

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

**“APLICACIÓN DEL MÉTODO AIR DECK PARA
OPTIMIZAR LA VOLADURA EN MINA PIERINA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JULIO CESAR CATACTORA RAMOS

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

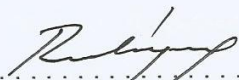
**TACNA-PERÚ
2015**

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS


“APLICACIÓN DEL MÉTODO AIR DECK PARA OPTIMIZAR LA
VOLADURA EN MINA PIERINA”

Tesis sustentada y aprobada el martes 30 de diciembre del 2014, estando
integrado el jurado calificador por:

PRESIDENTE


.....
Ing. José David Rodríguez Copare

1er. MIEMBRO
(SECRETARIO)


.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

2do. MIEMBRO


.....
Dr. Julio Vargas Paniagua

ASESOR


.....
MSc. Carlos Huisa Ccori

DEDICATORIA

A DIOS, por darme más de lo que merezco; a mis queridos padres, Miguel y Lucy, por sus grandiosos sacrificios y Amor; a mis hermanos Luis y Brian que siempre me apoyan a pesar de mis errores.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a todos los catedráticos de la Escuela de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional “Jorge Basadre Grohmann” que aportaron sus conocimientos para bien de mi formación académica.

Así mismo, mi gratitud a la Empresa Orica Mining Services S.A, por haberme dado la oportunidad de llevar a cabo las pruebas correspondientes para poder aplicar este proyecto de Tesis en Mina Pierina, a la vez agradezco especialmente al Ing. Agustín Vásquez Yauricasa. Así mismo, a todos los Ingenieros de la Minera, jefes de guardia, inspectores y personales con el que laboré y que me brindaron su apoyo desinteresado durante las distintas pruebas que se llevaron a cabo y que gracias a ellos no se hubiese podido terminar este trabajo.

CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN	xxii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	2
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	2
1.1. Descripción del problema	2
1.2. Formulación del problema	3
1.2.1. Problema general	3
1.2.2. Problemas específicos	3
1.3. Objetivos	3
1.3.1. Objetivo general	3
1.3.2. Objetivos específicos	4
1.4. Justificación de la investigación	4
1.5. Hipótesis	5
1.6. Operacionalización de Variables	5
1.6.1. Variable independiente	5

1.6.2	Variable dependiente	6
CAPÍTULO II		7
FUNDAMENTO TEÓRICO		7
2.1	Antecedentes de la investigación	7
2.2	Bases teóricas de la investigación	9
2.2.1	Generalidades	9
2.2.2	Geología general y del yacimiento	12
2.2.3	Fundamentos teóricos para la voladura convencional	18
2.2.4	Variables no controlables en una voladura	21
2.2.5	Variables controlables en una voladura	22
2.2.6	Mecanismo de fragmentación de la roca por explosivo	23
2.2.7	Proceso de detonación	25
2.2.8	Velocidad de detonación	28
2.2.9	Presión de detonación y explosión	32
2.2.10	Análisis de fragmentación	33
2.2.11	Análisis operacional de la constante de roca, índice y factores de voladura	44
2.2.12	Método JKMRC	50
2.2.13	Alcance de Flyrocks; Swdish Detonic Research Foundation	53

2.2.14 Control de generación de Flyrock	55
2.2.15 Determinación de la velocidad pico partícula – Norma Española	57
2.2.16 Herramienta para formar Air Deck	59
2.2.17 Air Deck (cámara de aire)	61
CAPITULO III	64
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	64
3.1 Diseño teórico de parámetros de perforación y voladura tradicional en mina Pierina	64
3.2 Resumen de parámetros de perforación y voladura vs tipos de roca (teórico)	73
3.3 Pruebas realizadas en campo para determinar los verdaderos parámetros de perforación y voladura	77
3.4 Disparos aplicando diseños tradicionales	87
3.5 Aplicación del método de Kuz – Ram para determinar la simulación fragmentación óptima en mina Pierina – Mineral (antes de la voladura tradicional proyecto 35 – banco 4335)	90
3.6 Cálculo de largo de taco para los tiros (SD), para la simulación del diseño de carga en la voladura tradicional – mineral proyecto 35 – banco 4335	95

3.7	Cálculo de largo de taco para los tiros (SD), para la simulación del diseño de carga en la voladura air Deck – Mineral proyecto 35 – banco 4335	97
3.8	Análisis de fragmentación aplicando el software Wipfrag – mineral (después de la voladura tradicional Proyecto 35 – banco 4335)	99
3.9	Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar simular la fragmentación óptima en mina Pierina – desmonte (antes de la voladura tradicional Proyecto 36 – Banco 4335).	102
3.10	Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – desmonte (después de la voladura tradicional Proyecto 36 – banco 4335)	104
3.11	Diseño de carga para la voladura actual en mina Pierina (aplicación de Air Deck proyecto 35 – banco 4335)	106
3.12	Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar la simulación de fragmentación óptima en mina Pierina – mineral (antes de la voladura con air Deck proyecto 35 – banco 4335).	111
3.13	Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar la simulación de fragmentación en mina Pierina – desmonte	

	(antes de la voladura con air Deck Proyecto 36 – banco 4335)	113
3.14	Diseño de amarre y diseño de carga tradicional y Air Deck– mineral Proyecto 35 – banco 4335	115
3.15	Diseño de amarre y diseño de carga tradicional y Air Deck – desmonte proyecto 36 – banco 4335	119
3.16	Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – mineral (después de la voladura con Air Deck Proyecto 35 – banco 4335)	122
3.17	Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – desmonte (después de la voladura con Air Deck Proyecto 36 – banco 4335)	123
	CAPITULO IV	125
	DISCUSIÓN DE RESULTADOS	125
4.1	Resumen de diseño de carga y factor de potencia en voladura tradicional	125
4.2	Resumen de diseño de carga en voladura con Air Deck	127
4.3	Análisis predictivo de fragmentación aplicando el método Kuz – Ram voladura tradicional	128
4.4	Análisis predictivo de fragmentación aplicando el método Kuz – Ram voladura air Deck	129

4.5	Análisis de la voladura tradicional	131
4.6	Análisis de la voladura tradicional vs air Deck	132
4.7	Análisis de la voladura con air Deck	133
4.8	Análisis de fragmentación aplicando el software Wipfrag – voladura tradicional	135
4.9	Análisis de fragmentación aplicando el software Wipfrag – voladura air Deck	136
4.10	Análisis de vibraciones según la norma Española	138
4.11	Análisis de costos en voladura	139
4.12	Procedimiento para colocar taponex	144
	CONCLUSIONES	145
	RECOMENDACIONES	146
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	147
	ANEXOS	150

ÍNDICE DE TABLAS Y FIGURAS

TABLAS

➤ Tabla 2.1: Coordenadas de ubicación	10
➤ Tabla 2.2: Distancias hacia mina Pierina	10
➤ Tabla 2.3: Factor A de Cunningham	37
➤ Tabla 2.4: El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n”	42
➤ Tabla 2.5: Parámetros geomecánicos	49
➤ Tabla 2.6: Grupos según velocidad pico partícula	58
➤ Tabla 3.1: Parámetros de roca	65
➤ Tabla 3.2: Valores de constante de burden	67
➤ Tabla 3.3: Valores de constante de espaciamiento	67
➤ Tabla 3.4: Valores de constante de sobre perforación	68
➤ Tabla 3.5: Valores de constante de taco	69
➤ Tabla 3.6: Valores de constante de longitud de perforación	70
➤ Tabla 3.7: Parámetros de perforación vs tipo de roca	73
➤ Tabla 3.8: Parámetros calculados teóricamente	74
➤ Tabla 3.9: Parámetros por tipo de roca	76
➤ Tabla 3.10: Parámetros para zona mineral	76

