

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización granulométrica del material volado a partir
de la mejora de estándares en las operaciones unitarias
de perforación y voladura en la Unidad Minera
Hércules - Compañía Minera Lincuna**

Marvin Daniel Villalba Cardenas

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Benjamín Manuel Ramos Aranda

AGRADECIMIENTO

A Dios porque ante la fatiga y lasitud su promesa de fortalecerme, cuidarme y sostenerme siempre fue fiel brindándome finalmente la oportunidad de poder culminar con satisfacción la presente investigación.

Al personal docente de mi casa superior de estudios, Universidad Continental, reconociendo de manera especial y con gran estima a mi asesor Ing. Benjamín M. Ramos Aranda de quien canalicé su aleccionamiento universitario hacia la consumación de la presente.

De manera indistinta a todo el personal colaborador de la Compañía Minera Lincuna cuyo apoyo tolerancia y exigencia fueron pilar fundamental en el progreso de mi ejercicio profesional.

DEDICATORIA

A mi madre Paulina y a mi hermano David, quienes nunca desestimaron apoyarme en el cumplimiento de mis objetivos y logros, quienes nunca escatimaron en oraciones, intercediendo por mí ante toda circunstancia y que con amor a día de hoy me siguen respaldando.

INDICE

ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
DEDICATORIA.....	iv
INDICE.....	v
LISTA DE TABLAS.....	viii
LISTA DE FIGURAS.....	x
LISTA DE GRÁFICOS.....	xii
LISTA DE ANEXOS.....	xiii
RESUMEN.....	xiv
ABSTRACT.....	xv
INTRODUCCIÓN.....	xvi
CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO.....	17
1.1 Planteamiento del problema.....	17
1.2 Formulación del problema.....	21
1.2.1 Problema general.....	21
1.2.2 Problemas específicos.....	21
1.3 Objetivos.-.....	22
1.3.1 Objetivo general.-.....	22
1.3.2 Objetivos específicos.-.....	22
1.4 Justificación e importancia.-.....	22
1.4.1 Justificación científica.....	22
1.4.2 Justificación Económica.....	23
1.4.3 Justificación Académica.....	23
1.5 Hipótesis.....	24
1.5.1 Hipótesis de investigación.....	24
1.5.2 Hipótesis nula.....	24
1.5.3 Hipótesis alterna.....	24
1.6 Variables.-.....	25
1.6.1 Variables.....	25
1.6.3 Variable Independiente.....	25
1.6.4 Variable Dependiente.....	25
1.7 Operacionalización de variables:.....	26
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO.....	27
2.1 Antecedentes de la investigación.....	27
2.2 Generalidades de estudio.....	30
2.2.1 Ubicación y accesos de la Cía. Minera Lincuna.....	30
2.2.1.1 Ubicación.....	30
2.2.1.2 Acceso.....	31
2.2.2 Antecedente Históricos:.....	31
2.3 Geología.....	32
2.3.1. Geología Local.....	32
2.3.3.1. Centro Volcánico Hércules.....	32
2.3.3.2. Stock Collaracra.....	33
2.3.2. Depósitos Minerales.....	35
2.3.3. Mineralización.....	35
2.3.3.1. Mineralización en Vetas.....	35
2.3.3.2. Cuerpos De Mineral.....	35
2.4 Geología Económica.....	37
2.4.1 Reservas Minerales.....	37

2.5	Bases Teóricas.....	38
2.5.1	Propiedades de las Rocas y el Macizo Rocoso.....	39
2.5.1.1.	Tipología de acuerdo a su Formación.....	39
2.5.1.2.	Características Físicas.....	39
2.5.1.3.	Características Mecánicas.....	42
2.5.1.4.	Clasificación Geomecánica.....	43
2.5.1.5.	Columna Estratigráfica.....	45
2.5.2	Perforación.....	45
2.5.2.1.	Fundamentos y Conceptos.....	46
2.5.2.2.	Tipología de Perforación.....	46
2.5.2.3.	Clasificaciones de perforación.....	49
2.5.2.3.	Equipos y accesorios de perforación subterránea mecanizada.....	50
2.5.3.	Voladura.....	52
2.5.3.1	Explosivos Industriales.....	53
2.5.3.2	Explosivo utilizado en Cía. Minera Lincuna vs Explosivo Alternativo.-.....	60
2.5.3.3	Mecánica de rotura de rocas.-.....	61
2.5.3.4	Voladura ordinaria-.....	62
2.5.3.5	Diseño de una malla de Perforación y Voladura (P&V).	65
2.5.3.6.	Voladura Controlada.-.....	76
2.5.3.6	Diseño y geometría de carga para voladura controlada.....	82
2.5.4.	Análisis granulométrico.....	84
2.5.4.1	Generalidades de fragmentación de rocas.....	85
2.5.4.2	Teoría de la Conminución.-.....	87
2.5.4.3	Análisis Kuz Ram.....	92
2.5.4.4	Soporte de Software.....	93
2.5.4.5	Incidencia del Chancado.....	94
CAPITULO III: METODOLOGÍA.....		95
3.1	Método y alcances de la investigación.-.....	95
3.1.1	Método general o teórico de la investigación.-.....	95
3.1.2	Método específico de la investigación.-.....	95
3.1.3	Alcances de la investigación.-.....	96
3.1.3.1	Tipo de investigación.-.....	96
3.1.3.2	Nivel de investigación.....	96
3.2	Diseño de la Investigación.....	96
3.3	Población y muestra.....	96
3.3.1	Población.-.....	96
3.3.2	Muestra.-.....	96
3.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	98
3.4.1	Técnicas utilizadas en la recolección de datos.-.....	98
3.4.2	Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	98
CAPÍTULO IV: ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....		99
4.1	Diseño e Identificación del Macizo Rocoso.-.....	99
4.2	Diseño de Nueva Malla Optimizada de P&V.-.....	100
4.2.1	Estimación del avance o longitud de perforación:.....	101
4.2.2	Diseño geométrico y carga explosiva del Arranque - 1era Sección:.....	103
4.2.2.1	Calculo de Burden (01).-.....	103
4.2.2.2	Concentración de carga lineal explosiva.-.....	103
4.2.3	Diseño geométrico y carga explosiva del Arranque 2da a 4ta Sección:.....	106
4.2.3.1	Cálculo de Burden (02).-.....	106
4.2.3.2	Cálculo de Burden (03).-.....	107

4.2.3.3	Cálculo de Burden (04).-	108
4.2.4	Diseño geométrico y carga del Arrastre:	109
4.2.4.1	Diseño Geométrico.-	109
4.2.4.2	Diseño de carga explosiva.-	110
4.2.5	Diseño geométrico y carga de taladros de la Corona:	112
4.2.5.1	Diseño Geométrico.-	112
4.2.5.2	Diseño de carga explosiva.-	113
4.2.6	Diseño geométrico y carga de taladros de Hastiales:	115
4.2.6.1	Diseño Geométrico.-	115
4.2.6.2	Diseño de carga explosiva.-	116
4.2.7	Diseño geométrico y carga de taladros de Destroza, cuadrador o Stopping:	118
4.2.7.1	Diseño Geométrico.-	118
4.2.7.2	Diseño de carga explosiva.-	119
4.2.8	Propuesta formal de la nueva malla de perforación y voladura.	120
4.2.8	Propuesta de la Nueva Malla Optimizada de P&V.	121
4.2.9	Control de voladuras y Simulación con JKSimblast.-	122
4.3	Diseño y Análisis de fragmentación (Granulometría).-	129
4.3.1	Control predictivo de fragmentación, según algoritmo Kuz-ram.-	129
4.3.2	Control predictivo de fragmentación, según simulación software BLaSTeC.-	130
4.3.3	Control de fragmentación, según evaluación in situ.-	132
4.4	Análisis comparativo de variables.-	133
4.4.1	Comparativo técnico entre mallas de P&V.-	133
4.4.2	Precios Unitarios de mallas de P&V.-	134
4.4.2.1	Costo por disparo y metro avanzado con la Malla estándar.-	134
4.4.2.2	Costo por disparo y metro avanzado con la Malla Reformulada.-	135
4.4.2.3	Costo por disparo y metro avanzado con la Nueva Malla Optimizada.-	136
4.5	Análisis de reducción de costos unitarios.-	137
4.5.1	Costos de Aceros de Perforación.-	137
4.5.2	Costos de Jumbo Electrohidráulico.-	137
4.5.3	Costos de Explosivos.-	138
4.5.4	Costos de producción.-	138
4.5.5	Costos por metro de avance.-	138
4.5.6.	Resumen de reducción de costos entre mallas de P&V.-	139
4.6	Discusión de Resultados.-	140
4.6.1	Consumo de explosivos.	141
4.6.2	Avance Efectivo por disparo.	144
4.6.3	Factor de Carga.-	147
4.6.4	Resultados de material fragmentado (Optimización Granulométrica).-	150
4.6.5	Resultados comparativos antes y después de uso de Nueva Malla Optimizada de P&V.-	152
4.7.	Rentabilidad Real por implementación de Nueva Malla Optimizada.	153
4.7.1	Rentabilidad en P&V	153
5.7.2	Rentabilidad Proyectada en Conminución.	154
5.8	Balance comparativo general con implicancias de Voladura controlada.-	155
5.9	Prueba de Hipótesis de variables de investigación.-	156
	CONCLUSIONES	157
	RECOMENDACIONES	160
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	162
	ANEXOS	165

LISTA DE TABLAS

<i>Tabla 1: Tabla de Operacionalización de variables de investigación.</i>	26
<i>Tabla 2. Coordenadas de ubicación de Cia. Minera Lincuna.</i>	30
<i>Tabla 3: Reservas Minerales de Cia. Minera Lincuna.</i>	37
<i>Tabla 4: Resumen de tipología de las rocas de acuerdo a su formación u origen.</i>	39
<i>Tabla 5: Clasificación de las rocas según su dureza.</i>	41
<i>Tabla 6: Densidad de las principales rocas en minería</i>	41
<i>Tabla 7: Valoración de propiedades mecánicas de las rocas más importantes.</i>	42
<i>Tabla 8: Clasificaciones Geo-mecánicas más importantes.</i>	43
<i>Tabla 9: Valoración Geo-Mecánica RMR.</i>	44
<i>Tabla 10: Estimación de diámetro de perforación según el tipo de perforadora.</i>	48
<i>Tabla 11: Principales equipos de perforación subterránea por laboreo en Cia Minera Lincuna.</i>	50
<i>Tabla 12: Resumen de los principales Accesorios de perforación de acuerdo al laboreo.</i>	51
<i>Tabla 13: Tipología y clasificación de explosivos usados en minería.</i>	54
<i>Tabla 14: Tipología y clasificación de explosivos usados en minería.</i>	55
<i>Tabla 15: Características del Explosivo.</i>	56
<i>Tabla 16: Sistemas de Iniciación.</i>	58
<i>Tabla 17: Detonadores y/o primers.</i>	59
<i>Tabla 18: Características del Explosivo.</i>	59
<i>Tabla 19: Comparativo Explosivo Utilizado vs Alternativo.</i>	60
<i>Tabla 20: Tipos de Voladura.</i>	62
<i>Tabla 21: Principales tipos de esquemas de arranque en una malla de perforación.</i>	64
<i>Tabla 22: Generalidades de la labor de avance de un frente de voladura.</i>	67
<i>Tabla 23: Fases del diseño Geométrico de una malla de perforación en un frente de voladura.</i>	68
<i>Tabla 24: Metodología general del Diseño Geométrico de una malla para un frente.</i>	73
<i>Tabla 25: Metodología general de diseño de carga para una malla en un frente de voladura.</i>	74
<i>Tabla 26: Geometría y diseño de carga según Holmberg y Persson para una malla de un frente.</i>	75
<i>Tabla 27: Características de Voladura Controlada en un frente de voladura.</i>	77
<i>Tabla 28: Valoración de VPP.</i>	80
<i>Tabla 29: Generalidades para Voladura de Recorte en un frente.</i>	82
<i>Tabla 30: Valores de WorkIndex para diferentes tipos de roca.</i>	91
<i>Tabla 31: Índice de Volabilidad de rocas.</i>	92
<i>Tabla 32: Incidencia del Chancado a partir de procesos de voladura.</i>	94
<i>Tabla 33: Incidencia de la Energía.</i>	94
<i>Tabla 34: Síntesis de análisis Geomecánico</i>	99
<i>Tabla 35: Requerimiento de perforación.</i>	100
<i>Tabla 36: Características de Emulnor3000 (11/4"x12").</i>	104
<i>Tabla 37: Preliminares de geometría y carga para taladros de arranque.</i>	105
<i>Tabla 38: Preliminares de geometría y carga para taladros de arrastre.</i>	110
<i>Tabla 39: Preliminares de geometría y carga para taladros de corona.</i>	113
<i>Tabla 40: Preliminares de geometría y carga para taladros de Hastiales.</i>	116
<i>Tabla 41: Preliminares de geometría y carga para taladros de destroza (stopping).</i>	119
<i>Tabla 42: Análisis De Costos De P&V (Malla Estándar)</i>	134
<i>Tabla 43: Análisis de costos de P&V (Malla Estándar reformulada).</i>	135
<i>Tabla 44: Análisis de costos de P&V (Nueva Malla Optimizada).</i>	136
<i>Tabla 45: Inversión de Aceros por perforación en frente.</i>	137
<i>Tabla 46: Inversión en Explosivo por disparo.</i>	137
<i>Tabla 47: Inversión en Explosivo por disparo.</i>	138
<i>Tabla 48: Costos de Producción por disparo.</i>	138
<i>Tabla 49: Costos por metro de avance.</i>	138
<i>Tabla 50: Comparativo técnico-económico entre mallas representativas.</i>	139
<i>Tabla 51: Informe sobre Consumo de Explosivos (Kg) según malla.</i>	143

<i>Tabla 52: Prueba de muestras independientes Consumo de explosivos según Malla.</i>	143
<i>Tabla 53: Informe Avance Efectivo por Disparo (m) según cada malla.</i>	146
<i>Tabla 54: Prueba de muestras independientes para Avances según cada malla.</i>	146
<i>Tabla 55: Informe Factor de Carga Explosiva (Kg/m³).</i>	149
<i>Tabla 56: Prueba de muestras independientes para factor de carga según cada malla.</i>	149
<i>Tabla 57: Síntesis económico en Chancado Primario y Secundario</i>	151
<i>Tabla 58: Resultados de voladuras con Malla Estándar.</i>	152
<i>Tabla 59: Resultados de voladuras con Nueva Malla Optimizada.</i>	152
<i>Tabla 60: Rentabilidad mensual por metro avanzado.</i>	153
<i>Tabla 61: Rentabilidad trimestral</i>	153
<i>Tabla 62: Rentabilidad Proyecta en Conminución</i>	154
<i>Tabla 63: Comparativos Económicos de avances programados.</i>	155
<i>Tabla 64: Estadísticos descriptivos para variables de investigación.</i>	156
<i>Tabla 65: Prueba de Hipótesis para variables de la investigación.</i>	156

LISTA DE FIGURAS

<i>Figura 1: Fragmentación displicente de material volado.....</i>	<i>19</i>
<i>Figura 2: Error de perforación y carga de explosivos generan ineficiencia en voladura.....</i>	<i>20</i>
<i>Figura 3: Plano de ubicación de la Cia. Minera Lincuna.....</i>	<i>30</i>
<i>Figura 4: Vista Satelital del emplazamiento de Cia Minera Lincuna al 2020.</i>	<i>32</i>
<i>Figura 5: Geomorfología en la quebrada Hércules.....</i>	<i>33</i>
<i>Figura 6: Plano Geológico regional.....</i>	<i>34</i>
<i>Figura 7: Sección Geológica regional.....</i>	<i>36</i>
<i>Figura 8: Formación de discontinuidades en el macizo rocoso.....</i>	<i>40</i>
<i>Figura 9: Modelo de perforación rotatoria.....</i>	<i>47</i>
<i>Figura 10: Modelo de perforación rotopercutiva.....</i>	<i>48</i>
<i>Figura 11: Aplicaciones según el uso de trabajo.....</i>	<i>49</i>
<i>Figura 12: Beneficios económicos por eficiencias de voladuras.....</i>	<i>53</i>
<i>Figura 13: Mecánica de Rotura de un frente de voladura.....</i>	<i>61</i>
<i>Figura 14: Elementos de una malla de perforación de un frente de voladura.....</i>	<i>63</i>
<i>Figura 15: Ejemplos de taladros de Arranques de tipo “Corte Quemado y Cilindrico”.....</i>	<i>64</i>
<i>Figura 16: Análisis general de Diseño de Voladuras.....</i>	<i>66</i>
<i>Figura 17: Burden y Espaciamiento para el Cuadrante de Arranque.....</i>	<i>69</i>
<i>Figura 18: Figura 18: Arranque de 04 Secciones.....</i>	<i>69</i>
<i>Figura 19: Figura 19: Burden y Espaciamiento para los Cuadrante de Corte.....</i>	<i>70</i>
<i>Figura 20: Contraste de mapeos predictivo y mapeo de tiempos post perforación.....</i>	<i>71</i>
<i>Figura 21: Localización de los taladros de arranque en un frente de voladura.....</i>	<i>72</i>
<i>Figura 22: Tipos de Voladura Controlada en un frente de voladura.....</i>	<i>77</i>
<i>Figura 23: Tipos de Voladura Controlada en un frente de voladura (Precorte y Recorte).....</i>	<i>78</i>
<i>Figura 24: Voladura convencional de tipo amortiguada.....</i>	<i>78</i>
<i>Figura 25: Resultados de detonación de taladros de contorno para voladura controlada.....</i>	<i>78</i>
<i>Figura 26: Factor de Acoplamiento para voladuras controladas de contorno.....</i>	<i>79</i>
<i>Figura 27: La reducción del factor de acoplamiento como control de daños.....</i>	<i>79</i>
<i>Figura 28: Análisis de Vibraciones después de la detonación del explosivo.....</i>	<i>81</i>
<i>Figura 29: Análisis de Vibraciones después de la detonación del explosivo.....</i>	<i>81</i>
<i>Figura 30: Estándares de P&V de Cia Minera Lincuna UM Hercules.....</i>	<i>83</i>
<i>Figura 31: Generalidades de fragmentación de rocas.....</i>	<i>85</i>
<i>Figura 32: Mecanismos de reducción de tamaño y/o fragmentación de roca.....</i>	<i>86</i>
<i>Figura 33: Esquema de relación entre F80 y P80.....</i>	<i>88</i>
<i>Figura 34: Tamizajes para categorización del P80 y F80.....</i>	<i>88</i>
<i>Figura 35: Proceso de conminución ideal para obtención del P80.....</i>	<i>89</i>
<i>Figura 36: Software JKSIMMET V3.0.....</i>	<i>93</i>
<i>Figura 37: Software Blasttec V4.25.....</i>	<i>93</i>
<i>Figura 38: Frente de Voladura FR-26.....</i>	<i>100</i>
<i>Figura 39: Estimación de avances en función al Algoritmo de Holmberg.....</i>	<i>102</i>
<i>Figura 40: Avance gráfico de Malla hasta B_1 y su respectivo A_{h1}.....</i>	<i>105</i>
<i>Figura 41: Avance gráfico de Malla hasta B_2 y su respectivo A_{h2}.....</i>	<i>106</i>
<i>Figura 42: Avance gráfico de Malla hasta B_3 y su respectivo A_{h3}.....</i>	<i>107</i>
<i>Figura 43: Avance gráfico de Malla hasta B_4 y su respectivo A_{h4}.....</i>	<i>108</i>
<i>Figura 44: Avance gráfico de Malla, Arranques y Arrastres.....</i>	<i>111</i>
<i>Figura 45: Avance gráfico de Malla hasta taladros de corona.....</i>	<i>114</i>
<i>Figura 46: Avance gráfico de Malla, Arranques, Arrastres, Corona y Hastiales.....</i>	<i>117</i>
<i>Figura 47: Diseño de destroza en frente de Voladura.....</i>	<i>118</i>
<i>Figura 48: Avance gráfico de Malla completa (Arrastres, ayudas, hastiales, corona y arrastres).....</i>	<i>120</i>
<i>Figura 49: Propuesta forma de Malla de P&V Optimizada.....</i>	<i>121</i>
<i>Figura 50: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face, Carga de Taladros de arranque).....</i>	<i>122</i>

<i>Figura 51: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – (Carga de taladros de arrastre y hastiales).</i>	123
<i>Figura 52: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – (Carga de Taladros de corona y destroza).</i>	124
<i>Figura 53: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Amarre de taladros y secuenciamiento.</i>	125
<i>Figura 54: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Comportamiento energético de Disparo.</i>	126
<i>Figura 55: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Rediseño de amarre y simulación de disparo.</i>	127
<i>Figura 56: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Diferencias energéticas por tipo de explosivo.</i>	128
<i>Figura 57: Análisis Kuzram en Blast-Tec V.4.03.</i>	130
<i>Figura 58: Avance granulométrico según Blast-Tec V.4.03.</i>	131
<i>Figura 59: Evaluación de material volado (post-disparo) con mallas estándar.</i>	132
<i>Figura 60: Evaluación de material volado (post-disparo) con mallas optimizadas.</i>	132
<i>Figura 61: Análisis comparativo de mallas según su diseño.</i>	133
<i>Figura 62: Control de diámetros de fragmentación por voladura.</i>	150
<i>Figura 63: Control de Fragmentación según Chancado Primario.</i>	151

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Esquematación de distancia relacionada.	31
Gráfico 2: Esquematación para recopilación de Bases Teóricas.	38
Gráfico 3: Esquema para recopilación de bases teóricas sobre perforación.	45
Gráfico 4: Esquema para recopilación de Bases Teóricas sobre Voladura.	52
Gráfico 5: Matriz relacional de los explosivos y sus respectivas propiedades.	57
Gráfico 6: Matriz radial comparativa entre productos Emulex® y Emulnor®.	60
Gráfico 7: Esquema general para el diseño de una malla de P&V	65
Gráfico 8: Esquema teórico sobre voladura controlada.	76
Gráfico 9: Esquema teórico sobre Análisis Granulométrico.	84
Gráfico 10: Estimación del tamaño de volado según el factor de carga.	92
Gráfico 11: Esquema de Diseño de Investigación	97
Gráfico 12: Diagrama de dispersión para estimar el consumo explosivo medio.	141
Gráfico 13: Diagrama de cajas para estimar el consumo explosivo medio.	142
Gráfico 14: Diagrama evolutivo para consumo de explosivos por cada malla.	142
Gráfico 15: Diagrama de dispersión para estimar el avance medio.	144
Gráfico 15: Diagrama de cajas para estimar avance medio	145
Gráfico 17: Diagrama evolutivo sobre avances según cada malla.	145
Gráfico 18: Diagrama de dispersión para estimar el factor de carga según malla.	147
Gráfico 17: Diagrama de cajas para factor de carga según cada malla.	148
Gráfico 17: Diagrama evolutivo para factor de carga según cada malla.	148

LISTA DE ANEXOS

Anexo 1.	Valoración - Clasificación Geo-mecánica RMR de Bienievski.	167
Anexo 2.	Evaluación Geo-mecánica de las Labores de Estudio en NV8 (FR26, GL9557).....	168
Anexo 3.	Cartilla Geo-mecánica para estimación del GSI.	171
Anexo 4.	Aceros- Tipología de Brocas de Perforación.....	174
Anexo 5.	Aceros - Tipología de Barras de perforación.....	175
Anexo 6.	Aceros-Detalles de Varillaje.	176
Anexo 7.	Accesorios diversos para afilado.....	177
Anexo 8.	Perfil Estratigráfico.	179
Anexo 9.	Tipos de Cortes paralelos (Corte Quemado y Cortes cilíndricos).	182
Anexo 10.	Concentración de carga lineal según diámetro de taladro y densidad de explosivo.....	183
Anexo 11.	Tabla de Tamices aprobados por ASTM.....	184
Anexo 12.	Modelos matemáticos para estimar la energía de Conminución.-	185
Anexo 13.	Caracterización del Macizo Rocosó (Frente de voladura FR24-NIV6).-	186
Anexo 14.	Selección de Explosivo para uso en la nueva malla de P&V optimizada.-	187
Anexo 15.	Especificaciones técnicas para aplicación de Detonita (Famesa).	189
Anexo 16.	Análisis de explosivos para contorno (Corona).-.....	190
Anexo 17.	Control de Tiempos de Malla Estándar (Corona).-.....	192
Anexo 18.	Control de Tiempos de Malla Optimizada (Corona).-.....	193
Anexo 19.	Estructura general de costos en P&V.-	194
Anexo 20.	Reporte de Laboratorio Planta – Estimaciones en Chancado.-	195
Anexo 21.	Ubicación de la Zona de Investigación (FR26).-	196
Anexo 22.	Recursos Fotográficos del Proyecto	199

RESUMEN

Se ha considerado necesario y con mayor frecuencia realizar estudios y planes de mejora continua en las diversas áreas operaciones de la Compañía Minera Lincuna con el propósito de generar mayores beneficios económicos, todo aquel despliegue de políticas nacen ante evidencia reiterada de situaciones de perjuicio económico en el tratamiento de conminución dentro de Planta Concentradora.

Dentro de Planta se ha logrado identificar anomalías e incrementos de tiempos en los procesos del Chancado primario, debido a que el material proveniente de mina presenta ineficientes grados de fragmentación, cabe señalar que los costos dentro de este primer proceso de conminución representan hasta un 15% de todo el pliego de gastos e inversiones económicas por parte de la compañía.

Ante la problemática el presente trabajo de investigación evaluó la optimización granulométrica del material volado a través de la mejora de estándares dentro de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Puntualmente se hizo hincapié en reformular las mallas estándar de perforación a través de la aplicación del modelo matemáticos de Holmberg y Persson sobre el trazo y diseño de las mallas, logrando un modelo optimizado capaz de generar un mejor grado de fragmentación de roca. Así mismo se estimó desarrollos en la técnica de minado, se mejoró rendimientos operacionales, se obtuvo eficiencias en la productividad y se alcanzó mayores beneficios económicos.

Específicamente se partió de la premisa que un mejor aprovechamiento de la energía fracturante generado por el explosivo y un mejor diseño de trazo de malla fundamentado en modelos matemáticos, ambos erguidos como primer proceso de conminución entregarían una roca más fragmentada, finalmente aquello influiría de manera satisfactoriamente en la reducción de tiempos operacionales en Chancado primario y el consecuente abaratamiento en sus costos.

ABSTRACT

It has been considered necessary and more frequently to carry out studies and continuous improvement plans in the various operating areas of Lincuna Mining Co. with the purpose of generating greater economic benefits, all that deployment of policies is born before repeated evidence of situations of economic damage in the comminution treatment within the Concentrator Plant.

inside the Plant, it has been possible to identify anomalies and time increases in the primary crushing processes, due to the fact that the material from the mine presents inefficient degrees of fragmentation, it should be noted that the costs within this first comminution process represent up to 15% of the entire statement of expenses and economic investments by the company.

Faced with the problem, this research work evaluated the granulometric optimization of the blasted material through the improvement of standards within the drilling and blasting unit operations. Specifically, emphasis was placed on reformulating the standard drilling meshes through the application of the mathematical models of Holmberg and Persson on the outline and design of the same, achieving an optimized model capable of generating a better degree of rock fragmentation. Likewise, developments in the mining technique were estimated, operational yields were improved, productivity efficiencies were obtained and greater economic benefits were achieved.

Specifically, it was started from the premise that a better use of the fracturing energy generated by the explosive and a better design of the mesh line based on mathematical models, both erected as the first comminution process would deliver a more fragmented rock, finally that would influence satisfactorily in the reduction of operational times in primary crushing and the consequent reduction in costs.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación titulado “Optimización granulométrica del material volado a partir de la mejora de estándares en las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Unidad Minera Hercules – Compañía Minera Lincuna” inicialmente desvela aquellos vicios operacionales que generaban contratiempos y perjuicios en la gestión del beneficio económico por tratamiento de conminución de minerales, contenidos en el material volado. A tal cuestión en primer lugar se proyectó descartar toda clase de empirismo en las operaciones de perforación y voladura seguidamente planificar e implementar dentro del laboreo, técnicas fundamentadas en la teoría matemática y modelos probatorios capaces de lograr utilidad específicamente en los procesos de chancado primario, Para ello la presente investigación mediante una metodología descriptiva-correlacional ha previsto ordenar su desarrollo de la siguiente manera:

Capítulo I: Plantea la problemática para determinar de qué manera influye la mejora de estándares de Perforación Y Voladura sobre la optimización granulométrica del material volado de la Unidad Minera Hércules – Cía. Minera Lincuna.

Luego en el Capítulo II: Define los fundamentos teóricos y la casuística referencial en cuanto a perforación, voladura y granulometría aplicable como sustento en toda la investigación.

Seguido en el Capítulo III se detalla entorno al método científico observacional la metodología de estudio

Finalmente en el Capítulo IV, se describe y discute la manipulación, medición y experimentación de variables de perforación, voladura y optimización granulométrica a través de resultados y contrastes.

CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento del problema.

Dentro del ámbito minero, la perforación y voladura, son técnicas aplicables destinadas a la fragmentación y extracción de roca en terrenos de competencia, estabilidad y característica variable bajo determinados métodos de explotación y extracción minera sea subterránea o superficial. En "*Perforación y voladura de rocas en minería*" (1) BERNAOLA ALONSO, y otros (2013). Remarcan que el conjunto de técnicas en P&V se rigen bajo el principio secuencial y sistemático de realización de horadaciones en la roca mediante equipos de perforación, para posteriormente cargarlos de explosivos los cuales, mediante su ignición y detonación, transmiten la energía y presión de gases necesaria para la fragmentación del macizo rocoso. Así también en "*Alcances de perforación y voladura*" (2) RAMOS ARANDA (2015) Sostiene que la detonación del explosivo genera una onda de choque, esta se transfiere a la roca iniciando su agrietamiento, paralelamente la reacción química de los componentes del explosivo generan gases, los cuales se expanden a elevada presión y temperatura provocando un volumen de expansión y fracturamiento de la roca finalmente por acción de la gravedad, la roca triturada constituye una pila de escombros o detritos con un determinado ángulo de reposo"

De esta manera se tienen dos técnicas que como procesos operacionales mineros son claramente reconocidos, diferenciados e indelible, Operaciones de Perforación y Operaciones de Voladura, cuya relación intrínseca dentro del laboreo minero desprende una afirmación categórica *“una buen diseño en P&V posibilita una buena voladura, por otro lado un mal diseño en P&V asegura una mala voladura”* extendiendo la premisa hacia la presente investigación se puede acotar que *“una buena voladura posibilita una adecuada fragmentación ergo una mala voladura asegurará una mala fragmentación”*.

Cabe mencionar que estas dos técnicas se fundamentan bajo el principio de ensayo y error por lo que paulatinamente se plantean nuevas y mejoradas metodologías de fragmentación, apoyada de nueva teoría y tecnologías, son afectos a mejoras continuas y/o optimizaciones continuas; resaltar que dentro del panorama actual estas optimizaciones generan beneficios económicos para aquellas empresas que fomentan políticas de reducción de costos haciendo frente a las constantes perdidas económicas ocasionadas por una displicente capacidad de gestión y/o planeamiento.

Las políticas de reducción de costos en las áreas operacionales de perforación y voladura no obligan a disminuir, quitar o eliminar recursos dentro de los subprocesos, inclusive puede implicar el incremento eventual de los mismos con objetivos claros de beneficio económico en operaciones subsecuentes.

Dentro del panorama nacional en *“Optimización de los costos operativos en la unidad cerro chico”* (3) MENDIETA BRITTO (2014).destaca que el actual comportamiento económico de los precios de los minerales es inestable, para ello en la Unidad minera Uchucchacua – Cia. Buenaventura se viene generando optimizaciones continuas en la gestión de todos los costos operativos para lograr mantener su rentabilidad dentro de los beneficios económicos.

Compañía Minera Lincuna no es ajena a la problemática y es por ello que un análisis crítico a los procesos operacionales evidencian un decremento de la cantidad de mineral concentrado en los primeros meses del año 2018, específicamente en el *throughput* de la Chancadora Primaria en Planta Concentradora (reducción de 90000 a 72000 TMH/Mes). Particularmente se deja presente que los costos en chancado primario representan grandes incidencias económicas dentro del proceso de conminución del material volado y que el

beneficio prácticamente depende del grado de fragmentación obtenido por procesos de voladura. Por otro lado se prevé que una de las causas recurrentes de la reducción de tonelaje de material volado en planta es la ineficiente fragmentación del material volado; imprecisiones en perforación y voladura decantan en problemas de acarreo los que se traducen en ineficientes capacidades de carga de los *scooptrams* y camiones volquetes conllevando finalmente a transportar y acopiar cantidades menores de mineral.

En perforación las deficiencias son visibles, diseño empírico de mallas, tanto en el trazo y carga de las mallas estándar, operacionalmente no existe control en perforaciones, el laboreo no observa una diferenciación técnica de diámetros entre taladros de producción y taladros de alivio, las longitudes de perforación ineficiente generan *burdens* y espaciamientos sub y sobre dimensionados, la suma de lo citado condiciona la efectividad de la detonación constituyendo en sobre-roturas del macizo, avances efectivos ineficientes, sobre-consumos de explosivos; muchas veces disparos fallidos pero casi siempre demasiada irregularidad en diámetros de fragmentación.



*Figura 1: Fragmentación displicente de material volado.
Fuente: Fotografía Propia*

En voladura la situación no cambia, el diseño de carga explosiva no se fundamenta sobre modelos matemáticos eficientes, los controles son rutinarios basados en el empirismo, la ausencia de análisis técnico del explosivos,

desaprovecha las “bondades” del mismo, circunstancialmente la ausencia de criterios de acoplamiento de explosivos genera incertidumbre en el consumo específico, reflejando incrementos en la cantidades explosivos por tonelada de material roto, dicho de otra manera, sobre-incrementos en el factor de carga; Así mismo la carencia de uso de tacos inertes desfavorecen la eficiencia del disparo; el análisis y estudio técnico de la columna explosiva es casi nula y se prosigue conforme a prácticas habituales o a lo que hasta el momento “funciona”.

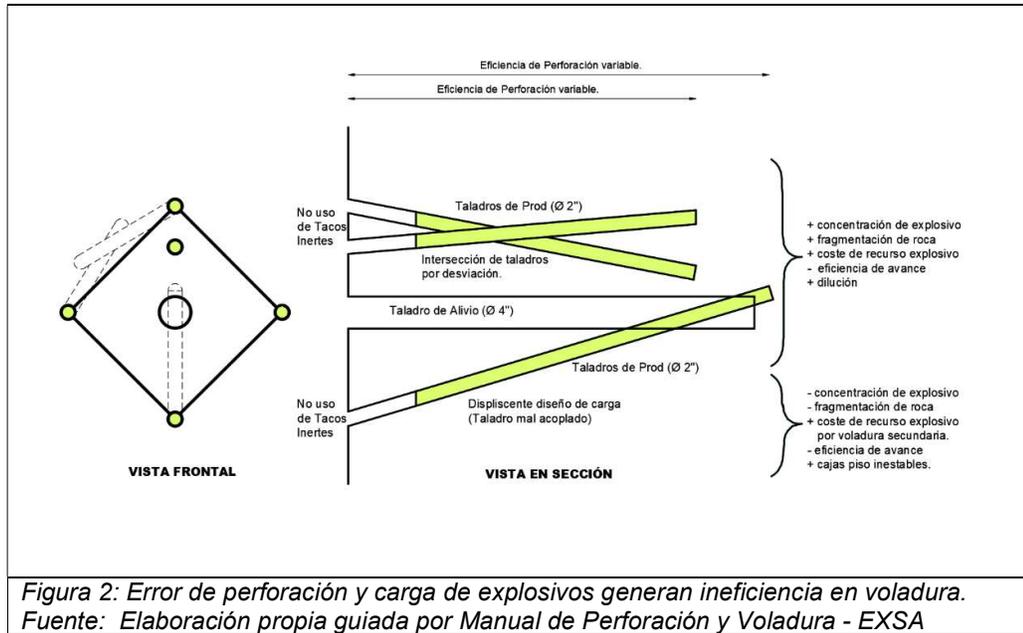


Figura 2: Error de perforación y carga de explosivos generan ineficiencia en voladura. Fuente: Elaboración propia guiada por Manual de Perforación y Voladura - EXSA

A evidencia de lo captado se requiere trabajar sobre aquellos vicios operacionales en perforación y voladura aplicando metodologías basadas en modelos matemáticos y predictivos basados en la premisa que si se produce un perfeccionamiento fundamentado de la técnica, podremos lograr una mayor eficiencia en la energía de fracturamiento reduciendo la incertidumbre damos paso a la posibilidad de conseguir una mejor granulometría, económicamente despliega variabilidad en costos en perforación y voladura pero se abarata eficazmente los costes en conminucion, quedando justificada la inversión en la implementación de nuevos procedimientos.

Para ello se considerará algoritmos como los de Holmberg y Persson, estimaciones de fragmentación, factores Kuz-Ram, consideraciones del factor de carga, Work Index de roca in situ, geometría de mallas de perforación, diseño de

carga y control de vibraciones. La aplicación de estas teorías permitirá la mejora de la fragmentación del material volado consecuentemente el respectivo análisis granulométrico revelará valores inferiores los indicadores F80 y P80, el aprovechamiento de la energía explosiva prevé la reducción en los diámetros de fragmentación de 18.0 cm a aproximadamente 10.0 cm, logrando alimentar a la chancadora primaria un material más “menudo” constituyendo beneficios económicos y operativos en conminución.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general.

¿De qué manera influye la mejora de estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la optimización granulométrica del material volado en la Unidad Minera Hércules – Cia Minera Lincuna?

1.2.2 Problemas específicos.

¿Cuáles son los subprocesos de mayor incidencia económica dentro de los procesos de mejora de estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura de la Unidad Minera Hércules – Cia Minera Lincuna?

¿En qué grado incide económicamente la optimización granulométrica del material volado en posteriores operaciones unitarias específicamente, Chancado y Molienda dentro de la Unidad Minera Hércules – Cia Minera Lincuna?

1.3 Objetivos.-

1.3.1 Objetivo general.-

- Determinar la influencia de mejora de los estándares de Perforación Y Voladura sobre la optimización granulométrica del material volado de la Unidad Minera Hércules – Cía. Minera Lincuna.

1.3.2 Objetivos específicos.-

- Identificar los procesos que tienen mayor incidencia en costes operativos dentro de los procesos de mejora de estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura de la Unidad Minera Hércules – Cía. Minera Lincuna.
- Establecer el grado de incidencia económica que genera una óptima granulometría del material volado en posteriores operaciones unitarias específicamente, Chancado y Molienda dentro de la Unidad Minera Hércules – Cia Minera Lincuna.

1.4 Justificación e importancia.-

1.4.1 Justificación científica.

Las operaciones de Perforación y voladura siempre logran beneficiar a las demás operaciones unitarias en el propósito de reducir costos en labores mineras gracias a la utilización eficiente de la energía de detonación lo cual es un recurso muy barato para lograr una adecuada fragmentación de la roca.

1.4.2 Justificación Económica.

De manera tradicional la industria minera y Compañía minera Lincuna no es la excepción, clasificando sus operaciones en dos grandes grupos, Operaciones Mina y Operaciones Planta, cada una por lo general son gestionadas de manera cuasi independiente y con presupuestos propios logrando respectivamente metas de acorde a lo planificado, esto podría conllevar futuras complicaciones, por ejemplo es un riesgo potencial disminuir costos u optimizar estándares de P&V por tonelada de roca removida sin atender ni estimar impactos en procesos subsiguientes.

1.4.3 Justificación Académica.

Se precisó la necesidad de investigar que partes del proceso así como los indicadores que logren mejorar diversas condiciones de estándares normales de Perforación y Voladura para un posible tema de referencia en estudio y aplicación en Minería Subterránea a nivel nacional e internacional.

1.5 Hipótesis.

1.5.1 Hipótesis de investigación

La mejora de estándares de perforación y voladura influye de manera significativa en la optimización granulométrica del material volado de las labores principales de la Unidad Minera Hércules, mediante la mejora de diámetros y cantidad de taladros, diseño de mallas de perforación, diseño de carga de explosivos, secuencias de detonación; generando mayores beneficios económicos.

1.5.2 Hipótesis nula

La mejora de estándares de perforación y voladura no influye en la optimización granulométrica del material volado de las labores principales de la Unidad Minera Hércules, mediante la mejora de diámetros y cantidad de taladros, diseño de mallas de perforación, diseño de carga de explosivos, secuencias de detonación; generando mayores beneficios económicos.

1.5.3 Hipótesis alterna

La mejora de estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura influye de manera circunstancial en la optimización granulométrica del material volado mediante la mejora de diámetros y cantidad de taladros, eficiencia operativa, diseño de mallas de perforación; generando un beneficio económico mínimo para la Unidad Minera Hércules – Cia Min era Lincuna.

1.6 Variables.-

1.6.1 Variables

Para lograr la optimización granulométrica del material volado a partir de la mejora de los estándares de Perforación y Voladura se tiene variables dependientes e independientes que se determina de los parámetros establecidos.

1.6.3 Variable Independiente

X= Mejora de estándares de las operaciones de Perforación y Voladura.

1.6.4 Variable Dependiente

Y = Optimización Granulométrica del material volado.

1.7 Operacionalización de variables:

Tabla 1: Tabla de Operacionalización de variables de investigación.

Tipo de Variable	Nombre de Variable	Sub Variables	Dimensiones	Indicadores	Índices		
Variable Independiente	Mejora de estándares de las operaciones de Perforación y Voladura.	Análisis General	Caracterización de macizo rocoso	Análisis físico		Tn/m ³ , %	
				Análisis Geomecánico		RQD, RMR, GSI	
		Estándares de Perforación	Dimensiones de perforación		Diámetro. y long de perf.		Ø, in
			Dimensiones de útiles		Diámetro y log de utiles.		ft, m
			Rendimientos		Tiempos de perforación		hrs
		Estándares de Voladura	Caracterización de explosivo		Densidad de explosivo		g/cm ³
					Cantidad de explosivo		kg
					Diámetro de explosivo		Ø, in
					VoD de explosivo		m/s
					Presión de detonación		Kbar/cm ²
			Tipo de malla		Tipo de arranque		cq, v, s
			Geometría de disparo		Burden y Espaciamiento		m
			Diseño de carga		Columna Explosiva		kg/tn
					Acoplamiento		%
			Costos Unitarios		Precios de recursos y accesorios		\$
Variable Dependiente	Optimización Granulométrica del material volado.	Análisis granulométrico y de fragmentación	Índice de Volabilidad		Work Index	wi	
			Predicción de la fragmentación		Análisis KuzRam		x50, x80
			Análisis de fragmentación		Software Wigraf, jkSimblast		%
			Curvas granulométricas		Software SplitOnline		%
			Control de materiales		Fotogrametría		Análisis computacional
					tipo de chancadora		1°, 2°
					Tiempo de chancado		hrs
			Chancado Primario		Rendimiento horario		Kws/hr
					%finos		F80, P80
					Costo/Beneficio		\$

Fuente: MVC. Elaboración propia.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.

En *“Reducción de Costos en minería por procesos de perforación y voladura”* (4) JAUREGUI (2015), aporta un panorama amplio sobre la incidencia de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la implementación de planes de reducciones de costos. Además, aplica una metodología cuyo enfoque resalta beneficios en procesos de Molienda y Chancado a partir de mejoras técnicas en voladura detallando los diferentes tamaños de granulometría del material volado a fin de determinar el P80 óptimo evaluando anomalías que presentan las chancadoras primarias en el proceso de conminución del mineral de oro.

En *“Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la Zona Esperanza Cía. Minera Casapalca S.A”* (5) DE LA CRUZ ESCOBAR y otros (2014), destacan que el minado en vetas angostas presenta un costo de producción elevado, pero como la ley y la recuperación tienen índices favorables se obtiene un margen operativo positivo, siempre en cuando las operaciones de perforación y voladura generan volúmenes de fragmentación aceptables para su tratado en el proceso de chancado.

En *“Análisis de factibilidad para el uso de ANFO pesado a base de emulsión en Minera Yanacocha”* (6) WILSON (2015), resalta un enfoque muy detallado sobre la correcta utilización de explosivos de acuerdo al tipo y material de roca a volar con la finalidad de lograr eficiencia en voladura de rocas obteniendo control de consumo explosivo, evitando sobre roturas, controlando material dispersado conocidos como *flyrocks* haciendo énfasis que una correcta fragmentación favorece la estabilidad en los taludes.

En *“Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera Las Victorias”* (7) CAGUANA ANDRES (2013) direcciona algoritmos matemáticos de cálculo, obteniendo patrones de perforación y voladura eficientes que reemplazan el patrón de voladura utilizado hasta entonces en voladura de canteras, cumpliendo con las políticas de reducción de costos propuestas por la empresa.

En *“Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz – Morococha”* (8) ANTONIO ORDOÑEZ (2017), despliega las medidas de gestión y políticas de reducción de costos operacionales condicionadas por una mejora técnica en los procesos de perforación y voladura a fin de conseguir mejores beneficios económicos para la empresa minera. Además resalta el estado situacional de la empresa Austria Duvaz siendo una empresa calificada dentro de la pequeña minería ostenta dar un salto en cuanto a su capacidad de producción implementando métodos de explotación de alto rendimiento sobre sus labores de rendimiento medio.

En *“Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones mina-molienda”* (9) LEIVA TORRES (2013), señala un modelo de simulación operacional (perforación, voladura, carguío y transporte mineral) así como de operaciones en planta de procesos (chancado y molienda), comparando diferentes configuraciones de diseños de los sub-procesos teniendo en cuenta indicadores de rendimiento como pautas para la optimización del fragmentado.

En *“Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching”* (10) BAS y otros. (2014), brindan un análisis enfocado metodológicamente en las causas de un mal uso de agentes de extracción mineral. Cabe señalar que la investigación se enfoca en enumerar perjuicios del inadecuado uso de agentes de voladura como el anfo generando dilución en la extracción de oro los cuales generando pérdidas económicas en los procesos de voladura. El trabajo relaciona las metodologías de identificación de aspectos perjudiciales en los procesos de perforación y voladura relacionados sobre los procesos de molienda y chancado.

En *“Blasting as essential part of the mining cycle and broken rocks by drilling and blasting”* (11) artículo científico de PHIFER MAURIE (2010), realiza un estudio de optimización del patrón para el aprovechamiento de los recursos propios de las canteras en Mina Cerro Corona, mediante la utilización de diferentes métodos de cálculo. La investigación se basa en realizar un análisis comparativo del patrón actual y el patrón propuesto y determinar el tipo de granulometría que se obtendrá de la voladura mediante un análisis cualitativo. El trabajo aporta en obtener una optimización del patrón de perforación y voladura que se está empleando actualmente.

En *“Optimization Of Blasting Parameters In Opencast Mines”* (12) Artículo científico de MANMIT ROUT y otros (2007) detalla de una manera general las consideraciones y conceptos que se deben tener claros al momento de practicar una voladura, con el objeto de fragmentar la roca de un macizo rocoso y aprovechando la evolución de industria de los explosivos comerciales desde un inicio extremadamente rudimentario hasta llegar a ser sofisticada, destaca los logros de fabricar explosivos de alta generación mejorando voladuras y optimizando los recursos en el laboreo minero ecuatoriano. También sugiere un estudio de vital importancia como es el conocer cómo actúa el explosivo dentro del macizo rocoso, además de reconocer los diferentes tipos de maquinarias perforadoras con sus diferentes accesorios.

2.2 Generalidades de estudio.

2.2.1 Ubicación y accesos de la Cía. Minera Lincuna.

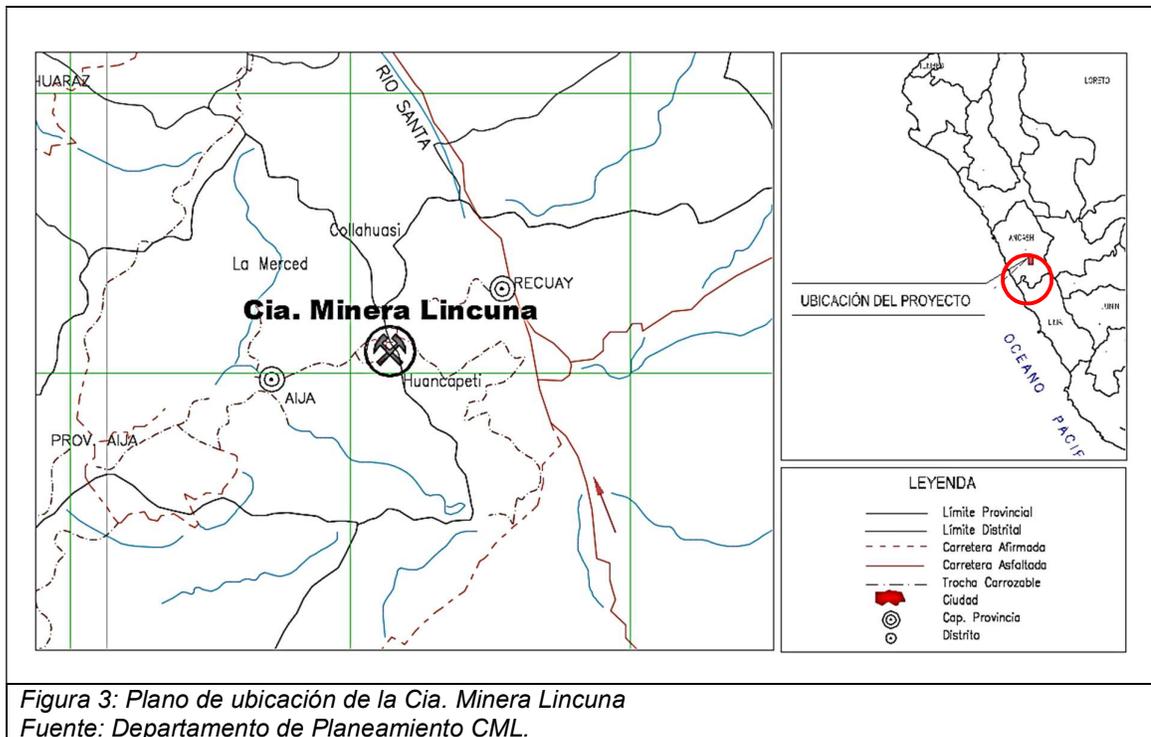
2.2.1.1 Ubicación.

La Cía. Minera Lincuna, se ubica en el Distrito y Provincia de Aija, Departamento de Ancash. Así mismo la zona a estudiar se emplaza en:

Tabla 2. Coordenadas de ubicación de Cía. Minera Lincuna.

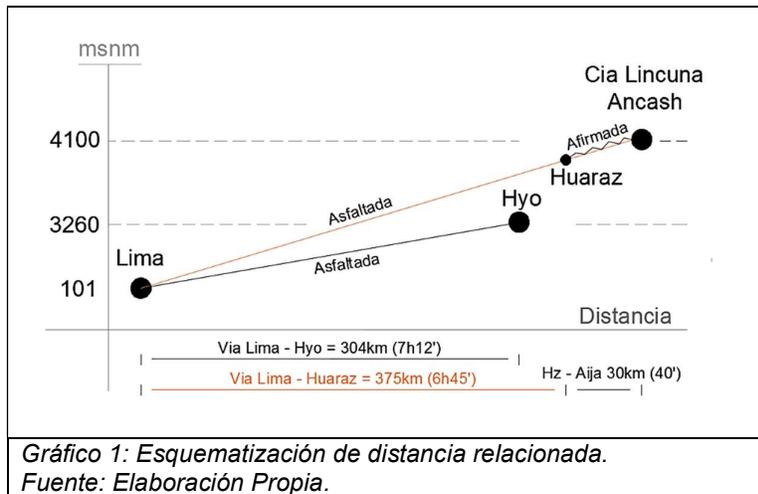
Coordenadas Geográficas		Coordenadas UTM	
Longitud Oeste	: 77° 33'	Este	878 200
Latitud Sur	: 90° 46'	Norte	8 918 800
Altitud	: 4,100 m		

Fuente: Elaboración propia.



2.1.1.2 Acceso.

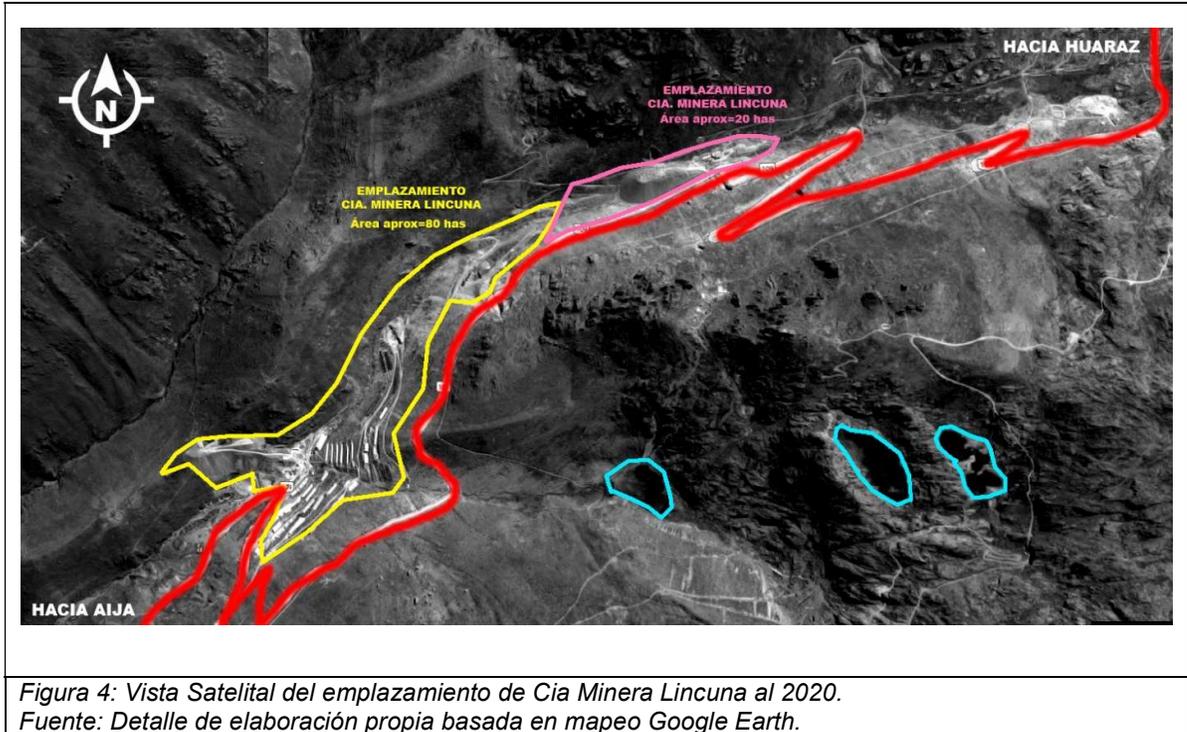
El acceso principal desde Lima es la carretera Panamericana Norte hasta la provincia de Huaraz (375Km), de donde parte una carretera asfaltada hasta la ciudad de Recuay (20 Km). De dicho lugar parte una carretera afirmada de 10 Km. Que recorre transversalmente el área y enlaza con el campamento minero.



2.2.2 Antecedente Históricos:

(COMPAÑÍA MINERA LINCUNA, 2017) En la zona han operado diversas Empresas Mineras desde aproximadamente 1920 hasta los años 90. Hacia el año 2000 se establece Compañía Minera Alianza a través de sus concesionarias, Al 2005 gracias a la concesión de Zona Conturcan se establece la Compañía Minera Huancapeti, luego de 05 años de laboreo se adquiere la Zona Hércules constituyéndose finalmente como Compañía Minera Lincuna S.A.C. (13)

Cabe precisar que a día de hoy Compañía Minera Lincuna se coloca a través de sus políticas de Gestión minera como un posible candidato potencial a concesionar gran parte de denuncios mineros del sector ya que sus producciones actualmente ascienden a 350 TMD y se prevé una producción de 450 TMD al 2021. (13)



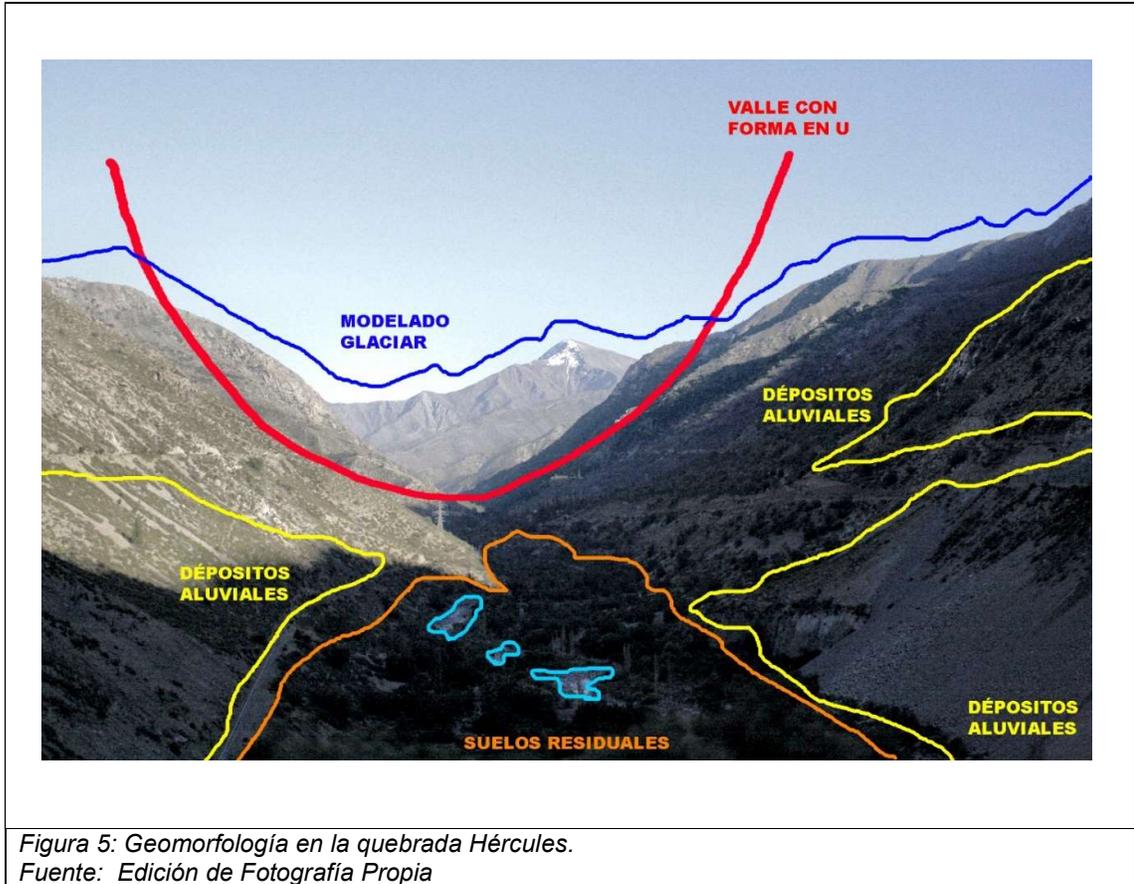
2.3 Geología.

2.3.1. Geología Local.

Dentro de la estructuración geológica local se presentan dos estructuras principales claramente definidas: Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaracra.
(13)

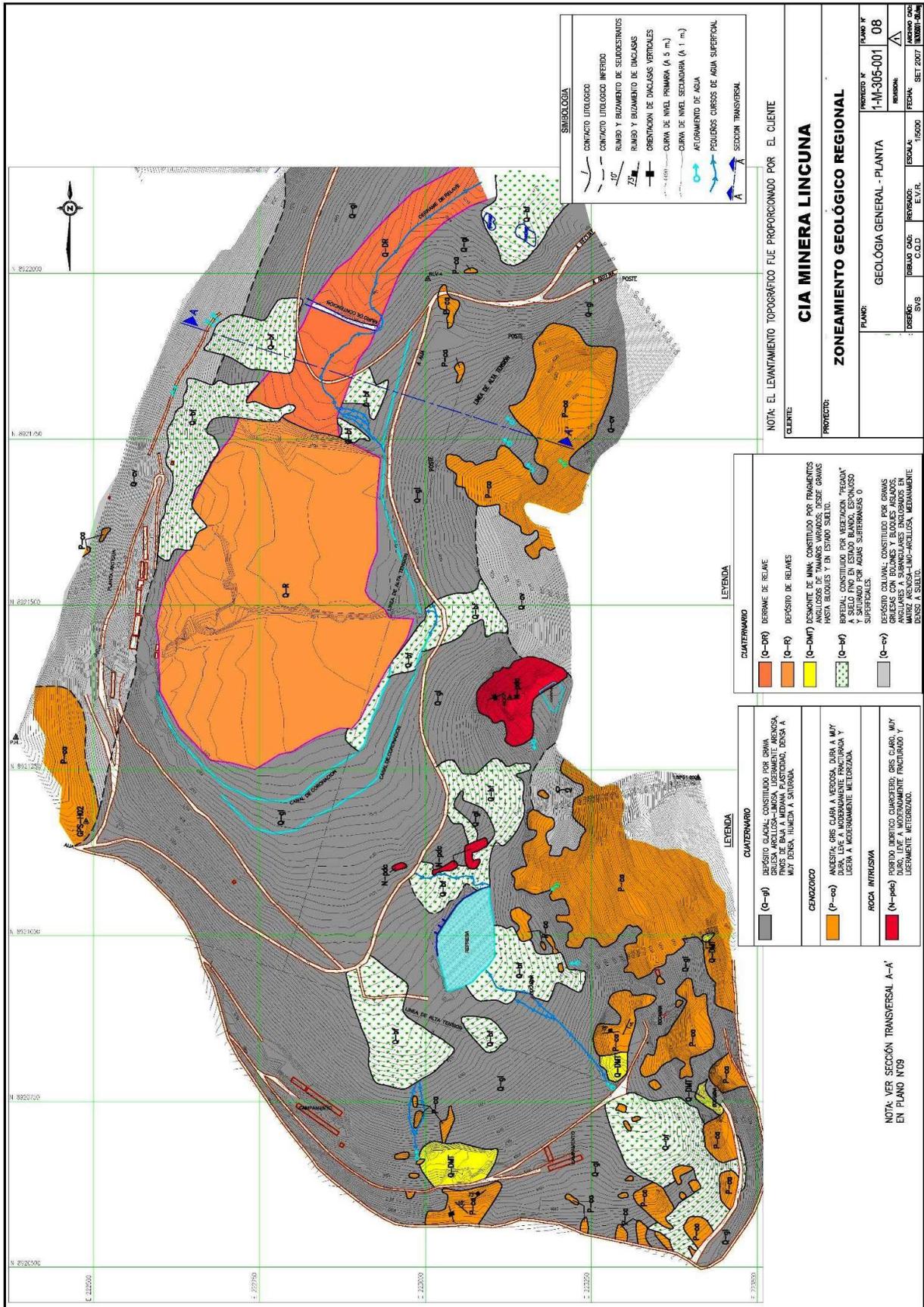
2.3.3.1. Centro Volcánico Hércules

Ubicado en el cerro Tarugo y limitado por las quebradas Carán y Hércules. De este emanaron lavas andesíticas y brechas piroclásticas que reposan en discordancia angular sobre los volcánicos Calipuy. Los impulsos magmáticos dentro del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento principal, que son fracturas del rumbo N30°W con fallamiento de rumbo NE, así mismo a lo largo de la falla Hércules podemos encontrar depósitos aluviales y cuerpos intrusivos de brecha, turmalina, cuarzo, pirita.
(13)



2.3.3.2. Stock Collaracra

Está ubicada en el cerro del mismo nombre, el cuerpo principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, tiene una forma más o menos circular, de él salen numerosos diques y diques capas (sills), que se extienden hacia Jinchis y Florida, este stock es porfirítico y de composición dacítica , está emplazado en los volcánicos Calipuy. (13)



SIMBOLOGÍA

- CONTACTO UTOLOGICO
- RUMBO Y BIZUMIENTO DE SEDIMENTADOS
- RUMBO Y BIZUMIENTO DE INCLASAS
- ORIENTACION DE DIACLASAS VERTICALES
- CLIVA DE NIVEL PRIMARIA (A 5 m.)
- CLIVA DE NIVEL SECUNDARIA (A 1 m.)
- AFORMENTO DE AGUA
- PEQUELOS CURSOS DE AGUA SUPERFICIAL
- SECCION TRANSVERSAL

NOTA: EL LEVANTAMIENTO TOPOGRAFICO FUE PROPORCIONADO POR EL CLIENTE

CLIENTE: CÍA MINERA LINCUNA

PROYECTO: ZONEAMIENTO GEOLÓGICO REGIONAL

PLANO: GEOLOGÍA GENERAL - PLANTA

FECHA: 11-03-2007

ESCALA: 1:5000

REVISOR: E.V.R.

DISEÑO: C.O.D.

SYS: REVISOR: E.V.R.

PLANO Nº: 08

FECHA: 11-03-2007

LEGENDA

CUATERNARIO

- (Q-1) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-2) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-3) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-4) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-5) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-6) DESEMARE DE RELAKE
- (Q-7) DESEMARE DE RELAKE

CENozoico

- (P-1) DESEMARE DE RELAKE
- (P-2) DESEMARE DE RELAKE
- (P-3) DESEMARE DE RELAKE
- (P-4) DESEMARE DE RELAKE
- (P-5) DESEMARE DE RELAKE
- (P-6) DESEMARE DE RELAKE
- (P-7) DESEMARE DE RELAKE
- (P-8) DESEMARE DE RELAKE
- (P-9) DESEMARE DE RELAKE
- (P-10) DESEMARE DE RELAKE
- (P-11) DESEMARE DE RELAKE
- (P-12) DESEMARE DE RELAKE
- (P-13) DESEMARE DE RELAKE
- (P-14) DESEMARE DE RELAKE
- (P-15) DESEMARE DE RELAKE
- (P-16) DESEMARE DE RELAKE
- (P-17) DESEMARE DE RELAKE
- (P-18) DESEMARE DE RELAKE
- (P-19) DESEMARE DE RELAKE
- (P-20) DESEMARE DE RELAKE
- (P-21) DESEMARE DE RELAKE
- (P-22) DESEMARE DE RELAKE
- (P-23) DESEMARE DE RELAKE
- (P-24) DESEMARE DE RELAKE
- (P-25) DESEMARE DE RELAKE
- (P-26) DESEMARE DE RELAKE
- (P-27) DESEMARE DE RELAKE
- (P-28) DESEMARE DE RELAKE
- (P-29) DESEMARE DE RELAKE
- (P-30) DESEMARE DE RELAKE
- (P-31) DESEMARE DE RELAKE
- (P-32) DESEMARE DE RELAKE
- (P-33) DESEMARE DE RELAKE
- (P-34) DESEMARE DE RELAKE
- (P-35) DESEMARE DE RELAKE
- (P-36) DESEMARE DE RELAKE
- (P-37) DESEMARE DE RELAKE
- (P-38) DESEMARE DE RELAKE
- (P-39) DESEMARE DE RELAKE
- (P-40) DESEMARE DE RELAKE
- (P-41) DESEMARE DE RELAKE
- (P-42) DESEMARE DE RELAKE
- (P-43) DESEMARE DE RELAKE
- (P-44) DESEMARE DE RELAKE
- (P-45) DESEMARE DE RELAKE
- (P-46) DESEMARE DE RELAKE
- (P-47) DESEMARE DE RELAKE
- (P-48) DESEMARE DE RELAKE
- (P-49) DESEMARE DE RELAKE
- (P-50) DESEMARE DE RELAKE
- (P-51) DESEMARE DE RELAKE
- (P-52) DESEMARE DE RELAKE
- (P-53) DESEMARE DE RELAKE
- (P-54) DESEMARE DE RELAKE
- (P-55) DESEMARE DE RELAKE
- (P-56) DESEMARE DE RELAKE
- (P-57) DESEMARE DE RELAKE
- (P-58) DESEMARE DE RELAKE
- (P-59) DESEMARE DE RELAKE
- (P-60) DESEMARE DE RELAKE
- (P-61) DESEMARE DE RELAKE
- (P-62) DESEMARE DE RELAKE
- (P-63) DESEMARE DE RELAKE
- (P-64) DESEMARE DE RELAKE
- (P-65) DESEMARE DE RELAKE
- (P-66) DESEMARE DE RELAKE
- (P-67) DESEMARE DE RELAKE
- (P-68) DESEMARE DE RELAKE
- (P-69) DESEMARE DE RELAKE
- (P-70) DESEMARE DE RELAKE
- (P-71) DESEMARE DE RELAKE
- (P-72) DESEMARE DE RELAKE
- (P-73) DESEMARE DE RELAKE
- (P-74) DESEMARE DE RELAKE
- (P-75) DESEMARE DE RELAKE
- (P-76) DESEMARE DE RELAKE
- (P-77) DESEMARE DE RELAKE
- (P-78) DESEMARE DE RELAKE
- (P-79) DESEMARE DE RELAKE
- (P-80) DESEMARE DE RELAKE
- (P-81) DESEMARE DE RELAKE
- (P-82) DESEMARE DE RELAKE
- (P-83) DESEMARE DE RELAKE
- (P-84) DESEMARE DE RELAKE
- (P-85) DESEMARE DE RELAKE
- (P-86) DESEMARE DE RELAKE
- (P-87) DESEMARE DE RELAKE
- (P-88) DESEMARE DE RELAKE
- (P-89) DESEMARE DE RELAKE
- (P-90) DESEMARE DE RELAKE
- (P-91) DESEMARE DE RELAKE
- (P-92) DESEMARE DE RELAKE
- (P-93) DESEMARE DE RELAKE
- (P-94) DESEMARE DE RELAKE
- (P-95) DESEMARE DE RELAKE
- (P-96) DESEMARE DE RELAKE
- (P-97) DESEMARE DE RELAKE
- (P-98) DESEMARE DE RELAKE
- (P-99) DESEMARE DE RELAKE
- (P-100) DESEMARE DE RELAKE

ROCA INTRUSIVA

- (N-1) DESEMARE DE RELAKE
- (N-2) DESEMARE DE RELAKE
- (N-3) DESEMARE DE RELAKE
- (N-4) DESEMARE DE RELAKE
- (N-5) DESEMARE DE RELAKE
- (N-6) DESEMARE DE RELAKE
- (N-7) DESEMARE DE RELAKE
- (N-8) DESEMARE DE RELAKE
- (N-9) DESEMARE DE RELAKE
- (N-10) DESEMARE DE RELAKE
- (N-11) DESEMARE DE RELAKE
- (N-12) DESEMARE DE RELAKE
- (N-13) DESEMARE DE RELAKE
- (N-14) DESEMARE DE RELAKE
- (N-15) DESEMARE DE RELAKE
- (N-16) DESEMARE DE RELAKE
- (N-17) DESEMARE DE RELAKE
- (N-18) DESEMARE DE RELAKE
- (N-19) DESEMARE DE RELAKE
- (N-20) DESEMARE DE RELAKE
- (N-21) DESEMARE DE RELAKE
- (N-22) DESEMARE DE RELAKE
- (N-23) DESEMARE DE RELAKE
- (N-24) DESEMARE DE RELAKE
- (N-25) DESEMARE DE RELAKE
- (N-26) DESEMARE DE RELAKE
- (N-27) DESEMARE DE RELAKE
- (N-28) DESEMARE DE RELAKE
- (N-29) DESEMARE DE RELAKE
- (N-30) DESEMARE DE RELAKE
- (N-31) DESEMARE DE RELAKE
- (N-32) DESEMARE DE RELAKE
- (N-33) DESEMARE DE RELAKE
- (N-34) DESEMARE DE RELAKE
- (N-35) DESEMARE DE RELAKE
- (N-36) DESEMARE DE RELAKE
- (N-37) DESEMARE DE RELAKE
- (N-38) DESEMARE DE RELAKE
- (N-39) DESEMARE DE RELAKE
- (N-40) DESEMARE DE RELAKE
- (N-41) DESEMARE DE RELAKE
- (N-42) DESEMARE DE RELAKE
- (N-43) DESEMARE DE RELAKE
- (N-44) DESEMARE DE RELAKE
- (N-45) DESEMARE DE RELAKE
- (N-46) DESEMARE DE RELAKE
- (N-47) DESEMARE DE RELAKE
- (N-48) DESEMARE DE RELAKE
- (N-49) DESEMARE DE RELAKE
- (N-50) DESEMARE DE RELAKE
- (N-51) DESEMARE DE RELAKE
- (N-52) DESEMARE DE RELAKE
- (N-53) DESEMARE DE RELAKE
- (N-54) DESEMARE DE RELAKE
- (N-55) DESEMARE DE RELAKE
- (N-56) DESEMARE DE RELAKE
- (N-57) DESEMARE DE RELAKE
- (N-58) DESEMARE DE RELAKE
- (N-59) DESEMARE DE RELAKE
- (N-60) DESEMARE DE RELAKE
- (N-61) DESEMARE DE RELAKE
- (N-62) DESEMARE DE RELAKE
- (N-63) DESEMARE DE RELAKE
- (N-64) DESEMARE DE RELAKE
- (N-65) DESEMARE DE RELAKE
- (N-66) DESEMARE DE RELAKE
- (N-67) DESEMARE DE RELAKE
- (N-68) DESEMARE DE RELAKE
- (N-69) DESEMARE DE RELAKE
- (N-70) DESEMARE DE RELAKE
- (N-71) DESEMARE DE RELAKE
- (N-72) DESEMARE DE RELAKE
- (N-73) DESEMARE DE RELAKE
- (N-74) DESEMARE DE RELAKE
- (N-75) DESEMARE DE RELAKE
- (N-76) DESEMARE DE RELAKE
- (N-77) DESEMARE DE RELAKE
- (N-78) DESEMARE DE RELAKE
- (N-79) DESEMARE DE RELAKE
- (N-80) DESEMARE DE RELAKE
- (N-81) DESEMARE DE RELAKE
- (N-82) DESEMARE DE RELAKE
- (N-83) DESEMARE DE RELAKE
- (N-84) DESEMARE DE RELAKE
- (N-85) DESEMARE DE RELAKE
- (N-86) DESEMARE DE RELAKE
- (N-87) DESEMARE DE RELAKE
- (N-88) DESEMARE DE RELAKE
- (N-89) DESEMARE DE RELAKE
- (N-90) DESEMARE DE RELAKE
- (N-91) DESEMARE DE RELAKE
- (N-92) DESEMARE DE RELAKE
- (N-93) DESEMARE DE RELAKE
- (N-94) DESEMARE DE RELAKE
- (N-95) DESEMARE DE RELAKE
- (N-96) DESEMARE DE RELAKE
- (N-97) DESEMARE DE RELAKE
- (N-98) DESEMARE DE RELAKE
- (N-99) DESEMARE DE RELAKE
- (N-100) DESEMARE DE RELAKE

NOTA: VER SECCION TRANSVERSAL A-A' EN PLANO N09

2.3.2. Depósitos Minerales.

Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas. La mineralización es principalmente plata – plomo – zinc – cobre, con galena argentífera, esfalerita, calcopirita, jamesonita, tetraedrita, etc. En ganga de cuarzo, sílice, piritita, arsenopirita, calcita. (13)

2.3.3. Mineralización

La mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos: Mineralización en veta y Mineralización en cuerpos: (13)

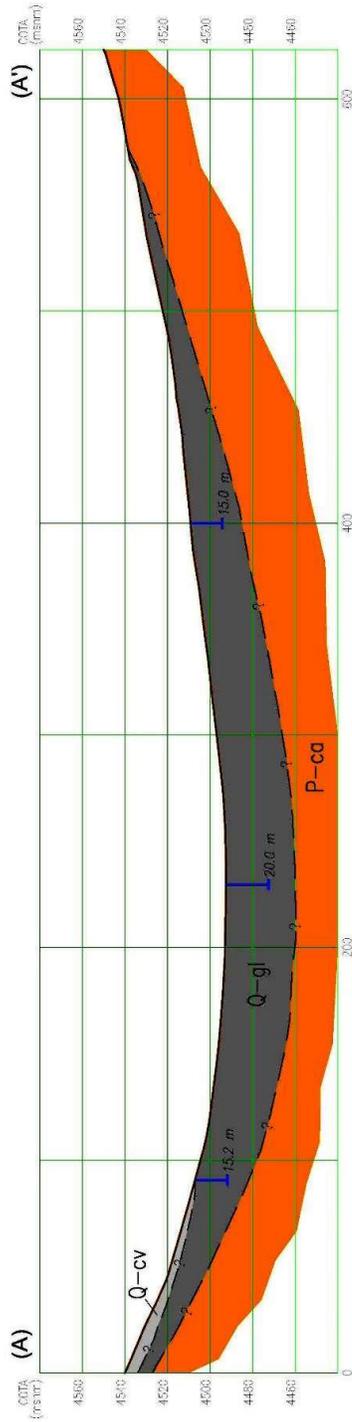
2.3.3.1. Mineralización en Vetas.

Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en Manto 2. En las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. (13)

2.3.3.2. Cuerpos De Mineral.

Estos se han formado por la proximidad de dos vetas, como aquellos entre las vetas “Hércules A” y “Manto 2” o por la presencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2 en su extremo sur, por la intersección con una falla como en Huancapetí y Hércules. (13)

SECCIÓN A-A'



NOTA: VER UBICACIÓN EN PLANTA EN PLANO NOB

SIMBOLOGÍA

— · — · — ·	CONTACTO LITOLÓGICO INTERIO
	PERFORACIÓN TANTALINA

LEYENDA

CUATERNARIO	
■ (Q-e)	DEPOSITO COLUVAL, CONSTITUIDO POR GRANAS DE ARENOSAS Y SILICIAS, CON CLASIFICACION ANGULAR A SUBANGULARES FACILADOS EN MATRIZ ARENOSA-LIMO-ARCILLOSA, MEDIANTE BLENDO A SIENSO.
■ (Q-g)	DEPOSITO LAPAL, CONSTITUIDO POR ARENOSAS Y SILICIAS, CON CLASIFICACION ANGULAR A SUBANGULARES FACILADOS, EN MATRIZ ARENOSA-LIMO-ARCILLOSA, MEDIANTE BLENDO A SIENSO.
CENOZOICO	
■ (P-ca)	ANDESITA, GRIS CLARA A VERDEA, DURA A MUY DURA, TENDIENDO A MODERADAMENTE FRACTURADA Y USADA A MODERADAMENTE METEORIZADA.

CLIENTE: **CIA MINERA LINCOLNA**
 PROYECTO: **ZONEAMIENTO GEOLÓGICO REGIONAL**

PLANO:		PROYECTO N°	PLANO N°
		1-M-305-001	09
DESIGNA:	REVISADO:	ESCALA:	FECHA:
SVS	C.C.D. E.V.R.	1:2000	SET 2007

Figura 7: Sección Geológica regional.
 Fuente: Departamento de Geología CML.

2.4 Geología Económica.

La Minas Hércules y Coturcán son depósitos polimetálicos de Ag-Pb-Zn con probables contenidos de Au como ha sido demostrado en los análisis de los relaves. Las reservas a diciembre de 1,989 eran de 514,035 TMS; con 1.8 m de ancho; con leyes de 5.33 oz/Ag; 2.91 % Pb, 3.35 %zinc, minables por métodos convencionales de explotación subterránea. Actualmente se están recuperando los pilares y cámaras después de estar cerrada esta unidad minera, por mucho tiempo, llegando a recuperar 900 Tn diarias que por los precios internacionales resulta bastante atractivo. (13)

Los minerales que conforman los yacimientos son:

a. Minerales de Mena:

- Galena
- Esfalerita

b. Minerales de ganga:

- Arsenopirita
- Cuarzo
- Rodocrosita
- Pirita

2.4.1 Reservas Minerales.

Tabla 3: Reservas Minerales de Cia. Minera Lincuna.

Yacimiento	TM	Leyes Mineral		
		Ag (Oz/ Tm)	Pb (%)	Zn (%)
Hercules	3 000 570.00	2.75	2.78	2.98
Coturcan	6 800 350.00	5.76	1.24	1.54
Caridad	500 000.00	7.12	1.56	1.84

Fuente: Memoria Anual Cia. Minera Lincuna.

2.5 Bases Teóricas.

La presente investigación abarcará conceptos y bases teóricas según el siguiente esquema:

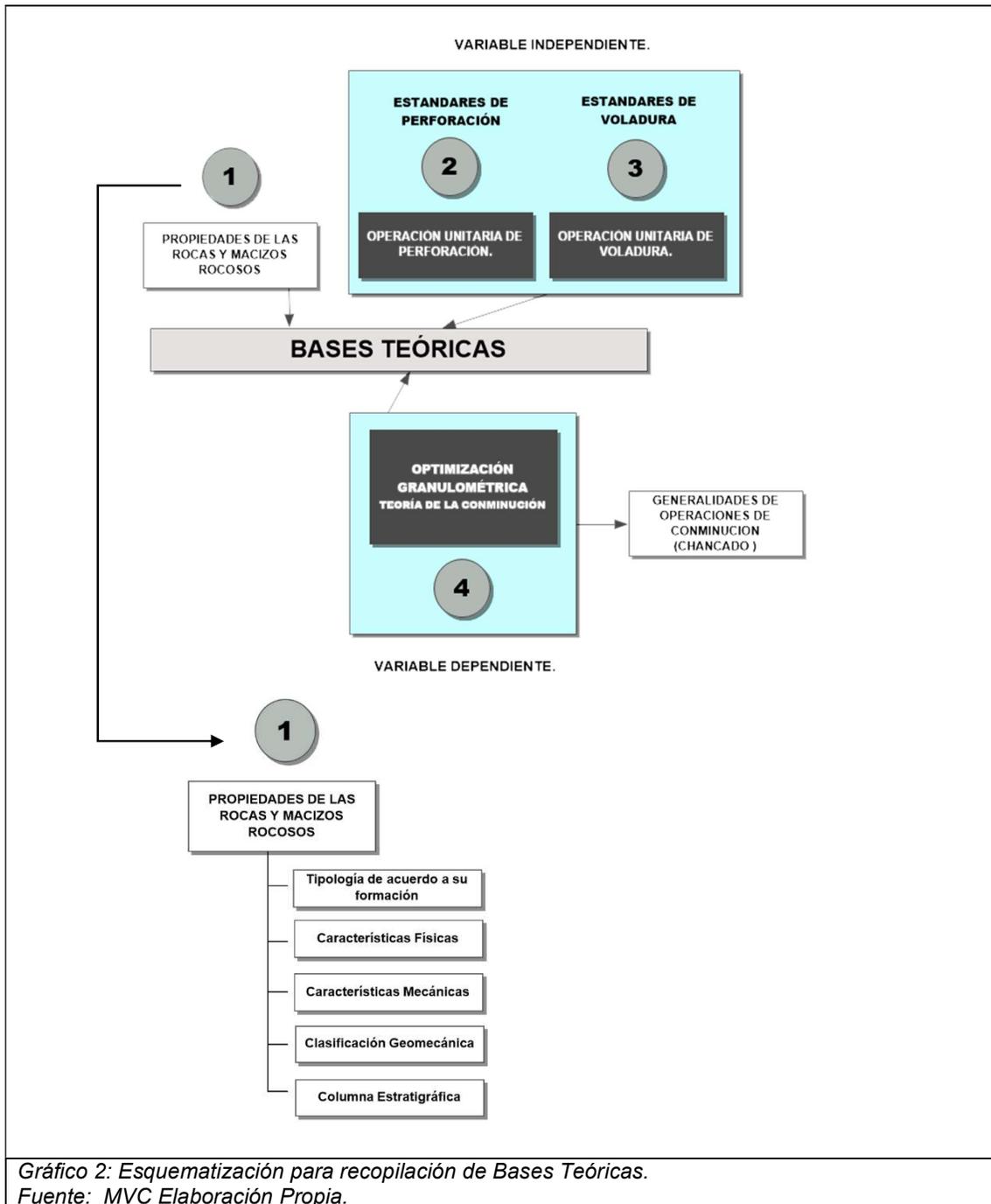


Gráfico 2: Esquemización para recopilación de Bases Teóricas.
Fuente: MVC Elaboración Propia.

2.5.1 Propiedades de las Rocas y el Macizo Rocoso.

2.5.1.1. Tipología de acuerdo a su Formación.

En la naturaleza existen diferentes tipos de rocas, las cuales según su origen se pueden clasificar en: Ígneas, sedimentarias y Metamórficas. (14)

Tabla 4: Resumen de tipología de las rocas de acuerdo a su formación u origen.

Tipo	Sub tipo	Descripción	Ejemplo	Dureza (Mpa)
Ígneas	Intrusivas o plutónicas.	Rocas formadas por enfriamiento del magma dentro de la corteza terrestre con una matriz sin poros.	Granito Gabro Diorita	350 350 170
	Extrusivas o volcánicas.	Rocas formadas por enfriamiento del magma fuera de la corteza terrestre con una matriz porosa.	Basalto Andesita Riolita	120 400 120
Sedimentarias	Detríticas	Formadas por precipitación lenta del material transportado.	Conglomerados Arenisca Brecha Lutita	70-140
	Químicas	Se forman cuando en la sedimentación y transporte intervienen procesos químicos y acumulación de restos orgánicos.	Yeso Caliza Coquina Carbón	30-250
Metamórficas	Locales, Regionales	Formadas por acción de altas temperaturas y presiones a gran profundidad de la corteza provocando cambios en una roca pre-existente, sea ígnea, sedimentaria.	Silex Mármol Esquisto Gneis	30-400

Fuente: Resumen de elaboración propia según bibliografía de Geología General.

Cabe señalar que la Zona Hercules comprende rocas de tipo Andesíticas de tipo extrusiva volcánica.

2.5.1.2. Características Físicas.

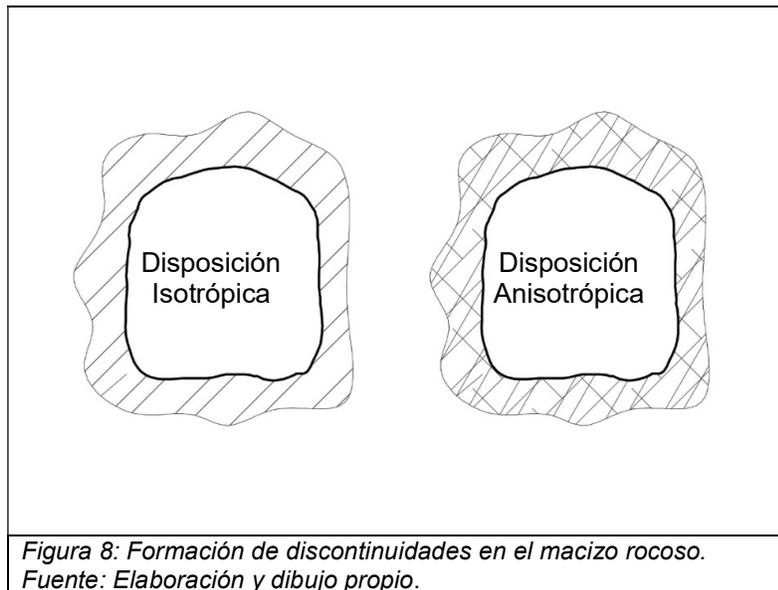
Estará definida primordialmente por la, humedad, anisotropía, dureza, densidad y abrasividad siendo estas los de mayor incidencia en el laboreo minero, dado que describen parámetros importantes de cada tipo de roca. (15)

a. Humedad.

Es el grado de agua retenida en los espacios e intersticios de la roca. Si bien un mayor porcentaje de humedad mejora los rendimientos de perforación, podría condicionar la voladura al momento de elegir el explosivo para romper la roca. (16)

b. Anisotropía.

Evalúa el comportamiento de las características físicas de la roca respecto a la orientación y direccionamiento de diaclasas, fisuras y discontinuidades. (16)



c. Dureza

La dureza de la roca se define como la resistencia que ofrece a ser penetrada por un elemento más duro, por lo que a mayor dureza de roca se tendrá menor rendimiento de perforación. Si bien existen cientos de cuadros y tablas “catalogando” las durezas de los diferentes tipos de roca con el propósito de determinar su resistencia última; sometiendo una muestra cilíndrica de roca (probeta) a la compresión ejercida por una prensa hasta alcanzar el punto de ruptura obteniendo valores respecto a la siguiente tabla: (17)

Tabla 5: Clasificación de las rocas según su dureza.

Clasificación	Dureza MOHS	Resistencia a la Compresión (MPa)
Muy dura	7	+200
Dura	6-7	120-200
Media a Dura	4-5-6	60-120
Media a Blanda	3-4-5	30-60
Blanda	2-3	5-30
Muy Blanda	1-2	<5

Fuente: Curso de perforación y voladura - Propiedades de las Rocas.

d. Densidad.

Se define como la relación entre la masa de la roca respecto del volumen que ocupa, siendo el factor más importante, La práctica demuestra un rango de valores de densidad para una sola muestra rocosa ya que esta depende de otros parámetros geomorfológicos por tal en un afán de resumir y/o sintetizar las densidades de la mayoría de rocas se anexa la siguiente tabla: (18)

Tabla 6: Densidad de las principales rocas en minería

Nombre de la roca	Densidad (Tn/m³)
Arcilla	1,8
Arenisca	2,2 a 2,5
Andesita	2,2 a 2,8
Basalto	2,8 a 3,3
Caliza	2,6 a 2,9
Conglomerado	2,3 a 2,8
Cuarcita	2,4 a 2,7
Diorita	2,7 a 2,9
Granito	2,6 a 2,8
Marmol	2,6 a 2,7
Pizarra	2,7 a 2,8

Fuente: Curso de perforación y voladura - Propiedades de las Rocas.

e. Abrasividad.

De manera sencilla podemos definir que la abrasividad es la resistencia que ejerce la roca traducida en desgaste sobre la superficie de contacto de útiles de acero (brocas) y equipos de corte y/o perforación. (16)

2.5.1.3. Características Mecánicas.

a. Resistencia a la compresión.

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte. En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión, dadas generalmente en MPa o PSI.

b. Resistencia a la Tensión.

Es la facultad de resistir a ser torzonada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También se define como resistencia al arranque.

c. Módulo de Young o Módulo de Elasticidad.

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse. También se expresa en psi.

Tabla 7: Valoración de propiedades mecánicas de las rocas más importantes.

Tipos de Roca	Resistencia a la compresión (x10 ³ psi)	Resistencia a la tensión (x10 ³ psi)	Módulo de Young (x10 ³ psi)	Densidad (g/cm ³)
Gneis	30233	2.034	10.93	2.65
Granito	21020	1.308	6.27	2.7
Basalto	42347	2.29	9.04	2.88
Caliza	13330	0.67	5.34	2.53
Areniscas	1492	0.06	0.39	1.88

Fuente: Manual de Perforación y Voladura - EXSA.

2.5.1.4. Clasificación Geomecánica.

La aplicación de las clasificaciones geomecánica implica determinar parámetros de resistencia y deformación del macizo rocoso a través de muestras de las cuales en laboratorio se obtienen sus principales parámetros para tal tenemos: (16)

Tabla 8: Clasificaciones Geo-mecánicas más importantes.

Nomenclatura	Denominación del sistema	Autor, año	Ámbito de Aplicación.
PI	<i>Protodyakonov Index</i>	Protodiak, 1938	Túneles
RQD	<i>Rock Quality Designation</i>	Deere, 1967, 1968	Túneles
RSR	<i>Rock Structure Rating</i>	Wickham, 1972	Túneles
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>	Bieniawski, 1973, 1989	Túneles, minas, taludes y cimentaciones.
Q	<i>Sistema Q</i>	Barton, 1974	Túneles, cavernas
GSI	<i>Geological Strength Index</i>	Hoek, 1995	Túneles, galerías y caracterización de macizos rocosos.
RMI	<i>Rock Mass index</i>	Palmstrom, 1995	Ingeniería de rocas.
RMQ	<i>Rock Mass Quality</i>	Aydan, 2014	Estimación de propiedades del macizo rocoso.

Fuente: Resumen de elaboración propia según Manual Osinergmin.

Para fines puntuales, la presente investigación refiere tomar las teorías geomecánicas aplicada, y gestionadas dentro de Cia. Minera Lincuna. Así tendremos como referencia las clasificaciones de; RMR (1989) propuesta por Bieniawski y el GSI propuesta por Hoek & Brown.

a. Clasificación Geomecánica RMR.

Los valores de RMR (Rock Mass Rating) se calcula mediante la tabla geomecánica propuesta por Richard Bieniawski en 1989 (Anexo01) en la que clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, siendo 0 para roca muy mala y 100 para roca muy buena, así estos valores son obtenidos según ponderación de: (19)

$$RMR = (i) + (ii) + (iii) + (iv) + (v) - (vi)$$

Donde:

i: Resistencia de la roca Intacta (Ensayo de Carga Puntual)

ii: Valor de RQD (Rock Quality Index).

iii: Espaciado de las discontinuidades.

iv: Condición de las discontinuidades

v: Condiciones generales del agua subterránea

vi: Ajuste por orientación de discontinuidades.

De la ponderación de estos valores se podrán establecer valores de RMR según:

Tabla 9: Valoración Geo-Mecánica RMR.

Clase	Valoración RMR	Calidad
Clase I	RMR>80	Roca muy buena
Clase II	80<RMR<60	Roca buena
Clase III	60<RMR<40,	Roca media
Clase IV	40<RMR<20,	Roca mala
Clase V	RMR<20	Roca muy mala

Fuente: Resumen de elaboración propia según Manual Osinergmin.

b. Clasificación Geo-mecánica GSI.

Según “Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos” (20) BELANDRIA y otros (2010) indican que Hoek propone un índice geológico de resistencia, GSI (geological strength index), que evalúa la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de los bloques y alteración de las discontinuidades. (19)

Están son analizables generalmente de manera gráfica por tal a manera de ayuda puede se adjunta en el Anexo 03.

2.5.1.5. Columna Estratigráfica.

Una columna estratigráfica es la manera más común de plasmar gráficamente las características importantes de los diferentes tipos de sucesiones geológicas. Así mismo las unidades geológicas son expresadas de manera vertical propiamente dicha en forma de "columna" y en orden descendente de acuerdo a su edad relativa o absoluta (abajo la unidad más antigua y arriba la más joven).

Este estudio es muy importante dado que obtenemos un perfil estratigráfico del terreno propiamente del subsuelo o ambiente rocoso así podemos prever y predecir los posibles comportamientos y características de la roca. (Ver Anexo 08).

2.5.2 Perforación.

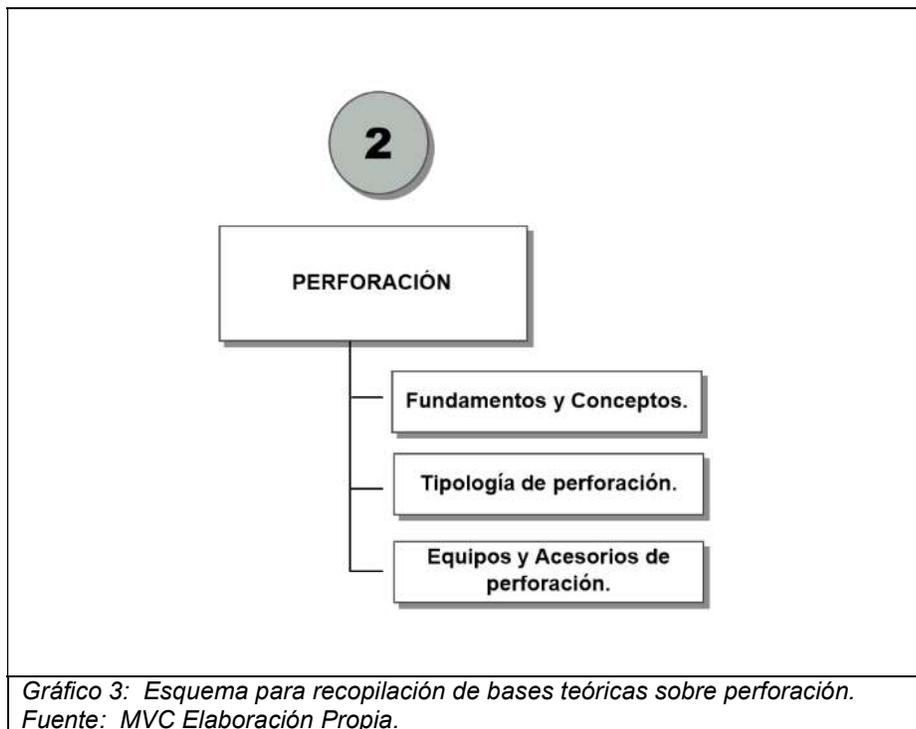


Gráfico 3: Esquema para recopilación de bases teóricas sobre perforación.
Fuente: MVC Elaboración Propia.

2.5.2.1. Fundamentos y Conceptos.

a. La perforación de rocas.

Su principal propósito es abrir en la roca huecos cilíndricos llamados *taladros* o *holes*, mediante percusión y rotación que finalmente albergaran explosivo y accesorios de voladura en su interior con el objeto de arrancar cierta porción de roca. (21)

b. Principio de Perforación.

La perforación cumple estrictamente un principio el cual secuencialmente se basa en:

- i. Percusión,
- ii. Empuje,
- iii. Rotación,
- iv. Desalojo de detritus o Barrido.

2.5.2.2. Tipología de Perforación.

a. Métodos rotativos.

Este método de perforación se fundamenta en aplicar energía a la roca haciendo rotar un útil de corte o destroza conjuntamente con la acción de una gran fuerza de empuje. (22)

b. Métodos roto-percutivos.

Este método de perforación se fundamenta en el impacto de un generador de golpe (pistón) que golpea a un útil (barreno) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). (23).

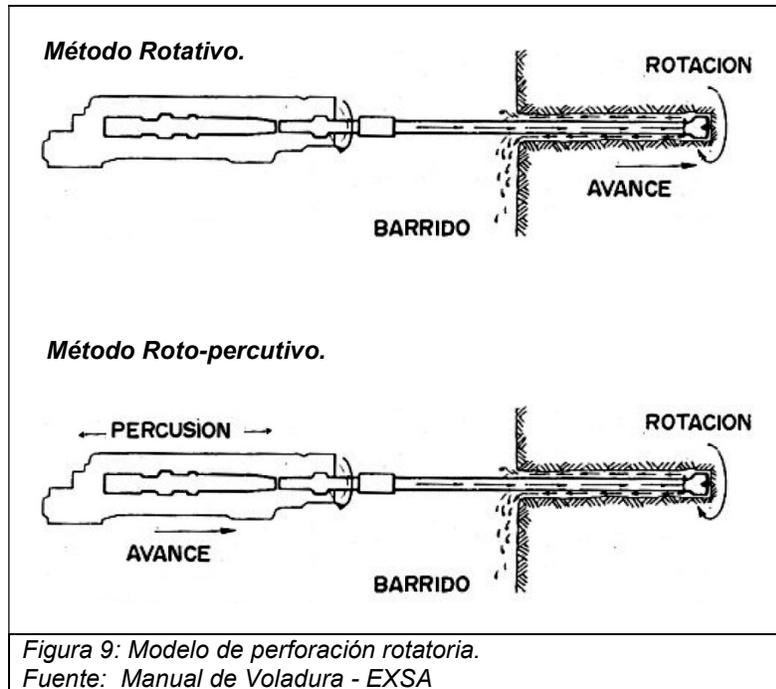
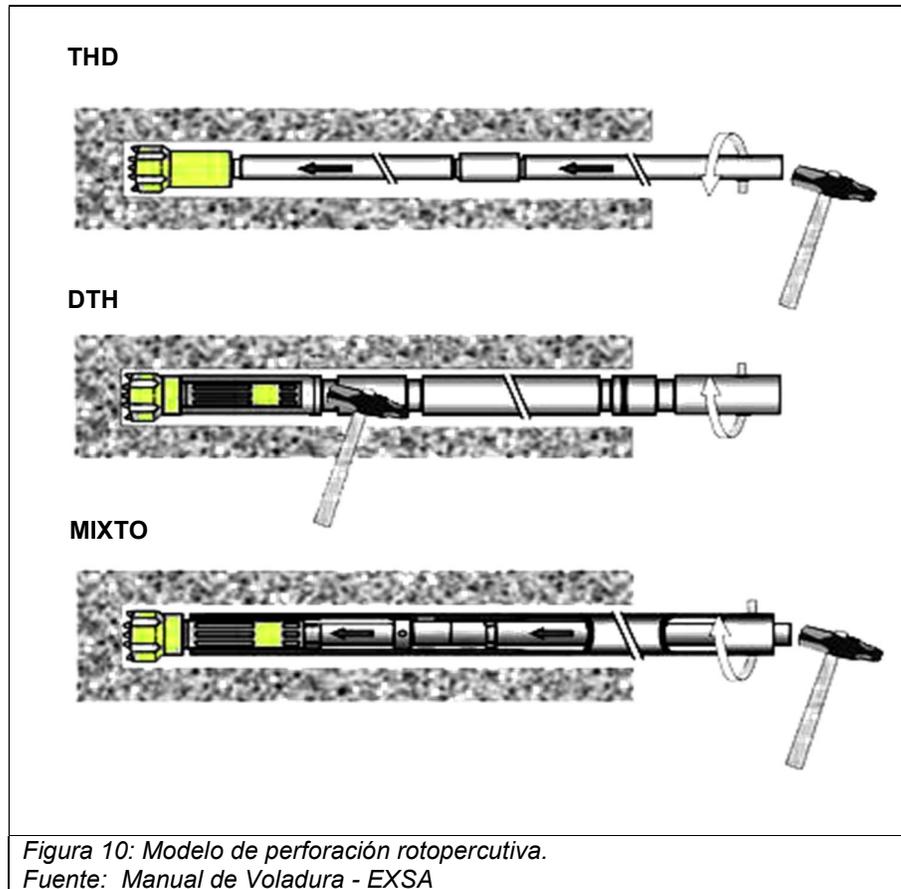


Figura 9: Modelo de perforación rotatoria.
Fuente: Manual de Voladura - EXSA

Los equipos roto-percutivos se clasifican en dos grandes grupos, según donde se encuentre colocado el martillo:

- **Martillo en Cabeza (THD).**- (*Top Hammer Drilling*), La rotación y percusión, se producen fuera del barreno.
- **Martillo en Fondo (DTH).**- (*Down The Hole*), La rotación se produce dentro del barreno y la percusión se realiza fuera.



Además se puede tener en cuenta la valoración de las principales tipos de roca dentro del macizo rocoso para la utilización promedio de diámetros de perforación a realizar:

Tabla 10: Estimación de diámetro de perforación según el tipo de perforadora.

Tipo de Perforadora	Diámetro de perforación (mm).	
	Cielo Abierto	Subterráneo
Martillo en Cabeza	50-127	38-65
Martillo en Fondo	75-300	100-165

Fuente: Instituto tecnológico geominero de España, 2014

2.5.2.3. Clasificaciones de perforación

a. Según el tipo de máquina utilizada.

a.1 Perforación manual.

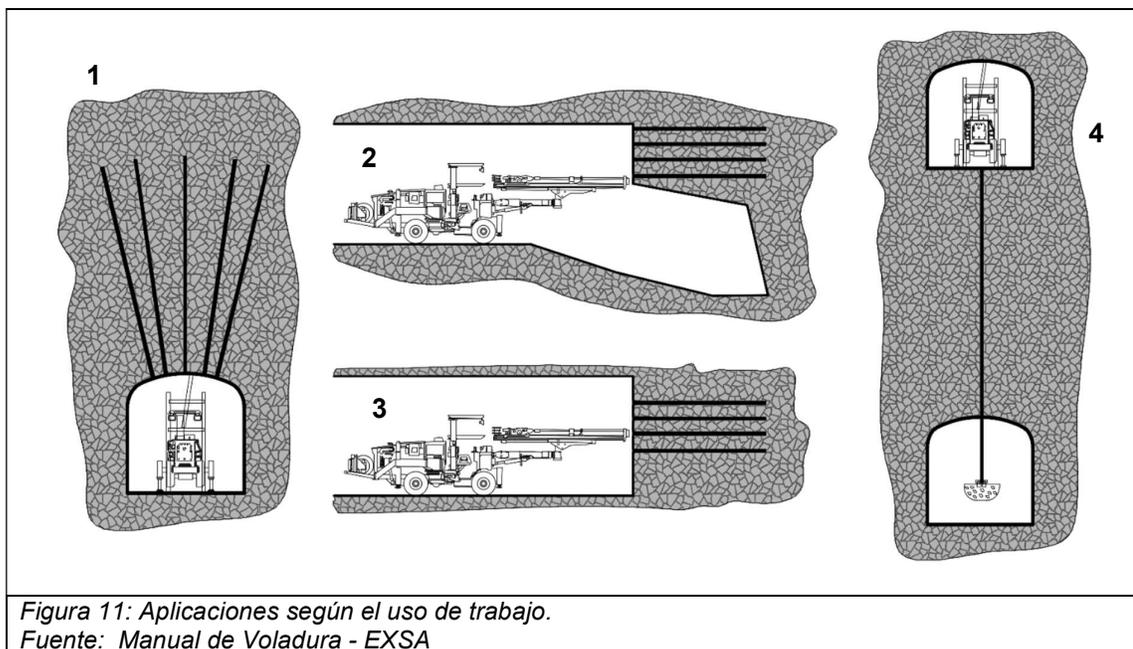
Utiliza equipos ligeros, destinados para trabajo horizontal, al piso (*pick hammer*) o para huecos verticales al techo (*stopers*). (22)

a.2 Perforación mecanizada.

Utiliza equipos móviles montados sobre estructuras, neumáticas, orugas, etc. destinadas para trabajos mayores con equipos tipo *wagondrill*, *track drill*, jumbos neumáticos e hidráulicos. (22)

b. Según el trabajo a realizar.

- Perforación de banqueo. (*Verticales*) (*Simbas*)(1).
- Perforación horizontal de tajos. (*Breasting*) (*Jumbo*)(2).
- Perforación de producción. (*Avances*) (*Jumbos*) (3).
- Perforación de chimeneas y piques. (*Raiseboring*) (4).



2.5.2.3. Equipos y accesorios de perforación subterránea mecanizada.

a. Equipos de perforación.-

Tabla 11: Principales equipos de perforación subterránea por laboreo en Cia Minera Lincuna.

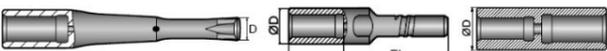
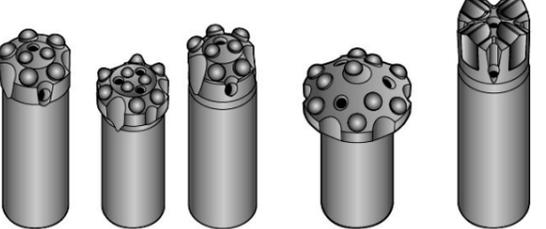
Equipo	Descripción	Tipología de maniobra	Laboreo	Utilización energética	Costo aprox. (\$)
 <p>Jack Leg Minero.</p>	<p>Perforadora Neumática con barra de avance que puede ser usada de manera versátil tanto como perforaciones horizontales e inclinadas. Utiliza una barra de avance para sostener la perforadora y proporcionar comodidad de manipulación al perforista.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Manual • Rotopercutiva 	<p>Mayormente en Sostenimiento.</p>	<p>Neumática. Hidroneumática</p>	<p>1000-2000</p>
 <p>Rocket Bummer - Jumbos</p>	<p>Equipo de perforación frontal perforación y excavación con brazos diversos, adaptables a diferentes tamaños de galería de 14m² a más. Posee rendimiento fiable y eficiente su diseño permite un rápido posicionamiento y alta velocidad de penetración.</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Rotopercutiva • Mecanizada 	<p>Galerías, Subniveles, Rampas Frontones Niveles, etc</p>	<p>Eléctrica Combustible</p>	<p>150000 - 350000</p>
 <p>LongHole Drillers – Simbas</p>	<p>Equipo de perforación hidráulico diseñado para secciones amplias y limitadas de alta velocidad de penetración ofrecen potencia para aumentar la producción,</p>	<ul style="list-style-type: none"> • Rotopercutiva • Mecanizada. 	<p>Tajeos Taladros largos</p>	<p>Eléctrica</p>	<p>180000- 320000</p>

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.

Elaboración: MVC.

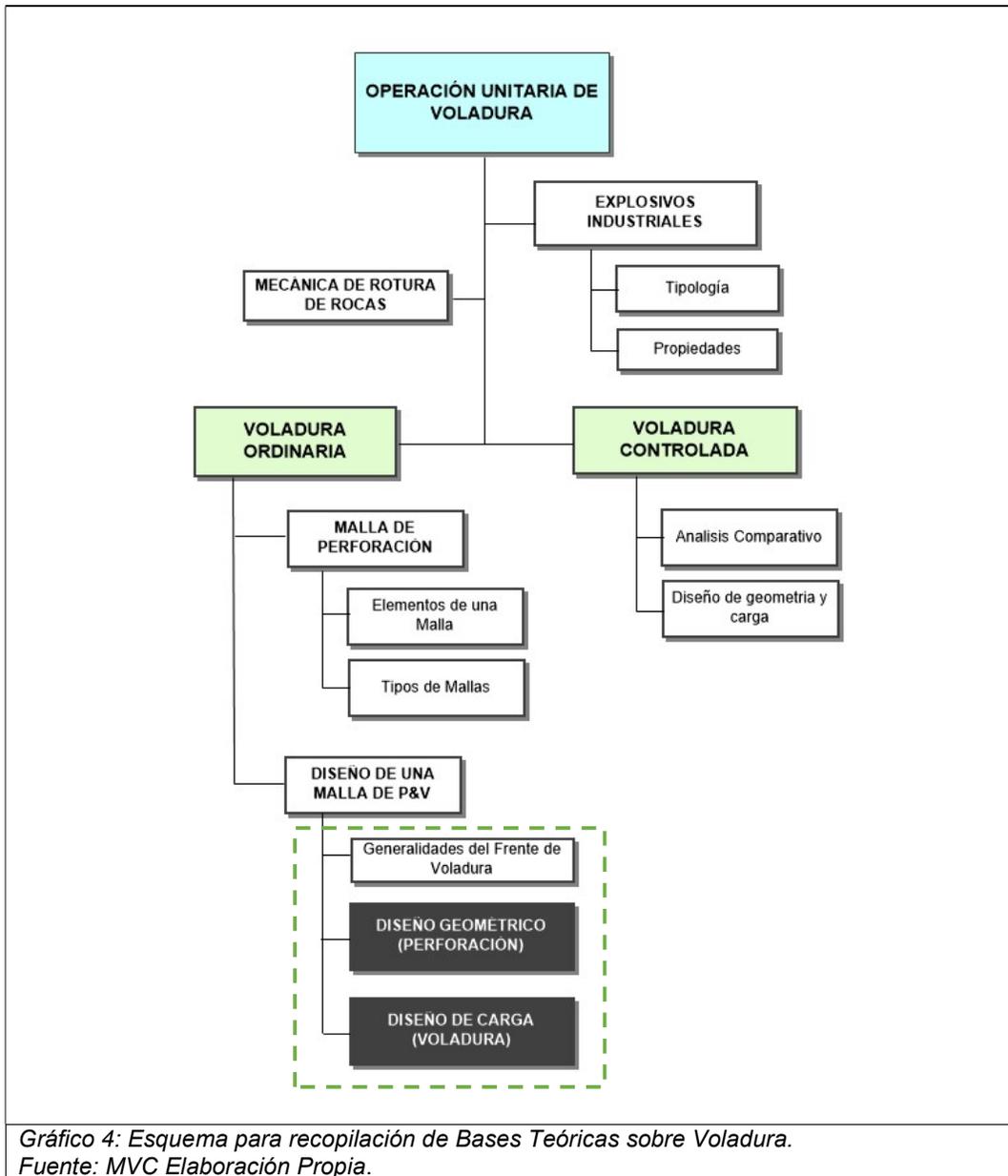
b. Accesorios de perforación.

Tabla 12: Resumen de los principales Accesorios de perforación de acuerdo al laboreo.

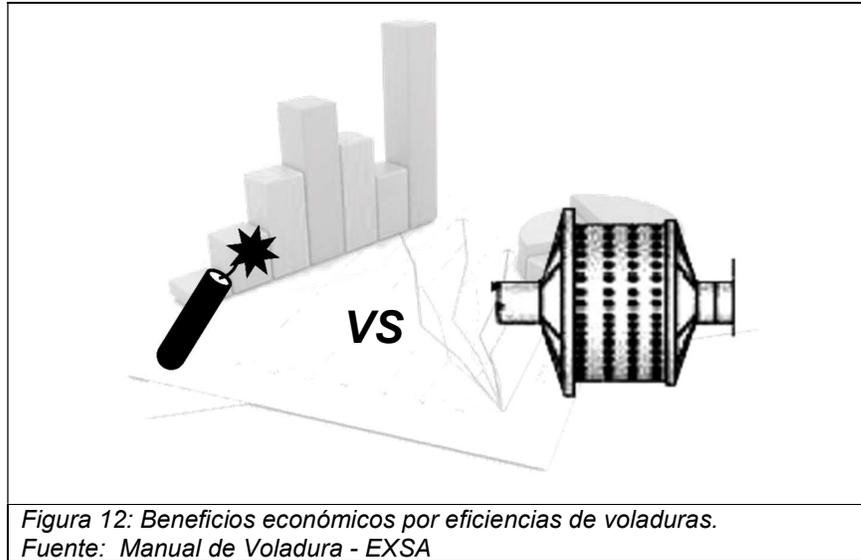
Accesorio	Descripción	Aplicación de equipo	Tipología
Barrenos e Integrales.	Elemento de acero adaptables para perforados manuales están pueden ser cinceladas y torneadas.	<ul style="list-style-type: none"> • Stopper • JackLeg 	
Brocas	Útiles de acero de tungsteno de diferente diseño y diámetro exclusivo para acoples en barrenas de perforación.	<ul style="list-style-type: none"> • JackLeg • Jumbos • Simbas • etc 	Ver Anexo 04
Barras de perforación y Varillaje.	Elemento longitudinales de carburo de tungsteno especializado para conexión entre el equipo de perforaciones y las brocas, generalmente son de diferentes longitudes.	<ul style="list-style-type: none"> • JackLeg • Jumbos 	Ver Anexo 06 Barras Cónicas. Barras Roscadas (Ver Anexo 08) Varillaje y Tren de Varillaje (Ver Anexo 09)
Adaptadores y Roscas.	Elemento que sirven para adaptar y/o acoplar diferentes diámetros de accesorios y barras de avance.	<ul style="list-style-type: none"> • Jumbos • Simbas 	
Bromas de Gran Diámetro.	Útiles de acero de tungsteno de diferente diseño y gran diámetro exclusivo para acoples en barrenas de perforación para equipos grandes, jumbos, simbas y drifters.	<ul style="list-style-type: none"> • Jumbos • simbas. 	 <p>-5xxx-27 -5xxx-37-67 -5xxx-41 Broca escariadora Dome Broca en cruz</p>
Acoples de Culata y guías	Ensamble y Acoples de diferentes diámetros.	<ul style="list-style-type: none"> • Jumbos 	Variada tipología de acoples de perforación.
Accesorios de Afilado.	Equipos especializados para devolver una "segunda oportunidad" de trabajo a las brocas ya gastadas mediante el afilado de los útiles dentados.	<ul style="list-style-type: none"> • Accesorios dentados y botones 	Variada tipología de accesorios de afilado. (Ver Anexo 07)

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
 Elaboración: MVC.

2.5.3. Voladura.



Según (24) AFENI y otros (2009). Las operaciones de voladura deberían tener un análisis detallado para cada metodología de minado, toda vez que esta operación permite obtener mayor cantidad de material arrancado en un tiempo más corto en base a un aprovechamiento óptimo del explosivo. Este análisis en un análisis macro de tipo económico traerá grandes beneficios en operaciones siguientes de Chancado.



2.5.3.1 Explosivos Industriales.

Uno de los factores más importante en voladura es tener la mayor cantidad de información y detalles técnicos de explosivos, estos cumplen un rol muy importante, si no, el más importante ya que una buena elección y aplicación de estos constituye una fragmentación eficiente de la roca. En cuanto a las características más importantes de un explosivo tenemos: (25)

- a. Tipología y clasificación del explosivo.
- b. Características o Propiedades del explosivo
 - b.1. Potencia de explosivo o brisance.
 - b.2. Poder de detonación.
 - b.3. Velocidad de detonación.
 - b.4. Densidad de explosivo.
 - b.5. Resistencia al agua.
 - b.6. Sensibilidad.
- c. Accesorios de voladura.

a. Tipología y clasificación del explosivo.

Si bien su clasificación es diversa y extensa debido a los diferentes campos de aplicación genera diferentes tipos de necesidad de un explosivo no obstante para usos exclusivamente en minería y obras civiles se ordena de la siguiente manera:

Tabla 13: Tipología y clasificación de explosivos usados en minería.

Clasificación	Explosivo	Utilidad	Tipología	Sensible F-N° 6 y 8
Altos Explosivos	Explosivos Especiales ⁽¹⁾	Obras Civiles y eventualmente minería	Primario	Alta
	Explosivos de Seguridad ⁽¹⁾			
	Explosivos de Iniciación (primer y booster) ⁽²⁾	Minería y eventualmente en Obras civiles	Secundarios	
	Dinamitas			
	Hidrogel y Emulsión sensibilizados			
Hidrogeles Comunes				
Emulsiones mixtas				
Agentes de voladura	Emulsiones simples	Muy Baja o Ninguna		
	ANFO			
	ANFOS livianos			

*Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC.*

- (1) Los explosivos especiales y los explosivos de seguridad son poco o específicamente utilizados en algunas operaciones mineras por lo que será obviada en la presente investigación.
- (2) Los explosivos de Iniciación o generalmente denominados como detonadores, fulminantes, “cebos”, primers o boosters, si bien comprenden un tipo de explosivo no serán tratados como tal y se estudiarán como Accesorios de Voladura.

A continuación para simplificación de tipos de explosivo la presente investigación conviene en detallar a ANFOS, Emulsiones simples, Emulsiones Mixtas, Hidrogeles, Dinamitas y de manera genérica los Detonadores comunes.

Tabla 14: Tipología y clasificación de explosivos usados en minería.

Explosivo	Composición Química	Descripción	Aplicación en Minería	Marcas Comerciales en Perú	Formato de comercialización
ANFO 	$3\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2$ 94.4% AN 05.6% FO	Explosivo compuesto de Nitrato de amonio y Fuel Oil (Diesel2, Gasolina)	Voladura de Rocas blandas y semiduras, por la elevada emanación de gases requiere labores bien ventiladas.	Exsa Famesa	Examon "V"- "P" SuperFamDOS Saco de 25Kg Saco de 25Kg
EMULSIONES SIMPLES 	$3\text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2 + \text{C}_7\text{H}_{16}$ *La cantidad de ANFO es muy baja, prácticamente es emulsión 100-100.	Explosivo aceitoso-acuoso bifásico (w/O, o/W), generalmente la fase oxid. compuesta de ANFO activa a la fase reductora (emulsión aceitosa, cera, heptano viscoso)	Voladura de Rocas blandas, semiduras de aplicación en labores con abundante filtración de Agua.	Exsa Famesa	Slurrex BS Slurrex Q Emulgraf Pyrosn-G San-G FameCorte *Granel (req. UBT) *Granel (req. UBT) *Granel (req. Cam Fab) *Granel (req. Cam Fab) *Granel (req. Cam Fab) Tub. Pl. (Cx144Pz)
EMULSION MIXTA O HEAVY ANFO 	$3 \text{NH}_4\text{NO}_3 + \text{CH}_2 + \text{C}_6\text{H}_{14}$ *La cantidad de ANFO es muy variable: E-ANFO 70-30, 60-40, 80-20, etc	Explosivo bifásico conformado de ANFO y Emulsión en diferentes proporciones logrando concentrar mayor densidad y energía. F. Dispersa = ANFO (prills) F. Continua= Emulsión	Voladura de Rocas semiduras y duras, debido a la mayor densidad de gases emanados son poco frecuentes en Labores Sub. Si es usada; se requiere labores bien ventiladas.	Exsa Famesa	Emulex, Exaline, Semexsa-E, Plastex, Exagel-E. Quantex (OP) Emulnor 1M,3M,5M EmulFan Emulgran AnfoPesado-Famesa Cart. pl. 1-1 ¹ / ₈ "-12" (Cx25Kg) Cart. pl. 2.5-3.5" (Cx25Kg) Cart.pl. 1.5"x16" (Cx25Kg) Saco plast. X 25Kg Cart. pl. 1-1 ¹ / ₈ "-7" (Cx25Kg) *Granel (req. Cam Fab) Cart. Pl. 1" x 7,8,12" (Cx25Kg) Cart. pl 2-3.5"x12,16,24" (") Cart.pl. 3.5"x16" (Cx25Kg) Saco de 20Kg para Ø>4"
HIDROGELES 	Emulsión gelatinosas + con nitrato de sodio mejorado.	Agente explosivo acuoso de alta resistencia al agua, comprende ANFO microsaturado en sustancia lechosa combustible,	Generalmente son usadas en combinación con HA para laboreo en Tajos Abiertos de acuerdo a la dureza de la roca.	Exsa Famesa	Gelatina Explosiva San-G-APU (OP) *Granel *Discontinuada *Granel (req. Cam Fab)
DINAMITAS 	$\text{C}_7\text{H}_5\text{N}_3\text{O}_6 + \text{CH}_3$ Trinitrotolueno y Sustancia Combustible.	Explosivo solido bicomponente de nitroglicerina y nitrocelulosa o dióxido de silicio.	Es usada en labores subterránea cuya roca tenga elevada dureza y poca presencia de agua toda vez que su comportamiento frente al agua es muy deficiente.	Exsa Famesa	ExsaBlock Semexsa 45,65,80 Exadit 45,65 Exsaditch Pulverulenta45,65,80 Semigelatina45,65,80 Gelatina 45,65,80 Cart. Pap. 7/8" x 8" (Cx20Kg) Cart. Pap. 1.5"x12" (Cx25Kg) Cart. Pap. 7/8" x 7" (Cx25Kg) Cart. Pap. 1" x 8" (Cx20Kg) Cart. Pap. 7/8" x 8" (Cx25Kg) Cart. Pap. 7/8" x 8" (Cx25Kg) Cart. Pap. 7/8" x 8" (Cx25Kg)
INICIADORES DETONADORES Y FULMINANTES 	$\text{C}_5\text{H}_8\text{N}_4\text{O}_{12}$ Generalmente Compuesto de Azida de Plomo, PETN (Pentrita) y Pentolita.	Capsula de aluminio, actualmente es considerada como un Accesorio de voladura y gracias a su alto poder detonador sirve como iniciador de columna explosiva	Utilizada como primer/fulminante/detonador (N° 6-8) generalmente son colocadas en fondo de columna explosiva para sensibilizar a altos explosivos o Booster/Multiplicador para sensibilizar agentes de voladura.	Exsa Famesa	Exsaprime Exsanel Carmex Fanel Fulmelec Fulminante Común 100 Cajas + 100 Unidades Caja x 100-80-50 Caja x300Pzs (2.10m) Caja x150Pzs (4.20m) Caja x500Pzs (3,4,5,6m) Caja x100 Unid (N6 y N8)

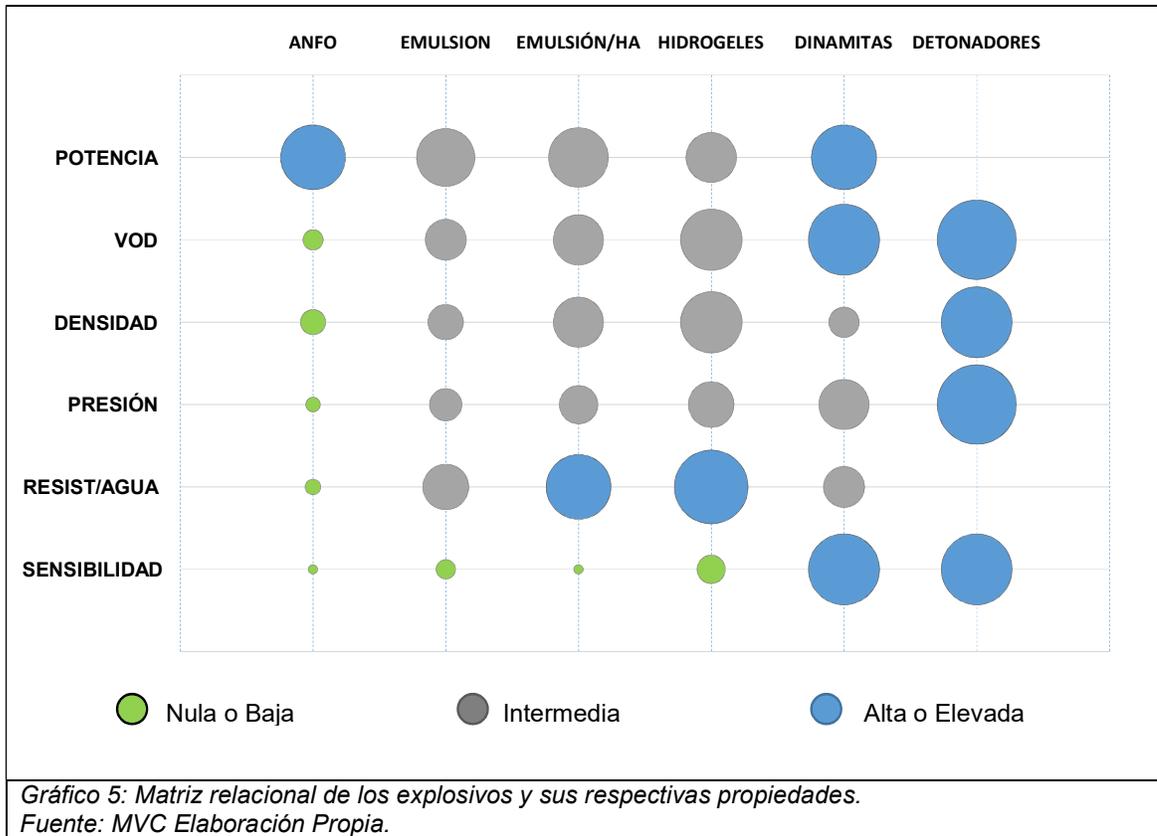
Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC.

b. Características y/o propiedades del explosivo.

Tabla 15: Características del Explosivo.

Detalle	Esquemmatización	Rango de Valores																					
POTENCIA DE EXPLOSIVO Unid: %	<p>Es el efecto demoledor o rompedor que aplica el explosivo detonado sobre la roca a través de una onda de choque, también denominada Brisance, generalmente se entiende como el porcentaje de energía útil y aprovechable que genera el explosivo luego de la explosión.</p> <p><i>P. Ejm El Anfo luego de la detonación desprende gran cantidad de energía, esta última con gran eficiencia del 95% al 100% en convertirse en ondas de choque aprovechable para romper la roca.</i></p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Explosivo</th> <th>Min (%)</th> <th>Max (%)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ANFO</td> <td>95</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>Emulsion</td> <td>63</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>Emulsion/HA</td> <td>85</td> <td>90</td> </tr> <tr> <td>Hidrogeles</td> <td>70</td> <td>90</td> </tr> <tr> <td>Dinamitas</td> <td>90</td> <td>100</td> </tr> <tr> <td>Detonadores</td> <td>-</td> <td>-</td> </tr> </tbody> </table>	Explosivo	Min (%)	Max (%)	ANFO	95	100	Emulsion	63	100	Emulsion/HA	85	90	Hidrogeles	70	90	Dinamitas	90	100	Detonadores	-	-
Explosivo	Min (%)	Max (%)																					
ANFO	95	100																					
Emulsion	63	100																					
Emulsion/HA	85	90																					
Hidrogeles	70	90																					
Dinamitas	90	100																					
Detonadores	-	-																					
VELOCIDAD DE DETONACIÓN Unid: m/s	<p>Es la velocidad de la onda de choque con la que viaja a través de la columna explosiva y de su entorno inmediato y dependerá en gran medida de 04 factores importantes, la densidad del explosivo, el diámetro del explosivo, la calidad del mismo y del entorno o ambiente en el que detona.</p> <p><i>P. Ejm: La onda de detonación de una dinamita (cart.) de densidad de 1.14g/cm³, de 1.5" de Ø, en buena condición y en un taladro seco podría alcanzar una VOD de 6400 m/s así mismo esta se reduciría hasta en un 20% si el explosivo estuviere "envejecido" además de un 10% si el taladro estuviere húmedo o mojado.</i></p>																						
DENSIDAD DE EXPLOSIVO Unid: g/cm³	<p>Es la relación que existe entre la masa del explosivo y su respectivo volumen y que varía de acuerdo al tipo y composición del mismo.</p> <p><i>P. Ejm: Una cartucho (Ø=1.5") con dinamita pulverulenta posee aproximadamente una densidad = 1.10 gr/cm³, así, el mismo cartucho (Ø=1.5") con dinamita gelatinosa posee una densidad = 1.15gr/cm³.</i></p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Explosivo</th> <th>Min (g/cm³)</th> <th>Max (g/cm³)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ANFO</td> <td>0.78</td> <td>0.85</td> </tr> <tr> <td>Emulsion</td> <td>1.10</td> <td>1.20</td> </tr> <tr> <td>Emulsion/HA</td> <td>0.90</td> <td>1.20</td> </tr> <tr> <td>Hidrogeles</td> <td>1.20</td> <td>1.32</td> </tr> <tr> <td>Dinamitas</td> <td>1.08</td> <td>1.18</td> </tr> <tr> <td>Detonadores</td> <td>1.60</td> <td>1.70</td> </tr> </tbody> </table>	Explosivo	Min (g/cm³)	Max (g/cm³)	ANFO	0.78	0.85	Emulsion	1.10	1.20	Emulsion/HA	0.90	1.20	Hidrogeles	1.20	1.32	Dinamitas	1.08	1.18	Detonadores	1.60	1.70
Explosivo	Min (g/cm³)	Max (g/cm³)																					
ANFO	0.78	0.85																					
Emulsion	1.10	1.20																					
Emulsion/HA	0.90	1.20																					
Hidrogeles	1.20	1.32																					
Dinamitas	1.08	1.18																					
Detonadores	1.60	1.70																					
PRESIÓN DE DETONACIÓN Unid: kbar	<p>Es la cantidad de esfuerzo expresado en KiloBares que ejerce la onda de choque y su respectivo poder rompedor sobre la roca, esta dependerá inherentemente de la VOD y la Densidad del explosivo.</p> <p><i>P. Ejm: La presión de detonación de un booster de pentolita es hasta 03 veces mayor al de una dinamita, toda vez que requiere una gran energía de iniciación para poder "activar" eficientemente a toda la columna explosiva.</i></p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Explosivo</th> <th>Min (kBar)</th> <th>Max (kBar)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ANFO</td> <td>30</td> <td>35</td> </tr> <tr> <td>Emulsion</td> <td>40</td> <td>65</td> </tr> <tr> <td>Emulsion/HA</td> <td>60</td> <td>95</td> </tr> <tr> <td>Hidrogeles</td> <td>50</td> <td>75</td> </tr> <tr> <td>Dinamitas</td> <td>90</td> <td>120</td> </tr> <tr> <td>Detonadores</td> <td>205</td> <td>215</td> </tr> </tbody> </table>	Explosivo	Min (kBar)	Max (kBar)	ANFO	30	35	Emulsion	40	65	Emulsion/HA	60	95	Hidrogeles	50	75	Dinamitas	90	120	Detonadores	205	215
Explosivo	Min (kBar)	Max (kBar)																					
ANFO	30	35																					
Emulsion	40	65																					
Emulsion/HA	60	95																					
Hidrogeles	50	75																					
Dinamitas	90	120																					
Detonadores	205	215																					
RESISTENCIA AL AGUA Unid: hrs	<p>Se entiende como la fortaleza que tiene un explosivo a la presencia de agua, sin presentar deterioro o pérdida de sensibilidad, generalmente se expresa como el número de horas que el explosivo puede estar sumergido en agua antes de ser detonado.</p> <p><i>P. Ejm: Una Emulsión encartuchada con envoltura de plástico se comporta eficientemente dentro de un medio acuoso sin reducción de sus propiedades por más de 18 horas. No obstante no es aconsejable superar esos valores toda vez que la columna explosiva depende de otros accesorios proclives a daño ante la presencia de agua.</i></p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Explosivo</th> <th>Min (hrs)</th> <th>Max (hrs)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>ANFO</td> <td>00</td> <td>0.5</td> </tr> <tr> <td>Emulsion</td> <td>5</td> <td>9</td> </tr> <tr> <td>Emulsion/HA</td> <td>5</td> <td>16</td> </tr> <tr> <td>Hidrogeles</td> <td>12</td> <td>17</td> </tr> <tr> <td>Dinamitas</td> <td>6</td> <td>15</td> </tr> <tr> <td>Detonadores</td> <td>--</td> <td>--</td> </tr> </tbody> </table>	Explosivo	Min (hrs)	Max (hrs)	ANFO	00	0.5	Emulsion	5	9	Emulsion/HA	5	16	Hidrogeles	12	17	Dinamitas	6	15	Detonadores	--	--
Explosivo	Min (hrs)	Max (hrs)																					
ANFO	00	0.5																					
Emulsion	5	9																					
Emulsion/HA	5	16																					
Hidrogeles	12	17																					
Dinamitas	6	15																					
Detonadores	--	--																					
SENSIBILIDAD Unid: °	<p>Es la facilidad con la que un mínimo de energía puede lograr iniciar la detonación de un explosivo, esta energía generalmente es desprendida de un detonador, iniciador o fulminante (N° 6 - 8).</p> <p><i>P. Ejm: Los agentes de voladura poseen muy baja o nula sensibilidad al fulminante N° 8 (iniciador común) y requieren de sensibilizadores más potentes con un booster de PETN.</i></p>																						

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada. Elaboración: MVC.



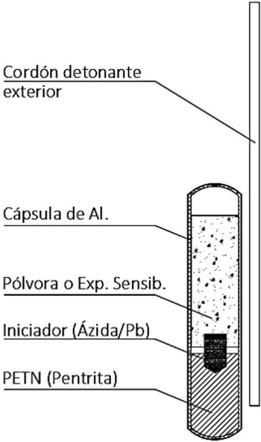
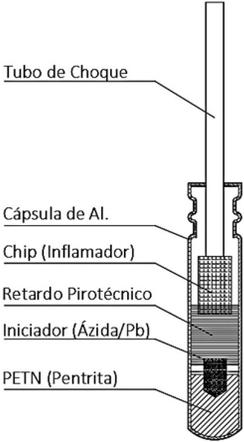
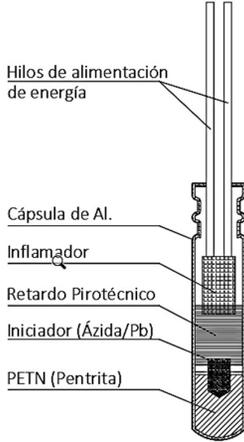
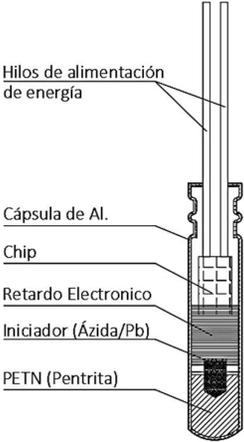
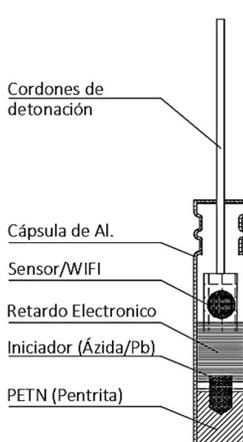
c. Accesorios de voladura.

En términos simples son elementos complementarios que se consideran dentro y fuera de una columna explosiva a fin de incrementar la eficiencia de detonación del explosivo cargado así lograr una consecuente mejor rotura del macizo rocoso. Dentro de los principales accesorios tenemos:

- c.1 Sistemas de iniciación (detonadores o primers)
 - Detonadores ordinarios
 - Detonadores No eléctricos
 - Detonadores eléctricos
 - Detonadores electrónicos
 - Detonadores Inalámbricos
- c.2 Accesorios Complementarios
 - Multiplicadores (detonadores booster)
 - Cordón Detonante
 - Tubos de Choque
 - Mecha lenta
 - Relés de Microretardos

C.1. Sistemas de iniciación (detonadores o primers).-

Tabla 16: Sistemas de Iniciación.

Detonadores (Iniciador/Primers/Fulminantes/Cebos)				
Ordinario	No eléctrico (Nonel)	Eléctrico	Electrónico	Inalámbrico
Capsulas individual de aluminio.	Capsula + tubo de choque.	Capsula + hilos catódicos.	Capsula + hilos catódicos	Capsula + cordón de ignición
Se inician mediante un cordón detonante o mecha lenta adosado inmediato a él con cintas de fijación o encapsulada con alicates especiales.	Sistema compuesto que se inicia mediante la acción de una onda de choque de baja energía (2000 m/s) que viaja a través del tubo de choque compuesta de sustancia reactiva hacia la capsula.	Sistema compuesto que se inicia mediante la acción de la corriente eléctrica que viaja a través de cordones catódicos hacia la resistencia (inflamador) anexada a un retardo (pasta pirotécnica MS y LS) dentro de la capsula.	Sistema compuesto que se inicia mediante la acción de la corriente eléctrica que viaja a través de cordones catódicos hacia un microchip de precisión anexados igualmente a un retardo (<i>delayer</i> electrónico MS y LS) dentro de la capsula.	Sistema compuesto que se inicia mediante la acción de un sensor inalámbrico y como apoyo (back-up) una onda de corriente eléctrica a través de un cordón de ignición hacia el microchip de precisión anexado al <i>delayer</i> dentro de la capsula.
				

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC

Tabla 17: Detonadores y/o primers.

Accesorios Comp.	Descripción	Marcas Comerciales en Perú	
Detonadores	Altos Explosivos encapsulados independientes o compuestos de un conector longitudinal. Son utilizados como accesorios de iniciación de detonación de la columna explosiva.	Exsa	Detonador simple (Disc.) Exsanel Exsaprime
		Famesa	Fulminante Común® Fanel® Fulmelec® - I Fametric

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC.

c.2 Accesorios complementarios.

Hace referencia a diversos componentes de voladura que asisten dentro de la columna explosivo a fin de lograr eficiencias en el disparo y/o detonación del explosivo alojado.

Tabla 18: Características del Explosivo.

Accesorios Comp.	Descripción	Marcas Comerciales en Perú	
Multiplicadores	Son iniciadores o detonadores especiales compuestos generalmente de PETN (Pentrita) y utilizados para iniciar la detonación de agentes de voladura de sensibilidad muy baja.	Exsa	Exsaprime®
		Famesa	Booster®
Cordón Detonante	Es un accesorio de voladura con carga explosiva lineal, compuesta con diferentes gramajes de un alto explosivo como la PETN (Pentrita), recubierta con material protector pastoso (Nylon o Teflón)	Exsa	Exsacord®
		Famesa	Pentacord®
Tubo de Choque	Es un tubo de diámetro pequeño compuesto por una mezcla reactiva, esta genera en su interior una onda de choque (2000 m/s), detonando da través del elemento de retardo, sin dañar mayormente el exterior del tubo.	Exsa	"Tubo de Choque"
		Famesa	-----
Mecha lenta	Accesorio de carga lineal flexible con núcleo de un explosivo liviano recomendado para iniciar cargas simples, es mayormente usado en pequeña y mediana minería subterránea.	Exsa	-----
		Famesa	Carmex® Mecha de seguridad
Relés de Microretardo	Son accesorios pequeños denominados delays o retardos, es mayormente aplicada en minera con voladura secuencial y voladura controlada incrementando la precisión, la eficiencia y un mejor control de las vibraciones.	Exsa	-----
		Famesa	Retardo Fanel MS® Fulmelec®

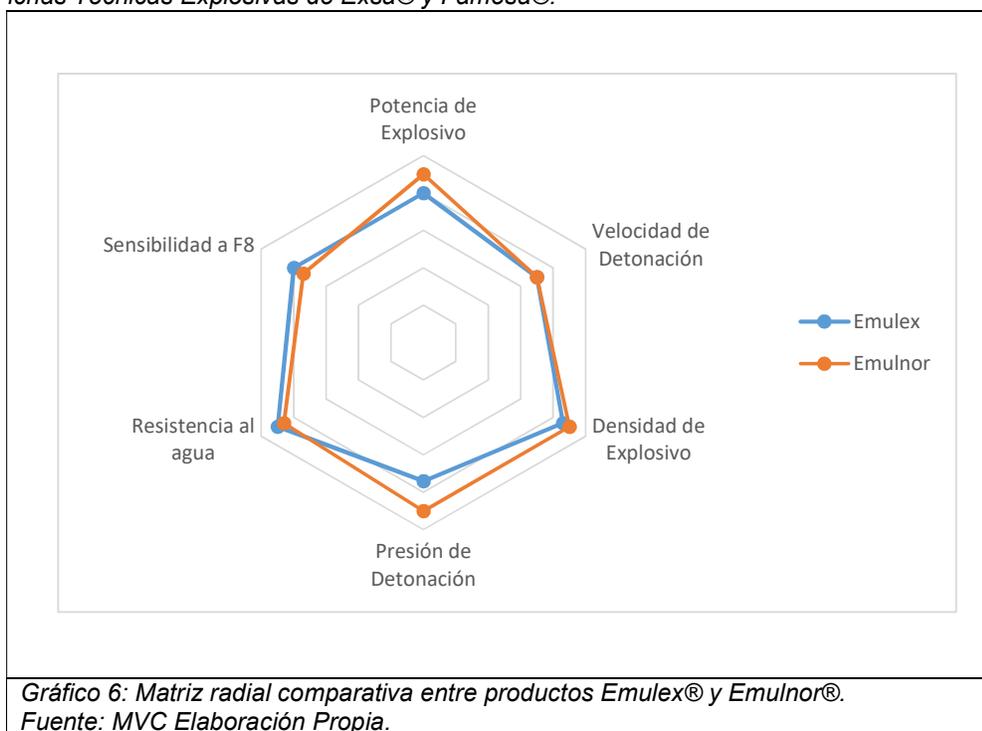
Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC.

2.5.3.2 Explosivo utilizado en Cía. Minera Lincuna vs Explosivo Alternativo.-

Tabla 19: Comparativo Explosivo Utilizado vs Alternativo.

		Explosivo Utilizado Actualmente				Explosivo Alternativo			
		EXSA S.A.				FAMESA S.A.			
Unid.		Emulex®				Emulnor®			
Sub Producto Comercial		45®	65®	80®	100®	500®	1000®	3000®	5000®
Potencia de Explosivo	%	79	90	113	120	63	90	105	110
Velocidad de Detonación	m/s	4700	5700	5600	5600	4400	5800	5700	5500
Densidad de Explosivo	gr/cm ³	1.00	1.12	1.14	1.16	0.95	1.13	1.14	1.16
Presión de Detonación	KBar	55	87	89	90	44	95	93	90
Resist. al agua	---	Excelente				Excelente			
Sensib. a F8	----	Si				Si			

Fuente: Fichas Técnicas Explosivas de Exsa® y Famesa®.

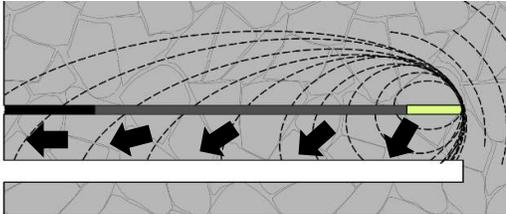


Existen antecedentes de laboreo en otras zonas dentro de Cia. Minera Lincuna de la operación con explosivos alternativos (Emulnor) el cual analíticamente respecto a sus fichas técnicas evidencia algunas mejoras en las prestaciones físicas-químicas de sus productos comerciales.

2.5.3.3 Mecánica de rotura de rocas.-

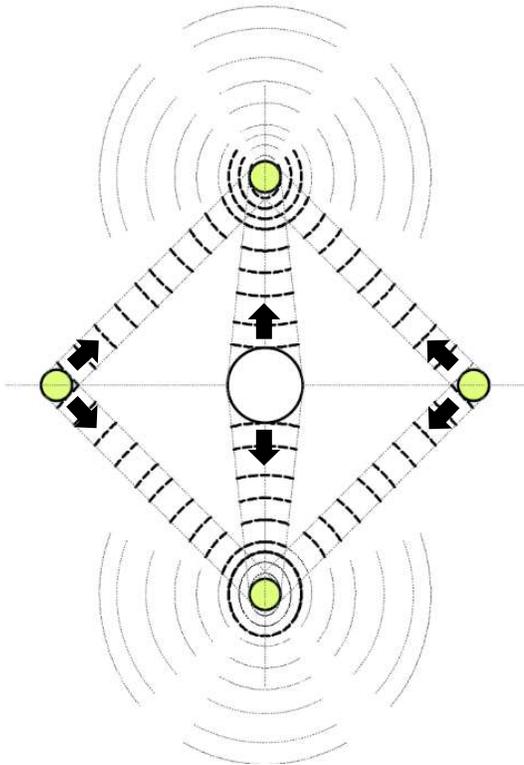
1. Propagación de la onda de choque:

La detonación produce ondas de compresión que viajan en gran porcentaje hacia el taladro de alivio y otra cantidad viaja hacia el frente de voladura.



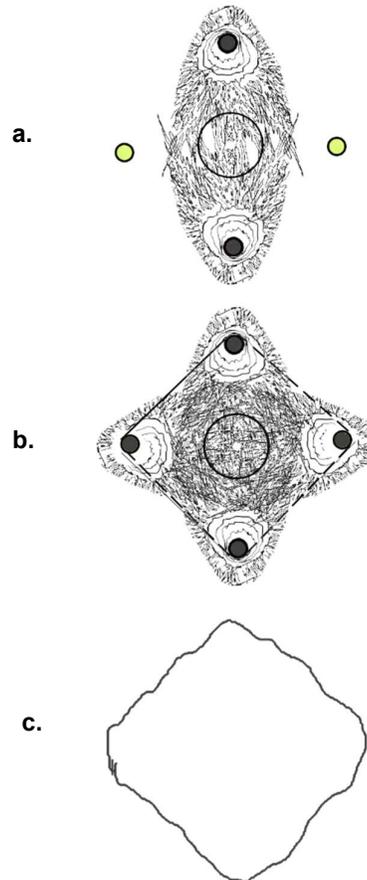
2. Agrietamiento por Tensión:

Las ondas de choque se reflejan en ambas caras libres retornando como fuerzas de tensión generando gran cantidad de fracturas sobre la roca.



3. Separación por expansión de gases:

Las fracturas creadas generan micro espacios vacíos por los que ingresará los gases a presión y comenzaran a expandir bruscamente el material fragmentado y tenderán a caer por gravedad.



4. Proyección y formación de pilas:

Los taladros de arranque tendrán mayor carga de fondo con el propósito de crear un efecto de empuje hacia adelante del frente.

Gran cantidad de roca fracturada será proyectada y genera una pila de escombros.

Figura 13: Mecánica de Rotura de un frente de voladura.

Fuente: Elaboración Propia en base a libro "Rock Blasting and Explosives Engineering".

2.5.3.4 Voladura ordinaria-

Existen diferentes tipos de voladuras dentro de las labores de extracción de rocas y/o minerales dentro de las cuales tenemos:

Tabla 20: Tipos de Voladura.

Área de Trabajo	Laboreo	Metodología
Minería	Voladura Superficial	Hoy en día todos los tipos de voladura poseen dos métodos de extracción del material rocoso, por un lado el método de trabajo tradicional denominada también Voladura Ordinaria y por otro el método de Voladura Controlada que además de realizar extracción de material rocoso tiende también a cuidar la estabilidad de la roca circundante con el fin de lograr menos daños para futuras labores. (38)
	Voladura de bancos	
	Voladura de canteras	
	Voladura de cráteres	
	Voladura de Gran Proyección	
	Voladura Subterránea	
	Voladura de Túneles, galerías, avance.	
	Voladura de chimeneas, piques, rampas.	
	Voladura con taladros largos.	
Voladura de Tapón		
Obras Civiles	Voladura para Obras Viales	
	Voladura de laderas y trincheras.	
	Voladura para pilotaje y micro pilotaje.	
Hidráulicas	Voladura para Irrigación, zanjas y canales.	
	Voladura para rencauce y control fluvial.	
	Voladura para holladuras y pontones.	
	Voladura Subacuática especial.	

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.

