiento. El proceso de fragmentación y conminución de la roca debe entenderse como un proceso global que inicia desde la perforación, sigue con la voladura, carguío y transporte, chancado y finalmente termina en la molienda. Por lo que es una pseudo eficiencia considerar reducir los costos perforación y voladura por tonelada rota sin considerar el impacto de la fragmentación en los procesos sub siguientes.

Es conocido que la energía necesaria para la fragmentación y conminución del mineral es grande en el chancado y molienda. La reducción total, desarrollada en la operación desde su inicio podría ser de un gran tamaño de alimentación pasante de 40cm (15.8 pulgadas) hacia un tamaño de producto final de 0.053 a 0.45 mm (0.270 a 0.325 pulgadas). Por lejos el más grande trabajo se realiza en la molienda en donde el tamaño original es reducido por un factor de 360. En el chancado primario es reducido por un factor de cuatro y en el chancado secundario por alrededor de cinco veces. Claramente cambios en la voladura reduciría los requerimientos de energía en la molienda y tendrán gran impacto en su desempeño. Mucha energía es requerida para realizar esto, y no es particularmente eficiente, gran parte de la energía entrante es desaparecida como cabeza.

En las operaciones mineras grandes, el consumo de energía puede llegar a ser el mayor costo de la operación y puede medirse en miles de dólares por mes o más. Pequeñas operaciones y/o canteras tendrán un costo menor, pero esto puede aún ser sustancial como un porcentaje del total del costo de la mina. Desde que los costos de energía asociados con el consumo de la energía eléctrica se incrementan en muchos sub procesos de la reducción de tamaño de la roca, y el costo de los combustibles han estado subiendo en todas partes, la gestión de la energía es una meta fundamental.

Así pues, la energía consumida en conseguir una tonelada de mineral como un producto molido puede representarse como:

$$ET = ED + EB + EEX + EH + EC + EG$$

Donde:

ET = Total de energía consumida.

ED= Energía usada en la perforación.

EB= Energía consumida en la voladura.

EEX= Energía consumida en la excavación del mineral.

EH= Energía consumida en el transporte del mineral.

EC= Energía usada en el chancado.

EG= Energía usada en la molienda.

La fórmula anterior muestra la interrelación que tienen los procesos de fragmentación como un proceso global. Esto es que, para lograr una fragmentación fina, la energía usada en la perforación aumentará con diseños de malla más pequeños (menor espaciamiento y burden) e incrementara la longitud de perforación. El consumo de energía en la voladura se incrementara debido al alto factor de potencia y el uso mayor energía explosiva. Así mismo, es probable que el uso de energía en la excavación y transporte disminuya pues el material es más fácil de excavar y hay menos trozos de material de peso en la tolva del equipo de transporte, significando mayor eficiencia y ahorros de transporte. El consumo de energía en el chancado y molienda también disminuirá con la fragmentación fina, debido a la posible formación de micro fracturas en la roca por el aumento del factor de potencia.

El incremento del **factor de potencia/factor de carga** reduce la resistencia de la roca ha de ser fragmentada (índice de trabajo) y tiene el **potencial de reducir los costos por la energía consumida**. Véase la siguiente figura:

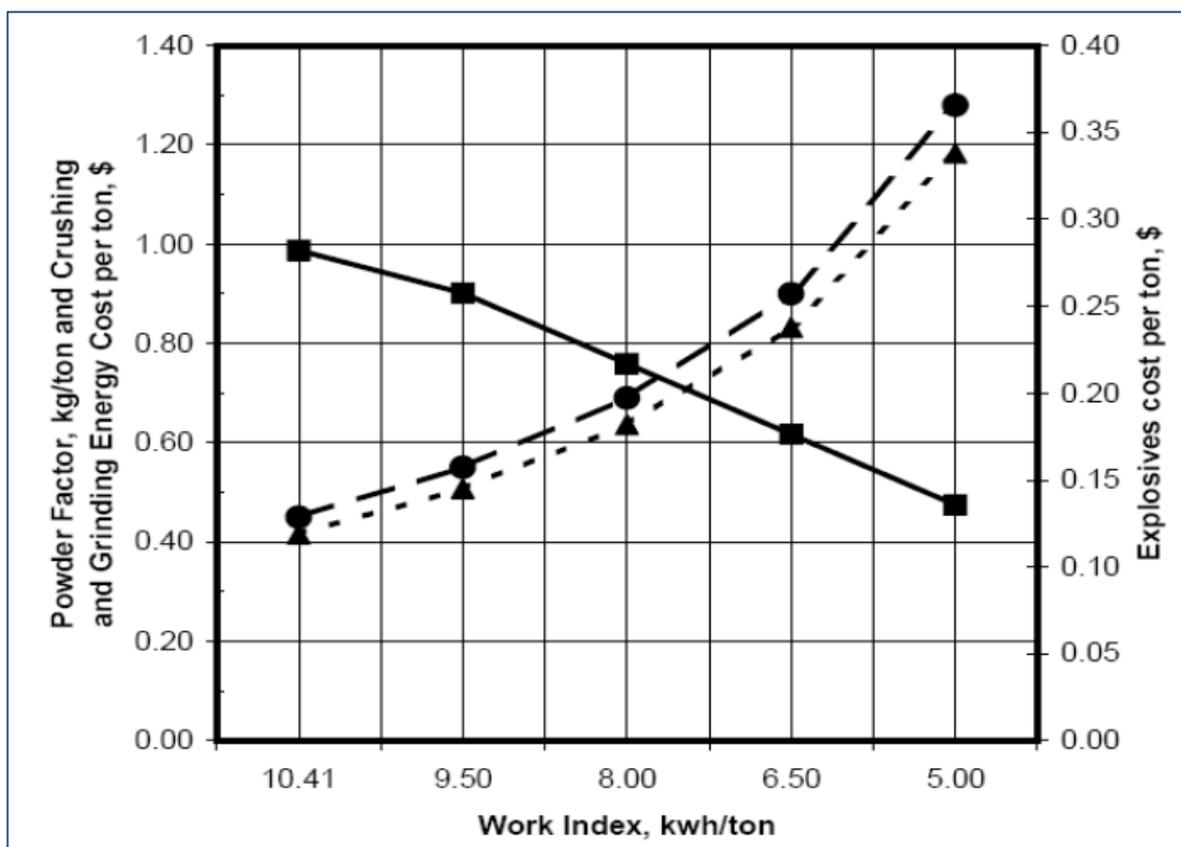


Figura 14.: Relación de factor de carga vs el índice de trabajo de molienda.

Fuente: Influencia de la Optimización de la Fragmentación de Roca en la Rentabilidad de las Operaciones Mina - Molienda.

En la figura 14 se muestra el incremento del factor de potencia y la reducción del costo de energía en el chancado y molienda. En el segundo eje-y a la derecha de la figura 14 se grafica la tendencia del aumento en costos del explosivo asociado con el índice de trabajo decreciente. También se observa que la disminución en el costo de energía va con una disminución del índice de trabajo y el incremento en el factor de potencia se acelera. Esto es consistente con los resultados de investigación de Eloranta (1995) y por Paley y Kojovic (2001) en Leiva (2007).

Así pues, conforme a Leiva (2007) se muestra una fuerte dependencia entre la fragmentación de la roca y el consumo de energía posterior en el chancado de molienda, y consecuentemente un impacto sobre los costos de molienda que se basa en el work index (índice de trabajo).

También cabe recalcar que Leiva (2007) señala que en el trabajo realizado por Jack Eloranta (1996) se afirma lo siguiente: “En aproximadamente 100 millones de toneladas procesadas, demuestran que en promedio la voladura mantiene una ventaja en los costos tanto como 3:1 sobre la molienda. Esto es una sorprendente noción considerando que la energía es más barata cuando es comprada como electricidad en la proporción de 5:1 que cuando es comprada como energía explosiva. Esta combinación sugiere que el proceso de la voladura tiene una eficiencia marginal de ventaja de 15:1 sobre la molienda. Por lo que, para lograr una eficiencia de 1% a 2% en chancado y molienda, en voladura tendría que haber una eficiencia de 15% a 30%”.

2.2.9. RECURSOS INFORMÁTICOS:

2.2.9.1. JKSimblast:

Es un software de JKTech (1998) el cual refiere a su software de la siguiente manera: JKSimBlast es un conjunto de poderosas herramientas modulares para la simulación y administración de datos de tronadura. JKBMS y StockView son módulos autónomos de JKSimBlast: JKBMS es utilizado para la administración de tronaduras y StockView es utilizado para el almacenamiento de las especificaciones de los explosivos y accesorios. Como los desarrolladores del programa no controlan la creación de datos, colección, análisis o interpretación, es responsabilidad exclusiva del usuario verificar que el ingreso de datos sea correcto y apropiado, y que todas las condiciones y resultados son razonables y cumplen con los requerimientos reglamentarios.

2.2.9.2. Wipfrag:

Es un software de MinBlast Ltd (2018) el cual refiere a su software de la siguiente manera: Wipfrag es una herramienta de análisis de imagen digital para medir la distribución de tamaño de la roca fragmentada. Usando una o varias imágenes digitales como entrada, este produce la distribución de tamaños calculado como reporte.

2.3. FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS:

2.3.1. Hipótesis General:

- ✓ Los costos de molienda podrían ser optimizados aplicando el modelo Cunningham y la malla triangular equilátera para reducir la fragmentación de la roca caliza en la cantera Ayacucho - Caracoto.

2.3.2. Hipótesis Específicas:

- a) Se logrará que los fragmentos menores a 25 cm de la roca caliza sean mayor al 80% del total de material disparado aplicando un diseño de malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham.
- b) El monitoreo de la fragmentación post voladura de la roca caliza por medio del análisis digital de imágenes del software Wipfrag ayudaría a lograr que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80% del total de material disparado.
- c) Los costos de chancado podrían ser optimizados si los fragmentos menores a 25 cm de la roca caliza son mayor al 80% del total de material disparado.

CAPITULO III:

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO METODOLÓGICO:

3.1.1. Tipo De Investigación:

El tipo de investigación para el presente estudio fue la INVESTIGACIÓN APLICADA, ya que para verificar los resultados en la fragmentación de la roca caliza se aplicó, en determinados disparos, el diseño de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham. Asimismo, se aplicó el sistema Split para monitorear la fragmentación post voladura. Ello con la finalidad de mejorar la fragmentación y lograr que el total de los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80% del total del material disparado. Estos resultados podrían optimizar los costos de molienda en la cantera Ayacucho – Caracoto.

3.1.2. Método De Investigación:

El método de investigación utilizado fue el MÉTODO DEDUCTIVO; ya que tras presentarse un aumento en los costos operativos del proceso de molienda de 1.58 US\$/TM a 1.72 US\$/TM, se identificó que la fragmentación de la roca caliza, solamente con un diseño geométrico, estaba causando un desgaste prematuro de los componentes, lo cual, además de ello, estaba afectando la productividad de la molienda, haciendo que los costos operativos de molienda aumenten. Esto se debía a que el tamaño de los menores a 25 cm, con lo cual el

área de chancado puede operar de manera óptima, solo se estaba logrando en un 70% a 80% del total del mineral fragmentado.

3.1.3. Alcance De La Investigación:

De acuerdo a su alcance de sus resultados, esta INVESTIGACIÓN ES DESCRIPTIVA – CORRELACIONAL. Es Descriptiva pues se midió los efectos que tuvo dentro de la fragmentación de la roca caliza el sumarle al diseño geométrico clásico – vigente, el índice de volabilidad de Cunningham, con el que se pudo proyectar la fragmentación promedio que tendrá el material a fracturar con un determinado diseño. Además de ello, como parte del modelo Cunningham se realizó un monitoreo post voladura de la fragmentación promedio por medio del sistema Split. Es Correlacional porque se verificó el impacto que tuvo la mejora de la fragmentación en la roca caliza sobre los costos de molienda.

3.1.4. Diseño De La Investigación:

El diseño que va utilizarse en esta investigación fue del tipo: CUASI EXPERIMENTAL. Este estudio de investigación no es **experimental pura** ya que los disparos donde se aplicará la malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham no fueron escogidos de manera aleatoria tal y como exige la investigación experimental; lo que si se hizo es escoger disparos determinados y conciliados con el área de ingeniería, en donde se utilizaran la malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham. Asimismo, para el monitoreo de la fragmentación con el software Split, se hizo sobre estos mismos disparos para evaluar los resultados de la aplicación de la malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham. Posteriormente, se verificó las incidencias en los costes de molienda con el procesamiento del mineral fragmentado con la malla triangular equilátera asociado al modelo Cunningham y monitoreado con el sistema Split.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA:

3.2.1. La Población:

La población que se tuvo para este estudio de investigación fueron: Las operaciones unitarias de perforación y voladura (P&V) del proceso de minado, los datos de chancado y molienda

del proceso de Planta, los datos geológicos y geotécnicos del yacimiento no metálico del área de Geología, y los costos operativos de todo el año 2017.

3.2.2. Las Muestras:

Las muestras tomadas y recolectadas se realizaron de forma consecuente para manipular la variable independiente y medir los efectos sobre la variable dependiente. Estas muestras están compuestas por:

3.2.2.1. Los Datos Geológicos y Geotécnicos del Yacimiento No Metálico Caliza:

Estos datos fueron proporcionados del área de Geología y Planeamiento de la Cantera Ayacucho – Caracoto. Estos datos comprenden detalles del mapeo geomecánico de algunos proyectos de voladura y los cuales fueron utilizados para diseñar la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham. Veamos estos datos en las siguientes tablas:

Tabla: 3.: Características geotécnicas del proyecto 3890 -187.

PROYECTO:		3890 - 187	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Kárstica
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	0.7 - 1.2 m
Resistencia compresiva (UCS):	124.21 MPa	Buzamiento:	38 °
Modulo de Young:	50.23 GPa	Dirigido hacia:	Buza fuera de la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 4.: Características geotécnicas del proyecto 3890 -188.

PROYECTO:		3890 - 188	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Kárstica
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	0.9 - 1.20 m
Resistencia compresiva (UCS):	124.21 MPa	Buzamiento:	42 °
Modulo de Young:	50.23 GPa	Dirigido hacia:	Buza fuera de la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 5.: Características geotécnicas del proyecto 3910 -166.

PROYECTO:		3910 - 166	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Kárstica
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	1.5 - 2.3 m
Resistencia compresiva (UCS):	124.21 MPa	Buzamiento:	75 °
Modulo de Young:	50.23 GPa	Dirigido hacia:	Buza hacia la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 6.: Características geotécnicas del proyecto 3910 -168.

PROYECTO:		3910 - 168	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Kárstica
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	1.6 - 2.1 m
Resistencia compresiva (UCS):	124.21 MPa	Buzamiento:	72 °
Modulo de Young:	50.23 GPa	Dirigido hacia:	Buza hacia la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 7.: Características geotécnicas del proyecto 3940 -119.

PROYECTO:		3940 - 119	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Masiva Negra
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	0.60 - 1.50 m
Resistencia compresiva (UCS):	128.21 MPa	Buzamiento:	60 °
Modulo de Young:	53.35 GPa	Dirigido hacia:	Rumbo perpendicular a la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 8.: Características geotécnicas del proyecto 3940 -120.

PROYECTO:		3940 - 120	
Material:	Mineral	Tipo de Roca:	Masiva Negra
Roca:	Caliza	Tipo:	Sedimentario
Propiedades de la roca intacta:		Característica de las Juntas:	
Dureza de la roca:	Media	Espaciamiento:	0.60 - 1.50 m
Resistencia compresiva (UCS):	128.21 MPa	Buzamiento:	75 °
Modulo de Young:	53.35 GPa	Dirigido hacia:	Rumbo perpendicular a la cara
Densidad de la roca:	2.51 TM/m ³		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

3.2.2.2. Los Datos de la Operación Unitaria de Perforación y Voladura:

Estos datos fueron proporcionados del área de Minado de la Cantera Ayacucho – Caracoto.

La Perforación en la Cantera Ayacucho – Caracoto:

La perforación se realiza con dos máquinas Track – Drill de 3” de diámetro, las cuales se distribuyen a lo largo de la Cantera Ayacucho - Caracoto en sus distintos sectores denominados Pit_F hasta Pit_S. Los trazos de perforación que se realiza en esta área comprende dos tipos de mallas: La Cuadrada y la Triangular. Veamos los detalles de diseño y operativos de las perforadoras en las siguientes tablas:

Tabla: 9.: Índices operativos y mecánicos de la perforadora 01 con la malla cuadrada.



NOMBRE DEL EQUIPO:		Track Drill - IngersollRand 605		(P-01)	
Perforación:	Desmorte	Densidad	2.51 TM/m3		
Índices Operacionales:					
DM (%):	90%	R Tal/hor:	15	VP mts/hr:	45
UT (%):	85%	D' Broca (" , mm):	3		76
EO (%):	80%	L. Barreno (Pies, m):	12		3.66
Nº de Guardías por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	25
Diseño de Malla de Perforación					
Burden:	2.00	mts	Espaciamiento:	2.00	mts
Altura de Banco:	5.00	mts	Longitud de tal:	5.50	mts
Sobreperf.:	0.50	mts			
TM por mb (TM/m):	9.13		TM por taladro (TM/tal):	50.20	
TM por área perforada (TM/m2):			12.55		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

En la tabla 9, se resume todos los datos operativos y mecánicos de la perforadora 01, la cual puede realizar trazos de malla cuadrada y triangular. Cabe mencionar que los metros barrenos por mes utilizando la malla cuadrada asciende como mínimo a 7,285.86 mb/mes, siendo su costo unitario de perforación = 0.32 US\$/TM.

Tabla: 10.: Índices operativos y mecánicos de la perforadora 02 con la malla triangular.



NOMBRE DEL EQUIPO:		Track Drill - IngersollRand 605		(P-02)	
Perforación:	Desmorte	Densidad	2.51 TM/m3		
Índices Operacionales:					
DM (%):	90%	R Tal/hor:	15	VP mts/hr:	45
UT (%):	85%	D' Broca (" , mm):	3		76
EO (%):	80%	L. Barreno (Pies, m):	12		3.66
Nº de Guardias por día	1	Nº de horas por guardia	10	Nº de días por periodo	25
Diseño de Malla de Perforación					
Burden:	1.90	mts	Espaciamiento:	2.10	mts
Altura de Banco:	5.00	mts	Longitud de tal:	5.50	mts
Sobreperf.:	0.50	mts			
TM por mb (TM/m):	9.10		TM por taladro (TM/tal):	50.07	
TM por área perforada (TM/m2):			12.55		

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

En la tabla 10, se resume todos los datos operativos y mecánicos de la perforadora 02 que es casi igual al de la perforador 01, la cual también puede realizar trazos de malla cuadrada y triangular. Cabe mencionar que los metros barrenos por mes utilizando la malla triangular asciende como mínimo a 7,304.12 mb/mes, siendo su costo unitario de perforación = 0.32 US\$/TM.

Así pues, podemos notar que la malla cuadrada y la triangular, operativamente hablando, tienen similitudes en cuanto a metros barrenados y a su costo unitario de perforación.

La Voladura en la Cantera Ayacucho – Caracoto:

La voladura se realiza utilizando la secuencia de iniciación Pirotécnico – Nonel. El cual emplea como accesorios, el armado, el cordón detonante 5P, los faneles y el booster de ¼ de libra; como agente de voladura se usa el ANFO granular en condiciones normales y secas; en condiciones de lluvia en los meses de enero, febrero y marzo se emplea mangas y también los Slurries . Veamos los detalles de diseño de las mallas de voladura actualmente utilizadas en las siguientes figuras y tablas:

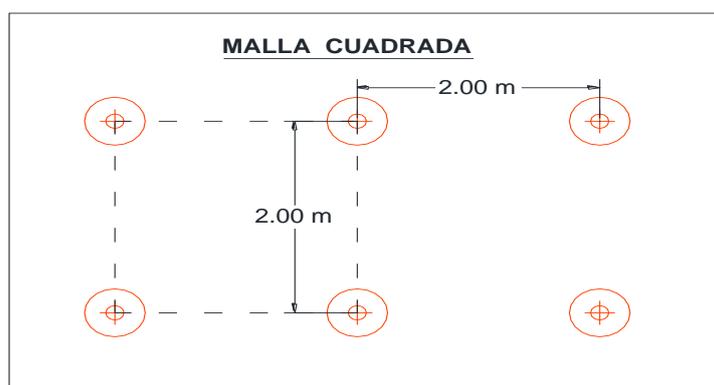


Figura 15.: Diseño de la malla cuadrada – vista de planta.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Tabla: 11.: Detalles de la malla de voladura “cuadrada”.

Parámetros:	Valores		Unidades
	Producción	Contorno	
D (φ"):	3	3	"
Malla:	Cuadrada		metros
B:	2.00	2.00	metros
E:	2.00	2.00	metros
SP:	0.5	0.5	metros
Hb:	5	5	metros
L:	5.5	5.5	metros
T:	1.7	2.2	metros
Lc:	3.8	3.3	metros
Dc:	3.88	3.88	Kg-exp/m
Cex:	14.74	12.80	Kg-exp/tal
TR:	50.20	50.20	TM/tal
RIB:	2.50	2.50	
FC:	0.29	0.25	Kg-exp/TM

P = 3"

Longitud de taladro (m)

1

C = 3"

Longitud de taladro (m)

1

Los gráficos de barras muestran la longitud de los taladros en metros. El eje vertical va de 0 a 6. Cada barra está compuesta por una parte inferior con rayas azules (Lc) y una parte superior con puntos naranjos (T). En el gráfico de la izquierda (P = 3"), la longitud total es de aproximadamente 5.5 m. En el gráfico de la derecha (C = 3"), la longitud total es de aproximadamente 5.5 m.

Fuente de la tabla: Grupo Gloria y Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto.

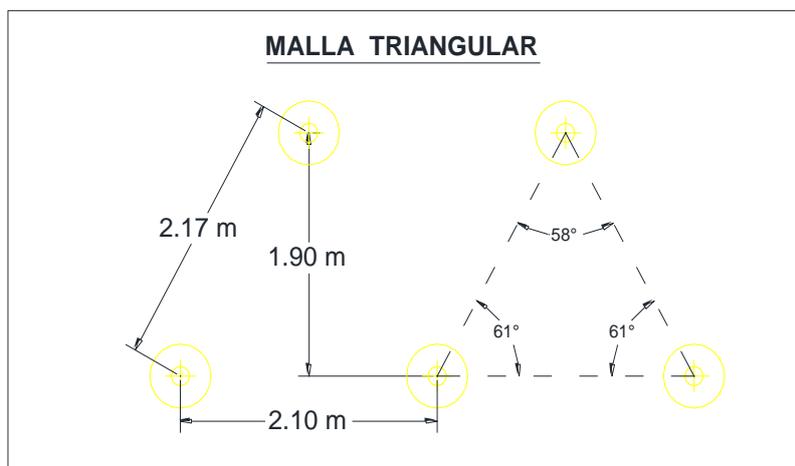


Figura 16.: Diseño de la malla cuadrada – vista de planta.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Tabla 12.: Detalles de la malla de voladura “cuadrada”.

Parámetros:	Valores		Unidades
	Producción	Contorno	
D (φ"):	3	3	"
Malla:	Triangular		metros
B:	1.90	1.90	metros
E:	2.10	2.10	metros
SP:	0.5	0.5	metros
Hb:	5	5	metros
L:	5.5	5.5	metros
T:	1.6	2.1	metros
Lc:	3.9	3.4	metros
Dc:	3.88	3.88	Kg-exp/m
Cex:	15.13	13.19	Kg-exp/tal
TR:	50.06	50.06	TM/tal
RIB:	2.63	2.63	
FC:	0.30	0.26	Kg-exp/TM

P = 3"

C = 3"

Fuente de la tabla: Grupo Gloria y Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto.

De acuerdo a la tabla 11, la malla cuadrada tiene un factor de carga teórico de 0.29 kg-exp/TM en taladros de producción y 0.25 kg-exp/TM en taladros de contorno para un tonelaje

roto por taladro de 50.20 TM/tal, y un RIB de 2.50, considerado bueno según EXSA S.A. y Camac (2011).

Asimismo, de acuerdo a la tabla 12, la malla triangular tiene un factor de carga teórico de 0.30 kg-exp/TM en taladros de producción y 0.26 kg-exp/TM en taladros de contorno para un tonelaje roto por taladro de 50.06 TM/tal, y un RIB de 2.63, considerado bueno según EXSA S.A. y Camac (2011).

Nuevamente, en el diseño de voladura, las mallas cuadrada y triangular guardan muchas similitudes.

También detallaremos datos operativos del ANFO granular y el costo base de voladura para las distintas mallas. Véase las siguientes tablas:

Tabla: 13.: Propiedades practicas del ANFO utilizado en la Cantera Ayacucho – Caracoto.

Agente Explosivo Utilizado		
Tipo:	ANFO Granular	
Nombre:	EXAMON - P	
Densidad:	0.85	g/cc
VOD:	3,200	m/seg
RWS:	110	%
Resistencia al agua:	Nula	
Categoría de humos:	2da	

Fuente de la tabla: EXSA S.A. y Grupo Gloria.

Tabla: 14.: Costo base para el ANFO granular por tipo de mallas usadas y propuesta.

Costo Base - ANFO		
Items		Unidades
Tipo de Explosivo	Examon-P	Granular
Densidad del Explosivo (ρ):	0.85	g/cc
Anfo:	0.92	US\$/Kg
Dc:	3.88	Kg-e/m
Costo por metro:	3.57	US\$/m
Costo por Taladro-T-Equilátera:	14.27	US\$/tal
Costo por Taladro-Cuadrada:	13.56	US\$/tal
Costo por Taladro-Triangular:	13.92	US\$/tal

Tabla: 15.: Costo base de los accesorios.

Costo Base de Accesorios				
Items	USD	Unidades	Usado	Total
Booster 1/4 lb:	1.54	Unidad	1	1.54
Exanel 300ms:	2.38	Unidad	1	2.38
Pentacord 5P:	0.21	US\$/m	3.40	0.71
Retardos:	0.25	Unidad	1.5	0.38
Mecha Lenta:	0.12	US\$/m	2	0.24
Fulminante simple:	0.11	Unidad	1	0.11
Costo total por accesorios:				5.36

Fuente de las tablas: Hinostroza (2014) y Grupo Gloria.