➤ Tabla 3.11: Parámetros para zona desmonte	77
➤ Tabla 3.12: Densidades y kilos por metro lineal	81
➤ Tabla 3.13: Características de los explosivos	90
➤ Tabla 3.14: Parámetros de entrada – V. tradicional (mineral)	91
➤ Tabla 3.15: Parámetros de roca – V. tradicional (mineral)	92
➤ Tabla 3.16: Factor de roca	92
➤ Tabla 3.17: Parámetros calculados – V. tradicional (mineral)	93
➤ Tabla 3.18: Porcentaje pasante P80 – V. tradicional (mineral)	94
➤ Tabla 3.19: Parámetros de entrada – V. tradicional (desmonte)	102
➤ Tabla 3.20: Parámetros calculados – V. tradicional (desmonte)	103
➤ Tabla 3.21: Porcentaje pasante P80 – V. tradicional (desmonte)	104
➤ Tabla 3.22: Parámetros de entrada – V. Air Deck (mineral)	111
➤ Tabla 3.23: Parámetros calculados – V. Air Deck	

(mineral)	112
➤ Tabla 3.24: Porcentaje pasante P80 – V. air Deck (mineral)	113
➤ Tabla 3.25: Parámetros de entrada – V. air Deck (desmonte)	113
➤ Tabla 3.26: Parámetros calculados – V. air Deck (desmonte)	114
➤ Tabla 3.27: Porcentaje pasante P80 – V. air Deck (desmonte)	115
➤ Tabla 4.1: Tabla de densidades	125
➤ Tabla 4.2: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. tradicional (mineral)	126
➤ Tabla 4.3: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. tradicional (desmonte)	126
➤ Tabla 4.4: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. air Deck (mineral)	127
➤ Tabla 4.5: Resumen de diseño de carga por cada tipo roca – V. air Deck (desmonte)	127
➤ Tabla 4.6: Predictivo P80 – V. tradicional (mineral)	128
➤ Tabla 4.7: Predictivo P80 – V. tradicional (desmonte)	129
➤ Tabla 4.8: Predictivo P80 – V. air Deck (mineral)	130

➤ Tabla 4.9: Predictivo P80 – V. air Deck (desmonte)	130
➤ Tabla 4.10: Precios actuales	139
➤ Tabla 4.11: Costos en V. tradicional – mineral	140
➤ Tabla 4.12: Costos en V. air Deck – mineral	141
➤ Tabla 4.13: Costos en V. tradicional – desmonte	142
➤ Tabla 4.14: Costos en V. air Deck – desmonte	142
➤ Tabla 4.15: Ahorro de costos por tonelada MINERAL	143
➤ Tabla 4.16: Ahorro de costos por tonelada DESMONTE	143

FIGURAS

➤ Figura 2.1: Plano de ubicación de mina Pierina	11
➤ Figura 2.2: Plano geológico general de mina Pierina	13
➤ Figura 2.3: Plano estructural de mina Pierina	17
➤ Figura 2.4: Gráfica costos vs diámetro	18
➤ Figura 2.5: Patrones de espaciamiento	19
➤ Figura 2.6: Fases de fracturamiento	24
➤ Figura 2.7: Etapas de fracturamiento	24
➤ Figura 2.8: Desarrollo de una detonación	25
➤ Figura 2.9: Proceso de la detonación	26
➤ Figura 2.10: Influencia del diámetro en el VOD	28
➤ Figura 2.11: Grado de confinamiento y reducción del VOD	30

➤ Figura 2.12: Curva de fragmentación, porcentaje pasante vs tamaño	39
➤ Figura 2.13: Constante de roca vs consumo específico de explosivo	47
➤ Figura 2.14: Factor de roca vs consumo específico de explosivo	48
➤ Figura 2.15: Constante de roca vs factor de roca	48
➤ Figura 2.16: Curva obtenida a medida que la roca es blanda	56
➤ Figura 2.17: Gráfica para determinar el SD	56
➤ Figura 2.18: Norma Española	59
➤ Figura 2.19: Herramienta para formar AIR DECK (TAPONEX)	61
➤ Figura 2.20: ubicación de air Deck	62
➤ Figura 2.21: Perfil de fracturas con Air Deck	63
➤ Figura 3.1: Diseño RQD	64
➤ Figura 3.2: Diseño de carga para dureza 0 – V. tradicional (mineral)	82
➤ Figura 3.3: Diseño de carga para dureza 1 – V. tradicional (mineral)	82
➤ Figura 3.4: Diseño de carga para dureza 2 y 3 –	

V. tradicional (mineral)	83
➤ Figura 3.5: Diseño de carga para dureza 4 – V. tradicional (mineral)	84
➤ Figura 3.6: Diseño de carga para dureza 5 – V. tradicional (mineral)	84
➤ Figura 3.7: Diseño de carga para dureza 0 – V. tradicional (desmonte)	85
➤ Figura 3.8: Diseño de carga para dureza 1 – V. tradicional (desmonte)	85
➤ Figura 3.9: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. tradicional (desmonte)	86
➤ Figura 3.10: Diseño de carga para dureza 4 – V. tradicional (desmonte)	86
➤ Figura 3.11: Diseño de carga para dureza 5 – V. tradicional (desmonte)	86
➤ Figura 3.12: Malla de voladura en diamante con pre corte salida en trapecio	87
➤ Figura 3.13: Malla de voladura en diamante y salida en trapecio	88
➤ Figura 3.14: Malla de voladura en cuña o “V”	89
➤ Figura 3.15: Gráfica para predicción de granulometría –	

V. tradicional (mineral)	94
➤ Figura 3.16: Cálculo SD producción – V. tradicional (mineral)	96
➤ Figura 3.17: Predicción de proyección de taco – V. tradicional (mineral)	96
➤ Figura 3.18: Cálculo SD Producción – V. Air Deck (mineral)	98
➤ Figura 3.19: Predicción de proyección de taco – V. Air Deck (mineral)	99
➤ Figura 3.20: Toma de muestra – V. tradicional (mineral)	100
➤ Figura 3.21: Importación de foto – V. tradicional (mineral)	100
➤ Figura 3.22: Generación de neto – V. tradicional (mineral)	101
➤ Figura 3.23: Generación de tamiz – V. tradicional (mineral)	101
➤ Figura 3.24: Gráfica para predicción de fragmentación – V. tradicional (desmonte)	103
➤ Figura 3.25: Toma de muestra – V. tradicional (desmonte)	104

➤ Figura 3.26: Generación de neto – V. tradicional (desmonte)	105
➤ Figura 3.27: Generación de tamiz – V. tradicional (desmonte)	105
➤ Figura 3.28: Diseño de carga para dureza 0 – V. Air Deck (mineral)	106
➤ Figura 3.29: Diseño de carga para dureza 1 – V. Air Deck (mineral)	107
➤ Figura 3.30: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. Air Deck (mineral)	107
➤ Figura 3.31: Diseño de carga para dureza 4 – V. Air Deck (mineral)	108
➤ Figura 3.32: Diseño de carga para dureza 5 – V. Air Deck (mineral)	108
➤ Figura 3.33: Diseño de carga para dureza 0 – V. Air Deck (desmonte)	109
➤ Figura 3.34: Diseño de carga para dureza 1 – V. Air Deck (desmonte)	109
➤ Figura 3.35: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. Air Deck (desmonte)	110
➤ Figura 3.36: Diseño de carga para dureza 4 – V. Air Deck	