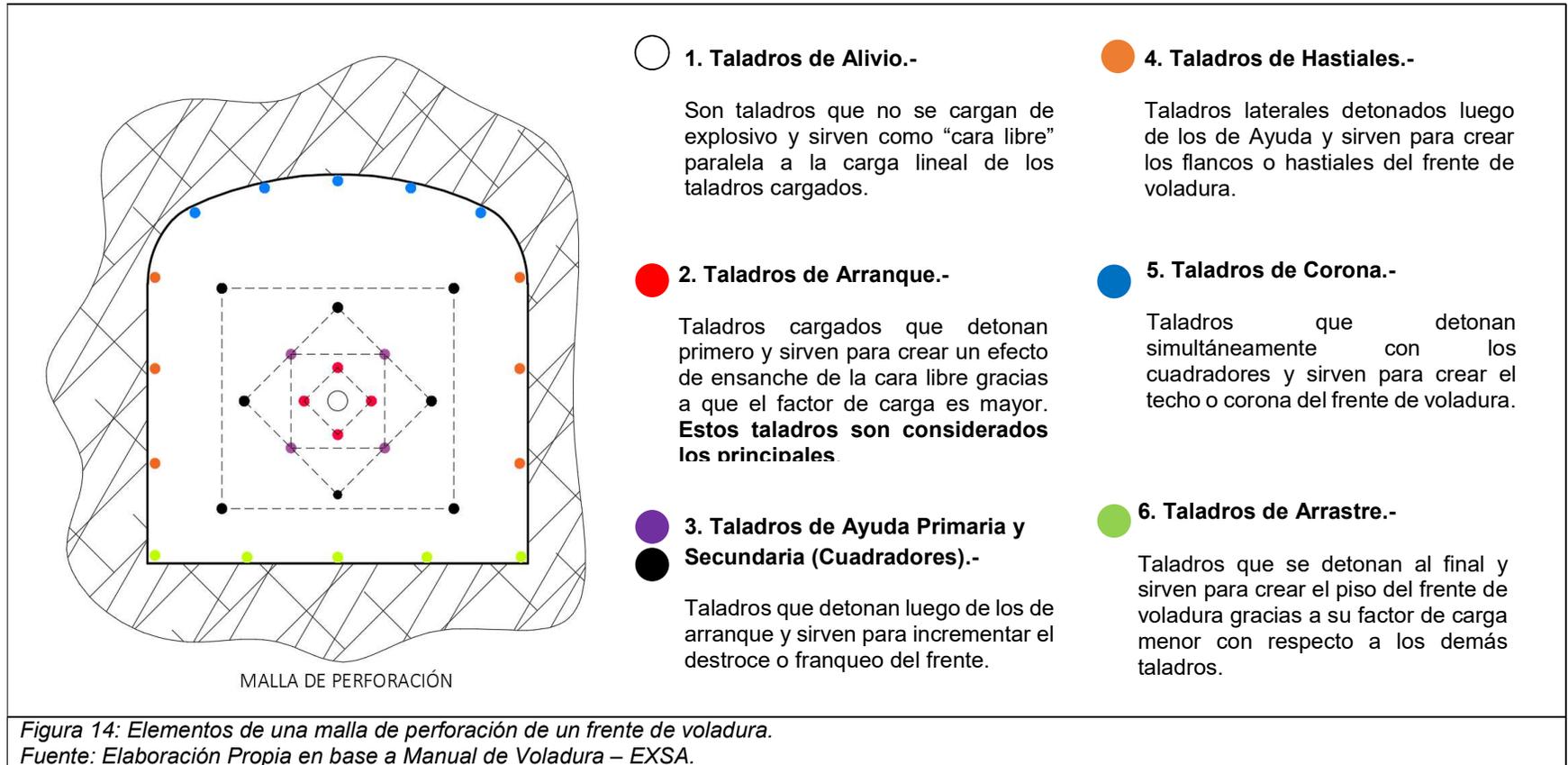
Elaboración: MVC.

La presente investigación contempla detallar tipologías de Voladuras Subterráneas como Túneles, galerías, labores de avance, desarrollo y producción conforme al laboreo presente en Compañía Minera Lincuna.

2.5.3.3.1 Mallas de Perforación.-

a. Elementos de una malla de perforación.-

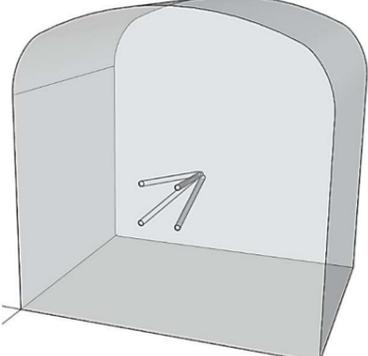
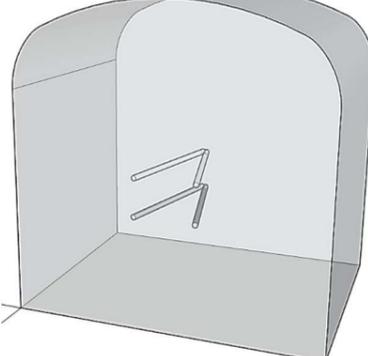
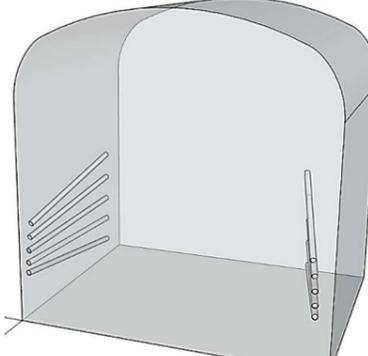
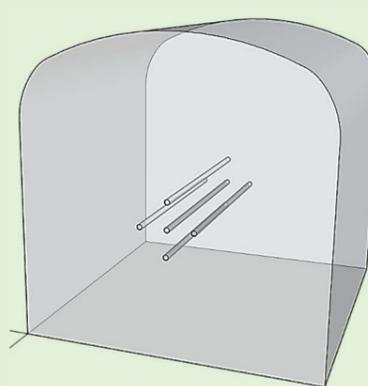
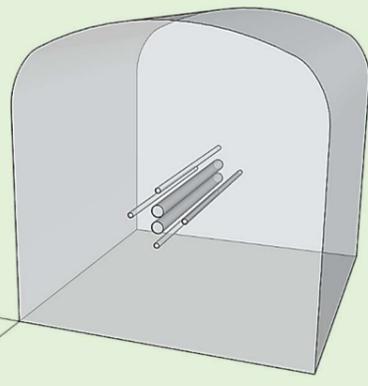
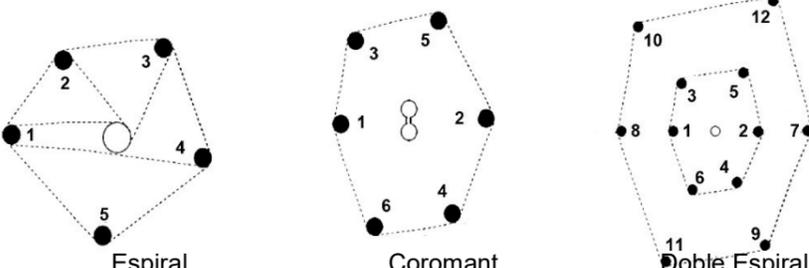
Comprende a los taladros de alivio, arranque, cuadradores, ayuda, alzas y arrastres; así se detallan:



b. Tipos de Mallas de perforación.-

Se fundamenta primordialmente en el esquema de arranque a utilizar ya que estos condicionan o predicen la eficiencia de la voladura, dicho de otra manera una buena disposición y diseño de esquemas de arranque favorecen la obtención de un buen disparo, así tenemos:

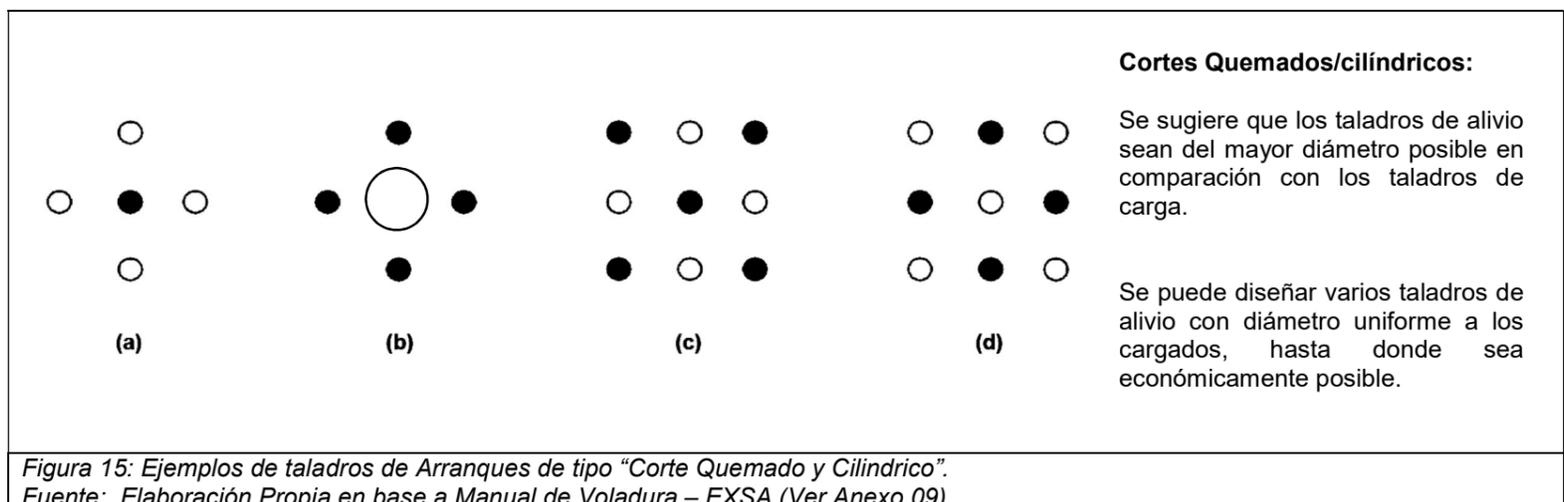
Tabla 21: Principales tipos de esquemas de arranque en una malla de perforación.

Cortes en Diagonal (Avances hasa 1.2m max.)	Cortes en Paralelo (Avances de 1.0m – 3.0 m)
<p>1. Corte en Pirámide.-</p> <p>Corte que comprende 04 o más taladros que se dirigen a un punto imaginario convergente en los fondos de los taladros.</p> <p>Generalmente produce cortes piramidales tipo cráter.</p>  <p>2. Corte en "V" o cuña.-</p> <p>Corte que comprende 04 o más taladros que se dirigen a una línea imaginario convergente en los fondos de los taladros.</p> <p>Generalmente produce cortes tipo "trozo de pastel"</p>  <p>3. Corte en Abanico.-</p> <p>Corte que comprende varios taladros que inician en un punto imaginario externo del frente de voladura y penetran sobre la roca de forma radial.</p> <p>Generalmente produce cortes laterales en el frente.</p> 	<p>1. Corte Quemado.-</p> <p>Corte que comprende a un grupo de taladros (taladros de alivio + taladros cargados), todos de igual diámetro perforados de forma paralela y cercanas entre sí.</p> <p>Es el Corte o disposición de taladros por excelencia y es usada en el 95% de diseños de malla de P&V (Ver Anexo 14)</p>  <p>2. Corte Cilíndrico.-</p> <p>Corte que comprende a un grupo de taladros (taladros de alivio + taladros cargados), en el cual los taladros vacíos tienen mayor diámetro que los taladros cargados, también son perforados de forma paralela y cercanas entre sí.</p> <p>Es usada mayormente en minería mecanizada de grandes avances. (Ver Anexo 14).</p>  <p>3. Cortes Especiales.-</p>  <p>Espiral Coromant Doble Espiral</p>

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC

a. Cortes de arranque más utilizado.

Los cortes más utilizados en minería subterránea son de tipo "Corte Quemado" y "Corte Cilíndrico", ambas metodología evalúan la cantidad de taladros de alivio iniciales necesarios y la cantidad de taladros que se han de cargar con explosivos, lo ideal es evaluar una combinación de ambos criterios. (26)



2.5.3.5 Diseño de una malla de Perforación y Voladura (P&V).

Diseñar una Malla de P&V consiste en acondicionar factores como el trazo de perforación y propiedades de explosivos con el fin de remover un frente de roca confinada, este análisis de criterios comúnmente se denomina **Diseño de Voladura Ordinaria**, no obstante este es un procedimiento siempre imperfecto creando casi en el 95% de disparos, una Sobre-rotura y daños de roca circundante, estos “vicios” se evalúan y controlan mediante **Diseños de Voladura Controlada**, los que serán tratados independientemente.

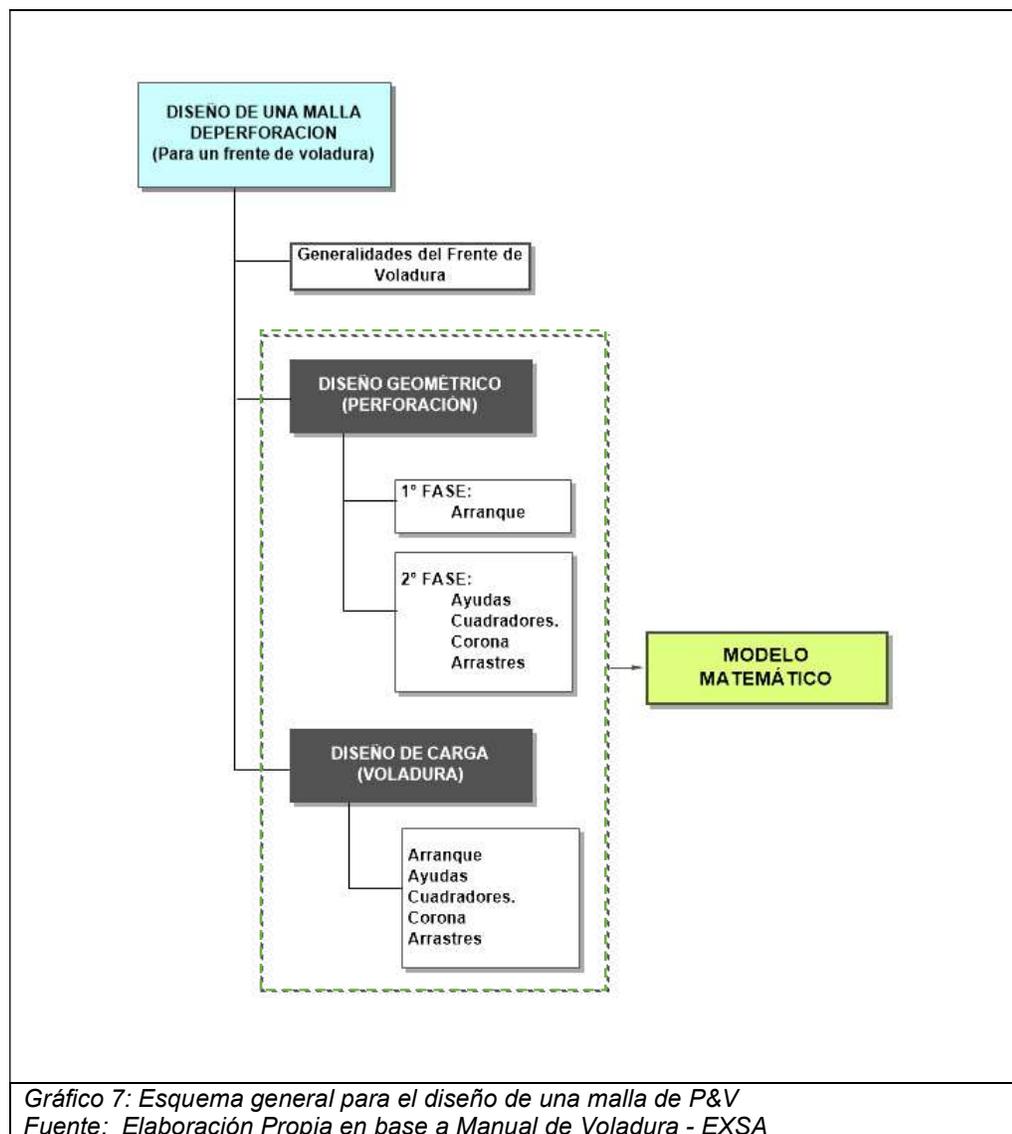
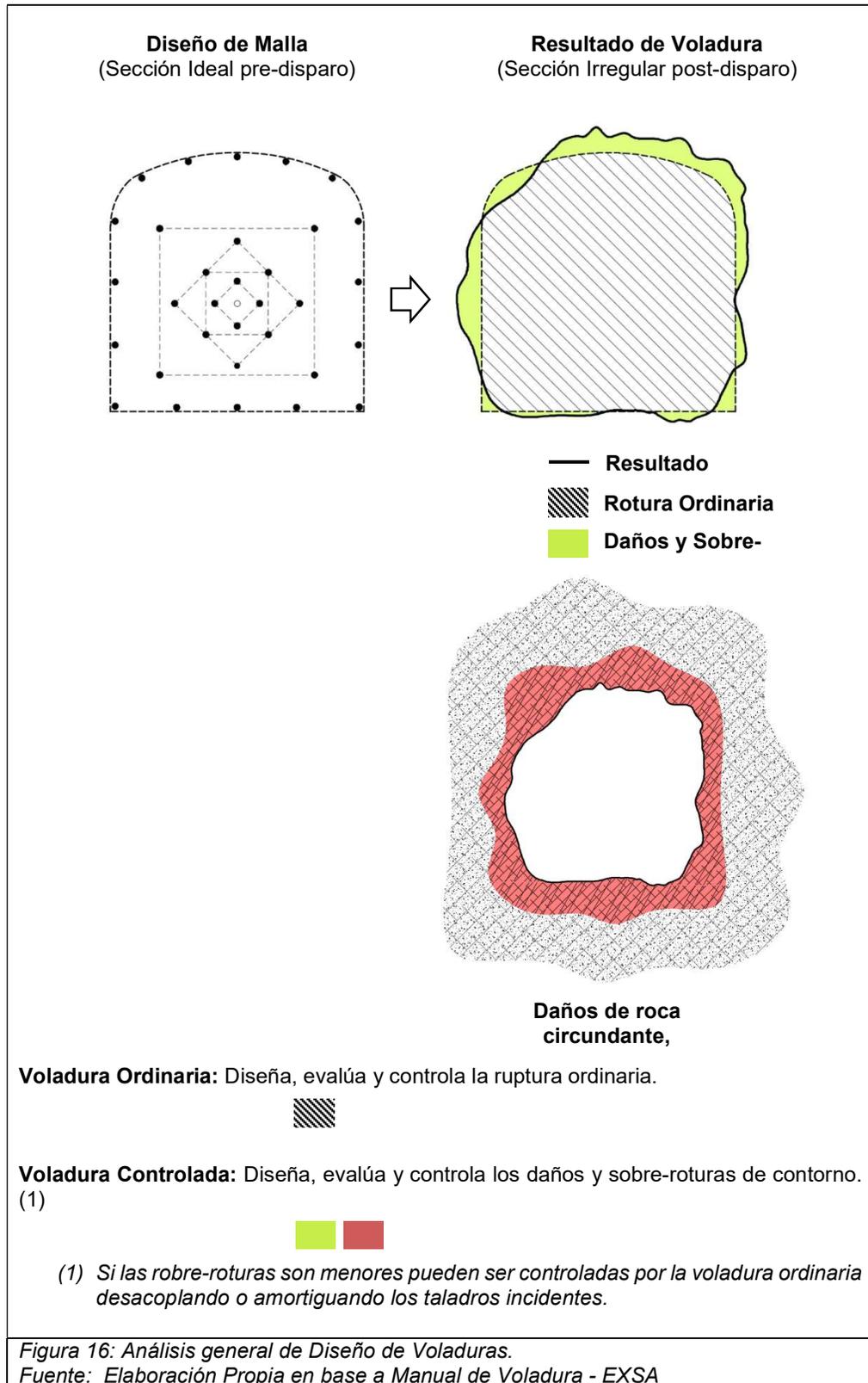


Gráfico 7: Esquema general para el diseño de una malla de P&V
Fuente: Elaboración Propia en base a Manual de Voladura - EXSA

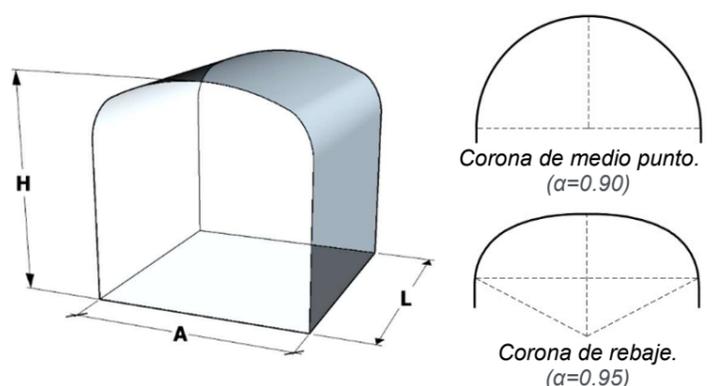
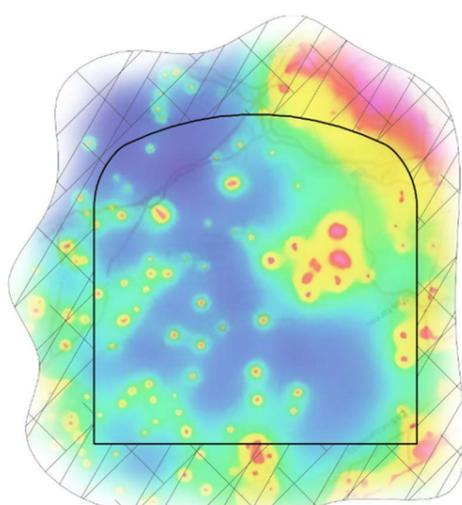


Para una propuesta eficiente de la malla de perforación se tiene que tener en cuenta tres criterios básicos: Primero, las Generalidades de la labor de avance. Segundo, el Diseño Geométrico de la malla de perforación y finalmente el Diseño de Carga explosiva.

2.5.3.5.1 Generalidades de la labor de avance:

Estará particularmente definida por el dimensionamiento de la labor y la caracterización del macizo rocoso, según:

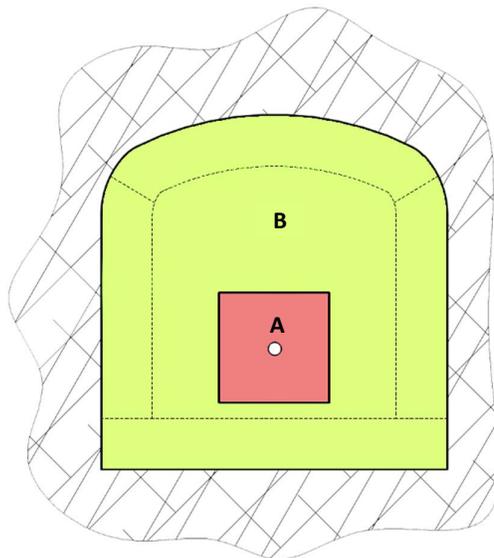
Tabla 22: Generalidades de la labor de avance de un frente de voladura.

Dimensionamiento de labor.	Caracterización simplificada del macizo rocoso.																																										
<p>a. Dimensionamiento de labor:</p>  <p>a.1 Área del frente de voladura (S):</p> $S = A * H * f$ <p>Donde: S : Área del frente de voladura (m²). A : Ancho de labor (m). H : Altura de Labor (m). f : factor de ajuste por curvatura.</p> <p>b. Movimiento de Rocas:</p> <p>b.1 Volumen nominal – pre disparo (V_n).</p> $V_n = S * L$ <p>Donde: V_n : Volumen nominal (m³). S : área del frente de voladura (m²). L : Long. de avance (m).</p> <p>b.2 Volumen real - post disparo (V_r).</p> $V_r = V_n * d * f * k$ <p>Donde: V_r : Volumen real (m³). V_n : Volumen nominal (m³). d : factor de esponjamiento (%). f : eficiencia de perforación (%). k : eficiencia de disparo (%).</p> <p>b.3 Tonelaje (W).</p> $W = V_n * \rho_r * f * k$ <p>Donde: W : Tonelaje (Tm) V_n : Volumen nominal (m³). ρ_r : Densidad de roca. (Tn/m³) f : eficiencia de perforación (%). k : eficiencia de disparo (%).</p>	<p>a. Identificación de la roca :</p> <p>a.1 Densidad de la roca:</p> <p>Generalmente el departamento de Geo-Mecánica nos brindara las propiedades físicas mínimas necesarias correspondiente al tipo de roca de nuestro frente de avance, mínimamente se necesitara la densidad de roca, según:</p> <table border="1" data-bbox="1260 1009 1869 1484"> <caption>Características Básicas de tipos de rocas.</caption> <thead> <tr> <th>Roca</th> <th>Densidad (g/cm³)</th> <th>Resist. a Compresión (Kg/cm²)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Andesita</td><td>2.2 - 2.8</td><td>2 100 – 3 200</td></tr> <tr><td>Arenisca</td><td>2.3 - 2.6</td><td>550 – 1 400</td></tr> <tr><td>Basalto</td><td>2.7 - 2.9</td><td>800 – 2 000</td></tr> <tr><td>Caliza</td><td>2.3 - 2.6</td><td>800 – 1 500</td></tr> <tr><td>Cuarcita</td><td>2.6 - 2.7</td><td>900 – 4 700</td></tr> <tr><td>Dacita</td><td>2.5 - 2.7</td><td>1 200 – 5 000</td></tr> <tr><td>Esquisto</td><td>2.5 - 2.9</td><td>108 – 2 300</td></tr> <tr><td>Gabro</td><td>3.0 - 3.1</td><td>1 500 – 2 800</td></tr> <tr><td>Gneis</td><td>2.5 - 3.0</td><td>1 500 – 3 000</td></tr> <tr><td>Granito</td><td>2.5 - 2.8</td><td>800 – 2 700</td></tr> <tr><td>Mármol</td><td>2.6 - 2.8</td><td>800 – 1 500</td></tr> <tr><td>Pizarra</td><td>2.7 - 2.8</td><td>2 000 – 2 500</td></tr> <tr><td>Riolita</td><td>2.4 - 2.6</td><td>800 – 1 600</td></tr> </tbody> </table> <p>Fuente: Ingeniería Geológica, Luis Gonzales, 2003, p130</p> <p>a.2 Modelamiento predictivo/mapa de calor:</p> <p>Este mapeo predictivo apoya a localizar aquellas zonas en donde la roca varía significativamente sus características físicas a fin de que nuestra malla de P&V esté direccionada a un diseño focalizado.</p>  <p>67</p> <p>Mapeo predictivo de caracterización de la roca.</p> <p>Cabe mencionar que el modelamiento predictivo será contrastado posteriormente con el mapeo resultante de la perforación de taladros.</p>	Roca	Densidad (g/cm ³)	Resist. a Compresión (Kg/cm ²)	Andesita	2.2 - 2.8	2 100 – 3 200	Arenisca	2.3 - 2.6	550 – 1 400	Basalto	2.7 - 2.9	800 – 2 000	Caliza	2.3 - 2.6	800 – 1 500	Cuarcita	2.6 - 2.7	900 – 4 700	Dacita	2.5 - 2.7	1 200 – 5 000	Esquisto	2.5 - 2.9	108 – 2 300	Gabro	3.0 - 3.1	1 500 – 2 800	Gneis	2.5 - 3.0	1 500 – 3 000	Granito	2.5 - 2.8	800 – 2 700	Mármol	2.6 - 2.8	800 – 1 500	Pizarra	2.7 - 2.8	2 000 – 2 500	Riolita	2.4 - 2.6	800 – 1 600
Roca	Densidad (g/cm ³)	Resist. a Compresión (Kg/cm ²)																																									
Andesita	2.2 - 2.8	2 100 – 3 200																																									
Arenisca	2.3 - 2.6	550 – 1 400																																									
Basalto	2.7 - 2.9	800 – 2 000																																									
Caliza	2.3 - 2.6	800 – 1 500																																									
Cuarcita	2.6 - 2.7	900 – 4 700																																									
Dacita	2.5 - 2.7	1 200 – 5 000																																									
Esquisto	2.5 - 2.9	108 – 2 300																																									
Gabro	3.0 - 3.1	1 500 – 2 800																																									
Gneis	2.5 - 3.0	1 500 – 3 000																																									
Granito	2.5 - 2.8	800 – 2 700																																									
Mármol	2.6 - 2.8	800 – 1 500																																									
Pizarra	2.7 - 2.8	2 000 – 2 500																																									
Riolita	2.4 - 2.6	800 – 1 600																																									

2.5.3.5.2 Diseño Geométrico de una malla de perforación.-

La malla correspondiente al frente de voladura estará compuesta por dos fases de diseño ordinario, así:

Tabla 23: Fases del diseño Geométrico de una malla de perforación en un frente de voladura.



Frente de Voladura

Primera Fase (A): Cuadrante de Arranque.

El disparo del cuadrante de arranque requerirá de 1 o "n" taladros de alivio que actuarán como cara libre.

Segunda Fase (B): Cuadrantes de Corte o Rotura.

El disparo del cuadrante de arranque produce proyección de roca fragmentada dejando un **volumen vacío**, el cual servirá como **cara libre** para la voladura de los demás cuadrantes (ayudas, cuadradores, corona y arrastre)⁽¹⁾.

Nota:

1. La fracción de tiempo de disparo entre ambas fases prácticamente es mínima, expresada en milisegundos.

2. Ambas fases requerirán un análisis independiente de diseño geométrico propio.

*Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC*

b.1 Primera Fase: Cuadrante de Arranque, Cuele (ES) o Rainura (CH).-

Estará compuesto por el diseño y trazo de los taladros que conforman el cuadrante de arranque, para ello es primordial el cálculo de burdens y espaciamentos primarios conforme al número de secciones necesarias para cubrir el área de arranque.

b.1.1 Burden (B) .-

Se define como la distancia más corta, mínima y calculada entre un el taladro cargado y la cara libre (taladro de alivio).

b.1.2 Espaciamiento (E).-

Es la distancia entre taladros cargados de una misma fila.

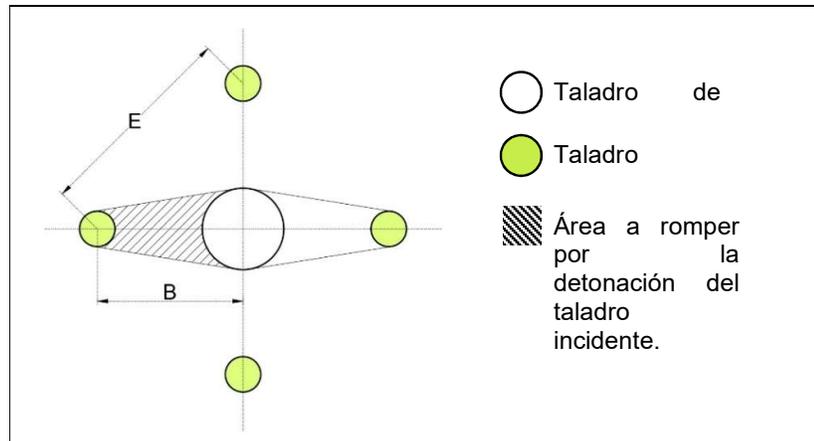


Figura 17: Burden y Espaciamiento para el Cuadrante de Arranque.
Fuente: Elaboración Propia en base a Manual de Voladura - EXSA

b.1.3 Secciones.-

En laboreo de tipo mecanizado, los frentes con secciones mayores a 12.00 m², son diseñados con 04 secciones, denominándose **Arranque de 04 Secciones**.

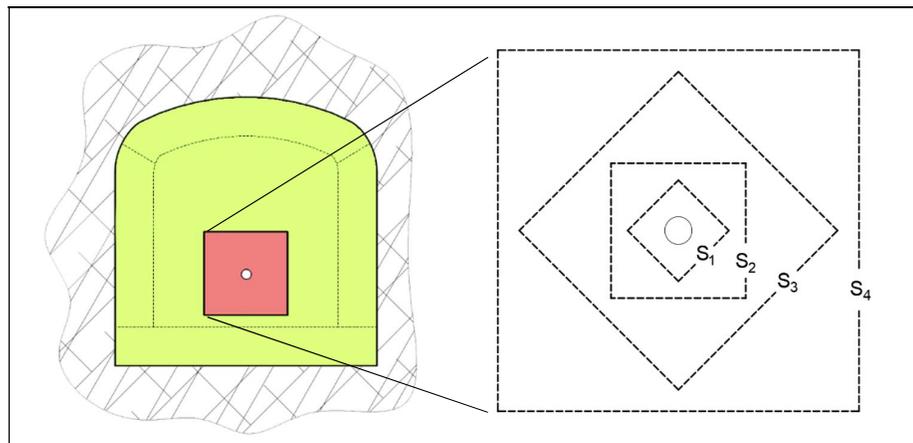
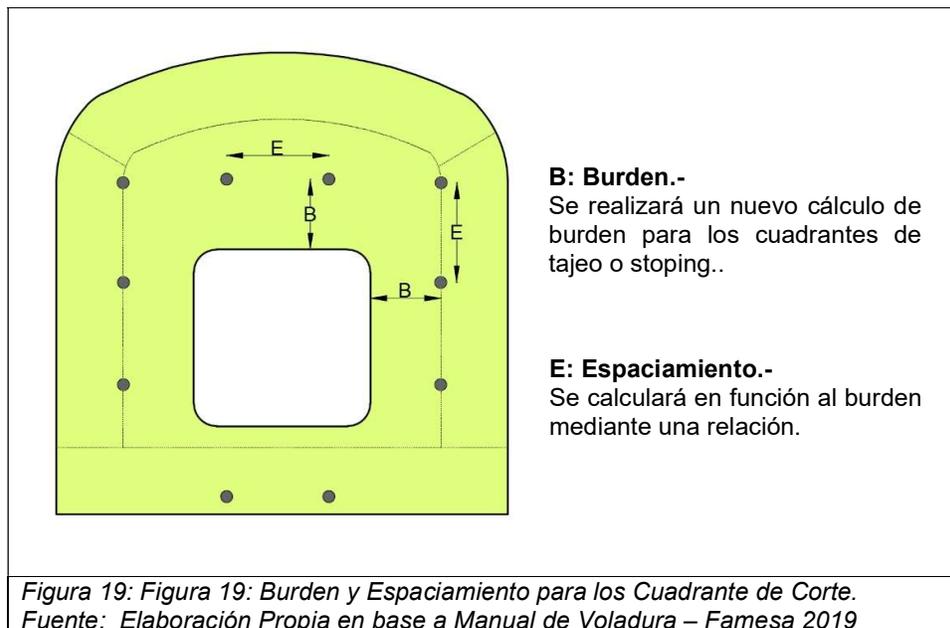


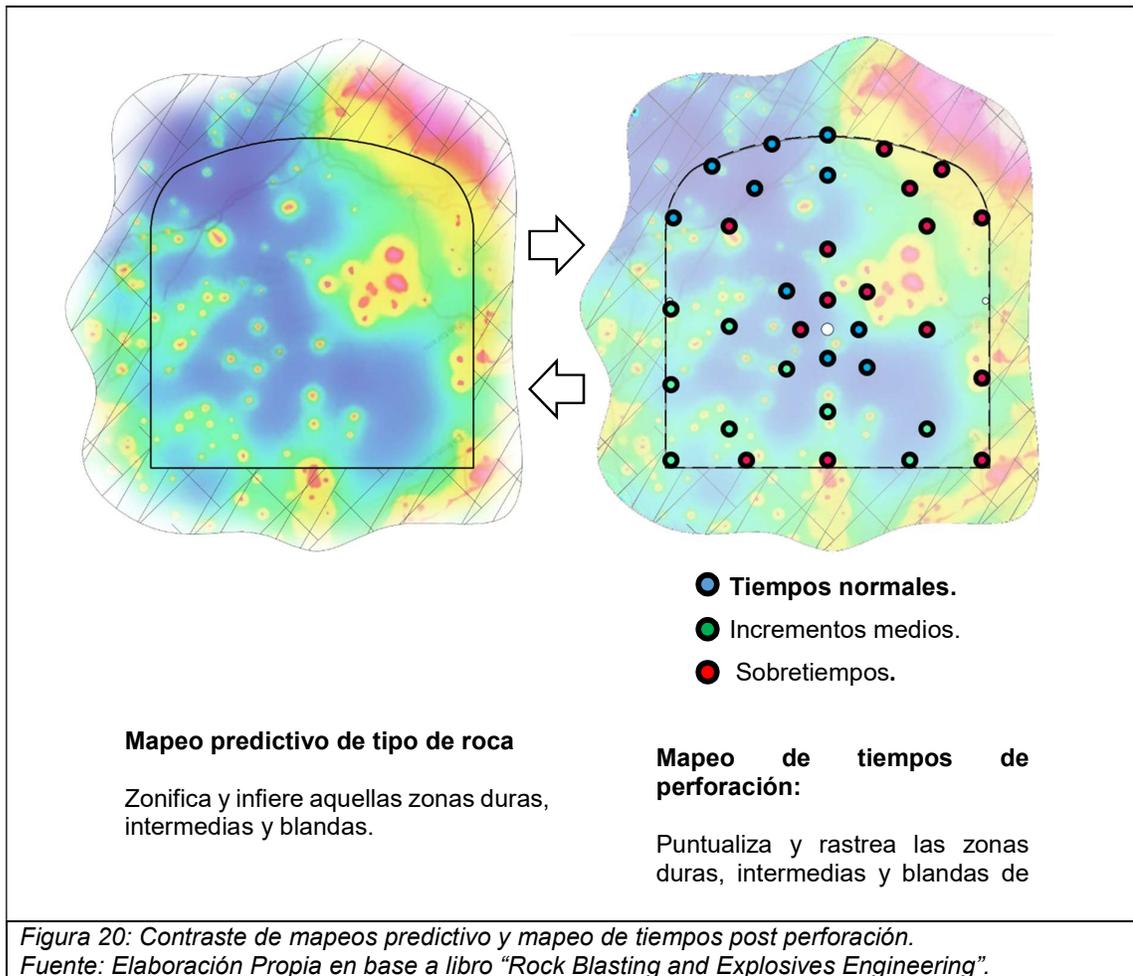
Figura 18: Figura 18: Arranque de 04 Secciones
Fuente: Elaboración Propia en base a Manual de Voladura - EXSA

b.2 Segunda Fase: Cuadrantes de Corte o Rotura.-

Luego de la detonación del cuadrante de arranque, gran cantidad de material roto es proyectado hacia adelante por lo cual genera un volumen vacío, este volumen actúa como una superficie mayor de cara libre para la detonación de los cuadrantes de corte o rotura (taladros de ayudas, cuadradores, corona y arrastre) en ese sentido requiere el análisis de burden y espaciamiento similar a una situación de voladura de bancos.



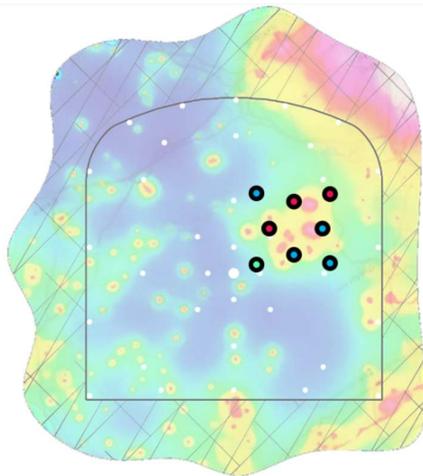
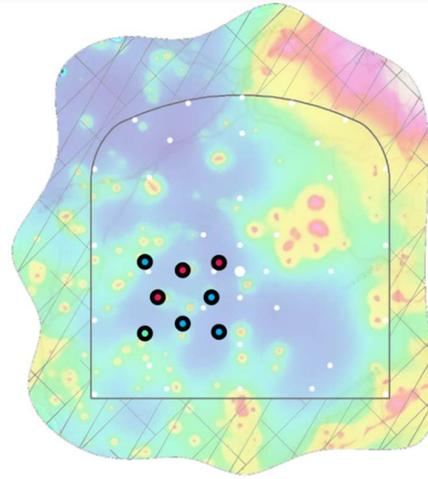
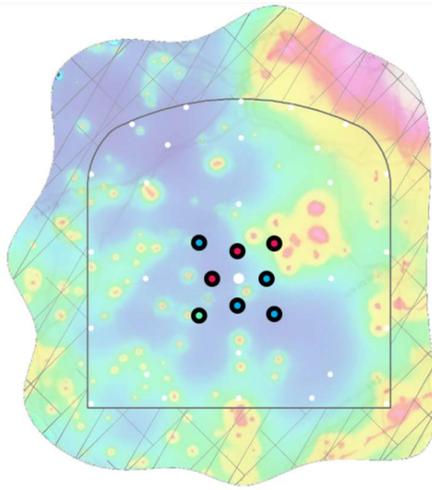
- El diseño geométrico de una malla se traduce como el resultado de un conjunto de trazos, dimensiones, cantidad y ubicación de taladros necesarios de un frente de voladura, los cuales son perforados en un determinado tiempo.
- El tiempo de perforación de cada taladro es un buen indicador de la dureza de la roca, **se debe tener en cuenta este mapeo durante el diseño de carga explosiva a fin de incrementar o disminuir la concentración de carga explosiva de cada taladro.**
- Es necesario realizar un mapeo de tiempos de perforación a fin de contrastarlo con el mapeo predictivo de caracterización de la roca a fin de evaluar futuros proyectos.



2.5.3.5.3 Diseño de carga de columna explosiva.

El diseño de carga se basa en el análisis de criterios para un aprovechamiento óptimo de la energía "fracturante" desprendida por los explosivos luego de la detonación.

Si bien en voladura de bancos superficiales la mecánica de rotura presenta mejores predisposiciones de disparo ya que cuenta con varias caras libres, el diseño se dificulta en labores de voladura subterránea, al no tener caras libres paralelas a la columna explosiva se perfora uno o varios taladros de alivio a fin de simular lo necesario.



Ubicación de los taladros de arranque:

Una manera de estimar una buena fragmentación es ubicar los taladros de arranque en donde la roca presenta mayor dureza o en donde se tuvo mayor tiempo medio de perforación.

Se procura localizarlo en un rango central a fin de generar una cara libre centralizada al frente de voladura.

*Figura 21: Localización de los taladros de arranque en un frente de voladura.
Fuente: Elaboración Propia en base a libro "Rock Blasting and Explosives Engineering".*

2.5.3.5.4 Modelo Matemático:

Diseño Geométrico:

Tabla 24: Metodología general del Diseño Geométrico de una malla para un frente.

a. Detalles de labor:

a.1 Cálculo del Perímetro (P) :

$$P = 4 * \sqrt{a * h}$$

Donde:

- P : Perímetro de la labor (m).
- a : Ancho de labor (m).
- h : Altura de Labor (m).

a.2 Área del frente de voladura (S):

$$S = a * h * f$$

Donde:

- S : Área del frente de voladura (m²).
- A : Ancho de labor (m).
- H : Altura de Labor (m).
- f : factor de ajuste por curvatura.

b. Cálculo de Numero de Taladros (N_{Tal}) :

Este método considera características de la de roca, según:

Valoración de la roca:		
Dureza de roca	dt (m)	c
Tenaz	0.50 – 0.55	2.0
Intermedia	0.60 – 0.65	1.5
Friable	0.70 – 0.75	1.0

Fuente: Manual de Voladura Exsa

$$N_{Tal} = \frac{P}{dt} + (c * S) \quad \text{ó} \quad N_{Tal} = 4 \frac{\sqrt{S}}{dt} + (c * S)$$

Donde:

- N_{Tal} : Numero de Taladros (unidad).
- P : Perímetro de la sección (m).
- dt : distancia de taladros periféricos (m).
- c : coeficiente de roca.
- S : Área del frente de voladura (m²).

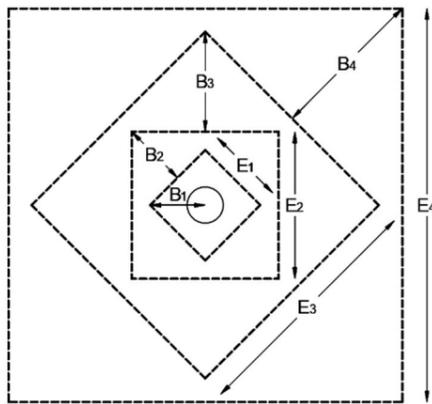
Primera Fase: Cuadrante de Arranque (04 Secciones)

c. Determinación del diámetro del Taladro de Alivio a usar (D₀):

- Para 01 taladro de alivio: $\phi_{eq} = \phi_{aliv} \quad (m)$
- Para "n" taladros de alivios: $\phi_{eq} = \phi_{aliv} * \sqrt{n} \quad (m)$

d. Cálculo del Burden (B) y Lado de Sección (E):

Diseño de 04 secciones:



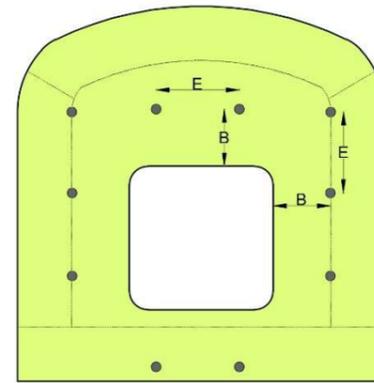
El cálculo de B y E se resume de manera práctica, así:

Formulismo: Cálculo de B y E		
Sección	Burden (m)	Lado de Sección (m)
Primera	$B_1 = \phi_{eq} * 1.5$	$E_1 = B_1 * \sqrt{2}$
Segundo	$B_2 = B_1 * \sqrt{2}$	$E_2 = B_2 * 1.5\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = B_2 * 1.5\sqrt{2}$	$E_3 = B_3 * 1.5\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = B_3 * 1.5\sqrt{2}$	$E_4 = B_4 * 1.5\sqrt{2}$

Fuente: Manual de Voladura – Exsa.

Segunda Fase : Cuadrantes de Corte o Rotura (stopping)

e. Cálculo del Burden (B)



e.1 Método de Richard Ash:

El autor considera una constante (k), en relación a la dureza de la roca y la densidad de explosivo, según:

Densidad de Explosivo	Valoración de la cte. k:		
	Tipo de Roca		
	Bland	Medi	Dur
	a	a	a
0.8 – 0.9	30	25	20
1.0 – 1.2	35	30	25
1.2 – 1.6	40	35	30

Fuente: Manual de Voladura Exsa.

$$B = \frac{k * \phi_e}{12}$$

73

Donde:

- B : Burden (ft).
- ϕ_e : diámetro de explosivo (in)
- k : constante.

e.2 Método de Calvin Konya:

$$B = 3.15 * \phi_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

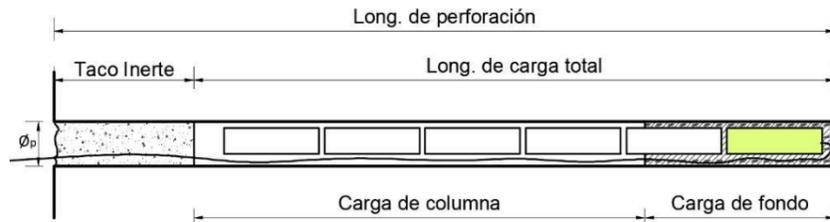
- B : Burden (ft).
- ϕ_e : diámetro de explosivo (in)
- ρ_e : Densidad de explosivo. (g/cm³)
- ρ_r : Densidad de roca. (g/cm³)

f. Cálculo del Espaciamiento (E):

- Para roca dura: $E = 1.2 * B$
- Para Roca media: $E = 1.4 * B$
- Para Roca blanda: $E = 1.5 * B$

Diseño de carga:

Tabla 25: Metodología general de diseño de carga para una malla en un frente de voladura.



D_o = Diámetro de perforación para taladro de alivio.
 \varnothing_p = Diámetro de perforación para taladro de carga.

a. Longitud de perforación – Algoritmo de Holmberg (L_p):

Estará condicionada por el diámetro del taladro de alivio (D_o):

Para, \varnothing_o ó $\varnothing_{eq} \geq 4''$

$$L_p = 0.15 + 34.1 * \varnothing_o - 39.4 * \varnothing_o^2$$

Donde:
 L_p : Long de perforación. (m).
 \varnothing_o : Diámetro de T. Aliv. o equivalente (m).

Para, $\varnothing_o < 4''$; Se sugiere que:

$$L_p < 3.00 \text{ m.}$$

b. Longitud de carga (L_c):

Formulismo: Cálculo de Longitud de carga

Cuadrante	Long. De carga (m)
Arranques	$L_c = 0.75 * L_p$
Ayudas	$L_c = 0.66 * L_p$
Cuadradores	$L_c = 0.66 * L_p$
Coronas	$L_c = 0.50 * L_p$
Arrastres	$L_c = 0.66 * L_p$

Fuente: Manual de Voladura – Exsa.

c. Carga de fondo (C_f):

Formulismo: Cálculo de Longitud de carga

Cuadrante	Carga de fondo (m)
Arranques	$C_f = 0.40 * L_c$
Ayudas	$C_f = 0.35 * L_c$
Cuadradores	$C_f = 0.35 * L_c$
Coronas	$C_f = 0.20 * L_c$
Arrastres	$C_f = 0.40 * L_c$

Fuente: Manual de Voladura – Exsa.

d. Taco Inerte (T):

Formulismo: Cálculo de Longitud de carga

Cuadrante	Taco Inerte (m)
Arranques	$T = 0.25 * L_p$
Ayudas	$T = [0.50 * B ; 0.33 * L_p]$
Cuadradores	$T = [0.60 * B ; 0.33 * L_p]$
Coronas	$T = [0.65 * B ; 0.45 * L_p]$
Arrastres	$T = [0.50 * B ; 0.40 * L_p]$

Fuente: Manual de Voladura – Exsa.

e. Cantidad de Explosivo:

e.1 Para explosivo a granel (Q_{ex})

$$Q_{ex} = 0.79 * \varnothing_p^2 * L_{c_{prom}} * \rho_e * N_{Tal}$$

Donde:
 Q_{ex} : Cantidad de Explosivos (kg).
 \varnothing_p : Diámetro de perforación (m).
 $L_{c_{prom}}$: Longitud de carga promedio (m).
 ρ_e : Densidad de explosivo (g/cm^3).
 N_{tal} : Número de taladros.

e.2 Para explosivo encartuchado (Q_{ex})

$$N_{cart} = \frac{L_c}{L_{cart}} \text{ (redondeado al entero superior)}$$

Donde:
 N_{cart} : Numero de cartuchos.
 L_c : Longitud de carga (m).
 L_{cart} : Longitud del cartucho (m).

$$Q_{ex} = \sum_{cuadrantes} \{ N_{cart} * W_{cart} * N_{Tal} \}$$

Donde:
 Q_{ex} : Cantidad de Explosivos (kg).
 N_{cart} : Número de cartuchos
 W_{cart} : Peso del cartucho de explosivo.
 N_{tal} : Número de taladros

Nota: La Q_{ex} total será el resultado de lo obtenido por cada cuadrante.

f. Factor de Carga (FC):

$$FC = \frac{Q_{ex}}{V_r}$$

Donde:
 FC : Factor de carga (kg/m^3)
 Q_{ex} : Cantidad de explosivo total (kg)
 V_r : Volumen real post disparo (m^3).
 K : eficiencia de disparo (%)

g. Factor de Potencia (FP):

$$FP = \frac{Q_{ex}}{W}$$

Donde:
 FP : Factor de potencia (kg/Tm)
 Q_{ex} : Cantidad de explosivo total (kg)
 W : Tonelaje de material volado (Tm).

h. Factor de Acoplamiento (A_c):

$$A_c = \frac{\varnothing_e}{\varnothing_p}$$

Donde:
 A_c : Factor de Acoplamiento (%)
 \varnothing_e : diámetro de explosivo (in)
 \varnothing_p : diámetro de perforación (in)

Metodología según Holmberg y Persson.-

Tabla 26: Geometría y diseño de carga según Holmberg y Persson para una malla de un frente.

a. Determinación del diámetro del Taladro de Alivio a usar (D₀):

- Para 01 taladro de alivio: $\phi_{eq} = \phi_{aliv}$ (m)
- Para "n" taladros de alivios: $\phi_{eq} = \phi_{aliv} * \sqrt{n}$ (m)

b. Máxima desviación de perforación (F):-

$$F = \alpha * Lp + \beta$$

- Donde:
- F : Desviación máxima (m).
 - α : Desviación angular (%).
 - Lp : Longitud de perforación (m).
 - B : Desviación del collar emboquille (m).

c. Longitud de perforación – Algoritmo de Holmberg (Lp):

Estará condicionada por el diámetro del taladro de alivio (ϕ_0):

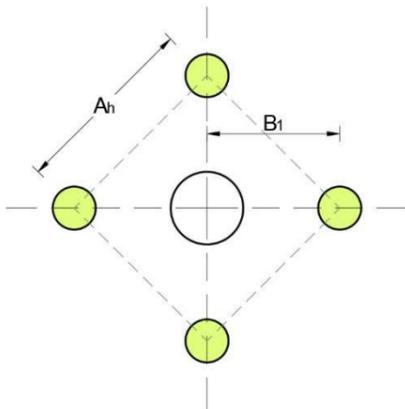
Para, ϕ_0 ó $\phi_{eq} \geq 4$ "

$$Lp = 0.15 + 34.1 * \phi_0 - 39.4 * \phi_0^2$$

- Donde:
- Lp : Long de perforación. (m).
 - ϕ_0 : Diámetro de T. Aliv. o equivalente (m).

Diseño de las 04 Secciones:

Primera sección:



a. Cálculo de Burden (B₁):-

$$B_1 = 1.5 * \phi_{eq} \quad \text{Si la desviación de taladros } < 1\%.$$

$$B_1 = 1.7 * \phi_{eq} - F \quad \text{Si la desviación de taladros } \geq 1\%.$$

- Donde:
- B₁ : Burden nominal (m).
 - ϕ_{eq} : Diámetro de taladro de alivio (m).
 - F : Desviación máxima de perforación (m)

b. Concentración de carga lineal (q₁) necesaria para B₁:-

$$q_1 = 55 * \phi_p * \left(\frac{B_1}{D_0}\right)^{1.5} * \left(B_1 - \frac{D_0}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{S_{anfo}}\right)$$

- Donde:
- q₁ : Concentración de carga lineal en 1ra sección (kg/m).
 - ϕ_p : Diámetro de perforación de taladro cargado (m).
 - B₁ : Burden nominal (m).
 - D₀ : Diámetro de taladro de alivio (m).
 - C : Constante de roca [0.3; 0.5] (kg/m³).
 - S_{anfo} : Potencia relativa en peso al Anfo. (%)

c. Elección de explosivo según su concentración de carga lineal.-

Se debe elegir un explosivo cuya concentración de carga lineal (q_{ex}) sea aproximada o igual a la concentración de carga necesaria (q₁).

$$q_{ex} = 250 * \pi * \phi_{eq}^2 * \rho_e \dots \dots \dots q_{ex} \approx q_1$$

- Donde:
- q_{ex} : Concent. de carga lineal de explosivo a elegir (kg/m).
 - ϕ_e : Diámetro de explosivo (m).
 - ρ_e : Densidad de explosivo. (g/cm³)

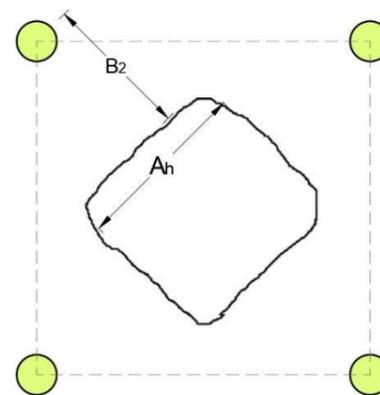
Valores de concentración de carga lineal según diámetro y densidad de explosivo (anexo 10).

d. Taco Inerte (T):-

$$T = 10 * \phi_{eq} \dots \dots \dots q_{ex} \approx q_1$$

- Donde:
- q_{ex} : Concent. de carga lineal de explosivo a elegir (kg/m).
 - ϕ_e : Diámetro de explosivo (m).
 - ρ_e : Densidad de explosivo. (g/cm³)

Segunda, tercera y cuarta sección:



e. Cálculo del Burden (B₂):

Se considerará que ya existe una abertura rectangular de lado = A_n creada por el Burden 01.

$$A_{h1} = (B_1) * \sqrt{2}$$

$$A_{hn} = \left(B_n + \frac{A_{h(n-1)}}{2}\right) * \sqrt{2}$$

- Donde:
- A_n : Abertura predictiva de la sección "n" (m).
 - B₁ : Burden nominal del 1er cuad. (m)
 - F : Desviación de perforación. (m).

f. Burden de la sección "n" (B_n):-

$$B_n = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(A_{h(n-1)})^2 * q_{ex} * S_{anfo}}{\phi_p * C}}\right) - F$$

- Donde:
- B_n : Burden de la sección "n" (m), (n ≤ 4).
 - B_{n-1} : Burden anterior (m).
 - q_{ex} : Concentración de carga de explosivo a usar (m).
 - S_{anfo} : Potencia relativa en peso al Anfo. (%)
 - ϕ_p : Diámetro de perforación de taladro cargado (m)
 - C : Constante de roca [0.3; 0.5] (kg/m³).
 - F : Desviación máxima (m).

g. Concentración de carga lineal (q_n) para la sección "n".-

$$q_n = 540 * \left(\frac{\phi_p * C * A_n}{S_{anfo}}\right)$$

- Donde:
- q_n : Concentración de carga lineal para la sección "n" (kg/m).
 - ϕ_p : Diámetro de perforación de taladro cargado (m).
 - B₁ : Burden nominal (m).
 - D₀ : Diámetro de taladro de alivio (m).
 - C : Constante de roca [0.3; 0.5] (kg/m³).
 - A_n : Abertura predictiva de la sección "n" (m).
 - S_{anfo} : Potencia relativa en peso al Anfo. (%)

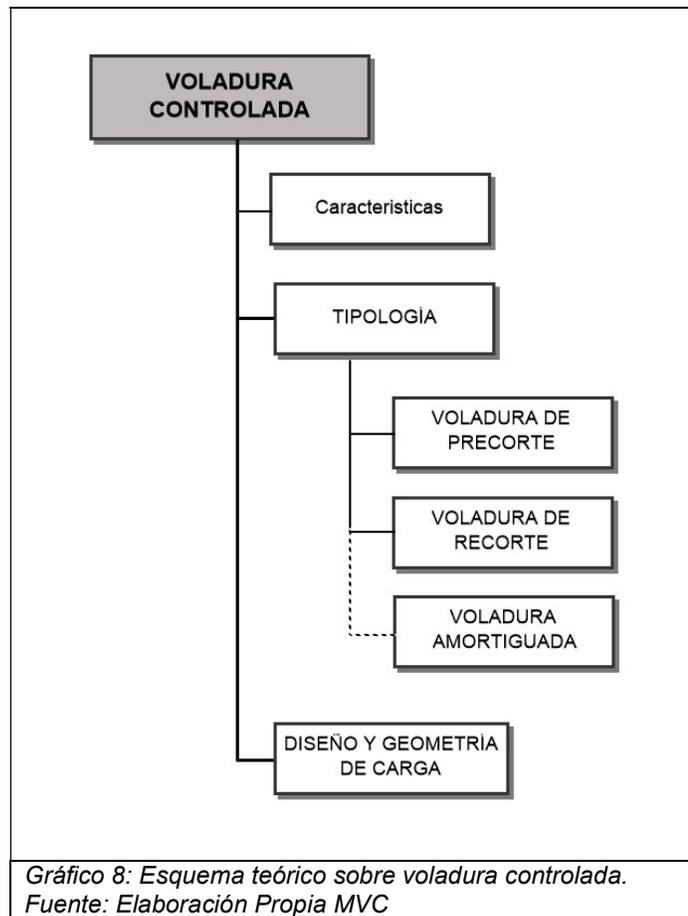
Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada. Elaboración: MVC

2.5.3.6. Voladura Controlada.-

En “Manual Práctico de Voladura” (27) Señala que el objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre-rotura u “overbreak”. Este método permite obtener superficies lisas y bien definidas, así mismo evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente.

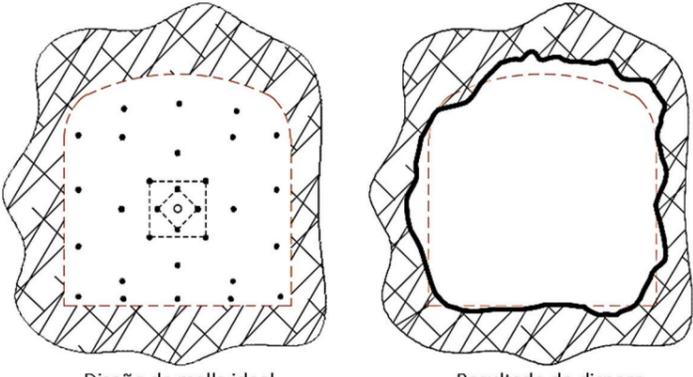
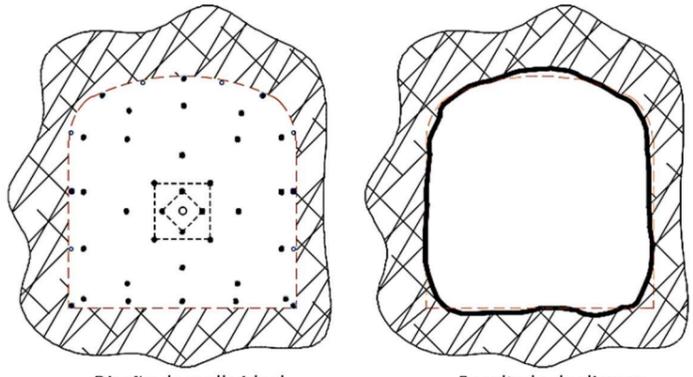
En “Manual de Perforación y Voladura de Rocas” (28) Señala que la voladura convencional en túneles y trabajos de mina, dejan perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente tiene grado de afectación hasta los 2 metros generando inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

Esta metodología se ordena de acuerdo a:



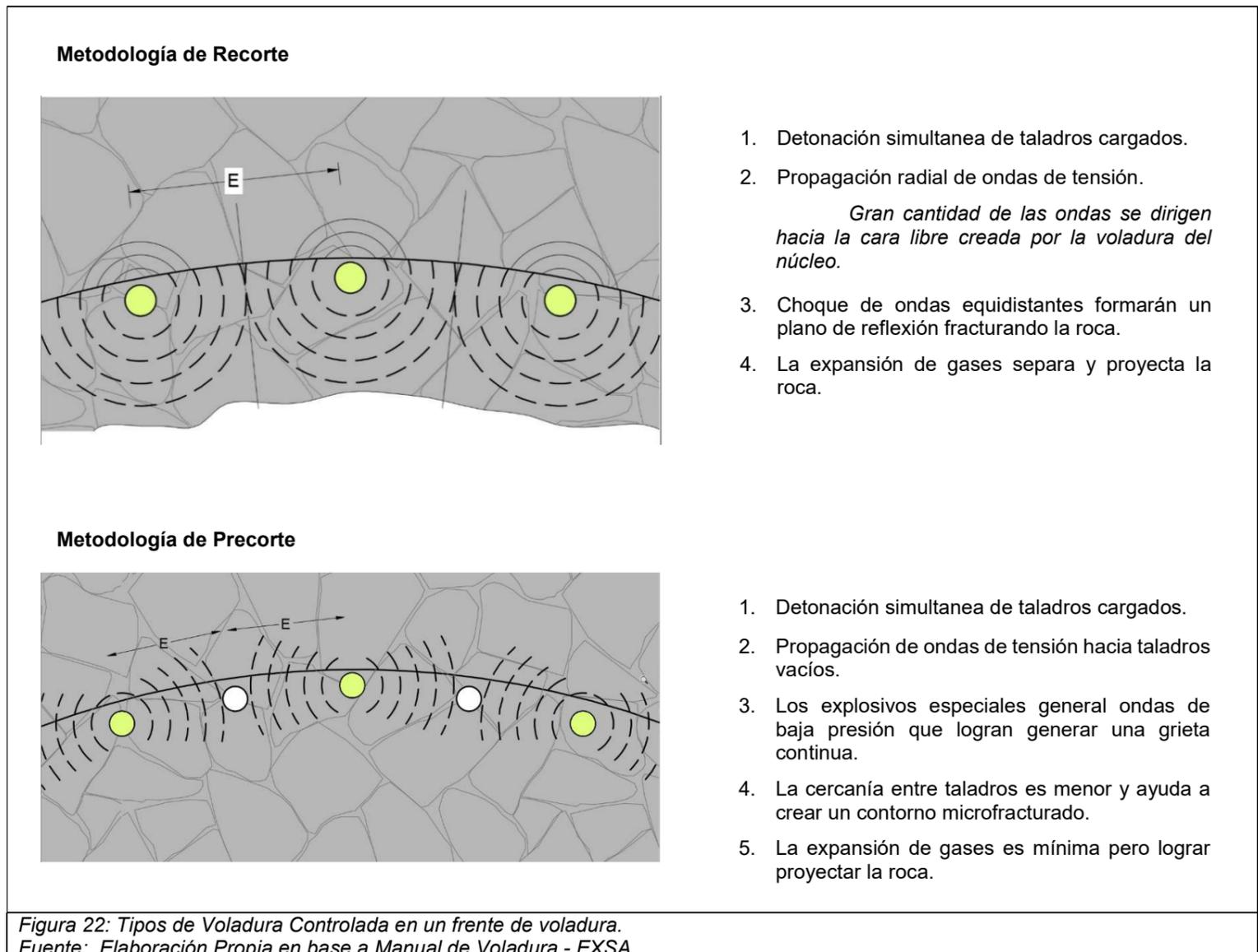
2.5.3.6.1 Características de la Voladura controlada.

Tabla 27: Características de Voladura Controlada en un frente de voladura.

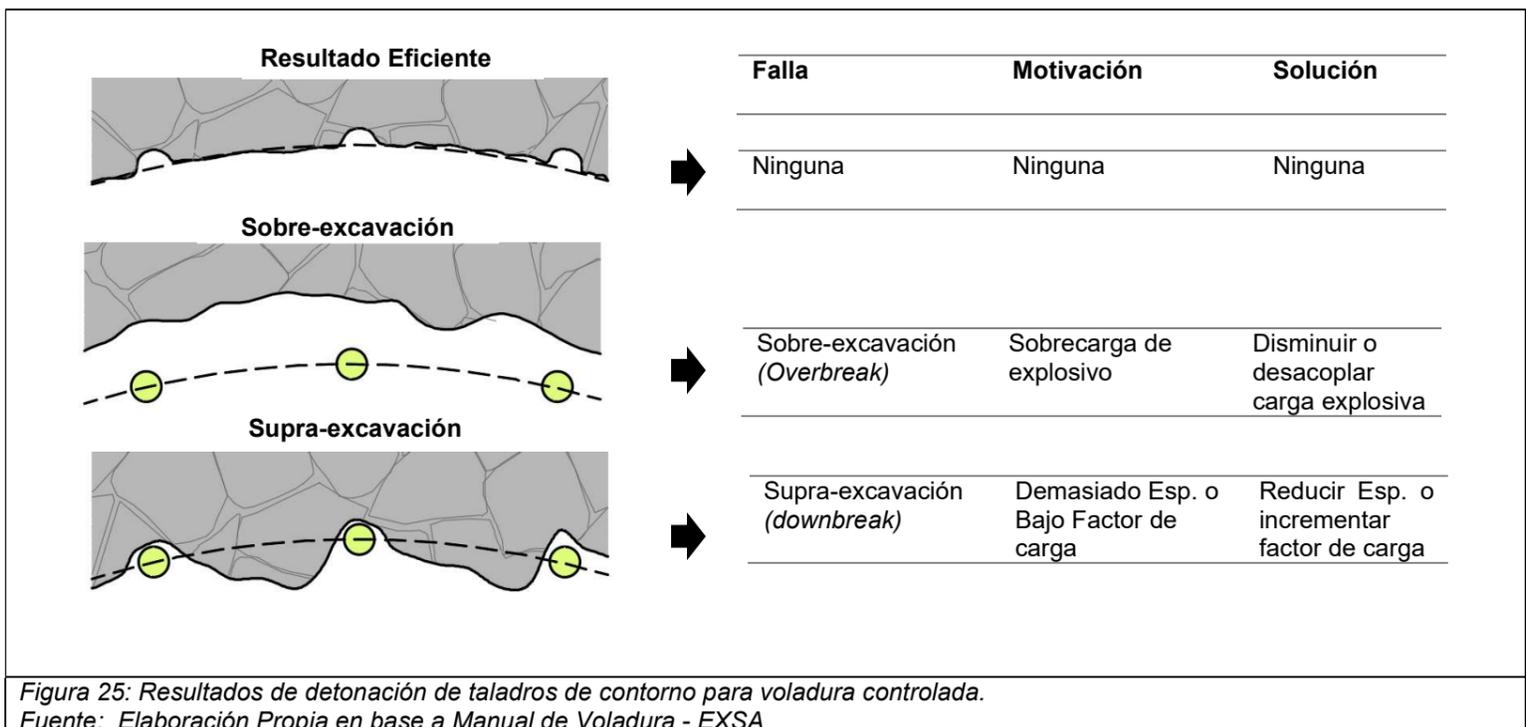
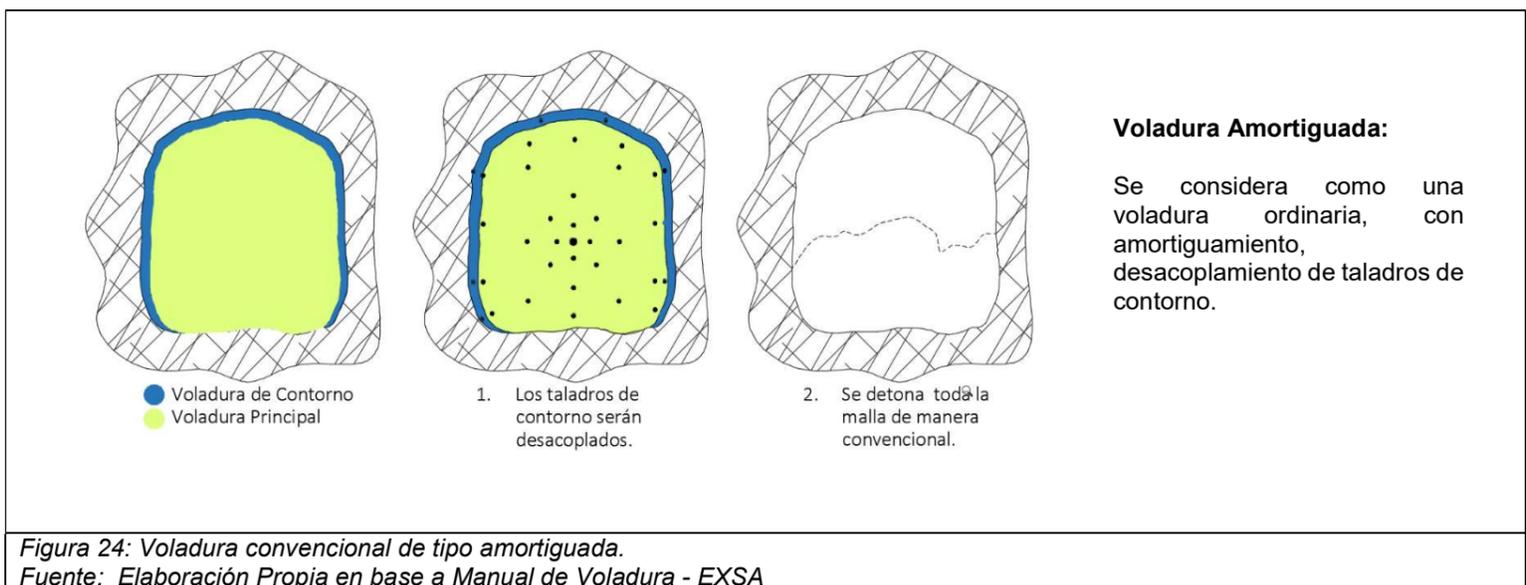
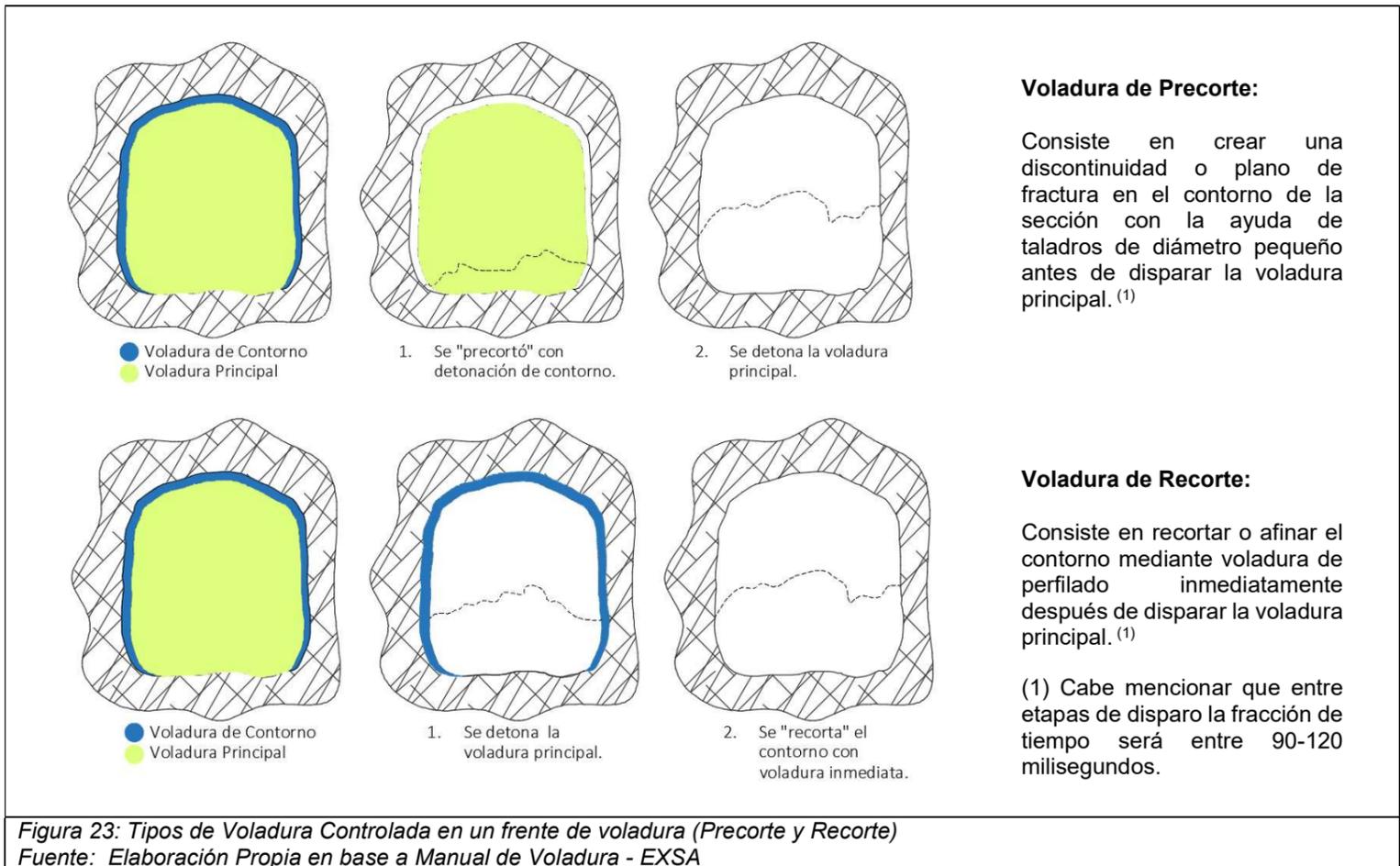
Voladura Convencional	Voladura Controlada
 <p>Diseño de malla ideal. Resultado de disparo.</p>	 <p>Diseño de malla ideal. Resultado de disparo.</p>
<p>Características:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Relación de diseño, Esp (E)/Burden(B) = 1.3 - 1.5 • Relación de Acople, \varnothingTaladro/\varnothingexpl = 1.2 - 1.0 • Relación de carga (Q), Q= 0.66 Long Tal. • Taco inerte para confinamiento de explosivo. • Usos de explosivos de mayor potencia necesaria. • Disparo solo de Voladura Principal (VP). 	<ul style="list-style-type: none"> • Relación Espaciamiento(E)/Burden(B): E= 0.5B - 0.8B • Relación de Acople, \varnothingTaladro/\varnothingexpl = 2.1 - 1.2 • Relación de carga (Q), Q= 0.99 Long Tal. • Taco inerte para fijación de explosivo. • Uso de explosivo de baja potencia necesaria. • Disparo de Vol. Principal (VP) + Vol. de Contorno (VC) <p style="background-color: #d9ead3;">Si, VC es antes VP, se denomina Precorte. Si, VC es después VP, se denomina Recorte.</p>
<p>Resultados:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Produce contornos imperfectos, estriadas e inestable. • La alta vibracion de onda fisura radialmente los contornos . • Casi siempre produce Sobreexcavacion. • Costo e inversion estandar en sostenimiento. 	<ul style="list-style-type: none"> • Produce contornos cuasi perfectos, lisos y estables. • Se controla y reduce la vibración de ondas. • Generalmente no existe sobre excavación. • Costos menores en Sostenimiento.