Tabla: 16.: Costo de voladura (CV) por tipo malla usada y propuesta.

Costo de Voladura (CV):			
Items	T-Equilátera	Cuadrada	Triangular
Costo total ANFO US\$/tal:	19.63	18.92	19.28
Toneladas Rotas (TR):	43.47	50.20	50.06
Factor de Carga:	0.36	0.29	0.30
C.U. CV (US\$/TM):	0.45	0.38	0.39

Fuente de la tabla: Hinostroza (2014) y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 16, el costo de voladura (CV) de las mallas cuadrada y triangular son 0.38 US\$/TM y 0.39 US\$/TM. Presentándose nuevamente una mínima diferencia. No obstante, ya viendo el CV de la malla triangular equilátera es mucho mayor, siendo este 0.45 US\$/TM.

3.2.2.3. Datos Operativos y Costos del Área de Chancado y Molienda:

Estos datos fueron proporcionados del proceso Global de Planta del Grupo Gloria - Caracoto.

Metodología del Procesamiento de la Caliza en el Grupo Gloria – Cede Caracoto:

El procesamiento de la Caliza se realiza en post de obtener como producto principal Cal de mucha calidad, para ello el procesamiento de la Caliza con las siguientes características:

- ✓ La capacidad de procesamiento máxima de la planta es de 1,900 TM/día, 57,000 TM/día y 693,000 TM/año.
- ✓ La ley mínima de cabeza para procesamiento de la caliza es de 51.50% CaCO₃ y una máxima de 53.00% CaCO₃.
- ✓ El tamaño máximo deseable de los fragmentos, para que el área de chancado opere en condiciones óptimas, es de 25 cm.
- ✓ Para cumplir con las exigencias de la ley de cabeza, se debe minar por lo menos 70% de caliza kárstica de la producción total.
- ✓ La distribución de la producción de las tres tipos de roca caliza por año, en este mediano plazo, es de 485,450 TM con una ley promedio de 53.50% CaCO₃ de caliza Kárstica; 208,050 TM con una ley promedio de 49.50% CaCO₃ de caliza Masiva Negra. La caliza Margosa existente, deberá ser contabilizada como parte de la producción de la caliza Masiva Negra.

Resumen de los Costos de Chancado & Molienda del Grupo Gloria – Cede Caracoto:

La recopilación de los costos operativos del área de Chancado & Molienda se realizaron bajo el enfoque de Leiva (2007), ya que como tercer objetivo de esta investigación es minimizar los costos de chancado y molienda; por lo que el lineamiento de esta investigación es la reducción del “work index” y por ende la reducción del consumo de energía. Véase los costos de chancado y molienda desde diciembre del 2016 hasta mayo del 2017 en las siguientes tablas:

Tabla: 17.: Costos de chancado primario y secundario por consumo de energía así como el work index.

CHANCADO PRIMARIO Y SECUNDARIO						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índex Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Diciembre	61,171.37	2.8243	172,766.300	0.1936	33,439.160	0.547
Enero	60,502.39	2.5734	155,696.850	0.1936	30,135.344	0.498
Febrero	58,518.39	2.2532	131,853.636	0.1936	25,520.456	0.436
Marzo	59,682.13	3.1422	187,533.189	0.1936	36,297.312	0.608
Abril	59,756.10	3.2865	196,388.423	0.1936	38,011.255	0.636
Mayo	60,900.74	2.7343	166,520.893	0.1936	32,230.352	0.529
Total:	360,531.12	2.8035	1,010,759.292	0.1936	195,633.878	0.543

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 18.: Costos de Molienda por consumo de energía así como el work index.

MOLIENDA						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Diciembre	61,171.37	4.7521	290,692.467	0.1936	56,263.935	0.920
Enero	60,502.39	4.7521	287,513.408	0.1936	55,648.623	0.920
Febrero	58,518.39	4.7521	278,085.241	0.1936	53,823.788	0.920
Marzo	59,682.13	4.7521	283,615.450	0.1936	54,894.168	0.920
Abril	59,756.10	4.7521	283,966.963	0.1936	54,962.204	0.920
Mayo	60,900.74	4.7521	289,406.407	0.1936	56,015.016	0.920
Total:	360,531.12	4.7521	1,713,279.935	0.1936	331,607.733	0.920

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 19.: Resumen de los costos de chancado primario y secundario y molienda promedio de los meses de diciembre hasta mayo.

COSTOS TOTAL PROMEDIO DE CHANCADO Y MOLIENDA		1.720
Código	Correspondiente	US\$/TM
COD-P01:	Consumo de Energía Eléctrica	1.4624
COD-P02:	Componentes, Accesorios y repuestos	0.1632
COD-P03:	Mantenimiento	0.0941

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 19, los costos de chancado y molienda promedio fue de 1.72 US\$/TM. Esto corresponde a los meses en donde aún no se utilizaba la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham. Conforme al departamento de costos del Grupo Gloria, el costo de CH&M había sufrido un incremento gradual desde el año 2015 desde 1.58 US\$/TM hasta el 1.72 US\$/TM. Si bien ello se ha dado en parte por el incremento del costo de la energía eléctrica, también se ha visto un incremento en el consumo de energía.

3.3. DEFINICIÓN Y OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES:

Definición Conceptual Y Operacional De Cada Variable:

Variable Dependiente → Costos de Chancado.

Costos de Chancado: Según refiere la BS Consultores (S.F.) los costos de chancado se verán influenciados por la abrasidad y el grado de fragmentación de la roca. Una fragmentación gruesa, aparte de que necesita un pre conminución, aumenta el “work index” lo que refiere un mayor consumo de energía en la obtención de una tonelada de material molido e implica en una pérdida de la productividad y posteriores costos asociados.

Variable Independiente → La Fragmentación de la Roca Caliza Kárstica con la Malla Triangular Equilátera.

Fragmentación de la Roca: Según refiere EXSA S.A. (2011) el propósito de la operación unitaria de voladura es arrancar el material in situ para que este puede ser removido. El arranque de material debe ser en una fragmentación requerida de acuerdo a los propósitos a los que se quiere dar posteriormente al material disparado. En este proceso de voladura intervienen parámetros controlables (tipo de explosivo, burden, espaciamiento, etc.) y parámetros no controlables (resistencia a la compresión de la roca, tensión, módulo de Young, etc.).

Operacionalización De La Variable Independiente:

Bajo la premisa anterior se tiene la siguiente operacionalización de la variable independiente:

Tabla: 20.: Operacionalización de la variable independiente.

VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES	ÍNDICES
Fragmentación de la roca Caliza con la Malla Triángular Equilátera asociado al Modelo Cunningham	Diseño de la Malla de voladura	Buden y Espaciamiento	Metros
		Longitud del taladro	Metros
		Longitud de Taco	Metros
		Factor de Carga	Kg-ex/Tal/TM
	Fragmentación promedia proyectada	Factor de roca (A)	unidades
		Tamaño proyectada de los fragmentos	cm
	Secuencia de Salida y Efectos Colaterales del disparo.	Tipo de salida	V, Filas, Ech
		Tiempo entre taladros	mseg
		Tiempo entre filas	mseg
		Vibraciones	mm/seg
	Fragmentación post voladura	Fly Rocks	Metros
		Cantidad de fragmentos <= a 25 cm	%
		Tamaño promedio de los fragmentos	cm

Fuente de la tabla: Tesista.

3.4. MANIPULACIÓN DE LAS VARIABLES:

La manipulación de las variables dependientes e independientes se hará conforme al alcance de esta investigación, el cual será Descriptivo y Correlacional. Esta cuasi – experimentación se realiza como se muestra en la siguiente imagen:

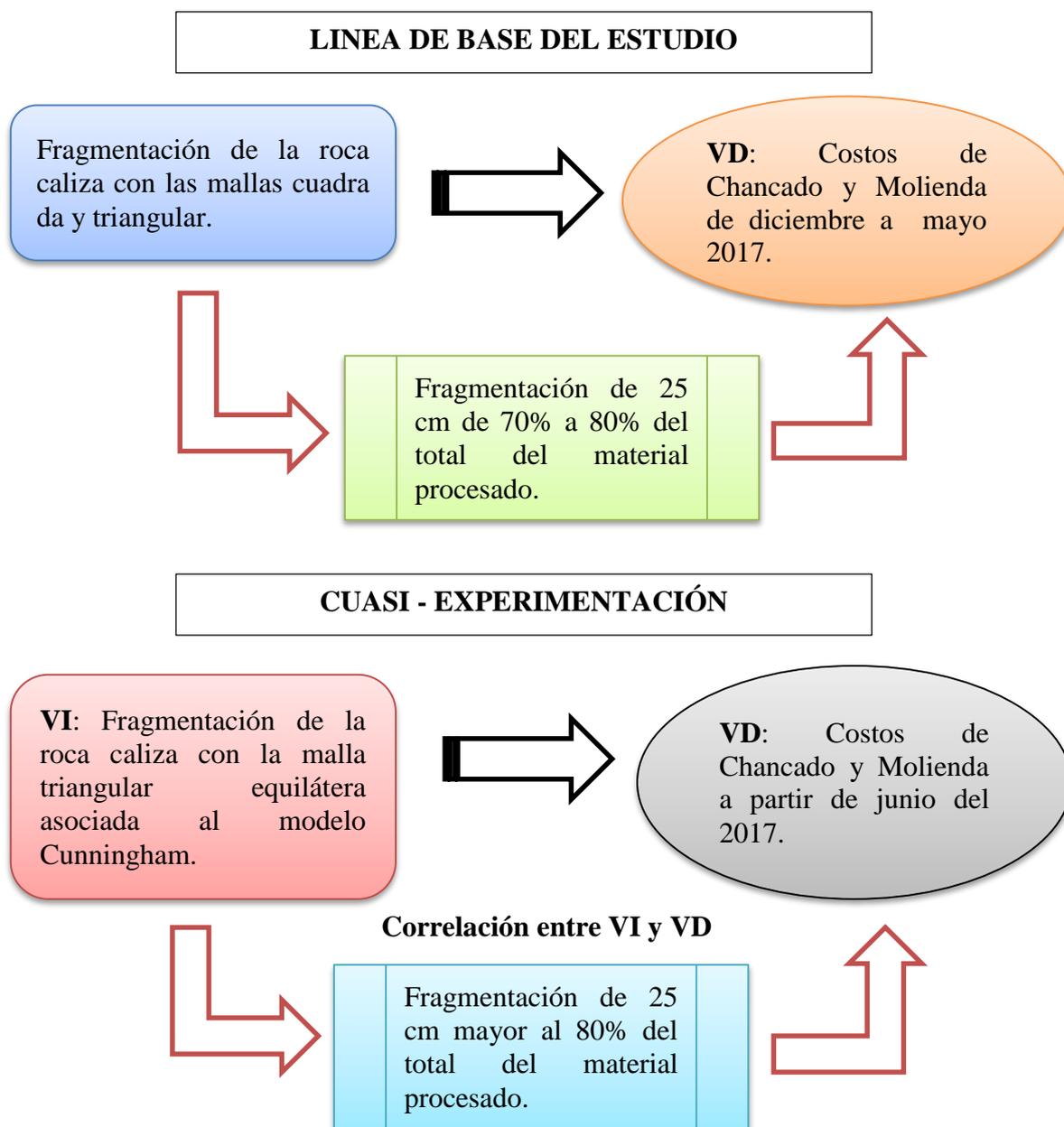


Figura 17.: Manipulación y experimentación de variables.

Fuente: Tesista.

CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DATOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO:

4.1.1. Ubicación Y Acceso:

La Cantera Ayacucho - Caracoto es la primera productora de cal del país con capacidad de 700 KTM/año y se encuentra ubicada a 11 km de la ciudad de Juliaca en el departamento de Puno, en la provincia de San Román, distrito de Caracoto, a una altura promedio de 3810 m.s.n.m. ubicada en las coordenadas de longitud $70^{\circ} 10' 35''$, latitud $15^{\circ} 28' 15''$.

El acceso a la Cantera Ayacucho - Caracoto es por la carretera Puno - Juliaca por un tramo asfaltado de 1.5 Km, luego por una trocha carrozable de 3 a 4 Km hasta la cantera.

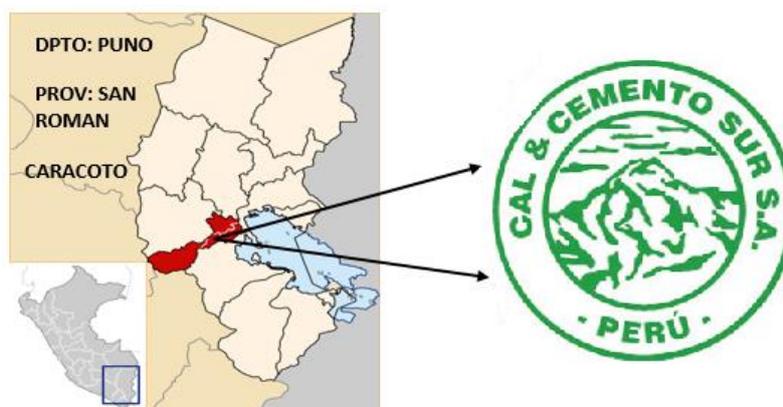


Figura 18.: Ubicación de la Cantera Ayacucho - Caracoto.

Fuente: es.wikipedia.org y Grupo Gloria.

4.1.2. Geología General:

La geología de la cantera Caracoto predominantemente se compone de la formación Ayabacas que se distribuye sobre el altiplano según una dirección SE-NO, consta mayormente de calizas grises, micríticas, de textura fina y uniforme con intercalaciones de limoarcillitas con abundante yeso, a veces en forma maciza, con brechas intraformacionales, estratos delgados intensamente replegados (melange). En el sector de Ancocollo y Challoyo se han registrado niveles carbonosos con abundantes nódulos calcáreos y restos de tallos de plantas (típico de un ambiente restringido). Se han reconocido dos facies: una facie de calizas grises intercalada con limoarcillitas con abundante yeso y anhidrita en el sector NE del área de estudio y otra predominantemente calcárea hacia el sector NO y SE.

Las calizas que afloran en el sector de Juilalaca y Toncoyo, muy cerca de la ciudad de Acora (departamento de Puno), están intensamente replegadas probablemente debido a la influencia del “Alto Cabanillas”, que actuó como contrafuerte a los esfuerzos compresivos posteriores, ocasionando que la masa calcárea desplazada, colisionara y se replegara. También es común observarlas en contactos con las secuencias conglomeráticas del Grupo Puno (Paleogeno), sobre secuencias areniscosas y calcáreas del Grupo Maure (Mioceno) y sobre los derrames lávicos con tobas retrabajadas del Grupo Tacaza (Oligoceno). En las imágenes satelitales se observa un solapamiento preferencial de estas calizas al E y NO.

4.1.3. Planeamiento Y Reservas:

Cemento Sur cuenta con 17 concesiones mineras no metálicas que equivalen a un área de 4,647 hectáreas. Actualmente, se está minado la zona denominada Cantera Ayacucho que cuenta con 100 hectáreas de influencia operativa. Cabe mencionar que este estudio de investigación está limitado a esta cantera.

Las reservas con que cuenta la Cantera Caracoto - Ayacucho se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 21.: Reservas económicas por medio de un pit Shell final de la Cantera Caracoto - Ayacucho.

Caliza	Código	Símbolo	Mineral	Ley Promedio
			TM	%CaCO ₃
Kárstica	1	CC	5,533,863.00	53.5
Masiva Negra	2	CN	5,284,716.00	49.5
Margosa	3	CM	290,891.00	47.5
Total			11,109,470.00	51.44

Fuente: Grupo Gloria.

Asimismo, de forma referencial el Grupo Gloria cuenta con más de 40'000,000 TM de reservas probadas y probables de caliza y reservas potenciales de 79'741,000 TM en sus distintas concesiones minera.

4.1.4. Situación Operativa General De La Cantera Caracoto:

La Cantera Caracoto – Ayacucho extrae caliza para producir Cal y comercializarlo directamente a la Minera Chinalco. Para ello, la operación de minado se realiza en bancos operativos de 5 metros en distintas canteras (tajos pequeños) de cual se extrae como mínimo 70% de caliza Kárstica de la producción total de mineral por día, mientras que, el resto de la producción lo componen la caliza masiva negra y la margosa.

Hace 4 años atrás la capacidad de producción de la Cantera Caracoto se quintuplicó, llegando a producir actualmente 700 KTM por año, es decir; 57,000 TM por mes y 1,900 TM por día. Asimismo, se tiene, en estos periodos de minado una relación estéril/mineral máxima de 0.20.

La operación dentro de la cantera lleva acabo; en voladura usando como explosivos: el Anfo, el Booster, cordones detonadores, armados, punzones; en perforación con varios Track Drills de 3" de diámetro en distintos tipos de mallas cuadradas y triangulares de 2.20 x 2.20, 2.10 x 2.20 y 2.00 x 2.00 metros; para el carguío y el transporte: se tiene 2 cargadores frontales de 3.5 y 4.5 m³, 1 excavadora de 2.5 m³ y camiones de 15 m³ en gran cantidad.

4.2. DISEÑANDO LA MALLA TRIANGULAR EQUILÁTERA PARA LA ROCA CALIZA ASOCIADA AL MODELO CUNNINGHAM:

Al presentarse un incremento de los costos de chancado y molienda de 1.58 US\$/TM a 1.72 US\$/TM debido a que los fragmentos de 25 cm solo representaban del 70% a 80% del total del material procesado por el área de chancado y molienda; el primer objetivo de esta investigación es diseñar una nueva malla de voladura para la roca caliza de la cantera Ayacucho – Caracoto, que tendrá el patrón tipo triangular equilátera y que además será asociado al modelo Cunningham para proyectar que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80% del total de material disparado.

Veamos el diseño de la malla triangular equilátera que tuvo lugar en la cantera Ayacucho – Caracoto además de su aplicación en algunos proyectos monitoreados:

4.2.1. El Diseño De La Malla Triangular Equilátera:

Así como indica Zúñiga *et al.* (2015), el diseño geométrico de la malla de voladura tiene fuerte influencia sobre la fragmentación de la roca; por lo que como principio, para obtener una fragmentación más menuda de la roca caliza, era necesario reducir las dimensiones de las mallas cuadrada y triangular que se venían utilizando en la cantera Ayacucho – Caracoto. Como se puede apreciar en el punto 3.2.2. Muestras, las dimensiones de la malla cuadra era 2.00 x 2.00 metros, mientras que la malla triangular era 1.90 x 2.10 metros (siendo un triángulo de dos lados con 2.17 m y el espaciamiento con 2.10 m). No obstante, Leiva (2007) refiere que una malla triangular equilátera aprovecha mejor la energía interactuante de cada taladro, por lo que el nuevo patrón de voladura diseñado para la cantera Ayacucho – Caracoto, fue la malla triangular equilátera aplicando las ecuaciones 2.1 hasta el 2.12. Véase este diseño en las siguientes imágenes y tablas:

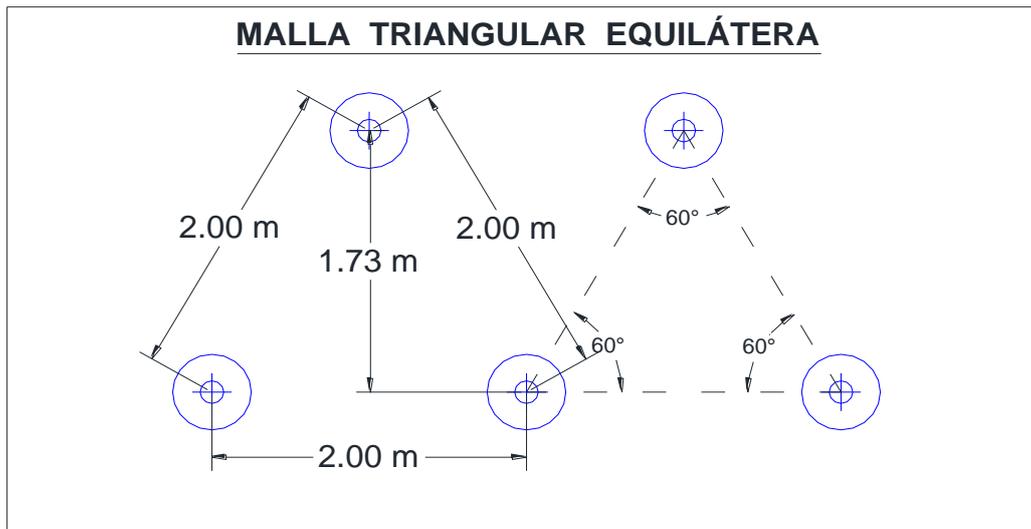


Figura 19.: Diseño de la malla triangular equilátera – vista de planta.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Tabla: 22.: Detalles de la malla de voladura “triangular equilátera”.

Parámetros:	Valores		Unidades
	Producción	Contorno	
D (φ"):	3	3	"
Malla:	Triangular		metros
B:	1.73	1.73	metros
E:	2.00	2.00	metros
SP:	0.5	0.5	metros
Hb:	5	5	metros
L:	5.5	5.5	metros
T:	1.5	2	metros
Lc:	4	3.5	metros
Dc:	3.88	3.88	Kg-exp/m
Cex:	15.51	13.57	Kg-exp/tal
TR:	43.47	43.47	TM/tal
RIB:	2.89	2.89	
FC:	0.36	0.31	Kg-exp/TM

P = N5"

C = N5"

Fuente de la tabla: Grupo Gloria y Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto.

Como se puede apreciar en la tabla 22, la malla triangular equilátera, implica una reducción del burden y también del espaciamiento, siendo estos 1.73 x 2.00 metros. Consecuentemente,

también repercute en un aumento de la carga por taladro y por supuesto del factor de carga o potencia, que en esta nueva malla ha aumentado de 0.29 – 0.30 a 0.36 Kg-exp/TM. No obstante, esta nueva malla trae una mejora en el RIB (índice de rigidez) de 2.50 – 2.60 a 2.89. Esta nueva malla triangular equilátera ha sido transmitida al grupo de trabajo dentro de la cantera Ayacucho a través de un diseño de carga, con el cual se ha implementado el carguío para las distintas zonas de trabajo y las distintas rocas calizas. Véase el diseño de carga en la siguiente imagen:

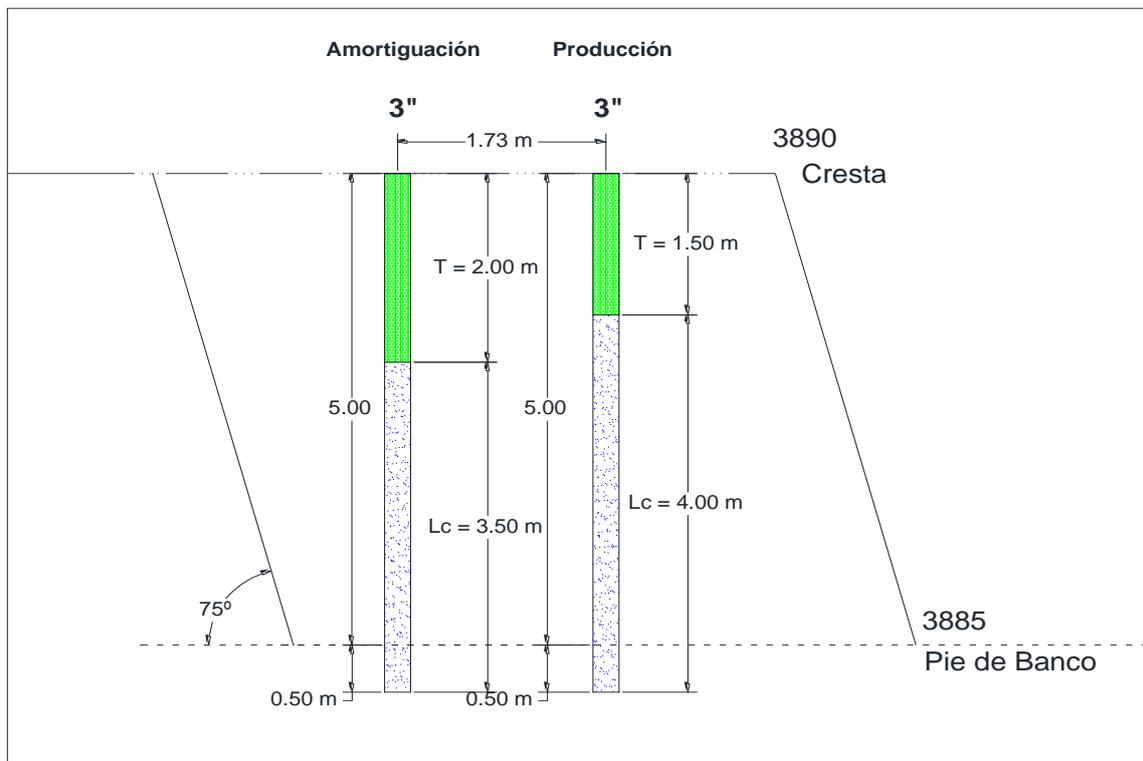


Figura 20.: Diseño de carga general de los proyectos de voladura – vista perfil.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

4.2.2. Aplicación De La Malla Triangular Equilátera Por Proyecto:

La malla triangular equilátera, la cual ha implicado una reducción de la malla y un aumento de carga, se hizo con la finalidad de mejorar la fragmentación de la roca caliza dentro de la cantera Ayacucho – Caracoto. Sin embargo, reducir el burden y el espaciamiento, a su vez de aumentar la carga, podría repercutir en un aumento de los efectos colaterales de la

voladura, tal y como indica EXSA S.A. *et al.* (2011), por lo que en este punto se verá la aplicación de la malla triangular equilátera sobre algunos proyectos monitoreados y sus efectos colaterales:

4.2.2.1. Diseño del Proyecto 3890 – 187:

En este proyecto predomina la roca caliza kárstica, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 121 taladros, con una secuencia de salida en V dirigido hacia la dirección Noroeste. Véase la siguiente figura:

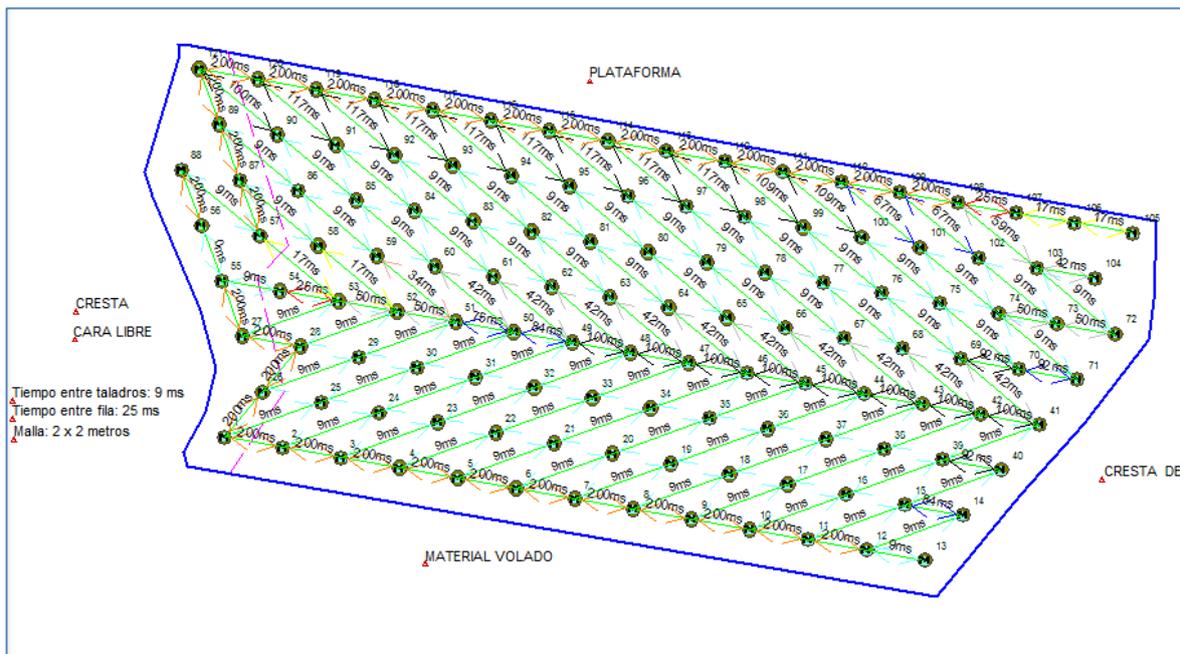


Figura 21.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3890 - 187.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 21, este proyecto se secuencio por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3890 – 187 ha de detonar como máximo una carga de 30.80 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 29.70 mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 170.46 dBL. Véase la siguiente figura:

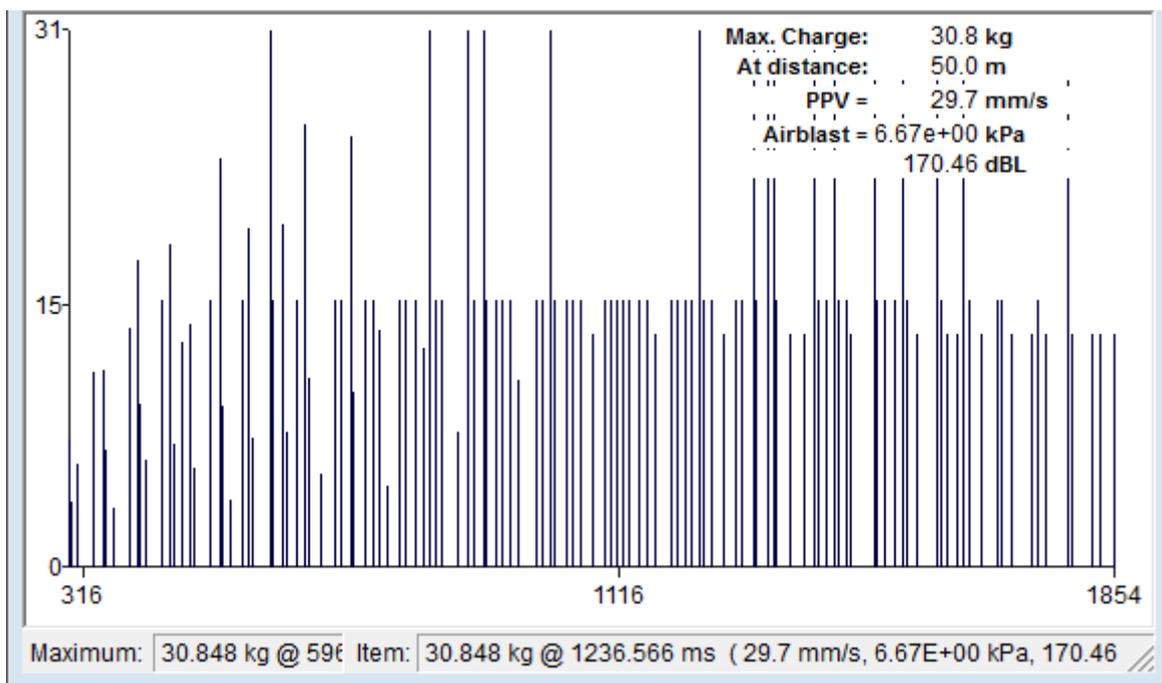


Figura 22.: Análisis de carga máxima en JKSImblast del proyecto 3890 - 187.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 4.6 se puede apreciar los halos de energía.

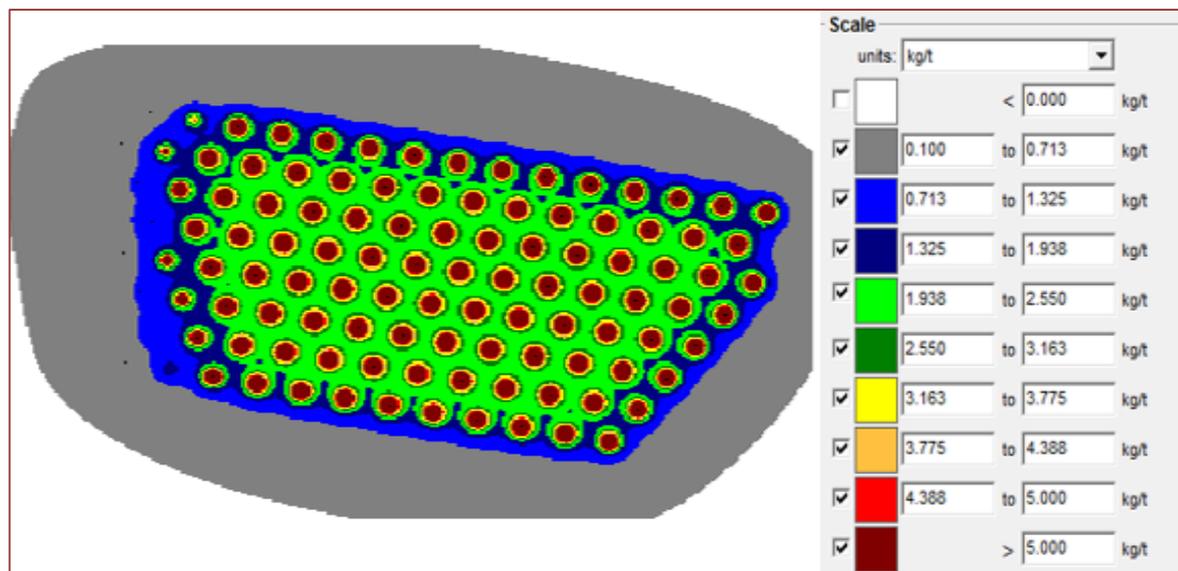


Figura 23.: Distribución de energía del proyecto 3890 – 187.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 23, al nivel 3892.50 metros, se tendrá una buena distribución de energía en los taladros de producción, siendo este de 1.938 a 2.55 kg/TM, lo cual hace presumir que al centro de la pila se tendrá una buena fragmentación de la roca kárstica.

4.2.2.2. Diseño del Proyecto 3890 – 188:

En este proyecto predomina la roca caliza kárstica, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 156 taladros, con una secuencia de salida en V dirigido hacia la dirección Noroeste . Véase la siguiente figura:

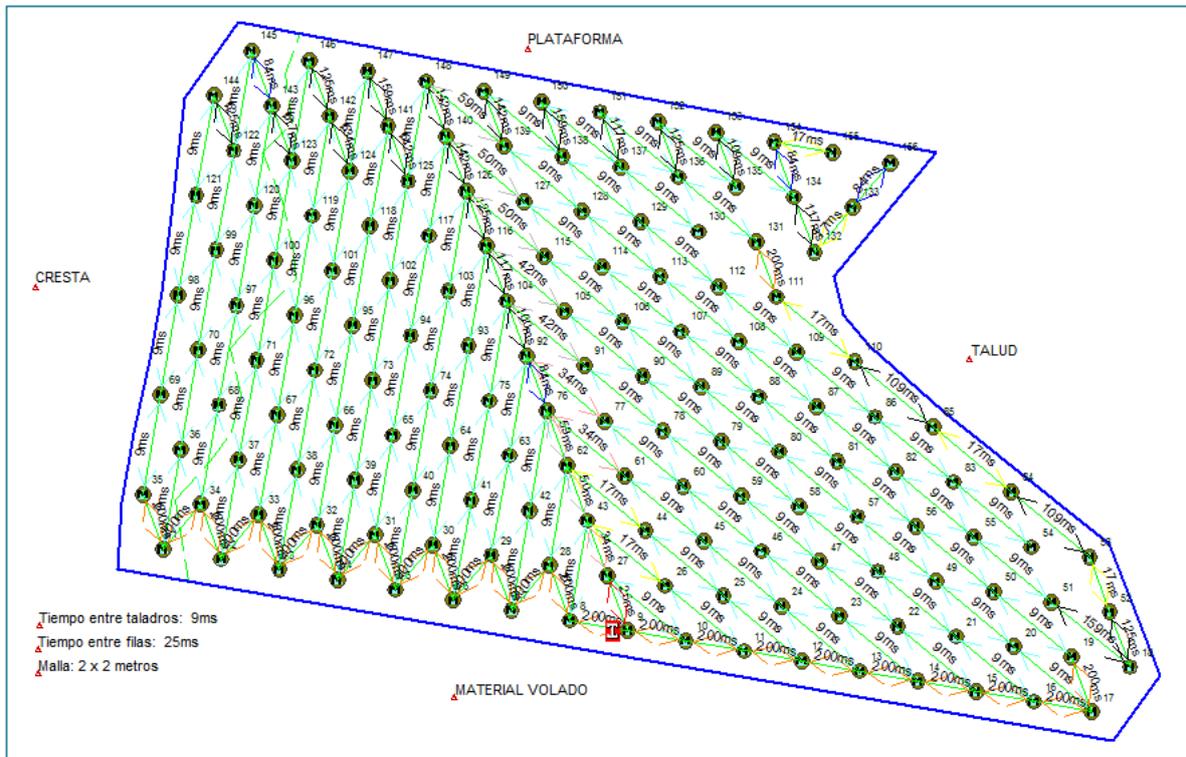


Figura 24.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3890 - 188.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 24, este proyecto se secuenció por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3890 – 188 ha de detonar como máximo una carga de 46.27 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 41.10

mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 171.87 dBL. Véase la siguiente figura:

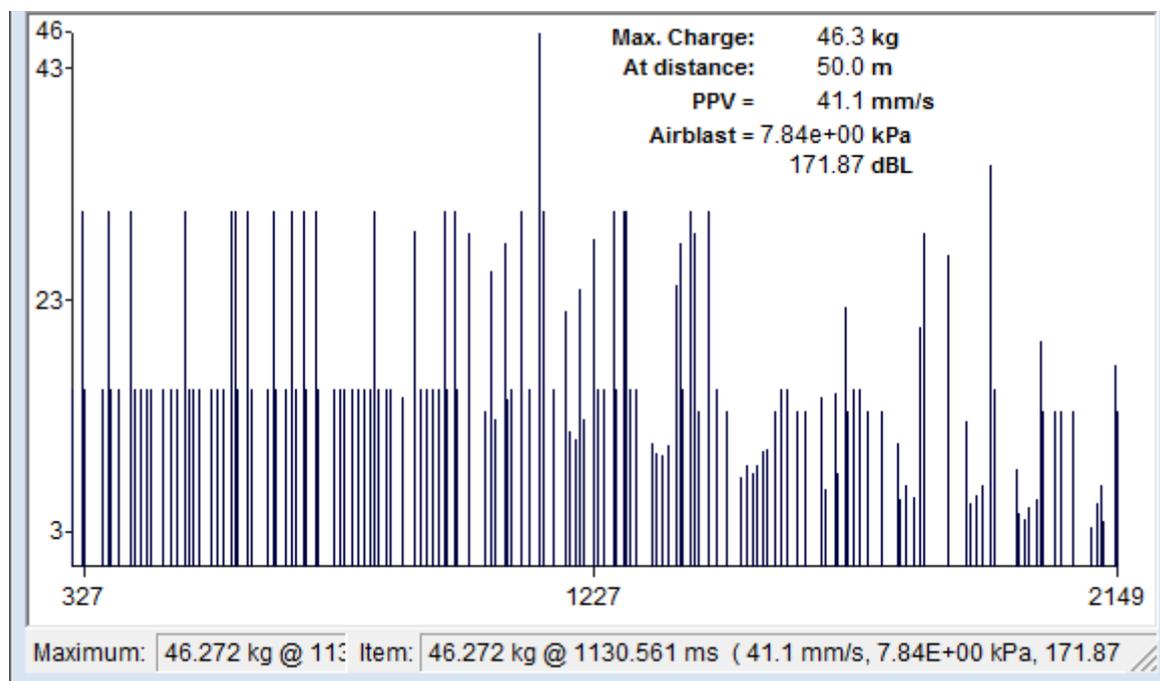


Figura 25.: Análisis de carga máxima en JKSImblast del proyecto 3890 - 188.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 26 se puede apreciar los halos de energía.

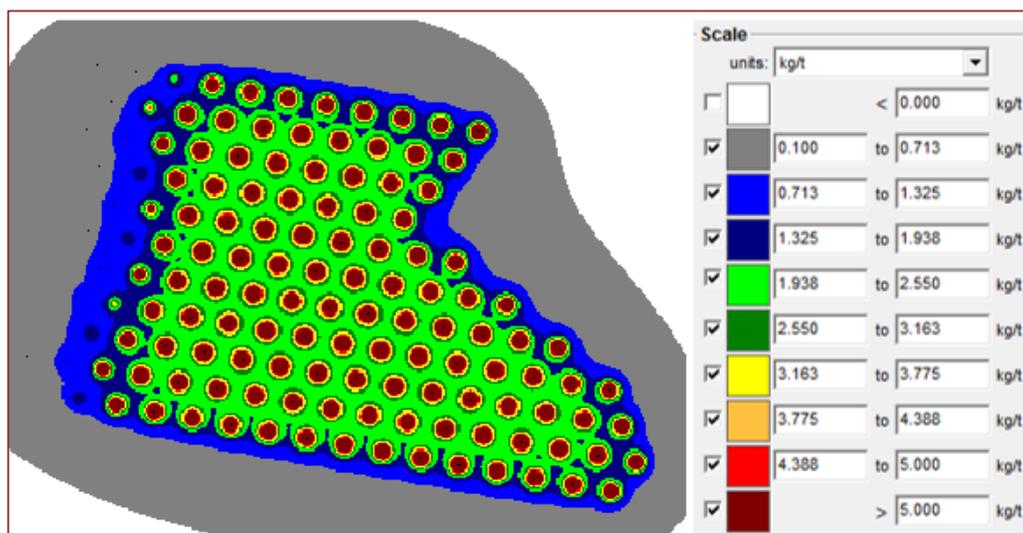


Figura 26.: Distribución de energía del proyecto 3890 – 188.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 26, al nivel 3892.50 metros, se tendrá una buena distribución de energía en los taladros de producción, siendo este de 1.938 a 2.55 kg/TM, lo cual hace presumir que al centro de la pila se tendrá una buena fragmentación de la roca kárstica.

4.2.2.3. Diseño del Proyecto 3910 – 168:

En este proyecto predomina la roca caliza kárstica, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 203 taladros, con una secuencia de salida en V dirigido hacia la dirección Noroeste. Véase la siguiente figura:

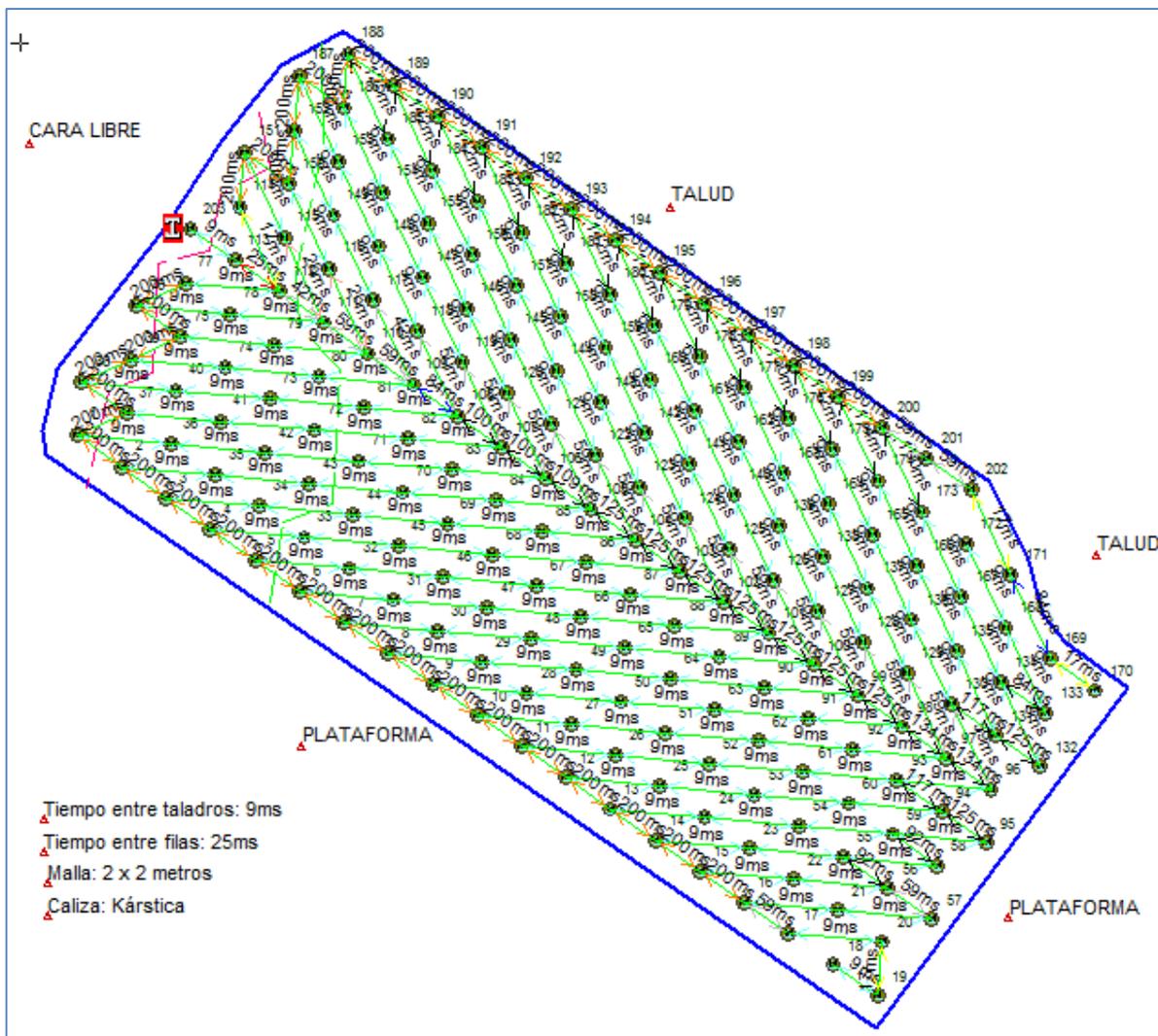


Figura 27.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 27, este proyecto se secuencio por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3910 – 168 ha de detonar como máximo una carga de 23.10 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 23.60 mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 169.46 dBL. Véase la siguiente figura:

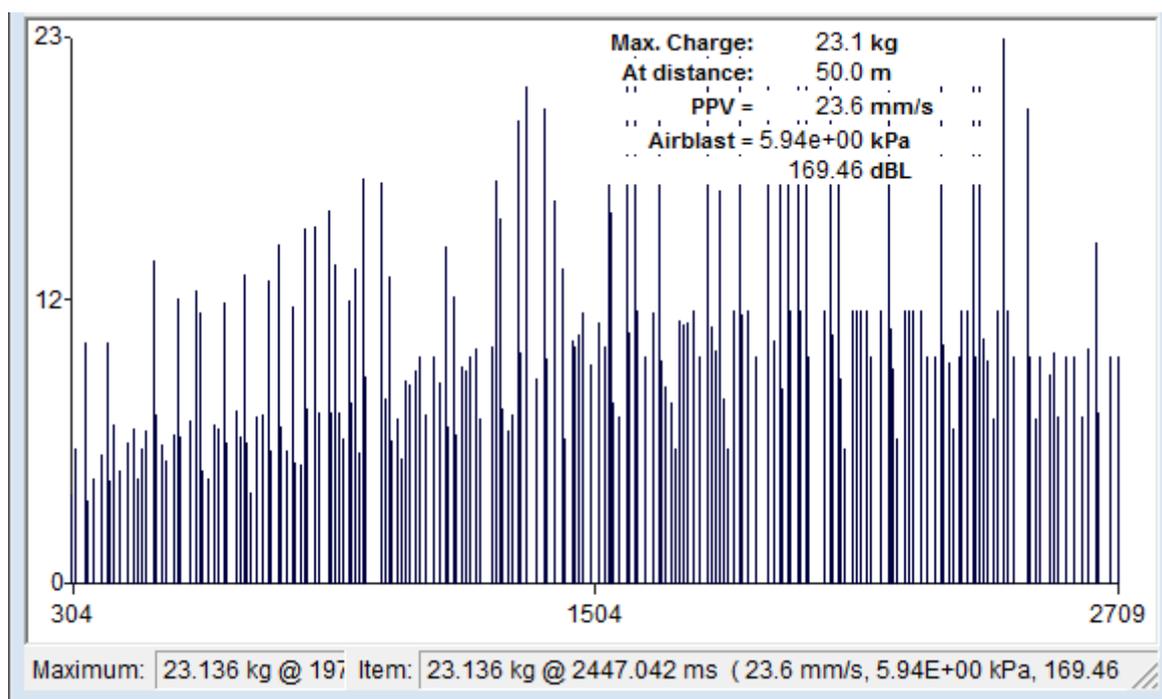


Figura 28.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 29 se puede apreciar los halos de energía.

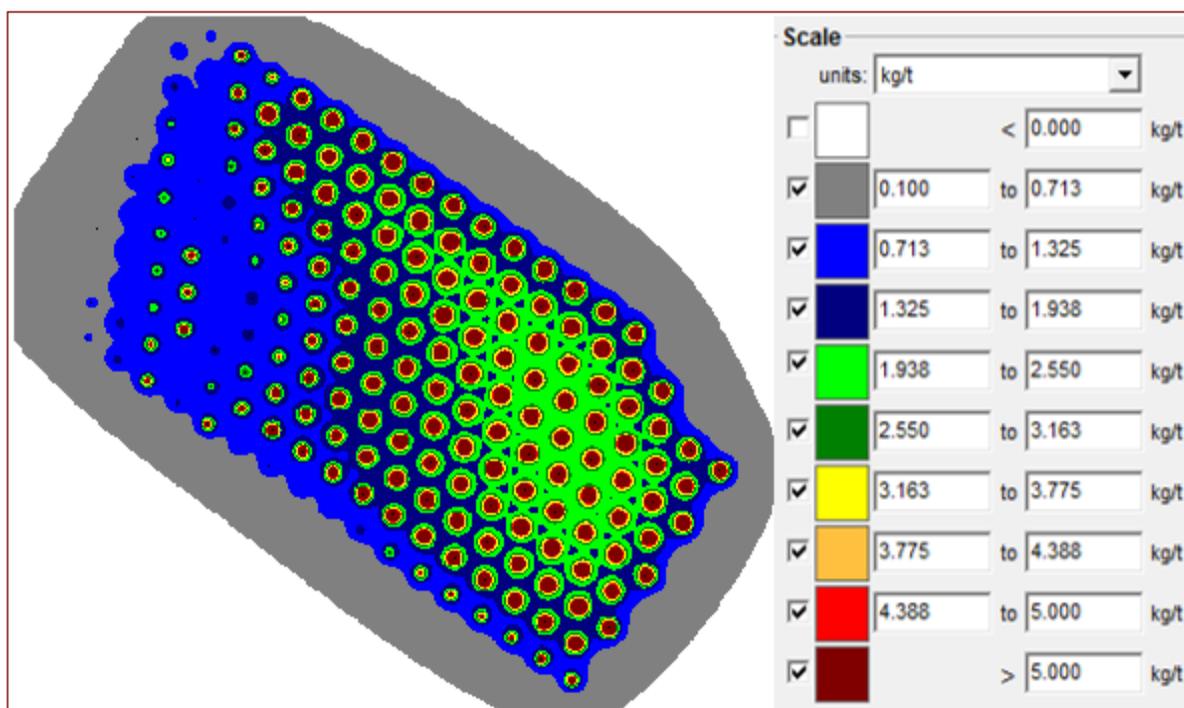


Figura 29.: Distribución de energía del proyecto 3910 – 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 29, al nivel 3911.50 metros, se puede apreciar dos campos de distribución de energía en los taladros de producción: Campo 1, con un valor de 0.713 a 1.325 kg/TM y campo 2, con un valor de 1.938 a 2.55 kg/TM. El campo 1 no indica una pobre fragmentación, sino que en esta zona se encuentran taladros de poca longitud con poca carga explosiva, disipándose la energía al nivel 3911.50.