(desmonte)	110
➤ Figura 3.37: Diseño de carga para dureza 5 – V. Air Deck (desmonte)	111
➤ Figura 3.38: Gráfica para predicción de fragmentación – V. Air Deck (mineral)	112
➤ Figura 3.39: Gráfica para predicción de fragmentación – V. Air Deck (desmonte)	114
➤ Figura 3.40: Secuencia de salida – mineral	116
➤ Figura 3.41: Líneas de isotiempos – mineral	117
➤ Figura 3.42: Diseño de carga – mineral	118
➤ Figura 3.43: Secuencia de salida – desmonte	119
➤ Figura 3.44: Líneas de isotiempos – desmonte	120
➤ Figura 3.45: Diseño de carga – desmonte	121
➤ Figura 3.46: Toma de muestra – V. air Deck (mineral)	122
➤ Figura 3.47: Generación de neto – V. Air Deck (mineral)	122
➤ Figura 3.48: Generación de tamiz – V. Air Deck (mineral)	123
➤ Figura 3.49: Toma de muestra – V. air Deck (desmonte)	123
➤ Figura 3.50: Generación de neto – V. Air Deck (desmonte)	124
➤ Figura 3.51: Generación de tamiz – V. Air Deck	

(desmonte)	124
➤ Figura 4.1: Aplicación de voladura tradicional	131
➤ Figura 4.2: Proyección de rocas	131
➤ Figura 4.3: Granulometría gruesa en la parte superior	132
➤ Figura 4.4: Carguío v. tradicional vs air Deck	132
➤ Figura 4.5: Visualización de v. tradicional vs air Deck	133
➤ Figura 4.6: Resultados de ambas voladuras	133
➤ Figura 4.7: Voladura Air Deck	134
➤ Figura 4.8: Nada de proyección usando Air Deck	134
➤ Figura 4.9: Fragmentación óptima	134
➤ Figura 4.10: Análisis de fragmentación – V. Tradicional (mineral)	135
➤ Figura 4.11: Análisis de fragmentación – V. Tradicional (desmonte)	136
➤ Figura 4.12: Análisis de fragmentación – V. Air Deck (mineral)	137
➤ Figura 4.13: Análisis de fragmentación – V. Air Deck (desmonte)	137
➤ Figura 4.14: Análisis de vibraciones – V. Tradicional	138
➤ Figura 4.15: Análisis de vibraciones – V. Air Deck	139
➤ Figura 4.16: Procedimiento colocación de Taponex	144

ANEXOS

➤ OPER – POE – 022 CARGUÍO DE TALADROS	151
➤ OPER – POE – 021 PRIMADO DE TALADROS	158

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo desarrollar la aplicación del método Air Deck para optimizar la voladura en mina Pierina y a través de ello asegurar que la roca sea fragmentada en el área a excavar, también minimizar el daño al macizo rocoso en su entorno protegiendo la integridad de los bancos y estabilidad de los taludes.

El estudio partió de la hipótesis: Aplicar un nuevo método de voladura aplicando el método Air Deck para obtener una fragmentación óptima. Como conclusión se encontró el método de Air Deck y así obtener óptimos resultados.

El estudio realizado servirá de base para que otros investigadores universitarios y no universitario continúen profundizando el tema, como fundamento de propuestas para un eficiente mejoramiento de la carga.

INTRODUCCIÓN

La presente tesis, denominada: APLICACIÓN DEL MÉTODO AIR DECK PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA EN MINA PIERINA, tiene como objetivo principal dar a conocer el conjunto de parámetros de diseño de perforación y voladura de rocas en la mina, ubicada en el departamento de Ancash - Perú, los mismos que en la mayoría de los casos tienen características peculiares por la disposición geológica que posee el yacimiento y por el control de dilución que se debe tener en cuenta cuando se trabaja en un depósito aurífero.

De las cuatro operaciones, las más trascendentales son la perforación y voladura de rocas, consideradas como actividades iniciales y básicas de todo el proceso extractivo, ya que determinan la calidad del mineral que se desea obtener; por lo que deben llevarse a cabo con todos los actuales adelantos tecnológicos y además, con una constante renovación de técnicas de punta para obtener el más alto rendimiento, productividad y optimización de costos.

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 Descripción del problema

La voladura al ser una de las principales operaciones en la actividad utiliza diferentes diseños, estos basados en diversos modelos matemáticos planteados, pero aun hoy en día las fallas en la voladura deben de ser superadas. En mina Pierina existen problemas puntuales:

- La necesidad de que el material disparado presente una buena fragmentación, perfil y separación, para que las operaciones posteriores a la voladura se efectúen con la mayor productividad.
- La presencia de una falla local y la necesidad de realizar voladuras optimizadas.
- La necesidad de disminuir las vibraciones ya que en los alrededores del proyecto se encuentra comunidades.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Se puede obtener una fragmentación óptima aplicando el Método Air Deck en Mina Pierina?

1.2.2 Problemas específicos

- ✓ ¿Cómo realizar el diseño del manejo del área de voladura en Mina Pierina?
- ✓ ¿Cómo ejecutar el procedimiento de carguío y amarre de las mallas de voladura?
- ✓ ¿Es factible realizar la optimización de voladura en Mina Pierina?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Realizar un análisis minucioso del diseño y aplicación

de Air Deck con el fin de hacer una óptima distribución de energía y obtener una eficiente voladura.

1.3.2 Objetivos específicos

- ✓ Realizar una evaluación del manejo del área de voladura a través de pruebas in situ.
- ✓ Analizar el procedimiento de carguío y amarre de las Mallas de voladura.
- ✓ Realizar la optimización de voladura en Mina Pierina.

1.4 Justificación de la investigación

La voladura de rocas, en la actualidad, es todo un procedimiento que constituye una auténtica técnica basada en principios científicos surgidos del conocimiento de las acciones ejercidas por los explosivos.

Contribuye para esta inquietud el disponer de experiencia laboral en Mina Pierina, cuya empresa exige estándares en sus operaciones, en la cual, está inmersa la voladura, lo que implica efectuar un adecuado acomodo del material, control de pisos,

granulometría uniforme, control de vibraciones, con la finalidad plena de realizar trabajos dentro de los estándares de seguridad y producción del mineral a un bajo costo. Es por eso que el presente trabajo se denomina: APLICACIÓN DEL MÉTODO AIR DECK PARA OPTIMIZAR LA VOLADURA EN MINA PIERINA.

1.5 Hipótesis

La aplicación del método de Air Deck mejorará la fragmentación, vibración y proyección de roca así como se reducirán el factor de carga y los costos en perforación y voladura en Mina Pierina.

1.6 Operacionalización de variables

Para aplicar el método Air Deck se tiene variables dependientes e independientes.

1.6.1 Variable independiente

V1 = Utilización del método de voladura con Air Deck

a) Indicadores

- Diseño de carga
- Diseño de malla
- Procedimiento de carguío

1.6.2 Variable dependiente

V2 = Optimización de Voladuras

a) Indicadores

- Fragmentación
- Vibración
- Proyección de rocas
- Costos

CAPÍTULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

Existen varios trabajos de investigación, tanto nacionales como extranjeros, a continuación mencionamos algunos de ellos:

Quispe Concha V. (2012). **“Avances Tecnológicos de la Voladura en la Mina Cuajone - SPCC”**. La voladura con detonadores electrónicos al ser precisa en los tiempos de detonación nos permitió implementar el uso de cámaras de aire intermedias en la columna explosiva para rocas difíciles de fragmentar como es el caso de las brechas. La colocación de esta cámara de aire intermedia genera dentro de la columna explosiva dos cargas, una carga explosiva superior y otra carga inferior reduciendo así la altura del taco sin tener que aumentar el factor de carga, obteniendo una mejor distribución de la energía en la zona del taco.