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada.
Elaboración: MVC

a. Mecánica de Rotura por corte Lineal.



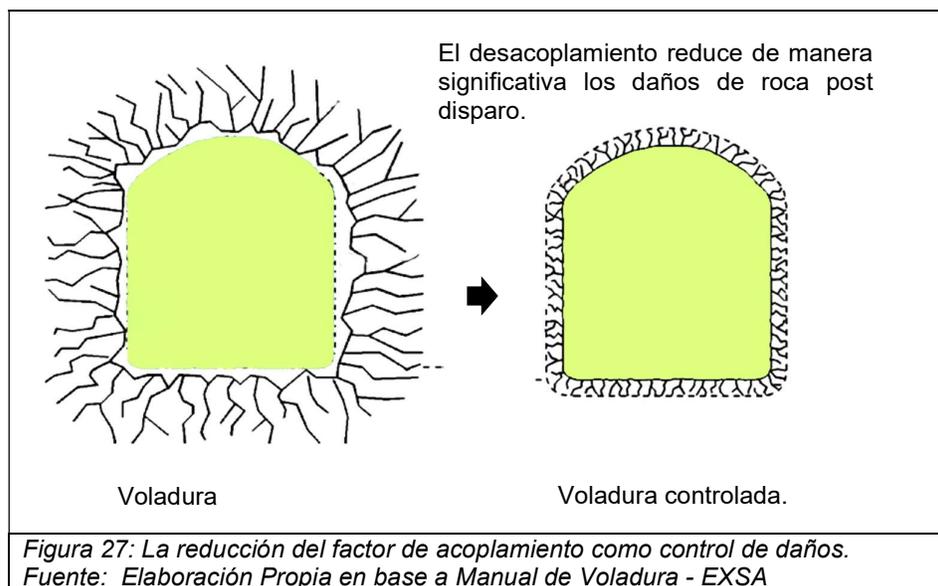
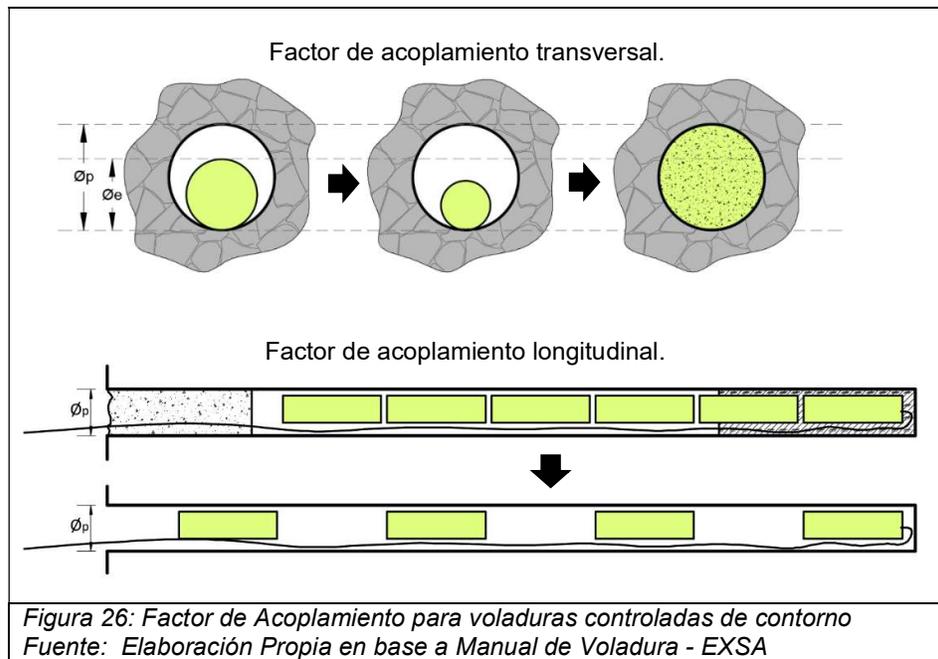
2.5.3.6.2 Tipología de Voladuras Controladas.



a. Voladura de Recorte.

a.1 El control de daños.-

La inspección post-disparo evaluará el grado de daño producido por la detonación, si esta fuere exagerada se tendrá un mejor análisis de carga de los taladros de contorno mediante criterio de desacoplamiento de explosivos o amortiguamientos de los mismos. (27)



b. Control de Vibraciones.-

Según (29) el monitoreo de las vibraciones en la roca causadas por una voladura, es utilizado como herramienta de diagnóstico de vibraciones, de esta manera se puede determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura optimizando una reducción de daño sobre el macizo rocoso.

b.1 Modelo Matemático de Holmberg y Persson (1963).

La ausencia de tecnología que pueda lecturar el comportamiento de las ondas de vibración post-disparo en su momento hizo que los autores formularan un modelo matemático a fin de estimar valores de movimiento de la onda generada por la detonación de un explosivo con retardo el cual viaja a través del macizo rocoso en un determinado tiempo, a este factor se le denomina, Velocidad pico de una partícula: (30)

$$PPV = 700 * \frac{W^{0.7}}{R^{1.5}}$$

Donde:

PPV : Velocidad Pico Partícula o Peak Particle Velocity (mm/s)

W : Peso de carga explosiva (kg).

R : Distancia a punto de control.

Para (31), los taladros con alto factor de carga, producen vibraciones con amplitudes (VPP) mayores a 500 mm/s, el “efecto rebote” de estas amplitudes están presentes en la roca por más tiempo causando mayor daño en el macizo rocoso.

b.2 Valores estimados para VPPs.-

Tabla 28: Valoración de VPP

VPP (mm/s)	Caracterización de causas.
70	Ninguna fisura observable.
110	Pequeñas fisuraciones.
160	Fisuras medias pero estables
260	Diaclasamiento considerable.
500	Fracturas
>500	Fracturas e inestabilidades.

Fuente: Rock Blasting and Explosives Engineering

Elaboración: MVC

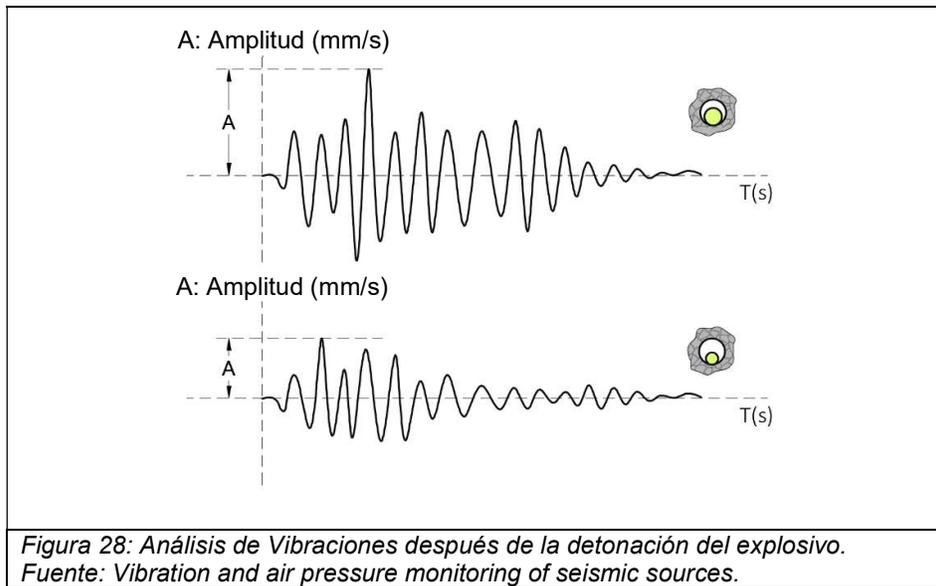


Figura 28: Análisis de Vibraciones después de la detonación del explosivo.
Fuente: Vibration and air pressure monitoring of seismic sources.

b.3 Método moderno para control de vibraciones.-

Los métodos modernos se basan en el uso de equipos sensibles como sismógrafos y geófonos, estos registran datos de vibración que luego son sistematizados y analizados con software especial Blastware® de InstanTel. (32)

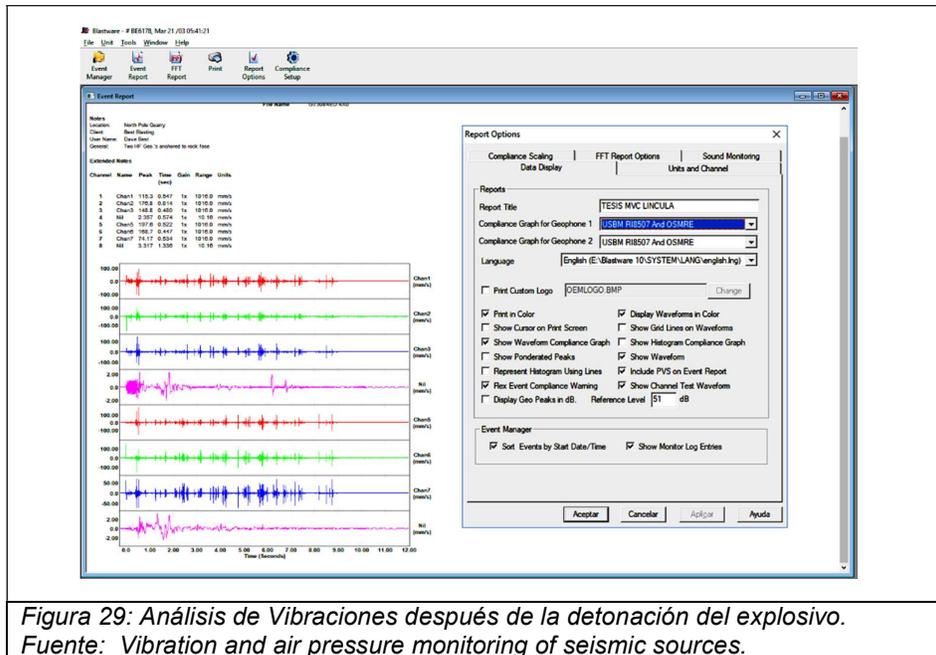


Figura 29: Análisis de Vibraciones después de la detonación del explosivo.
Fuente: Vibration and air pressure monitoring of seismic sources.

2.5.3.6 Diseño y geometría de carga para voladura controlada.

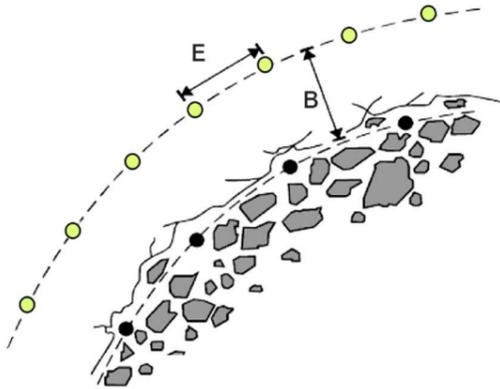
Tabla 29: Generalidades para Voladura de Recorte en un frente.

Diseño Geométrico.

a. Diámetro de perforación de taladros de contorno (\varnothing_p):

$$\varnothing_p = \varnothing_{\text{taladros de producción}}$$

b. Burden (B):



$$B = 3.15 * \varnothing_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Donde:

- B : Burden (ft).
- \varnothing_e : diámetro de explosivo (in) ($\leq 1''$)
- ρ_e : Densidad de explosivo. (g/cm³) (<1.10)
- ρ_r : Densidad de roca. (g/cm³)

$$B = [0.50m; 0.80m]$$

El factor más importante de diseño geométrico es el espaciamiento entre taladros de contorno, de tal manera que:

c. Espaciamiento (E):

$$E = [0.5 * B; 0.8 * B]$$

Donde:

- E : Espaciamiento entre taladros de contorno. (ft o m).
- B : Burden del Núcleo (ft o m).

Y según el diseño de carga se puede re-estimar con:

$$E = \varnothing_p * \left(\frac{P_{tal} + R_t}{R_t} \right)$$

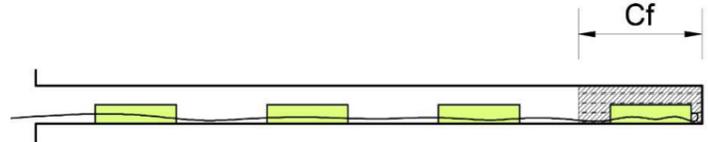
Donde:

- E : Espaciamiento entre taladros de contorno. (m).
- \varnothing_p : Diámetro de perforación (m).
- P_{tal} : Presión de taladro (Kbar).
- R_t : resistencia a la tracción de la roca (Kbar).

Diseño de Carga.

d. Tipo de explosivo:

Se usará explosivos especiales de baja energía y velocidad de detonación como encartuchados de densidad < 1.10 gr/cm³ o en su defecto cordones detonantes de alto gramaje.



e. Carga de fondo:

$$C_f = 0.10 * L_p$$

Donde:

- C_f : Carga de fondo (m).
- L_p : Longitud de perforación. (m).

Solo el explosivo de fondo puede tener un alto poder de detonación, factor de acoplamiento ≈ 1.00 con el fin de asegurar el disparo eficiente de la columna.

f. Presión de taladro:

$$P_t = \rho_e * (VOD)^{0.25}$$

Donde:

- P_t : Presión de taladro (Kbar).
- ρ_e : Densidad de explosivo. (g/cm³)
- VOD : Velocidad de detonación. (m/s)

g. Desacoplamiento:

$$C_r = C^{0.5} * \frac{\varnothing_e}{\varnothing_p}$$

Donde:

- C_r : Relación de acople.
- C : Relación de carga de taladro (L_c/L_p).
- \varnothing_e : diámetro de explosivo (in).
- \varnothing_p : diámetro de perforación (in).

h. Presión de taladro desacoplado:

$$P_{t_{des}} = P_t * (C_r)^{2.4}$$

Donde:

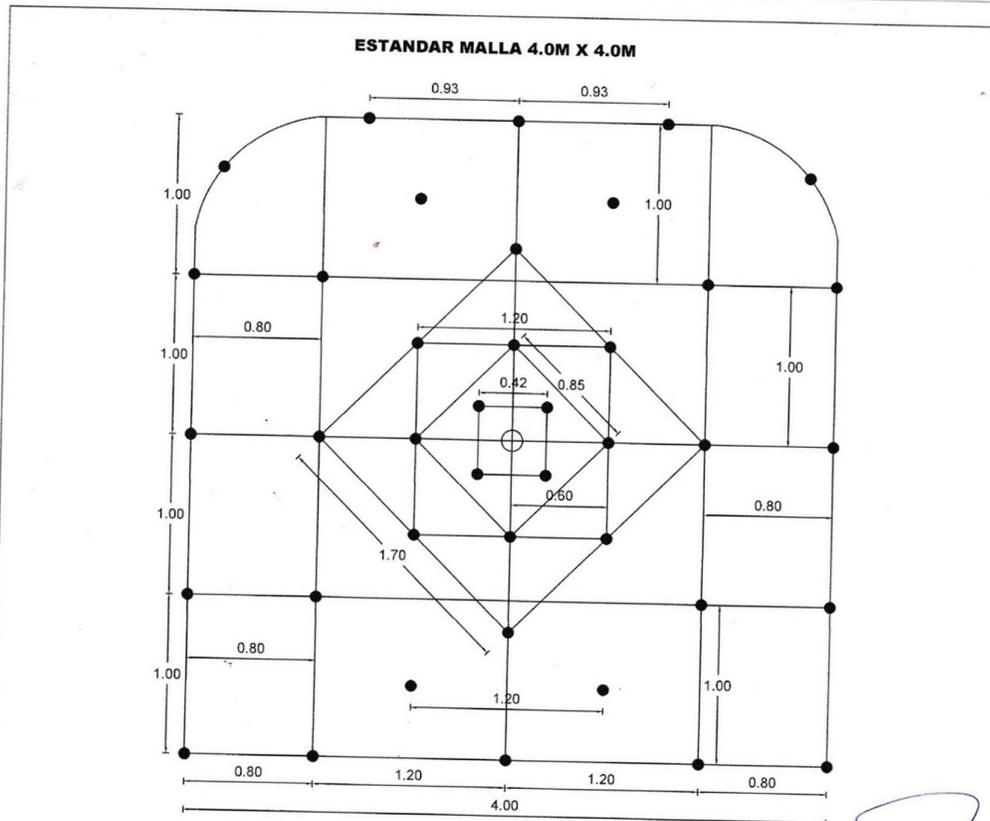
- $P_{t_{des}}$: Presión de taladro desacoplado (Kbar).
- P_t : Presión de taladro (Kbar).
- C_r : Relación de acople.

i. Carga Lineal de Explosivo:

Formulismo: Carga lineal de explosivo para VC.

\varnothing_{tal} (mm)	\varnothing_e (mm)	B (m)	E (m)	Carga lineal (kg/m)
32	17	0.50 a 0.75	0.40 a 0.60	0.22
51	25	0.75 a 1.20	0.65 a 0.90	0.55

Fuente: Manual de Voladura – Exsa.



Factor de carga	2.07	Kg/m ³
Factor de potencia	0.74	Kg/ton
Factor de Avance	30.43	Kg/m

ESTÁNDAR - DISTRIBUCION DE CARGA- MALLA 4.0 X 4.0										
Distribución de taladros	TALADROS # Taladros Perforados	EXPLOSIVOS					ACCESORIOS			
		Cart/Tal	Emulex 45 1 1/4"x8"		Emulex 60 1 1/4"x8"		Pentacord (m)	Fanel LP (4.8 m)	Fanel MS (4.8 m)	Carmex (8ft)
			# Cart	Peso (Kg)	# Cart	Peso (Kg)				
Alivio	3									
Arranque	4	14			56	10.271	25	4		
1era Ayuda	4	14			56	10.271			4	
2da Ayuda	4	14			56	10.271			4	
3ra Ayuda	4	14			56	10.271			4	
Ayuda corona	4	13			52	9.537			4	2
Corona	5	12	60	10.859					4	0.2
Cuadradores	6	14			84	15.406			5	
Ayuda Arrastres	4	13			52	9.537			6	
Arrastres	5	13			65	11.921			4	
Total	43	121	60	10.859	477	87.483		25	4	36

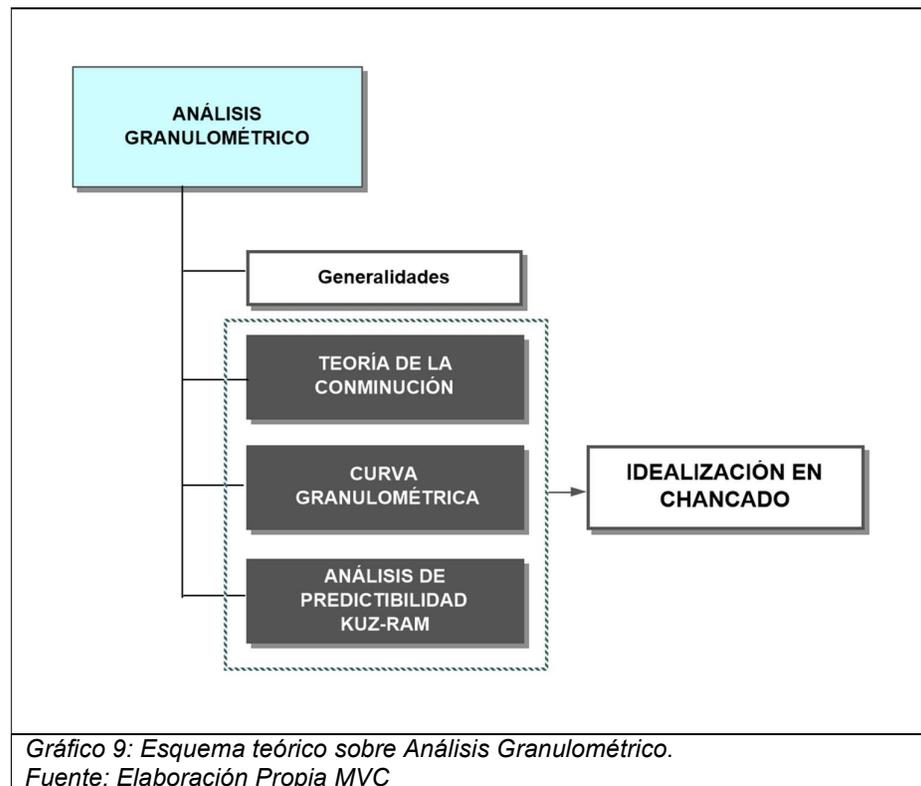
	DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO Y TOPOGRAFÍA	S.P.T.E. DE PLANEAMIENTO : Ing. Milton Carrilón	ESTANDAR MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA 4.0M X 4.0M (Roca Regular)	ESCALA: INDICADA
		JEFE DE PLANEAMIENTO : Ing. Jorge Lazaro		
		JEFE DE TOPOGRAFIA : Ing. Elber Crispin		
		TOPOGRAFO ZONA : Ing. Franzoy Huorta		
		DISEÑO : Ing. Deyvit Berríos		FECHA: 12-11-2018

Figura 30: Estándares de P&V de Cia Minera Lincuna UM Hercules.
Fuente: Recopilación Propia MVC.

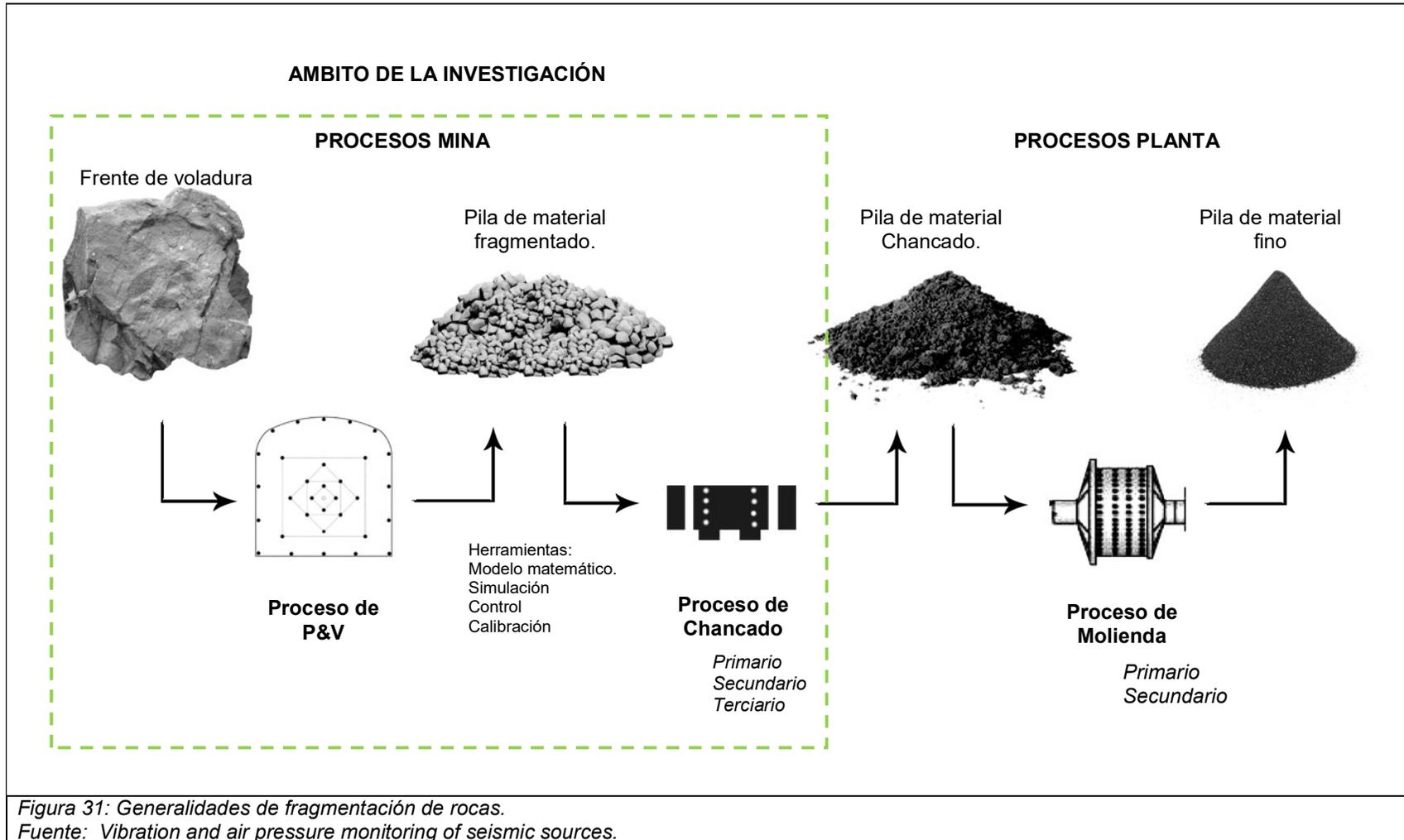
2.5.4. Análisis granulométrico.

Según LEIVA TORRES (2013) La fragmentación de roca por voladura tiene un significativo impacto en la rentabilidad de la mina, de manera imperiosa se puede aseverar que un determinado grado de fractura condiciona el desempeño de procesos posteriores de conminución. Si la distribución de tamaño de roca fragmentada es modelada y controlada, la operación logra un avance significativo hacia la mejora de su desempeño dentro de un proceso general denominado *Mine to Mill*. (9)

Esta evaluación, modelización y control de criterios direccionados a la fragmentación secuencial de la roca después de la voladura se le denomina, Análisis Granulométrico de material volado (33), el cual para fines puntuales de la presente investigación se ordenara de la siguiente manera:

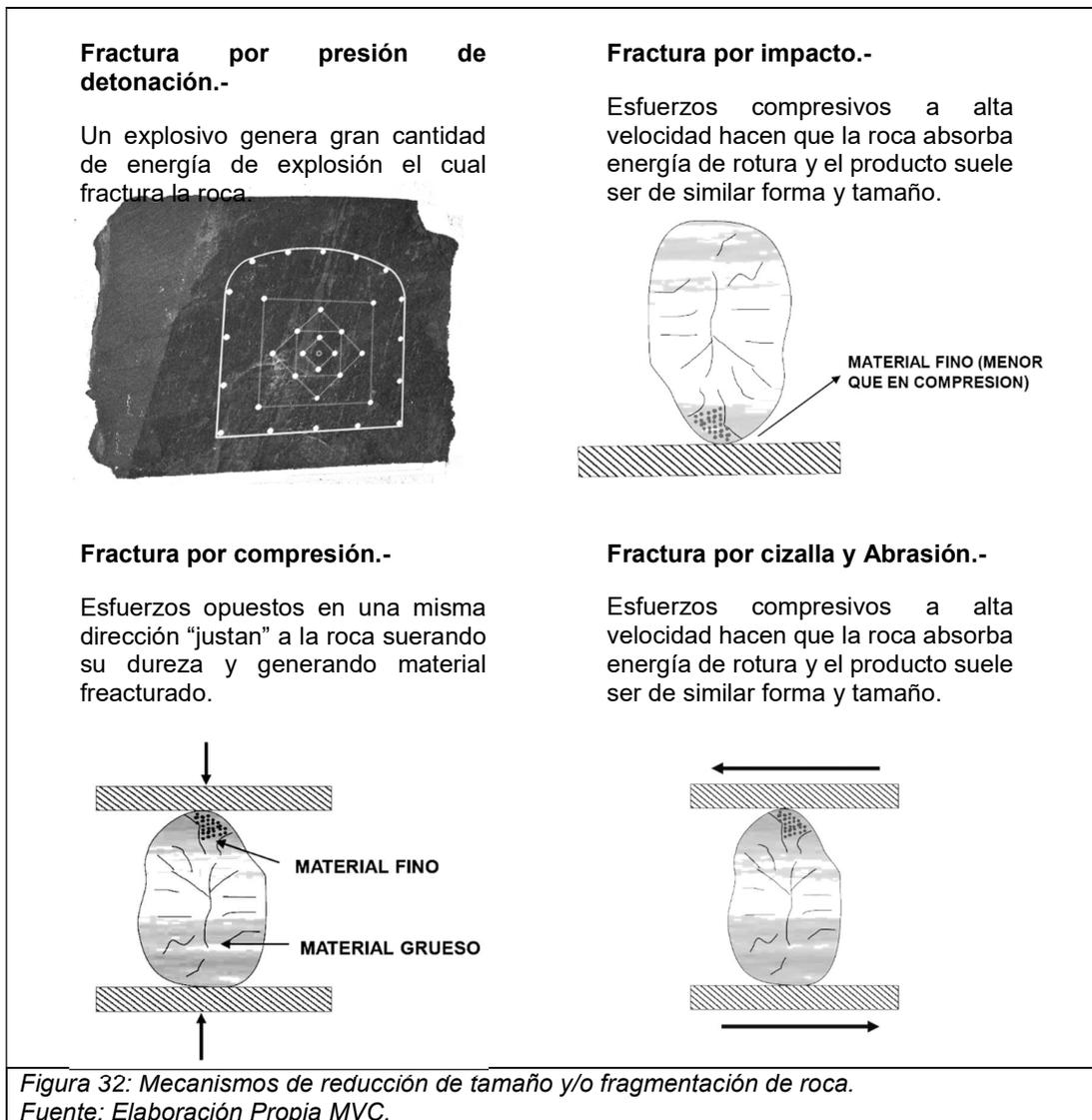


2.5.4.1 Generalidades de fragmentación de rocas.



De manera tradicional la industria minera clasifica sus operaciones en, Operaciones Mina y Operaciones Planta, cada se gestiona de manera cuasi independiente y con presupuestos propios logrando respectivamente metas de acorde a lo planificado, esto podría conllevar futuras complicaciones, por ejemplo es un riesgo potencial disminuir costos u optimizar estándares de P&V por tonelada de roca removida sin atender ni estimar impactos en procesos en planta

2.5.4.2.1 Mecanismos de reducción de tamaños.-



2.5.4.2 Teoría de la Conminución.-

Según NAVARRO DONOSO (2013) la conminución identifica todos los procesos que tienen que ver con la acción de reducir el tamaño del material volado los cuales posteriormente se procesaran decantando elementos de valor comercial y otros que no tienen valor (ganga). (34)

Uno de los parámetros más importante dentro de la teoría de Conminución es la inversión de energía absorbida por el material roto (post-disparo) dentro del circuito de Conminución. Al reducir su tamaño sea cual sea el mecanismo de fractura implicara.

Por lo general se estimaron valores matemáticos (Anexo 17) a fin de estimar el Trabajo de consumo energético (W_R) de acuerdo a las características de la roca en un punto determinado dentro del circuito de conminución, teniendo que:

Postulado de Rittenger (1987).-

$$W_R = k_R * \left(\frac{1}{P_{80}} - \frac{1}{F_{80}} \right)$$

Donde:

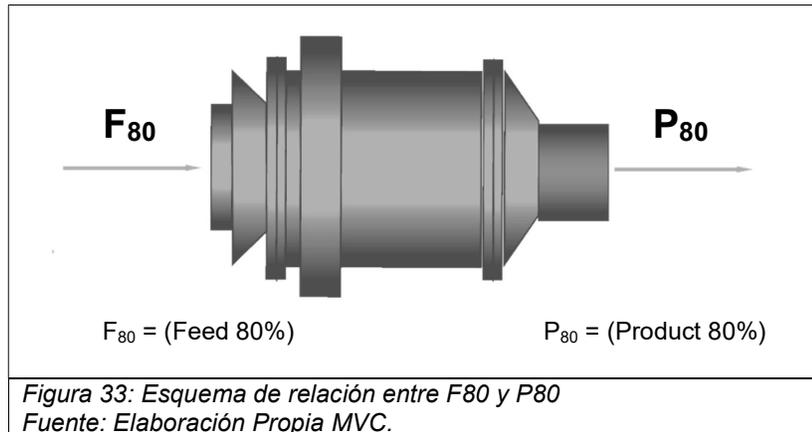
W_R : Energía relativa necesaria. (kWh/Tc), (kilowatt hora / ton. corta)

P_{80} : Apertura de malla del 80% pasante acumulado (μm).

F_{80} : Apertura de malla del 80% alimentado acumulado (μm).

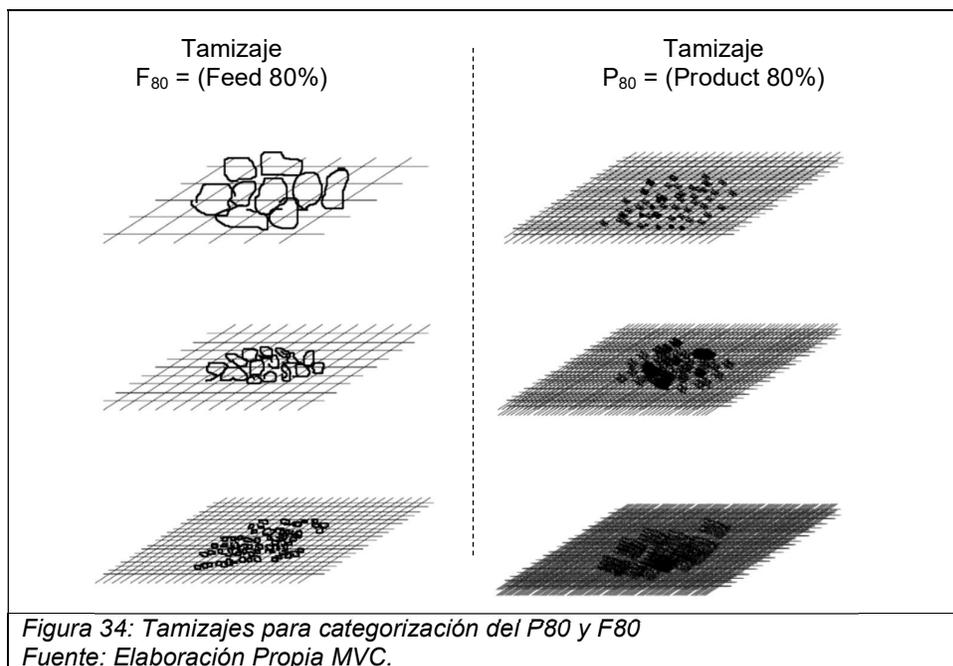
K_R : Constante de Rittenger (0.85).

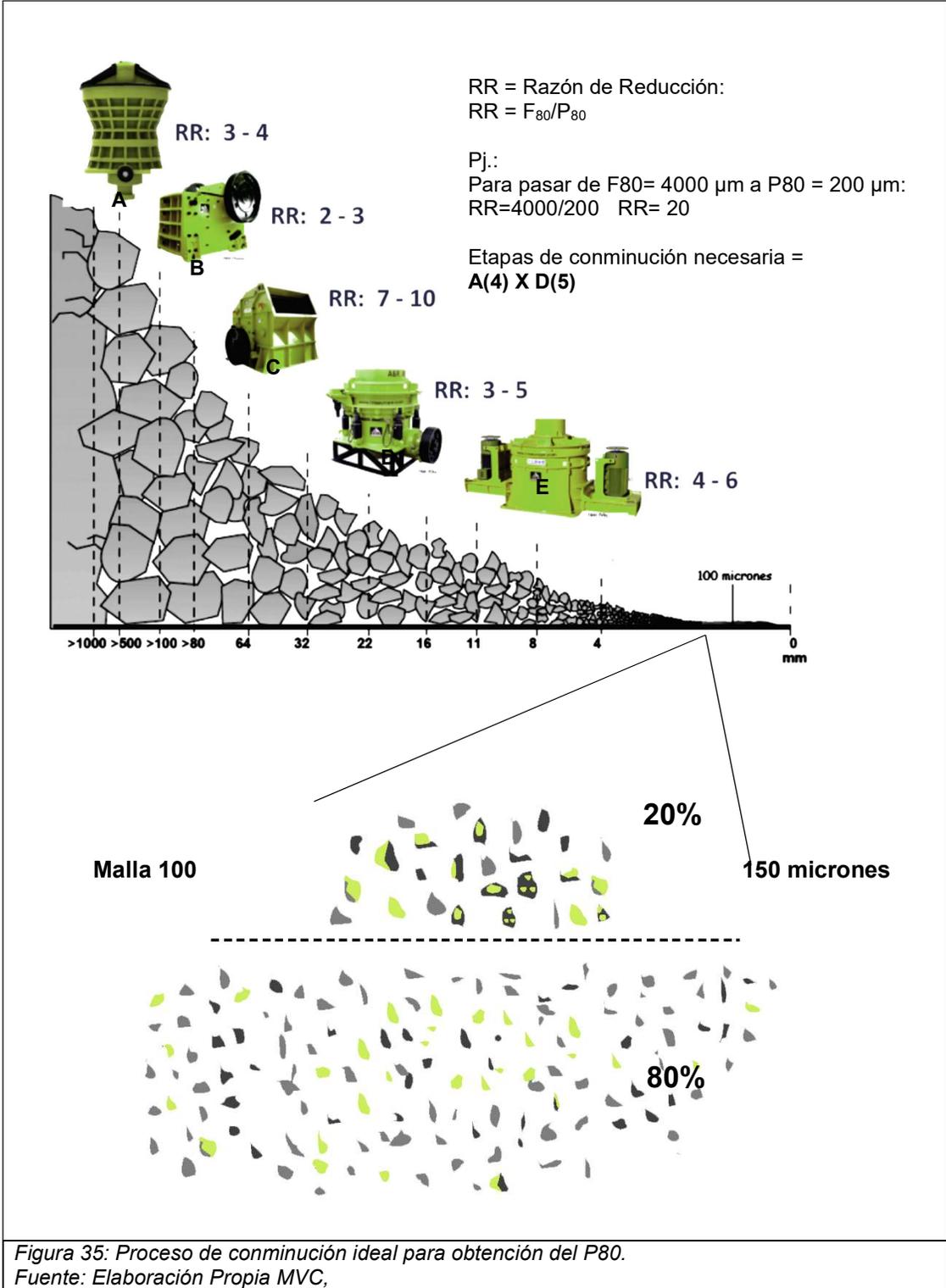
“La energía relativa consumida en la conminución es directamente proporcional a la nueva superficie creada” teniendo en cuenta que la masa inicial de alimentación o input (F_{80}) debe ser igual a la masa del Producto u output (P_{80}).



F₈₀.- Es el tamaño de tamiz que deja pasar 80% del material fragmentado post - voladura en el proceso de alimentación del circuito. Se expresa en micrones μm . (*)*Tabla de Tamices ASTM: (Anexo 11)*

P₈₀.- Es el tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas molidas después del proceso de conminución. Se expresa en micrones μm . (*)





Teoría de Bond o Bond-Index.-

Reformula los postulados de anteriores autores y estima una formula general para estimar el Índice de Trabajo o Work-Index (WI) que se involucra en la reducción de un fragmento volado. (35) (Ver Anexo 12)

Hoy se configura como una medida estándar que lleva todo circuito de reducción de tamaño de material volado a una base común de comparación de finos, según: (35)

$$W = WI * \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Donde:

W : Trabajo de Energía. (kWh/Tc), (kilowatt hora / ton. corta).

WI : Work-Index. (KWh/Tc), (kilowatt hora / ton. corta).

P_{80} : Apertura de malla del 80% pasante acumulado (μm).

F_{80} : Apertura de malla del 80% alimentado acumulado (μm).

Ejemplificación-Cia. Minera Lincuna:

El circuito de chancado procesa aproximadamente 110.17 t/h (de alimentación seca), la Chancadora Primaria consume 3,220 kW. La apertura del tamiz que deja pasar 80% del material volado es 151935.72 μm y la del producto es 95365.45 μm . Entonces:

1. Consumo Energético (W): $W = \frac{3220 \text{ kW}}{470 \text{ t/h}} \quad W = 6.85 \text{ kWh/t}$

2. Calculo del WI operacional:

$$6.85 \frac{\text{kWH}}{\text{t}} = WI * \left(\frac{10}{\sqrt{205}} - \frac{10}{\sqrt{2600}} \right) \quad WI = 13.64 \text{ kWh/t}$$

3. Si se desearía tener un P_{80} reducido o más fino a 160 μm :

$$W = 13.64 * \left(\frac{10}{\sqrt{160}} - \frac{10}{\sqrt{2600}} \right) \quad W = 8.11 \text{ kWh/t}$$

4. Tonelaje de alimentación por hora será:

$$\frac{3220 \text{ kW}}{8.11 \text{ kWh/t}} = 397.04 \text{ kWh/t}$$

Eso quiere decir que para obtener finos <160 μm implica reducir la cantidad de alimentación ya que se consume más energía es por ello que La Perforación y voladura debería prever en lo posible entregar un material de menor granulometría.

En resumen de (34) se concluye que el Work-Index (WI) representa el trabajo ideal para reducir el material volado desde un tamaño infinito a una pasante de malla 100 (150µm) o dicho de otro modo, representa la resistencia que ofrece el material volado a una secuencia de fracturamientos medidos en kWh/Tc.

A continuación se presenta los valores de WI más representativos en conminución:

Tabla 30: Valores de WorkIndex para diferentes tipos de roca.

Material	WI (kWH/ton corta)
Andesita	18.25
Gneiss	20.13
Arcilla	6.3
Magnesita	11.13
Baritina	4.73
Basalto	17.1
Mineral de cobre	12.72
Bauxita	8.78
Caliza	12.74
Mineral de Oro	14.93
Mineral de Pirita	8.93
Cuarcita	9.58
Mineral de plomo	11.9
Diorita	20.9
Esquisto	15.87
Mineral de zinc	11.56
Molibdeno	12.8
Pizarra	14.3
Gabro	18.45
Granito	20.13

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada de "Conminución y Separación de tamaños"

2.5.4.3 Análisis Kuz Ram.

Kusnetsov y Rosin Ramler resumen su análisis de conminución en un modelo matemático que pueda predecir el grado de fragmentación en base a las características de la roca y el factor de carga explosiva.

$$x_m = A * CE_{ex} * \frac{Q_{ex}^{0.17}}{F_c^{0.8}} * \left(\frac{115}{PRP_{anf\ o}} \right)^{0.95}$$

Donde:

x_m : Tamaño predictivo de material volado (cm).

A : Índice de Volabilidad.

F_c : Factor de carga (kg/m³).

Q_{ex} : Masa de explosivo por taladro (kg).

$PRP_{anf\ o}$: Potencia relativa por peso respecto al Anfo (kBar).

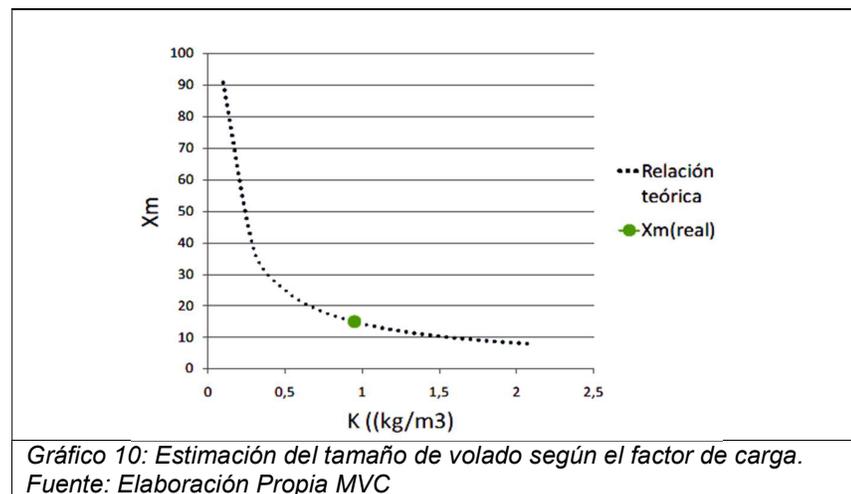
CE_{ex} : Constante corregidas según Ashby

Tabla 31: Índice de Volabilidad de rocas.

Rocas duras	Índice de Volabilidad (A)
Altamente fracturadas	7
Medianamente fracturadas	10
Débilmente fracturadas	13

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada de "Conminución y Separación de tamaños"

Según SENA LEITE (2013) es indispensable evaluar la viabilidad del modelo de Kuz-Ram para voladuras de interior con el propósito de optimizar la predictibilidad de valores estimados del tamaño de fragmentación. (36)



2.5.4.4 Soporte de Software.

El avance tecnológico nos brinda herramientas destinadas a gestión de operaciones y variables mineras a fin de lograr simulaciones con alta confiabilidad.

a. Para cálculo de F80 y P80: JKSIMMET V3.0

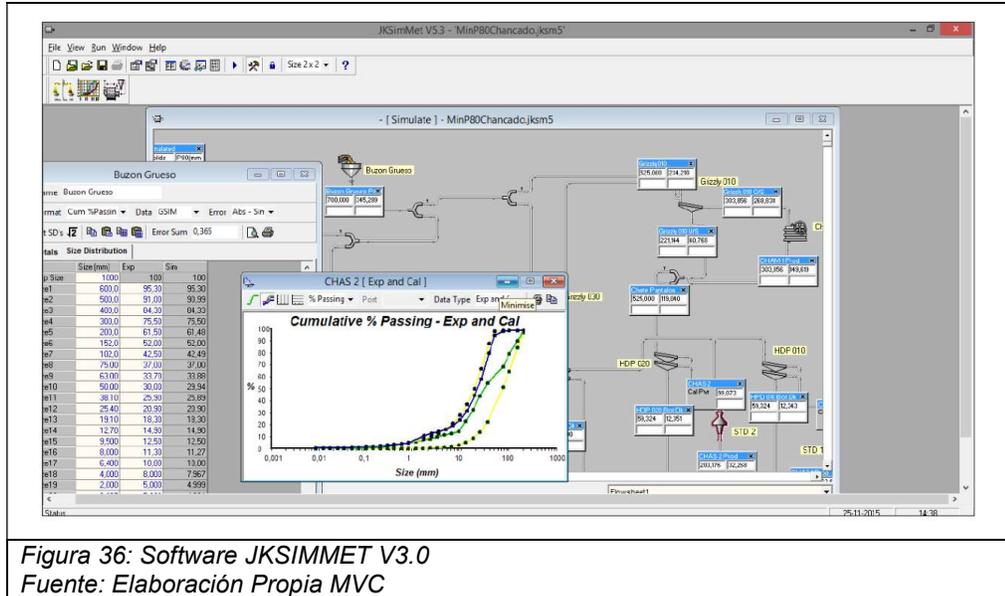


Figura 36: Software JKSimMet V3.0
Fuente: Elaboración Propia MVC

b. Para Predictibilidad de material volado: BLASTTEC V4.25

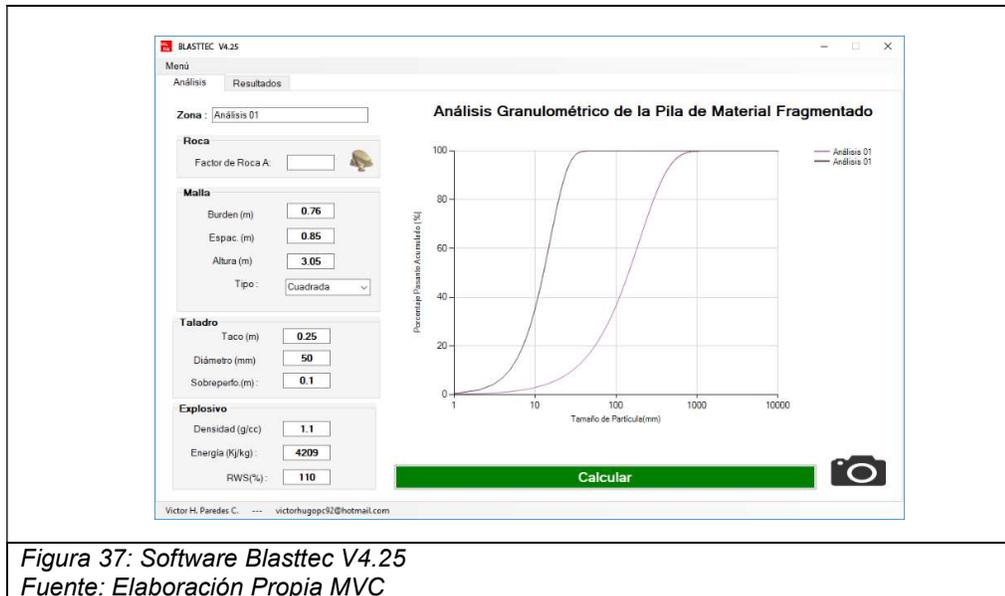
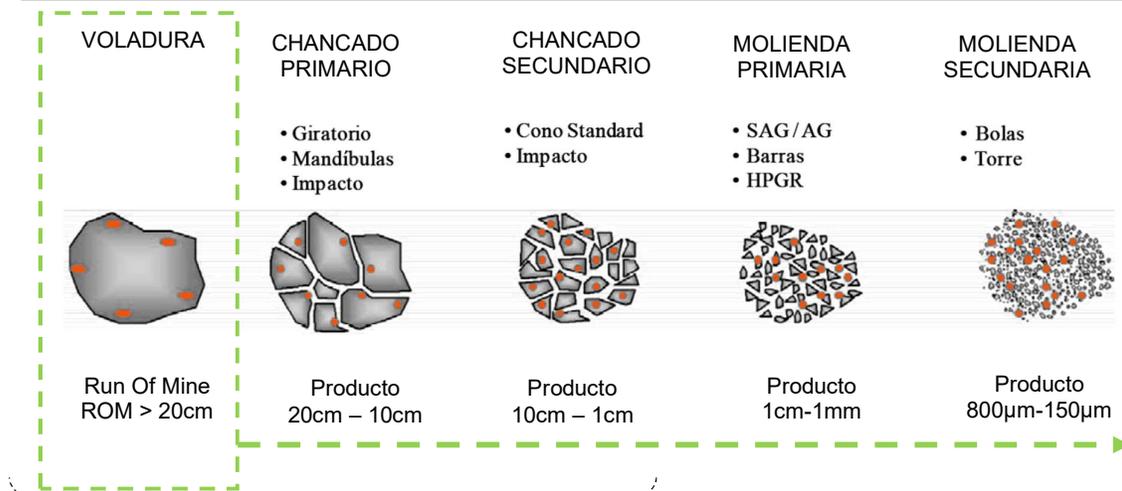


Figura 37: Software Blasttec V4.25
Fuente: Elaboración Propia MVC

2.5.4.5 Incidencia del Chancado.

Tabla 32: Incidencia del Chancado a partir de procesos de voladura.



El proceso de Voladura como factor crucial y optimizante de fragmentación incide sobre el proceso del Chancado Primario, reduciendo considerablemente los costos en esta operación.

Incidenias del Chancado

Proceso	# etapas de Chancado	# etapas de Molienda
Para proceso de lixiviación.	3	---
Para proceso de lixiviación en botaderos	1 a 2	---
Para procesos de flotación.	3	2

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada de "Conminución y Separación de tamaños"

a. Incidencia de Energía como prioridad para una optimización gradual.

Tabla 33: Incidencia de la Energía.

Etapa	Sub Etapa	Conminución	Consumo de Energía (kWH/tc)
Chancado	Primario	50 cm - 10 cm	0.7 a 1
	Secundario	10 cm - 01 cm	1 a 2
	Terciario	1 cm - 5 mm	1 a 3
Molienda	Primario	5mm - 1mm	3 a 6
	Secundario	1mm-100µm	4 a 10

Fuente: Tabla de Elaboración propia en base a información recolectada, resumida y clasificada de "Conminución y Separación de tamaños".

CAPITULO III: METODOLOGÍA

3.1 Método y alcances de la investigación.-

3.1.1 Método general o teórico de la investigación.-

La presente investigación utilizará el Método Científico ya que la manipulación, medición y experimentación sobre los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura (*variable 1*) condicionan en el proceso de fragmentación; consecuente a ello mediante la observación sistemática se contrastará los resultados granulométricos (*variable 2*) con los modelos predictivos.

3.1.2 Método específico de la investigación.-

Se utilizará como método específico el observacional basadas en fichas de inspección de caracterización de la roca, modelización predictiva de fragmentación y simulación ajustada de fenómenos de voladura los cuales se representan a través de gráficos estadísticos y cuadros comparativos según se requiera; finalmente sintetizar los resultados para poder lograr las conclusiones más significativas y relevantes y lo comparare con las hipótesis que fueron planteadas en un inicio.

3.1.3 Alcances de la investigación.-

3.1.3.1 Tipo de investigación.-

La presente investigación posee tipología de carácter aplicada ya que se ejerce la puesta en práctica de teoría involucrada sobre la realidad circunstancial en el desarrollo de mejoras continuas.

3.1.3.2 Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptiva-correlacional, debido a que se busca especificar la manera de cómo se puede obtener una granulometría más fragmentada del material volado a partir de una mejora de los procesos de Perforación y Voladura posibilitando influir en reducción de gastos y costos operativos.

3.2 Diseño de la Investigación

Se usará el diseño experimental–descriptivo ya que habrá manipulación de la variable independiente; y observaciones de resultados en base al Gráfico 12:

3.3 Población y muestra

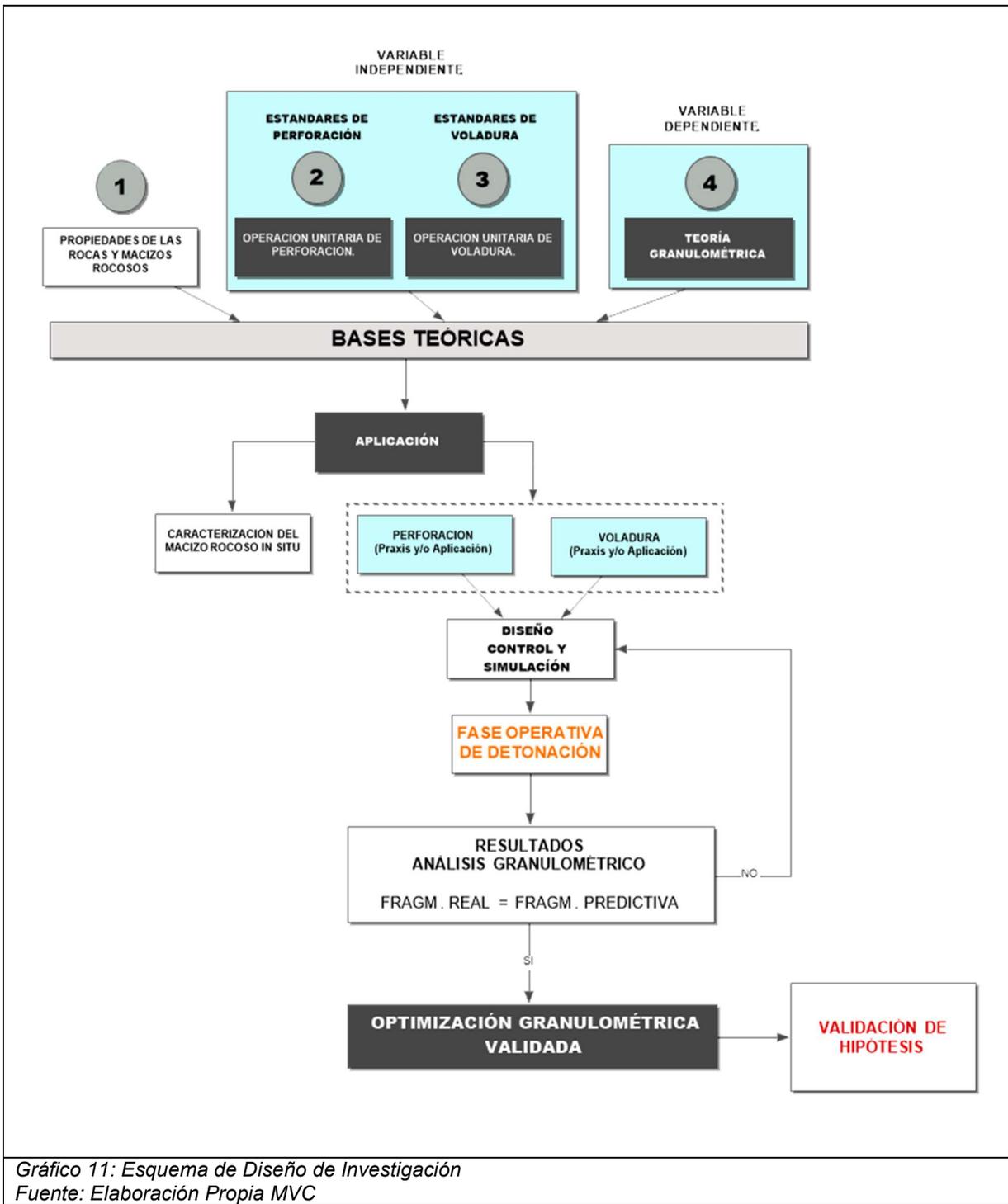
3.3.1 Población.-

Estará comprendida por las labores de avance de la Zona Hércules – Compañía Minera Lincuna S.A.

3.3.2 Muestra.-

Zonas FR-26 y FR-24 (*Recopilación 75 disparos*) (Secc 4.0X4.0).

Zonas GL 9557, FR26 y GL9800. (*Planificación de 75 disparos*) (Secc 4.0x4.0)



3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos.-

- Análisis documentado preexistente.
- Observación directa e Intencional.
- Entrevistas y Focus Group operacional.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos.

- Informe Progresivo del Departamento de Geomecánicas.
- Ficha de observación de Diseño de malla.
- Fichas técnicas de explosivos y accesorios.
- Ficha de observación del diseño de carga de columna explosiva.
- Software.-
 - Microsoft Word 2013
 - Microsoft Excel 2013
 - Autocad Civil 3D 2018
 - JkSimblast – 2D FACE
 - Drift v.2
 - BlastTec
- Papelería y Utilería de soporte, calculadora, etc.

CAPÍTULO IV: ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1 Diseño e Identificación del Macizo Rocosó.-

De acuerdo a datos y reportes del Departamento de Geomecánica (Anexo 02 y Anexo 13) se estima lo siguiente:

Tabla 34: Síntesis de análisis Geomecánico

Detalle	Estimación Geomecánica
Labor	FR-26
Roca Predominante	Andesítica intrusiva
RMR promedio	65-78 (Clase III – A Regular/Buena) (67)
GSI promedio	63 (regular)
Calidad según Diaclasamiento	Caja techo y estructura mineral estable.
Presencia de Agua	Mojada-Moderada
Dimensiones de labor	4.00m X 4.00m
Resistencia a la Compresión	82.52 MPa
Densidad de Roca	2.78 g/cm ³
Esponjamiento	51%

Fuente: Elaboración propia en base a información del Departamento de Geomecánica de la Cia. Minera Lincuna.

Se resalta la dureza media de la roca a volar, por lo cual para su arranque se necesitará un explosivo de alta potencia además debido a la moderada presencia de aguas en las labores este concluye en usar una **Emulsión Encartuchada Plástica**, esta se detallará en el apartado *Diseño de malla de P&V*.



Figura 38: Frente de Voladura FR-26
Fuente: Elaboración Propia MVC

4.2 Diseño de Nueva Malla Optimizada de P&V.-

Para el rediseño y nueva formulación de la malla de P&V se aplicará la metodología de Holmberg y Persson con criterios de arranque de cuatro secciones y según la disponibilidad de Equipos, útiles de acero y barras de perforación:

Tabla 35: Requerimiento de perforación.

Requerimiento económico de avance > 3.50 m // Efic. Perforación= 93%

Maq/Accesorio	Modelo	Detalle
Maquinaria de Perforación	Jumbo DD210 - Sandvik	01 Brazo
Barra de perforación - Barreno	R32 H35 T38 MF	10', 12'
Broca Rimadora (Adquirido)	R32 x 4"	102mm – 4"
Broca Drifter	R32 x 45mm (7 botones)	45 mm – 1 ³ / ₄ "

Fuente: Recopilación de disponibilidad Cía. Minera Hercules SAC (Contratista).

4.2.1 Estimación del avance o longitud de perforación:

- a. La longitud de perforación con barras de 12ft está definida por:

$$L_{\text{perf}} = (L_{\text{barra}}) * (\text{Efic}_{\text{perf}})$$

$$L_{\text{perf}} = 12 * 0.93 * 0.3048 = 3.40 \text{ m}$$

Comentario.-

Toda vez que la barra posee diámetro de 45mm se deberá contrastar con el algoritmo de Holmberg y Persson a fin de observar si es suficiente usar el mismo diámetro en los taladros de alivio (D_0) y definir la longitud práctica de avance (L_p):

- b. La longitud práctica de avance sería:

$$L_p = 0.15 + 34.1 * D_0 - 39.4 * D_0^2$$

$$L_p = 0.15 + 34.1 * (45) - 39.4 * (45)^2 = 1.60 \text{ m}$$

Comentario.- Se observa que con 01 taladro de alivio de 45mm se lograría avances de máximo = 1.60m lo que es demasiado deficiente y está lejos del requerimiento de avance, el cual debe ser = 3.40 m. Aquí nacen dos opciones para la toma de decisión:

- 1. Se perforará 02 o 03 taladros juntos de $D_0=45\text{mm}$, a fin de simular un incremento del diámetro del taladro de alivio*
- 2. Usar una broca rimadora de $D_0=102\text{mm}$ (4") con guía o adaptador piloto.*

Se opta por tomar el segundo criterio, así tenemos:

$$L_p = 0.15 + 34.1 * (0.102) - 39.4 * (0.102)^2 = 3.29 \text{ m}$$

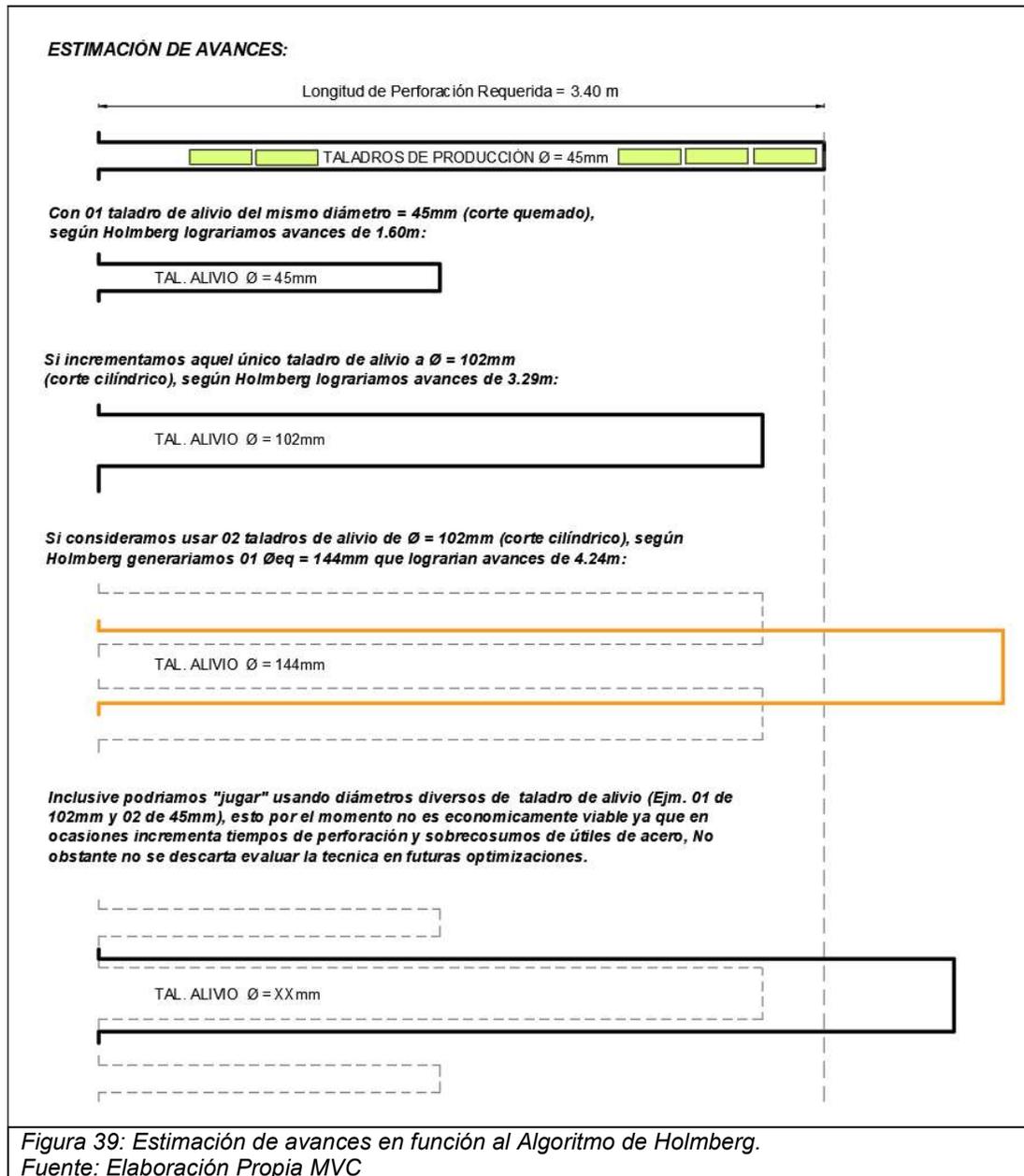
Comentario.- Ni aun usando una broca rimadora se pudo llegar al requerimiento de 3.40m. A fin de lograr con el objetivo, se incrementó 01 taladro de alivio más de diámetro (D_0) similar =102mm, para ello el Algoritmo de Holmberg requiere calcular previamente un diámetro equivalente (D_{eq}):

$$D_{eq} = d * \sqrt{n}$$

$$D_{eq} = 102 * \sqrt{2} = 144 \text{ mm, Entonces;}$$

$$L_p = 0.15 + 34.1 * (0.144) - 39.4 * (0.144)^2 = 4.24 \text{ m}$$

Comentario.- Se observa que 02 taladros de alivio de Ø = 102mm asegurarían una longitud teórica de avance de 4.24m lo cual es más que suficiente ante lo requerido (Lp=3.40m) además constituye una mayor superficie de cara libre.



4.2.2 Diseño geométrico y carga explosiva del Arranque - 1era Sección:

4.2.2.1 Calculo de Burden (01).-

Comentario.- Se evidencio errores de perforación mínimos con, desviación $\alpha = 1\%$ y error de emboquille $\beta = 2\text{ cm}$, pero se sabe que estos inciden en el cálculo de Burden por lo cual se ajusta, según:

$$F = \alpha * L_p + \beta$$

$$F = 0.01 * 3.40 + 0.02 = 0.054\text{m}$$

Luego el Burden práctico se define como:

$$B_1 = 1.7 * D_0 - F$$

$$B_1 = 1.7 * (0.144) - (0.054) = 0.19\text{m}$$

4.2.2.2 Concentración de carga lineal explosiva.-

a. El cálculo responde según la siguiente fórmula:

$$q_1 = 55 * \phi_p * \left(\frac{B_1}{D_0}\right)^{1.5} * \left(B_1 - \frac{D_0}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{S_{\text{anf0}}}\right)$$

$$q_1 = 55 * 0.045 * \left(\frac{0.19}{0.102}\right)^{1.5} * \left(0.19 - \frac{0.102}{2}\right) * \left(\frac{0.35}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.05}\right)$$

$$q_1 = 0.728 \text{ kg/m}$$

b. Se obtendrá también la Longitud de carga (Lc), de:

$$L_{\text{carga}} = L_{\text{perf}} - L_{\text{taco}} \quad \wedge \quad L_{\text{taco}} = 10 * \phi_p$$

$$L_{\text{taco}} = 10 * 0.045 = 0.45\text{m, entonces:}$$

$$L_{\text{carga}} = 3.40 - 0.45 \quad L_{\text{carga}} = 2.95\text{m}$$

c. Selección del nuevo Explosivo (Ver Anexo 14).

Tabla 36: Características de Emulnor3000 (1 1/4"x12").

Presentación	(1"x12")
Ø explosivo (m)	0.0286
ρ explosivo (gm/cm ³)	1.14
Carga lineal "qex" (kg/m)	0.731
Peso del Cartucho (Wex) (Kg)	0.223

Fuente: Elaboración propia.

d. Numero de Cartuchos necesarios para la carga:

$$N_{\text{cart}} = \frac{L_{\text{carga}} * q_{\text{ex}}}{W_{\text{cart}}} \quad N_{\text{cart}} = \frac{2.95 * 0.731}{0.223} = 9.67 \approx 10 \text{ cartuchos}$$

e. Carga de fondo

$$C_f = 0.4 * L_{\text{carga}} \quad C_f = 0.4 * 2.95 = 1.18\text{m} \quad (04 \text{ cartuchos})$$

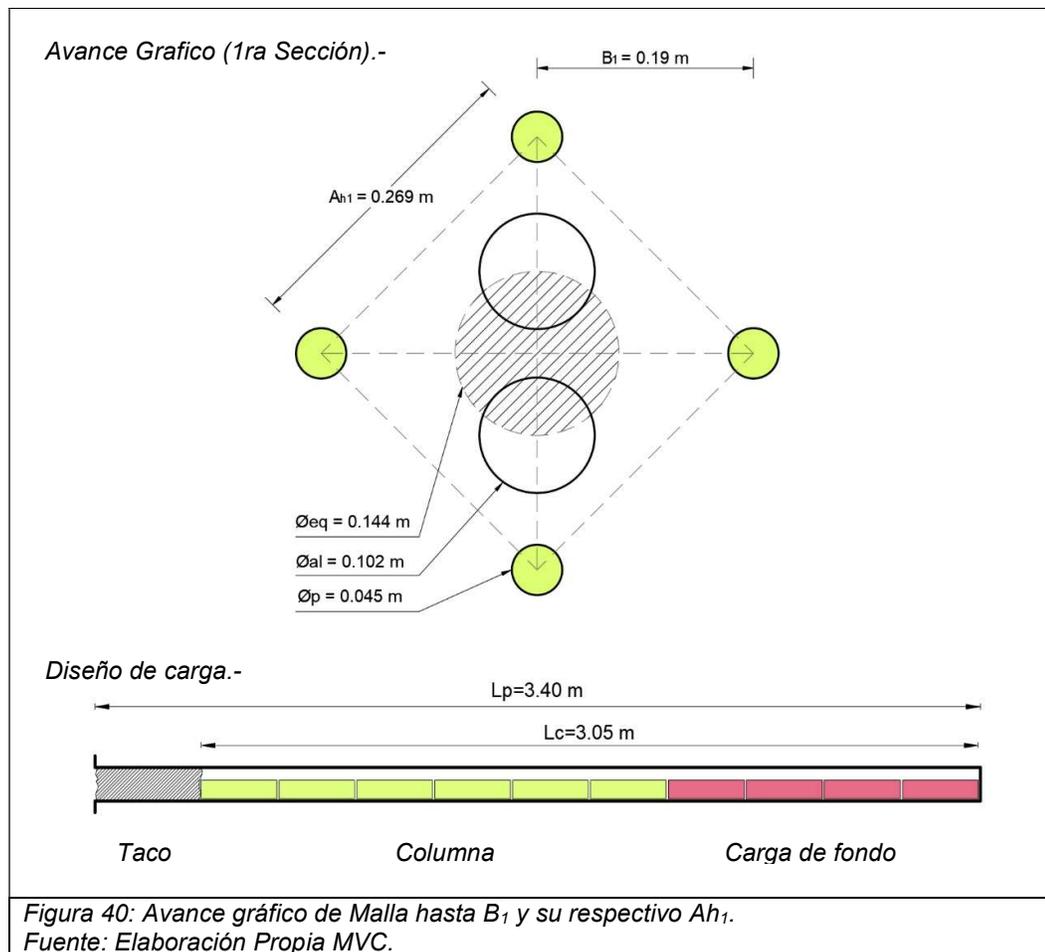
Comentario.- Se preverán 04 cartuchos de los 10, como carga de fondo a fin garantizar el disparo idóneo, para ello se escoge el Emulnor5000.