4.2.2.4. Diseño del Proyecto 3910 – 166:

En este proyecto predomina la roca caliza kárstica, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 137 taladros, con una secuencia de salida en V dirigido hacia la dirección Noroeste. Véase la siguiente figura:

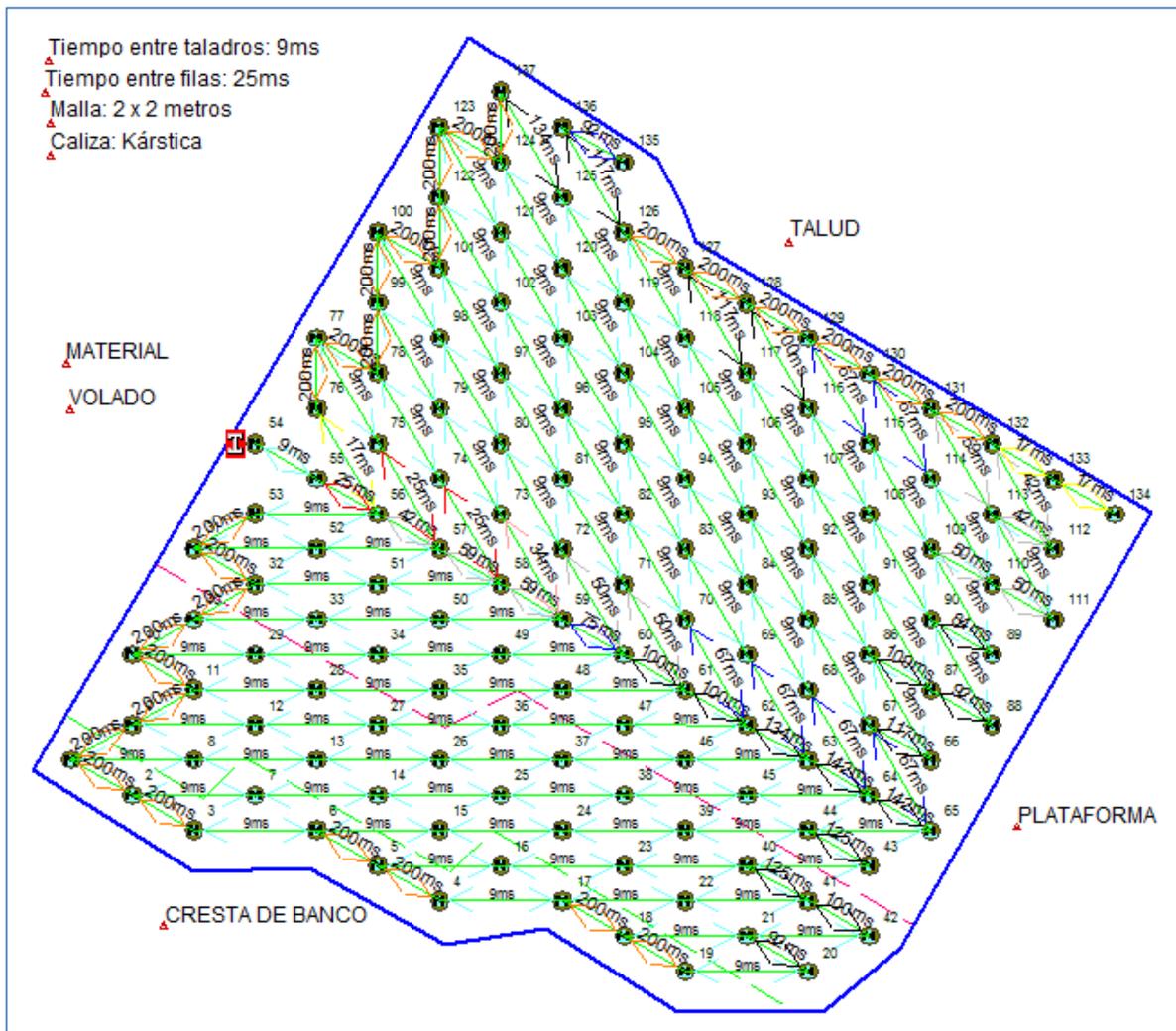


Figura 30.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 30, este proyecto se secuencio por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3910 – 166 ha de detonar como máximo una carga de 30.20 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 29.20 mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 170.39 dBL. Véase la siguiente figura:

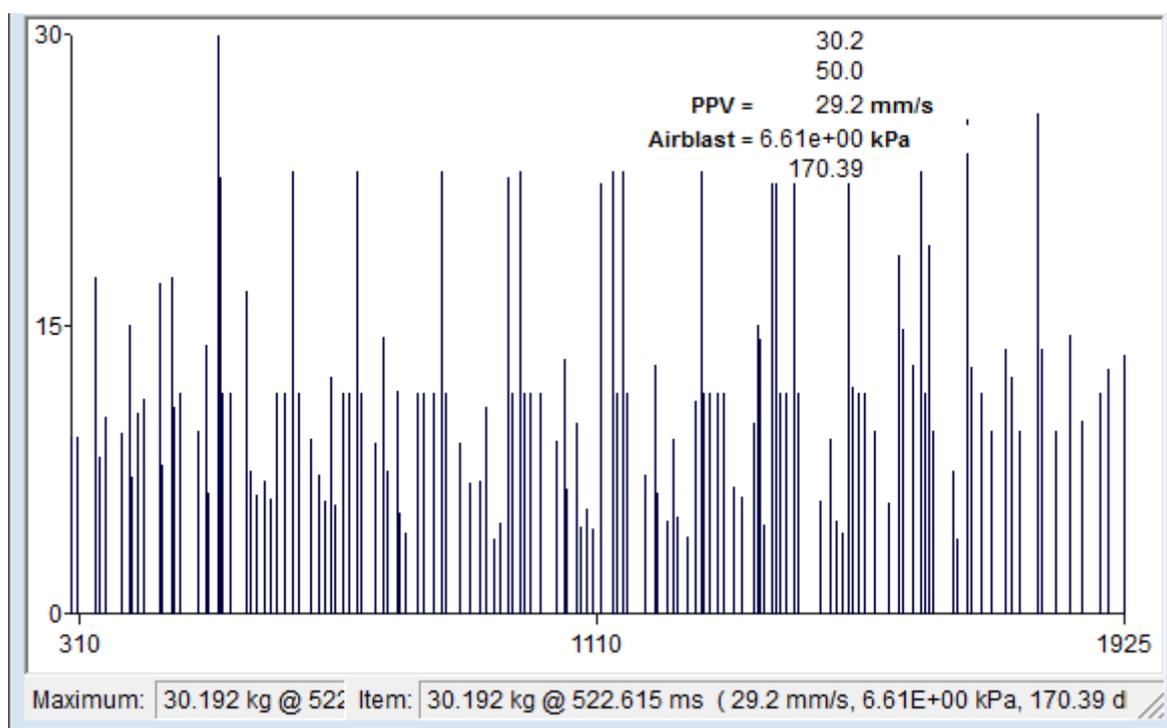


Figura 31.: Análisis de carga máxima en JKSimblast del proyecto 3910 - 166.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 32 se puede apreciar los halos de energía.

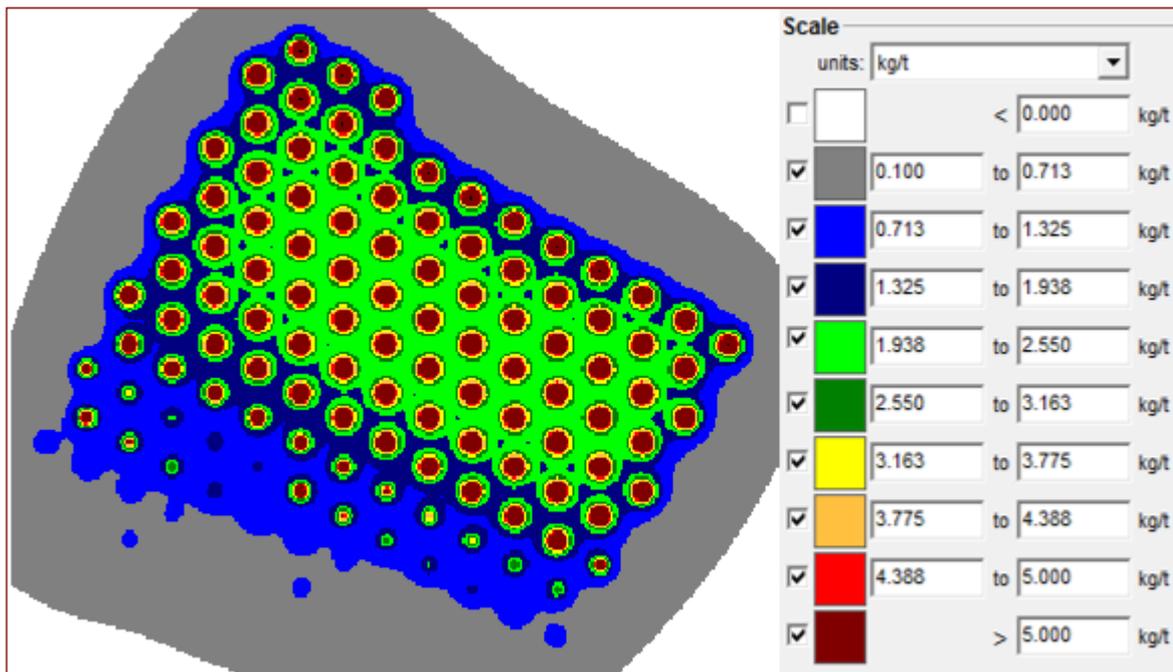


Figura 32.: Distribución de energía del proyecto 3910 – 166.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 32, al nivel 3911.50 metros, se puede apreciar dos campos de distribución de energía en los taladros de producción: Un pequeño campo 1, con un valor de 0.713 a 1.325 kg/TM y un campo 2, con un valor de 1.938 a 2.55 kg/TM. El campo 1 no indica una pobre fragmentación, sino que en esta zona se encuentran taladros de poca longitud con poca carga explosiva, disipándose la energía al nivel 3911.50.

4.2.2.5. Diseño del Proyecto 3940 – 119:

En este proyecto predomina la roca caliza masiva negra, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 189 taladros, con una secuencia de salida en V dirigido hacia la dirección Oeste . Véase la siguiente figura:

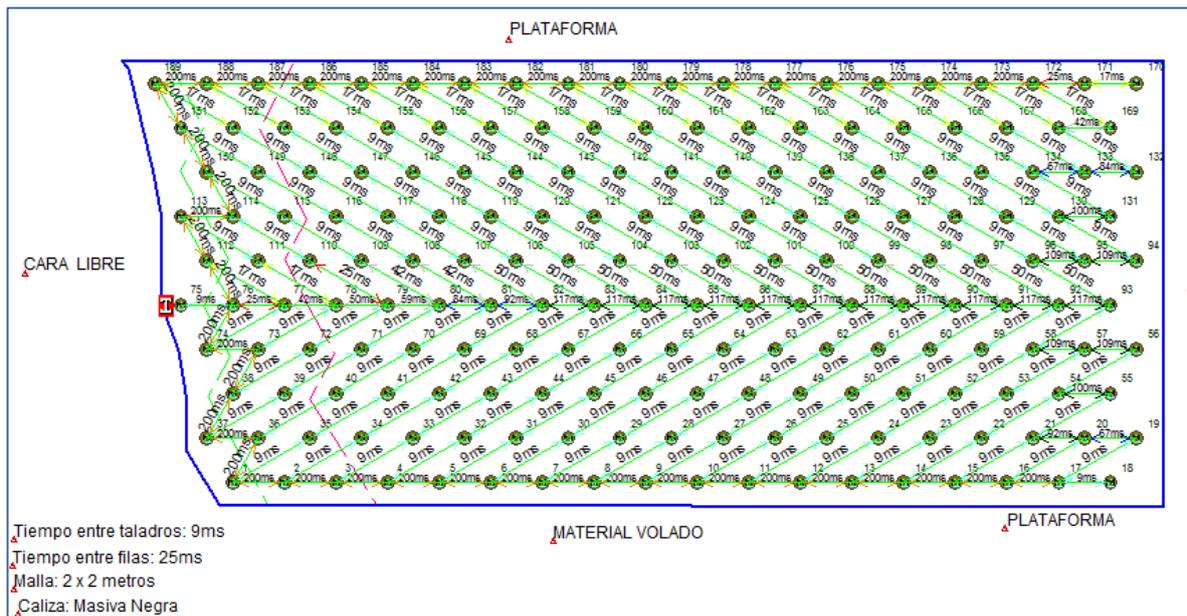


Figura 33.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3940 - 119.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 33, este proyecto se secuencio por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3940 – 119 ha de detonar como máximo una carga de 23.14 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 23.60 mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 169.46 dBL. Véase la siguiente figura:

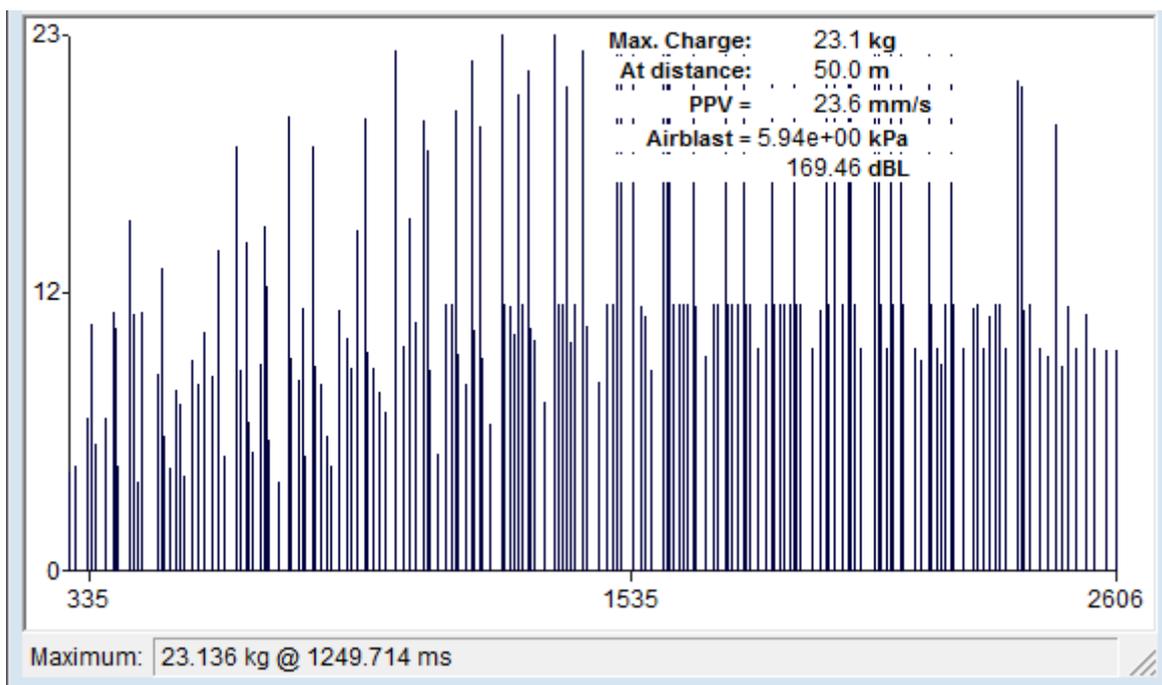


Figura 34.: Análisis de carga máxima en JKSImblast del proyecto 3940 - 119.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 35 se puede apreciar los halos de energía.

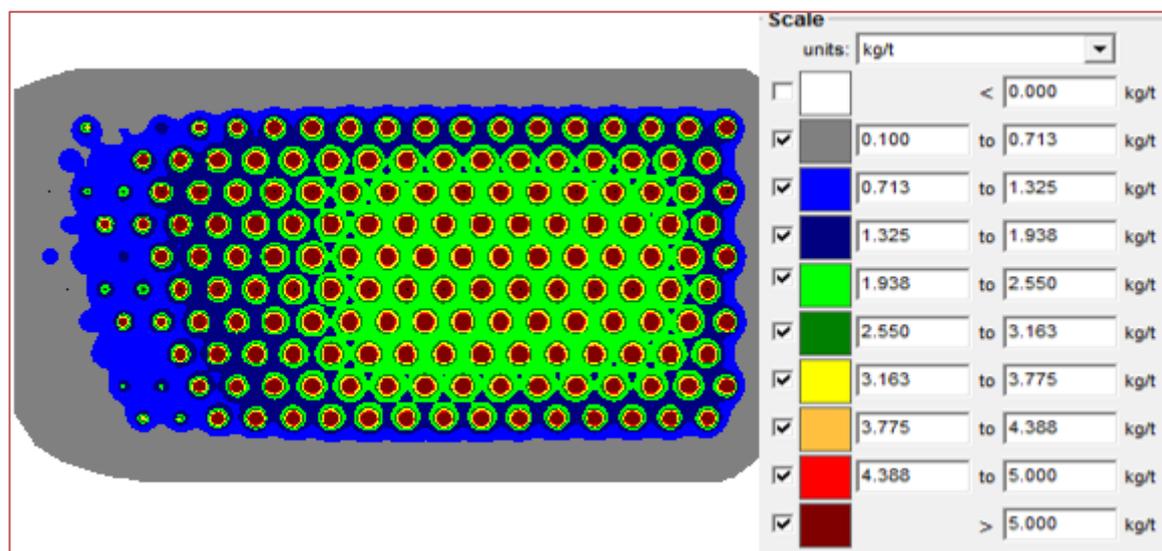


Figura 35.: Distribución de energía del proyecto 3940 – 119.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 35, al nivel 3940.50 metros, se puede apreciar dos campos de distribución de energía en los taladros de producción: Un campo 1 combinado, con un valor de 0.713 a 1.938 kg/TM y un campo 2, con un valor de 1.938 a 2.55 kg/TM. El campo 1 no indica una pobre fragmentación, sino que en esta zona se encuentran taladros de poca longitud con poca carga explosiva, disipándose la energía al nivel 3940.50.

4.2.2.6. Diseño del Proyecto 3940 – 120:

En este proyecto predomina la roca caliza masiva negra, una roca de dureza media, en el cual se proyectó 156 taladros, con una secuencia de salida en Echelón dirigido hacia la dirección Suroeste. Véase la siguiente figura:

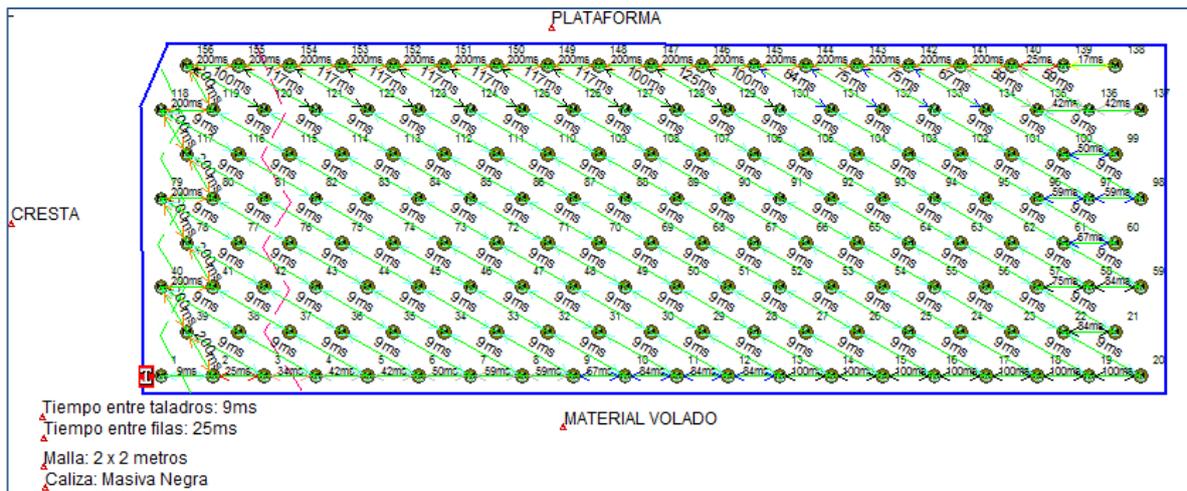


Figura 36.: Secuencia de salida y tiempos de retardo del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Como se puede apreciar en la figura 36, este proyecto se secuencia por taladro y por filas. En el análisis proporcionado por JKSimblast, el proyecto 3940 – 120 ha de detonar como máximo una carga de 23.14 kg, generándose un Velocidad Pico Partícula máxima de 23.60 mm/seg a una distancia de 50 m (siendo el máximo VPP a 50 m igual a 50 mm/seg o 2 pul/seg de acuerdo a la USBM) y un AirBlast de 169.46 dBL. Véase la siguiente figura:

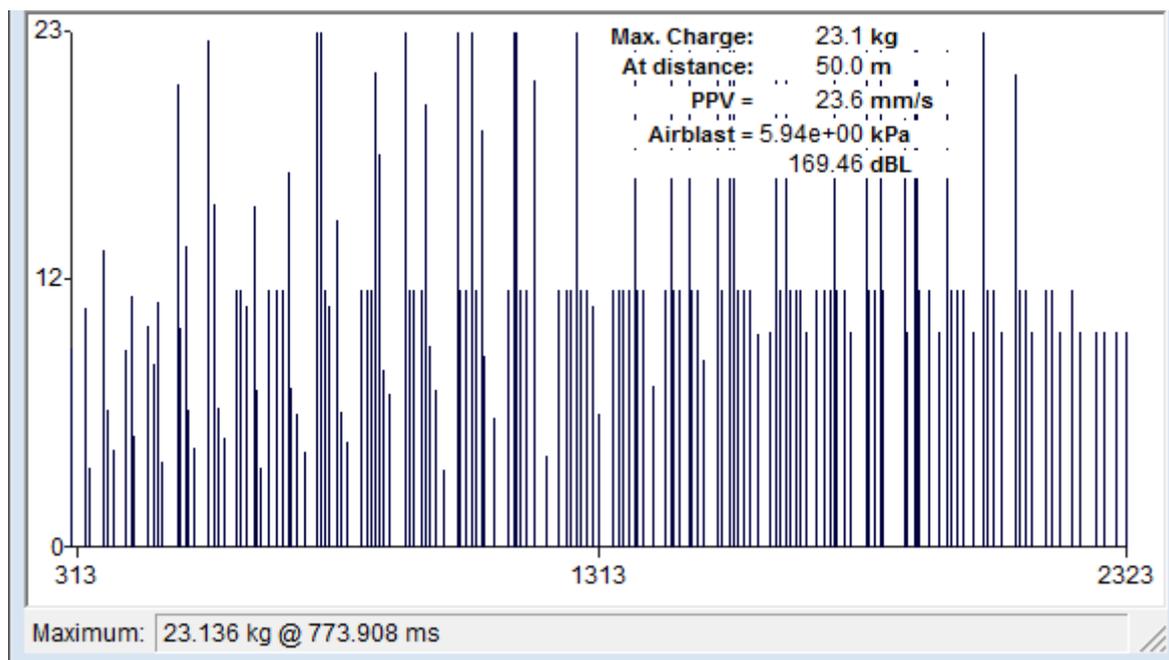


Figura 37.: Análisis de carga máxima en JKSImblast del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

Así también, en la figura 38 se puede apreciar los halos de energía.

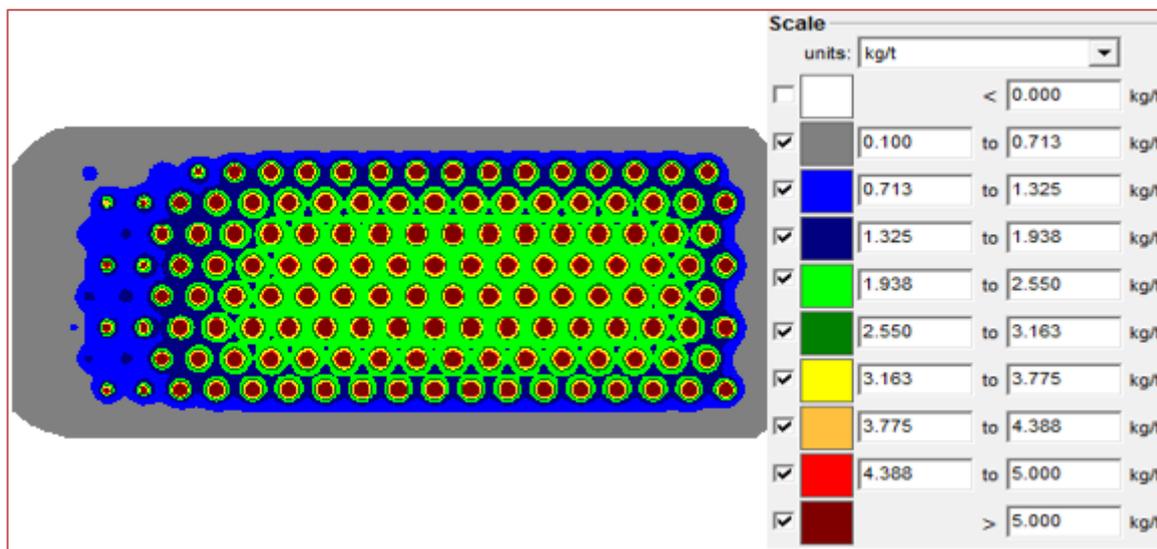


Figura 38.: Distribución de energía del proyecto 3940 – 120.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la figura 38, al nivel 3940.50 metros, se puede apreciar dos campos de distribución de energía en los taladros de producción: Un pequeño campo 1, con un valor de 0.713 a 1.325 kg/TM y un campo 2, con un valor de 1.325 a 2.55 kg/TM. El campo 1 no indica una pobre fragmentación, sino que en esta zona se encuentran taladros de poca longitud con poca carga explosiva, disipándose la energía al nivel 3940.50.

Ya se ha visto la aplicación de la malla triangular equilátera en 6 proyectos monitoreados y también se ha analizado los efectos colaterales de la voladura teniéndose en cuenta las vibraciones.

En cuanto a los fly rocks, no es un efecto colateral importante para la cantera Ayacucho – Caracoto, puesto que el diámetro predominante de los taladros de la malla primaria son de 3”, siendo este diámetro un generador de pocas proyecciones de rocas, ya que los fly rocks, es un problema significativo para diámetros mayores, esto aseverado por (ENAEX S.A., s.f.).

4.2.3. Predicción De La Fragmentación Usando El Modelo Cunningham:

En este punto se verá la predicción de la fragmentación de la roca caliza para los 6 proyectos monitoreados utilizando el índice de volabilidad de Cunningham y la teoría de Kuz – Ram. Esto se hará con la finalidad de determinar el factor de roca (A), el tamaño medio de los fragmentos (X_{50}) y la curva de distribución de la fragmentación. Véase la proyección de fragmentación para cada proyecto:

4.2.3.1. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3890 – 187 – 188:

De acuerdo al mapeo geotécnico de estos dos proyectos detallados en las tablas 3 y 4, se ha determinado el factor de roca para cada proyecto aplicando la ecuación 2.13. Véase las siguientes tablas:

Tabla: 23.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3890 – 187 – 188.

ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)		ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)	
Proyecto:	3890 - 187	Proyecto:	3890 - 188
Roca:	Caliza	Roca:	Caliza
Tipo de roca:	Kárstica	Tipo de roca:	Kárstica
RMR:	40	RMR:	40
JPS:	20	JPS:	20
JPA:	20	JPA:	20
SGI:	12.75	SGI:	12.75
HF:	24.842	HF:	24.842
Siendo el factor de roca estimado:		Siendo el factor de roca estimado:	
A:	4.656	A:	4.656

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

Al ser proyectos muy cercanos, comparten el mismo factor de roca, por lo que la aplicación de la teoría de Kuz – Ram y la curva de distribución de la fragmentación ha sido representativa para ambos proyectos utilizándose las ecuaciones 2.14 hasta 2.18. Véase la siguiente tabla y figura:

Tabla: 24.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3890 – 187 - 188.

MODELO CUNNINGHAM DEL PY: 3890 - 187 - 188			
Índice de Volabilidad		Valores de Kuz - Ram	
A =	4.66	X50 =	9.00 cm
q =	0.78 Kg-exp/m ³	n (*2)=	1.6807
Q =	13.57 Kg-exp/tal		
E =	110 %	XC =	11.187 cm
Parámetros de la malla			
B =	1.73 m		
E =	2.00 m	R =	50 %
P =	1.1 (*1)		

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

(*1): “P” corresponde al factor correspondiente a la malla triangular utilizado para determinar el coeficiente de uniformidad (n).

(*2): De acuerdo a Cunningham (1987): Para valores de un coeficiente de uniformidad $n = 1.5$ y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho. Es decir, se puede esperar tamaños relativamente homogéneos de los fragmentos. Esto hace presumir que la aplicación de la malla triangular equilátera es buena referente al valor de n.

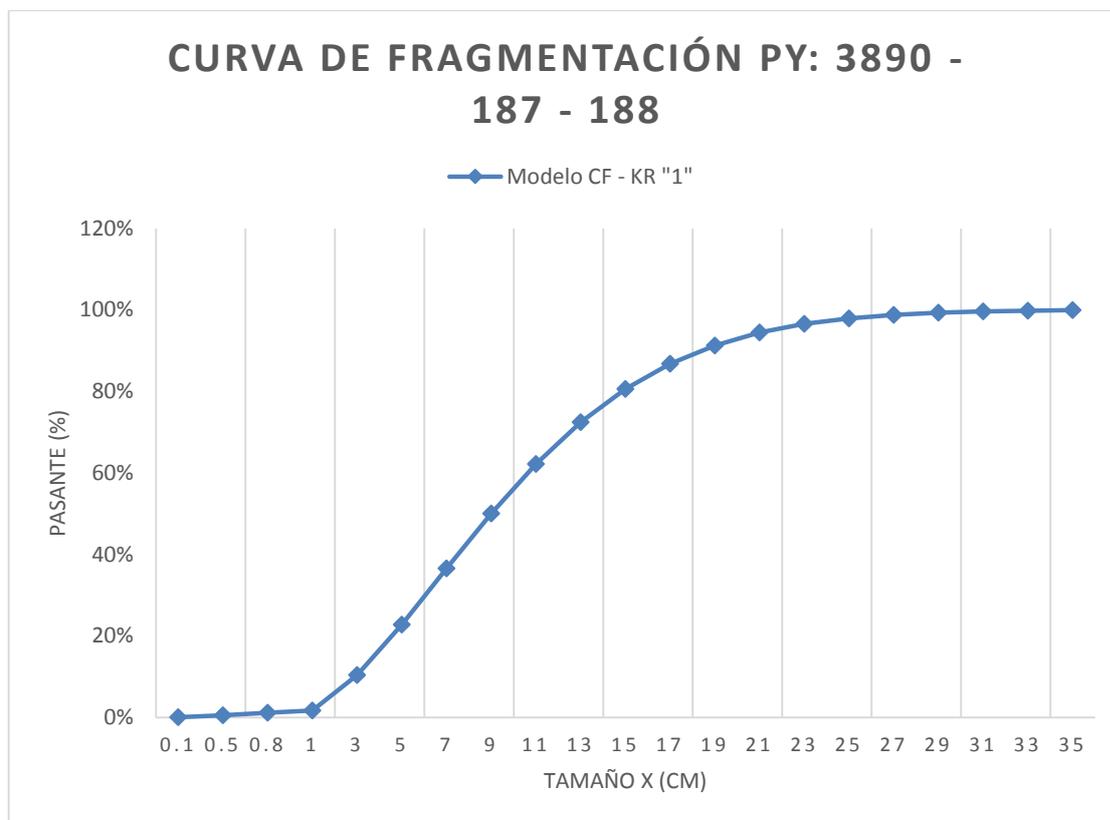


Figura 39.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3890 – 187 – 188.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 24 y la figura 39, en los proyectos 3890 – 187 – 188 se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 9 cm, es decir un $P50 = 9$ cm, asimismo, se tendría un $P80 = 15.70$ cm; mientras que los fragmentos de 25 cm serian menor al 97.90% del total del material disparado.

POR LO QUE: Desde el punto de vista de “**diseño y proyección**” de la malla de voladura, utilizándose la malla triangular equilátera y modelo Cunningham, ya se está cumpliendo con el segundo objetivo de este estudio de investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80% del total del material disparado.

4.2.3.2. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3910 – 166 – 168:

De acuerdo al mapeo geotécnico de estos dos proyectos detallados en las tablas 5 y 6, se ha determinado el factor de roca para cada proyecto aplicando la ecuación 2.13. Véase las siguientes tablas:

Tabla: 25.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3910 – 166 – 168.

ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)		ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)	
Proyecto:	3910 - 166	Proyecto:	3910 - 168
Roca:	Caliza	Roca:	Caliza
Tipo de roca:	Kárstica	Tipo de roca:	Kárstica
RMR:	60	RMR:	60
JPS:	20	JPS:	20
JPA:	40	JPA:	40
SGI:	12.75	SGI:	12.75
HF:	24.842	HF:	24.842
Siendo el factor de roca estimado:		Siendo el factor de roca estimado:	
A:	5.856	A:	5.856

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

Al ser proyectos muy cercanos, comparten el mismo factor de roca, por lo que la aplicación de la teoría de Kuz – Ram y la curva de distribución de la fragmentación ha sido representativa para ambos proyectos utilizándose las ecuaciones 2.14 hasta 2.18. Véase la siguiente tabla y figura:

Tabla: 26.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3910 – 168 - 168.

MODELO CUNNINGHAM DEL PY: 3910 - 166 - 168					
Índice de Volabilidad			Valores de Kuz - Ram		
A =	5.86		X50 =	11.31	cm
q =	0.78	Kg-exp/m ³			
Q =	13.57	Kg-exp/tal	n (*2)=	1.6807	
E =	110	%			
Parámetros de la malla			XC =	14.071	cm
B =	1.73	m			
E =	2.00	m	R =	50	%
P =	1.1	(*1)			

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

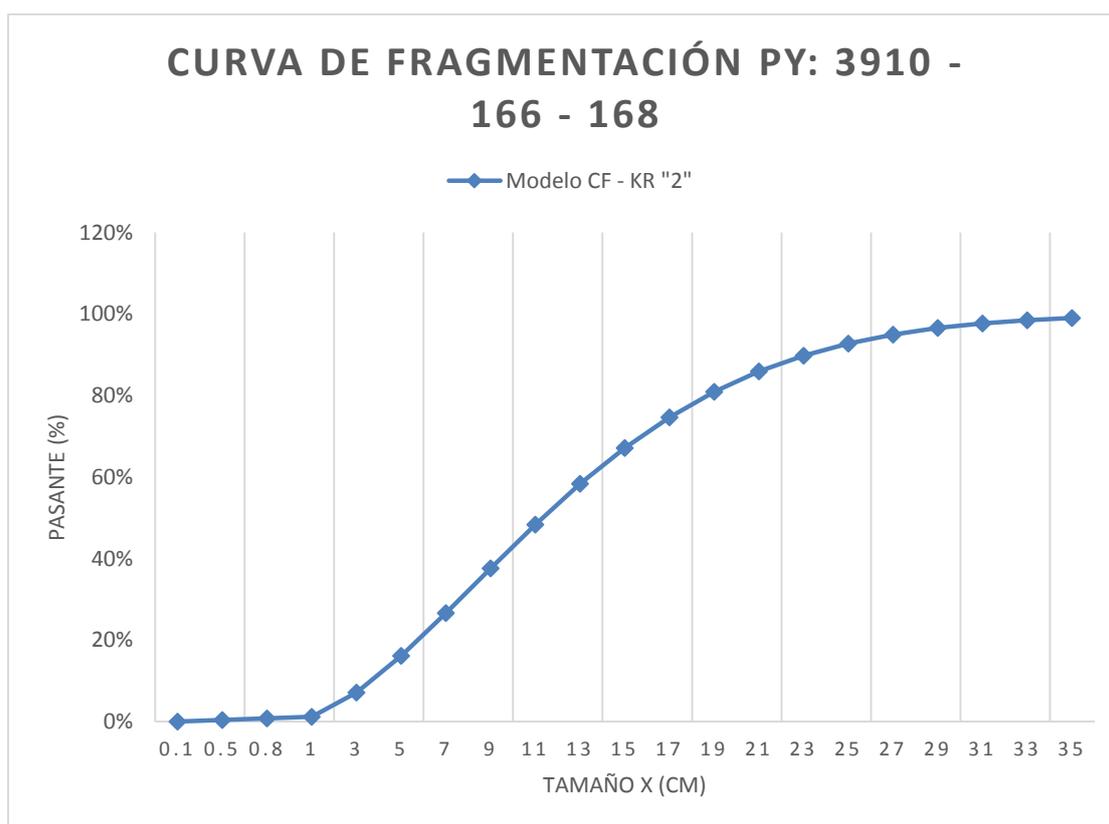


Figura 40.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3910 – 166 – 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 26 y la figura 40, en los proyectos 3910 – 166 – 168, a pesar de realizarse en la roca caliza kárstica como los anteriores proyectos, al ubicarse en zonas distintas, las condiciones geomecánicas cambian haciéndose más difíciles, teniéndose un factor de roca = 5.86, con lo cual se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 11.31 cm, es decir un P50 = 11.31 cm, asimismo, se tendría un P80 = 18.85 cm; mientras que los fragmentos de 25 cm serían menor al 92.77% del total del material disparado.

POR LO QUE: Desde el punto de vista de “**diseño y proyección**” de la malla de voladura, utilizándose la malla triangular equilátera y modelo Cunningham, ya se está cumpliendo con el segundo objetivo de este estudio de investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80% del total del material disparado.

4.2.3.3. Proyección de la Fragmentación de los Proyectos 3940 – 119 – 120:

De acuerdo al mapeo geotécnico de estos dos proyectos detallados en las tablas 7 y 8, se ha determinado el factor de roca para cada proyecto aplicando la ecuación 2.13. Véase las siguientes tablas:

Tabla: 27.: Estimación del factor de roca para los proyectos 3940 – 119 – 120.

ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)		ÍNDICE DE VOLABILIDAD (IVO)	
Proyecto:	3940 - 119	Proyecto:	3940 - 120
Roca:	Caliza	Roca:	Caliza
Tipo de roca:	Masiva Negra	Tipo de roca:	Masiva Negra
RMR:	50	RMR:	50
JPS:	20	JPS:	20
JPA:	30	JPA:	30
SGI:	12.75	SGI:	12.75
HF:	25.64	HF:	25.64
Siendo el factor de roca estimado:		Siendo el factor de roca estimado:	
A:	5.304	A:	5.304

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

Al ser proyectos muy cercanos, comparten el mismo factor de roca, por lo que la aplicación de la teoría de Kuz – Ram y la curva de distribución de la fragmentación ha sido representativa para ambos proyectos utilizándose las ecuaciones 2.14 hasta 2.18. Véase la siguiente tabla y figura:

Tabla: 28.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en los proyectos 3940 – 119 - 120.

MODELO CUNNINGHAM DEL PY: 3940 - 119 - 120					
Índice de Volabilidad			Valores de Kuz - Ram		
A =	5.30		X50 =	10.25	cm
q =	0.78	Kg-exp/m ³			
Q =	13.57	Kg-exp/tal	n (*2) =	1.6807	
E =	110	%			
Parámetros de la malla			XC =	12.744	cm
B =	1.73	m			
E =	2.00	m	R =	50	%
P =	1.1	(*1)			

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

(*1): “P” corresponde al factor correspondiente a la malla triangular utilizado para determinar el coeficiente de uniformidad (n).

(*2): De acuerdo a Cunningham (1987): Para valores de un coeficiente de uniformidad n = 1.5 y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho. Es decir, se puede esperar tamaños relativamente homogéneos de los fragmentos. Esto hace presumir que la aplicación de la malla triangular equilátera es buena referente al valor de n.

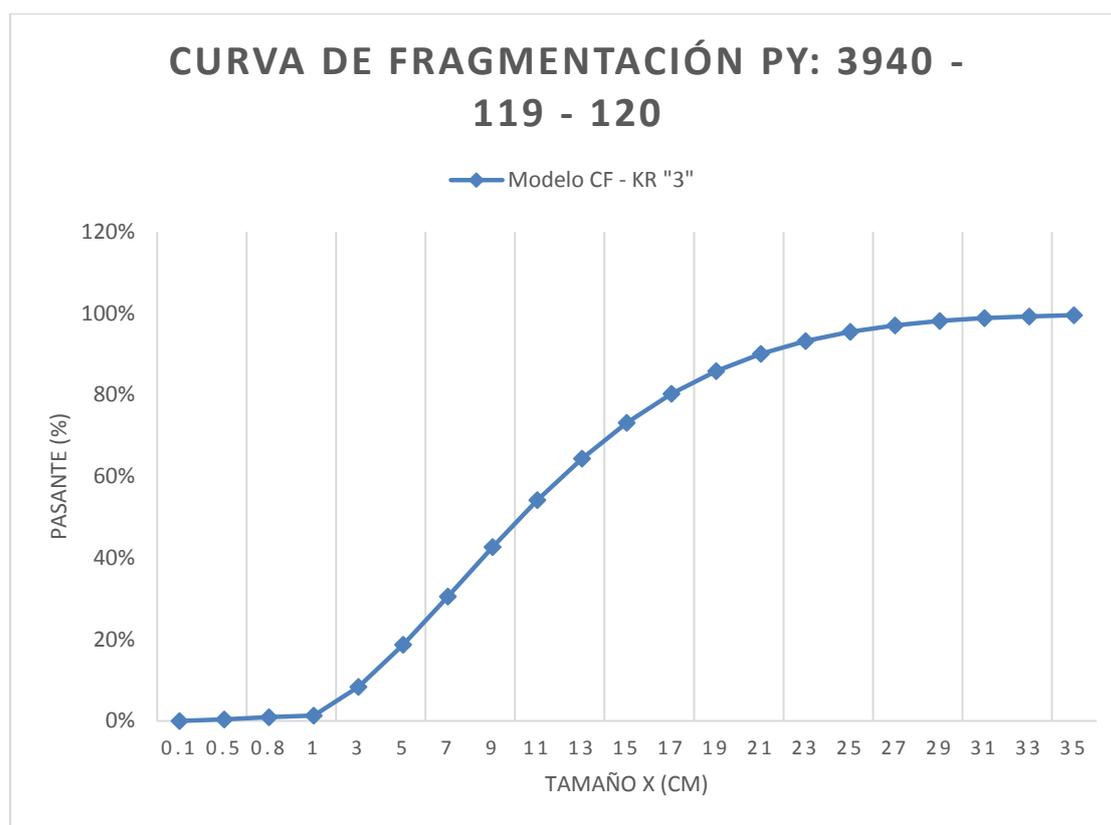


Figura 41.: Curva de distribución de fragmentación de los proyectos 3940 – 119 – 120.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 28 y la figura 41, en los proyectos 3940 – 119 – 120, se realizan en la roca caliza masiva negra, haciendo que las condiciones geomecánicas cambien, teniéndose un factor de roca = 5.30, con lo cual se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 10.25 cm, es decir un P50 = 10.25 cm, asimismo, se tendría un P80 = 17.00 cm; mientras que los fragmentos de 25 cm serian menor al 95.51% del total del material disparado.

POR LO QUE: Desde el punto de vista de “**diseño y proyección**” de la malla de voladura, utilizándose la malla triangular equilátera y modelo Cunningham, ya se está cumpliendo con el segundo objetivo de este estudio de investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80% del total del material disparado.

4.2.3.4. Proyección de la Fragmentación de La Cantera Ayacucho - Caracoto:

Los proyectos monitoreados representan la mayoría de las condiciones geomecánicas de los proyectos de voladura, recalcando que podría presentarse algunos proyectos con ciertas condiciones variantes. Ello ha permitido crear una curva de distribución de la fragmentación representativa a la Cantera Ayacucho – Caracoto. Véase la siguiente tabla y figura:

Tabla: 29.: Aplicación del modelo Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en promedio.

MODELO CUNNINGHAM DE LA CANTERA AYACUCHO - CARACOTO					
Índice de Volabilidad			Valores de Kuz - Ram		
A =	5.27		X50 =	10.19	cm
q =	0.78	Kg-exp/m ³			
Q =	13.57	Kg-exp/tal	n (*2) =	1.6807	
E =	110	%			
Parámetros de la malla			XC =	12.667	cm
B =	1.73	m			
E =	2.00	m	R =	50	%
P =	1.1	(*1)			

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

(*1): “P” corresponde al factor correspondiente a la malla triangular utilizado para determinar el coeficiente de uniformidad (n).

(*2): De acuerdo a Cunningham (1987): Para valores de un coeficiente de uniformidad n = 1.5 y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho. Es decir, se puede esperar tamaños relativamente homogéneos de los fragmentos. Esto hace presumir que la aplicación de la malla triangular equilátera es buena referente al valor de n.

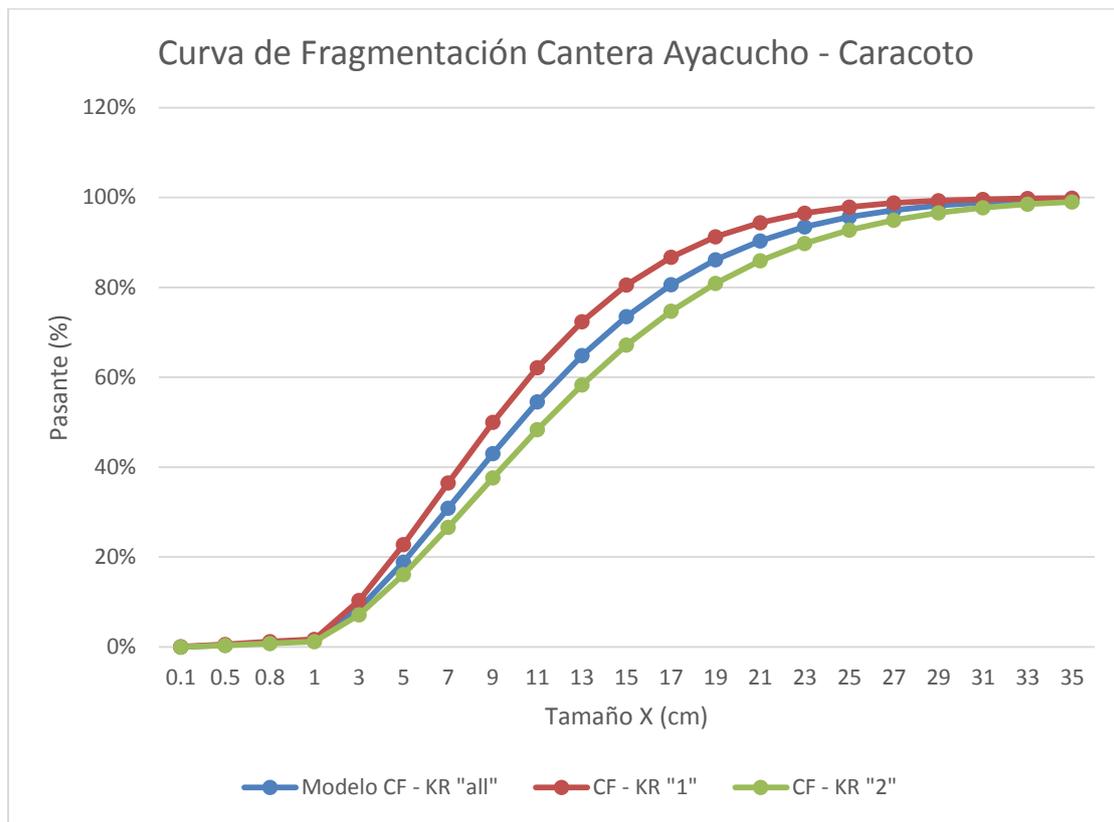


Figura 42.: Curva de distribución de fragmentación en promedio.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 29 y la figura 42, en la Cantera Ayacucho – Caracoto se tendría condiciones geomecánicas cambiantes, con un factor de roca promedio de $= 5.27$, con lo cual se tendría un tamaño medio de los fragmentos de 10.19 cm, es decir, un $P50 = 10.19$ cm, asimismo, se tendría un $P80 = 16.80$ cm, es decir, que fragmentos de un tamaño de 16.80 cm serian el 80% del total del material disparado; mientras que los fragmentos de 25 cm serian menor al 95.65% del total del material disparado.

Así pues, se tendría un buen diseño y proyección no solo de la malla de voladura, sino que también de la fragmentación, los cuales deberán ser verificados en el punto siguiente con el análisis digital de las imágenes por el software Wipfrag.

4.3. MONITOREANDO LA FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA CALIZA A TRAVÉS DEL ANÁLISIS DIGITAL DE IMÁGENES:

El monitoreo de la fragmentación de cada proyecto en donde se aplicó la malla triangular equilátera es la segunda etapa para aumentar los fragmentos menores a 25 cm de la roca caliza. Si bien, cada disparo se proyectó bajo un control de sus efectos colaterales y a su vez prediciendo una buena fragmentación, esto solo podrá ser corroborado, en primera instancia, con el análisis digital de las imágenes de cada disparo. Ello a su vez, permitirá realizar una comparación entre la fragmentación obtenida y la fragmentación proyectada con lo cual se comprobaba el primer objetivo de esta investigación a la par del desarrollo del segundo objetivo.