Correa E. C. (2003) **“Uso de air Deck para Reducir Sub Drilling en la mina Escondida”**. Este trabajo tiene como objetivo mostrar los resultados de la comparación obtenidos de granallado con barrenos sub drilling y el granallado con un fondo del barreno ubicado air Deck. El efecto del uso de un air deck en barreno, en medio de rocas de baja dureza que se encuentra en el oeste de área del tajo Escondida, ayudó a mantener el nivel requerido de calidad, incluso después de cargar con equipo pesado. Los beneficios adicionales incluyen la fragmentación satisfactoria del material.

Jhanwar J.C. (2005). **“Aplicación de Air Deck en la producción por voladura para mejorar la fragmentación y economía en una Mina Cielo Abierto”**. En voladuras con Air Deck, que repite la oscilación de las ondas de choque en el espacio de aire aumenta el tiempo durante el cual actúa sobre la masa de roca que rodea por un factor de entre 2 y 5. El efecto final radica en el aumento de la red de grietas en la roca circundante y reducir el movimiento de carga. La mejor fragmentación produjo una mejora de la pala la carga aumenta la eficiencia en un 50 - 60%. Voladura secundaria casi se eliminó. El uso del ANFO con esta técnica reduce el costo explosivo en un 31,6%.

Es así que en nuestro país para poder disminuir los costos en perforación y voladura y obtener una fragmentación óptima para las labores de carguío, se tiene que aplicar nuevos métodos de voladura como es el caso de Air Deck.

2.2 Bases teóricas de la investigación

2.2.1 Generalidades

a) Ubicación

El yacimiento se halla ubicado a 10 km, al noroeste de la ciudad de Huaraz, en la cordillera negra a 4 100 m.s.n.m., en la cadena de montañas que forman las laderas occidentales del valle del río santa. Sus instalaciones están ubicadas en las cuencas del río Llancash y las Quebradas Cuncashca, Pachac y PucaUran. Sus coordenadas geográficas son:

Tabla 2.1: Coordenadas de ubicación

Latitud	9° 26.5' 00" S
Longitud	11° 35' 00" W

Fuente: Elaboración propia

b) Accesibilidad

El acceso se realiza desde la ciudad de Lima por la panamericana norte hasta la ciudad de Huaraz y seguimos hasta el distrito de Jangas - Taricá; donde se ubican las oficinas centrales de la empresa minera. Posteriormente, continuar el recorrido a la mina mediante una carretera afirmada, lo cual se precisa el recorrido total: (Ver Figura 2.1).

Tabla 2.2: Distancias hacia mina Pierina

Tramo	Distancia (km)
Lima - Huaraz	410
Huaraz - Jangas	13
Jangas - Mina	17

Fuente: Elaboración propia

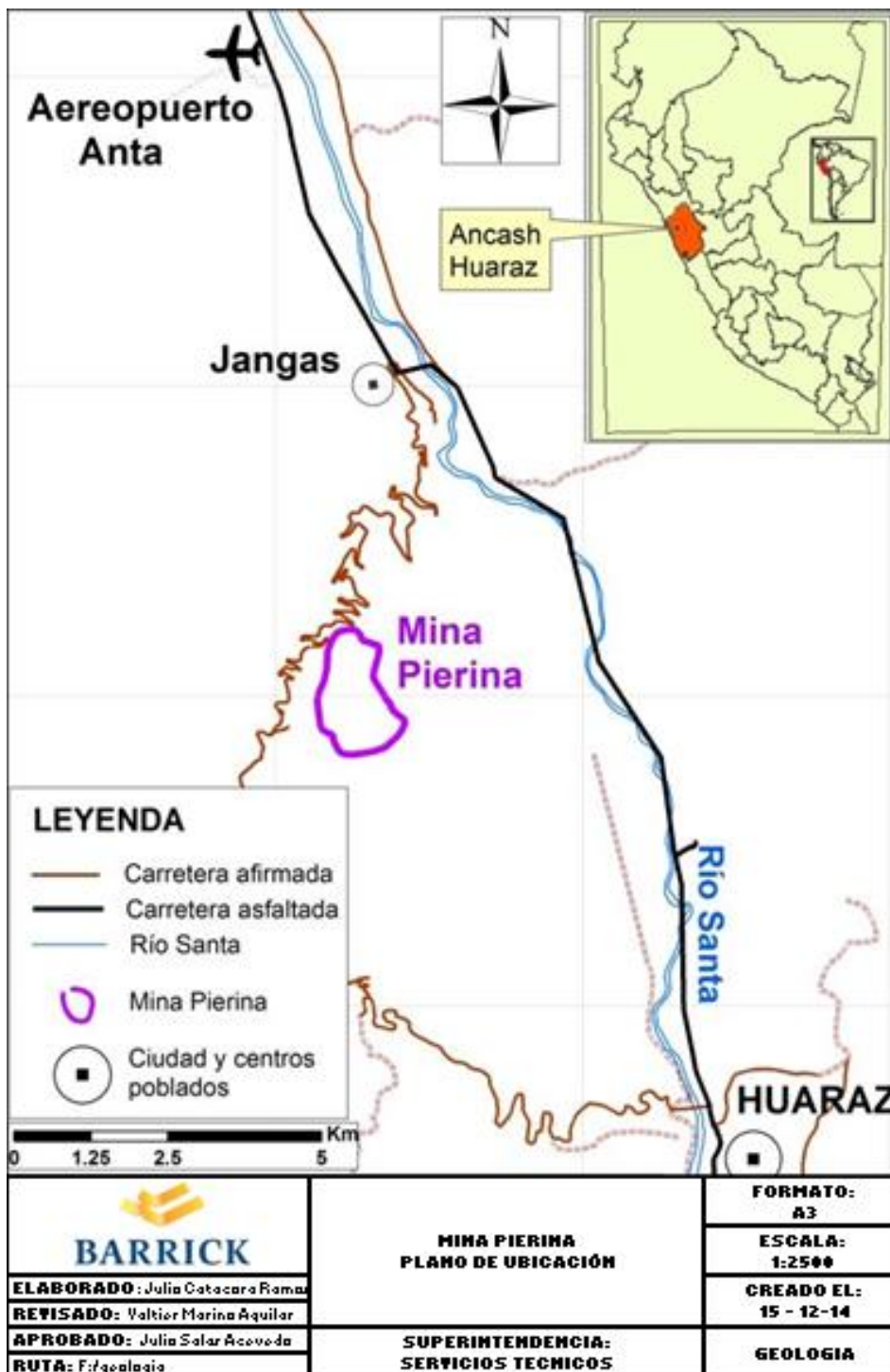


Figura 2.1: Plano de ubicación de mina Pierina
Fuente: Departamento de geología mina Pierina

2.2.2 Geología general y del yacimiento

a) Geología regional

El ambiente geológico está compuesto por rocas volcánicas conocidas como volcánicos Calipuy". Las rocas volcánicas consisten de una secuencia de derrames, flujos y brechas piroclásticas de composición ácida a intermedia que cortan y suprayacen en pronunciada discordancia a la secuencia de rocas sedimentarias de la formación Coyllariz - quizga depositadas en la Cuenca Peruana Occidental.

Posterior a la actividad estrato volcánica se han emplazado intrusivos plutónicos y subvolcánicos a estos últimos podrían estar asociados los depósitos epitermales de minerales preciosos en la región. (Ver Figura 2.2).