Preliminares para Avance Gráfico:

Tabla 37: Preliminares de geometría y carga para taladros de arranque.

Item	Descripción	Cantidad	Unid.
Diseño Geométrico			
\varnothing_{Aliv}	\varnothing Taladro de alivio.	0.102	m
$\varnothing_{AlivEq.}$	\varnothing Taladro de alivio equivalente.	0.144	m
\varnothing_p	\varnothing Taladro de producción.	0.045	m
B	Burden Práctico	0.19	m
Diseño de carga			
L_p	Longitud de perforación	3.40	m
L_c	Longitud de carga	2.95	m
C_c	Columna	06	cart
C_f	Carga de fondo	04	cart
T	Taco	0.45	m

Fuente: Elaboración propia MVC.



4.2.3 Diseño geométrico y carga explosiva del Arranque 2da a 4ta Sección:

4.2.3.1 Cálculo de Burden (02).-

Para calcular el Burden 02 se considera una abertura de Ancho (A_{h1}), creada por Burden 01, además ya se conoce " q_{ex} " (carga lineal), por tal:

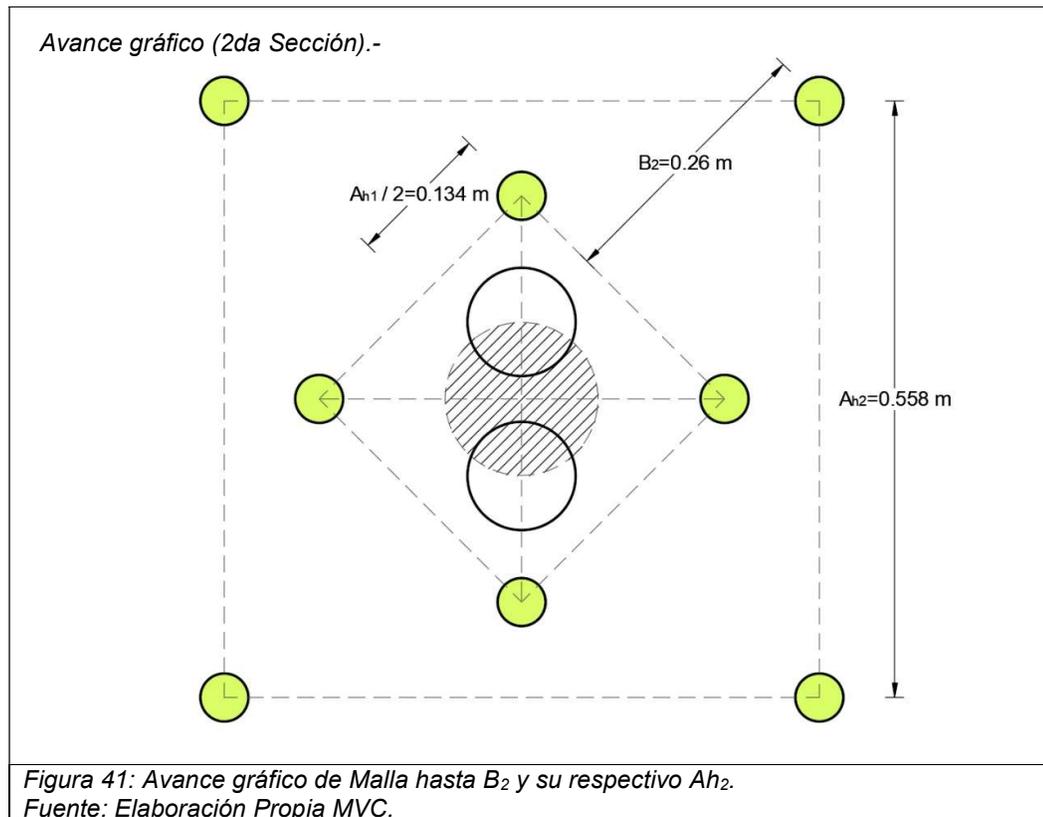
$$A_{h1} = (B_1) * \sqrt{2}$$

$$A_{h1} = (0.19) * \sqrt{2} = 0.269 \text{ m} \quad \text{Entonces:}$$

$$B_2 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_{ex} * S_{anfo}}{\phi_p * C}} \right) - F$$

$$B_2 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.269) * 0.728 * 1.05}{0.045 * 0.35}} \right) - 0.054$$

$$B_2 = 0.26 \text{ m}$$



4.2.3.2 Cálculo de Burden (03).-

Geoméricamente de figura 39:

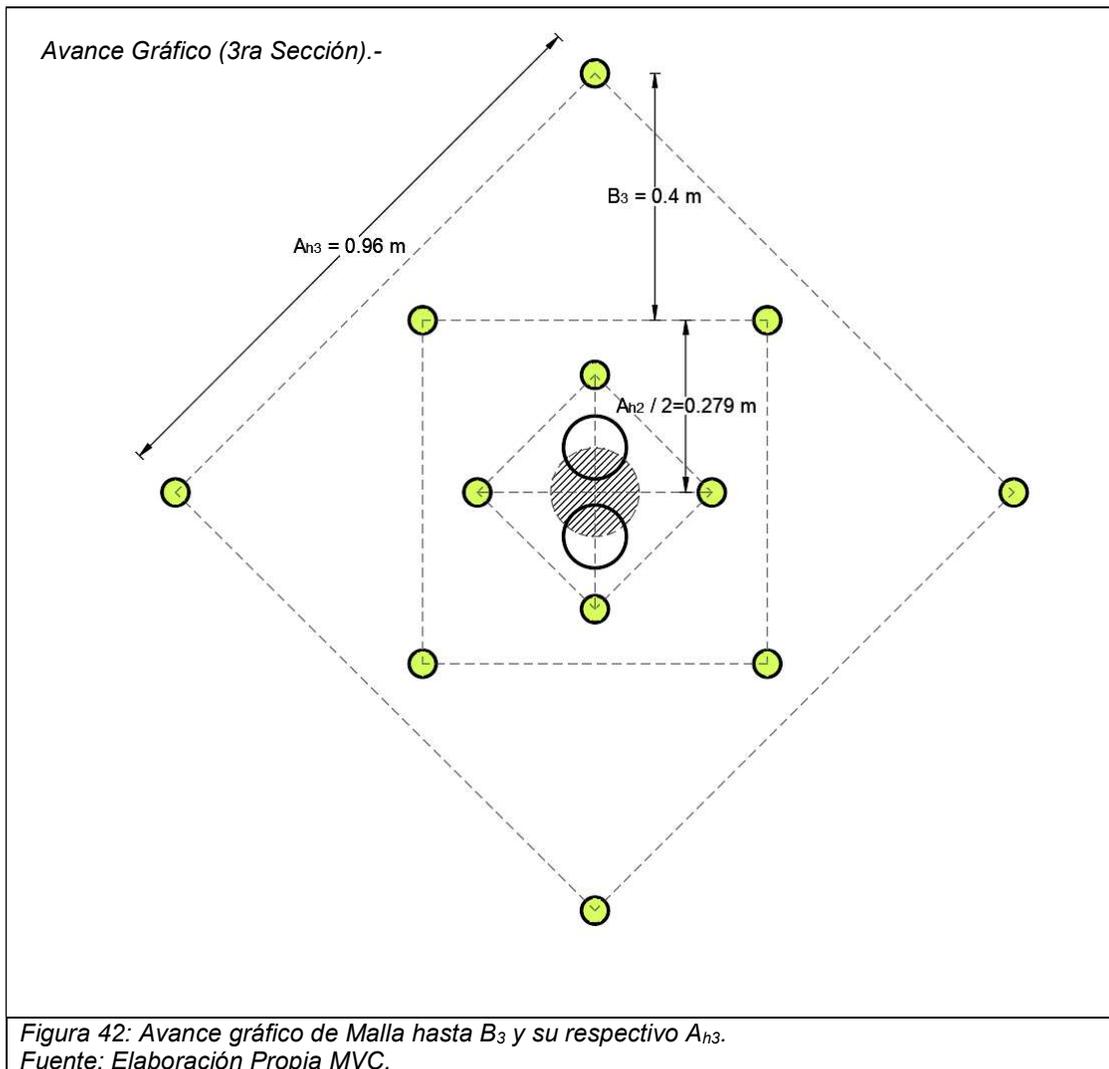
$$A_{h2} = \left(B_2 + \frac{A_{h1}}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h2} = \left(0.26 + \frac{0.269}{2} \right) * \sqrt{2} = 0.558 \text{ m} \quad \text{Entonces:}$$

$$B_3 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_{ex} * S_{anfo}}{\phi_p * C}} \right) - F$$

$$B_3 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.558) * 0.728 * 1.05}{0.045 * 0.35}} \right) - 0.054$$

$$B_3 = 0.40 \text{ m}$$



4.2.3.3 Cálculo de Burden (04).-

Geoméricamente de figura 40:

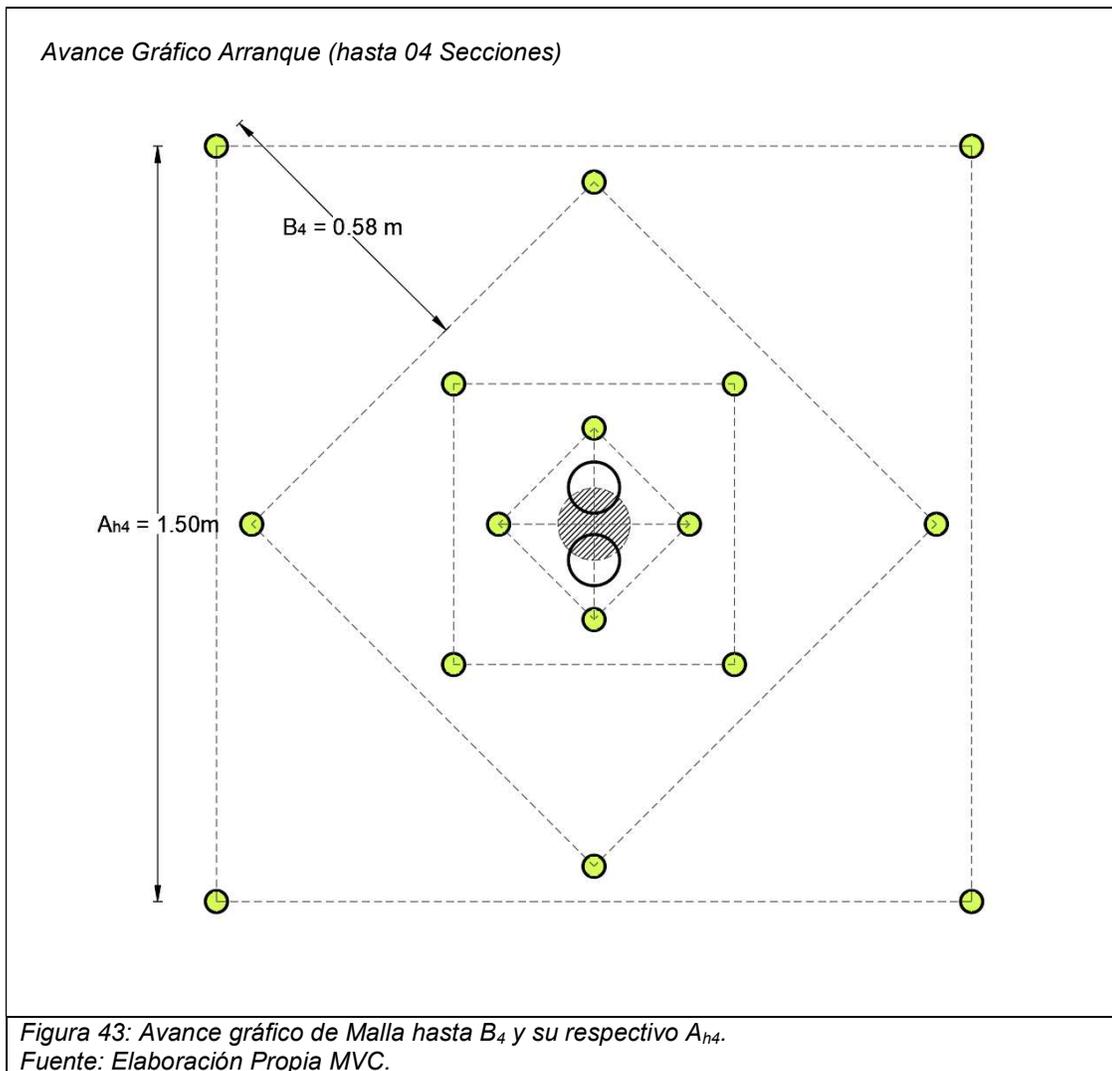
$$A_{h3} = \left(B_3 + \frac{A_{h2}}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$A_{h3} = \left(0.40 + \frac{0.558}{2} \right) * \sqrt{2} = 0.96 \text{ m} \quad \text{Entonces:}$$

$$B_4 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{A_{h3} * q_{ex} * S_{anfo}}{\phi_p * C}} \right) - F$$

$$B_4 = \left(8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{(0.96) * 0.728 * 1.05}{0.045 * 0.35}} \right) - 0.054$$

$$B_4 = 0.58 \text{ m}$$



4.2.4 Diseño geométrico y carga del Arrastre:

4.2.4.1 Diseño Geométrico.-

Comentario.- Para el diseño de los taladros de arrastre se considera reducir ligeramente la potencia del explosivo por lo que se usará Emulnor3000 1"x12".

Se calculará la concentración de carga (q_{ex}), según:

$$q_{ex} = 250 * \pi * \phi_{eq}^2 * \rho_e$$
$$q_{ex} = 250 * \pi * 0.0254^2 * 1.14 = 0.57 \text{ Kg/m}$$

Luego el Burden para el arrastre será:

$$B_{Arr} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_{ex} * S_{anfo}}{c * f}} \right)$$
$$B_{Arr} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 1.05}{0.35 * 1.45}} \right)$$
$$B_{Arr} = 0.98 \text{ m}$$

El Burden calculado (B_{arr}) será ajustado por la desviación, logrando:

$$B_p = B_{arr} - (L_p * \sin \gamma) - F$$
$$B_p = 0.98 - (3.40 * \sin 3^\circ) - 0.055 = 0.75 \text{ m}$$

Así mismo el Espaciamiento entre taladros de arrastre, es:

$$E = 1.30 * B$$
$$E = 1.30 * 0.75$$
$$E = 0.975 \text{ m}$$

Seguido a ello, el número de taladros de arrastre, será:

$$N_{tal} = \frac{\text{Ancho de Labor}}{E} + 1$$
$$N_{tal} = \frac{4.00}{0.975} + 1 = 5.10 \cong 5 \text{ taladros}$$

Finalmente la corrección de Espaciamiento, es:

$$E_c = \frac{\text{Ancho de Labor}}{N_{tal} - 1}$$
$$E_c = \frac{4.00}{5 - 1} = 1.00 \text{ m}$$

4.2.4.2 Diseño de carga explosiva.-

La longitud de carga (L_c), es:

$$L_c = 0.66 * L_p$$

$$L_c = 0.66 * 3.40 = 2.24m$$

Así el Número de cartuchos necesarios (N_{cart}), es:

$$N_{cart} = \frac{L_c}{L_{cart}}$$

$$N_{cart} = \frac{2.24}{0.3048} = 7.36 \text{ cart} \cong 8 \text{ cartuchos}$$

Y de manera opcional se puede estimar la carga de fondo (C_{fondo}), así:

$$C_{fondo} = 0.45 * L_c$$

$$C_{fondo} = 0.45 * 2.24 = 1.08 \text{ m (3 cartuchos)}$$

Finalmente el Taco Inerte (T), será:

$$T = L_p - (N_{cart} * L_{cart})$$

$$T = 3.40 - (8 * 0.3048) = 0.96 \text{ m}$$

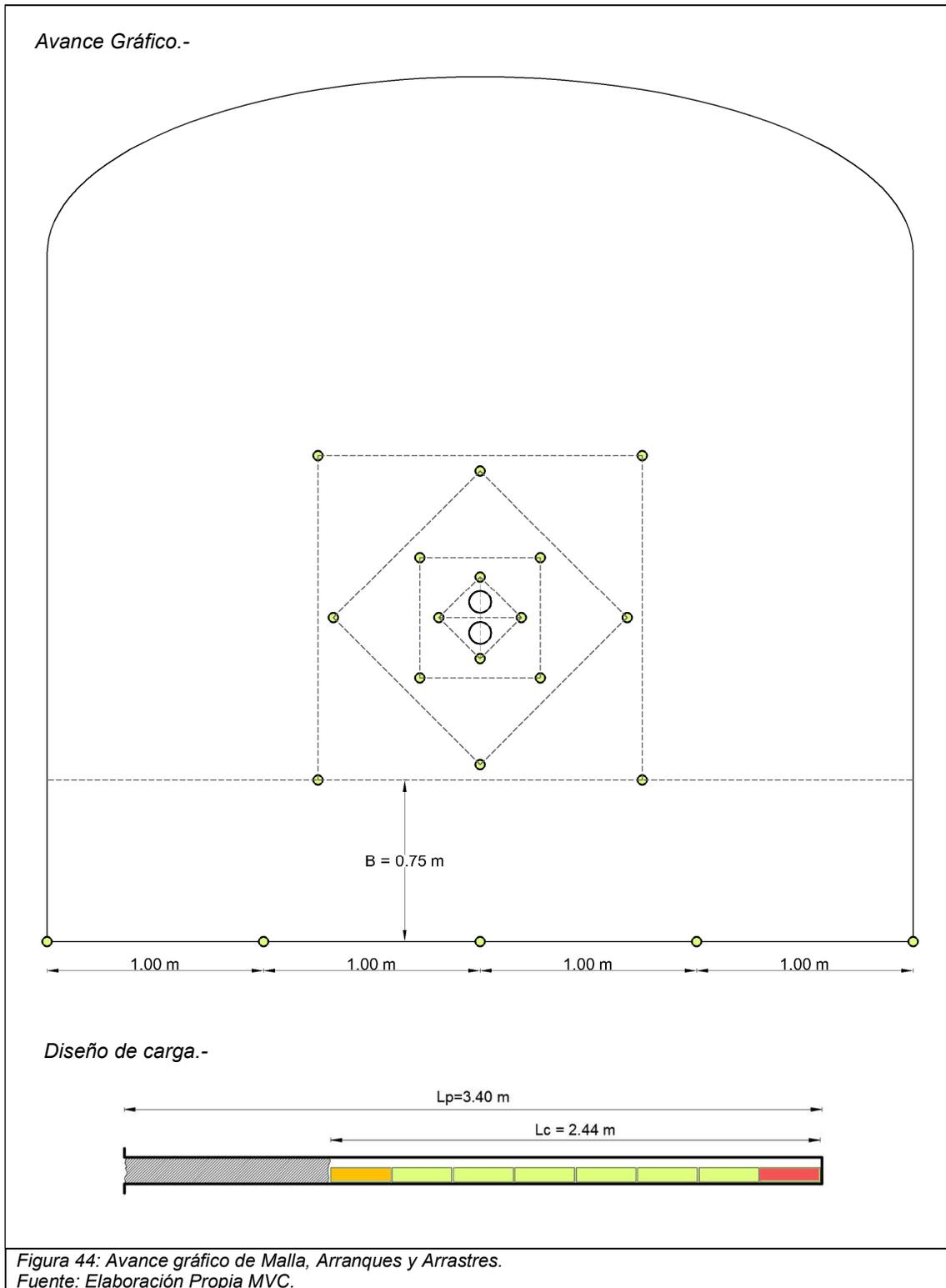
Preliminares para avance gráfico:

Tabla 38: Preliminares de geometría y carga para taladros de arrastre.

Item	Descripción	Cantidad	Unid.
Diseño Geométrico			
Barr	Burden arrastre	0.98	m
Bp	Burden practico a usar	0.75	m
E	Espaciamiento	1.00	m
\emptyset_p	\emptyset Taladro de producción.	0.045	m
Ntal	Numero de taladros	5	unid
Diseño de carga			
L_p	Longitud de perforación	3.40	m
L_c	Longitud de carga	2.24	m
C_c	Columna	08	cart
C_f	Carga de fondo	00	cart
T	Taco	0.96	m

Fuente: Elaboración propia MVC.

Avance Gráfico (Arrastre):



4.2.5 Diseño geométrico y carga de taladros de la Corona:

4.2.5.1 Diseño Geométrico.-

Comentario.- Son quizás los talados más “delicados” de diseñar ya que implica criterios de voladura controlada y desacoplamiento, para ello reduciremos la concentración de carga usando Detonita1000 7/8"x7" (Anexo 15), además recordar que la relación E/B = 0.85; entonces:

La concentración de carga lineal según análisis (Anexo 16), será:

$$q_{ex-max} = 90 * \varnothing_p^2$$
$$q_{ex-max} = 90 * 0.045^2 = 0.18 \text{ Kg/m}$$

Además el “Espaciamiento para voladura de contorno” (E_c) se define con:

$$E_c = K * \varnothing_p$$
$$E_c = 16 * 0.045 = 0.72 \text{ m}$$

Donde:

E_c : Espaciamiento de contorno (m).

K : Constante de ajuste, 15 para roca intermedia.

\varnothing_p : Diámetro de taladro de carga.

Luego el Burden para corona (B_{co}), será:

$$B_{co} = \frac{E_c}{E/B}$$
$$B_{co} = 0.72/0.8$$
$$B_{co} = 0.84 \text{ m}$$

El Burden (B_{co}) calculado será ajustado por la desviación, logrando:

$$B_p = B_{co} - (L_p * \sin \gamma) - F$$
$$B_p = 0.84 - (3.40 * \sin 3^\circ) - 0.055 = 0.60 \text{ m}$$

Seguido a ello, el número de taladros de corona, será:

$$N_{tal} = \frac{Long \text{ corona}}{E} + 1$$
$$N_{tal} = \frac{4*1.10}{0.72} + 1 = 7.11 \cong 7 \text{ taladros}$$

*Para corona curva, generalmente $L_{corona} = 1.10 * \text{Ancho de labor}$.*

Finalmente la corrección de Espaciamiento, es:

$$E_c = \frac{Long \text{ corona}}{N_{tal}^{-1}}$$
$$E_c = \frac{4*1.10}{7^{-1}} = 0.73 \text{ m}$$

4.2.5.2 Diseño de carga explosiva.-

La longitud de carga (L_c), es:

$$L_c = 0.40 * L_p$$

$$L_c = 0.40 * 3.40 = 1.36m$$

Así el Número de cartuchos necesarios (N_{cart}), es:

$$N_{cart} = \frac{L_c}{L_{cart}}$$

$$N_{cart} = \frac{1.36}{7 * 0.0254} = 7.64 \text{ cart} \cong 8 \text{ cartuchos}$$

Longitud de carga corregida ($L_{carga-corr}$), es:

$$L_{corr} = N_{tal} * L_{explosivo}$$

$$N_{cart} = 8 * 7 * 0.0254 = 1.42 m$$

Y de manera opcional se puede estimar la carga de fondo (C_{fondo}), así:

$$C_{fondo} = 0.40 * L_c$$

$$C_{fondo} = 0.40 * 1.36 = 0.54 m \text{ (3 cartuchos)}$$

Preliminares para avance gráfico:

Tabla 39: Preliminares de geometría y carga para taladros de corona.

Item	Descripción	Cantidad	Unid.
Diseño Geométrico			
Bcor	Burden de la corona	0.84	m
Bp	Burden práctico a usar	0.60	m
L _{cor}	Longitud de Corona curva	4.40	m
E	Espaciamiento	0.73	m
Ø _p	Ø Taladro de producción.	0.045	m
Ntal	Numero de taladros	7	unid
Diseño de carga			
L _p	Longitud de perforación	3.40	m
L _c	Longitud de carga	1.42	m
C _c	Columna	05	cart
C _f	Carga de fondo	03	cart
T	Taco	min	---

Fuente: Elaboración propia MVC.

Avance Gráfico (Corona):

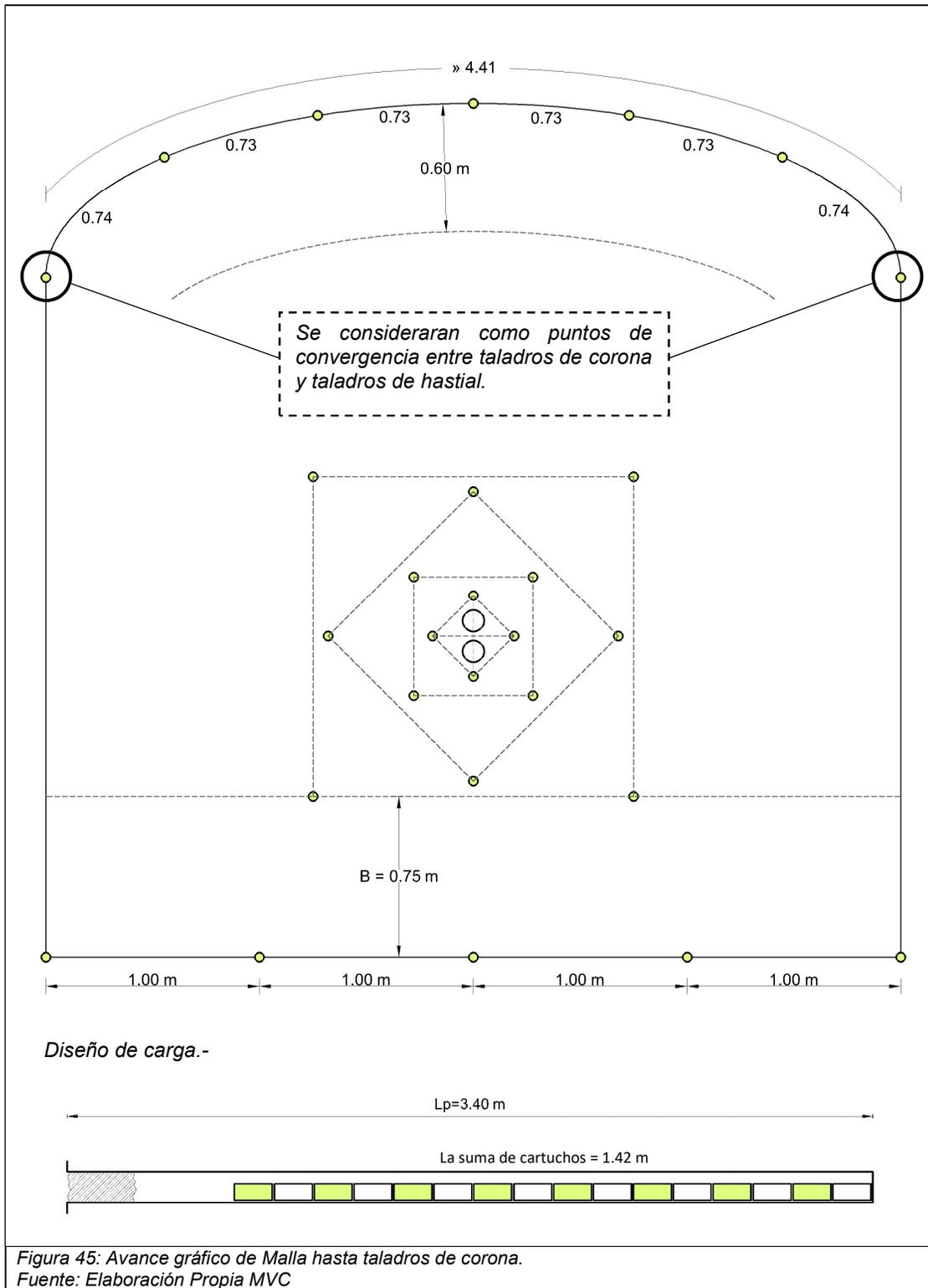


Figura 45: Avance gráfico de Malla hasta taladros de corona.
Fuente: Elaboración Propia MVC

4.2.6 Diseño geométrico y carga de taladros de Hastiales:

4.2.6.1 Diseño Geométrico.-

Comentario.- La práctica sugiere que el explosivo usado en el diseño de taladros de Hastial no varía significativamente al de los arrastres por lo que se usará Emulnor3000 1"x12".

Se calculará la concentración de carga (q_{ex}), según:

$$q_{ex} = 250 * \pi * \phi_{eq}^2 * \rho_e$$
$$q_{ex} = 250 * \pi * 0.0254^2 * 1.14 = 0.57 \text{ Kg/m}$$

Luego el Burden para taladros de hastiales será:

$$B_{hast} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{q_{ex} * S_{anfo}}{c * f * (S/B)}} \right)$$
$$B_{has} = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{0.57 * 1.05}{0.35 * 1.45 * 1.25}} \right)$$
$$B_{has} = 0.874 \text{ m}$$

Donde:

f : Factor de fijación =1.45

Así mismo el Espaciamiento entre taladros de hastiales, es:

$$E = 1.25 * B$$
$$E = 1.25 * 0.874$$
$$E = 1.09 \text{ m}$$

Considerar que El Burden (B_{hast}) será ajustado por la desviación, así:

$$B_p = B_{hast} - (L_p * \sin \gamma) - F$$
$$B_p = 0.874 - (3.40 * \sin 3^\circ) - 0.055 = 0.64 \text{ m} \cong 0.65 \text{ m}$$

Donde:

γ : Desviación taladros periféricos = 3°
(promedio para perforación de 3.5m).

Seguido a ello, el número de taladros de hastial, será:

$$N_{tal} = \frac{\text{Altura de hastial}}{E} + 1$$
$$N_{tal} = \frac{3.20}{1.09} + 1 = 3.94 \cong 4 \text{ taladros}$$

Finalmente la corrección de Espaciamiento, es:

$$E_c = \frac{\text{Altura de hastial}}{N_{tal}-1}$$
$$E_c = \frac{3.20}{4-1} = 1.07 \text{ m}$$

4.2.6.2 Diseño de carga explosiva.-

La longitud de carga (L_c), es:

$$L_c = 0.65 * L_p$$

$$L_c = 0.66 * 3.40 = 2.24m$$

Así el Número de cartuchos necesarios (N_{cart}), es:

$$N_{cart} = \frac{L_c}{L_{cart}}$$

$$N_{cart} = \frac{2.24}{0.3048} = 7.36 \text{ cart} \cong 8 \text{ cartuchos}$$

De igual manera, opcionalmente se puede estimar la carga de fondo (C_{fondo}), así:

$$C_{fondo} = 0.45 * L_c$$

$$C_{fondo} = 0.45 * 2.24 = 1.08 \text{ m (3 cartuchos)}$$

Finalmente el Taco Inerte (T), será:

$$T = L_p - (N_{cart} * L_{cart})$$

$$T = 3.40 - (8 * 0.3048) = 0.96 \text{ m}$$

Preliminares para avance gráfico:

Tabla 40: Preliminares de geometría y carga para taladros de Hastiales.

Item	Descripción	Cantidad	Unid.
Diseño Geométrico			
Hhast	Altura de Hastial	3.20	m
Barr	Burden de hastiales	0.87	m
Bp	Burden practico a usar	0.65	m
E	Espaciamiento	1.07	m
\emptyset_p	\emptyset Taladro de producción.	0.045	m
Ntal	Numero de taladros	4	unid
Diseño de carga			
L_p	Longitud de perforación	3.40	m
L_c	Longitud de carga	2.24	m
C_c	Columna	08	cart
C_f	Carga de fondo	00	cart
T	Taco	0.96	m

Fuente: Elaboración Propia.

Avance Gráfico (Hastiales):

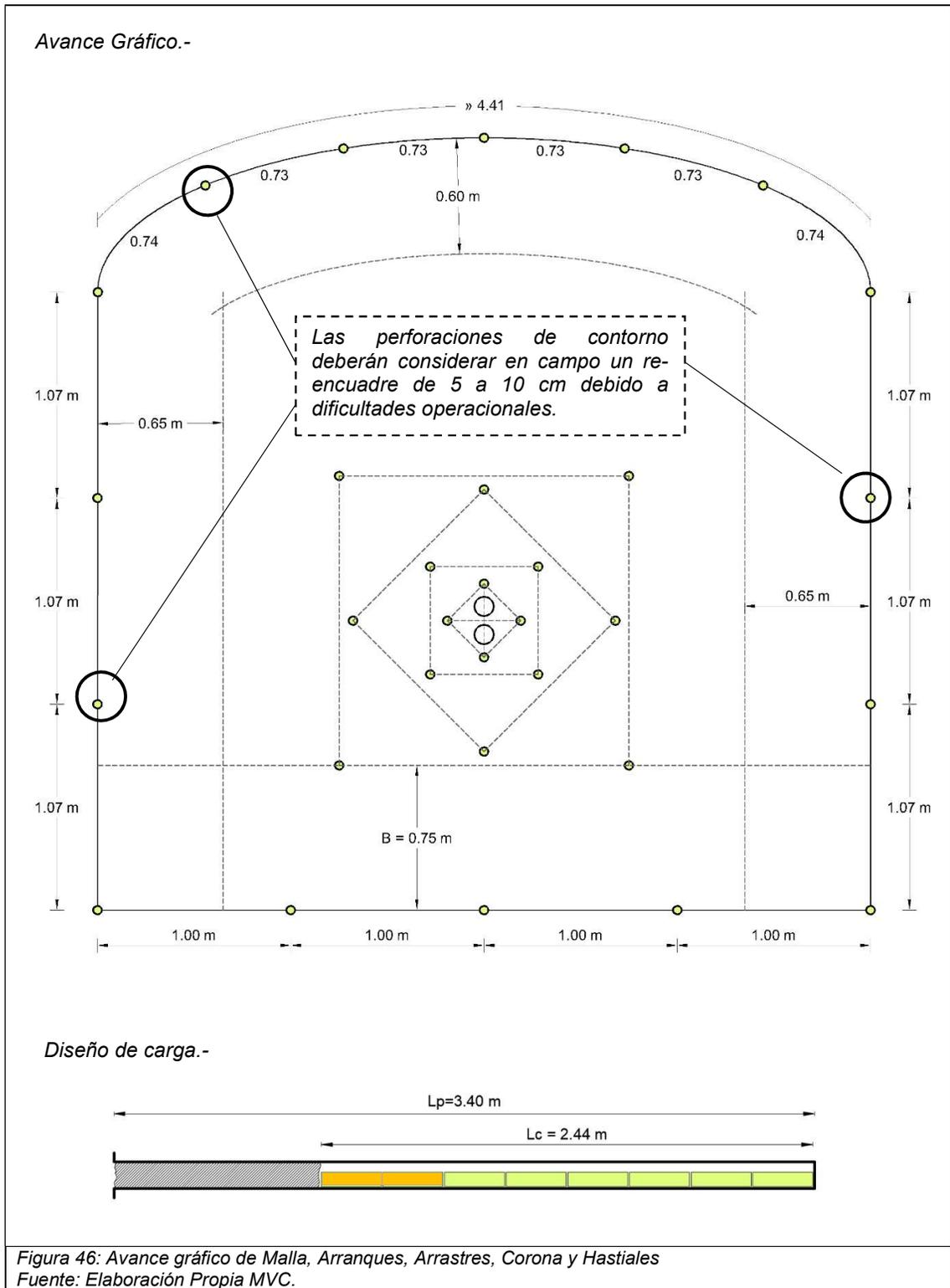
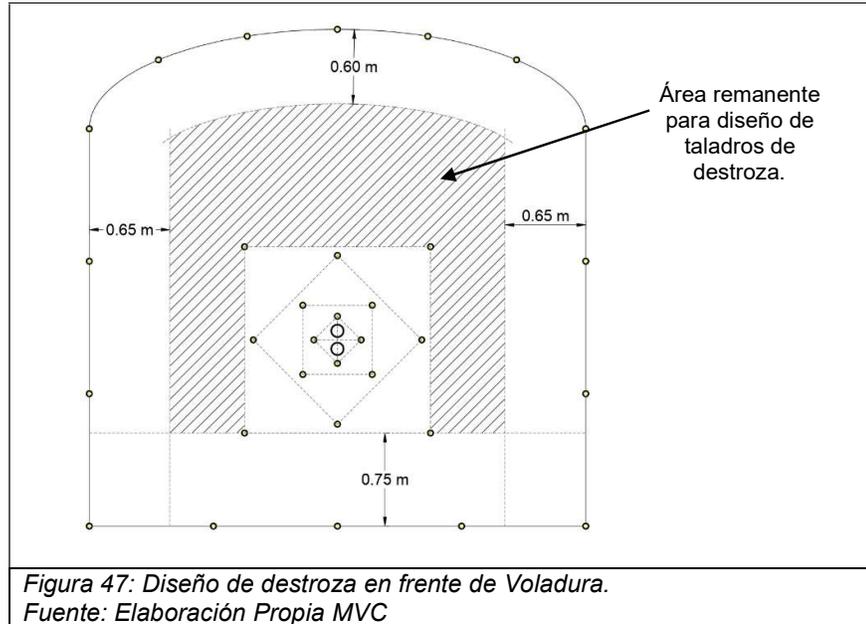


Figura 46: Avance gráfico de Malla, Arranques, Arrastres, Corona y Hastiales
Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.2.7 Diseño geométrico y carga de taladros de Destroza, cuadrador o Stoping:

El diseño de taladros de destroza será sobre el área remanente de esta manera:



4.2.7.1 Diseño Geométrico.-

Comentario.- Se usará Emulnor3000 1"x12", cuya concentración de carga lineal se conoce: $q_{ex} = 0.57 \text{ Kg/m}$

Luego el Burden se puede calcular con el Algoritmo de Konya (similar a bancos):

$$B = 3.15 * \varnothing_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

$$B = 3.15 * 1 * \sqrt[3]{\frac{1.14}{2.78}} = 0.72 \text{ m}$$

Así mismo el Espaciamiento entre taladros de hastiales, es:

$$E = 1.25 * B$$

$$E = 1.25 * 0.72$$

$$E = 0.90 \text{ m}$$

La disposición de taladros se realizara evaluando los Burdens condicionantes.

4.2.7.2 Diseño de carga explosiva.-

La longitud de carga (L_c), es:

$$L_c = 0.65 * L_p$$

$$L_c = 0.66 * 3.40 = 2.24m$$

Así el Número de cartuchos necesarios (N_{cart}), es:

$$N_{cart} = \frac{L_c}{L_{cart}}$$

$$N_{cart} = \frac{2.24}{0.3048} = 7.36 \text{ cart} \cong 8 \text{ cartuchos}$$

De igual manera, opcionalmente se puede estimar la carga de fondo (C_{fondo}), así:

$$C_{fondo} = 0.45 * L_c$$

$$C_{fond} = 0.45 * 2.24 = 1.08 \text{ m (3 cartuchos)}$$

Finalmente el Taco Inerte (T), será:

$$T = L_p - (N_{cart} * L_{cart})$$

$$T = 3.40 - (8 * 0.3048) = 0.96 \text{ m}$$

Preliminares para avance gráfico:

Tabla 41: Preliminares de geometría y carga para taladros de destroza (stopping).

Item	Descripción	Cantidad	Unid.
Diseño Geométrico			
B	Burden	0.72	m
B	Burden Ajustado	0.63	m
E	Espaciamiento	0.90	m
\emptyset_p	\emptyset Taladro de producción.	0.045	m
Ntal	Numero de taladros	10	unid
Diseño de carga			
L_p	Longitud de perforación	3.40	m
L_c	Longitud de carga	2.24	m
C_c	Columna	08	cart
C_f	Carga de fondo	00	cart
T	Taco	0.96	m

Fuente. Elaboración propia MVC.

Avance Gráfico (Cuadrador - Destroza- Stopping):

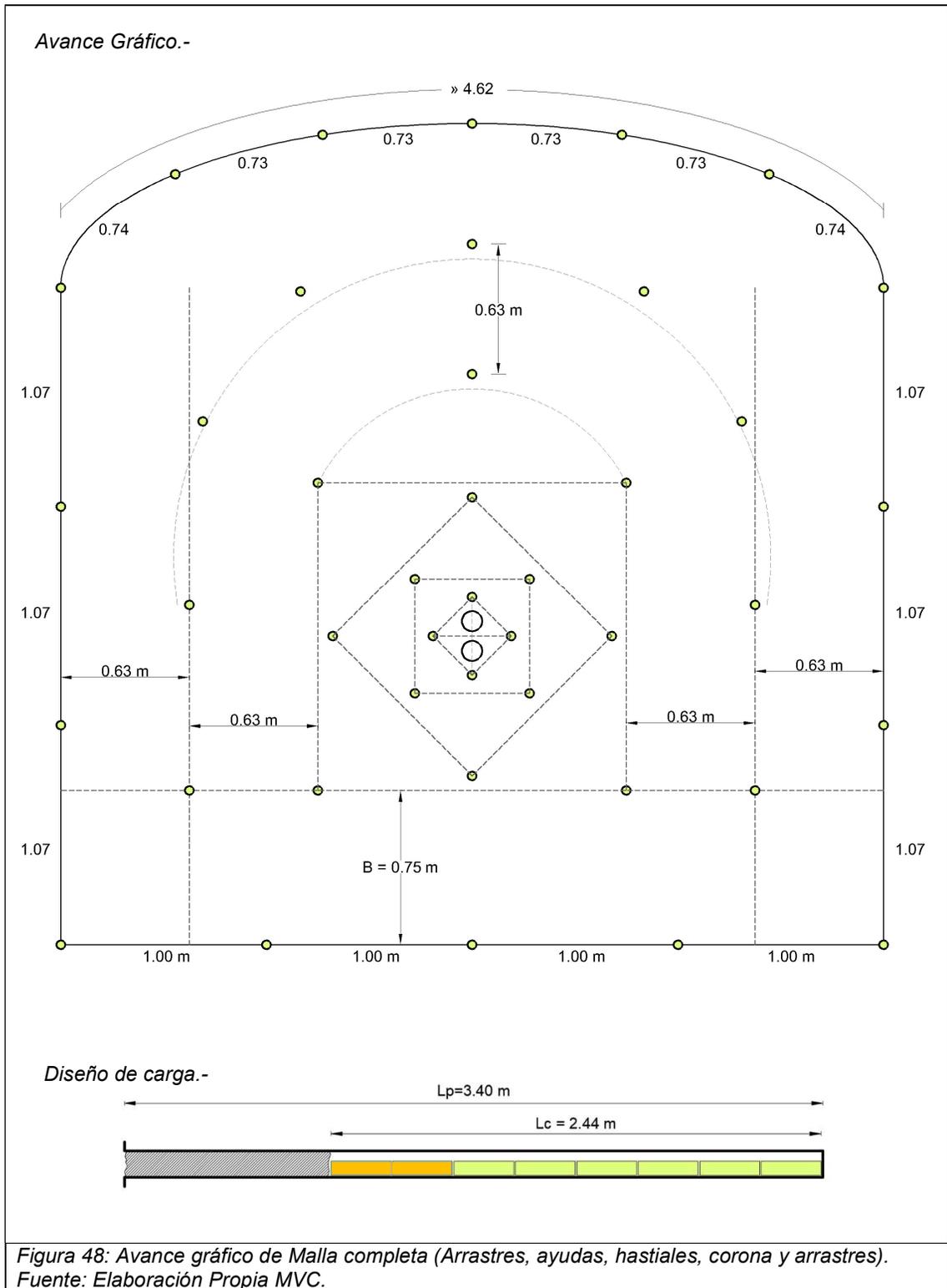


Figura 48: Avance gráfico de Malla completa (Arrastres, ayudas, hastiales, corona y arrastres).
Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.2.8 Propuesta de la Nueva Malla Optimizada de P&V.

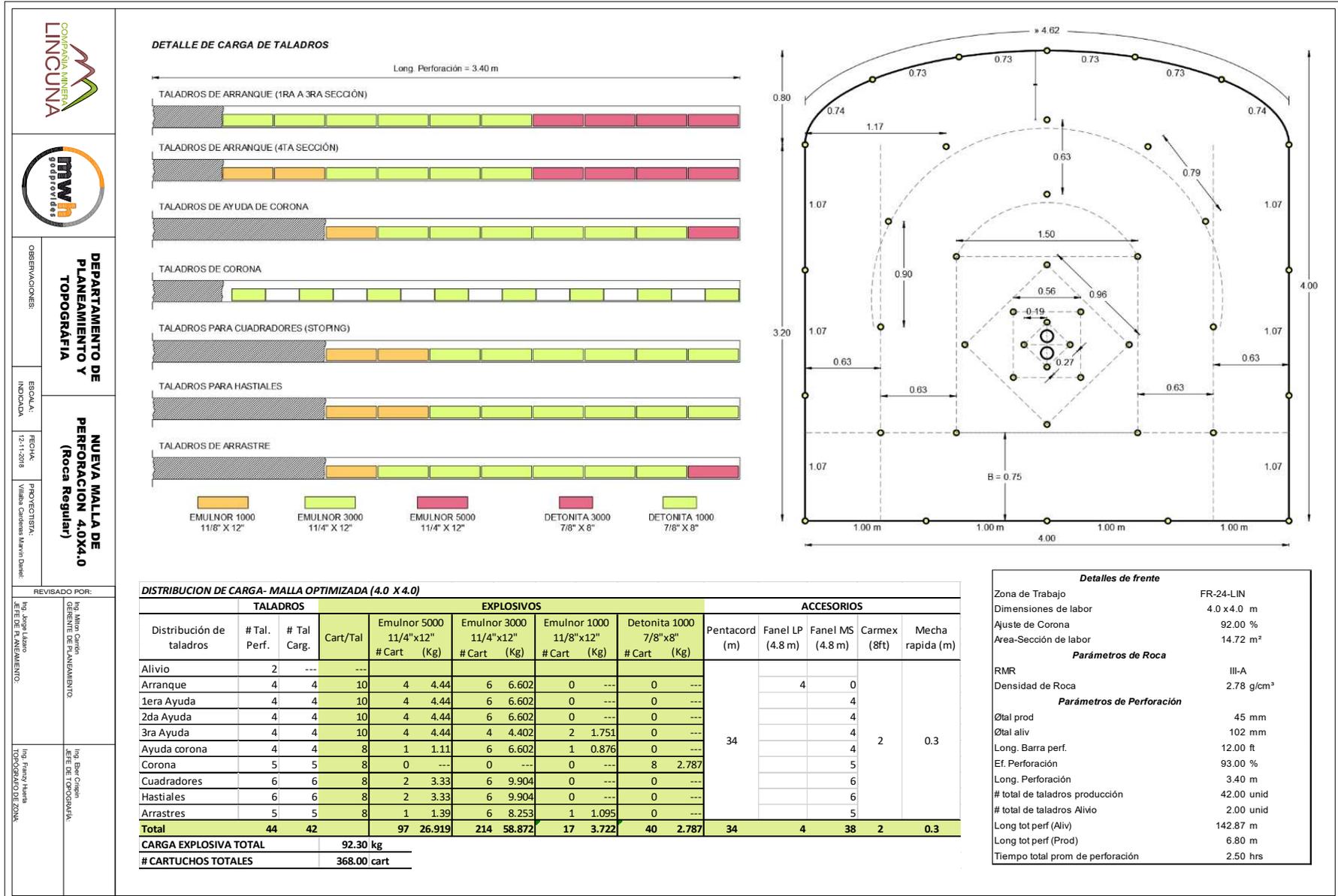
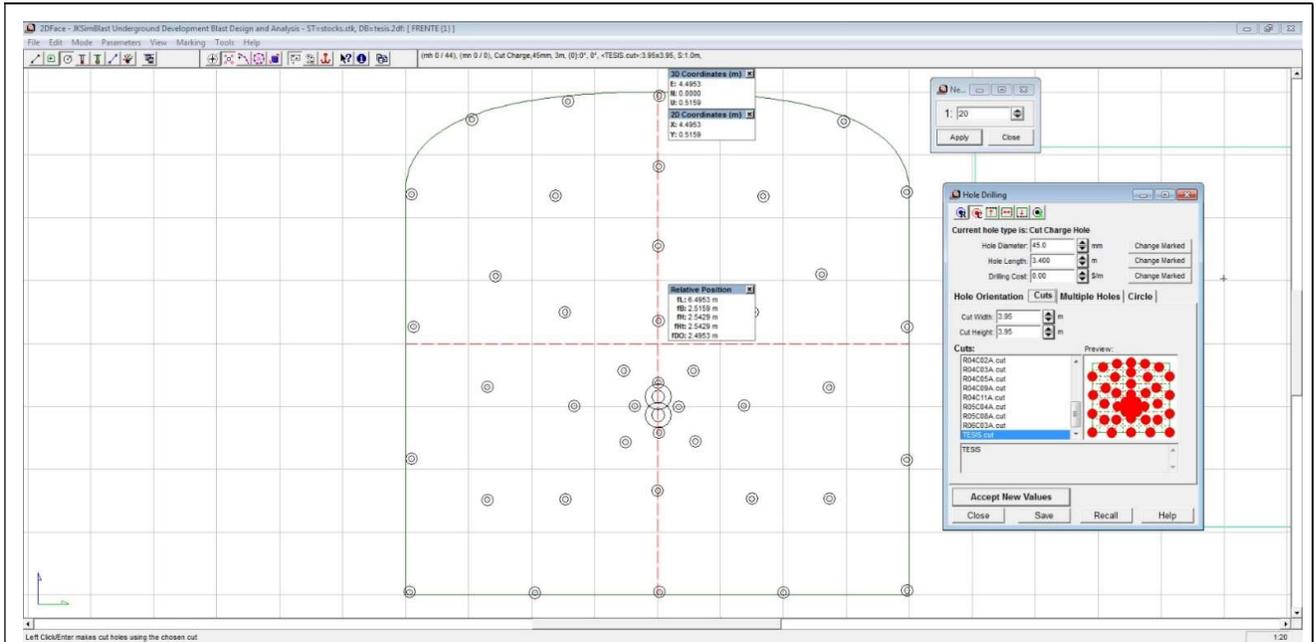
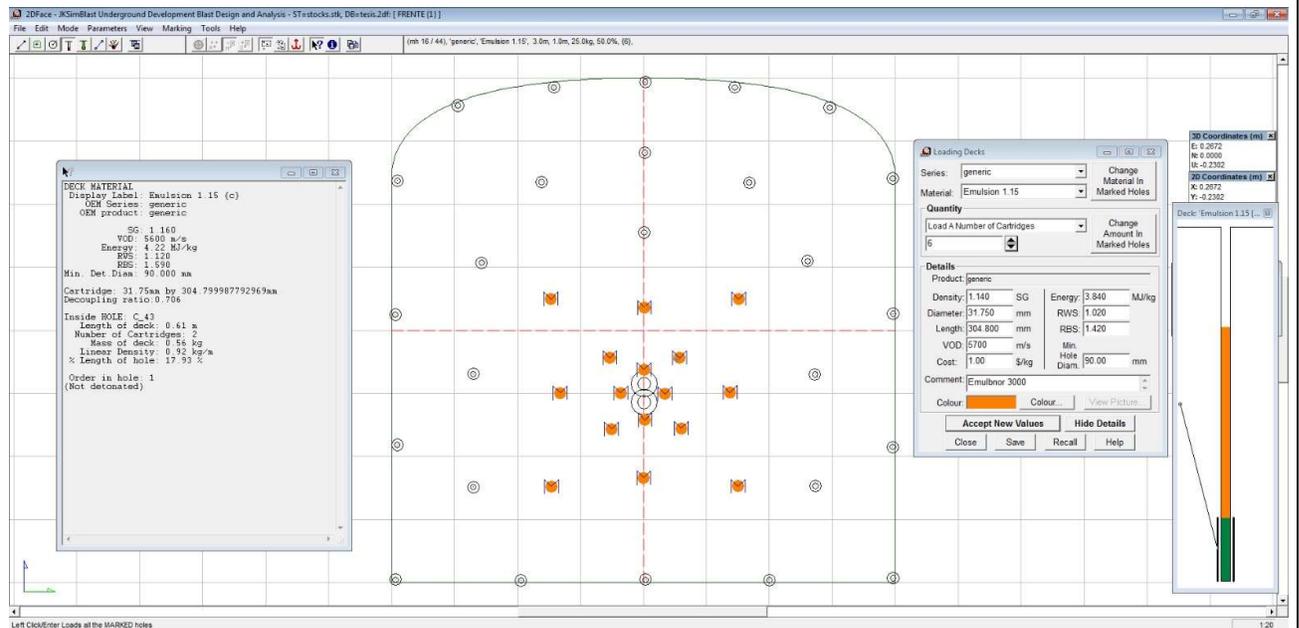


Figura 49: Propuesta forma de Malla de P&V Optimizada.
Fuente : Elaboración Propia MVC.

4.2.9 Control de voladuras y Simulación con JKSimblast.-

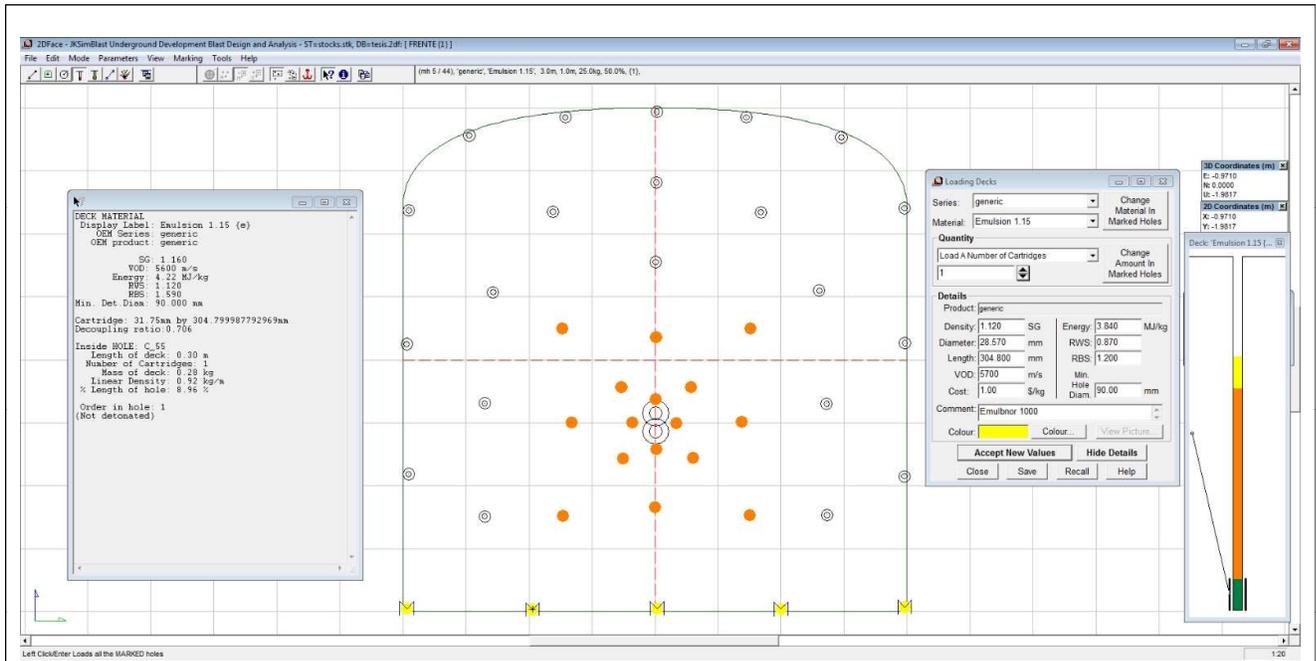


Se establece el área de trabajo, así mismo se establecen los taladros según diseño previo basado en el algoritmo diseño de Holmberg y Persson.

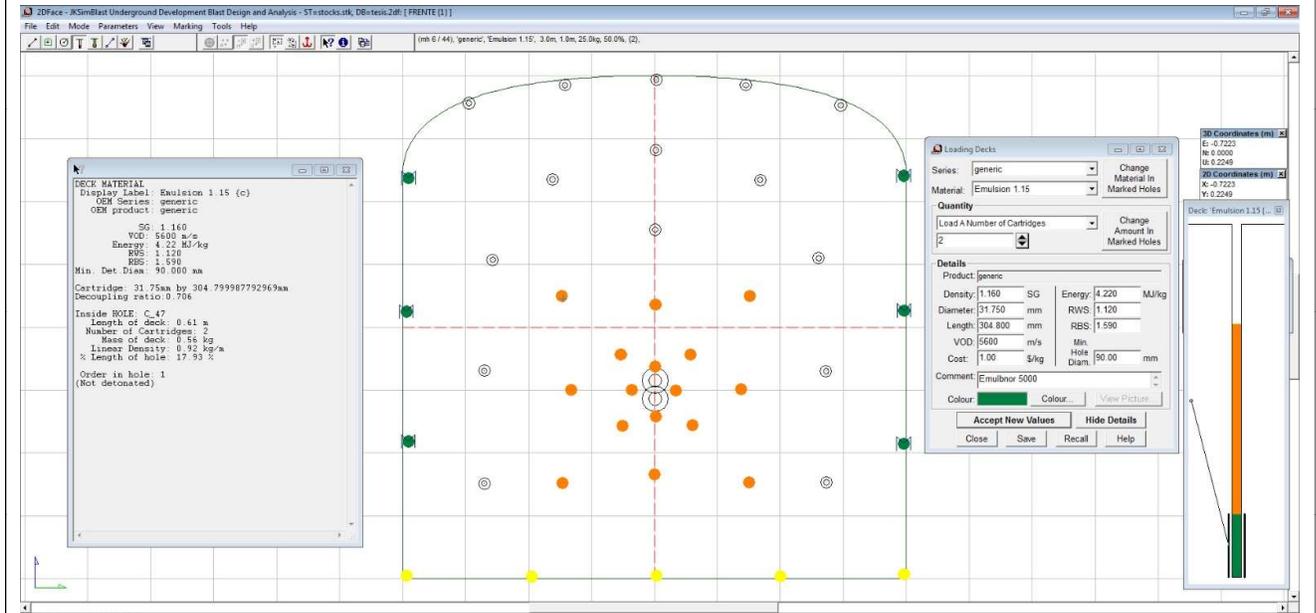


Carga de taladros de Arranque.

Figura 50: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face, Carga de Taladros de arranque).
Fuente: Elaboración Propia MVC

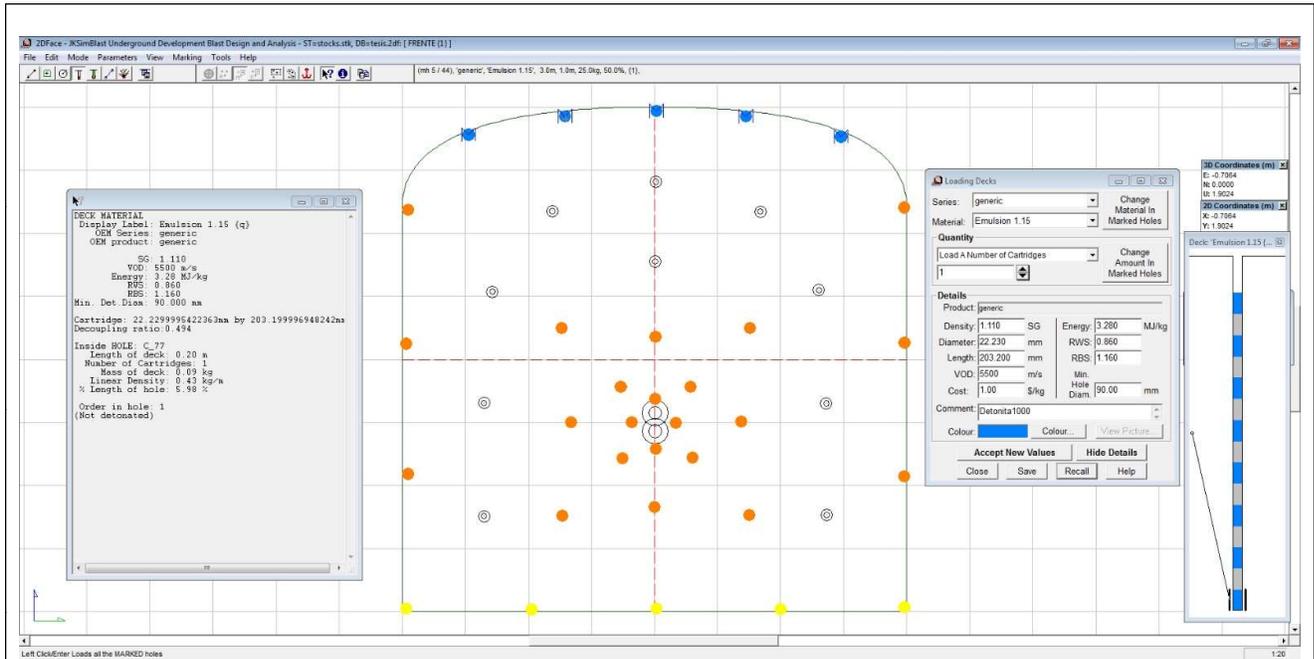


Carga de taladros de Arrastres.

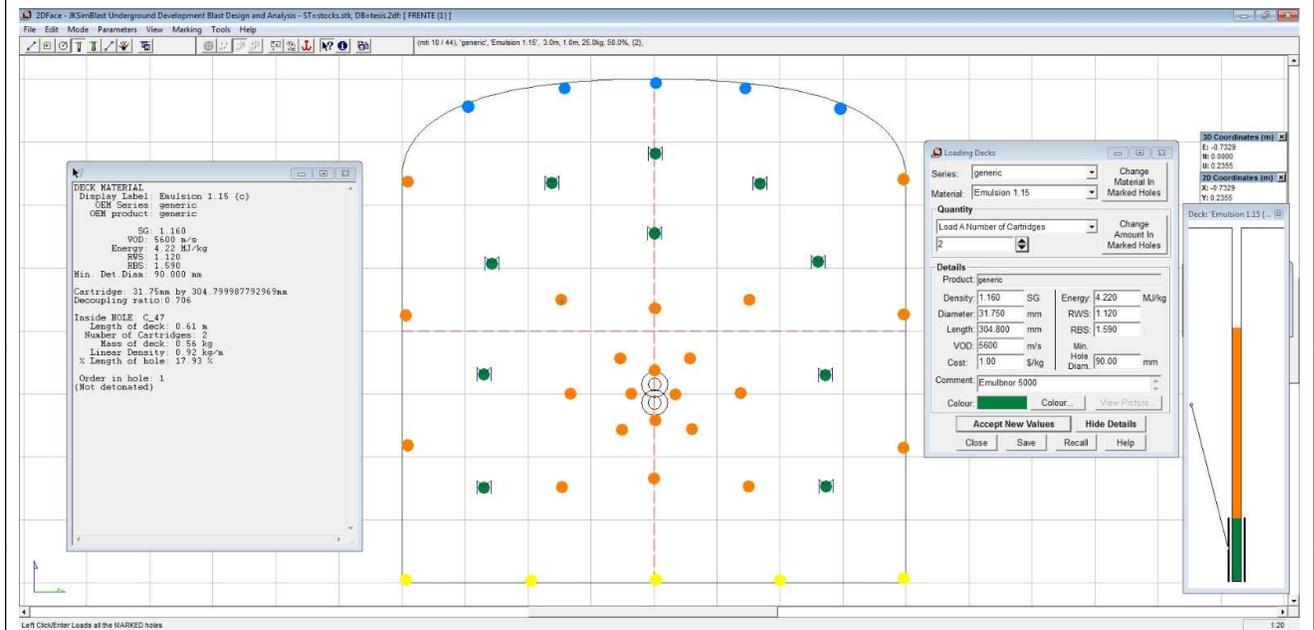


Carga de taladros de Hastiales.

Figura 51: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – (Carga de taladros de arrastre y hastiales).
 Fuente: Elaboración Propia MVC.

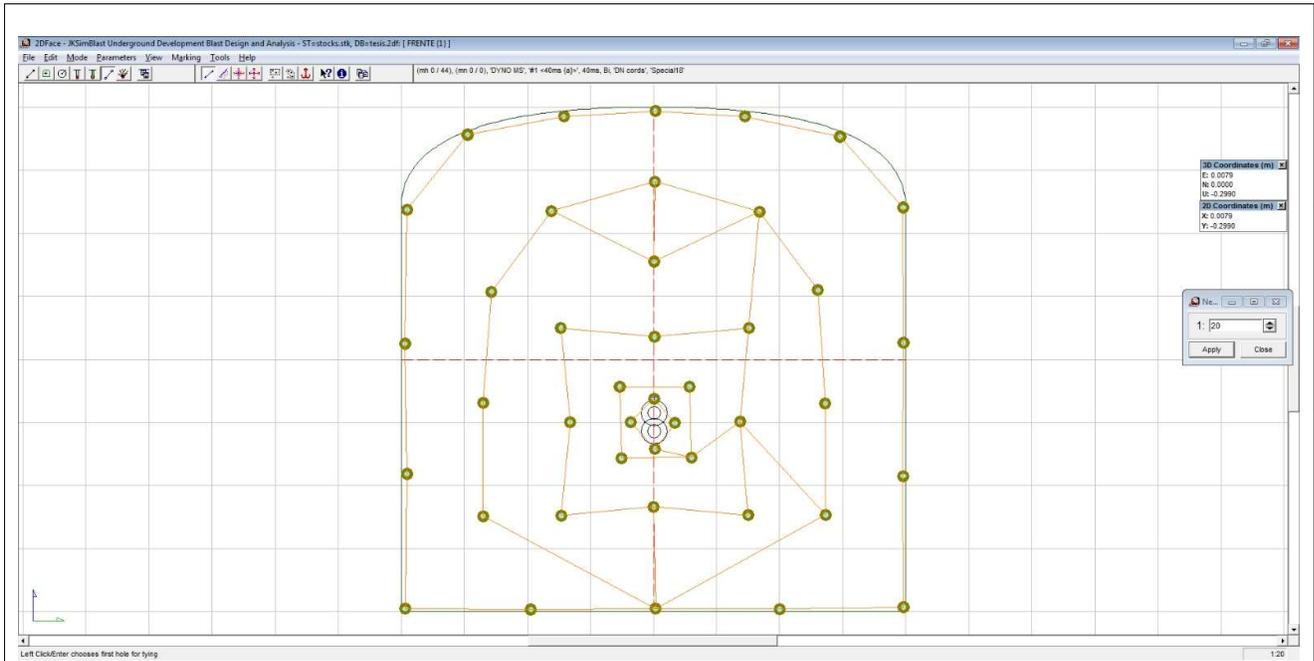


Carga de taladros de Corona.

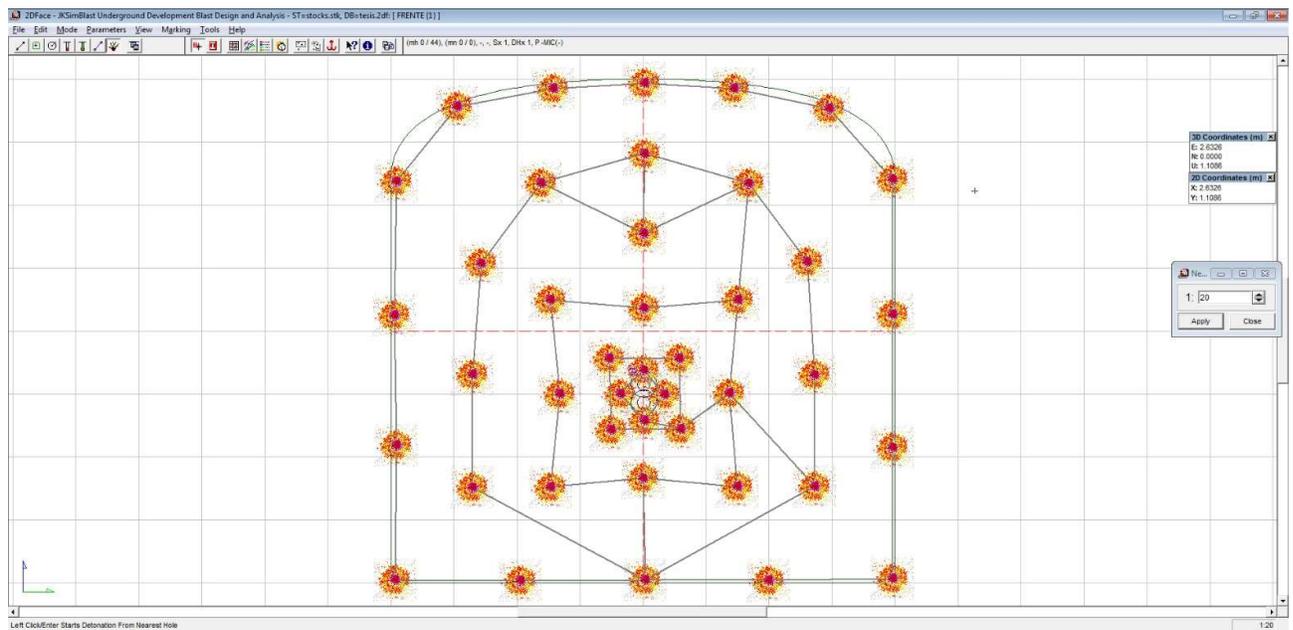


Carga de taladros de Destroza.

Figura 52: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – (Carga de Taladros de corona y destroza).
 Fuente: Elaboración Propia MVC.

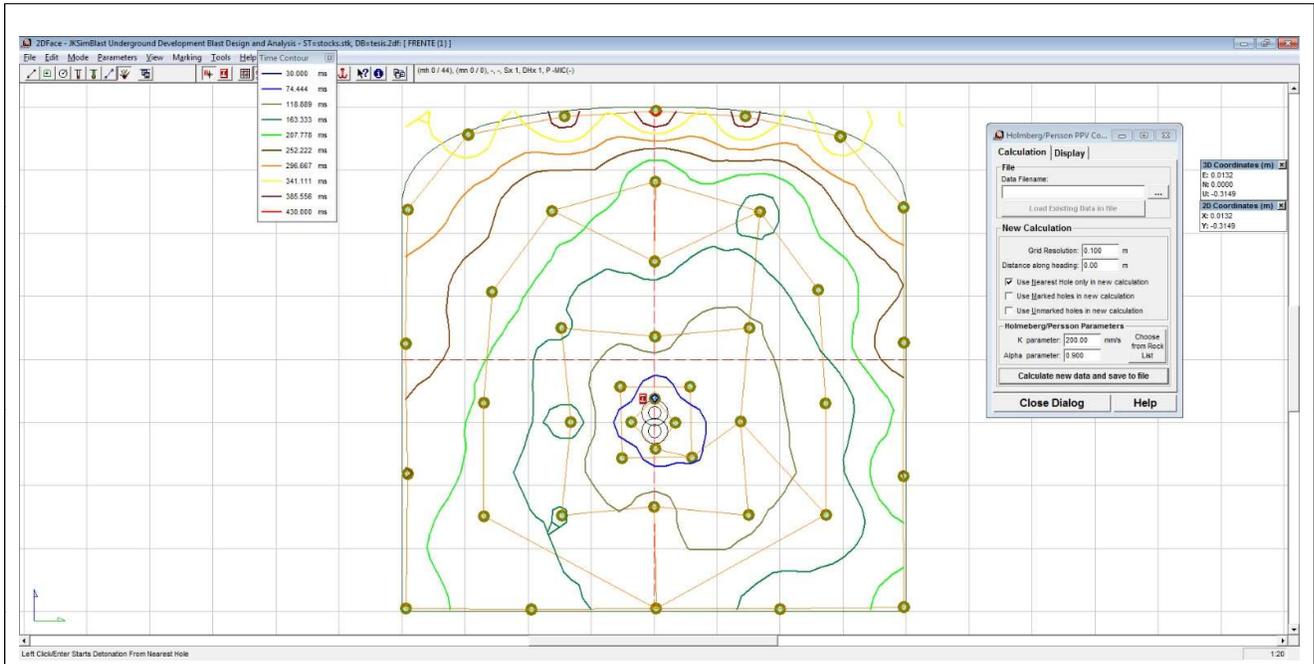


Amarre Superficial de taladros Cargados

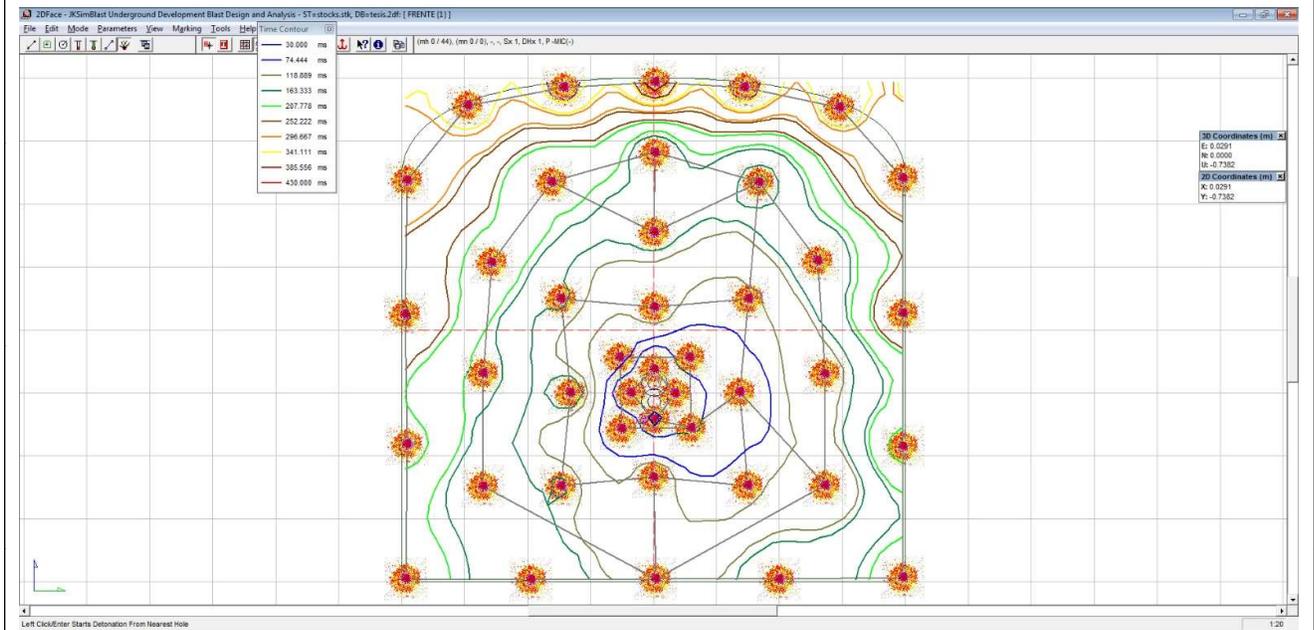


Comprobación de salida y secuenciamiento de disparo.