Para realizar el monitoreo de la fragmentación de la roca caliza en los 6 disparos seleccionados dentro de la Cantera Ayacucho – Caracoto, se siguió el procedimiento de Bernaola, Castilla, Herrera y Zúñiga (2013), dividiéndolo en dos fases: 1) Se realizó en análisis digital de las imágenes y se obtuvo la curva de distribución de la fragmentación de la roca caliza; 2) Se realizó una comparación de la curva de fragmentación proyectada vs la curva de fragmentación monitoreada por Wipfrag. Véase el desarrollo del monitoreo de la fragmentación para cada proyecto:

4.3.1. Monitoreo De Los Proyectos 3890 – 187 – 188:

Cada proyecto, a pesar de tener la misma curva de fragmentación proyectada, tuvo distintos resultados en cuanto a fragmentación post voladura. Veamos la fragmentación obtenida por cada disparo:

4.3.1.1. Disparo 3890 – 187:

Este disparo fue un tanto particular; si bien se detonó los 121 taladros cargados, por recomendaciones de seguridad, el diseño de carga fue alterado, disminuyéndose la carga para

evitar el tapado de las vías de acceso. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:



Figura 43.: Fragmentación del proyecto 3890 - 187.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 30.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3890 - 187.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3890 - 187			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$1.00	US\$/m3	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.40	US\$/TM	\$0.45	11.05%
Costo total de Perforación	\$0.34	US\$/TM	\$0.37	8.47%
Costos Total de P&V	\$0.74	US\$/TM	\$0.82	9.88%
Factor de Potencia	0.31	Kg-exp/TM	0.36	14.18%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 30, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.40 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.34 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.74 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 9.88% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3890 – 187 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3890 – 187 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de tres imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo N° 1-A:

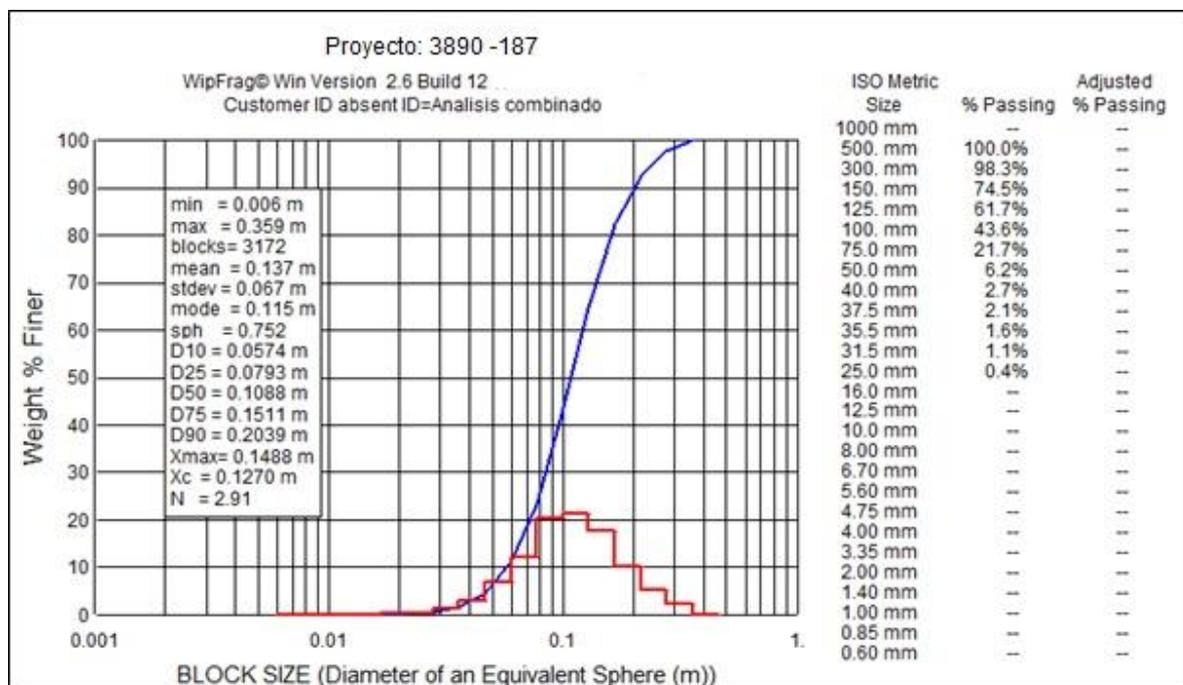


Figura 44.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3890 - 187.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

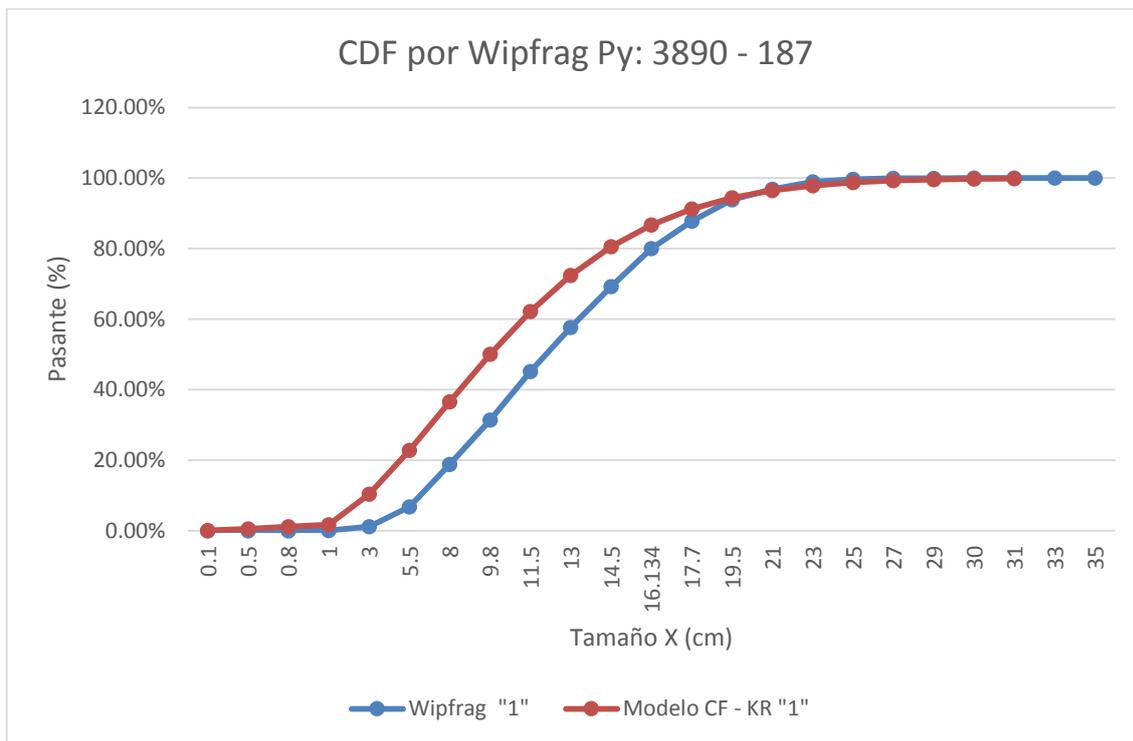


Figura 45.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3890 - 187.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 44 y 45, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3890 - 187:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 10.88 cm, mientras que en la predicción era de 9 cm. Un resultado muy cercano.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 16.13 cm, mientras que en la predicción era de 14.85 cm. Un resultado también muy cercano.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 97.99% del total del material disparado; en la predicción era el 97.90%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

LO MALO:

Si bien los resultados en cuanto al P50 y P80 son buenos, existe un detalle adverso en el monitoreo del proyecto 3890 – 187, y es un amplio desfase entre la curva monitoreada y la predicha de hasta 19% en la zona de finos. Esto se debería a que la curva de Kuz – Ram siempre ha tenido problema en la zona de finos, no obstante, el “amplio desfase”, se debe a la reducción de carga en el 3890 – 187, lo cual se comprueba con el proyecto 3890 – 188.

4.3.1.2. Disparo 3890 – 188:

En este disparo se detonó los 156 taladros cargados, respetándose el diseño de carga. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:



Figura 46.: Fragmentación del proyecto 3890 - 188.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V

registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 31.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3890 - 188.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3890 - 188			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$1.07	US\$/m ³	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.43	US\$/TM	\$0.45	5.54%
Costo total de Perforación	\$0.36	US\$/TM	\$0.37	2.88%
Costos Total de P&V	\$0.78	US\$/TM	\$0.82	4.34%
Factor de Potencia	0.33	Kg-exp/TM	0.36	9.45%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 31, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.43 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.36 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.78 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 4.38% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3890 – 188 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m. asimismo, en este proyecto se tiene un costo de voladura mayor al proyecto 3890 – 187 y ello se da principalmente porque en este proyecto si se respetó el diseño de carga.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3890 – 188 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de tres imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo N° 1-B:

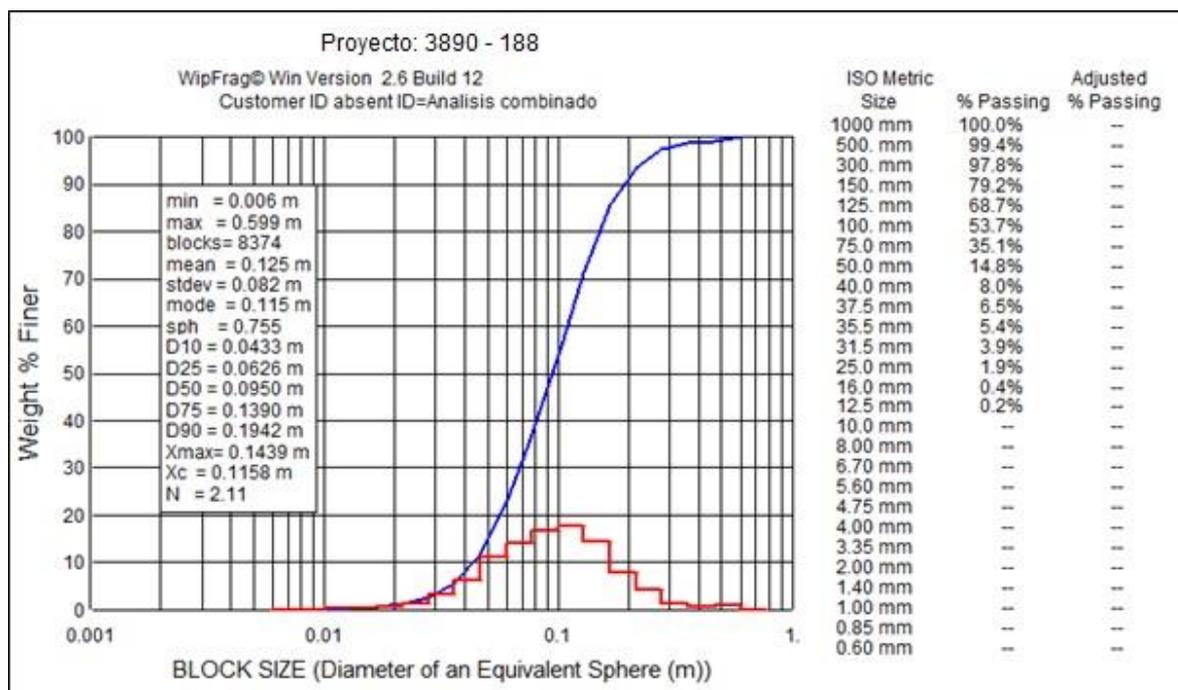


Figura 47.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3890 - 188.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

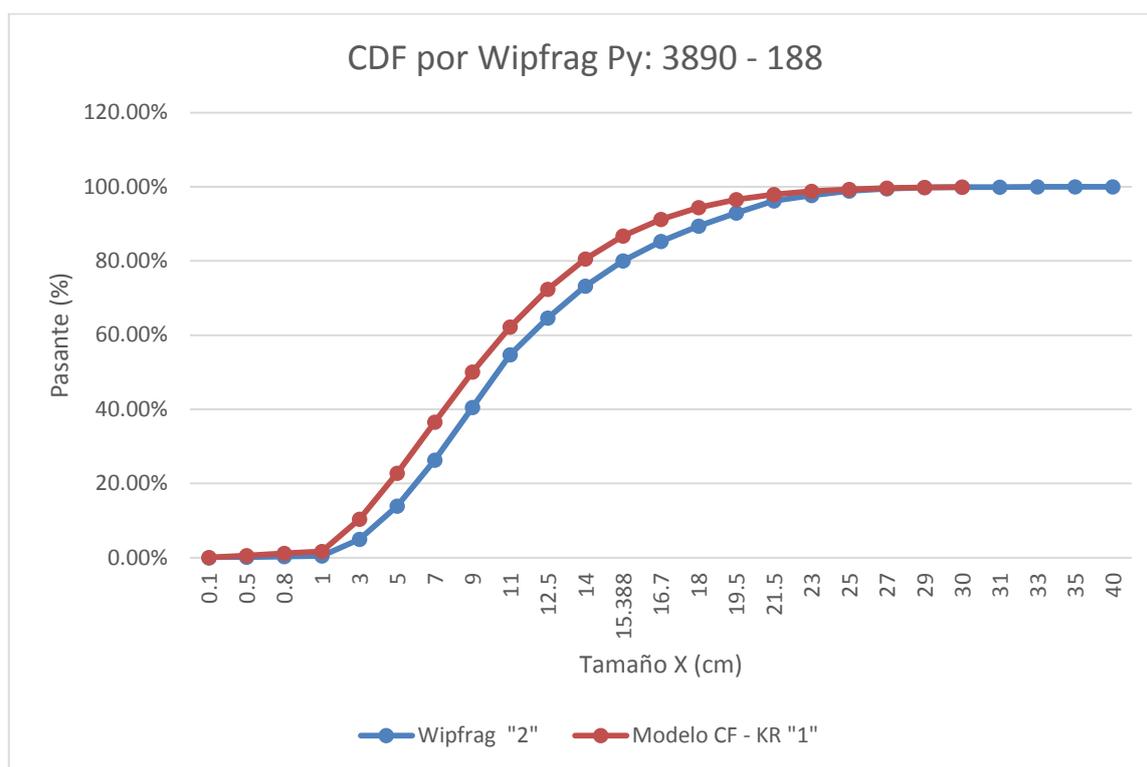


Figura 48.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3890 - 188.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 47 y 48, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3890 - 188:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 9.50 cm, mientras que en la predicción era de 9 cm. Un resultado bastante cercano.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 15.38 cm, mientras que en la predicción era de 14.85 cm. Un resultado también muy cercano.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 96.81% del total del material disparado; en la predicción era el 97.90%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

LA MEJORA:

Los resultados en cuanto al P50 y P80 son bastante buenos, y a diferencia del proyecto 3890 – 187, ya no hay un amplio desfase entre la curva monitoreada y la predicha, existiendo un desfase de solo 9% en la zona de finos. El desfase es inherente a la curva de Kuz – Ram, no obstante, la conclusión más importante es que: “Si el diseño de carga de la malla triangular equilátera no es seguido como tal o que el carguío de taladros es pésimo y menor al indicado en el diseño de carga, los resultados podrían ser malos en cuanto a la fragmentación de la roca caliza”.

4.3.1.3. Disparo 3910 – 168:

En este disparo se detonó los 203 taladros cargados, respetándose el diseño de carga. De acuerdo a voladuras anteriores, esta zona de caliza kárstica, ha sido una zona que ha venido teniendo la mayoría de problemas en la fragmentación; presentándose un P80 entre 21 a 23 cm. Asimismo los fragmentos menores a 25 cm solo llegaba a ser un 83% del total de material disparado. Por ello, véase los resultados con la malla triangular equilátera. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:



Figura 49.: Fragmentación del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 32.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3910 - 168.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3910 - 168			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$1.07	US\$/m ³	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.43	US\$/TM	\$0.45	5.02%
Costo total de Perforación	\$0.36	US\$/TM	\$0.37	2.86%
Costos Total de P&V	\$0.79	US\$/TM	\$0.82	4.04%
Factor de Potencia	0.28	Kg-exp/TM	0.36	21.11%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 32, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.43 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.36 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.79 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 4.04% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3910 – 188 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3910 – 168 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de cuatro imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo N° 1-C:

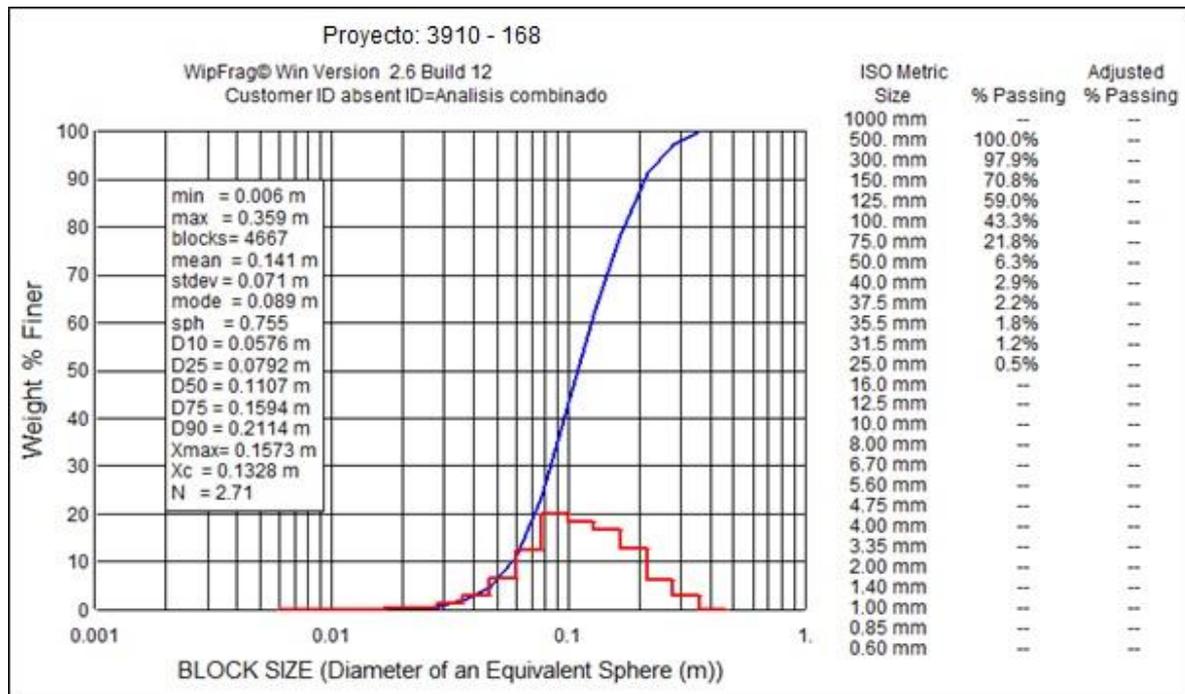


Figura 50.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

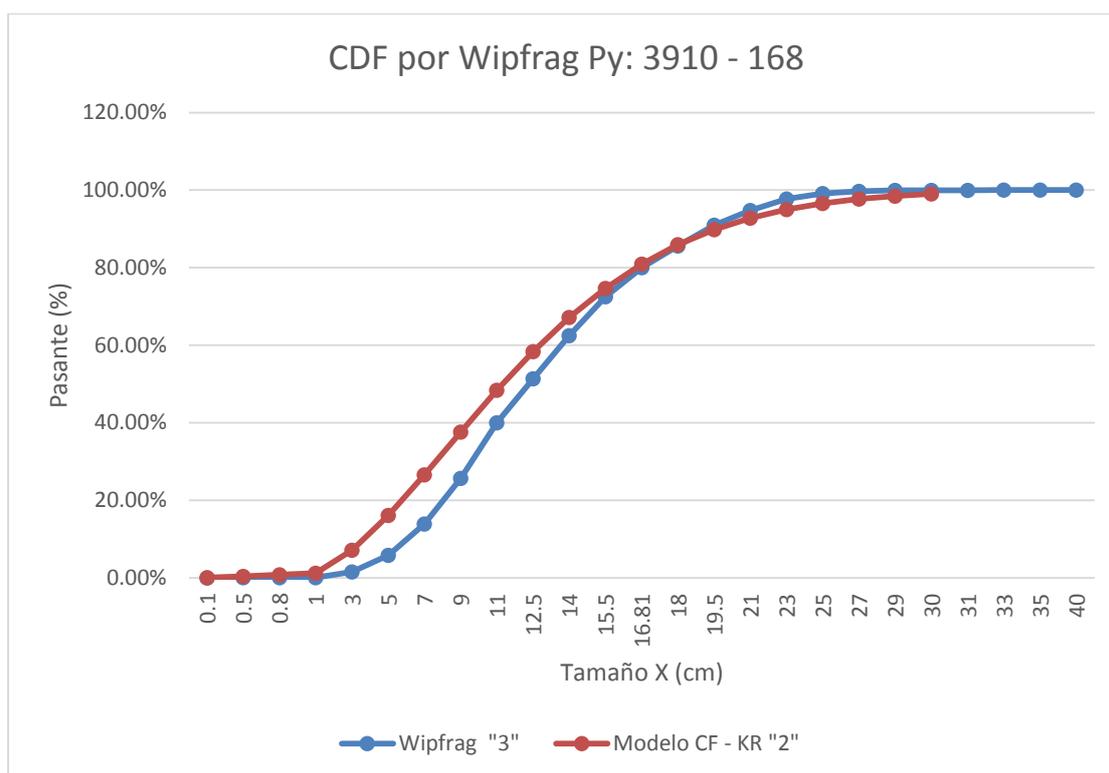


Figura 51.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3910 - 168.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 50 y 51, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3910 - 168:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 11.07 cm, mientras que en la predicción era de 11.31 cm. Un resultado menor al esperado.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 16.81 cm, mientras que en la predicción era de 18.68 cm. Un resultado menor al esperado.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 97.05% del total del material disparado; en la predicción era el 92.77%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

PERFORMANCE GLOBAL:

Los resultados en cuanto al P50 y P80 son mejores a los proyectados; asimismo, los fragmentos menores a 25 cm en la predicción solo podría ser el 92.77%, sin embargo, en el monitoreo de los resultados, se pudo obtener fragmentos menores a 25 cm en 97.05%. Esto también indica una performance de los resultados. El desfase en la zona de finos es inherente a la curva de Kuz – Ram, llegando ser en el proyecto 3910 – 168 hasta un 12%, pero en una amplitud menor.

4.3.1.4. Disparo 3910 – 166:

En este disparo se detonó los 137 taladros cargados, respetándose el diseño de carga. Este disparo es en la misma zona del disparo 3910 – 166, en donde el P80 se presentaba entre 21 a 23 cm. Asimismo los fragmentos menores a 25 cm solo llegaba a ser un 83% del total de material disparado. Por ello, véase que resultados se obtuvo con la malla triangular equilátera. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:



Figura 52.: Fragmentación del proyecto 3910 - 166.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 33.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3910 - 166.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3910 - 166			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$0.99	US\$/m ³	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.40	US\$/TM	\$0.45	12.09%
Costo total de Perforación	\$0.32	US\$/TM	\$0.37	12.60%
Costos Total de P&V	\$0.72	US\$/TM	\$0.82	12.32%
Factor de Potencia	0.27	Kg-exp/TM	0.36	25.02%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 33, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.40 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.32 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.72 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 12.32% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3910 – 168 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3910 – 166 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de tres imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo

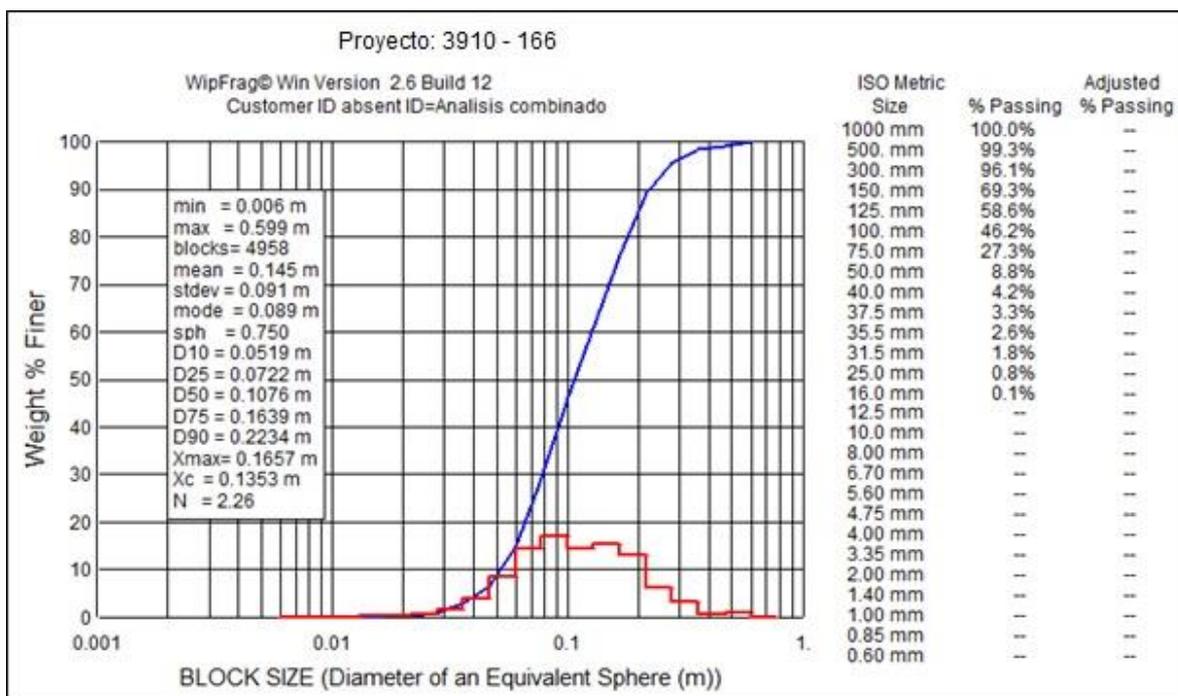


Figura 53.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3910 - 166.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

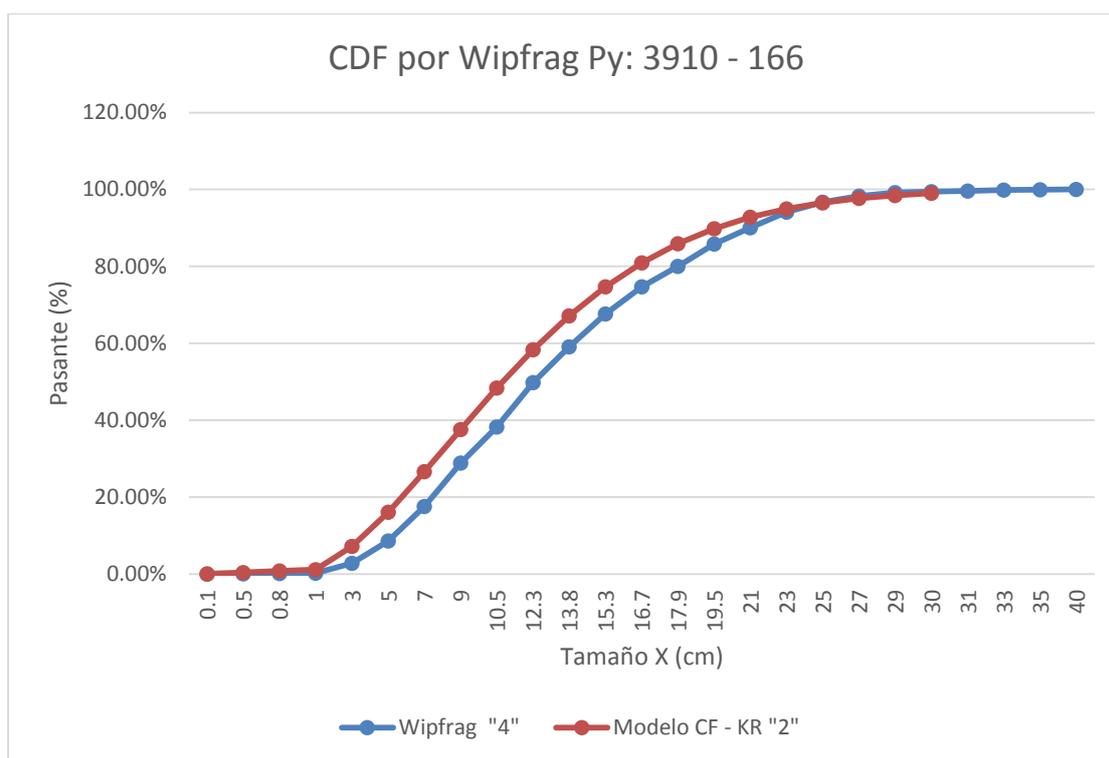


Figura 54.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3910 - 166.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 53 y 54, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3910 - 166:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 10.76 cm, mientras que en la predicción era de 11.31 cm. Un resultado menor al esperado.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 17.90 cm, mientras que en la predicción era de 18.68 cm. Un resultado menor al esperado.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 93.41% del total del material disparado; en la predicción era el 92.77%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

PERFORMANCE GLOBAL:

Los resultados en cuanto al P50 y P80 son mejores a los proyectados; asimismo, los fragmentos menores a 25 cm en la predicción solo podría ser el 92.77%, sin embargo, en el monitoreo de los resultados, se pudo obtener fragmentos menores a 25 cm en 93.41%. A diferencia del proyecto 3910 – 168 la performance en fragmentos de 25 cm no es tan buena, pero si se aprecia una mejora. El desfase en la zona de finos es inherente a la curva de Kuz – Ram, llegando ser en el proyecto 3910 – 166 hasta un 9%, pero que se da en una amplitud mayor.