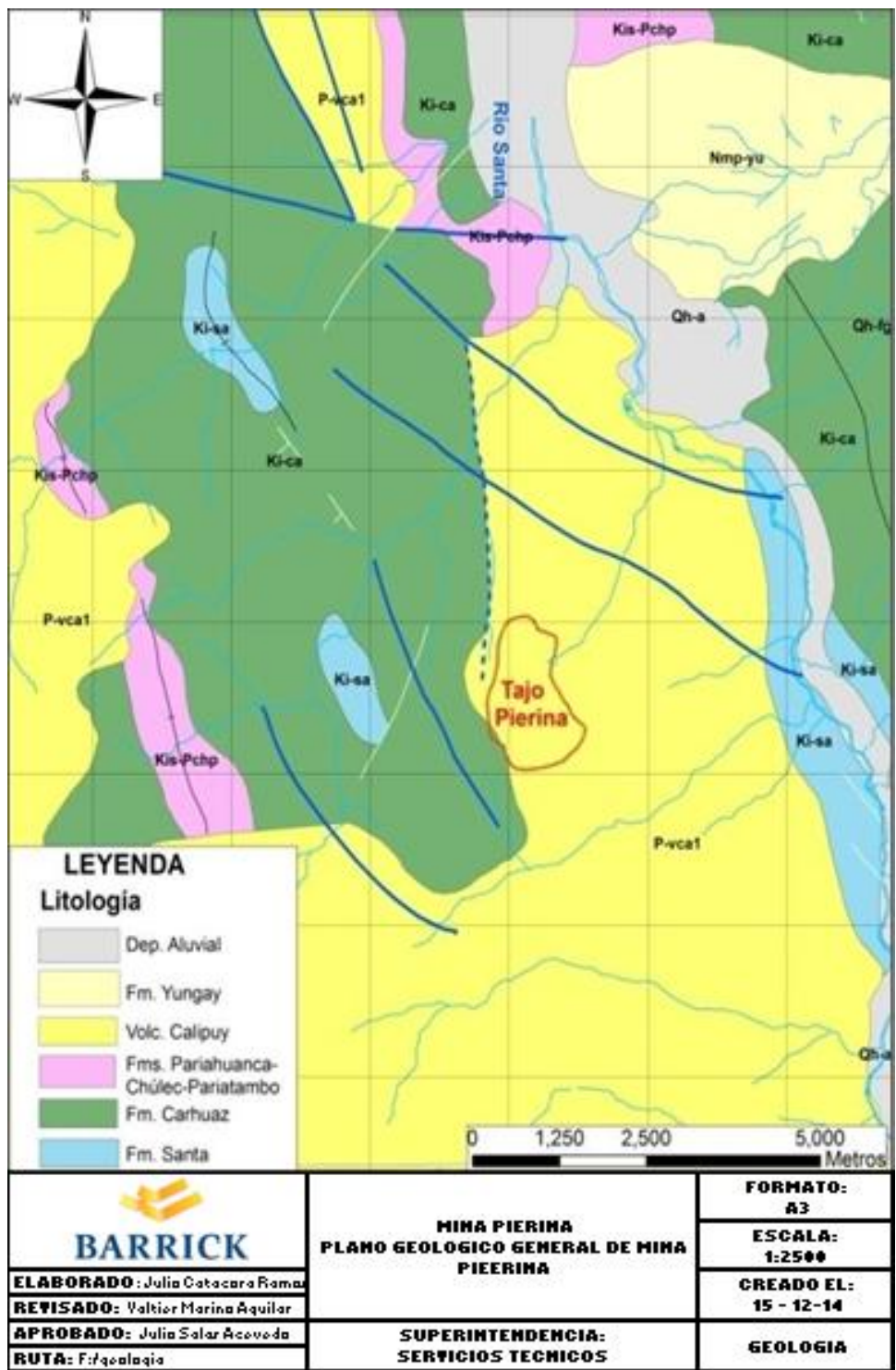


Figura 2.2: Plano geológico general de mina Pierina
Fuente: Departamento de geología mina Pierina

b) Geología local

Este depósito se aloja en pómez riocitas y tufos líticos, los cuales tienen en las lavas basales andesitas de la formación Calipuy. Alrededor del yacimiento encontramos las tobas riocitas pomáceas y líticas que sobresalen a la andesita. Las estructuras dominantes en el depósito tienen una orientación norte a noroeste, oeste a noroeste y noreste, como consecuencia de la actividad magmático hidrotermal tardía se habían formado zonas de brechas y tapones y/o domos de sílice.

A continuación se presenta una descripción de las rocas:

- **Andesita porfirítica**

La andesita presenta un color gris claro de textura Porfirítica. La roca en la zona de alteración hidrotermal propilítica presenta a los feldespatos originales ligeramente alterados a sericita, calcita, clorita, epidota y arcillas.

- **Tufo andesita**

La textura original de la roca ha sido casi completamente obliterada y/o destruida en la zona interior (cuarzo-alunita). La roca presenta cierta orientación subparalela de las cavidades y cierto arreglo fluidal, con apariencia tufácea, lo cual estaría indicando una roca original tufácea.

- **Brecha**

La zona de brecha ocupa la parte central y superior del depósito mineral. La brecha consiste de fragmentos de rocas volcánicas con procesos de alteración hidrotermal, mayormente constituidos por sílice y alunita.

c) Geología estructural

- **Geodinámica interna**

Se determinaron cuatro fallas regionales, lineamiento Pierina Oeste (LPO), lineamiento Cuncashca (LC), lineamiento Mirador (LM) y lineamiento Pierina Este (LPE).

- **Geodinámica externa**

Por efecto de la geodinámica externa, el relieve terrestre va evolucionando en la dinámica del ciclo geográfico mediante una serie de procesos constructivos y destructivos que se ven permanentemente afectados por la fuerza de gravedad que actúa como equilibradora de los desniveles. (Ver Figura 2.3).