*Figura 53: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Amarre de taladros y secuenciamiento.
Fuente: Elaboración Propia MVC.*

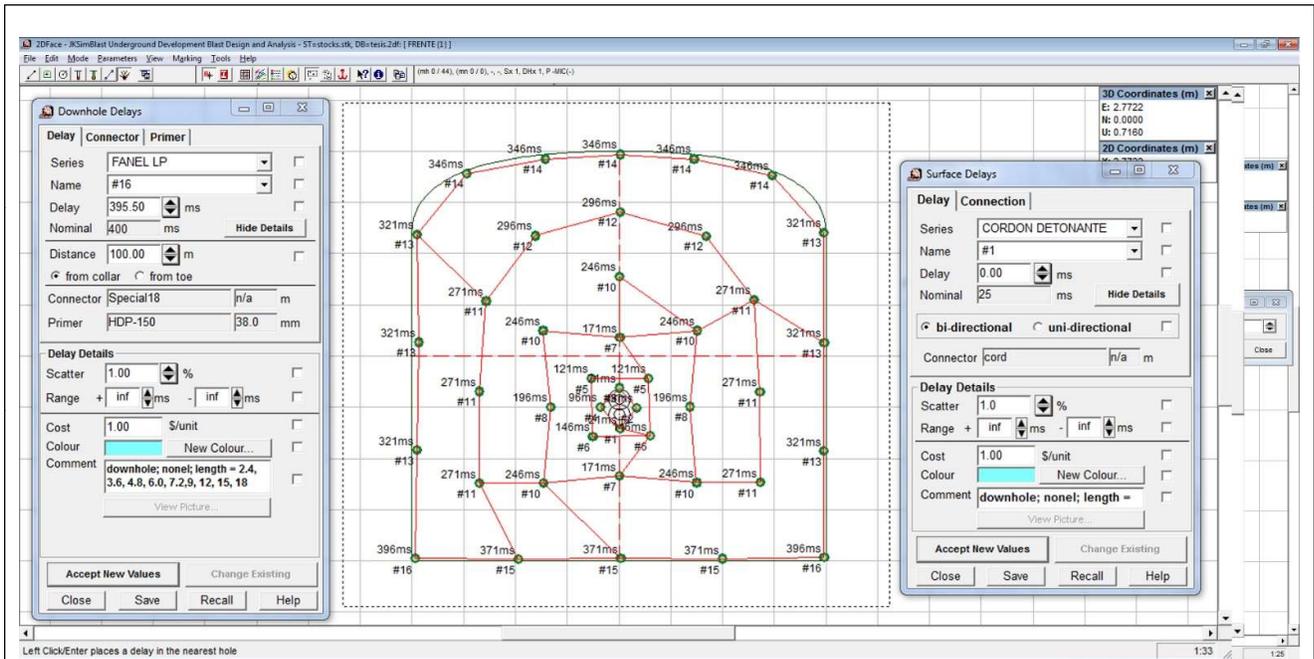


Comportamiento energético del explosivo producido por la columna explosiva.

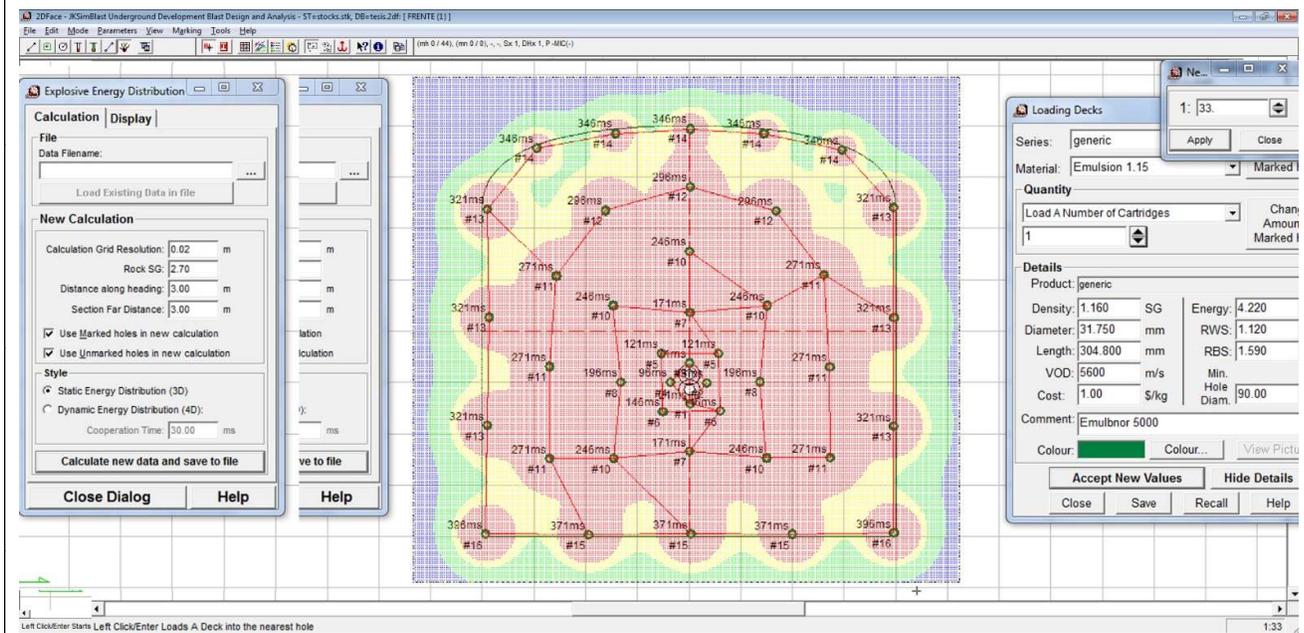


Comportamiento energético del explosivo producido por la carga de fondo.

Figura 54: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Comportamiento energético de Disparo.
Fuente: Elaboración Propia MVC

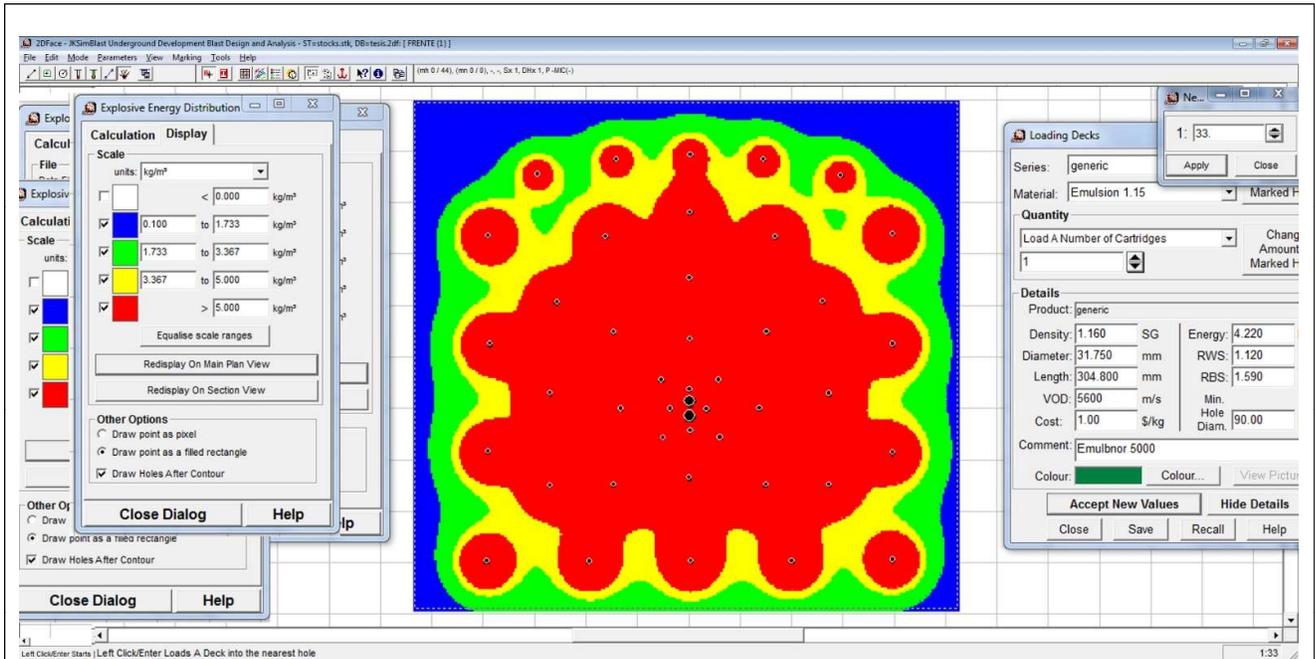


Rediseño Alternativo de amarres a fin de garantizar la salida de todos los taladros.

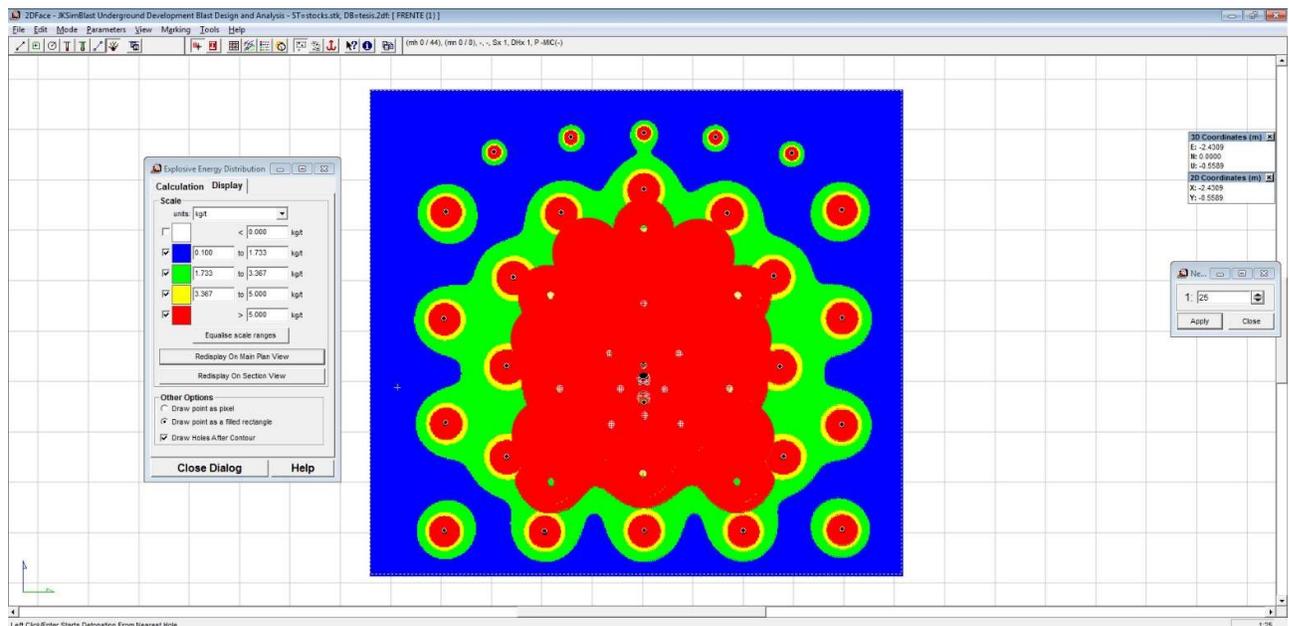


Se muestra el preliminar de diagrama de calor correspondiente al poder de detonación de cada taladro.

*Figura 55: Diseño de Malla con JkSimblast 2D-Face – Rediseño de amarre y simulación de disparo.
Fuente: Elaboración Propia MVC.*



Se pre-evidencia que el uso de Emulnor y un adecuado diseño geométrico y carga basado en el algoritmo de Holmberg y Persson distribuyen “dosificadamente” la energía (rojo: alta energía/poder de rotura, verde: Baja energía/poder de rotura. Los cuales se configuran a través de la sección del frente de voladura.



Anteriormente se evidenciaba que el uso de Emulex y la aplicación empírica del diseño geométrico y carga generaban un panorama de distribución energética deficiente.

Figura 56: Diseño de Malla con JKSimblast 2D-Face – Diferencias energéticas por tipo de explosivo.
Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.3 Diseño y Análisis de fragmentación (Granulometría).-

4.3.1 Control predictivo de fragmentación, según algoritmo Kuz-ram.-

En base a los datos obtenidos

- RQD = 72
- GSI = 63
- ρ_{roca} = 2.78 Tn/m³
- $q_{ex-promedio}$ = 0.57 Kg/m
- $Q_{explosivo}$ = 83.32 Kg
- F_{carga} = 1.76 Kg/m³
- $PRP_{promedio}$ = 1.05

Primero.- Se ha de calcular la constante corregida de carga lineal ($q_{ex-corr}$) según fórmula de Ashby:

$$q_{ex-correctada} = q_{ex} * \rho_{roca} * \frac{\tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$CE_{ex} = 0.57 * 2.78 * \frac{\tan\left(\frac{63 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 72}{3.3}}}$$

$$CE_{ex} = 0.55 \text{ kg/m}$$

Segundo.- El índice de volabilidad (A) será:

$$A = 96.667 * CE_{ex}^3 - 138.5 * CE_{ex}^2 + 75.883 * CE_{ex} - 4.41$$

$$A = 96.667 * 0.55^3 - 138.5 * 0.55^2 + 75.883 * 0.55 - 4.41$$

$$A = 11.46 \text{ (moderadamente friable).}$$

Tercero.- Finalmente se estima el tamaño de material volado (X_m) según la fórmula de Kuz-Ram, de tal manera:

$$x_m = A * CE_{ex} * \frac{Q_{ex}^{0.17}}{F_c^{0.8}} * \left(\frac{115}{PRP_{anfo}} \right)^{0.95}$$

$$x_m = 11.40 * 0.55 * \frac{83.82^{0.17}}{1.76^{0.8}} * \left(\frac{115}{105} \right)^{0.95} = 11.20 \text{ cm}$$

De acuerdo al siguiente resultado se puede estimar que el F80 del material volado tendrá un tamaño aproximado de 11.20 cm este valor será contrastado con los valores arrojados en los reportes de la Planta concentradora.

4.3.2 Control predictivo de fragmentación, según simulación software BLasTeC.-

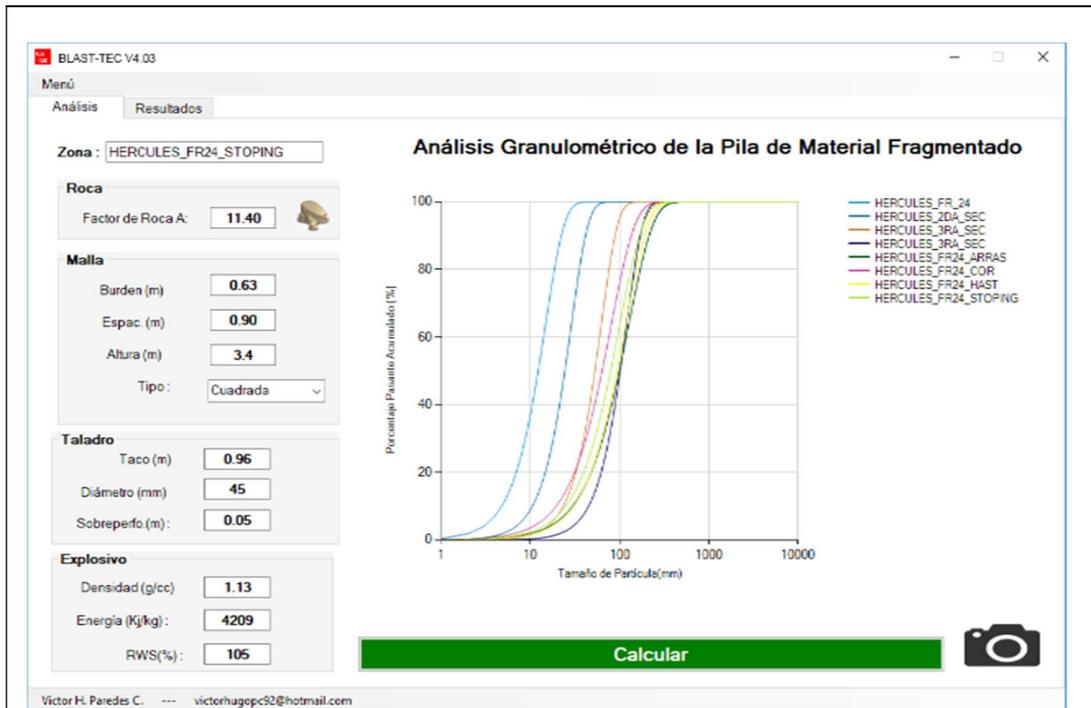


Figura 57: Análisis Kuzram en Blast-Tec V.4.03
Fuente: Elaboración Propia MVC.

Detalle de fragmentación según parámetros de voladura.

Item	Análisis	Burden (m)	Esp. (m)	Altura (m)	Sobre Perfo (m)	Taco (m)	Diam. tal (mm)	Dens. Explo (g/cc)	RWS (%)	n	X50 (mm)	X80 (mm)	X95 (mm)
1	HERCULE...	0.19	0.27	3.4	0.1	0.55	45	1.14	105	2.01	12	18	25
2	HERCULE...	0.26	0.56	3.4	0.05	0.55	45	1.13	105	2.25	24	35	46
3	HERCULE...	0.40	0.96	3.4	0.05	0.55	45	1.13	105	2.3	53	76	99
4	HERCULE...	0.58	1.50	3.4	0.05	0.55	45	1.13	105	2.31	101	146	191
5	HERCULE...	0.75	1.00	3.4	0.05	0.96	45	1.13	105	1.56	99	170	253
7	HERCULE...	0.65	1.07	3.4	0.05	0.96	45	1.13	105	1.69	93	153	222
8	HERCULE...	0.63	0.90	3.4	0.05	0.96	45	1.13	105	1.62	79	133	195
8	HERCULE...	0.60	0.73	3.4	0.1	0.55	45	1.01	101	1.84	75	118	165

Muestra que la concentración de carga en los taladros de arranque (1y2 Secc.), generan un material muy fragmentado

La simulación arroja que el conjunto de curvas F80 tendrán eficiencias de conminución hasta el pasante P50 con un valor inicial de material fragmentado aproximado 100mm (10cm), demostrando que nuestra predicción calculada (9.20 cm) están dentro del rango eficiente.

Análisis Granulométrico de la Pila de Material Fragmentado

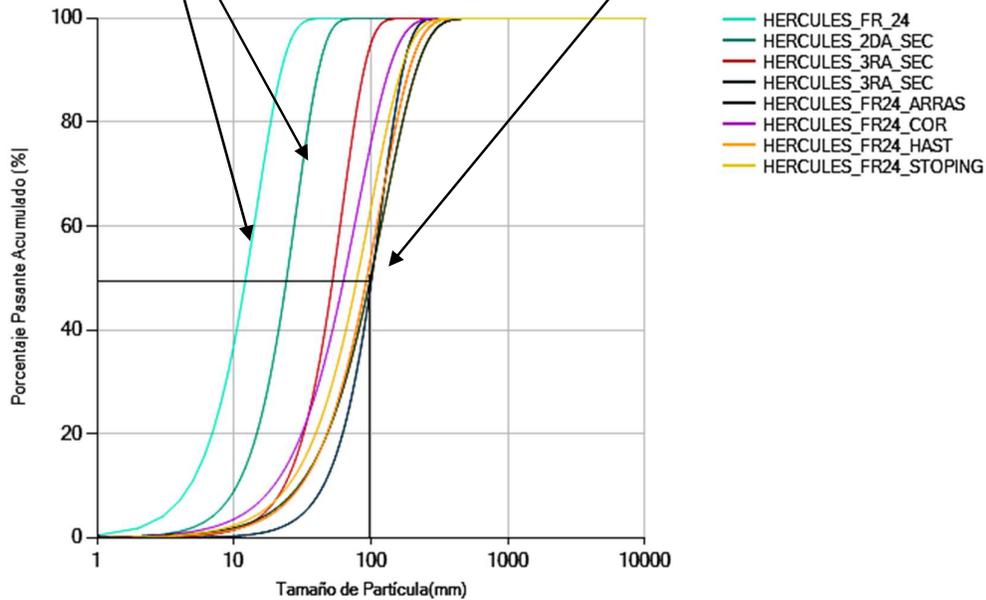
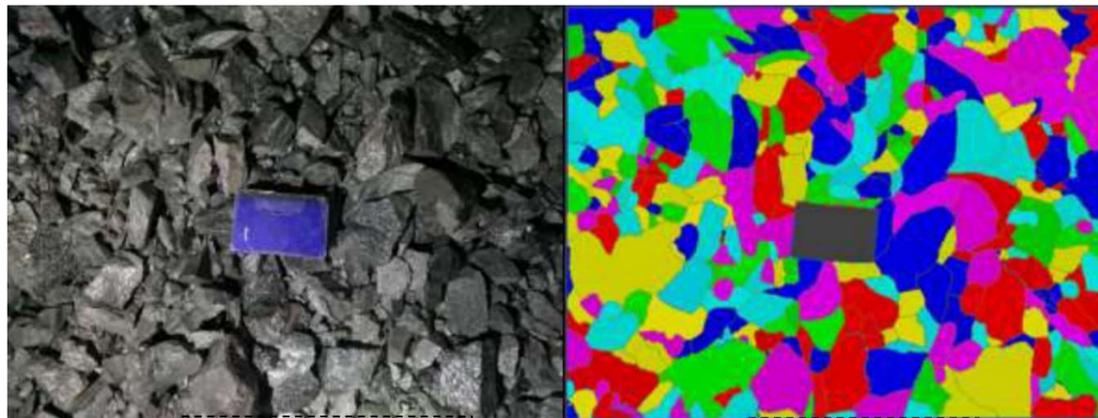


Figura 58: Avance granulométrico según Blast-Tec V.4.03

Fuente: Elaboración Propia MVC.

Tanto el cálculo predictivo matemático como el predictivo por Software estiman el diámetro de fragmentación del material volado en 11.20 cm y 10.70 cm respectivamente correspondiente al nuevo diseño optimizado de Malla de P&V.

4.3.3 Control de fragmentación, según evaluación in situ.-

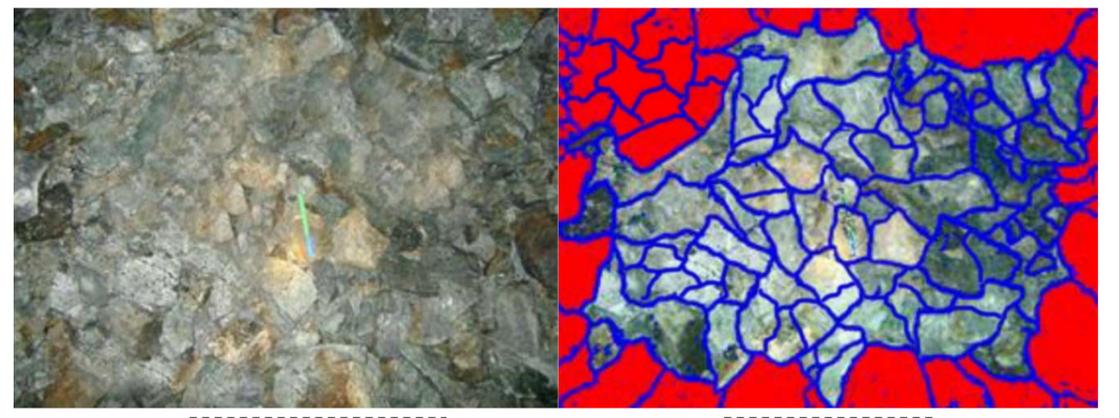


Evaluación In situ

Wipfrag V3.12

Tanto con el diseño estándar en P&V así como con el diseño reformulado, se obtenía un material volado con grado de fragmentación aproximado a 18 cm. Así mismo se aprecian grandes porciones de roca mayores a 30 cm.

Figura 59: Evaluación de material volado (post-disparo) con mallas estándar.
Fuente: Elaboración Propia MVC.



Evaluación In situ

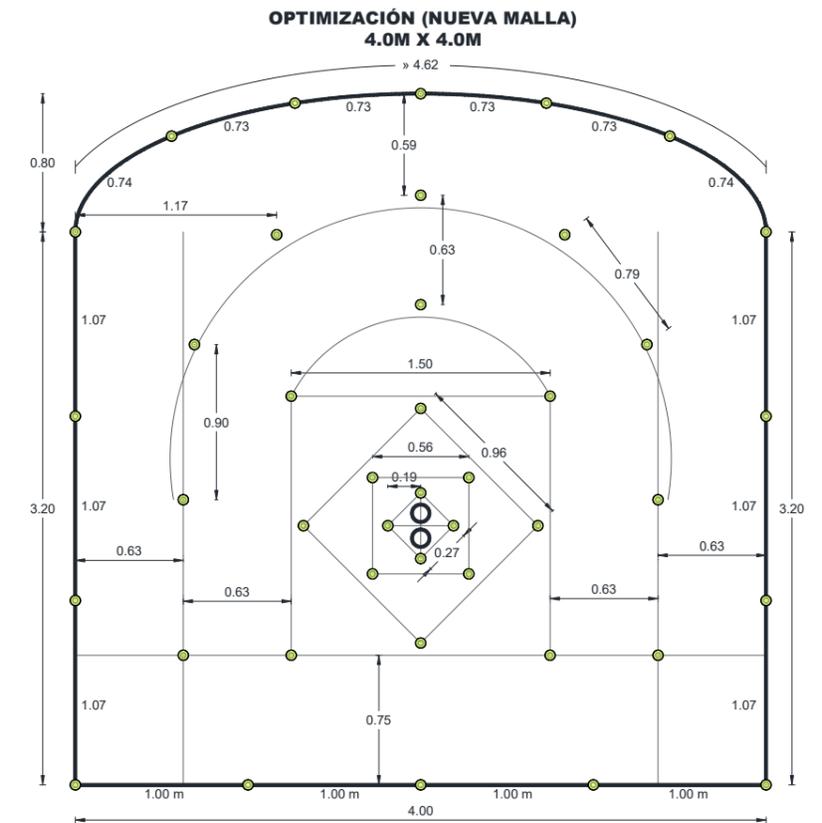
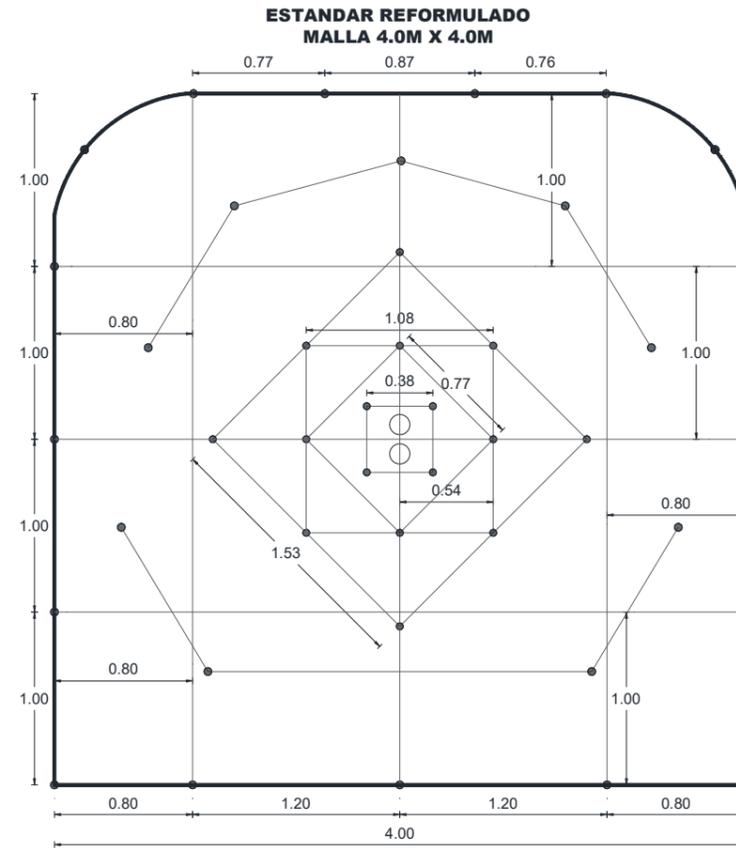
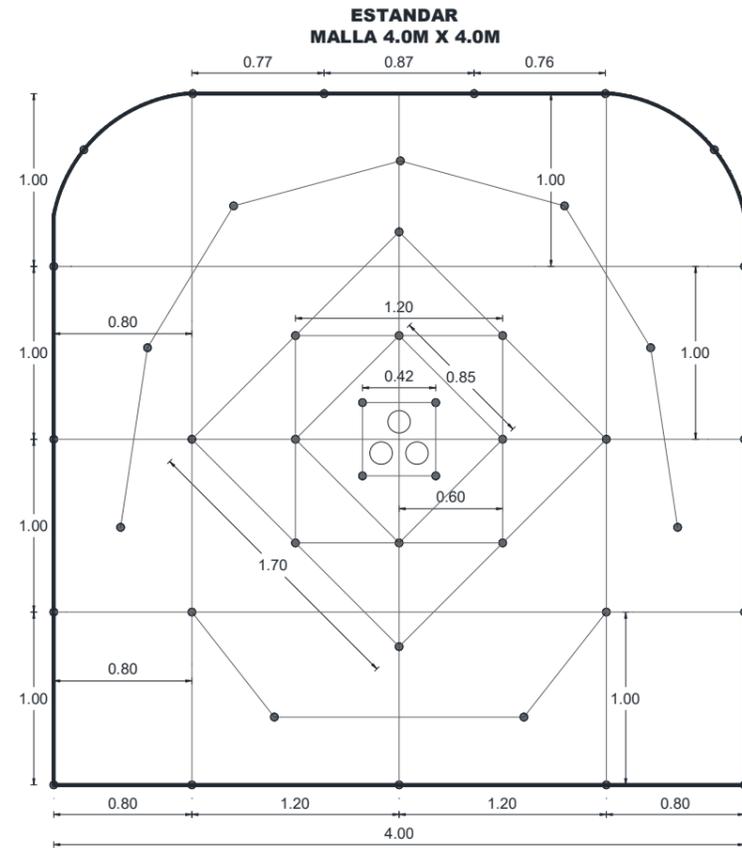
Wipfrag V3.12

Con el diseño optimizado en P&V, se obtiene un material volado con mayor grado de fragmentación aproximado a 13 cm. Así mismo se aprecian fragmentos de diámetro más uniforme.

Figura 60: Evaluación de material volado (post-disparo) con mallas optimizadas.
Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.4 Análisis comparativo de variables.-

4.4.1 Comparativo técnico entre mallas de P&V.-



Diseño de Malla : Método Matemático tradicional.
Explosivo usado : Emulex (EXSA)
Diseño de carga : No relacional. (Basada en costos independientes)

Diseño de Malla : Método Matemático Holmberg y Persson.
Explosivo usado : Emulex (EXSA)
Diseño de carga : Relacional – Condicional

Diseño de Malla : Método Matemático Holmberg y Persson.
Explosivo usado : Emulnor (FAMESA)
Diseño de carga : Relacional

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO - CIA MINERA LINCUNA
ANÁLISIS DE COSTOS DE P&V (MALLA ESTANDAR)

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-24-LIN	Eficiencia de Disparo	93.40 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.18 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	46.77 m³
Area-Sección de labor	14.72 m²	Tonelaje Roto	130.01 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	101.96 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm³	Factor de carga	2.18 Kg/m³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.78 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	32.09 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	44.00 unid		
# total de taladros Alivio	3.00 unid		
Long tot perf (Aliv)	149.67 m		
Long tot perf (Prod)	10.20 m		
Tiempo total prom de perforación	2.78 hrs		

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO - CIA MINERA LINCUNA
ANÁLISIS DE COSTOS DE P&V (MALLA ESTANDAR REFORMULADA)

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-24-LIN	Eficiencia de Disparo	94.20 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.20 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	47.17 m³
Area-Sección de labor	14.72 m²	Tonelaje Roto	131.12 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	95.66 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm³	Factor de carga	2.03 Kg/m³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.73 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	29.85 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	44.00 unid		
# total de taladros Alivio	2.00 unid		
Long tot perf (Aliv)	149.67 m		
Long tot perf (Prod)	6.80 m		
Tiempo total prom de perforación	2.71 hrs		

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO . CIA MINERA LINCUNA S.A.
ANÁLISIS DE COSTOS DE P&V (MALLA OPTIMIZADA)

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-24-LIN	Eficiencia de Disparo	95.00 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.23 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	47.57 m³
Area-Sección de labor	14.72 m²	Tonelaje Roto	132.24 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	92.30 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm³	Factor de carga	1.94 Kg/m³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.70 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	28.56 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	42.00 unid		
# total de taladros Alivio	2.00 unid		
Long tot perf (Aliv)	142.87 m		
Long tot perf (Prod)	6.80 m		
Tiempo total prom de perforación	2.50 hrs		

Figura 61: Análisis comparativo de mallas según su diseño.
Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.4.2 Precios Unitarios de mallas de P&V.-

4.4.2.1 Costo por disparo y metro avanzado con la Malla estándar.-

Tabla 42: Análisis De Costos De P&V (Malla Estándar)

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO - CIA MINERA LINCUNA

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-26-LIN	Eficiencia de Disparo	93.40 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.18 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	46.77 m ³
Área-Sección de labor	14.72 m ²	Tonelaje Roto	130.01 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	101.96 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm ³	Factor de carga	2.18 Kg/m ³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.78 Kg/ton
Øtal prod.	45 mm	Factor de avance lineal	32.09 Kg/m
Øtal aliv.	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	44.00 unid		
# total de taladros Alivio	3.00 unid		
Long total perf. (Prod) (45mm)	149.67 m		
Long total perf. (Aliv) (102mm)	10.20 m		
Tiempo total prom de perforación	2.78 hrs	→	(Anexo 17)

PERFORACIÓN	Precio Unit	Vida Útil	Pie Perf.	pies perf	Costo	
	US\$	(pies)	US\$	/ disparo	US\$/DISP.	US\$/M
Shank adapter cop 1238X R32	274.52	9000	0.031	564.00	17.20	
Acople T32/R32	89.20	7200	0.012	564.00	6.99	
Barra ext R32-h35-r32x12	537.00	6000	0.090	564.00	50.48	
Broca R32X45	109.00	900	0.121	564.00	68.31	
Adaptador piloto R32 X 12"	223.00	900	0.248	36.00	8.92	
Broca Rimadora R32 X 102 mm	247.00	900	0.274	36.00	9.88	
Afiladora de copas	2,386.00	150000	0.016	564.00	8.97	
Copa de afilado	169.00	10000	0.017	564.00	9.53	
Manguera jebe 1' (25 m)	77.59	35000	0.002	564.00	1.25	
Manguera 1/2' (25 m)	51.72	35000	0.001	564.00	0.83	
TOTAL PERFORACIÓN					182.36	57.40

VOLADURA	Precio Unit	Cant	Unidad	Costo	
	US\$			US\$/DISP.	US\$/M
Emulex 45 11/4"x8"	2.12	21.12	kg	44.77	
Emulex 65 11/4"x8"	2.14	75.42	kg	161.40	
Emulex 80 1"x8"	2.15	5.42	kg	11.66	
Fanel LP	1.13	4.00	un	4.52	
Fanel MS	1.18	40.00	un	47.20	
Pentacor 5P	0.18	37.00	m	6.66	
Mecha Rapida	0.37	0.40	m	0.15	
Carmex	0.64	2.00	pza	1.28	
TOTAL VOLADURA				277.64	87.39

EQUIPO	Rend.(Tn/Hr)	CNT	Precio	Hrs. De	Costo	
			US\$/Hr.	Operación	US\$/DISP.	US\$/M
Jumbo Electrohid. de 1 brazo			86.70	2.78	241.15	
TOTAL EQUIPO					241.15	75.90

COSTO TOTAL	US\$	701.15	220.69
--------------------	-------------	---------------	---------------

Fuente: Elaboración Propia según (Anexo 19).

4.4.2.2 Costo por disparo y metro avanzado con la Malla Reformulada.-

Tabla 43: Análisis de costos de P&V (Malla Estándar reformulada).

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO - CIA MINERA LINCUNA

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-26-LIN	Eficiencia de Disparo	94.20 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.20 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	47.17 m ³
Área-Sección de labor	14.72 m ²	Tonelaje Roto	131.12 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	95.66 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm ³	Factor de carga	2.03 Kg/m ³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.73 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	29.85 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	44.00 unid		
# total de taladros Alivio	2.00 unid		
Long total perf. (Prod) (45mm)	149.67 m		
Long total perf. (Aliv) (102mm)	6.80 m		
Tiempo total prom de perforación	2.51 hrs		

(Anexo 18)

PERFORACIÓN	Precio Unit	Vida Util	Pie Perf.	pies perf	Costo	
	US\$	(pies)	US\$	/ disparo	US\$/DISP.	US\$/M
Shank adapter cop 1238X R32	274.52	9000	0.031	552.00	16.84	
Acople T32/R32	89.20	7200	0.012	552.00	6.84	
Barra ext R32-h35-r32x12	537.00	6000	0.090	552.00	49.40	
Broca R32X45	109.00	900	0.121	552.00	66.85	
Adaptador piloto R32 X 12"	223.00	900	0.248	24.00	5.95	
Broca Rimadora R32 X 102 mm	247.00	900	0.274	24.00	6.59	
Afiladora de copas	2,386.00	150000	0.016	552.00	8.78	
Copa de afilado	169.00	10000	0.017	552.00	9.33	
Manguera jebe 1' (25 m)	77.59	35000	0.002	552.00	1.22	
Manguera 1/2' (25 m)	51.72	35000	0.001	552.00	0.82	
TOTAL PERFORACIÓN					172.62	53.87

VOLADURA	Precio Unit	Cantidad	Unidad	Costo	
	US\$			US\$/DISP.	US\$/M
Semexsa 65	2.05	0.00	kg	0.00	
Emulex 45 11/4"x8"	2.12	19.36	kg	41.04	
Emulex 65 11/4"x8"	2.14	71.10	kg	152.15	
Emulex 80 1"x8"	2.15	5.20	kg	11.18	
Emulex 100 1"x8"	2.26	0.00	kg	0.00	
Fanel LP	1.13	4.00	un	4.52	
Fanel MS	1.18	38.00	un	44.84	
Pentacor 5P	0.18	36.00	m	6.48	
Mecha Rapida	0.37	0.40	m	0.15	
Carmex	0.64	2.00	pza	1.28	
TOTAL VOLADURA				261.64	81.65

EQUIPO	Rend.(Tn/Hr)	CNT	Precio	Hrs. De	Costo	
			US\$/Hr.	Operación	US\$/DISP.	US\$/M
Jumbo Electrohid. de 1 brazo			86.70	2.71	234.96	
TOTAL EQUIPO DE LIMPIEZA					234.96	73.33

COSTO TOTAL		US\$	669.21	208.85
-------------	--	------	--------	--------

Fuente: Elaboración Propia según Anexo 19

4.4.2.3 Costo por disparo y metro avanzado con la Nueva Malla Optimizada.-

Tabla 44: Análisis de costos de P&V (Nueva Malla Optimizada).

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO. CIA MINERA LINCUNA S.A.

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-26-LIN	Eficiencia de Disparo	95.00 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.23 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	47.57 m ³
Área-Sección de labor	14.72 m ²	Tonelaje Roto	132.24 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	92.30 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm ³	Factor de carga	1.94 Kg/m ³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.70 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	28.56 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	42.00 unid		
# total de taladros Alivio	2.00 unid		
Long total perf. (Prod) (45mm)	142.87 m		
Long total perf. (Aliv) (102mm)	6.80 m		
Tiempo total prom de perforación	2.50 hrs		

(Anexo 18)

PERFORACIÓN	Precio Unit US\$	Vida Util (pies)	Pie Perf. US\$	pies perf / disparo	Costo US\$/DISP. US\$/M
Shank adapter cop 1238X R32	274.52	9000	0.031	528.00	16.11
Acople T32/R32	89.20	7200	0.012	528.00	6.54
Barra ext R32-h35-r32x12	537.00	6000	0.090	528.00	47.26
Broca R32X45	109.00	900	0.121	528.00	63.95
Adaptador piloto R32 X 12"	223.00	900	0.248	24.00	5.95
Broca Rimadora R32 X 102 mm	247.00	900	0.274	24.00	6.59
Afiladora de copas	2,386.00	150000	0.016	528.00	8.40
Copa de afilado	169.00	10000	0.017	528.00	8.92
Manguera jebe 1' (25 m)	77.59	35000	0.002	528.00	1.17
Manguera 1/2' (25 m)	51.72	35000	0.001	528.00	0.78
TOTAL PERFORACIÓN					165.66 51.26

VOLADURA	Precio Unit US\$/Kg	Cantidad	Unidad	Costo US\$/DISP. US\$/M
Dinamita SG 65 7/8" x 7"	0.00	0.00	kg	0.00
Emulnor 1000 11/8"X12"	1.92	7.44	kg	14.29
Emulnor 3000 11/4"X12"	1.94	63.27	kg	122.75
Emulnor 5000 11/4"X12"	1.97	17.76	kg	34.99
Detonita 1000 7/8"X8"	1.67	2.79	kg	4.65
Fanel LP	0.94	4.00	un	3.76
Fanel MS	0.97	38.00	un	36.86
Pentacor 5P	0.18	34.00	m	6.12
Mecha Rápida	0.37	0.30	m	0.11
Carmex	0.57	2.00	pza	1.14
TOTAL VOLADURA				227.03 70.26

EQUIPO	Rend.(Tn/Hr)	CNT	Precio US\$/Hr.	Hrs. De Operación	Costo US\$/DISP. US\$/M
Jumbo Electrohid. de 1 brazo			86.70	2.50	216.94
TOTAL EQUIPO DE LIMPIEZA					216.94 67.13

COSTO TOTAL	US\$	609.63	188.65
--------------------	-------------	---------------	---------------

Fuente: Elaboración Propia MVC.

4.5 Análisis de reducción de costos unitarios.-

4.5.1 Costos de Aceros de Perforación.-

Tabla 45: Inversión de Aceros por perforación en frente.

			Mallas de P&V					
			Estándar		Estándar Reformulada		Nueva Optimizada	
Metros perf. 45mm (m)			159.12		149.45		149.67	
Metros perf. 102mm (m)			10.12		6.79		6.80	
Aceros	P.U (\$)	V.U. (pp)	Índice \$	Desg. (%)	Índice \$	Desg. (%)	Índice \$	Desg. (%)
Shank Adapter Mod. 1238X R32	274.52	9000	16.94	6.17%	15.64	5.70%	15.66	5.70%
Acople Mod. T32/R32	89.2	7200	6.88	7.71%	6.35	7.12%	6.36	7.13%
Barra ext Mod. R32-h35-r32x12	537	6000	49.71	9.26%	45.88	8.54%	45.95	8.56%
Broca Mod. R32X45	109	900	67.26	61.71%	62.08	56.95%	62.17	57.04%
Adaptador piloto Mod. R32X45	223	900	8.26	3.70%	5.52	2.48%	5.53	2.48%
Broca Rimadora Mod. R32X102 mm	247	900	9.14	3.70%	6.12	2.48%	6.13	2.48%

Fuente: Elaboración propia MVC.

Se puede observar una reducción en los índices de desgaste en la mayoría de aceros, también se observa que es la Broca R32 es que la que presenta mayor desgaste debido a mayor cantidad de trabajo, de 61.71% a 57.04% se puede especular que si bien se desgasta menos quizás no será posible utilizarla efectivamente en la perforación de un segundo frente.

4.5.2 Costos de Jumbo Electrohidráulico.-

Tabla 46: Inversión en Explosivo por disparo.

	P.U. (\$)	Mallas P&V		
		Estándar	Estándar Reformulada	Nueva Optimizada
Horas trab. Jumbo		2.78	2.71	2.50
Costo (\$)	86.70	241.15	234.96	216.93

Fuente: Elaboración propia MVC.

Se observa reducción de costo por uso de Jumbo Electrohidráulico de un promedio de 241.15 \$/frente a 216.93\$/frente ahorrando 24.22\$/frente.

4.5.3 Costos de Explosivos.-

Tabla 47: Inversión en Explosivo por disparo.

	Unidad	Mallas de P&V		
		Estándar	Estándar Reformulada	Nueva Optimizada
Explosivo	Kg	101.96	95.66	91.27
P.U.medio	\$/Kg	2.14	2.14	1.92
Costo	\$	218.19	204.71	175.24

Fuente: Elaboración propia MVC.

El factor quizás más importante es la reducción en el consumo de Explosivos, observamos una reducción de 101.96 Kg/disparo a 91.27 Kg/disparo esto traduciendo en factores económicos genera un ahorro de hasta 42\$/disparo.

4.5.4 Costos de producción.-

Tabla 48: Costos de Producción por disparo.

	Unidad	Mallas de P&V		
		Estándar	Estándar Reformulada	Nueva Optimizada
Volumen Desalojado	ton	46.37	47.25	47.57
Tonaleje Roto	m3	127.51	128.52	132.24
Costo disparo	\$	701.25	669.21	607.27
Costo/m3	\$/m3	15.12	14.16	12.77
Costo/ton	\$/ton	5.50	5.21	4.59

Fuente: Elaboración propia MVC.

De igual manera existe reducción en la inversión económica que se realiza para romper 1m³ de material, generando un ahorro de 0.91\$/m³.

4.5.5 Costos por metro de avance.-

Tabla 49: Costos por metro de avance.

	Unidad	Mallas		
		Estándar	Estándar Reformulada	Nueva Optimizada
Avance efectivo	ton	3.15	3.21	3.23
Costo disparo	\$	701.25	669.21	607.27
Costo/m	\$/m	222.62	208.48	187.92

Fuente: Elaboración propia MVC.

4.5.6. Resumen de reducción de costos entre mallas de P&V.-

Tabla 50: Comparativo técnico-económico entre mallas representativas.

		Malla de P&V Estándar	Malla de P&V Reformulada	Nueva Malla de P&V Optimizada
DETERMINANTES TÉCNICAS		INDICADORES		
UNIDAD				
Detalles Post-disparo				
Eficiencia de Disparo	%	93.40	94.20	95.00
Avance Efectivo	m	3.18	3.20	3.23
Volumen desocupado	m ³	46.77	47.17	47.57
Tonelaje Roto	ton	130.01	131.12	132.24
Rendimientos				
Peso Total de explosivos	Kg	101.96	95.66	91.27
Factor de carga	Kg/m ³	2.18	2.03	1.92
Factor de Potencia	Kg/ton	0.78	0.73	0.69
Factor de avance lineal	Kg/m	32.09	29.85	28.24
Parámetros de Perforación				
# total de taladros producción	unid	44.00	44.00	42.00
# total de taladros Alivio	unid	3.00	2.00	2.00
DETERMINANTES ECONÓMICAS		COSTOS		
Costo maquina Jumbo				
	\$/disparo	241.15	234.96	216.94
	\$/m	75.90	73.33	67.13
	\$/ton	1.85	1.79	1.64
	\$/m3	5.16	4.98	4.56
Perforación				
	\$/disparo	182.36	172.62	165.66
	\$/m	57.40	53.87	51.26
	\$/ton	1.40	1.32	1.25
	\$/m3	3.90	3.66	3.48
Voladura				
	\$/disparo	277.64	261.64	227.03
	\$/m	87.39	81.65	70.26
	\$/ton	2.14	2.00	1.72
	\$/m3	5.94	5.55	4.77
TOTALES		\$/disparo	669.21	609.63
		\$/m	208.85	188.65

Fuente: Elaboración propia MVC.

Preliminares Evidentes:

- Se puede observar que solo la reformulación de la malla estándar (usando el mismo explosivo, Emulex®) genera un decremento de la inversión, ahorrando hasta 11.84 dólares por metro de avance, no obstante según evaluación in situ del material fragmentado no se aprecia considerable variación (Diámetro de fragmento aprox 18 cm).
- Por otro lado un nuevo diseño óptimo de malla de P&V, así como el cambio de explosivos (a Emulnor®) genera ahorros mayores de hasta \$. 32.77 dólares por metro avanzado además se observa una reducción del diámetro del material fragmentado (13 cm aprox).

4.6 Discusión de Resultados.-

Para la discusión crítica de resultados comparativos previamente se formuló los siguientes criterios:

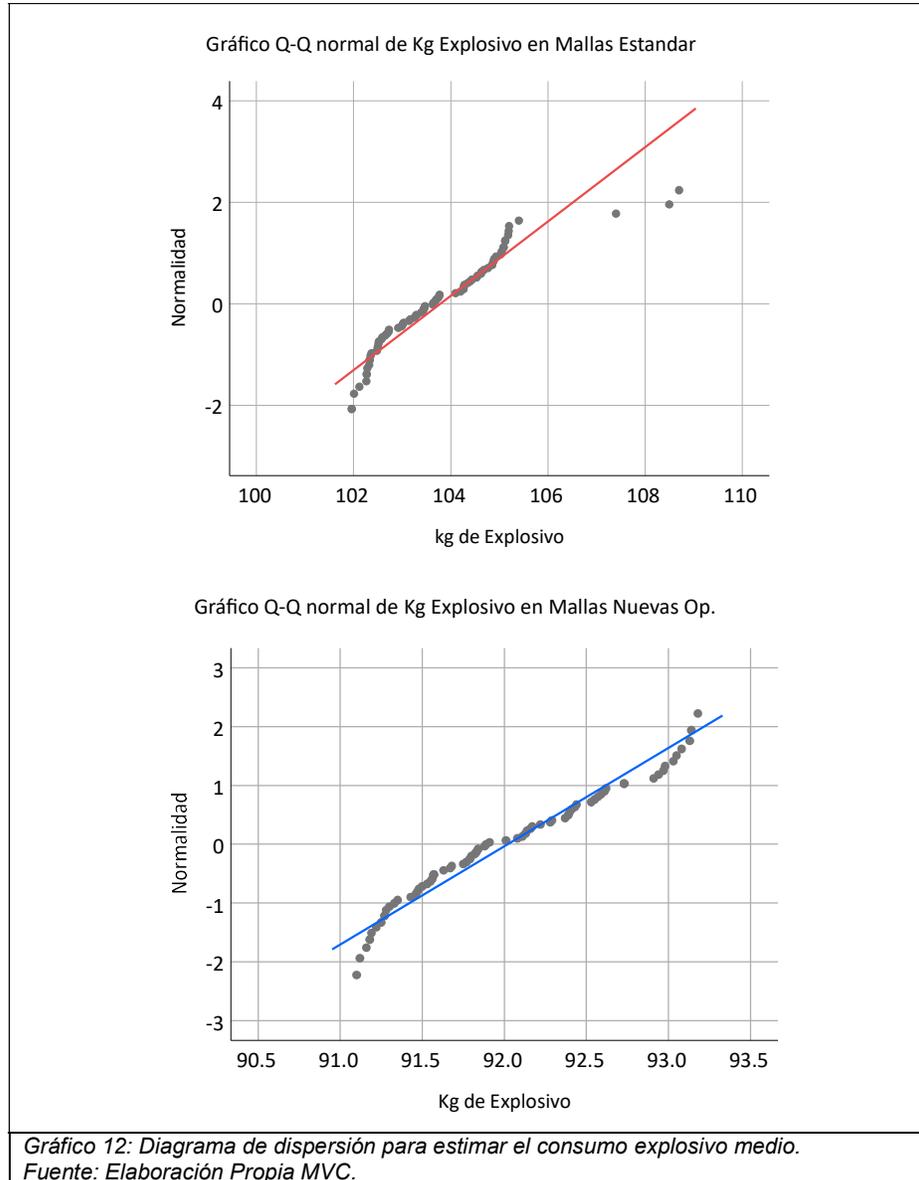
1. Se confrontó solo las dependencias entre la Malla Estándar y la Nueva Malla Optimizada con el propósito estadístico de analizar las medias de dos muestras (disparos) independientes debidamente agrupados.
2. Para evaluar el comportamiento del uso de Mallas Estándares de P&V se recopiló información aleatoriamente en base a un valor muestral de $n=25$ disparos por mes independientemente de la guardia, durante el último trimestre del año 2018 alcanzando un total de 75 disparos en labores de sección 4.0m x4.0m.
3. Para evaluar el comportamiento del uso de Nuevas Mallas de P&V Optimizadas se estableció sobre una base de valor muestral igual a $n=25$ disparos por mes independientemente de la guardia, durante el primer trimestre del año 2019 haciendo un total de 75 disparos en labores de sección 4.0m x4.0m.
4. Se consideró evaluar solo los indicadores y rendimientos más importantes:
 - Consumo Explosivo
 - Avance Efectivo
 - Factor de carga
 - Resultados de la Fragmentación.

Los demás indicadores y rendimientos que se implican dentro de un disparo como (Factor de potencia, Factor de carga lineal, Factor de carga por taladro, volumen y Tonelaje roto) no serán tomados en discusión ya que al ser derivados de los indicadores citados líneas arriba concluyen en mismo resultado similares.

5. Finalmente se despliega el panorama de rentabilidades.

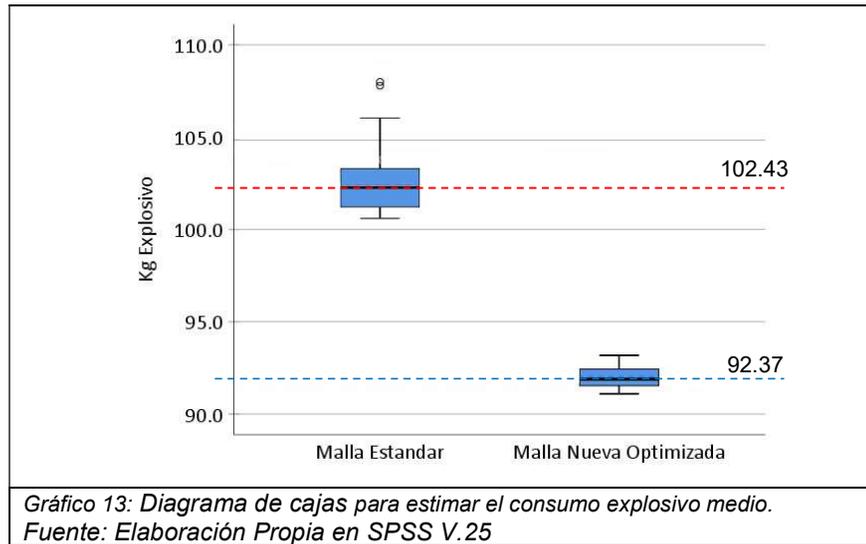
4.6.1 Consumo de explosivos.

a. Prueba de normalidad de datos.-



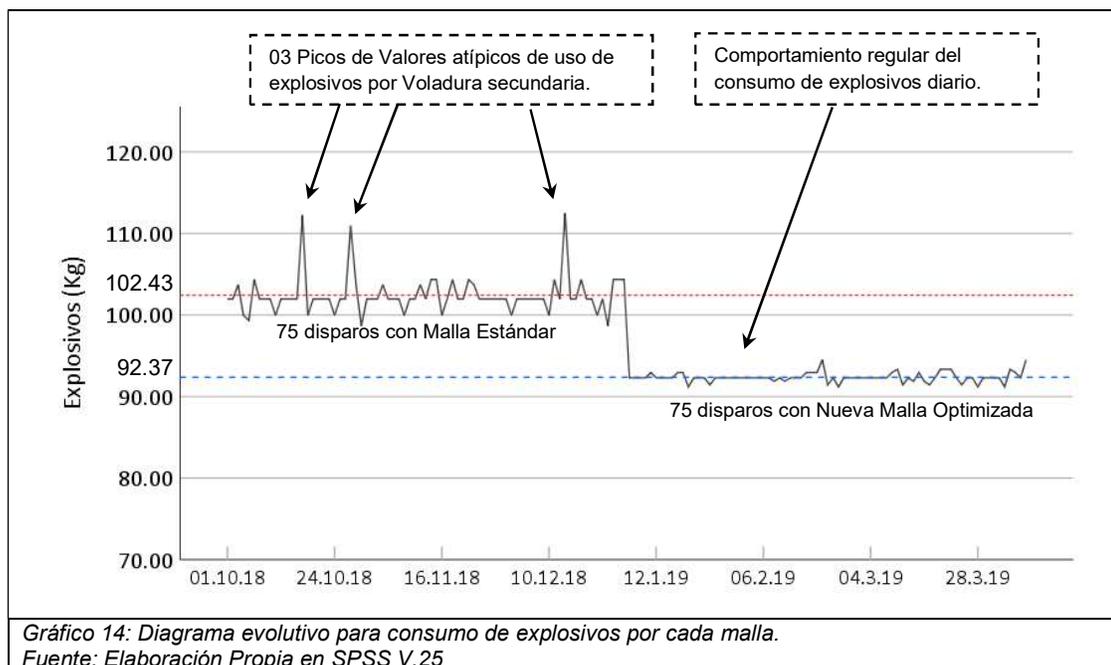
Se aprecia comportamientos normales en ambos casos salvo 03 disparos usando Mallas Estándar en los que se usaron cantidades mayores (atípicos) de explosivos, estas anomalías representan un mayor consumo evidentemente por disparos secundarios (“cachorreos o plasteos”) en un mismo frente de voladura; toda vez que tienden a sesgar resultados no se consideraron para estimar la media.

b. Estimación de medias.-



El diagrama muestra el consumo de explosivos ponderado para 75 disparos usando mallas estándar, estimando la media en 102.90 Kg/disparo. Así también para 75 disparos usando nuevas mallas optimizadas una media de 92.37 Kg/disparo. En ambos casos la variación con la mediana es mínima (102.95 y 92.30 respectivamente).

c. Comparativo evolutivo.-



d. Informe.-

Tabla 51: Informe sobre Consumo de Explosivos (Kg) según malla.

Uso de malla	Total Disparos	Consumo Medio (kg)	Consumo Total (kg)	Consumo Mín. (kg)	Consumo Máx. (Kg)	Consumo Frecuente (Kg)	Desv. Estándar (Kg)
Malla Estándar	75	102.43	7682.23	98.68	112.49	101.96	2.377
Malla Nueva Optimizada	75	92.37	6927.51	91.19	94.51	92.30	0.617

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

Se observa que en 75 disparos usando mallas estándar se consumió 7682.23 Kg de explosivo con promedios de 102.43 Kg de explosivo por disparo, así mismo el consumo más frecuente fue de 101.96 Kg por disparo. Por otro lado usando la Nueva malla optimizada en 75 disparos se consumió 6927.51 Kg, se ve considerablemente reducido a consumos promedio de 92.37 Kg, y también se detalla que el consumo más frecuente fue de 92.30 Kg de explosivo por disparo.

e. Análisis t de Student.-

Tabla 52: Prueba de muestras independientes Consumo de explosivos según Malla.

		Prueba de Levene de igualdad de varianzas		Prueba t para la igualdad de medias		
		F	Sig.	t	gl	Sig.
Kg Explosivo	Se asumen varianzas iguales	22.141	0,02	35,48	148	,015
	No se asumen varianzas iguales			35,48	83,94	,001

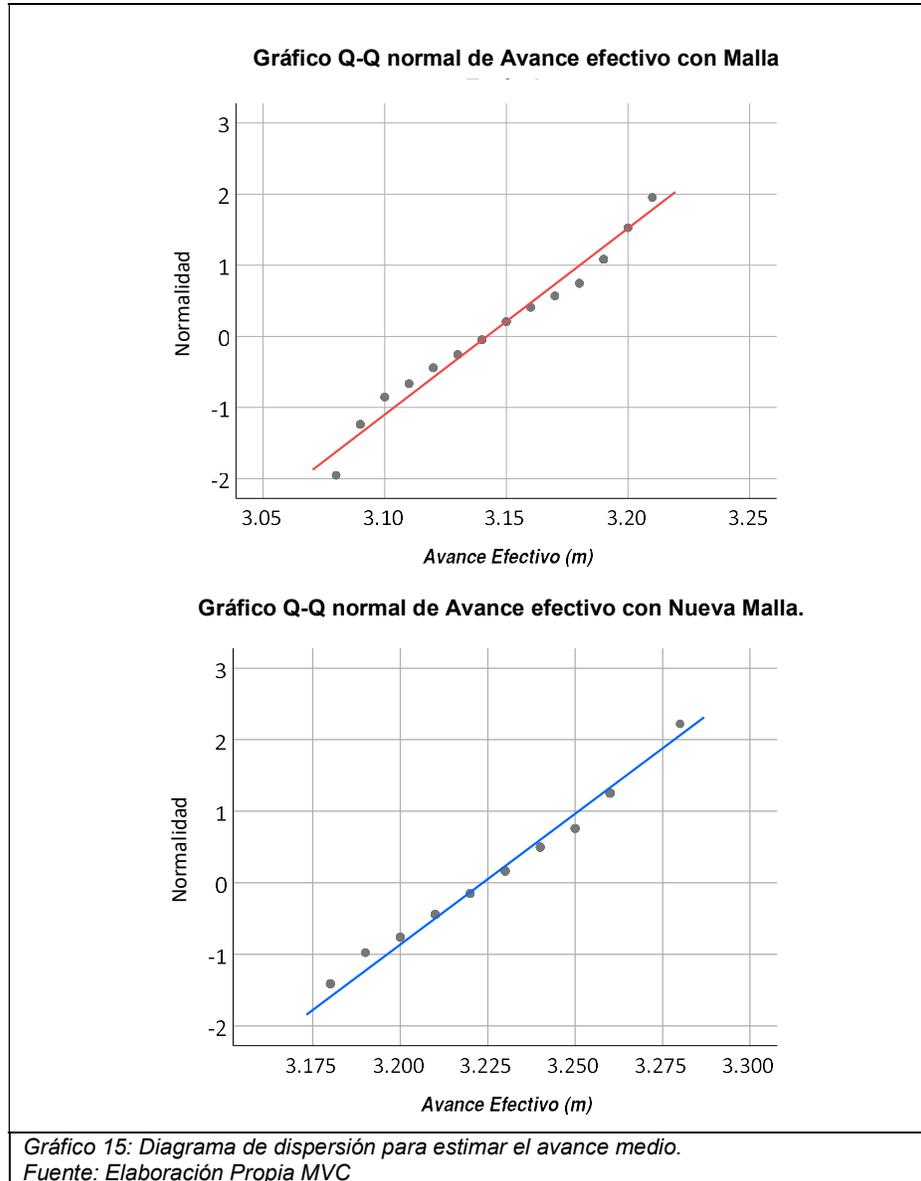
Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25.

- H_0 : No Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla habrá reducción en el consumo de explosivos.
- H_1 : Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla habrá reducción en el consumo de explosivos.

La Tabla muestra que el P-valor (0.015) es menor que 0.05 (5% de nivel de significancia), para tal se rechaza la hipótesis nula, eso quiere decir que existe evidencia suficiente para afirmar que: **Los estándares de P&V han sido mejorados toda vez que la Nueva Malla Optimizada reduce el consumo de explosivos en Kg/disparo.**

4.6.2 Avance Efectivo por disparo.

a. Prueba de normalidad de datos.-



Se aprecia comportamientos normales en ambos procesamiento de casos y no se rastrear atipicidades por lo que no existirá sesgo de resultados.

b. Estimación de medias.-

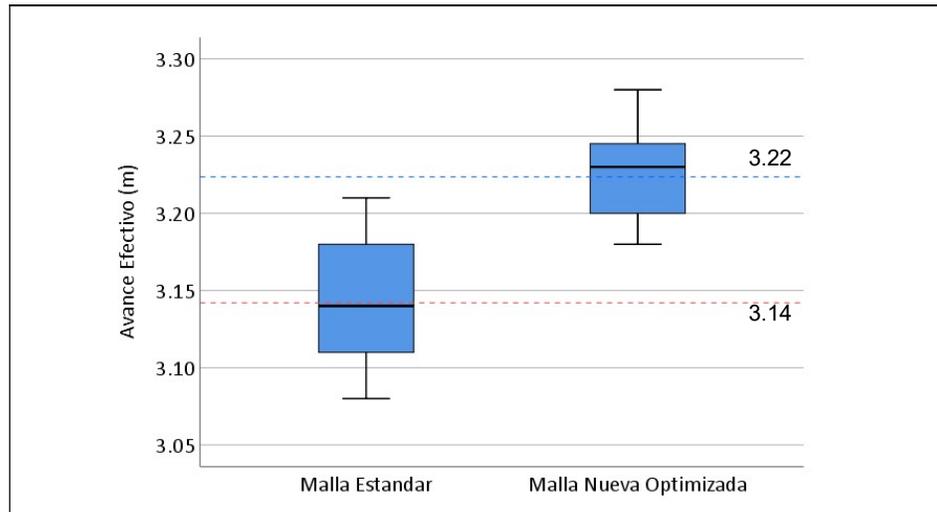


Gráfico 16: Diagrama de cajas para estimar avance medio
Fuente: Elaboración Propia en SPSS V.25

Se observa mejores avances efectivos usando la Nueva Malla Optimizada toda vez que de 75 disparos se obtuvo un promedio de avance igual a 3.22 m/disparo y por otro lado también se observa que de la misma cantidad de disparos usando Mallas estándar se tenía un promedio 3.142m por disparo.

c. Comparativo evolutivo.-

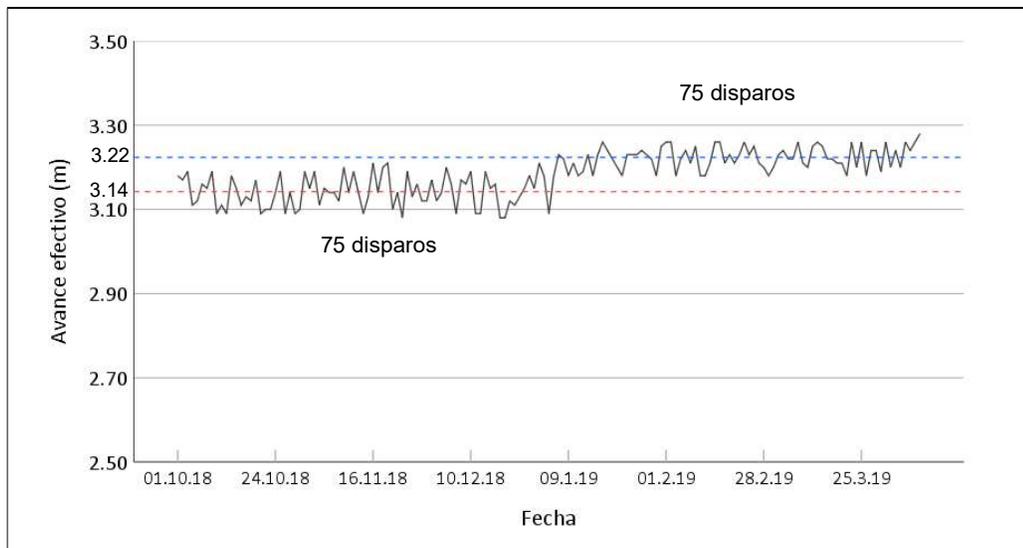


Gráfico 17: Diagrama evolutivo sobre avances según cada malla.
Fuente: Elaboración Propia en SPSS V.25

d. Informe.-

Tabla 53: Informe Avance Efectivo por Disparo (m) según cada malla.

Uso de malla	Total Disparos	Avance Medio (m)	Avance Total (m)	Avance Mín. (m)	Avance Máx. (m)	Avance Frecuente (m)	Desv. Estándar (m)
Malla Estándar	75	3.1419	235.64	3.08	3.21	3.18	.03794
Malla Nueva Optimizada	75	3.2236	241.77	3.18	3.28	3.23	.02734

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

Se observa que en 75 disparos usando mallas estándar se produjo un avance de 253.64 m con promedios de 3.14 m por disparo, así mismo el avance efectivo más frecuente fue de 3.18 m por disparo. Por otro lado usando la Nueva malla optimizada en la misma cantidad de disparos se logró incrementar el avance total a 241.77m, con avances efectivos promedio 3.22m, y también se detalla que el avance efectivo más frecuente fue de 3.23 m por disparo.

e. Análisis t de Student.-

Tabla 54: Prueba de muestras independientes para Avances según cada malla.

		Prueba de Levene de igualdad de varianzas		Prueba t para la igualdad de medias		
		F	Sig.	t	gl	Sig.
Avance (m)	Se asumen varianzas iguales	9.581	0.002	15.134	148	,002
	No se asumen varianzas iguales			15.134	134.534	,001

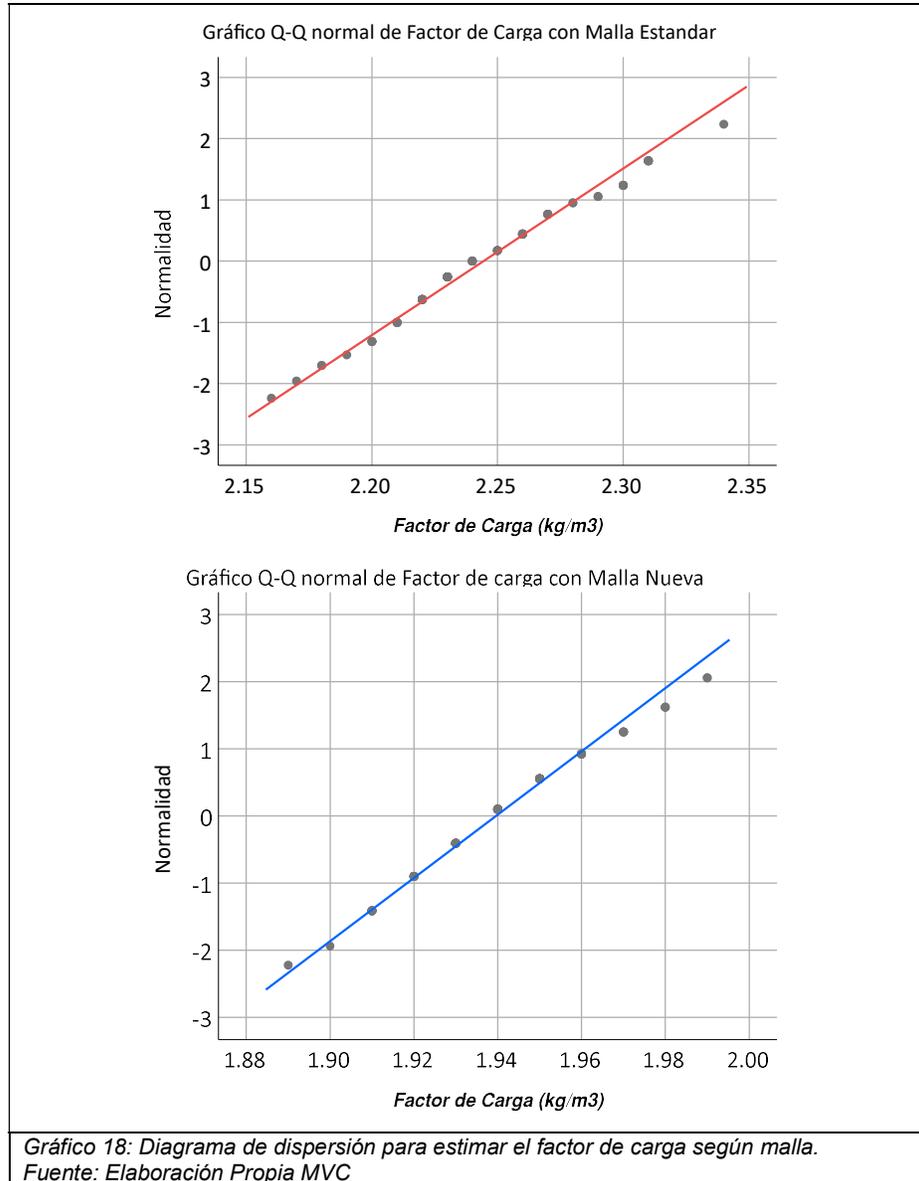
Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25.

- H_0 : No Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla habrá reducción en el consumo de explosivos.
- H_1 : Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla habrá eficiencias en el avance efectivo.

La Tabla muestra que el P-valor (0.002) es menor que 0.05 (5% de nivel de significancia), por tal se rechaza la hipótesis nula, comprobando que existe evidencia suficiente para afirmar que: **Se ha logrado mejorar los Estándares de P&V ya que con la Nueva Malla Optimizada se incrementa la eficiencia en los avances efectivos.**

4.6.3 Factor de Carga.-

a. Prueba de normalidad de datos.-



Se aprecia comportamientos normales en ambos procesamiento de casos y no se rastrean atipicidades por lo que no existirá sesgo de resultados.

b. Estimación de medias.-

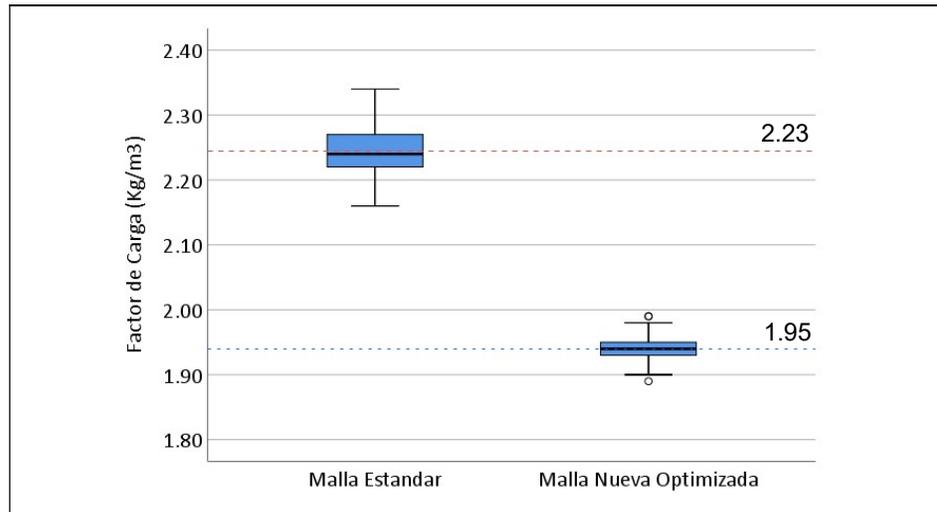


Gráfico 19: Diagrama de cajas para factor de carga según cada malla.
Fuente: Elaboración Propia en SPSS V.25

Se observa que de 75 disparos usando mallas estándar dio como resultado una media igual a 2.23 Kg/m³ y una mediana con mínima variación (2.22 Kg/m³). Así también para la misma cantidad de disparos (75) usando nuevas mallas optimizadas una media de 1.95 Kg/m³. y una mediana mínima variable de (1.94 Kg/m³). No habrá sesgo.

c. Comparativo evolutivo.-

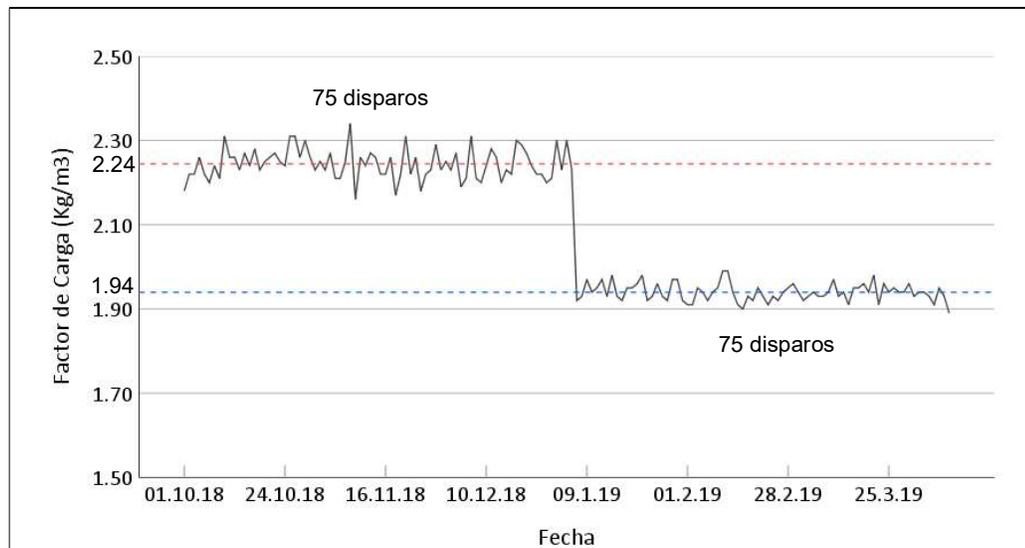


Gráfico 20: Diagrama evolutivo para factor de carga según cada malla.
Fuente: Elaboración Propia en SPSS V.25

d. Informe.-

Tabla 55: Informe Factor de Carga Explosiva (Kg/m³)

Uso de malla	Total Disparos	F.C. Medio (Kg/m ³)	F.C. Mín. (Kg/m ³)	F.C. Máx. (Kg/m ³)	F.C. Frecuente (Kg/m ³)	Desv. Estándar (Kg/m ³)
Malla Estándar	75	2.23	2.09	2.48	2.18	.0761
Malla Nueva Optimizada	75	1.95	1.91	2.00	1.94	.0200

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

La tabla muestra que de 75 disparos usando mallas estándar se obtuvo un factor de carga promedio de 2.23 Kg/m³, así mismo el valor más frecuente fue de 2.18 Kg/m³ por disparo. Por otro lado usando la Nueva malla optimizada en la misma cantidad de disparos se logró reducir el factor de carga promedio a 1.95 Kg/m³, y también se detalla que el factor más frecuente fue de 1.94 Kg/m³.

e. Análisis t de Student.-

Tabla 56: Prueba de muestras independientes para factor de carga según cada malla.