4.3.1.5. Disparo 3940 – 119:

En este disparo se detonó los 189 taladros cargados, respetándose el diseño de carga. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:



Figura 55.: Fragmentación del proyecto 3940 - 119.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 34.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3940 - 119.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3940 - 119			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$1.05	US\$/m3	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.42	US\$/TM	\$0.45	7.26%
Costo total de Perforación	\$0.35	US\$/TM	\$0.37	5.47%
Costos Total de P&V	\$0.77	US\$/TM	\$0.82	6.45%
Factor de Potencia	0.29	Kg-exp/TM	0.36	19.69%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 34, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.42 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.35 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.77 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 6.45% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3940 – 120 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3940 – 119 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de tres imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo

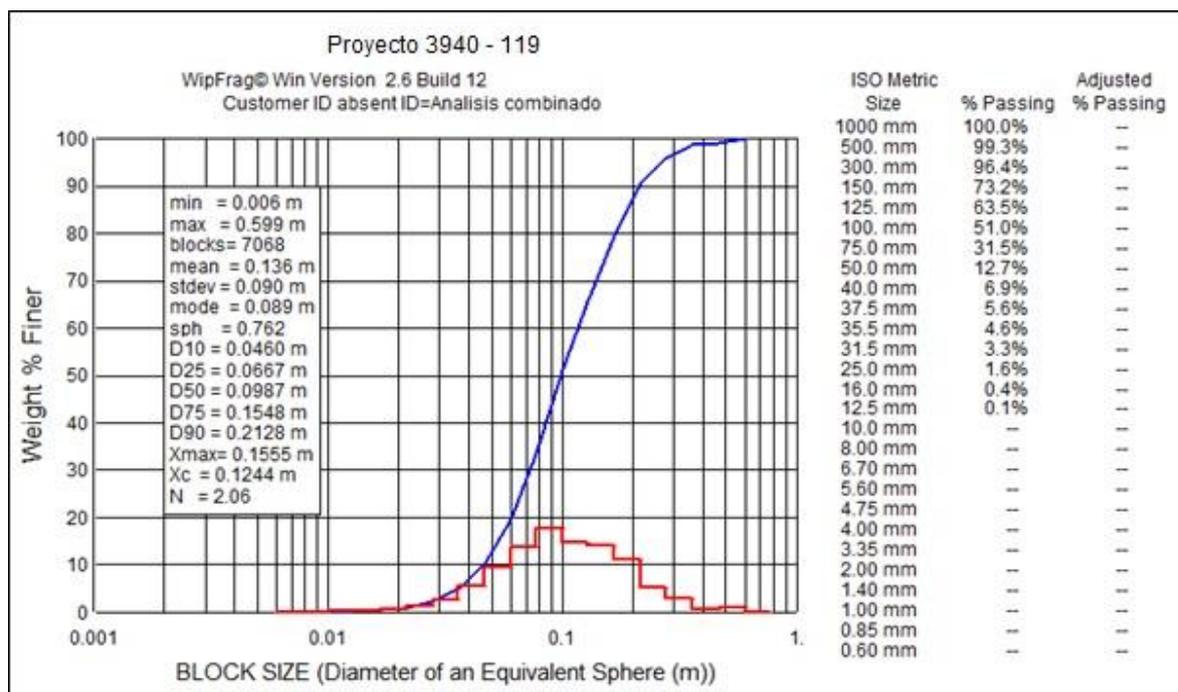


Figura 56.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

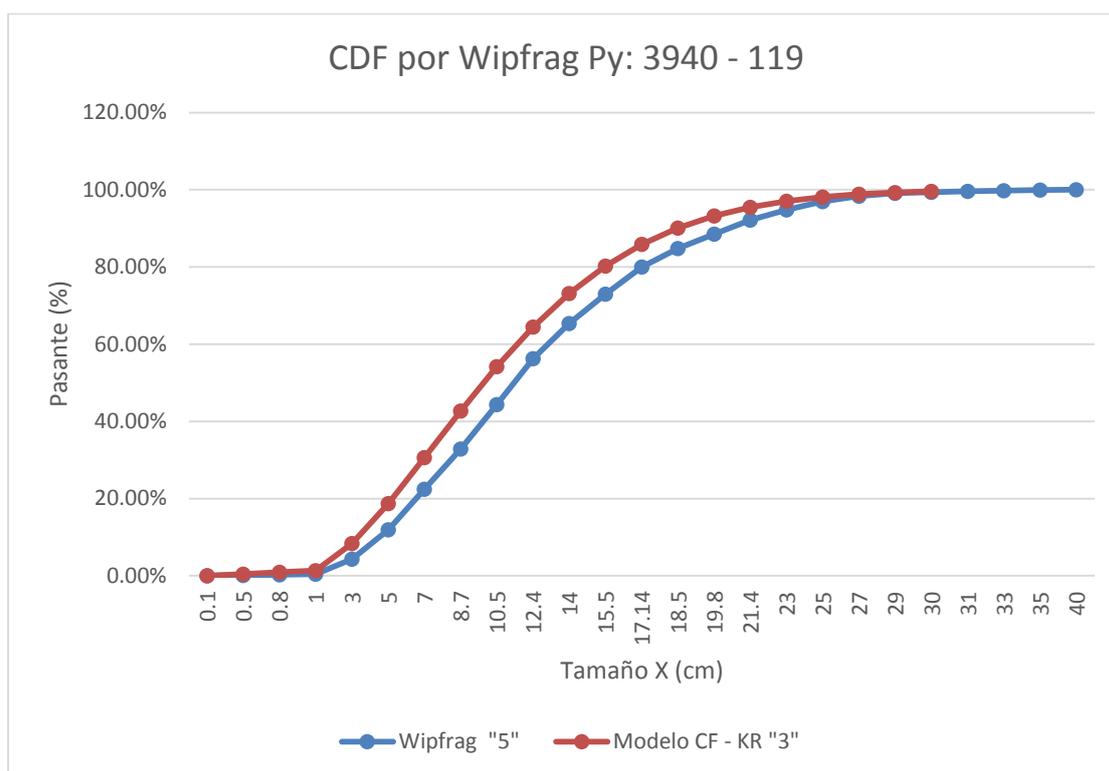


Figura 57.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3940 - 119.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 56 y 57, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3940 - 119:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 9.87 cm, mientras que en la predicción era de 10.25 cm. Un resultado menor al proyectado.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 17.14 cm, mientras que en la predicción era de 17 cm. Un resultado también muy cercano.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 95.25% del total del material disparado; en la predicción era el 96%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

AJUSTE DE RESULTADOS:

Los resultados en cuanto al P50 y P80 son excelentes; pues los resultados se ajustan a la proyección de la fragmentación, incluso en los fragmentos menores a 25 cm. El desfase en la zona de finos es inherente a la curva de Kuz – Ram, llegando ser en el proyecto 3940 – 119 hasta un 8%, pero que se da en una amplitud mayor.

4.3.1.6. Disparo 3940 – 120:

En este disparo se detonó los 156 taladros cargados, respetándose el diseño de carga. La fragmentación representativa se puede apreciar en la siguiente imagen:

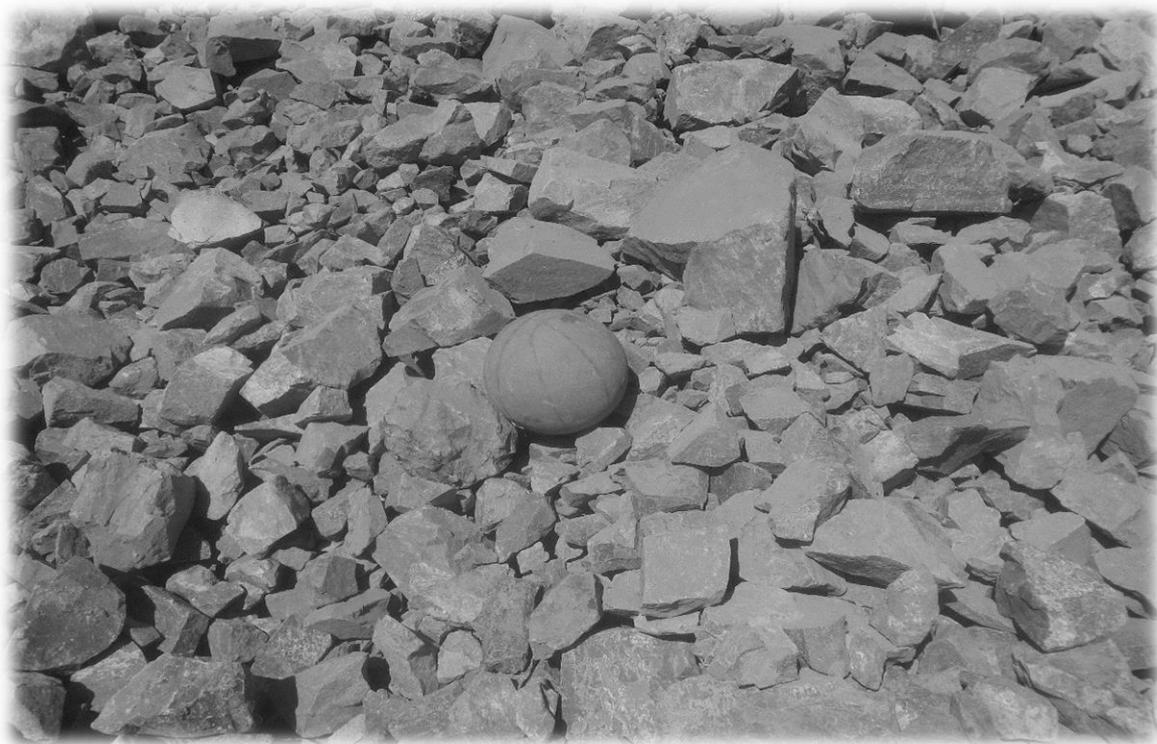


Figura 58.: Fragmentación del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Grupo Gloria.

En cuanto a costos, como era de esperarse, los costos de perforación y voladura aumentaron con respecto al costo base de las mallas cuadrada y triangular; no obstante, el costo de P&V registrado al final del disparo, fue menor al costo base de la malla triangular equilátera. Ello se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 35.: Resumen de los costos de P&V del proyecto 3940 - 120.

RESUMEN DEL COSTO DE P&V DEL PY: 3940 - 120			Costo Base de P&V T-E	Variación (%)
Item	Costo Unitario	Unidad		
Costo total de Voladura	\$1.07	US\$/m3	\$0.00	0%
Costo total de Voladura	\$0.43	US\$/TM	\$0.45	5.16%
Costo total de Perforación	\$0.36	US\$/TM	\$0.37	2.78%
Costos Total de P&V	\$0.79	US\$/TM	\$0.82	4.08%
Factor de Potencia	0.30	Kg-exp/TM	0.36	16.38%

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 35, el costo de voladura para este proyecto fue de 0.43 US\$/TM, mientras que de perforación fue 0.36 US\$/TM, teniéndose un costo total de P&V de 0.79 US\$/TM. Si bien se tiene una variación de 4.08% entre el costo real y el costos base, ello se debe principalmente a que el disparo 3940 – 120 se realizó en un banco de altura de promedio de 4 metros, siendo el costo base de P&V de la malla triangular en un banco de 5 m.

Con respecto al análisis de las imágenes con el uso de Wipfrag, el proyecto 3940 – 120 tuvo el siguiente resultado en base al análisis de cuatro imágenes que se pueden apreciar a detalle en el anexo

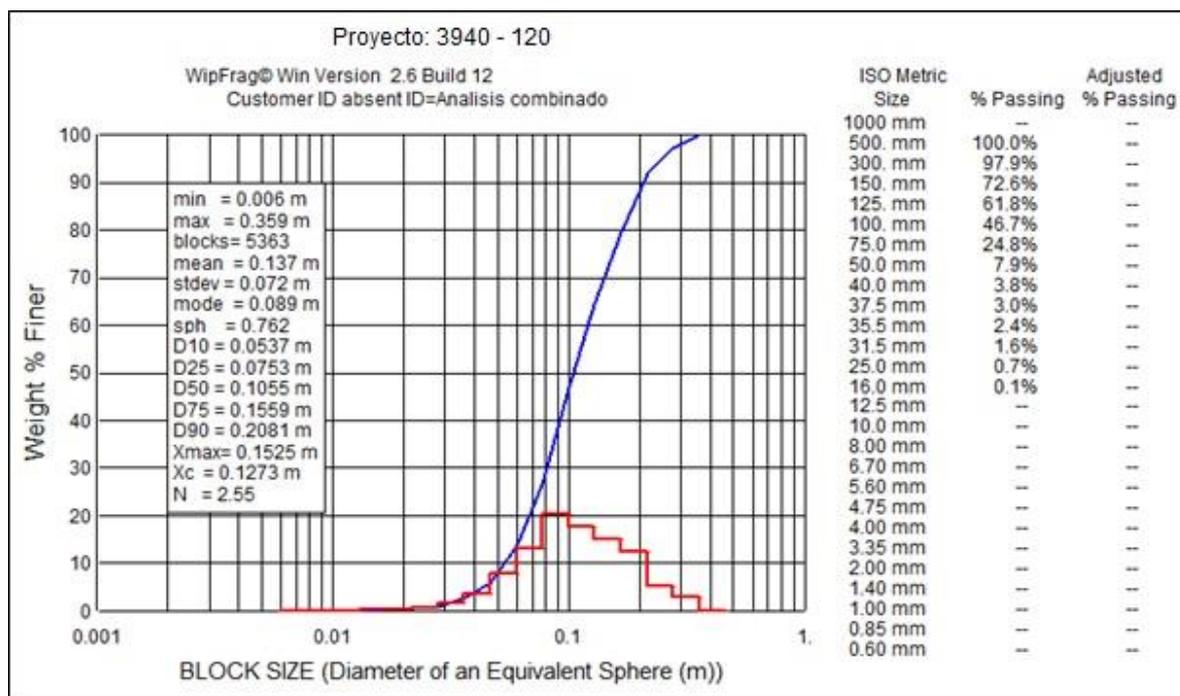


Figura 59.: Curva de distribución de la fragmentación monitoreada del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Para comprender mejor la magnitud de los resultados, véase en la siguiente figura una comparación entre la curva de fragmentación predicha y la monitoreada:

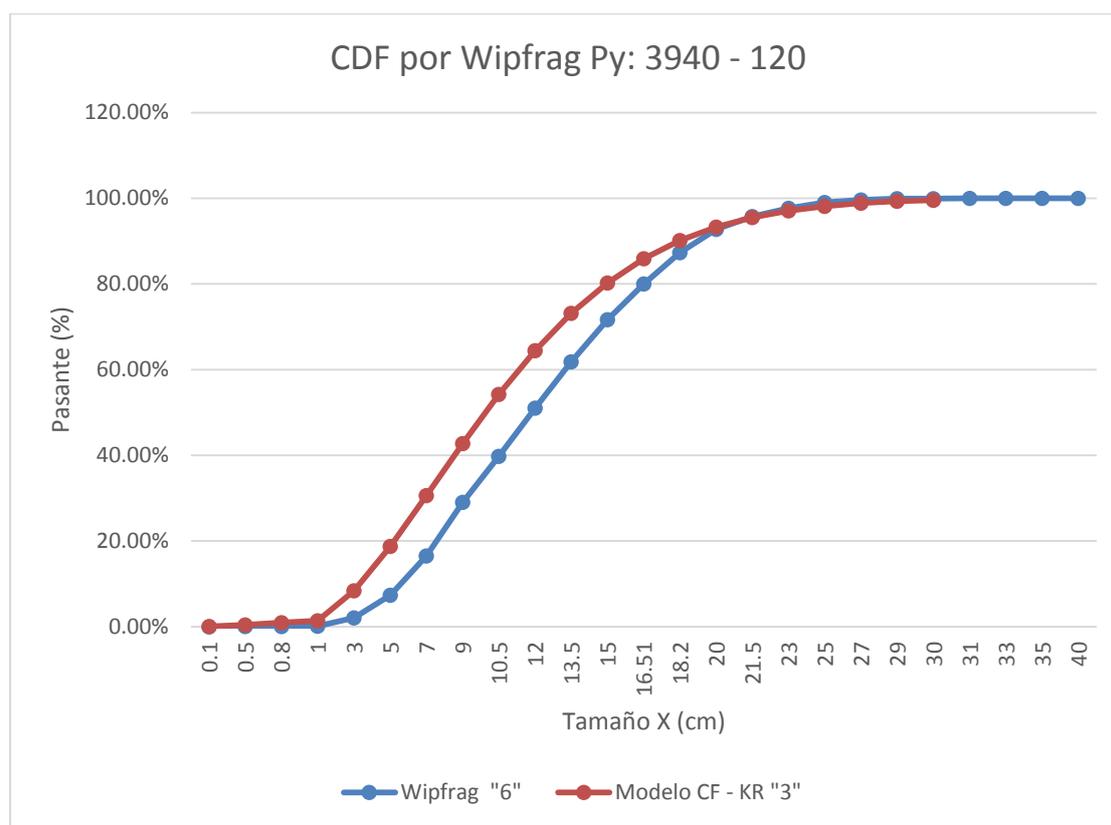


Figura 60.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del proyecto 3940 - 120.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

De la figura 59 y 60, se puede puntualizar lo siguiente con respecto al proyecto 3940 - 120:

- 1) El P50 o X50 en el monitoreo es igual a 10.55 cm, mientras que en la predicción era de 10.25 cm. Un resultado muy cercano.
- 2) El P80 en el monitoreo es igual a 16.51 cm, mientras que en la predicción era de 17 cm. Un resultado menor que el proyectado.
- 3) Los fragmentos menores a 25 cm, de acuerdo al monitoreo, representan el 96.99% del total del material disparado; en la predicción era el 96%, lo cual indica un gran resultado en cuanto al primer objetivo de esta investigación, el cual es hacer que los fragmentos menores a 25 cm sean mayor al 80%.

AJUSTE DE RESULTADOS:

Los resultados en cuanto al P50 y P80 son excelentes; pues los resultados se ajustan a la proyección de la fragmentación. En este disparo los fragmentos menores de 25 cm tienen un performance en el monitoreo con respecto a la predicción. El desfase en la zona de finos es inherente a la curva de Kuz – Ram, llegando ser en el proyecto 3940 – 120 hasta un 13%.

4.3.2. Condicionamiento De Esfuerzos:

Se ha podido apreciar que hay un existente desfase entre la curva de fragmentación monitoreada y la predicha. Este desfase generalmente se ha dado en la zona de finos, es decir, en los fragmentos menores al P50 o X50. Según menciona Leiva (2007), la curva de Kuz – Ram subestima a la zona de finos, y esto se ha podido comprobar con el monitoreo de disparos de la Cantera Ayacucho – Caracoto en donde si existe un desfase entre 8% a 15% en la zona finos.

De acuerdo a Leiva (2007), la curva de fragmentación predicha debería ser ajustado en XC y n, en base a una curva fragmentación monitoreada – representativa; con lo cual se estaría calibrando la curva de fragmentación predicha. No obstante, existe un estudio reciente de Anchorena (2015), en el que se puede apreciar el “Condicionamiento de Esfuerzos”.

El condicionamiento de esfuerzos refiera al cambio de la malla de voladura cuando la curva de fragmentación predicha tiene un desfase con la curva de fragmentación monitoreada. Véase una vista global – promedio de las curvas de fragmentación monitoreadas y predichas en la siguiente imagen:

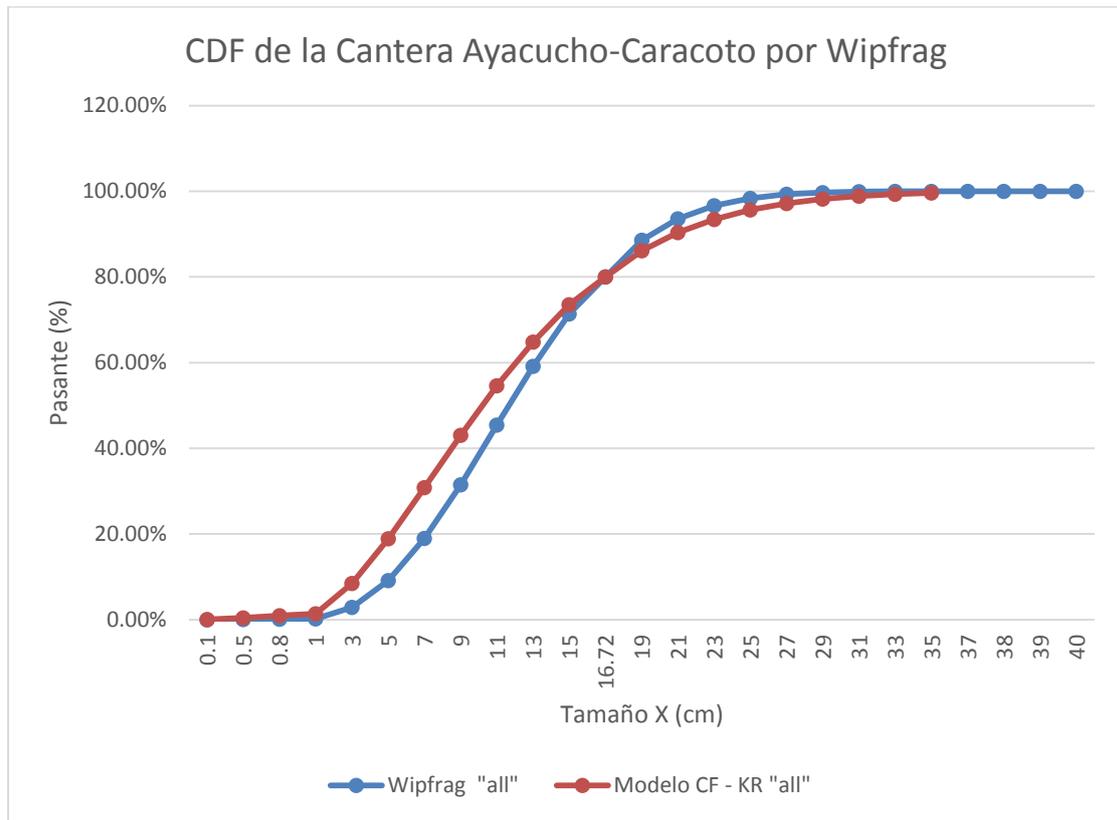


Figura 61.: Comparación entre la Curva de distribución de la fragmentación monitoreada y la predicha del Cantera Ayacucho.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Como se puede apreciar en la figura 61, en un análisis promedio el desfase de la zona de finos es hasta de un 12% y en la zona de gruesos de hasta solo 2%. Entonces, de acuerdo al monitoreo de cada disparo y al análisis global, si existe un desfase considerable en la zona de finos.

Desde el punto de vista de condicionamiento de esfuerzos, el desfase de la zona de finos puede ser minimizada reduciendo, un poco más, la malla triangular equilátera de 1.73 x 2.00 m; con lo cual se podría obtener aún mejores resultados que los obtenidos en los proyectos monitoreados, así como lo ilustra Anchorena (2015) en su caso práctico II. Si bien esta posible reducción de la malla no sería tan recomendable en las zonas de los proyectos 3890 – 187 – 188, 3940 – 119 – 120, si sería trascendente en la zona de los proyectos 3910 – 168

– 166, donde se ha logrado un $P80 = 18$ cm y fragmentos menores de 25 cm de hasta 93%, con lo que se mejoraría aún más los resultados.

Finalmente, cabe recalcar que los resultados de fragmentación fueron bastante buenos en todos los disparos donde se ha aplicado la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham. Esto no solo se pudo apreciar en la predicción de la fragmentación, sino también en el monitoreo de la fragmentación por medio del análisis de las imágenes de los disparos. Ahora solo queda verificar la mejora en el área de chancado y molienda.

4.4. VERIFICANDO EL IMPACTO EN LOS COSTOS DE CHANCADO Y MOLIENDA:

En el monitoreo de la fragmentación por medio del análisis de imágenes, se ha podido apreciar que hubo una reducción en la fragmentación de la roca caliza cuando se aplicó la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham en la Cantera Ayacucho - Caracoto. Como último objetivo de esta investigación, es verificar el impacto en los costos de chancado y molienda que se tendría al procesar la caliza fragmentada por la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham.

Como refieren Hinojosa *et al.* (2014), los costos de chancado pueden ser reducidos cuando los esfuerzos en perforación y voladura son aumentados. El ratio de mejora esta en 1% en chancado cuando en voladura fue de 15%. En las siguientes tablas e imágenes véase el consumo de energía, el work index y el costo por tonelada en el área de chancado y molienda después de haber aplicado la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham:

Tabla: 36.: Registro promedio del tamaño promedio que ingreso al Chancado primario y secundario por medio del análisis de imágenes de Wipfrag.

INGRESO DE ROCA CALIZA A CHANCADO PRIMARIO Y SECUNDARIO					
Meses - 2017	Toneladas Procesadas TM/mes	Tamaño Representativo (cm)	P80 (cm)	P50 (cm)	Work Index Kwh/TM
Junio	58,430.00	13.75	16.82	10.62	2.5118
Julio	59,374.00	13.49	16.57	10.23	2.4990
Agosto	60,043.00	13.21	16.33	10.21	2.4096
Septiembre	58,945.00	13.52	16.69	10.32	2.4729
Octubre	59,890.00	13.07	16.11	9.87	2.3987
Noviembre	58,670.00	13.42	16.54	10.35	2.4489
Total:	355,352.00	13.41	16.51	10.27	2.4565

Fuente de la tabla: Tesista y Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 36, se puede verificar que el ingreso del tamaño promedio representativo fue de 13.41 cm, el P80 fue de 16.51 cm y el P50 10.27 cm, teniéndose un work index de 2.46 Kwh/TM. Esto fue registrado de los meses de junio hasta noviembre del 2017, tiempo donde se dio lugar a la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham conforme al análisis de imágenes realizado en Wipfrag. Con el ingreso de la caliza fragmentada de los tamaños registrados en la tabla 36, se tuvo el siguiente impacto en los costos:

Tabla: 37.: Costo por TM del chancado así como el work index.

CHANCADO PRIMARIO Y SECUNDARIO						
Meses - 2017	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Junio	58,430.00	2.5118	146,765.00	0.1936	28,406.571	0.486
Julio	59,374.00	2.4990	148,378.00	0.1936	28,718.770	0.484
Agosto	60,043.00	2.4096	144,678.00	0.1936	28,002.630	0.466
Septiembre	58,945.00	2.4729	145,768.00	0.1936	28,213.601	0.479
Octubre	59,890.00	2.3987	143,657.00	0.1936	27,805.014	0.464
Noviembre	58,670.00	2.4489	143,675.00	0.1936	27,808.498	0.474
Total:	355,352.00	2.4565	872,921.00	0.1936	168,955.083	0.475

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 38.: Costo por TM de la Molienda así como el work index.