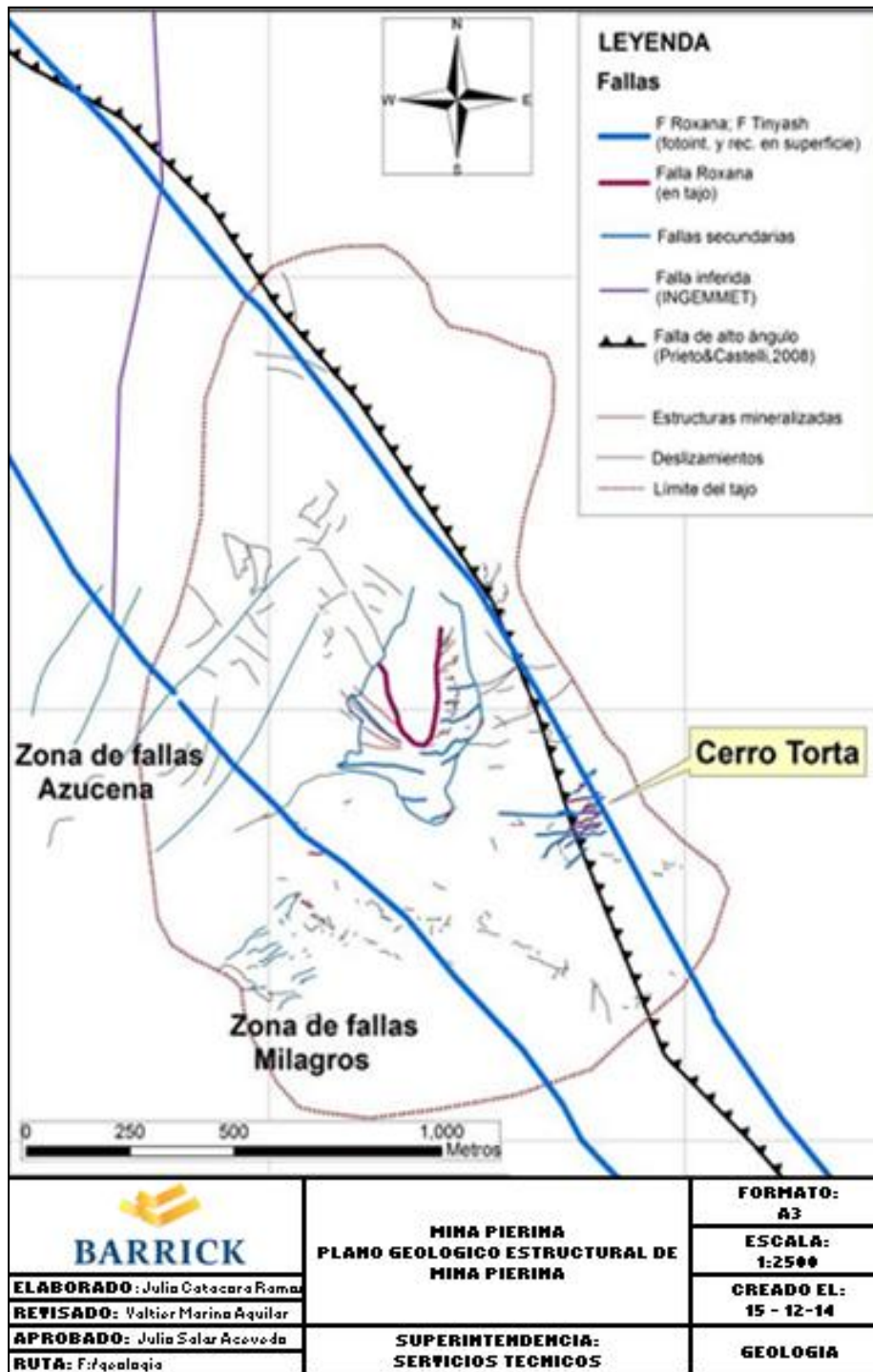


Figura 2.3: Plano estructural de mina Pierina
Fuente: Departamento de geología mina Pierina

2.2.3 Fundamentos teóricos para la voladura convencional

a) Diseño y ajuste de los parámetros de dimensionamiento en mina Pierina

- **Diámetro de perforación**

Mientras se incrementa el diámetro de los taladros, el costo de la perforación y voladura disminuirá, de lo contrario comienzan a presentarse pedrones (granulometría gruesa).

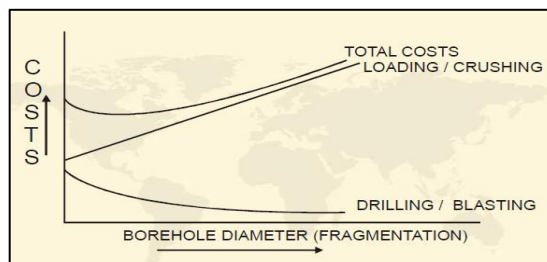


Figura 2.4: Gráfica costos vs diámetro
Fuente: Diplomado perforación y voladura
CAMIPER - 2013

- **Burden**

Es la distancia del taladro a la cara libre más cercana, orientando perpendicularmente a las líneas de

los taladros.

- **Espaciamiento**

El espaciamiento para un pozo de tronadura se refiere a la dimensión lineal entre pozos de tronadura adyacentes que forman una fila, y se mide usualmente paralelo a la cara libre.

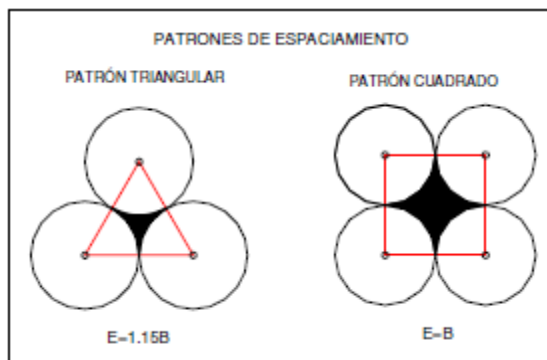


Figura 2.5: Patrones de espaciamiento
Fuente: Diplomado perforación y voladura
CAMIPER - 2013

- **Altura de banco**

Generalmente, la altura de banco está relacionada con el diseño del equipo de excavación, transporte, del diámetro de perforación, de la

resistencia de la roca, de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y aspectos de seguridad y por último del diseño del pit final.

- **Profundidad de taladro**

Es la suma de la altura del banco con la sobre perforación necesaria por debajo del nivel del piso para garantizar una buena rotura y evitar que queden toes y no tener que efectuar voladuras secundarias.

- **Sobre – perforación**

Es la distancia que el taladro es perforado bajo nivel del piso, es importante en los taladros verticales para mantener la rasante del piso.

- **Taco**

Es el material inerte que va encima de la carga explosiva con la finalidad de confinar la energía; cuando el taco es menor al rango que se menciona se tendrá roca proyectada (fly rock) y escape prematuro de gases.

2.2.4 Variables no controlables en una voladura

- Propiedades físicas: dureza, tenacidad, densidad, textura, porosidad, variabilidad, y grado de saturación.
- Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas: Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido, resistencia mecánica, fricción interna, módulo de Young, radio de Poisson e impedancia.
- Condiciones geológicas: Estructura, grado de fisuramiento, presencia de agua, etc.

2.2.5 Variables controlables en una voladura

a) Parámetros del explosivo

Propiedades físico – químicas: densidad, velocidad de detonación, transmisión o simpatía, resistencia al agua, energía del explosivo en cal/gr o j/gr, sensibilidad a la iniciación, volumen normal de gases, presión de taladro, categoría de humos, etc.

b) Condiciones de la carga

- Diámetro de la carga.
- Geometría de la carga.
- Grado de acoplamiento.
- Grado de confinamiento.
- Densidad de carga.
- Distribución de carga en el taladro.
- Tipo y ubicación del cebo.
- Distribución de energía, en calorías por tonelada de roca.

- Intervalos de iniciación de las cargas.
- Variables de perforación: profundidad del taladro, malla de perforación, diámetro del taladro, e inclinación del taladro.

2.2.6 Mecanismo de fragmentación de la roca por explosivos

La mayoría de los investigadores están de acuerdo en que tres son las etapas o fases principales que toman lugar en el proceso del fracturamiento de rocas por la acción de una mezcla explosiva comercial:

Primera fase - fracturas radiales (Brisance): Las primeras fracturas radiales se producen en las zonas adyacentes a los taladros y el tiempo necesario, para esto está entre 1 a 2 ms.

Segunda fase – empuje hacia adelante (Heave): El fracturamiento de la roca comenzará en la cara libre o en cualquier discontinuidad donde las ondas compresivas son reflejadas.

Tercera fase – fragmentación: En esta etapa se produce la fragmentación total de la roca, es la más importante y única variable que debe ser tomada en cuenta para evaluar los resultados de un disparo desde un punto de vista técnico – económico - ecológico.