Factor de carga		Prueba de Levene de igualdad de varianzas		Prueba t para la igualdad de medias		
		F	Sig.	t	gl	Sig.
Factor de carga	Se asumen varianzas iguales	26.648	0.001	30.67	148	,018
	No se asumen varianzas iguales			30.67	84.169	,012

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25.

- H₀: No Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla se reducirá el factor de carga por disparo.
- H₁: Existe evidencia suficiente para afirmar que usando la nueva malla se reducirá el factor de carga por disparo.

La Tabla muestra que el P-valor (0.018) es menor que 0.05 (5% de nivel de significancia), por tal se rechaza la hipótesis nula, comprobando que existe evidencia suficiente para afirmar que: **Se ha logrado mejorar los estándares de P&V a través de una Nueva Malla Optimizada ya que tiene considerable incidencia en la reducción del factor de carga por disparo.**

4.6.4 Resultados de material fragmentado (Optimización Granulométrica).-

Para evaluar el grado de incidencia económica que produce la mejora de estándares de P&V en base a la nueva malla optimizada:

- Se produjeron 12 disparos en rotura de veta mineral Hércules, obteniendo un grado de fragmentación muy similar a los obtenidos en labores de avance o rotura de esterl. ($X_{50}=14\text{cm}$).
- Se solicitó al laboratorio de planta de la Cia Minera Lincuna un reporte breve y puntualizado del tratamiento de Conminución de material suministrado del Stock Pile 13 (Pila de acopio de material volado proveniente de mina) (Anexo 20) , Obteniendo:





Tabla 57: Síntesis económico en Chancado Primario y Secundario

Chancado Primario				Chancado Secundario			
	Eficiencia %	TMS	KWH/tn		Eficiencia %	TMS	KWH/tn
Grizzly	66.46	2203.40	35.00	Zaranda N1	87.54	2203.40	18.15
CH-C10	-	1573.85	0.00	CH-Sec	62.33	1229.12	194.21
Faja A	-	-	12.02	Faja C	-	-	9.08
Faja B	-	-	16.45				
KWH/D	1269.4	KWH/D		4428.8	KWH/D		
Costo KWH	0.76	US\$	US\$/TM	0.76	US\$	US\$/TM	
Costo Total	964.74	Us\$/día	0.438	3365.89	Us\$/día	1.528	
WI		2.74	KWH/tn		2.51	KWH/tn	
F80		151935.72	um		96456.52	um	
P80		95365.45	um		32022.56	um	
RR		1.59			3.01		

Fuente: Laboratorio Planta concentradora Cía. Minera Lincuna

Se muestra optimización de costos por eficiencia y ahorro en consumos de energía (KWH) para la reducción de la granulometría por tonelada corta de del material volado.

4.6.5 Resultados comparativos antes y después de uso de Nueva Malla Optimizada de P&V.-

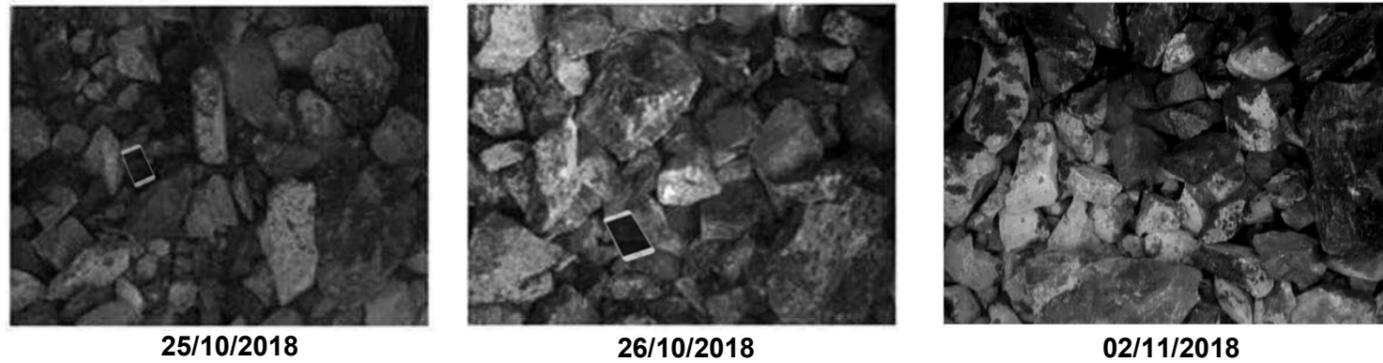
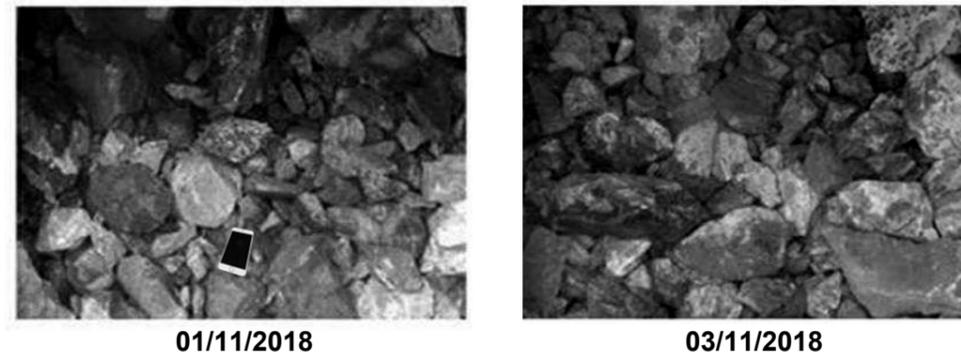


Tabla 58: Resultados de voladuras con Malla Estándar.

	Factor de carga (Kg/m3)	X50 (cm)	SplitOnline
25/10/2018	2.17	18.70	18.70
26/10/2018	2.24	19.50	20.01
01/11/2018	2.20	20.02	18.74
02/11/2018	2.17	18.31	18.32
03/11/2018	2.27	19.10	19.16

Fuente: Elaboración Propia



VOLADURA CON MALLAS ESTANDAR

VOLADURA CON MALLA OPTIMIZADA



TIMELINE DE VOLADURA

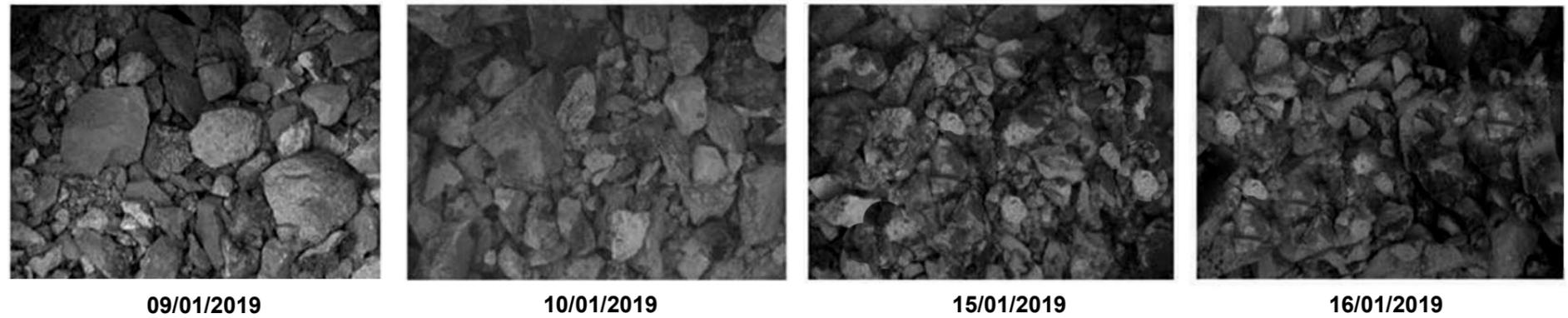
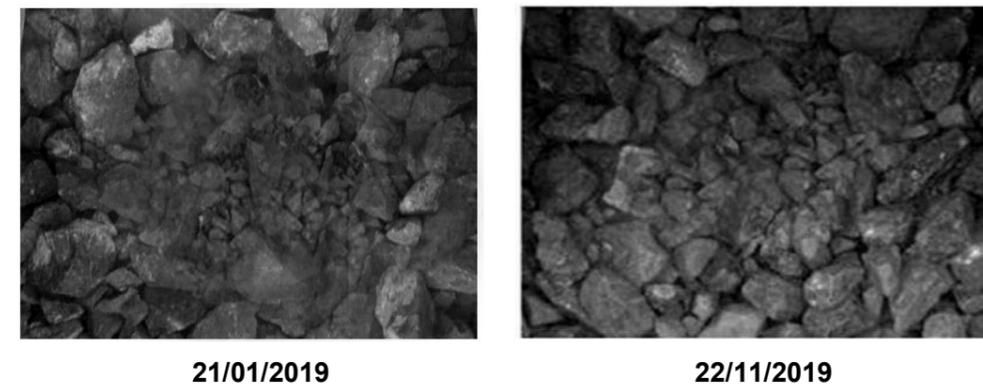


Tabla 59: Resultados de voladuras con Nueva Malla Optimizada

	Factor de carga (Kg/m3)	X50 (cm)	SplitOnline
10/01/2019	1.95	14.02	14.22
15/01/2019	1.97	14.18	14.11
16/01/2019	1.94	14.30	14.20
21/01/2019	1.96	12.71	12.71
22/01/2019	1.97	13.01	11.03

Fuente: Elaboración Propia



4.7. Rentabilidad Real por implementación de Nueva Malla Optimizada.

4.7.1 Rentabilidad en P&V

a. Rentabilidad en P&V por metro Avanzado.-

Tabla 60: Rentabilidad mensual por metro avanzado.

Uso de malla	Total Disparos	Costo medio (\$)	Costo Mín. (\$)	Costo Máx. (\$)	Costo Frecuente (\$)	Desv. Estándar (\$)
Malla Estándar	75	223.33	214.25	230.08	220.69	3.29
Malla Nueva Optimizada	75	189.41	185.96	194.46	188.65	1.78

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

La tabla muestra que el costo medio por metro avanzado usando mallas Estándar es 223.33 \$/m así mismo se observa una reducción a 189.41 \$/m cuando se usa la Nueva Malla Optimizada, obteniendo así un beneficio de 33.92 \$/m de avance..

b. Rentabilidad Total en P&V por disparos programados.-

Tabla 61: Rentabilidad trimestral

Uso de malla	Total Disp,	Costo medio de Disparo (\$)	Costo Mín. de Disparo (\$)	Costo Máx. (\$)	Costo Frecuente (\$)	Costo Total (\$)	Desv. Estándar (\$)
Malla Estándar	75	701.30	687.73	710.96	701.15	52 597.68	3.29
Malla Nueva Optimizada	75	610.54	605.20	618.41	609.63	45 790.30	1.78
Dif. Econ.		90.76				6 807.38	

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

La tabla muestra que el Costo medio por disparo usando Mallas Estándar es 701.30 \$/disparo así como un costo medio de 610.54 \$/disparo usando Mallas Optimizadas evidenciando una considerable reducción de 90.76 \$/disparo traducidas en beneficio económico genera Ahorros en consumo de explosivos, Ahorros en tiempos de perforación y Ahorro en uso del equipo Jumbo.

Cabe señalar que luego de evaluar 75 disparos usando mallas optimizadas (1er trimestre) se logró un Ahorro total de 6807.38 \$. Esta corresponde solo al análisis muestral (1 disparo por día). **Toda vez que se ejecutaban diariamente 2 disparos podría conducir al ahorro neto trimestral de 13 614.76 S y con proyección anual ascendiente a 54 459.04 \$.**

5.7.2 Rentabilidad Proyectada en Conminución.

Se precisa que la data sobre el **Stock AF-He01** corresponde a fecha 25.10.18 (Fecha en donde aún se utilizaba la Malla estándar). Por otro lado la data del **Stock 12** corresponde a fecha 28.01.19 (fecha en donde se usaba La nueva Malla optimizada). Aún es muy temprano para concluir con exactitud el Ahorro económico Neto en CH 1° y 2°, no obstante se tiene evidencia suficiente para inferir que la Optimización de la Malla de P&V reduce costos en Conminución. (Anexo 20).

Tabla 62: Rentabilidad Proyecta en Conminución

Conminucion 2300 TMS/Día	2300 TMS/Día			
Horas/Día: 20				
%H2O promedio	4.2			
Costo KWH	0.76 \$/KWH			
	Stock AF-He01		Stock 12	
CHANCADO PRIMARIO				
Variables operativas				
WI	1.52	KWH/TMS	1.38	KWH/TMS
F80	171935.72	um	141935.72	um
P80	95365.45	um	90412.65	um
RR	1.80		1.59	
Consumo Energético				
Equipo	KW	Diario	KW	Diario
Grizzly	38.01	760.20	32.75	655.00
Faja A	12.02	240.40	11.96	239.20
Faja B	16.45	329.00	14.96	299.20
Consumo energético KWH/Día		1329.60		1193.40
Costo por tratamiento (\$).		1010.50		906.98
CHANCADO SECUNDARIO				
Variables operativas				
WI	2.51	KWH/TMS	2.15	KWH/TMS
F80	96456.52	um	90852.76	um
P80	32022.56	um	29578.18	um
RR	3.01		3.07	
Consumo Energético				
Equipo	KW	Diario	KW	Diario
Zaranda N1	18.15	363.00	18.06	361.20
CH-Sec	194.21	3884.20	193.75	3875.00
Faja C	9.08	181.60	9.56	180.60
Consumo energético KWH/Día		4428.80		4416.80
Costo por tratamiento (\$)		3365.89		3356.77

Fuente: Informe de Laboratorio – Planta Concentradora – CML

Si bien la tabla muestra valores promedio por día, se observa que en Chancado Primario se pudo ahorrar hasta 103.52 \$/diarios. Así mismo en chancado Secundario se puede ahorrar 9.12 \$/diarios, logrando un total conjunto de 112.64\$/diarios. Se reitera que este valor es netamente referencial a un grado de confianza del 95%.

5.8 Balance comparativo general con implicancias de Voladura controlada.-

Tabla 63: Comparativos Económicos de avances programados.

Unid.	MALLAS ESTANDAR		MALLA ESTANDAR REFORMULADA			NUEVA MALLA OPTIMIZADA			NUEVA MALLA OPTIM. AJUSTADA PARA VOLADURA CONTROLADA					
	+ frecuente	mínimo	+ frecuente	mínimo	otros	+ frecuente								
Fecha de control	25/10/2018	30/10/2018	2/01/2019	3/01/2019	4/01/2019	19/01/2019	28/01/2019	7/01/2019	12/04/2019	13/04/2019	14/04/2019	15/04/2019	16/04/2019	
Turno/Guardia	Día	Día	Noche	Noche	Día	Día	Día	Noche	Día	Día	Día	Noche	Día	
Detalle de labor														
Zona	RP400	RP400	RP1000	RP1000	RP1000	GAL268	GAL268	GAL268	FR_SUR	FR_SUR	FR_SUR	FR_SUR	FR_SUR	
Labor	FR_160	FR_160	FR_18	FR_18	FR_18	Vent01	Vent02	FR_24	FR_24	FR_24	FR_24	FR_24	FR_24	
Densidad promedio de roca	2.75	2.7	2.72	2.72	2.73	2.73	2.73	2.78	2.77	2.77	2.78	2.76	2.77	
Sección	m ²	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	4.0 X 4.0	
Parámetros de Perforación														
Taladros perforados	un	47	46	44	44	44	44	44	47	47	51	51	51	
Taladros de Prod.(45mm)	un	44	43	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	
Taladros de Aliv (102mm)	un	3	3	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	
Taladros de Aliv - Rec (45mm)	un	0	0	0	0	0	0	0	3	3	7	7	7	
Long Perforación programada	m	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	3.66	
Eficiencia de perf.	%	93.00%	93.00%	93.30%	92.80%	93.40%	93.00%	93.00%	93.00%	93.00%	93.78%	93.50%	94.32%	
Long Perforación efectiva	m	3.40	3.40	3.41	3.39	3.42	3.40	3.40	3.40	3.40	3.43	3.42	3.45	
Long Total perforada (45mm)	m	159.87	156.47	150.15	149.35	150.31	149.67	149.67	159.87	159.87	150.92	150.48	151.80	
Long Total perforada (102mm)	m	10.20	10.20	6.83	6.79	6.83	6.80	6.80	6.80	6.80	6.86	6.84	6.90	
Parámetros de Voladura														
Consumo Explosivo	Kg	101.96	98.68	95.66	95.66	96.56	91.19	92.3	92.30	92.36	92.36	92.36	92.36	
Rendimientos post Disparo														
Avance Efectivo	m	3.19	3.10	3.20	3.17	3.22	3.22	3.23	3.23	3.22	3.23	3.26	3.28	
Eficiencia de Disparo	%	93.78%	91.13%	93.84%	93.45%	94.12%	94.66%	94.96%	95.00%	94.78%	94.89%	95.01%	95.09%	
Volumen Desalojado	m ³	46.96	45.63	47.14	46.69	47.33	47.40	47.55	47.57	47.46	47.51	47.97	48.29	
Tonelaje roto	Tn	130.54	126.85	131.04	129.80	131.58	131.76	132.18	132.24	131.93	132.08	133.36	134.25	
Factor de carga	Kg/m ³	2.17	2.16	2.03	2.05	2.04	1.92	1.94	1.94	1.95	1.94	1.93	1.91	
Factor de potencia	Kg/Tn	0.78	0.78	0.73	0.74	0.73	0.69	0.70	0.70	0.70	0.69	0.69	0.69	
Factor de carga lineal	Kg/m	31.96	31.83	29.87	30.16	30.03	28.32	28.57	28.56	28.65	28.61	28.34	28.15	
OverBreak	%	11.20%	10.85%	10.95%	10.45%	10.50%	8.78%	8.35%	8.19%	7.95%	7.92%	7.65%	7.92%	
Parámetros económicos														
Costo por disparo	\$/disp.	701.15	710.92	669.21	669.21	673.07	605.2	609.59	609.63	636.51	638.74	690.62	692.75	
Costo por m de avance	\$/m	219.80	229.34	208.98	210.98	209.33	187.95	188.72	188.65	197.43	197.89	211.92	212.42	
Incidencia de la fragmentación														
X50 kuz ram	cm	18.74	19.52	20.02	18.3	19.1	14.83	14.3	14.18	12.3	13.01	12.04	12.78	
x50 Split-Online	cm	18.71	20.01	18.74	18.32	19.16	15.12	14.2	14.11	12.7	11.3	11.1	11.45	
Alcances marginales en Conminución														
F80 (CH1)	um	171935.72						134118.38						
P80 (CH2)	um	32022.56						35463.81						
Consumo Energético	KW/D	5698.40						4110.67						
Work-Index (WI)	KWH/Tn	4.03						4.651						
Costo KWH	\$/KWH	0.76						0.76						
Costos/día	\$/dia	4330.79						3124.1092						

Fuente: Elaboración propia MVC.

Afin de evaluar disparos con voladura controlada de recorte se aplicó el método en 05 disparos (02 disparos con 03 taladros más en la corona y 03 disparos agregando 02 taladros a cada hastial), Si bien en todos los casos se redujo el porcentaje de OverBreak o Sobrerotura, el daño sobre el contorno es casi imperceptible, muy probable cuando se trabaja en roca competente, inclusive no hay demasiada variación en el diámetro de fragmentación. Por último la metodología si tiene incidencia en costos por lo que se puede concluir.

No se percibe importante variación en el índice de Costo/Beneficio, invirtiendo en voladura controlada.

5.9 Prueba de Hipótesis de variables de investigación.-

El indicador más aproximado para visualizar la eficiencia del disparo es el Factor de Carga; a través del consumo específico de explosivos por tonelada rota se pudo determinar la incidencia explosiva sobre el grado de fragmentación de material volado; por tal de acuerdo a los resultados obtenidos:

Tabla 64: Estadísticos descriptivos para variables de investigación.

	Uso de malla	N	Media	Desviación Estándar
Factor de Carga Explosiva (kg/m3)	Malla Estándar	16	2.24	.084
	Malla Nueva Optimizada	22	1.94	.018
Fragmentación (cm)	Malla Estándar	16	18.17	.428
	Malla Nueva Optimizada	22	13.03	.894

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

Tabla 65: Prueba de Hipótesis para variables de la investigación

Prueba de muestras independientes	Prueba de Levene de igualdad de varianzas		Prueba t para la igualdad de medias		
	F	Sig.	t	gl	Sig.
Factor de Carga Explosiva	11.796	0.002	16.11	36	,003
Fragmentación	14.025	0.001	21.21	36	,002

Fuente: Elaboración propia en SPSS V.25

- H_0 : No existe evidencia suficiente para afirmar que la mejora de Estándares de P&V influye de manera significativa en la optimización granulométrica del material volado.
- H_1 : Existe evidencia suficiente para afirmar que la mejora de Estándares de P&V influye de manera significativa en la optimización granulométrica del material volado.

La Tabla muestra que el P-valor (0.003) es menor que 0.05 (5% de nivel de significancia), por tal se rechaza la hipótesis nula, Demostrando que existe evidencia suficiente para afirmar que: **La mejora de Estándares a través de la formulación de un nuevo diseño óptimo de criterios en P&V si influye de manera significativa en la reducción del grado de fragmentación del material volado.**

CONCLUSIONES

Conclusiones Generales.-

- Particularmente se concluye que es una mala práctica considerar o implementar nuevos Estándares para procesos totalmente cambiantes e inconstantes, Cada disparo es proclive del fenómeno de ensayo y error, a fin de reducir las probabilidades de este último es que aquellos estándares deben formar parte inherente de criterios de mejoras continuas y reajustes diarios a través de Mallas Reformuladas o en su defecto la formulación de Nuevas Mallas Optimizadas.
- Se concluye que la aplicación de metodologías empírica basada en la rutina y/o habitualidad tal y como estuvo planificada La Malla Estándar de P&V generan inexactitudes o en todo caso falsas eficiencias, los modelos funcionaron hasta que se comenzó a observar valores típicos en los indicadores y/o rendimientos post-disparo.
- El 90% de los disparos realizados con el uso de la Malla estándar siguen patrones repetitivos con asunciones constantes del comportamiento y características físicas del macizo rocoso. Por otro lado Identificar y caracterizar el macizo en base a reportes precisos del departamento de Geo-mecánica como fundamento obligatorio y previo a cada disparo es fundamental a fin de evitar rangos de inexactitudes.
- Gran porcentaje de deficiencias en P&V surgieron a través de la escasa predisposición en realizar controles diarios o sistemáticos, conllevando a no poder focalizar y reorientar tomas de decisiones certeras.

Conclusiones Específicas.-

- Solo el uso y aplicación del modelo matemático de Holmberg y Persson para diseños de mallas de P&V a través de una Malla Estándar reformulada logro mejores resultados en los indicadores y rendimientos post-disparo en rocas de Clase III – Regular Intermedia, con RMR 60-70. No obstante si se le suma una evaluación y caracterización crítica de la Mezcla Explosiva Comercia, para la

presente, cambio del Emulex ® por Emulnor® y se plasma a través de una Nueva Malla Optimizada de P&V se generan mejores ocurrencias de eficiencias en las voladuras, así:

- Se logra reducir el consumo total de Explosivos por cada disparo, de una inversión promedio de 102.43 Kg se logró reducir a 92.37 Kg de explosivo promedio.
 - Se logra mejores rendimientos en el Factor de carga, logrando reducir de 2.23 Kg/m³ a 1.95 Kg/m³.
 - Se logra un incremento mínimo pero favorable en los avances efectivos en cada disparo pasando de 3.14m a 3.22, estos 8cm de diferencia tienen gran incidencia en las eficiencias de cada disparo logrando incrementarlas de 92% a 95.3% de eficiencia de disparo.
 - Se logra mejorar los rendimientos en cuanto factor de avance reduciendo de 33.09 Kg/m a 28.68 Kg/m.
- En base al análisis de costo beneficio se puede afirmar categóricamente que existe una reducción sustantiva en la inversión económica toda vez que con la mejora de Estándares en P&V se pueden ahorrar hasta \$ 54 459.04 al año, a esto se debería sumar el ahorro que se obtendrá en los Procesos de conminución de Chancado primario y secundario con un total de hasta \$ 112.64 diarios.
 - Se demuestra que solo teniendo un mejor control del diseño de carga con criterios de desacoplamiento y amortiguación de carga explosiva se puede reducir circunstancialmente el porcentaje de vibraciones de ondas causantes de daños y sobre rotura, en el presente proyecto se evidenció que no existió mayores variaciones en la disminución de overbreak si se aplicaban conceptos de Voladura controlada con incremento de taladros de alivio en las zonas de contorno.

- Se concluye que una mejor evaluación de criterios orientados al aprovechamiento de la energía de detonación de los explosivos genera repercusiones significativas en el grado de fragmentación del material volado, esto traducido a variables económicas logra reducciones sustanciales en las pérdidas en los procesos de Perforación y Voladura así como en los de conminución.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda extender la aplicación de la metodología de Holmberg y Persson en labores de secciones diferentes a las de la presente investigación y evaluar su comportamiento específico técnico operativo frente a sus respectivas incidencias económicas.
- Hoy en día el laboreo de minado se ejerce bajo modelos tradicionales y no se hace uso de tecnologías predictivas por lo que se recomienda echar mano de las diferentes herramientas y soportes digitales a fin de prever simulaciones de voladuras y otros procesos operacionales entendiendo que las aquellas herramientas actualmente poseen un alto grado de confiabilidad.
- Se recomienda realizar ajustes y en su defecto tomar criterios de renovación en la Formulación de Nuevas Mallas Optimizadas de manera trimestral o cuando se identifique atipicidades, lo que ocurra primero, con el propósito de atenuar posibilidad de error a los diferentes resultados rutinarios.
- Se recomienda evaluar de manera técnica y paulatina la amplia gama de recursos explosivos y accesorios de voladura que son ofrecidas por las distintas “casas comerciales” a fin de contrastar múltiples beneficios en pro del cumplimiento de políticas de reducción optimizada de costos.
- La mayoría de diseños para la optimización se ciñen al logro de eficiencias solo dentro del área de operacional en la que se planifica, tal es el caso que si bien en la presente investigación se analiza las repercusiones que tendría la mejora de estándares de P&V dentro del Área de Planeamiento (Área operacional dentro de Mina); también se logra evaluar incidencias de conminución en Chancado Primario en Planta Concentradora (Área operacional fuera de mina) por tal se recomienda realizar análisis relacionales conjuntivos anexando las implicancias que se obtendrán en otras áreas operacionales afín de lograr mejores eficiencias.

- Si bien los manuales de Perforación y Voladura ayudan a encaminar el diseño del proyecto de manera técnica-operativa, también se logra evidenciar que contienen datos, información y metodologías sesgadas con propósitos netamente comerciales, basarse solo en la teoría conlleva a proclives dificultades, por tal, Se recomienda la practica cuasi-experimental eventual en P&V soslayando riesgos de afectación económica pero con controles de back-ups operativos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **BERNAOLA ALONSO, JOSE; CASTILLA GÓMEZ, JORGE; HERRERA HERBERT, JUAN.** *Perforación y voladura de rocas en minería.* Madrid : UPM, 2013.
2. **RAMOS ARANDA, BENJAMIN.** *Alcances de Perforación y Voladura.* Huancayo : Material Electronico, 2015. Diap 5.
3. **MENDIETA BRITTO, LUIS ALBERTO.** *Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico.* Lima : PUCP, 2014.
4. **JAUREGUI, OSCAR.** *Reducción de Costos en minera por procesos de perforación y voladura.* NTR Periodismo Crítico. Lima : Material digital, 2015.
5. **DE LA CRUZ ESCOBAR, PLACIDO; MALLCCO IRRAZABAL, FREDY.** *Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza Cía. Minera Casapalca S.A.* Huancavelica : Universidad de Huancavelica, 2014.
6. **WILSON, VILELA.** *Análisis de factibilidad para el uso de anfo pesado a base de emulsión en minera Yanacocha.* LIMA : s.n., 2015.
7. **CAGUANA ANDRES, TENORIO MANUEL.** *Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera "Las Victorias".* Cuenca : Universidad de Cuenca, 2013.
8. **ANTONIO ORDOÑEZ, WALDO.** *Aplicación de taladros largos en vetas angostas, caso Mina Austria Duvaz - Morococha.* Huancayo : Universidad Continental, 2017.
9. **LEIVA TORRES, ALBERTO.** *Influencia de la optimización de la fragmentación de roca en la rentabilidad de las operaciones mina-molienda.* Lima : Pontificia Universidad Católica del Perú, 2013.
10. **BAS, AHMET DENIZ; KOC, ELIF; YAZICI, EDUARD ESTH; DEVECI, HACI;.** *Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching.* Trabzon : s.n., 2015.
11. **PHIFER, MAURIE.** *Blasting as essential part of the mining cycle and broken rocks by drilling and blasting.* Chicago - US : Technomine, 2010.
12. **ROUT, MANMIT; PARIDA, CHINMAY;.** *Optimization Of Blasting Parameters In Opencast Mines.* Orlando : LAP Lambert Academic Publishing, 2012. 978-3659249358.
13. **COMPAÑIA MINERA LINCUNA.** *Memoria Descriptiva Anual .* Aija : Unidad de Logística, 2017.
14. **SEGURA PAVEZ, JAVIER VICENTE ANDRE.** *Optimización de tamaños de transferencia en chancado y molienda sewell mediante simulación de procesos.* Codelco division El Teniente. Valparaiso : Pontificia Universidad Católica de Valparaiso, 2016.

15. **MUÑOZ JIMENEZ, JULIO.** *Geomorfología General*. Madrid : Síntesis S.A., 2003. 84-7738-154-2.
16. **INSTITUTO TECNOLÓGICO GEOMINERO DE ESPAÑA.** *Manual de perforación y voladura de rocas*. Serie Tecnológica y Seguridad Minera. Madrid, España : Edición Madrid, 2014. pág. 541.
17. **DUQUE ESCOBAR, GONZALO.** *Manual de Geología para Ingenieros*. Medellín : Universidad Nacional de Colombia, 2013.
18. **GONZALES DE VALLEJO, LUIS I.; FERRER, MERCEDES; ORTUÑO, LUIS; OTEO, CARLOS;** *Ingeniería Geológica*. Madrid - España : Pearson Educación S.A., 2003. 84-205-3 104-9.
19. **OSINERGMIN.** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima : Inversiones Iacob S.A.C, 2017. 2017-05838.
20. **BELANDRIA, NORLY; BONGIORNO, FRANCISCO.** *Clasificaciones Geomecánicas de los Macizos Rocosos*. Merida, Venezuela : Universidad de Los Andes, 2010. pág. 5.
21. **CHANCASANAMPA GOMEZ, WILBER.** *Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la compañía minera Great Panther Coricancha S.A.* Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2019.
22. **YEPES PIQUERAS, VICTOR.** Perforación rotativa de rocas. *Útiles de la Universidad Politécnica de Valencia*. [En línea] 22 de Junio de 2015. [Citado el: 28 de Julio de 2018.] <https://victoryepes.blogs.upv.es/2014/01/09/perforacion-rotativa-de-rocas/>.
23. **DIRECCIÓN GENERAL DE CARRETERAS.** *Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras*. Fomento, Ministerio de Fomento. Madrid, España : Ministerio de Fomento, 2012. pág. 390.
24. **AFENI, THOMAS B; OSASAN, STEPHEN K.** Sciencedirect.com. *Assessment of noise and ground vibration induced during blasting operations in an open pit mine*. [En línea] 13 de Enero de 2009. [Citado el: 02 de Enero de 2020.] <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S1674526409600788>.
25. **MONTIEL R, NESTOR.** *Optimización del diseño de perforación y voladura aplicando cámara de aire con el explosivo fortis extra, Mina Paso Diablo, estado Zulia*. Caracas : UCV, 2014.
26. **MARTÍ, J.V.; YEPES, V.; GONZÁLEZ, F.; ALCALÁ, J.** *Técnicas de voladuras y excavación en túneles*. Valencia, España : Editorial de la Universitat Politècnica de València, 2012.
27. **EXSA.** *Manual Práctico de Voladura*. [Digital] Lima : Breca Soluciones, 2004.
28. **LOPEZ JIMENO, CARLOS; LOPEZ JIMENO, EMILIO; GARCIA BERMUDEZ, PILAR;** *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid : Gráficas Arias Montano, S.A., 2003. 84-96140-03-2.

29. **TOVAR LLOCCLA, FRANKLIN ANDERSON.** *Aplicación Del Principio De La Velocidad Pico Partícula (Vpp), Para Minimizar El Daño Al Macizo Rocoso-Utilizando Retardos- Veta Lourdes Consorcio Minero Horizonte - La Libertad.* Huancayo : Ingeniería de Minas - UNCP, 2015.
30. **HAKAN, AK; IPHAR, MELIH; YAVUZ, MAHMUT; KONUK, ADNAN;** ScienceDirect.com. *Evaluation of ground vibration effect of blasting operations in a magnesite mine.* [En línea] Department of Mining Engineering, Eskisehir Osmangazi University, 26480 Meselik, Eskisehir, Turkey, 03 de Julio de 2008. [Citado el: 02 de Enero de 2020.] <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0267726108001255>.
31. **CORNEJO ALVAREZ, LAUREANO.** *Utilización de las voladuras controladas en la excavación de túneles.* Madrid : Obras Subterráneas S. A., 2006.
32. **ALCUDIA, ALEJANDRO D.; STEWART, ROBERT R.; ELLUK, NANNA; ESPERSEN, RICK.** *Vibration and air pressure monitoring of seismic sources.* Houston, Texas : Universidad de Houston, 2007.
33. **POMA ROJAS, JOSE.** *Fragmentación de Rocas por medio de Perforación y Voladura.* Lima : Cartagena Mera, 2014.
34. **NAVARRO DONOSO, PATRICIO.** *Conminución y separación de tamaños.* [Digital] Lima : Intercade, 2013.
35. **BOND, F. C.** *"Crushing and Grinding Calculations".* Manchester : British Chemical Engineering, 1961. 622.731:621.926.
36. **SENA LEITE, FRANCISCO.** *Desarrollo de una herramienta para diseño de voladuras en túneles.* Madrid : Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas, 2013.
37. *Optimized design reduces energy needs in downstream mineral processing.* **ENERGY, OFFICE OF INDUSTRIAL TECHNOLOGIES ENERGY EFFICIENCY AND RENEWABLE.** 1, New York - US : IT, 2001, Vol. 1.
38. *Curso de Perforación y Voladura - Propiedades de las Rocas.* **MEJIA SUAREZ, BLANCO.** Lima, Peru : Presentación., 2015.
39. **HERNÁNDEZ SAMPIERI, ROBERTO; FERNÁNDEZ COLLADO, CARLOS; BAPTISTA LUCIO, MARIA DEL PILAR.** *Metología de la investigación.* México D.F. : McGRAW-HILL / INTERAMERICANA EDITORES, S.A., 2016. 978-1-4562-2396-0.

ANEXOS

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Clasificación RMR Geomecánica de Bieniawski 1989: Parámetros de clasificación

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa⇒ Kg/cm ² (aprox)⇒	> 10 100	4 – 10 40 - 100	2 – 4 20 - 40	1 – 2 10 - 20	Únicamente Compresión Simple		
		Compr. Simple MPa⇒ Kg/cm ² (aprox)⇒	> 250 >2 500	100 – 250 1 000-2 500	50 – 100 500 – 1 000	25 – 50 250 - 500	5-25 50-250	1-5 10-50	< 1 <10
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD %	90 – 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25			
	Valoración	20	17	13	8	3			
3	Separación de discontinuidades	> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)	Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura <1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas Abertura <1 mm Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 – 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasa Continua			
	Valoración	30	25	20	10	0			
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 – 25 L/min	25 – 125 L/min	>125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 – 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valoración	15	10	7	4	0			
6	Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)								
	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
Taludes		0	- 5	- 25	- 50	- 60			

Anexo 2. Evaluación Geo-mecánica de las Labores de Estudio en NV8 (FR26, GL9557)



**COMPAÑIA MINERA
LINCUNA**

LUGAR: _____

NIVEL: **NV 8**

LABOR: **GL 4350SW-CAJATECHO**

HOJA No: _____

POR: **FERNANDO DELGADO L.**

FECHA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		Juntas	RCD	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	NUMBO AZIMUT. DIR. BUZ.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA			CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)											
1	228°		C1	C2	2	98												
TIPO DE ROCA						FREC. FRACTURA	RANGO DE VALORES											
A	%	B	%	C	%	DISC / ml	VALOR ESTIMADO											
							PARAMETRO	VALOR										
							R. COMPRESION UNIAxIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25/2 <5/1 <1/0	11					
							RCD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25	13					
							ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06	10					
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO		RELLENO		PERSIST.	OBSERVAC.										
ESTRUC.	RUMBO. DIR. BUZ.	BUZAMIENTO	TIPO	ESPESOR														
D	208°	72°							FERISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4			
D	84°	65°							CONDICION DE APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4			
D									DE RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5			
D	306°	83°							JUNTAS RELLENO	Limpie (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5mm (1)	Suave > 5mm (0)	4			
D	73	42							INTERFERZA	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod. Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	3			
									AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goisio (4)	Plujo (0)	4			
									AJUSTE POR ORIENTACION	Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5			
									VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =									
									CLASE DE MACIZO ROCOSO									
									RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	53			
									DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

GRAFICA

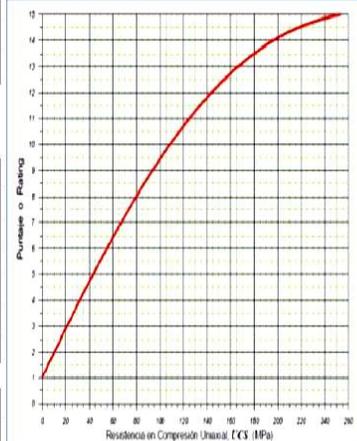
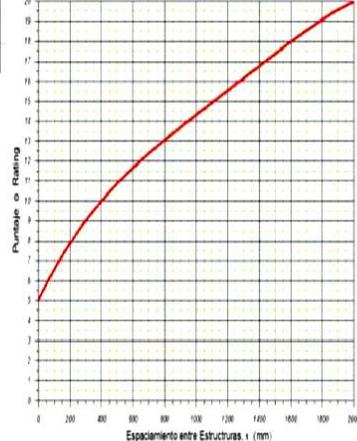


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

M	MINERAL
Cz	CALIZA
PI	POF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
TI	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
Ff	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA

GSI	RMR	Q
-----	-----	---

MARTILLO DE SCHMIDT

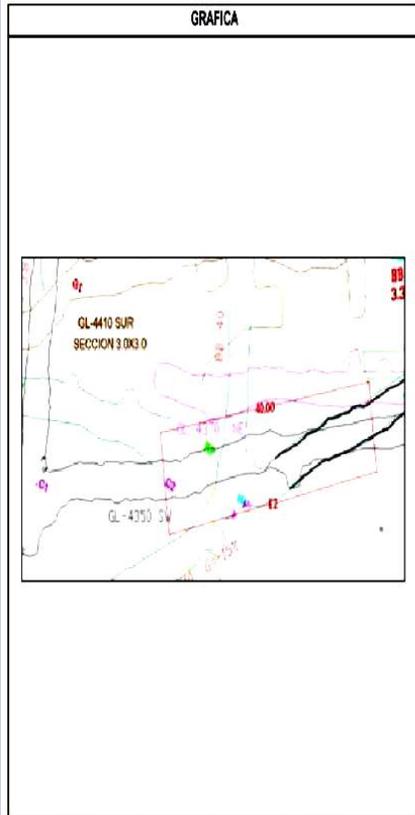
OBSERVACIONES



LUGAR: _____
 NIVEL: NV 8
 LABOR: GL 4350SW-CAJATECHO

HOJA No.: _____
 FOR: FERNANDO DEL GADO L.
 FECHA: _____

Nº	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		Juntas	ROD	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	ESTACION	UMBO, AZIMUT, DIR BUZ	BUZAMIENTO	DESDE			HASTA	(m)	(%)	CLASIFICACION DE BIENIASKI (1989)								
2		228°		C2	C2+40m	2	98											
TIPO DE ROCA						FREC. FRACTURA	3	96										
A	%	B	%	C	%	DISC. / mt.	4	94	R. COMPE. UNIAIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	11			
							5	91	ROD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	15			
TPO	ORIENTACION		RELLENO		PERSIST.	OBSERVAC.	6	88	ESPRGAMIENTO (m)	>2 (20)	0,5-2 (15)	0,2-0,8 (10)	0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)	10			
ESTRUC.	RUMBO, DIR BUZ	BUZAMIENTO	TPO	ESPESOR			7	84	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	>20 m (0)	4			
D	222°	78°					8	81	CONDICION DE APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4			
D	75°	73°					9	77	DE RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5			
D	316°	88°					10	74	JUNTAS RELLENO	Limpie (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4			
D	309°	82°					11	70	INTERFERZA.	Sana (6)	Lig. Interpe. (5)	Mod. Interpe. (3)	Muy Interpe. (2)	Descompuesta (0)	3			
D	111°	55°					12	66	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Fuiga (0)	4			
D	208°	75°					13	63	AJUSTE POR ORIENTACION	Muy Favorb. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)	-5			
D	110	70					14	59	VALOR TOTAL RMR (Suma de valoracion 1 a 6) =									
										CLASE DE MACIZO ROCOSO								
										RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	55		
										DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

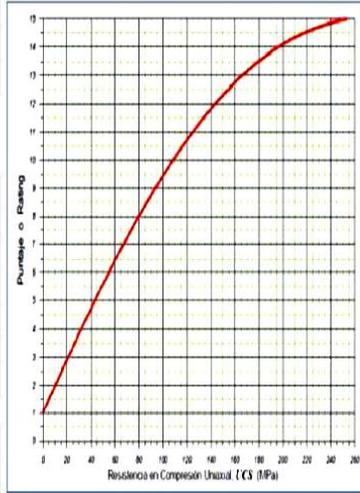


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

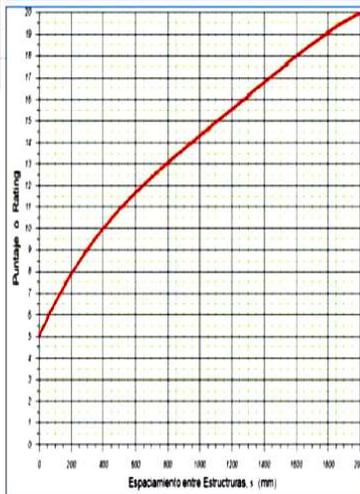
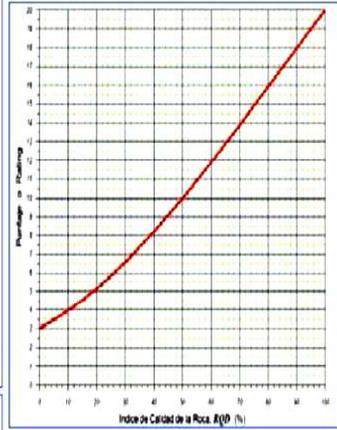
M	MINERAL
Cz	CALIZA
PI	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
TI	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
Fn	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
MF	MICRO FALLA



CSI	MFR	Q
-----	-----	---



MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES



LUGAR: _____
 NIVEL: NV 8
 LABOR: GL 4350SW-CAJA PISO

HOJA No.: _____
 POR: FERNANDO DELGADO L.
 FECHA: _____

Nº	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		Juntas	ROD	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
	ESTACION	NUMRO, AZMUT, DIR BUIZ	BUIZAMIENTO	DESDE			HASTA	(m)	(%)	CLASIFICACION DE BIENIASWSKI (1989)										
2	228°		C2	C2-40m	2	98	PARAMETRO	RANGO DE VALORES										VALOR		
TIPO DE ROCA					FREC. FRACTURA	3		96	VALOR ESTIMADO											
A	%	B	%	C	%	DSC. /ml.	4	94	R COMPRE UNIAIAL (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	11			
							5	91	ROD %	80-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	<10 (0)		13			
TIPO	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		PERSIST.	OBSERVAC.		PARAMETRO	RANGO DE VALORES										VALOR
	ESTRUC.	RUMBO, DIR BUIZ		BUIZAMIENTO	TIPO					ESPESOR	ESPA. (m)	>2 (20)	0.5-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.05-0.2 (8)	<0.05 (5)				
D	213°	84°							PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	>20 m (0)		4				
D	227°	78°							CONDICION DE APERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)		4				
D	99°	52°							DE RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig rugosa (3)	Liso (1)	Espejo de faja (0)		5				
D	87°	77°							JUNTAS RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)		4				
D	317°	87°							INTEMPERZA	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)		3				
D	306°	83°							AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Coleo (4)	Flujo (0)		4				
D	172	77							AJUSTE POR ORIENTACION	Muy Favorab. (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfav (-12)		-5				
D	319	76							VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 6) =											
CLASE DE MACIZO ROCOSO																				
									RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			51			
									DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA						

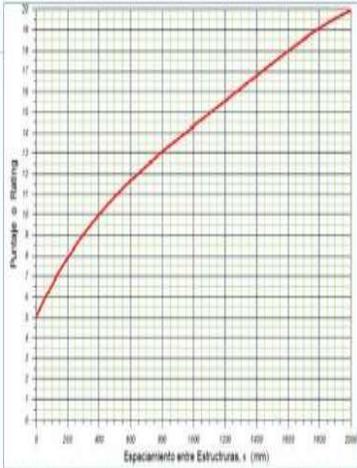
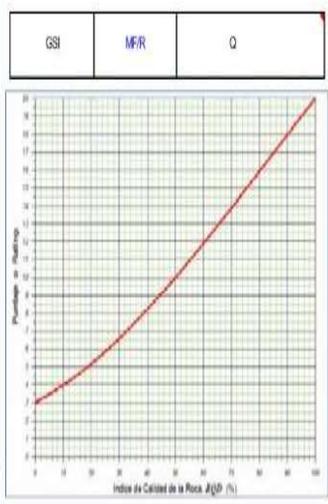
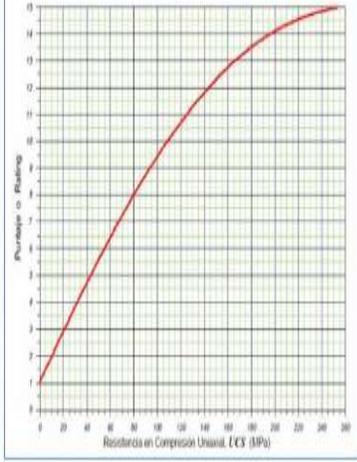


ABREVIACION DE TIPO DE ROCA

M	MINERAL
Cz	CALIZA
FR	PORF. AND. DACT.
Bx	BRECHA
Tl	TUFO
Lv	LAVA DACT.

ABREV. DE TIPOS DE ESTRUCTURAS

D	SISTEMA DE DIACLASA
Ff	SISTEMA DE FALLAS
C	CONTACTO
Mf	MIRO FALLA



MARTILLO DE SCHMIDT

OBSERVACIONES

CARTILLA DE SOSTENIMIENTO ESTANDAR - COMPAÑIA MINERA LINCUNA S.A.

CÓDIGO	CALIDAD	CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	SOSTENIMIENTO EN LABORES PERMANENTES	SOSTENIMIENTO EN LABORES TEMPORALES
	BUENA "A"	ROCA DURA LEVEMENTE FRACTURADA, SANA A LIGERAMENTE FRACTURADA	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA DE MODO PUNTUAL EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1,75x1.75 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS "DE FRICCIÓN", DE MODO PUNTUAL, EN TERRENOS FRACTURADOS COLOCAR PERNOS ESPACIADOS A "1,75x1.75 METROS" EN FORMA DE ROMBO. EN LABORES ANGOSTAS (<1.50M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	BUENA "B"	ROCA DURA FRACTURADA, LIGERA A MODERADA ALTERACIÓN, CON HUMEDAD PUNTUAL.	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1,75x1.75 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO.	PERNOS "DE FRICCIÓN", ESPACIADOS A "1,75x1.75 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	REGULAR "A"	ROCA MEDIANAMENTE DURA FRACTURADA PUNTUALMENTE MUY FRACTURADA, MODERADAMENTE ALTERADA, HUMEDAD LEVE-MODERADA.	PERNOS "CEMENTADO Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1,5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS ANADIR SHOTCRETE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25KG/M3.	PERNOS "DE FRICCIÓN" ESPACIADOS A "1,5x1.5 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN TERRENOS MUY FRACTURADOS ANADIR SHOTCRETE DE 1.0" PULGADA DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25KG/M3 Y/O MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE ABERTURA-ALAMBRE N°8. EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO DE MODO PUNTUAL.
	REGULAR "B"	ROCA MEDIANAMENTE DURA, FRACTURADA A MUY FRACTURADA, CON PRESENCIA DE ALGUNAS FALLAS MENORES, ALTERADA, HUMEDAD MODERADA A MOJADO-GOTEO.	PERNOS "CEMENTADOS Y/O CON RESINA" A COLUMNA COMPLETA ESPACIADOS A "1,5x1.5 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. MAS SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3.	PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1,5x1.5 METROS", DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO + SHOTCRETE DE 1.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3 Y/O MALLA ELECTROSOLDADA DE 3"x3" DE ABERTURA-ALAMBRE N°8. EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR PERNOS CON LONGITUD DE 1.2 METROS Y/O PUNTALES DE SEGURIDAD 6-8 PULGADAS DE DIÁMETRO ESPACIADOS A 1.5 METROS.
	MALA "A"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA INTENSAMENTE FRACTURADA CON ALGUNAS FALLAS PANIZADAS DE MODERADA A FUERTE ALTERACIÓN, PRESENCIA DE AGUA MODO MOJADO-GOTEO Y RELLENOS BLANDOS.	SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3, MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1,25x1.25 METROS" DISTRIBUIDOS EN FORMA DE ROMBO. EN SECTORES ESPECÍFICOS REFORZAR EL SOSTENIMIENTO CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" SEGÚN EL ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS.	SHOTCRETE DE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 25 KG/M3 MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1,25x1.25 METROS". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 1.20 METROS, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MALA "B"	ROCA SUAVE, MUY FRACTURADA, INTENSAMENTE FRACTURADA A DESCOMPUESTA CON PRESENCIA DE FALLAS MUY ALTERADA CON RELLENOS BLANDOS, PRESENCIA DE AGUA MODO GOTEO-FLUJO.	SHOTCRETE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 MAS PERNOS "EXPANSIVOS" ESPACIADOS A "1,0x1.0 METROS" + CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS", SEGÚN ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS Y FINALMENTE COLOCAR UNA CAPA DE SHOTCRETE 1.5" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50KG/M3.	SHOTCRETE DE 2.0" DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1,25x1.25 METROS". EN LABORES ANGOSTAS (<1.5M) COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 1.0 METRO, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.
	MUY MALA	ROCA MUY SUAVE, ESTRUCTURALMENTE TRITURADA-DESCOMPUESTA, MUY ALTERADA-DESCOMPUESTA, CON FALLAS, RELLENOS BLANDOS, PRESENCIA DE AGUA MODO GOTEO-FLUJO.	SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1,0x1.0 METROS" + CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS", SEGÚN ESPACIAMIENTO DE LOS PERNOS Y FINALMENTE COLOCAR UNA CAPA DE SHOTCRETE DE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50KG/M3 Y/O CIMBRAS METÁLICAS DE PERFIL H TIPO 6W20 ESPACIADAS A 1.0 METROS COMPLETAMENTE CONFINADAS A LA ROCA. IMPLEMENTAR EL MONITOREO DE CONVERGENCIA.	ESTE TERRENO SE OBSERVA SÓLO EN CONTACTOS FALLA AL PISO-TECHO DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS Y ZONAS DE CORTE, PRINCIPALMENTE EN MINA HÉRCULES. SE RECOMIENDA COLOCAR SHOTCRETE 2.0" PULGADAS DE ESPESOR, REFORZADO CON FIBRA DE ACERO 50 KG/M3 + PERNOS EXPANSIVOS ESPACIADOS A "1,0x1.0 METROS" REFORZADOS CON CINTAS METÁLICAS TIPO "STRAPS" ESPACIADOS SEGÚN LOS PERNOS Y/O COLOCAR CUADROS DE MADERA 8-10" PULGADAS DE DIÁMETRO, ESPACIADOS A 0.75 METROS, ESTOS CUADROS DEBEN ESTAR COMPLETAMENTE ELEMENTADOS.

NOTAS:

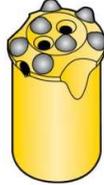
- 1.- La longitud de los pernos está en función al ancho de excavación (ancho entre 3.0-1.5 metros se emplean pernos de 8 pies, ancho entre 1.5 metros se emplean pernos de 6 pies, ancho < 1.5 metros se emplean pernos de 4 pies).
- 2.- En toda intersección de labores, se debe ajustar el sostenimiento estándar, (reducir el espaciamiento de los pernos al nivel inmediato inferior que establezca la cartilla de sostenimiento).
- 3.- Las longitudes estándar de los pernos cementados y/o con resina a columna completa son "4 pies, 6 pies y 8 pies", en pernos de fricción/expansivos las longitudes estándar son "4 pies, 5 pies y 7 pies".
- 4.- Se considerarán labores temporales las siguientes descripciones "Bancos, subbancos, trazo de baldo".
- 5.- Se considerarán labores permanentes las siguientes descripciones "Rampa, By pass, Fronton, Cámara de camullo, Estaciones de bombeo, Bodegas-cámaras de interior mina, Pabellones, Refugio minero, Taller de mantenimiento interior mina, Cámaras de perforación diamantina".

CARACTERIZACIÓN DE ÚTILES DE ACERO

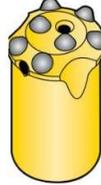
Diseño de las brocas



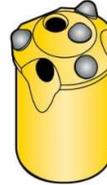
Modelo -12
Para formaciones de roca blanda a semidura. Un orificio de barrido frontal y dos laterales.



Modelo -14
Para roca blanda a semidura. Dos orificios de barrido frontales y uno lateral.



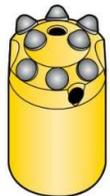
Modelo -17
Una broca de uso general para roca blanda a semidura. Barrido frontal y lateral. Diámetros hasta 34 mm.



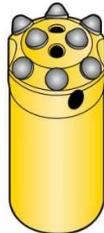
Modelo -23
Para roca blanda y abrasiva. Barrido frontal y lateral.



Modelo -27
Una broca de uso general para roca semidura a dura. Barrido frontal y lateral. Diámetros desde 35 mm.



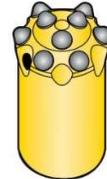
Modelo -33
Una broca de uso general con seis botones periféricos para roca semidura a dura. Barrido frontal y lateral. Botones frontales inclinados.



Modelo -34
Una broca de uso general para roca blanda a dura. Dos orificios de barrido frontales para una velocidad óptima y una menor desviación del barrenado. Botones frontales inclinados.



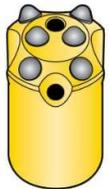
Modelo -37
Una broca de uso general para roca blanda, semidura y dura con una excelente capacidad de barrido. Barrido frontal y lateral.



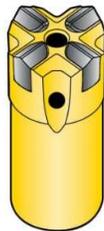
Modelo -40
Una broca de uso general para roca semidura a dura. Sólo barrido lateral. Botones frontales inclinados.



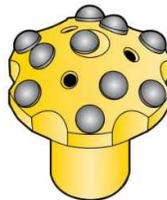
Modelo -41, faldón corto
Una broca de uso general para roca semidura a dura. Barrido frontal y lateral. Botones frontales inclinados.



Modelo -56
Una broca de uso general para roca semidura a dura. Barrido frontal y lateral.



Broca en cruz
Para roca dura y abrasiva. Barrido frontal y lateral.



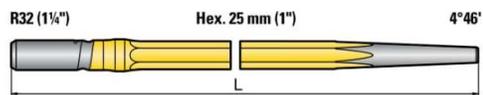
Broca escariadora cónica
Una alternativa al equipo de escariado tradicional para la perforación manual y pequeñas aplicaciones de excavación de túneles. Para usar junto con barras cónicas H22 estándar con conicidad de 7°, 11° o 12°.

POR FAVOR, RECUERDE

que todas las brocas de botones se fabrican con una sobredimensión de 0,5 –1,0 mm. Esto significa, por ejemplo, que una broca de 36,0 mm tiene al menos 36,5 mm cuando está nueva. Esto se hace debido al rápido desgaste inicial de las brocas de botones. Es importante tener en cuenta que el tamaño del barrenado perforado podría variar debido a las condiciones de perforación, las prácticas de perforación y la formación del terreno.

Anexo 5. Aceros - Tipología de Barras de perforación.

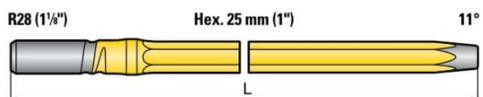
BARRAS DE AVANCE CÓNICAS



Totalmente carburizada. Sección de la barra 28,4 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,6 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 000	6' 6½"	90029168	297-0320-03-99-C,02	8.1
2 160	7' 1"	90003622	297-0322-03-C,02	8.5
2 300	7' 6½"	90003539	297-0323-03-C,02	8.9
2 900	9' 6½"	90003623	297-0329-03-C,02	11.2
3 100	10' 2"	90003540	297-0331-03-C,02	12.0

BARRA DE AVANCE CÓNICA



Totalmente carburizada. Sección de la barra 28,4 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,6 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 100	6' 10½"	90003633	279-0321-07-C,02	8.1

BARRA DE AVANCE CÓNICA



Totalmente carburizada. Sección de la barra 28,4 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,6 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 200	7' 2½"	90003697	279-0322-03-C,02	8.6
2 800	9' 2¼"	90514410	279-0328-03-C,02	10.8

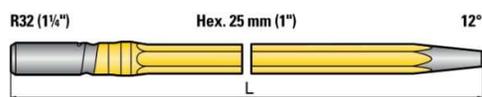
BARRAS DE AVANCE CÓNICAS



Totalmente carburizada. Sección de la barra 31,8 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,8 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 100	6' 10½"	90516503	279-0421-07-C,02	10.5

BARRAS DE AVANCE CÓNICAS



Totalmente carburizada. Sección de la barra 28,4 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,6 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 400	7' 10½"	90003520	277-0324-03-C,02	9.3
2 780	9' 1½"	90505274	277-0328-03-91-C,02	10.7
3 400	11' 1¼"	90504668	277-0334-03-C,02	13.2
3 700	12' 1½"	90003679	277-0337-03-C,02	14.4

BARRA DE AVANCE CÓNICA



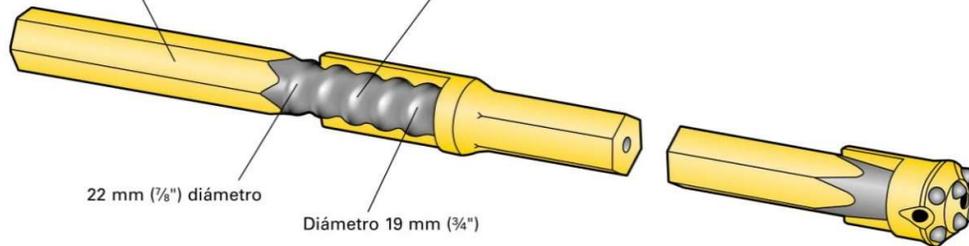
Totalmente carburizada. Sección de la barra 31,8 mm.
Diámetro del orificio de barrido 8,8 mm.

Longitud (L)		Designación	Código de producto	Peso aprox. kg
mm	pies/pulg.			
2 600	8' 6½"	90510248	280-0426-03-C,02	13.5

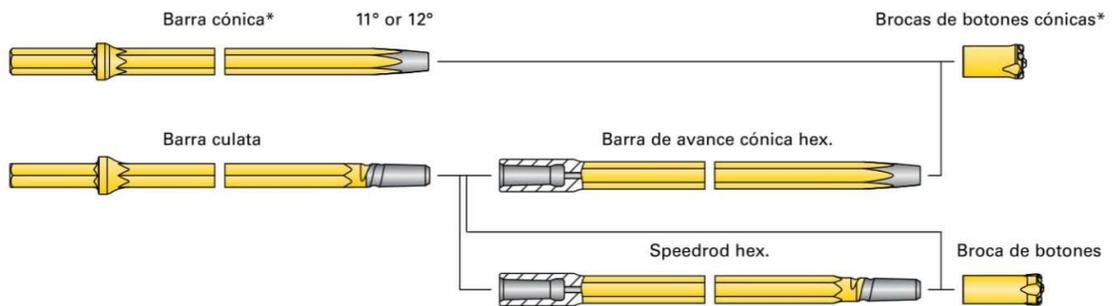
Varillaje roscado

Un 33% más de material significa un aumento considerable de la resistencia a la fatiga del metal

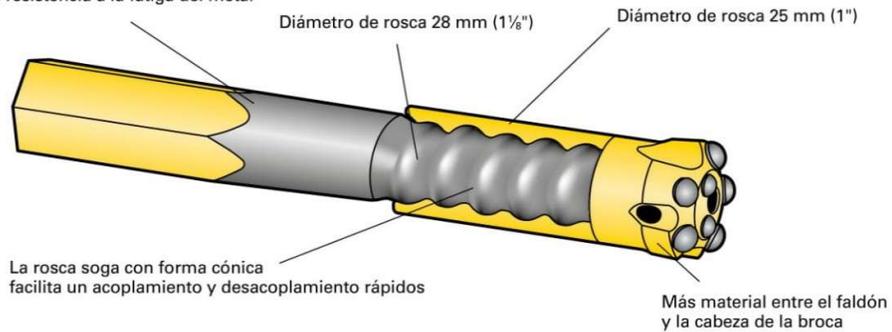
La rosca sogá con forma cónica facilita un acoplamiento y desacoplamiento rápidos



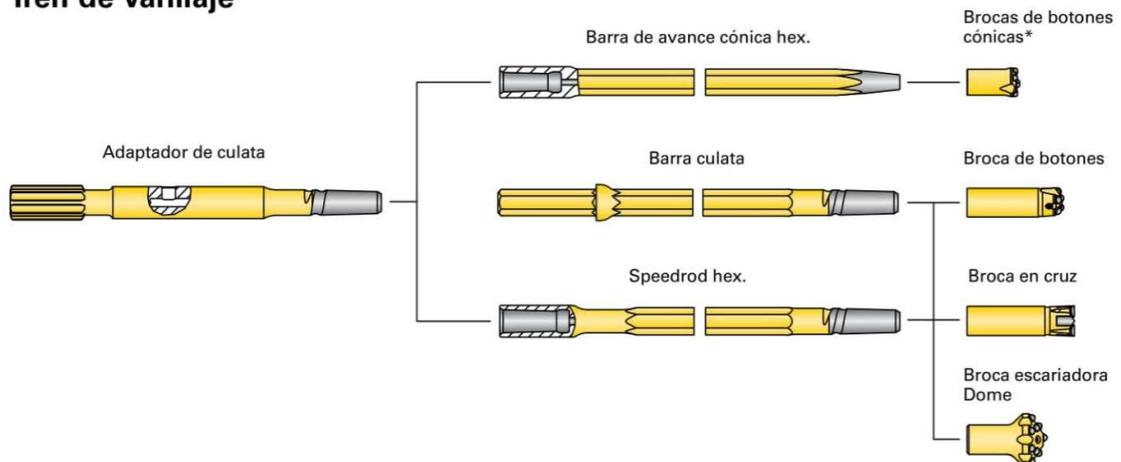
Tren de varillaje



Un 33% más de material significa un aumento considerable de la resistencia a la fatiga del metal



Tren de varillaje

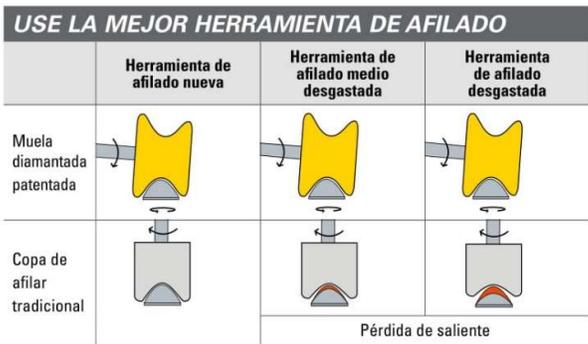


Anexo 7. Accesorios diversos para afilado.

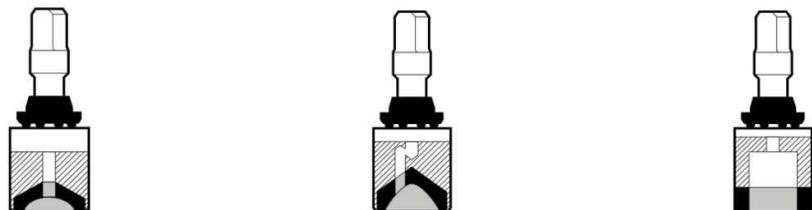
UNA MÁQUINA PARA CADA OCASIÓN			
Afiladora	Brocas de botones	Brocas escariadoras	Integrales
Secoroc BQ3	●	●	
Secoroc Manual B	●	●	
Secoroc HG	●	●	
Secoroc Swing			●
Secoroc Senior			●



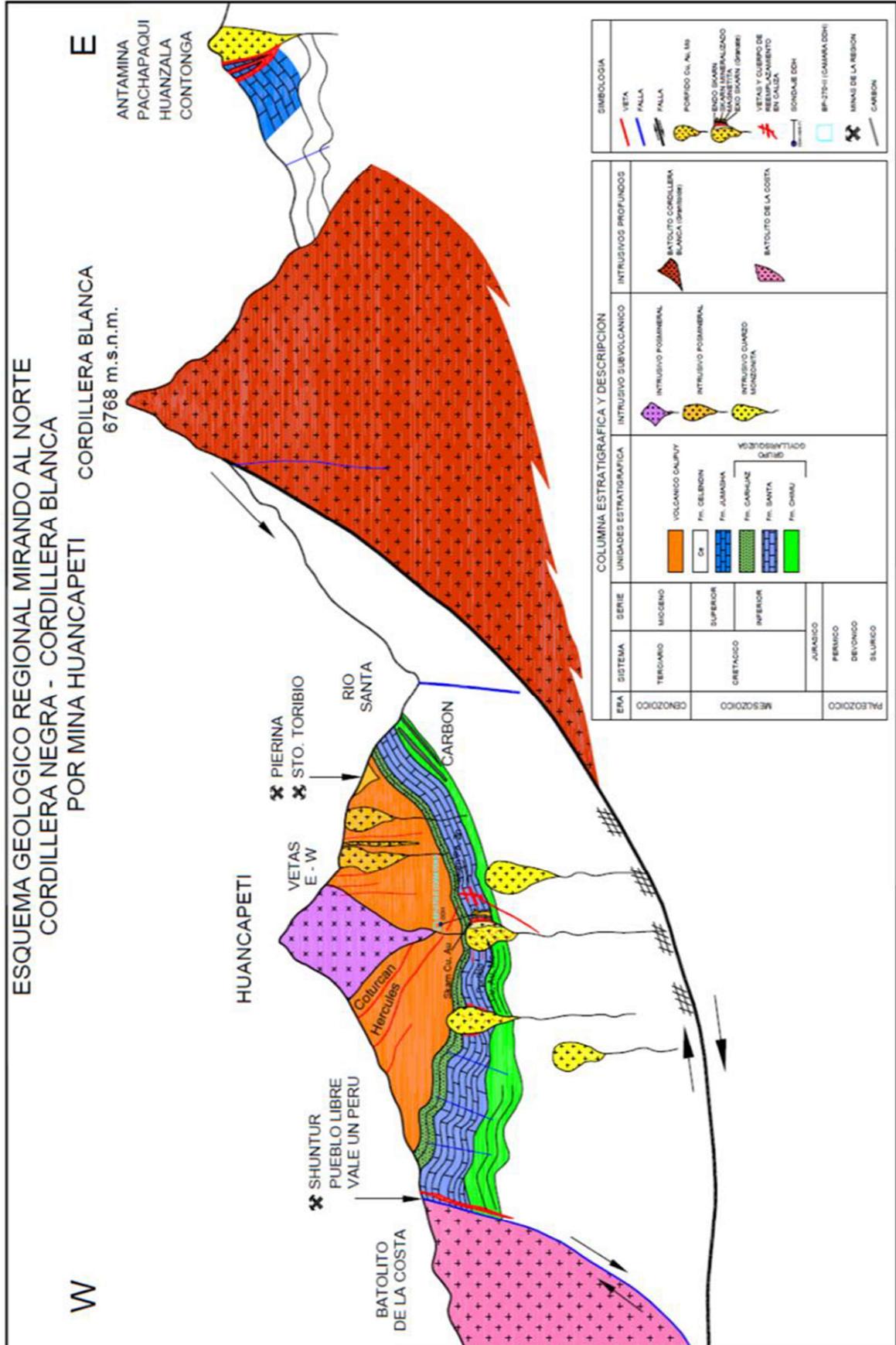
Un consejo útil: utilice una plantilla de afilado Secoroc para comprobar si es el momento de afilar.