MOLIENDA						
Meses - 2017	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Junio	58,430.00	4.3416	253,678.000	0.1936	49,099.733	0.840
Julio	59,374.00	4.2924	254,854.000	0.1936	49,327.349	0.831
Agosto	60,043.00	4.2042	252,431.000	0.1936	48,858.374	0.814
Septiembre	58,945.00	4.2810	252,342.000	0.1936	48,841.148	0.829
Octubre	59,890.00	4.2431	254,121.000	0.1936	49,185.476	0.821
Noviembre	58,670.00	4.2896	251,673.000	0.1936	48,711.662	0.830
Total:	355,352.00	4.2749	1,519,099.000	0.1936	294,023.741	0.827

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Tabla: 39.: Resumen de los costos de chancado primario y secundario y molienda promedio de los meses de Junio a Noviembre.

COSTOS TOTAL PROMEDIO DE CHANCADO Y MOLIENDA		1.553
Código	Correspondiente	US\$/TM
COD-P01:	Consumo de Energía Eléctrica	1.3029
COD-P02:	Componentes, Accesorios y repuestos	0.1512
COD-P03:	Mantenimiento	0.0987

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

De acuerdo a la tabla 39, los costos de chancado y molienda promedio, después de haber implementado la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham, fue de 1.55 US\$/TM. Conforme al departamento de costos del Grupo Gloria, el costo de CH&M ha registrado un disminución gradual desde junio del 2017.

No obstante, véase este decrecimiento del costo por tonelada en Chancado y Molienda a continuación:

Tabla: 40.: Costo por TM del chancado así como el work index de la línea de base y la experimentación.

CHANCADO PRIMARIO Y SECUNDARIO						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Diciembre	61,171.37	2.8243	172,766.300	0.1936	33,439.160	0.547
Enero	60,502.39	2.5734	155,696.850	0.1936	30,135.344	0.498
Febrero	58,518.39	2.2532	131,853.636	0.1936	25,520.456	0.436
Marzo	59,682.13	3.1422	187,533.189	0.1936	36,297.312	0.608
Abril	59,756.10	3.2865	196,388.423	0.1936	38,011.255	0.636
Mayo	60,900.74	2.7343	166,520.893	0.1936	32,230.352	0.529
Junio	58,430.00	2.5118	146,765.000	0.1936	28,406.571	0.486
Julio	59,374.00	2.4990	148,378.000	0.1936	28,718.770	0.484
Agosto	60,043.00	2.4096	144,678.000	0.1936	28,002.630	0.466
Septiembre	58,945.00	2.4729	145,768.000	0.1936	28,213.601	0.479
Octubre	59,890.00	2.3987	143,657.000	0.1936	27,805.014	0.464
Noviembre	58,670.00	2.4489	143,675.000	0.1936	27,808.498	0.474

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

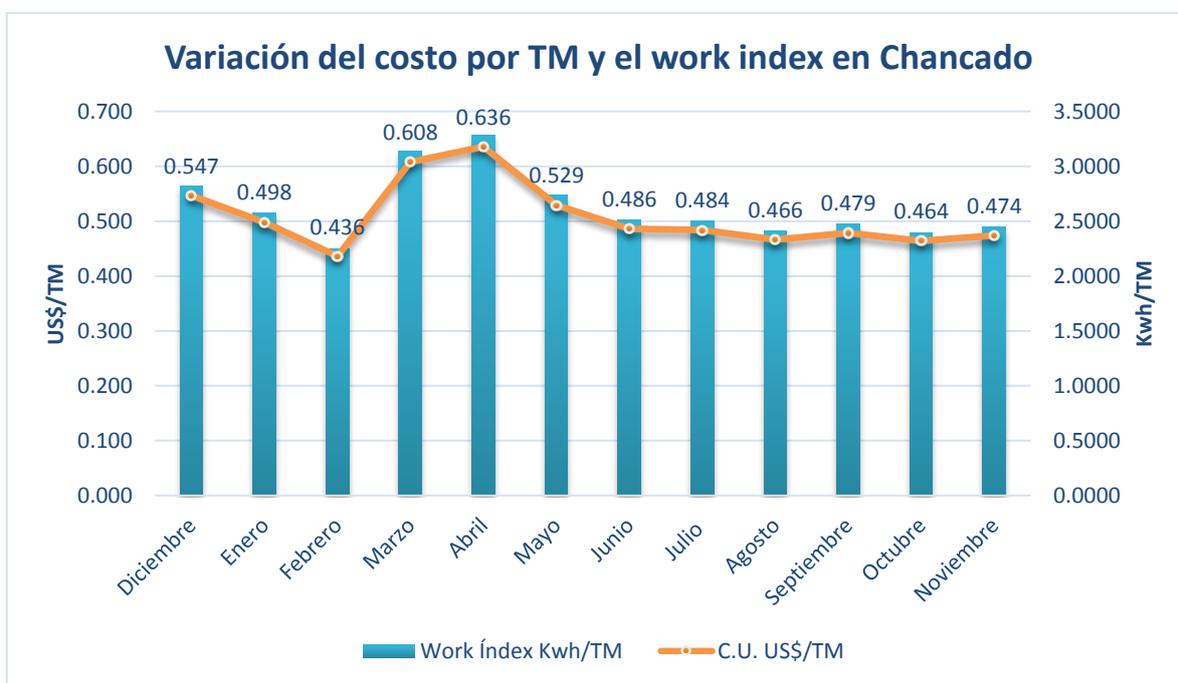


Figura 62.: Variación en el área de Chancado.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Conforme a la figura 62 y la tabla 40, antes de la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham, que vendría ser la experimentación (EXP), los costos por TM y el work index en Chancado era muy variante y presentaba picos, además que eran bastante más altos que los que se pudo registrar a partir del mes de junio. Esto se daba porque en temporadas podía tenerse rocas bien fragmentadas con un P80 de 18 a 20 cm, y otros meses el P80 era 20 a 22 cm, lo cual generaba picos en el costo por TM del Chancado así como el alza del work index. A partir de junio se aprecia un decrecimiento del costo por TM además que es mucho más regular que antes. La variación entre la experimentación y la línea de base se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 41.: Análisis de la varianza promedio en Chancado.

ANALISIS DE VARIANZAS						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Total - LB:	360,531.12	2.8035	1,010,759.292	0.1936	195,633.878	0.543
Total - EXP:	355,352.00	2.4565	872,921.00	0.1936	168,955.083	0.475
Varianza (%)	-1.44%	-12.38%	-13.64%	0.00%	-13.64%	-12.38%

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Entonces, en la tabla 41, se puede notar que la varianza entre la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham a partir del mes de junio del 2017 y las condiciones antes de la aplicación, este fue de -12.38% en promedio en el costo por TM y el work index en el área de Chancado. **Es decir, que si hubo una disminución en los costos de CHANCADO.**

Ahora véase en el área de Molienda:

Tabla: 42.: Costo por TM de Molienda así como el work index de la línea de base y la experimentación.

MOLIENDA						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Diciembre	61,171.37	4.7521	290,692.467	0.1936	56,263.935	0.920
Enero	60,502.39	4.7521	287,513.408	0.1936	55,648.623	0.920
Febrero	58,518.39	4.7521	278,085.241	0.1936	53,823.788	0.920
Marzo	59,682.13	4.7521	283,615.450	0.1936	54,894.168	0.920
Abril	59,756.10	4.7521	283,966.963	0.1936	54,962.204	0.920
Mayo	60,900.74	4.7521	289,406.407	0.1936	56,015.016	0.920
Junio	58,430.00	4.3416	253,678.000	0.1936	49,099.733	0.840
Julio	59,374.00	4.2924	254,854.000	0.1936	49,327.349	0.831
Agosto	60,043.00	4.2042	252,431.000	0.1936	48,858.374	0.814
Septiembre	58,945.00	4.2810	252,342.000	0.1936	48,841.148	0.829
Octubre	59,890.00	4.2431	254,121.000	0.1936	49,185.476	0.821
Noviembre	58,670.00	4.2896	251,673.000	0.1936	48,711.662	0.830

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

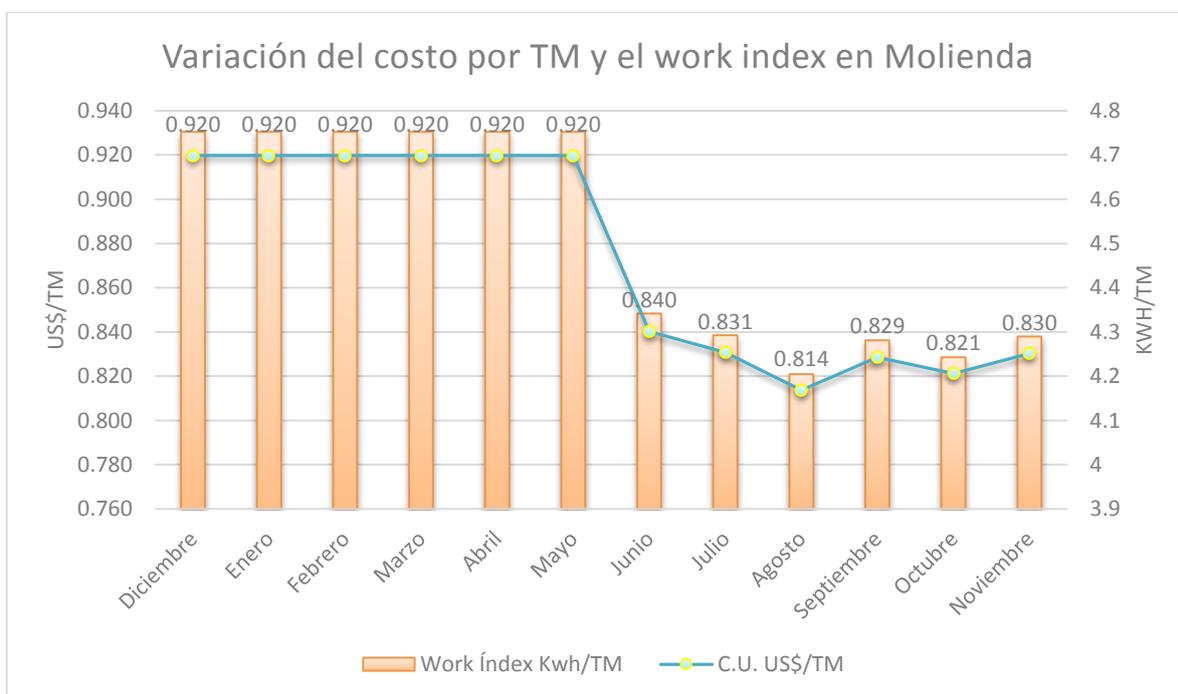


Figura 63.: Variación en el área de Molienda.

Fuente: Tesista y Wipfrag.

Conforme a la figura 63 y la tabla 42, antes de la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham, que vendría ser la experimentación (EXP), los costos por TM y el work index en Molienda debían considerarse constantes por el alto esfuerzo en esta área para reducir aún más la caliza. Si bien estos podían ser variantes, lo recomendable era mantener un esfuerzo constante para obtener un resultado bueno. A partir de junio se aprecia un decrecimiento del costo por TM además que se presenta un relativa variabilidad de mes a mes. Cabe mencionar que se tomó esta variabilidad para generar unos nuevos parámetros constantes. No obstante, la variación entre la experimentación y la línea de base se puede apreciar en la siguiente tabla:

Tabla: 43.: Análisis de la varianza promedio en Molienda.

ANALISIS DE VARIANZAS						
Meses	Toneladas Procesadas TM/mes	Work Índice Kwh/TM	Consumo de Energía KWh	Costo E US\$/KWh	Costo Total US\$	C.U. US\$/TM
Total - LB:	360,531.12	4.7521	1,713,279.935	0.1936	331,607.733	0.920
Total - EXP:	355,352.00	4.2749	1,519,099.00	0.1936	294,023.741	0.827
Varianza (%)	-1.44%	-10.04%	-11.33%	0.00%	-11.33%	-10.04%

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

Entonces, en la tabla 43, se puede notar que la varianza entre la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham a partir del mes de junio del 2017 y las condiciones antes de la aplicación, fue de -10.04% en el costo por TM y el work index en el área de Molienda. **Es decir, que si hubo una disminución en los costos de Chancado.**

Finalmente, la aplicación de la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham, condicionó a las áreas de perforación y voladura aumentando sus esfuerzos desde el diseño hasta el análisis digital de imágenes por disparo, lo cual conllevo una mejora en la fragmentación de la roca caliza, que siendo este el material primario a procesar por CHANCADO Y MOLIENDA, impacto positivamente en estas áreas, reduciendo los costos por TM así como el work index en 12.38% y 10.04% respectivamente. En la siguiente tabla véase un vistazo global de esta reducción:

Tabla: 44.: Resumen de los costos por TM en CH&M sin y con la investigación propuesta en este estudio.

COSTOS TOTAL PROMEDIO DE CHANCADO Y MOLIENDA DE LB Y EXP		1.720	1.553
Código	Correspondiente	US\$/TM	US\$/TM
COD-P01:	Consumo de Energía Eléctrica	1.4624	1.3029
COD-P02:	Componentes, Accesorios y repuestos	0.1632	0.1512
COD-P03:	Mantenimiento	0.0941	0.0987
Varianza total entre LB - EXP:		-9.71%	

Fuente de la tabla: Grupo Gloria.

El costo promedio del área de Chancado y Molienda presentado en los meses de diciembre a mayo del 2017 era de 1.72 US\$/TM, sin embargo, al aplicar la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham a partir del mes de junio del 2017 dio como resultado un **costo promedio de CH&M de 1.55 US\$/TM, obteniéndose una mejora de 9.71%.**

4.5. DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS:

La discusión de los resultados se realizara en base a los procedimientos y resultados de los antecedentes de esta investigación con los resultados obtenidos en este estudio:

- a) En la investigación de Zúñiga (2015), se muestra que el re diseño de la malla de voladura teniéndose en cuenta el modelo Cunningham, puede tener gran efecto sobre los resultados de fragmentación de la roca. Asimismo, el monitoreo de la fragmentación de la roca por medio del análisis de imágenes resulta ser una herramienta valiosa para evaluar los resultados de distintas mallas de voladura en cuanto a fragmentación. No obstante, en el estudio de Zúñiga (2015), a pesar de usarse la teoría de Kuz – Ram como en este estudio, no se realiza la predicción de la fragmentación, el cual vendría ser el parámetro de referencia para evaluar los resultados reales de la fragmentación por medio del análisis de imágenes así como lo asevera Anchorena (2015). También el software ImageJ, no es un software tan

confiable como el Split o como el Wipfrag, pues su análisis es muy subjetivo y carece de la variable de finos. Por otro, si bien se logra mejoras en el costo de perforación y voladura en un 3.8%, esto puede ser un enfoque engañoso así como le refiere Leiva (2007), puesto que la mejora de los costos de perforación y voladura no implica la mejora en procesos posteriores. En este estudio de investigación se ha seguido el proceso de Zúñiga (2015), pero desde el enfoque de procesos posteriores, centrándose en los costos de Chancado y Molienda. Se hizo el cambio de las mallas usadas a una malla triangular equilátera de 1.73 x 2.00 m, la cual era de menor dimensión y que a su vez implicaba el incremento de los esfuerzos tanto en perforación y voladura, que consecuentemente implicó un aumento de los costos por tonelada de perforación y voladura de 0.70 US\$/TM a 0.81 US\$/TM. Sin embargo, en diseño y en los resultados finales de fragmentación, se logró estupendos resultados en fragmentación, que al ser procesados desde junio del 2017, se obtuvo mejoras en el work index y por ende el costo de Chancado y Molienda.

- b) En la investigación de Hinostroza (2014), que se da en la mina Toquepala, si se usa la malla triangular equilátera y nuevamente en este estudio se muestra una reducción de la malla, con lo cual se aumenta los esfuerzos de perforación para mejorar la fragmentación. Asimismo, en el enfoque de esta investigación, también se aumenta el esfuerzo en voladura implementando una doble iniciación. Esto por ende implicó el aumento en los costos de perforación y voladura, pero a diferencia de Zúñiga (2015), el enfoque del estudio de Hinostroza (2014) es “procesos posteriores”. Esto dio como resultado mejoras en el tiempo de carguío y transporte y también mejoras en el work index de 6% en el área de Chancado y Molienda. El monitoreo del P80 y la reducción de los gruesos fue importante para lograr buenos resultados. En este estudio de investigación también se logró reducir la zona de gruesos aumentando el porcentaje de los fragmentos menores a 25 cm; de acuerdo a los monitoreos presentados en este estudio, el P80 llegó a ser de 15.38 cm a 17.90 cm y los fragmentos menores a 25 cm fluctuó entre 93.41% a 97.99%, teniéndose una mejora en la fragmentación de la roca caliza de la Cantera Ayacucho – Caracoto. Esta mejora de la fragmentación, trajo mejoras en el área de Chancado y Molienda. El work index

de 10.04% a 12.38%, lo cual también implicó la reducción de los costos por tonelada de Chancado y Molienda, que en promedio dio una mejora de 9.71%.

- c) En la investigación de Hinostroza (2014), se da hincapié a la importancia de la geomecánica del macizo rocoso además del uso del software Wipfrag para monitorear los resultados de fragmentación. No obstante, el estudio geomecánico del macizo rocoso puede ser mejor utilizado con la ayuda de la determinación del factor de roca de Cunningham que solo únicamente utilizarlo para el diseño clásico de mallas de voladura. Asimismo, con todos los datos disponibles y la tecnología presente en la minera Apumayo, también debería crearse curvas de predicción de la fragmentación que ayuden de mejorar la evaluación del software Wipfrag así como se realiza en Anchorena (2015). En este estudio de investigación, se ha creado curvas de predicción de la fragmentación por cada zona dominante (macizo rocoso) presente en la Cantera Ayacucho – Caracoto. Esto permitió medir los resultados que tendría la nueva malla triangular equilátera, no solo desde el punto de vista de monitoreo, sino que también desde el punto de vista de proyección/diseño. Si bien se ha presentado un desfase entre la curva de fragmentación monitoreada y predicha en la zona de finos de 12%. Medir el desfase pone sobre otra oportunidad de mejora a la Cantera Ayacucho – Caracoto, especialmente en su zona difícil de roca kárstica.

CONCLUSIONES

- Para que los fragmentos menores a 25 cm sea mayor al 80%, se tuvo que cambiar las mallas cuadrada y triangular usadas en la Cantera Ayacucho – Caracoto, por una malla triangular equilátera de 1.73 x 2.00 m. Esto, necesariamente, implicó la reducción de las mallas actuales, lo cual ocasionó un aumento en los esfuerzos de perforación y voladura con más metros a barrenar y mayor uso de explosivos. Asimismo, para que el diseño de la malla triangular equilátera sea exitoso, se predijo la curva de fragmentación que se tendría en cada zona monitoreada utilizando el modelo de Cunningham y la teoría de Kuz - Ram. De acuerdo a la proyección promedio del diseño de los disparos, los fragmentos de un tamaño de 16.80 cm serian el 80% del total del material disparado; mientras que los fragmentos de 25 cm serian menor al 95.65% del total del material disparado.
- Para comprobar los resultados de fragmentación se realizó un análisis de las imágenes de cada disparo monitoreado utilizando el software Wipfrag. Cada disparo monitoreado presento una cierta variabilidad, en especial a la zona de finos, con respecto a la curva de fragmentación predicha. No obstante, en términos de P50 y P80, se obtuvo muy buenos resultados, ya que el P50 y P80 monitoreadas se ajustaron a la predicción del P50 y P80. Dentro del ámbito del monitoreo de los disparos, también se ha podido concluir que los resultados de fragmentación dependieron mucho del lineamiento operativo en voladura mientras se respetó el diseño de carga. Asimismo, de acuerdo al condicionamiento de esfuerzos de Anchorena (2015), los resultados de fragmentación de la zona de los proyectos 3910 – 168 – 166 pueden ser mejorados, reduciendo aún más la malla triangular equilátera.
- Finalmente, el procesamiento de la roca caliza fragmentada utilizándose la malla triangular equilátera asociada al modelo Cunningham a partir de junio del 2017, **optimizó los costos de Chancado y Molienda de 1.72 US\$/TM a 1.553 US\$/TM** en promedio de junio hasta noviembre del 2017; lo cual implicó **una mejora de 9.71%**. asimismo, el work index en Chancado y Molienda pudo mejorarse en 12.38% y 10.04% respectivamente.

RECOMENDACIONES

- Si bien este estudio de investigación se realizó bajo el enfoque de “procesos posteriores” de Hinostroza y Leiva (2014), ello no significa que este enfoque sea el mejor. De acuerdo a estudios recientes como el de Anchorena (2015), es importante pensar en procesos posteriores como carguío y transporte, y por supuesto el Chancado y Molienda; sin embargo, también es importante optimizar los costos de perforación y voladura. No obstante, en minera Barrick, donde realizó el estudio Anchorena (2015), había la posibilidad de utilizar hasta tres tipos de diámetros de taladros en distintos tipos de malla. Ello posibilitaba mantener el enfoque de Chancado y Molienda pero buscando el mínimo costo de perforación y voladura. Si bien en la Cantera Ayacucho – Caracoto, no se posee una versatilidad en cuanto a diámetros de taladros, si podría diseñar múltiples mallas triangulares equiláteras que busquen minimizar los esfuerzos en perforación y voladura, con lo cual se pueda también reducir los costos por tonelada de perforación y voladura.
- Si bien fue exitoso la aplicación del modelo de Cunningham y la teoría de Kuz – Ram en la Cantera Ayacucho – Caracoto; la teoría de Kuz – Ram aplicada en este estudio fue la más básica y sencilla, considerada actualmente la Kuz – Ram de una sola variable. En Anchorena (2015), se puede ver la aplicación de una teoría de Kuz – Ram más avanzada de tres variables que se ajusta mejor de acuerdo Sanchidrián (2013). Asimismo, la fórmula de Kuz – Ram fue modificada de acuerdo a un ajuste no lineal de resultados de voladura anteriores, teniéndose no solo la posibilidad de predecir el X50, sino que también el X80. La Cantera Ayacucho – Caracoto, también tiene la posibilidad de implementar un modelo predictivo de la fragmentación registrando las voladuras anteriores, utilizando la teoría de la Kuz – Ram de una sola variable y por supuesto utilizando el software Wipfrag. Esto ayudaría mucho a mejorar los costos de perforación y voladura, teniéndose siempre el enfoque de procesos posteriores.

REFERENCIAS

- ANCHORENA, A. E. (2015). *Modelo Predictivo de Fragmentación y su Aplicación en una Matriz de Decisión*. Arequipa: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú - PERUMIN.
- BASILIO, E. E. (2014). *Reducción de la Dilución de Carbón Aplicando Voladura Bajo Manto* (tesis de pregrado). Pontifica Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- BERNAOLA, J., CASTILLA, J., & HERRERA, J. (2013). *Perforación y Voladura de Rocas en Minería*. Madrid: E.T.S. De Ingenieros de Minas de Madrid.
- BS CONSULTORES. (S.F.). *Planificación Minera de Superficie y Subterránea*. Santiago de Chile: Maestría Internacional en Ingeniería de Minas.
- CHOQUEÑA, J. J. (2017). *Optimización de la Fragmentación de las Rocas Mediante las Características Geomecánicas y Doble Iniciación No Electrónica en la Perforación y Voladura de Bancos -U.M. Apumayo* (tesis de pregrado). Universidad Nacional de Altiplano, Puno, Perú.
- CHURA, H. (2018). *Diseño de Voladuras en Minas a Tajo Abierto*. Juliaca: M&I Consultores.
- ENAEX S.A. (s.f.). *Manual de Tronadura ENAEX S.A.* Chile: S.E.
- EXSA S.A. (2011). *Manual Práctico de Voladura*. Lima, Perú: S.E.
- HINOSTROZA, J. R. (2014). *Optimización de la Fragmentación en las Rocas con la Aplicación de la Doble Iniciación Electrónica en la Explotación de Cobre Porfírico a Cielo Abierto* (tesis de pregrado). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.
- LEIVA, A. (2007). *Influencia de la Optimización de la Fragmentación de Roca en la Rentabilidad de las Operaciones Mina - Molienda* (tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- ZÚÑIGA, P. D. (2015). *Diseño de Tronaduras y su Impacto en el Costo Mina de Compañía Minera Cerro Negro* (tesis de pregrado). Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.

ANEXOS



Proyecto 3890 – 187. (Toma de imágenes después de voladura).



Proyecto 3890 – 188. (Toma de imágenes después de voladura).



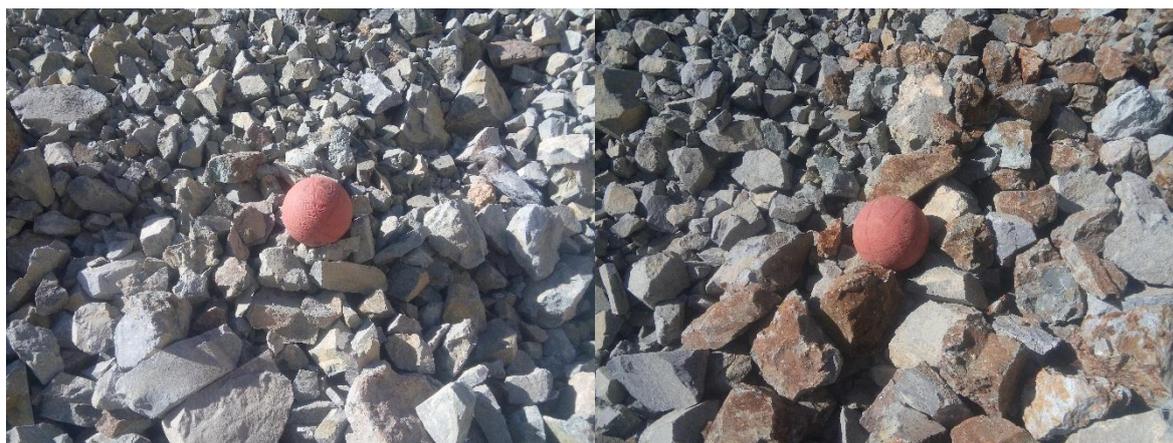
Proyecto 3910 – 166. (Toma de imágenes después de voladura).



Proyecto 3910 – 168. (Toma de imágenes después de voladura).



Proyecto 3940 – 119. (Toma de imágenes después de voladura).



Proyecto 3940 – 120. (Toma de imágenes después de voladura).