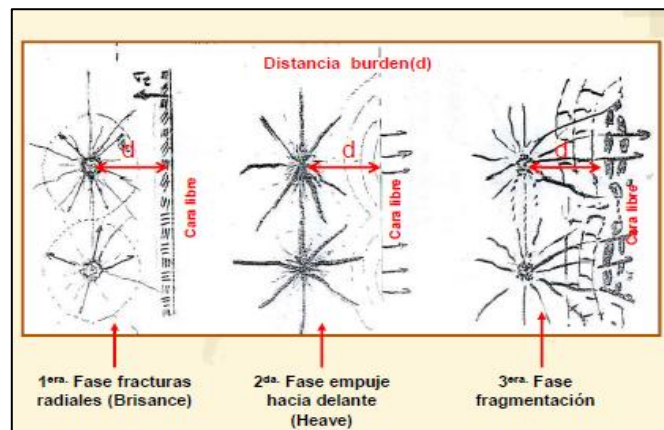


Figura 2.6: Fases de fracturamiento
Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

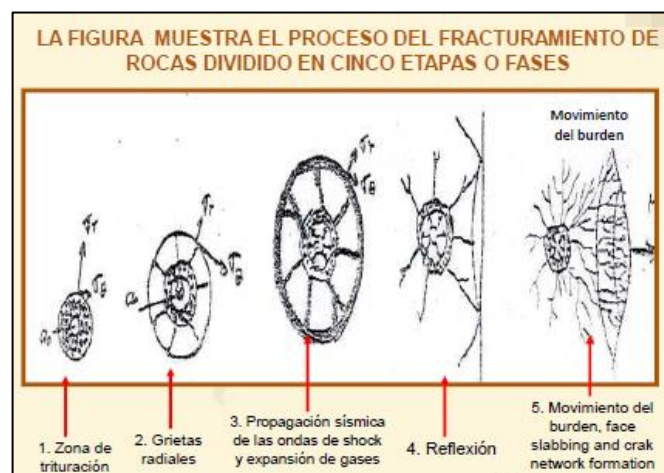


Figura 2.7: Etapas de fracturamiento
Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

2.2.7 Proceso de detonación

Es un proceso físico – químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura.

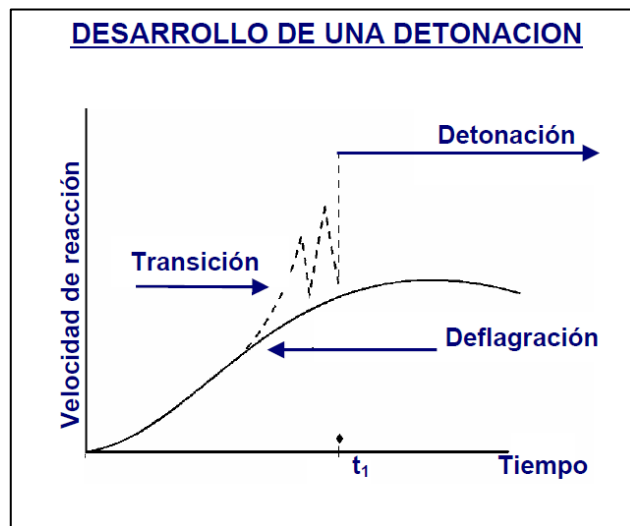


Figura 2.8: Desarrollo de una detonación
Fuente: Manual práctico de Voladura Exsa - 2005

El detonador crea la onda de choque iniciadora (1). La onda avanza a alta velocidad originando la reacción de la masa, por detrás del frente de choque (FC) se forma la zona de reacción (ZR) limitada por el plano de Chapman – Jouget (PCJ) con la máxima temperatura y presión de detonación; donde la masa explosiva se descompone para originar la zona de explosión (ZE) que le sigue.

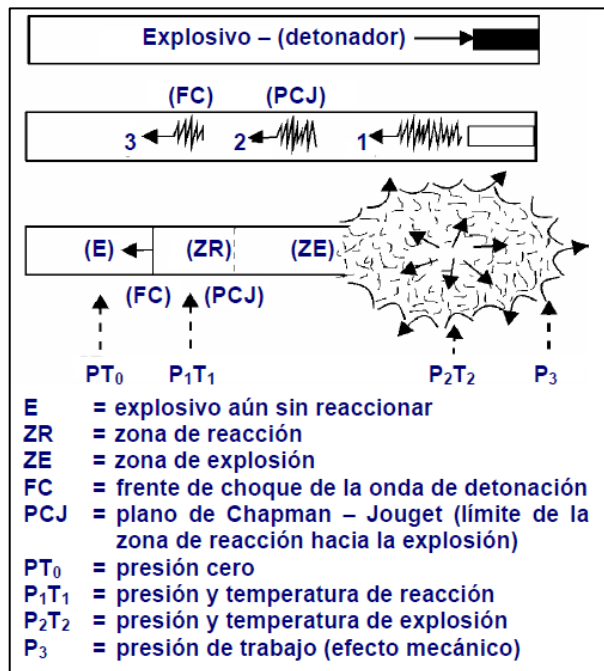


Figura 2.9: Proceso de la detonación
Fuente: Manual práctico de Voladura Exsa - 2005

El proceso de detonación se evidencia por medio de la ecuación fundamental conocido como la “Condición de Chapman – Jouguet”:

$$VOD = S \times W \quad (\text{Ecu. 2.1})$$

Donde:

VOD = Velocidad de detonación.

S = Velocidad de sonido.

W = Velocidad de partículas (productos).

En general, respecto a la velocidad, los explosivos son considerados como:

- Deflagrantes, cuando la velocidad está por debajo de los 1000 m/s.
- Detonantes de bajo régimen de 1000 a 1800 m/s (Transición entre deflagración y detonación).
- Detonantes de régimen normal entre 1800 a 5000 m/s (Categoría a la que pertenecen todos los explosivos de uso industrial).
- Detonantes de alto régimen: por encima de los 5000 m/s (explosivos de uso militar).

2.2.8 Velocidad de detonación

Es la velocidad con que el frente de detonación recorre la longitud del mismo, dicha velocidad es supersónica (mayor a la velocidad del sonido), está afectada por una serie de factores y estos son:

a. Influencia del diámetro

Este diámetro es denominado diámetro crítico (d_1), el mismo que se conceptúa como el diámetro mínimo por debajo del cual la detonación se propagará.

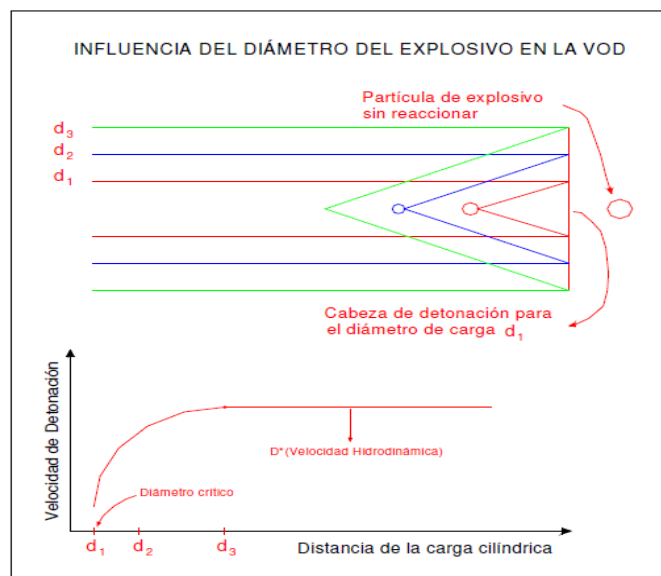


Figura 2.10: Influencia del diámetro en el VOD
Fuente: Manual práctico de Voladura Exsa - 2005

b. Influencia del grado de confinamiento y el tamaño de las partículas

Cuando se confina un explosivo, la expansión lateral de los gases es más lenta, reduciendo a su vez la velocidad de la onda lateral de rarefacción, como resultado de ello, las ondas de rarefacción tardarán más tiempo en encontrarse en el eje, lo que implica un mayor tiempo (recorrido más largo) para que la cabeza de detonación adquiera su forma estable. Como resultado del confinamiento se tendrá:

- Una reducción en la longitud de la zona de transición, es decir, el explosivo alcanzará su velocidad ideal en diámetros de cargas menores.
- Una reducción del diámetro crítico hace que el explosivo detone en forma estable en diámetros menores.