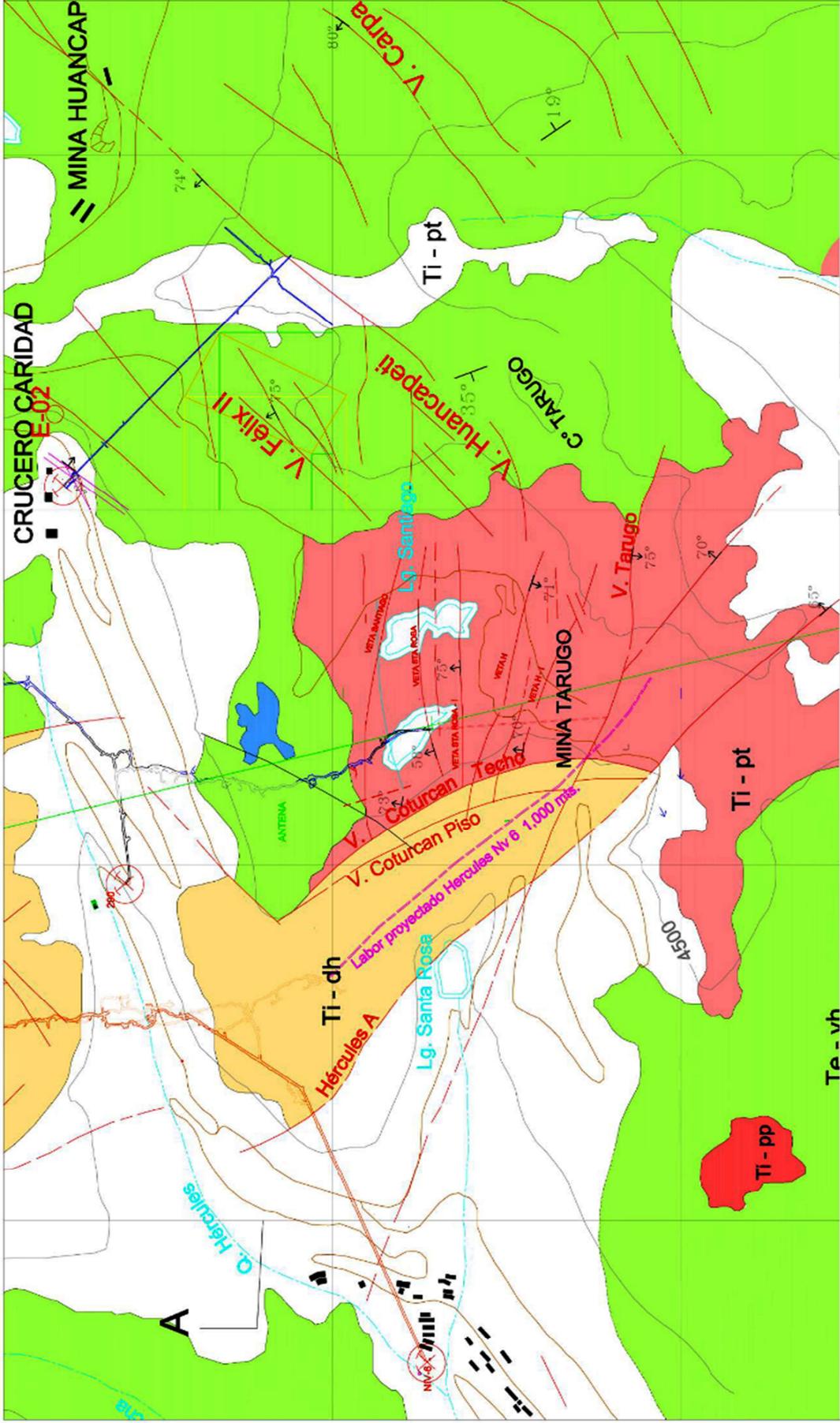


COPAS DIAMANTADAS PARA SECOROC HG



CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA DEL MACIZO ROCOSO







COMPAÑÍA MINERA LINCUENA

PROYECTO: C. 200m
 GEOLOGÍA: M. Anaya
 TOPOGRAFÍA: 27/10/11
 ESC. CAD: M. Anaya
 APROBADO: E. Sotomayor

DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA

PLANO GEOLOGICO LOCAL

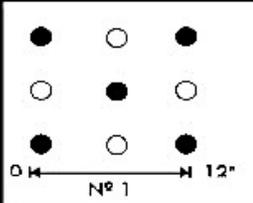
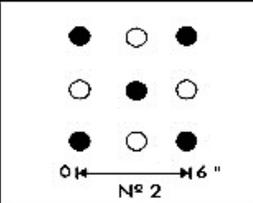
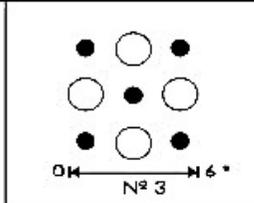
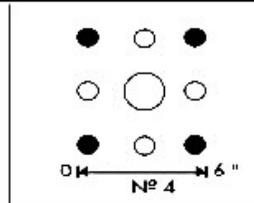
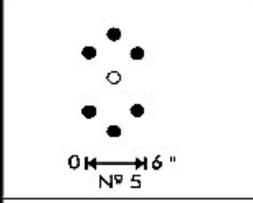
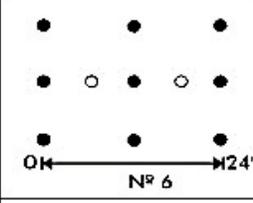
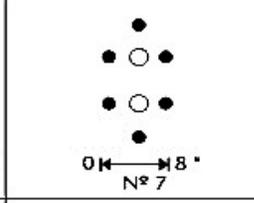
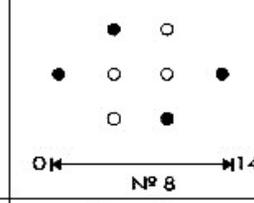
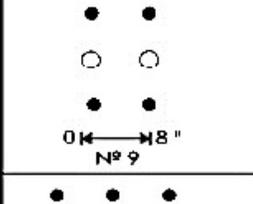
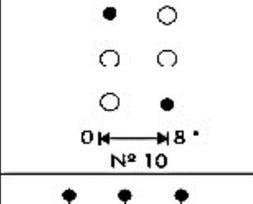
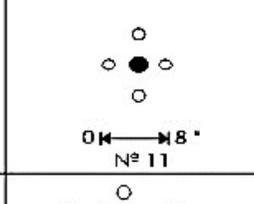
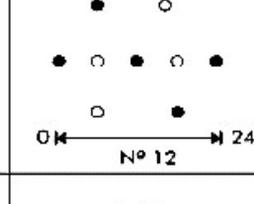
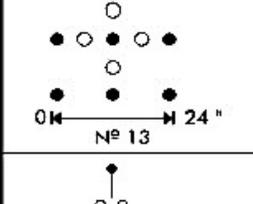
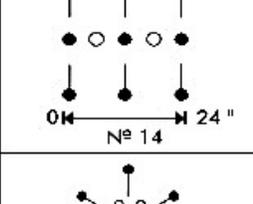
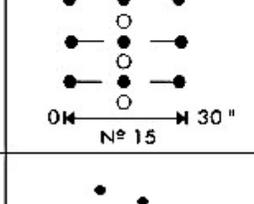
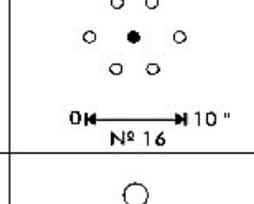
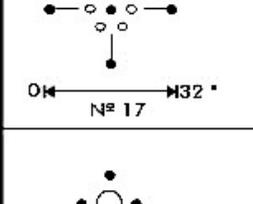
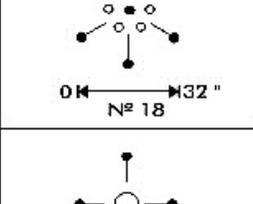
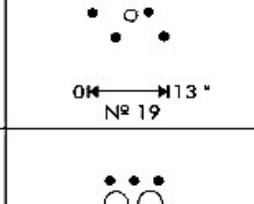
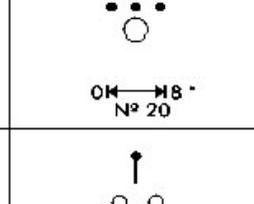
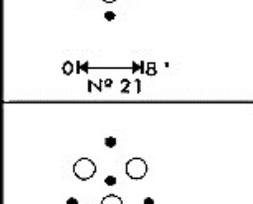
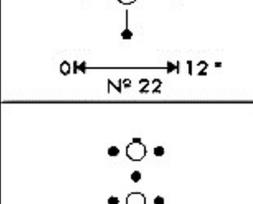
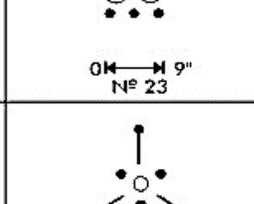
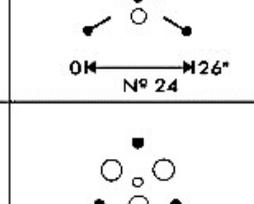
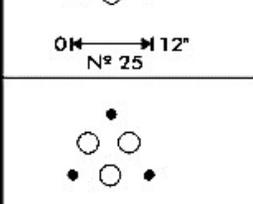
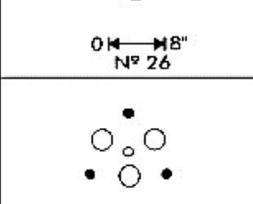
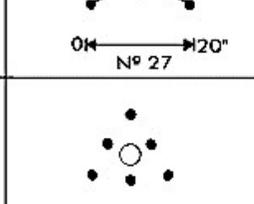
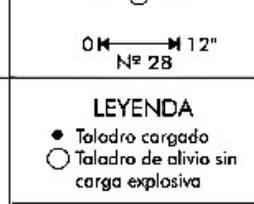
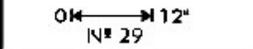
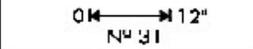
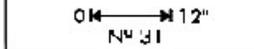
ESCALA: INDICADA
 LAMINA: 0,3

LEYENDA:

	VEIA
	FALLA
	PROTECTOR

CARACTERISTICAS OPERACIONALES EN P&V

Anexo 9. Tipos de Cortes paralelos (Corte Quemado y Cortes cilíndricos).

 <p>N° 1 12"</p>	 <p>N° 2 6"</p>	 <p>N° 3 6"</p>	 <p>N° 4 6"</p>
 <p>N° 5 6"</p>	 <p>N° 6 24"</p>	 <p>N° 7 8"</p>	 <p>N° 8 14"</p>
 <p>N° 9 8"</p>	 <p>N° 10 8"</p>	 <p>N° 11 8"</p>	 <p>N° 12 24"</p>
 <p>N° 13 24"</p>	 <p>N° 14 24"</p>	 <p>N° 15 30"</p>	 <p>N° 16 10"</p>
 <p>N° 17 32"</p>	 <p>N° 18 32"</p>	 <p>N° 19 13"</p>	 <p>N° 20 8"</p>
 <p>N° 21 8"</p>	 <p>N° 22 12"</p>	 <p>N° 23 9"</p>	 <p>N° 24 26"</p>
 <p>N° 25 12"</p>	 <p>N° 26 8"</p>	 <p>N° 27 20"</p>	 <p>N° 28 12"</p>
 <p>N° 29 12"</p>	 <p>N° 30 12"</p>	 <p>N° 31 12"</p>	<p>LEYENDA</p> <ul style="list-style-type: none"> ● Taladro cargado ○ Taladro de alivio sin carga explosiva <p>TRAZOS DE ARRANQUE PARA TÚNELES</p>

		Densidad del explosivo (gr/cc)																	
in	mm	0,45	0,52	0,60	0,64	0,78	0,85	0,90	1,00	1,05	1,10	1,17	1,20	1,25	1,30	1,32	1,33	1,34	1,35
1	25	0,23	0,26	0,30	0,32	0,40	0,43	0,46	0,51	0,53	0,56	0,59	0,61	0,63	0,66	0,67	0,67	0,68	0,68
1 1/2	38	0,51	0,59	0,68	0,73	0,89	0,97	1,03	1,14	1,20	1,25	1,33	1,37	1,43	1,48	1,50	1,52	1,53	1,54
1 3/4	44	0,70	0,81	0,93	0,99	1,21	1,32	1,40	1,55	1,63	1,71	1,82	1,86	1,94	2,02	2,05	2,06	2,08	2,09
2	51	0,91	1,05	1,22	1,30	1,58	1,72	1,82	2,03	2,13	2,23	2,37	2,43	2,53	2,63	2,68	2,70	2,72	2,74
2 1/2	64	1,43	1,65	1,90	2,03	2,47	2,69	2,85	3,17	3,33	3,48	3,71	3,80	3,96	4,12	4,18	4,21	4,24	4,28
3	76	2,05	2,37	2,74	2,92	3,56	3,88	4,10	4,56	4,79	5,02	5,34	5,47	5,70	5,93	6,02	6,07	6,11	6,16
3 1/2	89	2,79	3,23	3,72	3,97	4,84	5,28	5,59	6,21	6,52	6,83	7,26	7,45	7,76	8,07	8,19	8,26	8,32	8,38
4	102	3,65	4,22	4,86	5,19	6,32	6,89	7,30	8,11	8,51	8,92	9,49	9,73	10,13	10,54	10,70	10,78	10,86	10,94
4 1/2	114	4,62	5,34	6,16	6,57	8,00	8,72	9,23	10,26	10,77	11,29	12,00	12,31	12,83	13,34	13,54	13,65	13,75	13,85
5	127	5,70	6,59	7,60	8,11	9,88	10,77	11,40	12,67	13,30	13,93	14,82	15,20	15,83	16,47	16,72	16,85	16,97	17,10
5 1/2	140	6,90	7,97	9,20	9,81	11,96	13,03	13,79	15,33	16,09	16,86	17,93	18,39	19,16	19,93	20,23	20,39	20,54	20,69
6	152	8,21	9,49	10,94	11,67	14,23	15,51	16,42	18,24	19,15	20,07	21,34	21,89	22,80	23,71	24,08	24,26	24,44	24,63
6 1/2	165	9,63	11,13	12,84	13,70	16,70	18,20	19,27	21,41	22,48	23,55	25,05	25,69	26,76	27,83	28,26	28,47	28,69	28,90
7	178	11,17	12,91	14,90	15,89	19,37	21,10	22,35	24,83	26,07	27,31	29,05	29,79	31,04	32,28	32,77	33,02	33,27	33,52
7 1/2	191	12,83	14,82	17,10	18,24	22,23	24,23	25,65	28,50	29,93	31,35	33,35	34,20	35,63	37,05	37,62	37,91	38,19	38,48
8	203	14,59	16,86	19,46	20,75	25,29	27,56	29,19	32,43	34,05	35,67	37,94	38,91	40,54	42,16	42,81	43,13	43,45	43,78

Diámetro de perforación

TABLA DE TAMICES

Denominación de Tamiz	Apertura del Tamiz	
	Milímetros	Pulgadas
Serie Fina		
Nro 4	4.75 mm	0.187
Nro 5	4.00 mm	0.157
Nro 6	3.35 mm	0.132
Nro 7	2.80 mm	0.111
Nro 8	2.36 mm	0.0937
Nro 10	2.00 mm	0.0787
Nro 12	1.70 mm	0.0661
Nro 14	1.40 mm	0.0555
Nro 16	1.18 mm	0.0469
Nro 18	1.00 mm	0.0394
Nro 20	850 μm	0.331
Nro 25	710 μm	0.0278
Nro 30	600 μm	0.0234
Nro 35	500 μm	0.0197
Nro 40	425 μm	0.0165
Nro 45	355 μm	0.0139
Nro 50	300 μm	0.0117
Nro 60	250 μm	0.0098
Nro 70	212 μm	0.0083
Nro 80	180 μm	0.007
Nro 100	150 μm	0.0059
Nro 120	125 μm	0.0049
Nro 140	106 μm	0.0041
Nro 170	90 μm	0.0035
Nro 200	75 μm	0.0029
Nro 230	63 μm	0.0025
Nro 270	53 μm	0.0021
Nro 325	45 μm	0.0017
Nro 400	38 μm	0.0015
Serie Gruesa		
3 Pulg	75 mm	3
2-1/2 Pulg	63 mm	2.5
2 Pulg	50 mm	2
1-1/2 Pulg	38.1 mm	1.5
1 Pulg	25.0 mm	1
3/4 Pulg	19.0 mm	0.75
1/2 Pulg	12.5 mm	0.5
3/8 Pulg	9.5 mm	0.375
1/4 Pulg	6.3 mm	0.25

CALCULO DE ENERGÍA Y POTENCIA EN EQUIPOS DE REDUCCIÓN DE TAMAÑO

La energía requerida para realizar una reducción en el tamaño de una partícula se expresa como:

$$\frac{dE}{dD} = -\frac{K}{D^n} \quad (1)$$

$$E = \frac{P}{\dot{m}} \quad (2)$$

donde:

E = Energía requerida por unidad de masa (kW-h/ton)

D = Diámetro medio de las partículas (mm)

K = constante

P = Potencia consumida (kW)

\dot{m} = flujo másico de alimentación (ton/h)

n = potencia

LEY DE KICK:

Considera que $n = 1$, por lo que la integración de la Ecuación (1) da:

$$E = \frac{P}{\dot{m}} = K_K \ln \left[\frac{D_{p_a}}{D_{p_p}} \right]$$

Donde:

K_K = Constante de Kick

D_{p_a} = Diámetro medio de las partículas alimentadas (mm)

D_{p_p} = Diámetro medio de las partículas del producto (mm)

$$\frac{D_{p_a}}{D_{p_p}} = R. R.$$

LEY DE RITTINGER:

Considera que $n = 2$, por lo que la integración de la Ecuación (1) da:

$$E = \frac{P}{\dot{m}} = K_R \left[\frac{1}{D_{p_p}} - \frac{1}{D_{p_a}} \right]$$

Donde:

K_R = Constante de Rittinger

D_{p_a} = Diámetro medio de las partículas alimentadas (mm)

D_{p_p} = Diámetro medio de las partículas del producto (mm)

LEY DE BOND:

Considera que $n = 3/2 = 1.5$ y además define un "Índice de Trabajo de Bond" (W_i)

W_i = La energía total (kW-h/ton alimentación) que se necesita para reducir una alimentación muy grande hasta un tamaño tal que el 80 % del producto pase a través de un tamiz de 100 μm .

K_B = Constante de Bond

$$K_B = \sqrt{100 \times 10^{-3} W_i} = 0.3162 W_i$$

Y la integración de la Ecuación (1) quedará como:

$$E = \frac{P}{\dot{m}} = 0.3162 W_i \left[\frac{1}{\sqrt{D_{p_p}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{p_a}}} \right]$$

D_{p_a} = Diámetro medio de las partículas alimentadas (mm)
 D_{p_p} = Diámetro medio de las partículas del producto (mm)

DOMINIO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA			PARAMETROS GEOMECÁNICOS DE LA MASA ROCA*									
	Litología	RMR	GSI	Peso específico (KN/m3)	σci (Mpa)	mi	mb	s	a	E (Mpa)	ν	Φ (°)	C (Mpa)
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	72	67	3	84.3	27	8.31	0.0256	0.500	21652	0.22	46	4.73
		65	60	2.8	85.0	25	5.99	0.0117	0.500	14052	0.23	48	2.60
		45	40	2.6	60.0	18	2.11	0.0013	0.500	4405	0.28	40	0.20
	Brecha mineralizada	65	60	2.8	105.7	25	5.99	0.0117	0.500	14175	0.22	48	4.20
		55	50	2.8	95.0	23	3.86	0.0039	0.500	8158	0.25	45	1.50
		50	45	2.7	65.0	22	3.09	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.40
		35	30	2.5	45.0	12	0.99	0.0004	0.500	2450	0.30	34	0.80
	Lavas-tufos volcánicos	20	15	2.0	5.0	25	1.20	0.0000	0.575	881	0.34	33	0.70
		70	65	2.8	100.0	23	6.59	0.0205	0.500	19022	0.22	49	3.80
		60	55	2.6	70.0	18	3.61	0.0067	0.500	10355	0.24	44	0.90
	Falla piso	40	35	2.5	40.0	16	1.57	0.0007	0.500	3182	0.29	38	0.60
	Falla piso	10	5	1.7	1.0	6	0.20	0.0000	0.625	468	0.38	16	0.30

CODIGO DE MUESTRAS	UBICACIÓN	TIPO DE ENSAYO	NORMA	PARÁMETRO EVALUADO	RESULTADOS
HT	Caja techo Hércules	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm3)	2.88
				Porosidad (%)	1.43
				Absorción (%)	0.49
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	53.5
		Corte directo	D-5607-95	Angulo de fricción interna (°)	32.35
Cohesión (Mpa)	0.085				
Compresión triaxial	ASTM-D-4767	Angulo de fricción interna (°)	55.1		
		Cohesión (Mpa)	8.6		
			26.97		
CT	Caja techo Coturcan	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm3)	2.71
				Porosidad (%)	0.38
				Absorción (%)	0.14
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	90.4
		Corte directo	D-5607-95	Angulo de fricción interna (°)	37.94
Cohesión (Mpa)	0.071				
MH	Estructura mineralizada Hércules	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm3)	2.72
				Porosidad (%)	1.56
				Absorción (%)	0.57
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	86.4
		Tracción indirecta		Resistencia a la tracción (Mpa)	10.376
Constantes elásticas	ASTM-D-4767	Módulo de elasticidad (Mpa)	11850		
		Resistencia a la compresión (Mpa)	152.7		
		Módulo de Poisson	0.2		
MC	Estructura mineralizada Coturcan	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm3)	3.31
				Porosidad (%)	2.53
				Absorción (%)	0.77
		Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	80.1
		Tracción indirecta		Resistencia a la tracción (Mpa)	11.1
Constantes elásticas	ASTM-D-4767	Módulo de elasticidad (Mpa)	10010		
		Resistencia a la compresión (Mpa)	121.7		
		Módulo de Poisson	0.31		
MCD	Estructura mineralizada Caridad	Propiedades físicas	ASTM-D-854	Densidad (Kg/cm3)	2.78
				Porosidad (%)	1.45
				Absorción (%)	0.52
Compresión simple	ASTM-D-4767	Resistencia a la compresión (Mpa)	288.5		

MINA	CALIDAD DE LA MASA		DESCRIPCIÓN DE LA CONDICIÓN LITO-ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA	CALIDAD DE MASA ROCOSA		
	LITOLÓGIA	DOMINIO		RMR	GSI	CLASIFICACIÓN
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto con la "falla caja techo" de la estructura mineralizada. El dominio se muestra muy fracturado en sectores puntuales hacia el contacto caja techo de la estructura mineralizada.	72	67	Buena A
		Techo 2		65	60	Buena B
		Techo 3		45	40	Regular B
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos de "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos como se puede apreciar en el ensamble mineralógico variado y las alteraciones que son mas intenzas hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo (principalmente al piso de la veta hércules). El alcance la alteración disminuye conforme se dista de los contactos con las fallas "piso y techo" de la estructura mineralizada.	65	60	Buena B
		Estructura 2		55	50	Regular A
		Estructura 3		50	45	Regular B
		Estructura 4		35	30	Mala A
		Estructura 5		20	15	Muy Mala
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla caja piso" de la estructura mineralizada". Estas alteraciones disminuyen conforme distan del contacto falla hacia las cajas.	70	65	Buena B
		Piso 2		60	55	Regular A
		Piso 3		40	35	Mala A
	Falla	Falla piso	Dominio lito-estructural se expone completamente alterado mineralógica y estructuralmente. Se emplaza en el contacto "falla caja piso-estructura mineralizada" y se presenta a lo largo del contacto piso con la estructura mineralizada en toda su extensión.	10	5	Muy Mala
COTURCAN	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, intercalados en menor proporción con niveles piroclásticos andesíticos y dacíticos bien consolidados. Los niveles piroclásticos en este sector presentan una matriz de coloración violácea-grisácea, con clastos angulosos a subredondeados de texturas porfíricas, además de clastos angulosos de tobas. Hacia el "contacto falla-caja techo de la estructura mineralizada" disminuye la calidad de masa rocosa e incrementa el grado de fracturamiento.	80	75	Buena A
		Techo 2		65	60	Buena B
		Techo 3		50	45	Regular B
	Brecha mineralizada	Estructura 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica reemplazados por flujos mineralizantes constituidos por "sulfuros primarios, sulfuros secundarios, óxidos, carbonatos y cuarzo". Es de suponer que el emplazamiento la mineralización tuvo varios eventos por el ensamble mineralógico variado y las alteraciones fuertes hacia el contacto con las rocas de las cajas piso y techo de la estructura Coturcan. El alcance la alteración disminuye conforme se dista del contacto "falla techo y piso de la estructura mineralizada".	75	70	Buena A
		Estructura 2		60	55	Regular A
		Estructura 3		50	45	Regular B
		Estructura 4		40	35	Mala A
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	Dominio lito-estructural caracterizado por la presencia de flujos lávicos de composición andesítica, con texturas afaníticas a porfíricas, de coloraciones verdosas a grisáceas, moderadamente fracturadas, con marcadas alteraciones hacia el contacto "falla piso" de la estructura mineralizada. El grado de fracturamiento de la masa rocosa incrementa hacia el contacto falla piso de la estructura mineralizada.	70	65	Buena B
		Piso 2		60	55	Regular A
		Piso 3		50	45	Regular B
	Falla	Falla	Dominio lito-estructural caracterizado por presentar un relleno suave de espesor variable hasta los 0.3 metros, la presencia de este dominio altera moderadamente la masa rocosa hacia el contacto con la estructura mineralizada y se expone en toda la extensión de la estructura mineralizada.	15	10	Muy Mala

MINA	DOMINIO LITO-ESTRUCTURAL		PESO ESPECÍFICO (KN/m3)*	RESISTENCIA COMPRESION SIMPLE EN ROCA (Mpa)	
	LITOLÓGIA	DOMINIO		σc (Picota de Geólogo)*	σc (Martillo de Schmidt)
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	Techo 1	2.8-3.0	>100	115
		Techo 2	2.8	50-100	85
		Techo 3	2.5-2.7	50-100	60
	Brecha mineralizada	Estructura 1	2.8-3.0	50-100	125
		Estructura 2	2.8	50-100	95
		Estructura 3	2.7	50-100	65
		Estructura 4	2.4-2.7	25-50	45
		Estructura 5	1.9-2.1	1.0-5	5
	Lavas-tufos volcánicos	Piso 1	2.7-2.8	50-100	100
		Piso 2	2.5-2.7	50-100	70
		Piso 3	2.5	25-50	40
	Falla piso	Falla	1.7	< 1.0	1

Presencia de Aguas.-

Si bien hacia la zona sur del FR-26 se evidencia gran filtración de agua esta disminuye conforme se avanza a la zona de estudio, por otro lado se comienza a observar goteos continuos hacia el lado del hastial izquierdo, se prevé que esta presencia de agua es producto de las características permeables intrínsecas de la roca. En consecuencia se cataloga la labor como **mojada moderada**.

Explosivo usado en la malla Estándar.

EMULEX®

NUEVO

Es una emulsión encartuchada en lámina plástica, sensible al detonador, con valores de energía variables que le permiten adaptarse a todo tipo de operación incluyendo terrenos húmedos o inundados.

Posee un amplio rango de velocidades y presión de detonación para ser usado en labores confinadas en túneles y en minería subterránea (galerías, desarrollos, rampas o profundización de piques).

- EMULEX 45 para voladura de rocas muy suaves.
- EMULEX 65 para voladura de rocas suaves a intermedias.
- EMULEX 80 para voladura de rocas semiduras a duras.
- EMULEX 100 para voladura de rocas muy duras.

Las emulsiones con mayor presión de detonación pueden ser utilizadas como cebo iniciador de agentes de voladura secos y acuosos.

BENEFICIOS

- VERSATILIDAD** al tener una alta variedad de potencias para cada calidad de roca. Además, puede ser usado en taladros/barrenos de gran profundidad con un amplio rango de temperaturas.
- EXCELENTE RESISTENCIA AL AGUA** apropiada para ser utilizada en taladros húmedos o inundados.
- EXCELENTE CALIDAD DE GASES** residuales que permiten que el personal regrese a la labor en menos tiempo.
- MEJOR CONFINAMIENTO** en taladros/barrenos debido al sistema de fácil apertura de los cartuchos.
- ELIMINA LOS RIESGOS** de salud ocupacional y seguridad en el trabajo que conlleva la manipulación y almacenamiento de nitroglicerina.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm ³	1.00 ± 5%	1.12 ± 5%	1.15 ± 5%	1.16 ± 5%
Velocidad de detonación*	m/s	4,700 ± 300	5,700 ± 300	5,600 ± 300	5,600 ± 300
Velocidad de detonación**	m/s	4,100 ± 300	4,500 ± 300	4,400 ± 300	4,300 ± 300
Presión de detonación**	kbar	55	87	89	91
Energía**	KJ/kg	2,977	3,385	4,180	4,425
RWS**	%	79	90	113	120
RBS**	%	98	126	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Volumen de gases**	L/Kg	930	1,004	940	909
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era	1 era

*Confinado en tubo de acero de 1 1/2" de diámetro (Schedule 40)

**Sin confinamiento en cartucho de 1 1/2" de diámetro

**Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

PRESENTACIÓN Y EMBALAJE

Cartuchos dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Producto	Dimensiones de cartucho Pulg.	Presentación cartuchos/cj	Masa g/cartucho
EMULEX 45	1 1/8	12	128
EMULEX 45	1	7	276
EMULEX 65	1 1/2	12	64
EMULEX 65	1	8	228
EMULEX 80	1 1/2	12	62
EMULEX 80	1	8	222
EMULEX 100	1	8	202

Para otros formatos de cartuchos preguntar a un especialista EXSA.

EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD

Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalsados y entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularlos y transportarlos de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuentes o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

Almacenamiento y garantía
Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 12 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte
CLASE: 1
DIVISIÓN N: 1.1 D
N° ONU: 0241



Explosivo a usar en malla optimizada.

ALTOS EXPLOSIVOS

EMULNOR®

EMULSIÓN / HIDROGEL ENCARTUCHADA

Descripción y composición

El EMULNOR® es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Características técnicas

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0.90 ± 0.15	1.13 ± 0.1	1.15 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 1/2 pulgadas de diámetro.
** Velocidad de detonación como cartucho de 1 1/2 pulgadas de diámetro.
*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Presentación

Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 30.0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25.0	26.5 34.2 x 47.5 x 30.0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 3000 1 1/2" x 12"	Cartón	144	25.0	26.5 34.2 x 47.5 x 30.0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25.0	26.5 38.6 x 45.6 x 26.2
EMULNOR® 5000 1 1/2" x 12"	Cartón	142	25.0	26.5 34.2 x 47.5 x 30.0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

Tipos y usos

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

• EMULNOR® 500.-
Para la voladura de rocas muy suaves.

• EMULNOR® 1000.-
Para la voladura de rocas suaves a intermedias.

1 • EMULNOR® 3000.-
Para la voladura de rocas intermedias a duras.

• EMULNOR® 5000.-
Para la voladura de rocas muy duras.



MANIPULACIÓN Y ALMACENAMIENTO
Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos imprudentes se convierten en elementos peligrosos. El transporte y uso debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, a fin de garantizar la seguridad de las personas, el medio ambiente y el patrimonio. FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenamiento, manipulación y uso de los explosivos de conformidad con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente. Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor, y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN
La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto en las diversas condiciones bajo las cuales este sea utilizado. Estos se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., quien no garantiza resultados favorables si asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

4

COMPARACIÓN Y NUEVA ELECCIÓN DE EXPLOSIVO APTO PARA EL USO SEGÚN REQUERIMIENTO TECNICO:

El análisis se realizará entre dos marcas comerciales:
EMULEX®65 VS EMULNOR®3000.

Condiciones:

- La caracterización del macizo detalló que el tipo de roca predominante en el frente FR-26 posee dureza media/alta por lo que se requiere un explosivo afín.
- Dada la moderada presencia de agua en la labor, el explosivo tendrá que ser resistente a este ambiente.
- Se revisa las prop. Física-químicas del explosivo elegido.
- Se estima someramente cantidades de acuerdo a la presentación del explosivo.

Elijo el explosivo que más se acerque a la concentración de carga lineal requerida ($q_l = 0.728 \text{ Kg/m}$), en base a la fórmula:

$$q_{ex} = 250 * \pi * \phi_e^2 * \rho_e$$

Donde:

q_{ex} = Concent. de carga lineal de explosivo a elegir (kg/m).

ϕ_e = Diámetro de explosivo (m).

ρ_e = Densidad de explosivo. (g/cm³).

	Emulex 65	Emulnor 3000	Emulnor 3000
Para roca media a dura	Si	Si	Si
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente
Presentación	(1"x8")	(1"x8")	(1 1/8"x12")
Ø explosivo (m)	0.0254	0.0254	0.0286
ρ explosivo (gm/cm ³)	1.12	1.13	1.14
Carga lineal "qex" (kg/m)	0.568	0.573	0.731
Precio Unitario \$/kg	2.04	1.98	2.17

Se observa que no hay considerable diferencia de valores entre Emulex 65 y Emulnor 3000 (0.568 y 0.573 respectivamente), no obstante ambos están por debajo de lo requerido (0.728), por lo que se opta por incluir al análisis al Emulnor 3000 pero de diámetro ligeramente mayor (1 1/8"), este nos entrega una concentración lineal igual a 0.731, el cual cubre lo requerido para el diseño.

CARACTERIZACIÓN Y DETALLES DE EXPLOSIVOS

DETONITA®

EMULSION ENCARTUCHADA

Características técnicas

		DETONITA® 1000	DETONITA® 3000	DETONITA® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)		1,11	1,13	1,15
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	5 500	5 300	5 200
	S/CONFINAR **	4 500	4 300	4 200
ENERGÍA (kcal/kg)		785	858	893
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		928	908	900
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		86,0	93,7	98,0
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		116	129	137
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		N° 8	N° 8	N° 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación como cartucho de 1 ½ pulgada de diámetro

** Velocidad de detonación en tubo de 7/8 pulgadas de diámetro.

*** Potencias relativas al ANFO, de potencia convencional igual a 100.

Presentación

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA Pza.	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
DETONITA® 1000 7/8" x 7"	Cartón	332	25,0	26,8	45,3 x 38,7 x 26,0
DETONITA® 3000 7/8 " x 7"	Cartón	330	25,0	26,8	45,3 x 38,7 x 26,0
DETONITA® 5000 7/8 " x 7"	Cartón	328	25,0	26,8	45,3 x 38,7 x 26,0

Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.

MANIPULEO Y ALMACENAMIENTO

Los explosivos y accesorios de voladura de FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. son productos seguros, pero en manos inexpertas se constituyen en elementos peligrosos.

El adquirente o usuario debe cumplir con lo establecido por las normas correspondientes, al momento de su transporte, almacenaje y uso, así como entrenar debidamente a todo el personal encargado de su manipuleo.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., no asume responsabilidad alguna por el transporte, almacenaje y/o uso inadecuado que pudiera darse a sus productos.

El transporte, almacenamiento, manipuleo y uso debe hacerse en concordancia con las regulaciones y aprobaciones por la autoridad competente.

Debe ser almacenado en polvorines ubicados en zonas seguras, protegidos de la lluvia y el calor, y en concordancia con la tabla de compatibilidad vigente de la autoridad competente.

ATENCIÓN

La información y recomendación aquí descrita no cubren necesariamente todas las aplicaciones del producto ni las distintas condiciones bajo las cuales éste sea utilizado. Estas se basan en la experiencia, investigación y pruebas realizadas por Famesa Explosivos S.A.C., quien no garantiza resultados favorables ni asume responsabilidad alguna, expresa o implícita en conexión con el uso de estas sugerencias. Este producto puede ser modificado sin previo aviso.

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C.

Plantas de Producción, Oficinas Administrativas y Comercialización
 Km. 28 Autopista Ancón – Puente Piedra – Lima 22 – Perú
 Teléfonos: (51-1) 6139800 – 6139855 – 6139865 Fax: (51-1) 6139806 – 6139867
 E-mail Central : famesa@famesa.com.pe
 E- mail Ventas : famvtas@famesa.com.pe
 Web Site: www.famesa.com.pe



La concentración de carga lineal máxima estará condicionada por la siguiente formula:

$$q_{ex-max} = 90 * \phi_p^2$$

$$q_{ex-max} = 90 * 0.045^2 = 0.18 \text{ Kg/m}$$

No obstante el explosivo que estamos usando de $\phi_{ex}=1"$ posee 0.57 Kg/m, el cual está muy por encima de lo requerido (0.18 kg/m), se deduce que es obligatorio un análisis de desacoplamiento.

Aquí se puede discernir entre:

1. Desacoplar diametralmente a un $\phi_{ex}=7/8"$ (mínimo comercial) y si no fuere suficiente realizar el desacople longitudinal (espaciado), o en su defecto,
2. Descartar el uso de cartuchos y utilizar solo cordón detonante de alto gramaje.

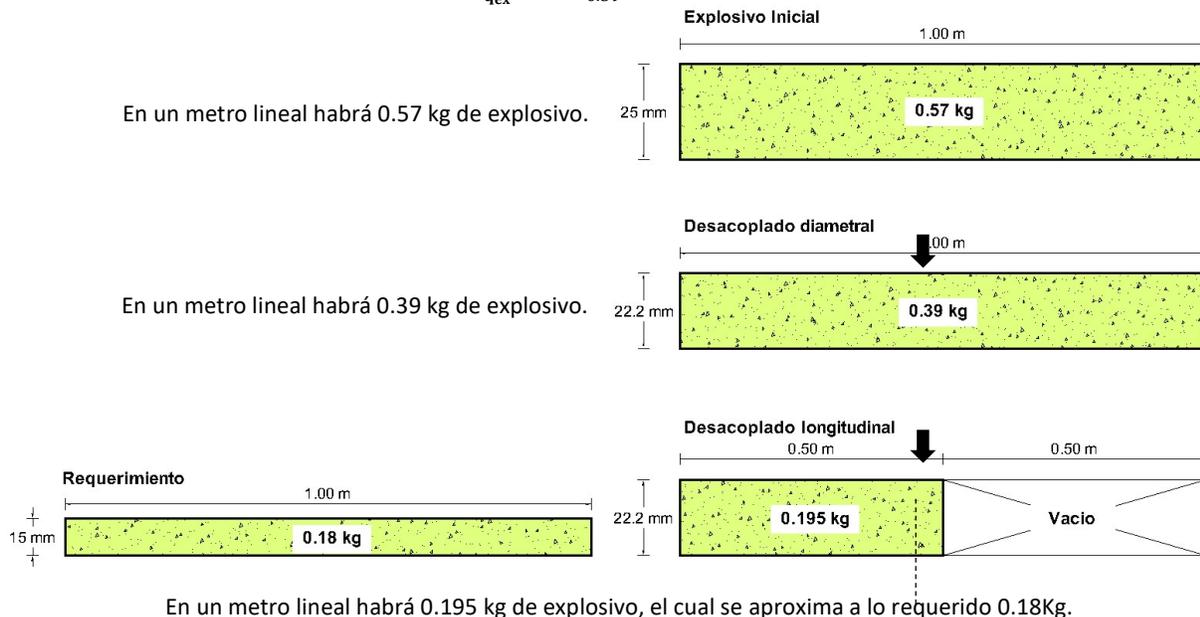
Se opta por lo primero, escogiendo usar **Detonita1000 7/8"x7"** (0.022m x 0.178m), explosivo comercial promocionado por Famesa para voladura controlada cuya concentración de carga lineal, es:

$$q_{ex} = 250 * \pi * \phi_{ex}^2 * \rho_{ex}$$

$$q_{ex} = 250 * \pi * 0.022^2 * 1.01 = 0.39 \text{ Kg/m}$$

Se observa que la q_{ex} obtenida (0.39Kg/m) sigue siendo mayor a la requerida (0.18 kg/m), entonces se desacoplará también longitudinalmente según el siguiente análisis.

$$Ac_{long} = \frac{q_{ex-max}}{q_{ex}} = \frac{0.18}{0.39} = 47\% \cong 50\%$$



CARACTERIZACIÓN DE TIEMPOS DE PERFORACIÓN, COSTOS Y PLANOS.

Anexo 17. Control de Tiempos de Malla Estándar (Corona).-

CONTROL DE TIEMPOS - PERFORACION CON JUMBO DD210 - SANDVIK					
Jumbo:	SANDVIK DD 210	Contrata:	HERCULES	Turno:	Dia
Labor :	FR-26	Fecha:	25/03/2018	Broca	45 mm
Seccion:	4.0 X 4.0	Barra:	12ft	Rimadora	102 mm
Tipo de Roca:	MEDIA	Operador	Percy Ventura T.		
Presion Agua	----	Rotacion	55	Avance	55 BAR
Presion aire	----	Percusion	150		

Nº TAL.	Detalle	CONTROL 01		CONTROL 02		CONTROL 03		CONTROL 04	
		T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)
1	Alivio	00:09:47	00:00:31	00:09:27	00:00:33	00:09:13	00:00:26	00:09:11	00:00:28
2	Alivio	00:09:41	00:00:33	00:09:24	00:00:31	00:09:29	00:00:40	00:09:41	00:00:22
3	Alivio	00:09:39	00:00:24	00:09:41	00:00:32	00:09:44	00:00:39	00:09:21	00:00:31
4	Arranque	00:03:08	00:00:23	00:02:29	00:00:29	00:02:56	00:00:23	00:02:36	00:00:27
5	Arranque	00:02:48	00:00:39	00:02:17	00:00:28	00:02:01	00:00:39	00:02:43	00:00:28
6	Arranque	00:03:07	00:00:35	00:02:15	00:00:22	00:02:53	00:00:29	00:03:08	00:00:37
7	Arranque	00:03:01	00:00:32	00:02:45	00:00:37	00:02:55	00:00:35	00:02:02	00:00:25
8	1ra Ayuda	00:02:45	00:00:28	00:02:43	00:00:32	00:02:27	00:00:25	00:02:51	00:00:34
9	1ra Ayuda	00:02:20	00:00:34	00:02:01	00:00:31	00:02:12	00:00:38	00:02:55	00:00:29
10	1ra Ayuda	00:02:02	00:00:35	00:03:09	00:00:30	00:02:19	00:00:28	00:02:14	00:00:40
11	1ra Ayuda	00:03:10	00:00:32	00:02:31	00:00:39	00:03:00	00:00:40	00:02:13	00:00:37
12	2da Ayuda	00:02:32	00:00:37	00:02:11	00:00:32	00:02:39	00:00:29	00:02:42	00:00:23
13	2da Ayuda	00:02:22	00:00:34	00:02:25	00:00:37	00:02:04	00:00:36	00:02:50	00:00:34
14	2da Ayuda	00:02:27	00:00:25	00:02:57	00:00:25	00:03:01	00:00:25	00:02:49	00:00:36
15	2da Ayuda	00:02:48	00:00:28	00:02:17	00:00:22	00:02:10	00:00:29	00:02:31	00:00:24
16	3ra Ayuda	00:02:17	00:00:26	00:02:13	00:00:36	00:03:14	00:00:40	00:02:57	00:00:31
17	3ra Ayuda	00:02:46	00:00:22	00:02:43	00:00:36	00:02:42	00:00:39	00:02:08	00:00:22
18	3ra Ayuda	00:03:01	00:00:37	00:02:39	00:00:33	00:02:54	00:00:26	00:02:44	00:00:27
19	3ra Ayuda	00:02:10	00:00:28	00:02:46	00:00:23	00:02:40	00:00:31	00:03:12	00:00:36
20	Ay. Corona	00:02:38	00:00:22	00:03:00	00:00:33	00:02:48	00:00:27	00:02:34	00:00:35
21	Ay. Corona	00:02:26	00:00:31	00:03:09	00:00:23	00:03:11	00:00:40	00:02:48	00:00:23
22	Ay. Corona	00:02:38	00:00:26	00:03:08	00:00:22	00:02:36	00:00:27	00:02:43	00:00:34
23	Ay. Corona	00:02:41	00:00:23	00:02:47	00:00:40	00:02:16	00:00:40	00:02:22	00:00:26
24	Corona	00:02:14	00:00:34	00:02:10	00:00:29	00:02:34	00:00:35	00:02:12	00:00:35
25	Corona	00:02:59	00:00:29	00:02:00	00:00:30	00:03:07	00:00:29	00:02:32	00:00:35
26	Corona	00:02:31	00:00:32	00:02:51	00:00:22	00:02:23	00:00:30	00:02:11	00:00:36
27	Corona	00:03:01	00:00:25	00:02:23	00:00:35	00:02:22	00:00:40	00:02:29	00:00:22
28	Corona	00:02:17	00:00:22	00:02:10	00:00:27	00:02:40	00:00:36	00:02:24	00:00:38
29	Corona	00:02:41	00:00:31	00:02:57	00:00:22	00:02:10	00:00:40	00:02:32	00:00:36
30	Cuadrador	00:02:04	00:00:38	00:02:30	00:00:29	00:03:05	00:00:29	00:02:36	00:00:29
31	Cuadrador	00:02:42	00:00:26	00:02:45	00:00:36	00:03:06	00:00:28	00:02:04	00:00:23
32	Cuadrador	00:02:31	00:00:29	00:02:21	00:00:28	00:02:29	00:00:35	00:02:48	00:00:24
33	Cuadrador	00:02:51	00:00:30	00:02:04	00:00:22	00:02:25	00:00:28	00:02:17	00:00:38
34	Cuadrador	00:02:03	00:00:28	00:02:26	00:00:29	00:03:09	00:00:25	00:03:14	00:00:25
35	Cuadrador	00:02:50	00:00:30	00:02:09	00:00:32	00:02:18	00:00:34	00:02:42	00:00:30
36	Cuadrador	00:02:51	00:00:30	00:02:07	00:00:30	00:02:04	00:00:29	00:02:58	00:00:28
37	Hastiales	00:02:48	00:00:33	00:02:42	00:00:23	00:02:08	00:00:29	00:03:13	00:00:24
38	Hastiales	00:03:08	00:00:35	00:02:55	00:00:24	00:02:31	00:00:25	00:02:10	00:00:24
39	Hastiales	00:02:57	00:00:32	00:02:11	00:00:32	00:02:32	00:00:22	00:02:38	00:00:29
40	Hastiales	00:02:42	00:00:26	00:02:17	00:00:32	00:02:20	00:00:28	00:02:10	00:00:36
41	Hastiales	00:02:41	00:00:31	00:02:12	00:00:35	00:02:37	00:00:25	00:02:01	00:00:35
42	Hastiales	00:02:46	00:00:37	00:02:43	00:00:29	00:02:54	00:00:36	00:02:29	00:00:31
43	Arrastres	00:02:17	00:00:40	00:02:33	00:00:23	00:02:50	00:00:35	00:02:00	00:00:37
44	Arrastres	00:02:55	00:00:27	00:03:02	00:00:40	00:02:16	00:00:32	00:03:04	00:00:29
45	Arrastres	00:03:05	00:00:37	00:02:17	00:00:32	00:02:50	00:00:32	00:02:30	00:00:30
46	Arrastres	00:02:12	00:00:38	00:03:04	00:00:29	00:02:29	00:00:39	00:02:31	00:00:26
47	Arrastres	00:02:54	00:00:29	00:02:35	00:00:38	00:02:44	00:00:29	00:02:14	00:00:31
	TOTALES	02:26:16	00:23:55	02:20:22	00:23:38	02:23:28	00:24:57	02:21:15	00:23:41

TIEMPO PROMEDIO DE PERFORACIÓN (47 TALADROS)

02:46:53

Fuente: Suministrado por el Autor.

Anexo 18. Control de Tiempos de Malla Optimizada (Corona).-

ESTUDIO DE CONTROL DE TIEMPO JUMBO DD210 -SANDVIK									
Jumbo:	SANDVIK DD 210	Contrata:	HERCULES	Turno:	Dia				
Labor :	FR-26	Fecha:	25/03/2018	Broca:	45 mm				
Seccion:	4.0 X 4.0	Barra:	12ft	Rimadora	102 mm				
Tipo de Roca:	MEDIA	Operador	Percy Ventura T.						
Presion Agua	----	Rotacion	55	Avance	55 BAR				
Presion aire	----	Percusion	150						
		CONTROL 01		CONTROL 02		CONTROL 03		CONTROL 04	
Nº TAL.	Detalle	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)	T. Perf.	T. Enpalme y traslado de pluma)
1	Alivio	00:09:42	00:00:33	00:09:26	00:00:40	00:09:35	00:00:31	00:09:39	00:00:34
2	Alivio	00:09:34	00:00:26	00:09:47	00:00:28	00:09:38	00:00:33	00:09:34	00:00:29
3	Arranque	00:02:10	00:00:23	00:03:08	00:00:40	00:02:21	00:00:34	00:02:11	00:00:27
4	Arranque	00:02:18	00:00:32	00:02:58	00:00:25	00:02:57	00:00:35	00:02:51	00:00:38
5	Arranque	00:02:28	00:00:27	00:02:11	00:00:40	00:02:47	00:00:24	00:02:51	00:00:34
6	Arranque	00:02:41	00:00:26	00:03:01	00:00:25	00:02:34	00:00:36	00:02:57	00:00:40
7	1ra Ayuda	00:02:23	00:00:39	00:02:04	00:00:28	00:02:48	00:00:39	00:03:07	00:00:30
8	1ra Ayuda	00:02:39	00:00:31	00:02:14	00:00:35	00:02:23	00:00:38	00:02:34	00:00:33
9	1ra Ayuda	00:02:17	00:00:37	00:02:06	00:00:29	00:02:04	00:00:32	00:02:59	00:00:29
10	1ra Ayuda	00:02:03	00:00:40	00:02:24	00:00:33	00:02:12	00:00:32	00:02:57	00:00:29
11	2da Ayuda	00:02:48	00:00:22	00:02:23	00:00:32	00:03:13	00:00:33	00:02:22	00:00:22
12	2da Ayuda	00:02:16	00:00:35	00:02:47	00:00:25	00:02:51	00:00:29	00:02:38	00:00:24
13	2da Ayuda	00:02:17	00:00:35	00:02:05	00:00:31	00:02:24	00:00:38	00:02:34	00:00:27
14	2da Ayuda	00:02:33	00:00:40	00:02:38	00:00:25	00:03:13	00:00:34	00:02:12	00:00:33
15	3ra Ayuda	00:02:31	00:00:31	00:02:38	00:00:30	00:03:08	00:00:40	00:02:33	00:00:40
16	3ra Ayuda	00:02:15	00:00:22	00:02:20	00:00:25	00:02:48	00:00:31	00:02:11	00:00:40
17	3ra Ayuda	00:02:04	00:00:30	00:03:09	00:00:35	00:02:50	00:00:35	00:02:34	00:00:33
18	3ra Ayuda	00:02:34	00:00:25	00:03:07	00:00:25	00:02:05	00:00:32	00:02:02	00:00:35
19	Ay. Corona	00:02:03	00:00:29	00:02:16	00:00:33	00:02:42	00:00:24	00:02:34	00:00:35
20	Ay. Corona	00:02:36	00:00:40	00:02:55	00:00:27	00:02:53	00:00:24	00:02:22	00:00:35
21	Ay. Corona	00:02:48	00:00:39	00:02:16	00:00:40	00:02:48	00:00:32	00:02:42	00:00:35
22	Ay. Corona	00:02:21	00:00:31	00:02:24	00:00:33	00:02:38	00:00:38	00:02:40	00:00:25
23	Corona	00:02:05	00:00:27	00:02:22	00:00:37	00:02:20	00:00:40	00:02:42	00:00:40
24	Corona	00:02:17	00:00:29	00:02:43	00:00:34	00:02:20	00:00:23	00:02:51	00:00:25
25	Corona	00:02:10	00:00:39	00:02:50	00:00:29	00:03:03	00:00:24	00:02:08	00:00:30
26	Corona	00:02:10	00:00:36	00:03:12	00:00:24	00:03:12	00:00:34	00:02:23	00:00:29
27	Corona	00:03:06	00:00:35	00:03:12	00:00:25	00:02:10	00:00:30	00:02:59	00:00:35
28	Cuadrador	00:02:41	00:00:35	00:02:16	00:00:30	00:02:42	00:00:29	00:02:44	00:00:35
29	Cuadrador	00:03:14	00:00:32	00:02:58	00:00:25	00:02:40	00:00:25	00:02:45	00:00:27
30	Cuadrador	00:02:41	00:00:40	00:02:37	00:00:29	00:02:15	00:00:25	00:02:12	00:00:26
31	Cuadrador	00:02:30	00:00:40	00:02:40	00:00:30	00:02:44	00:00:29	00:02:02	00:00:27
32	Cuadrador	00:02:37	00:00:28	00:02:28	00:00:31	00:02:48	00:00:36	00:02:32	00:00:35
33	Cuadrador	00:02:09	00:00:26	00:02:15	00:00:23	00:02:41	00:00:40	00:02:57	00:00:35
34	Hastiales	00:02:21	00:00:29	00:02:58	00:00:31	00:02:31	00:00:22	00:03:01	00:00:22
35	Hastiales	00:02:20	00:00:36	00:02:06	00:00:22	00:02:34	00:00:27	00:02:37	00:00:29
36	Hastiales	00:02:03	00:00:24	00:02:42	00:00:36	00:02:37	00:00:22	00:03:10	00:00:29
37	Hastiales	00:02:17	00:00:36	00:02:13	00:00:25	00:02:12	00:00:29	00:02:45	00:00:37
38	Hastiales	00:02:04	00:00:27	00:02:21	00:00:36	00:03:02	00:00:34	00:02:14	00:00:40
39	Hastiales	00:02:51	00:00:30	00:02:00	00:00:39	00:02:29	00:00:26	00:02:00	00:00:33
40	Arrastres	00:02:33	00:00:35	00:02:21	00:00:25	00:02:52	00:00:33	00:03:00	00:00:36
41	Arrastres	00:02:10	00:00:38	00:02:31	00:00:39	00:02:55	00:00:34	00:02:59	00:00:24
42	Arrastres	00:03:07	00:00:26	00:03:01	00:00:38	00:02:17	00:00:25	00:03:01	00:00:40
43	Arrastres	00:02:36	00:00:29	00:02:11	00:00:35	00:02:19	00:00:23	00:03:02	00:00:31
44	Arrastres	00:02:19	00:00:32	00:02:47	00:00:30	00:02:34	00:00:40	00:02:20	00:00:33
TOTALES		02:01:40	00:23:21	02:07:00	00:22:37	02:10:06	00:22:54	02:09:28	00:23:24
TIMEMPO PROMEDIO DE PERFORACIÓN (44 TALADROS)								02:30:08	

Fuente: Suministrado por el Autor.

FRENTE DE VOLADURA 4.0 M x 4.0 M CON JUMBO - CIA MINERA LINCUNA
ANALISIS DE COSTOS DE P&V (MALLA ESTANDAR)

Detalles de frente		Detalles Post-disparo	
Zona de Trabajo	FR-26-LIN	Eficiencia de Disparo	93.40 %
Dimensiones de labor	4.0 x 4.0 m	Avance Efectivo	3.18 m
Ajuste de Corona	92.00 %	Volumen desocupado	46.77 m³
Area-Sección de labor	14.72 m²	Tonelaje Roto	130.01 ton
Parámetros de Roca		Rendimientos	
RMR	III-A	Peso Total de explosivos	101.96 Kg
Densidad de Roca	2.78 g/cm³	Factor de carga	2.18 Kg/m³
Parámetros de Perforación		Factor de Potencia	0.78 Kg/ton
Øtal prod	45 mm	Factor de avance lineal	32.09 Kg/m
Øtal aliv	102 mm		
Long. Barra perf.	12.00 ft		
Ef. Perforación	93.00 %		
Long. Perforación	3.40 m		
# total de taladros producción	44.00 unid		
# total de taladros Alivio	3.00 unid		
Long tot perf (Aliv)	149.67 m		
Long tot perf (Prod)	10.20 m		
Tiempo total prom de perforación	2.78 hrs		

MANO DE OBRA	Salario S/.	Ley. Soc. 107.90%	Cantidad	Incidencia (%)	Cambio 3.24	Costo	
						US\$/DISP.	US\$/M
Maestro Jumbero	80.00	0.00	1	50%	S/.	40.00	
Ayudante (Idem)	50.00	0.00	1	50%	S/.	25.00	
Capataz	85.00	0.00	1	25%	S/.	21.25	
Cargadores	50.00	0.00	2	50%	S/.	50.00	
Bodeguero	40.00	0.00	1	25%	S/.	10.00	
Jefe de Seguridad	200.00	0.00	1	12.50%	S/.	25.00	
Jefe de Guardia	133.33	0.00	1	25.00%	S/.	33.33	
Ing Residente (68,49% BBSS)	250.00	0.00	1	12.50%	S/.	31.25	
Topógrafo (68.49%BBSS)	100.00	0.00	1	12.50%	S/.	12.50	
TOTAL MANO DE OBRA			9	262.50%	S/.	248.33	
TOTAL MANO DE OBRA					\$	76.65	24.12

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Precio Unit US\$	Vida Util (Tareas)	Tarifa/Tarea US\$	Cantidad tareas	Costo	
					US\$/DISP.	US\$/M
Botas	24.56	120	0.205	2.63	0.54	
Correa de Seguridad	7.52	540	0.014	2.63	0.04	
Filtro para respirador P-100	4.25	40	0.106	2.63	0.28	
Guantes de Jebe Neoprene	9.95	30	0.332	2.63	0.87	
Lámpara Minera	120.42	1,080	0.112	2.63	0.29	
Lentes de Seguridad	8.62	60	0.144	2.63	0.38	
Mameluco con cinta reflectiva	26.53	180	0.147	2.63	0.39	
Mantenimiento de Lámpara (30%)	25.63	1,080	0.024	2.63	0.06	
Pantalón de Jebe	13.75	120	0.115	2.63	0.30	
Protector con portalampara	24.56	800	0.031	2.63	0.08	
Respirador MSA - Sekur	26.53	180	0.147	2.63	0.39	
Saco de Jebe	14.12	120	0.118	2.63	0.31	
Tafílete para protector	4.73	200	0.024	2.63	0.06	
Tapón de oído	0.94	40	0.024	2.63	0.06	
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD			1.540		4.04	1.27

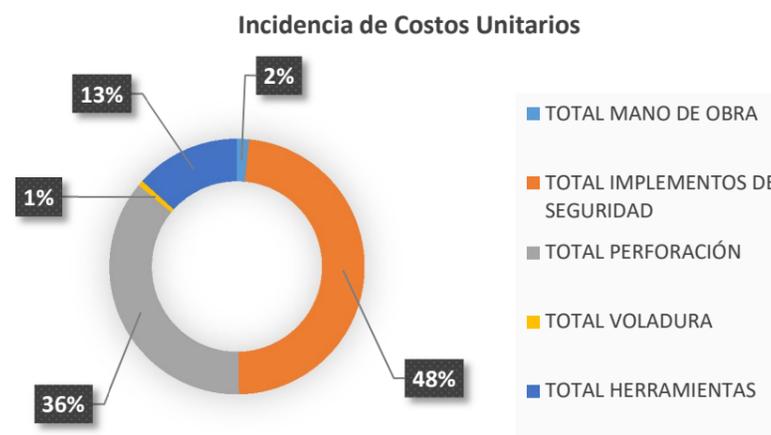
PERFORACION	Precio Unit US\$	Vida Util (pies)	Pie Perf. US\$	pies perf / disparo	Costo	
					US\$/DISP.	US\$/M
Shank adapter cop 1238X R32	274.52	9000	0.031	564.00	17.20	
Acople T32/R32	89.20	7200	0.012	564.00	6.99	
Barra ext R32-h35-r32x12	537.00	6000	0.090	564.00	50.48	
Broca R32X45	109.00	900	0.121	564.00	68.31	
Adaptador piloto R32 X 12"	223.00	900	0.248	36.00	8.92	
Broca Rrimadora R32 X 102 mm	247.00	900	0.274	36.00	9.88	
Afiladora de cops	2,386.00	150000	0.016	564.00	8.97	
Copa de afilado	169.00	10000	0.017	564.00	9.53	
Manguera jebe 1' (25 m)	77.59	35000	0.002	564.00	1.25	
Manguera 1/2' (25 m)	51.72	35000	0.001	564.00	0.83	
Consumibles	26.00				26.00	
TOTAL PERFORACIÓN					208.36	65.58

VOLADURA	Cantidad	Precio Unit US\$		Costo	
				US\$/DISP.	US\$/M
Semexsa 65	0.00	2.05	kg	0.00	
Emulex 45 11/4"x8"	21.12	2.12	kg	44.77	
Emulex 65 11/4"x8"	75.42	2.14	kg	161.40	
Emulex 80 1"x8"	5.42	2.15	kg	11.66	
Emulex 100 1"x8"	0.00	2.26	kg	0.00	
Fanel LP	4.00	1.13	un	4.52	
Fanel MS	40.00	1.18	un	47.20	
Pentacor 5P	37.00	0.18	m	6.66	
Mecha Rapida	0.40	0.37	m	0.15	
Carmex	2.00	0.64	pza	1.28	
TOTAL VOLADURA				277.64	87.39

HERRAMIENTAS	Precio Unit US\$	Vida Util (disp, tar)	Tarifa/Disparo US\$	Cantidad	Incidencia (%)	Costo	
						US\$/DISP.	US\$/M
Atacador	2.59	20	0.130	1	100%	0.13	
Combo de 6 lbs.	16.20	60	0.270	1	100%	0.27	
Combo de 20 lbs.	33.70	60	0.562	1	100%	0.56	
Cucharilla	6.48	80	0.081	1	100%	0.08	
Escalera	9.99	30	0.333	1	100%	0.33	
Juego de Barretilla	47.96	60	0.799	1	100%	0.80	
Lampa	8.54	30	0.285	1	100%	0.28	
Llaves Francesa 24"	38.89	60	0.648	1	100%	0.65	
Llaves Stilson 14"	27.74	60	0.462	1	100%	0.46	
Pico	12.57	30	0.419	1	100%	0.42	
Pintura (gl)	10.24	10	1.024	1	100%	1.02	
Cargador de Anfo	83.44	80	1.043	1	100%	1.04	
Punzón de cebo	6.48	60	0.108	1	100%	0.11	
Saca Barreno	32.41	80	0.405	1	100%	0.41	
Otros	30%					1.97	
TOTAL HERRAMIENTAS						8.54	2.69

EQUIPO DE LIMPIEZA	Rend.(Tn/Hr)	CNT	Precio US\$/Hr.	Hrs. De Operación	Costo	
					US\$/DISP.	US\$/M
Scoop Diesel de 3,5 Yd³	35	0	73.50	0.000	0.00	
Jumbo elec. de 1 brazo			86.70	2.78	241.15	
TOTAL EQUIPO DE LIMPIEZA					241.15	75.90

TOTAL COSTO DIRECTO		816.38	256.96
UTILIDAD	10%	81.64	25.70
imprevistos	5%	40.82	12.85
GASTOS GENERALES	10%	81.64	25.70
COSTO TOTAL		US\$ 1,020.48	321.20



IMPORTANTE:

Según nivel de incidencias en el Análisis de costos de P&V se puede apreciar que, Perforación y Voladura (sumados) inciden en un 84% del costo total por lo que la presente investigación se enfoca solo en la varianza de estas dos partidas económicas.

a. Primer Informe: (Febrero 2018).



CONSOLIDADO: CHANCADO PLANTA CONCENTRADORA CIA. MINERA LINCUNA
 REPORTE DE PRODUCTIVIDAD por WI y \$/TMH

Nombre:	Miguel Angel Elescano D.
Fecha:	11 de Febrero del 2018
TMHPD:	2300

Jefe Guardia:	
%H2O:	4.2
TMSPD:	2203.4

Campaña:	
Hr. Trab:	20
TMSPH:	110.17

Material estrictamente informativo, no valido para desarrollo tecnico fuera de planta concentradora.

CHANCADO PRIMARIO

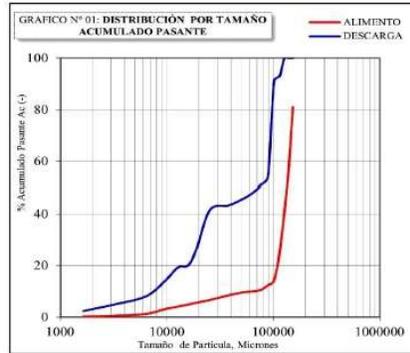


Fig 1.- Curva Granométrica Chancado Primario

	Eficiencia %	TMS	KW
Grizzly	66.46	2203.40	35.01
CH-C10	-	1573.85	0.00
Faja A	-	-	12.02
Faja B	-	-	16.45
Electroiman	-	-	0

COSTO ETAPA DE CHANCADO PRIMARIO

KWH/D	1269.6	KWH/D	
Costo KWH	0.76	US\$	US\$/TM
Costo Total	964.90	Us\$/dia	0.438

VARIABLES OPERATIVAS

WI	1.52	KWH/tn	
F80	171935.72	um	
P80	95365.45	um	
RR	1.80		

CHANCADO SECUNDARIO

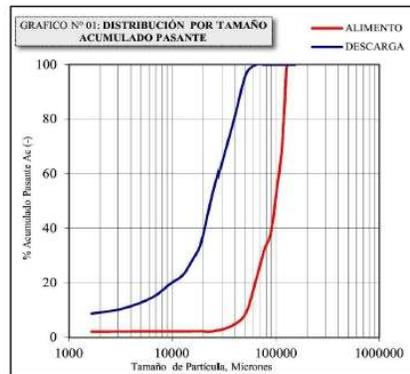


Fig 2.- Curva Granométrica Chancado secundario

	Eficiencia %	TMS	KWH/tn
Zaranda N1	87.54	2203.40	18.15
CH-Sec	62.33	1229.12	194.21
Faja C	-	-	9.08
-	-	-	0

COSTO ETAPA DE CHANCADO PRIMARIO

KWH/D	4428.8	KWH/D	
Costo KWH	0.76	US\$	US\$/TM
Costo Total	3365.89	Us\$/dia	1.528

VARIABLES OPERATIVAS

WI	2.51	KWH/tn	
F80	96456.52	um	
P80	32022.56	um	
RR	3.01		

CHANCADO TERCARIO

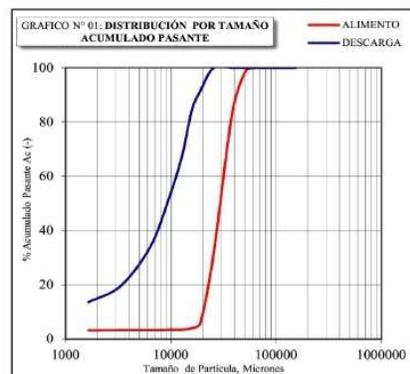


Fig 3.- Curva Granométrica Chancado Terciario

	Eficiencia %	TMS	KWH/tn
Zaranda N2	72.77	2203.40	32.65
CH-Ter	72.15	783.23	214.75
Faja 3	-	-	9.57
Faja 3A	-	-	8.76

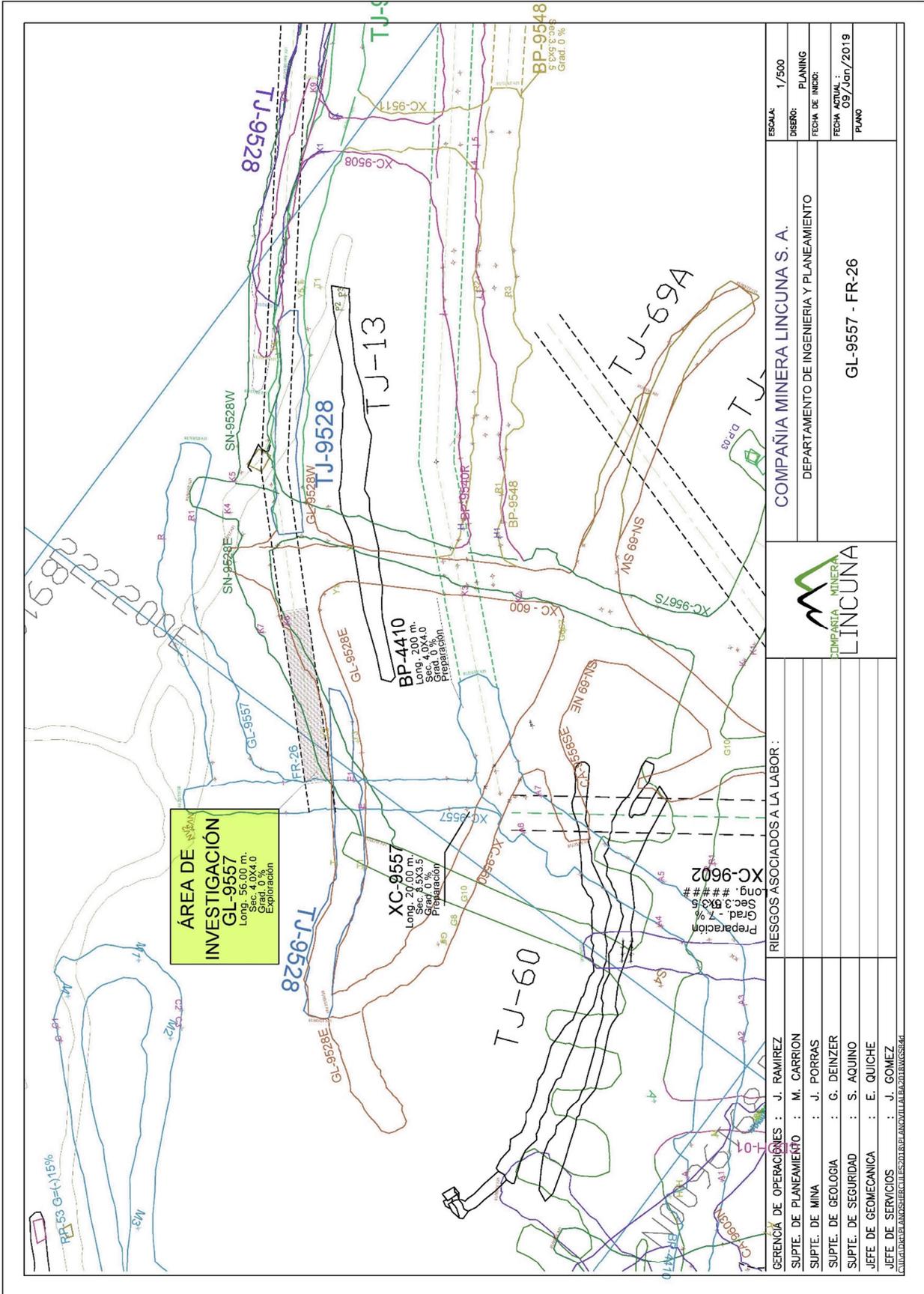
COSTO ETAPA DE CHANCADO PRIMARIO

KWH/D	5314.6	KWH/D	
Costo KWH	0.76	US\$	US\$/TM
Costo Total	4039.10	Us\$/dia	1.833

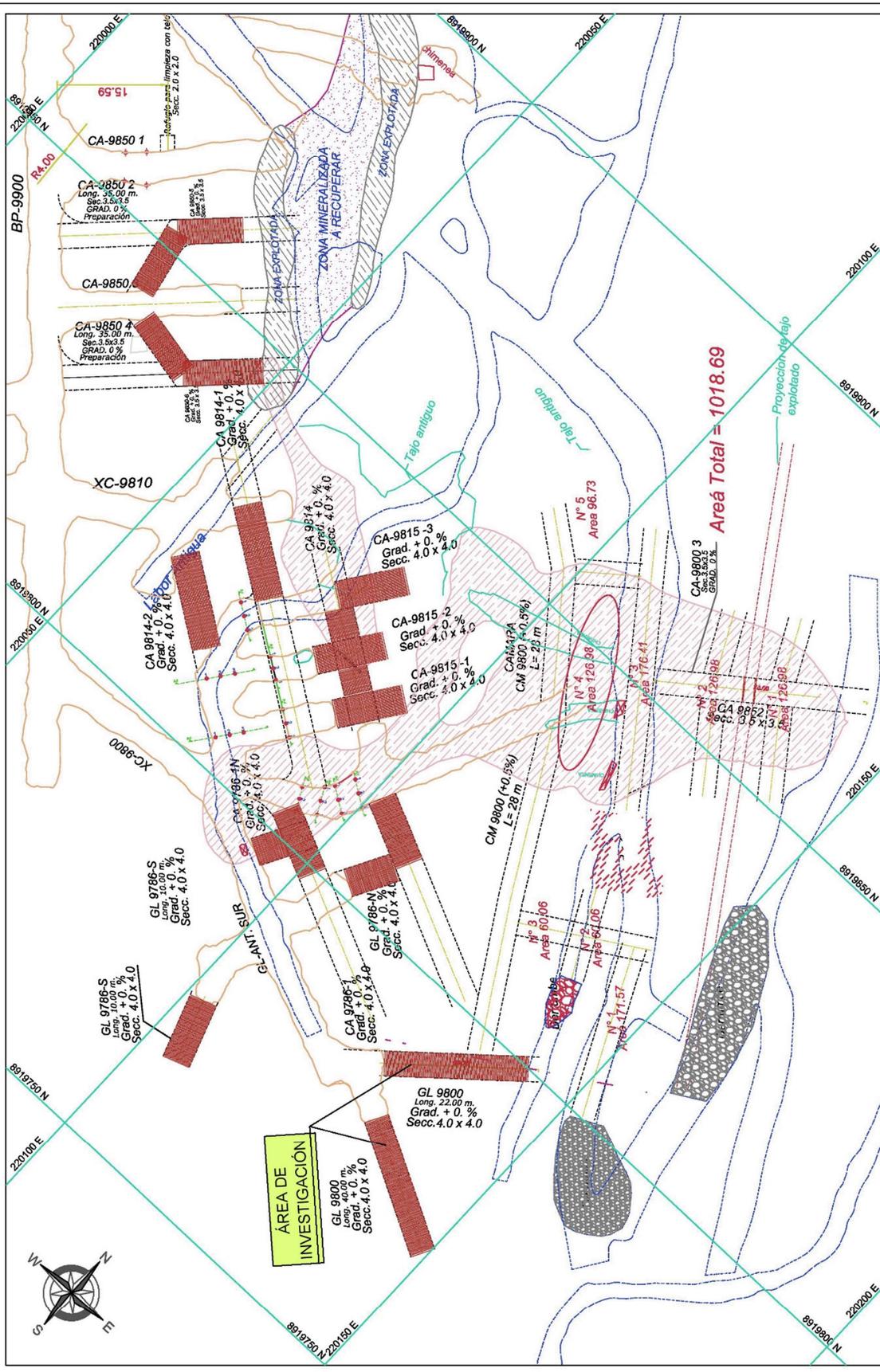
VARIABLES OPERATIVAS

WI	3.21	KWH/tn	
F80	35187.04	um	
P80	11035.42	um	
RR	3.19		

Anexo 21. Ubicación de la Zona de Investigación (FR26).-



CERENCIA DE OPERACIONES : J. RAMIREZ SUPT. DE PLANEAMIENTO : M. CARRION SUPT. DE MINA : J. PORRAS SUPT. DE GEOLOGIA : G. DEINZER SUPT. DE SEGURIDAD : S. AQUINO JEFE DE GEOMECANICA : E. QUICHE JEFE DE SERVICIOS : J. GOMEZ		RIESGOS ASOCIADOS A LA LABOR :		COMPANIA MINERA LINCUNA S. A. DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO		ESCALA: 1/500 DISEÑO: PLANNING FECHA DE INICIO: FECHA ACTUAL: 09/Jan/2019 PLANO
				GL-9557 - FR-26		



ESCALA: 1/500 USO: PLANEAMIENTO FECHA DE ELABORACIÓN: FECHA ACTUALIZACIÓN: 25/Mar/2019 FUENTE: WGS84	
COMPAÑÍA MINERA LINCUÑA S. A. DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO PROYECTO CA-9800_CA-9852 HERCULES NIVEL - 4 _ SUR	
RIESGOS ASOCIADOS A LA LABOR:	
GERENCIA DE OPERACIONES: J. RAMÍREZ SUITE DE PLANEAMIENTO: M. DARRÓN SUITE DE MINA: J. PARRAS SUITE DE GEOLOGÍA: G. ANAYA SUITE DE SEGURIDAD: S. AQUINO JEFE DE GEOMECÁNICA: R. BERROCAL JEFE DE SERVICIOS: J. GÓMEZ	RUTA: Z:\Huaraz\INTERCAMBIO-DATAMINEX1 - PLANO NIVELES CAD\ 6. PLANO VETA SANSON.dwg

DETALLES Y OTROS ANEXOS FOTOGRAFICOS



Perforación y laboreo con Jumbo Hidráulico en GL-9800



Control de Longitud de Carga Explosiva y evaluación de "Atacado".



Laboreo hacia el cumplimiento de Operaciones Estándar en P&V.



Imprecisiones y laboreo rutinario en Carga de Explosivos.



Perforación de Malla Estándar.



Perforación de Malla de Nueva Malla Optimizada.



Diseño de taladros de arranque en base a la nueva malla estándar.



Aplicación de Taco Inerte como factor de mejora de aprovechamiento de energía para la fragmentación del material volado.