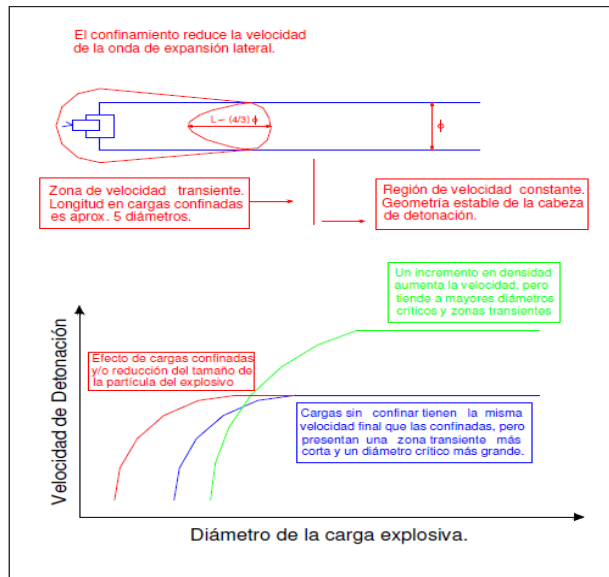


Figura 2.11 Grado de confinamiento y reducción del VOD

Fuente: Manual práctico de Voladura Exsa - 2005

c. Influencia de la densidad del explosivo

Cuando se incrementa la densidad del explosivo, también se incrementa el diámetro crítico del mismo. Al aumentar la densidad del explosivo, uno está comprimiendo el mismo en un determinado volumen, lo que tiende a reducir los espacios intersticiales entre los gránulos.

d. Efecto del agua en el performance de los explosivos comerciales

El nitrato de amonio tiene cero de resistencia al agua, ya que el mismo es altamente soluble en el agua, la cual lo ataca y desensibiliza rápidamente. Las emulsiones y las mezclas ANFO/Emulsión (ANFOS pesados) tienen buena resistencia a la acción del agua.

e. Influencia de la temperatura del explosivo

En diámetros mayores al diámetro crítico, la temperatura inicial de un explosivo tiene poca influencia en su VOD. Es obvio que el diámetro crítico de un explosivo aumenta al disminuir la temperatura del mismo. En las emulsiones, dichos cambios son más difíciles debido a que la solución acuosa de nitrato de amonio está protegida por una fase continua de aceite o cera.

2.2.9 Presión de detonación y explosión

La presión de detonación es una indicadora de la habilidad de un explosivo para fragmentar la roca, la misma que está dada por la presión inmediatamente por detrás del frente de detonación, en el llamado Plano de Chapman – Jouget (C – J).

La fórmula es la siguiente:

$$Pd = \frac{\rho \times VOD^2}{4} \times 10^{-5} \quad (\text{Ecu. 2.2})$$

Donde:

Pd = Presión de detonación. (Kbars)

ρ = Densidad inicial del explosivo (g/cm^3)

VOD = Velocidad de detonación (m/s)

La presión de explosión se refiere a la presión ejercida

contra las paredes del taladro como consecuencia de la acción expansiva de los gases producto de la detonación del explosivo. Generalmente su valor es la mitad del valor de la presión de detonación.

$$Pg = \frac{Pd}{2} = \frac{p \times VOD^2}{8} \times 10^{-5} \quad (\text{Ecu. 2.3})$$

Donde:

Pg = Presión de gases (kbars)

2.2.10 Análisis de fragmentación

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños.

a. El modelo Kuz-Ram

La mayor parte de esta información ha sido adaptada de las publicaciones hechas por Cunningham (1983, 1987). Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,8} Q_T^{1/6}$$
$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (\text{Ecu. 2.4})$$

Donde:

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos, cm.

A = Factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V_0 = Volumen de roca (m^3) a romper = Burden x
Espaciamiento x Longitud de tal.

Q_e = Masa del explosivo utilizado (kilogramo),

RWS_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO
(ANFO = 100).

Q_T = Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía
equivalente de la carga explosiva en cada taladro.

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$$

Donde:

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) =
 kg/m^3 .

Generalizando, se tiene:

$$\bar{X} = A(K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (\text{Ecu. 2.5})$$

También:

$$K = \left[\frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWA_{ANFO}} \right)^{19/30} \right]^{1,25} \quad (\text{Ecu. 2.6})$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es $A = 8$ y el límite superior es $A = 12$. La ecuación es:

$$A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad (\text{Ecu. 2.7})$$

Tabla 2.3: Factor A de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
A	Factor de roca	8 a 12
RMD	Descripción de la masa rocosa	
	- Desmenuzable/Friable	10
	- Verticalmente Fracturado	JF
	- Masivo	50
JF	JPS + JPA	
JPS	Espaciamiento de las fracturas verticales	
	- < 0,1 m	10
	- - 0,1 a MS	20
	- MS a DP	50
MS	Muy Grande (m)	
DP	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido DP > MS	
JPA	Ángulo del plano de las Fracturas	
	- Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	- Perpendicular a la cara	30
	- Buzamiento hacia dentro de la cara	40
RDI	Índice de densidad de la roca	25 x RD – 50
RD	Densidad	
HF	Factor de dureza	
	- Si $y < 50$ GPa	HF = y/3
	- Si $y > 50$ GPa	HF =
Y	Módulo de Young (GPa)	UCS/5
UCS	Fuerza compresiva no Confinada (MPa)	

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

Es importante, conocer la distribución de la fragmentación como también el tamaño medio de la fragmentación. Aplicando la fórmula de Rosin - Rammler.

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (\text{Ecu. 2.8})$$

Donde:

X = Tamaño de la malla.

X_c = Tamaño característico.

n = Índice de uniformidad.

R = Proporción de material retenido en la malla, da una descripción razonable de la fragmentación.

En la voladura de rocas, el tamaño característico (X_c) es simplemente un factor de escala. Es el tamaño a través del cual el 63,2% de las partículas pasaron. Si conocemos el tamaño característico (X_c) y el índice de uniformidad (n) entonces, una curva típica de fragmentación.

La ecuación anterior puede ser reacomodada para obtener la siguiente expresión para el tamaño característico:

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln \frac{1}{R} \right]^{1/n}} \quad (\text{Ecu. 2.9})$$

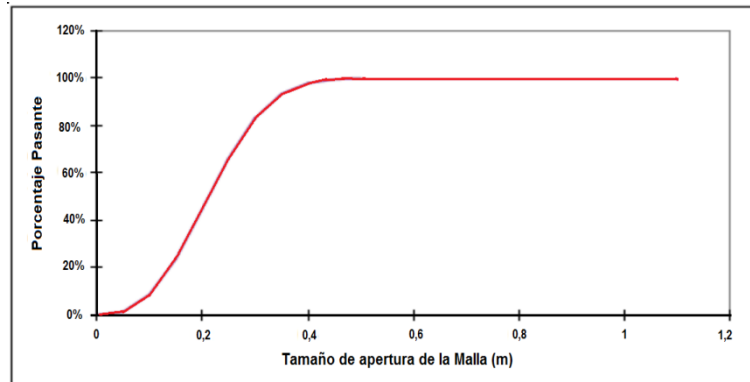


Figura 2.12: Curva de fragmentación, porcentaje pasante vs tamaño

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño " \bar{X} " de la malla por el cual el 50% del material pasa, se sustituye estos valores de:

$$X = \bar{X}$$

$$R = 0,5$$

Por tanto, se tiene:

$$Xc = \frac{\bar{X}}{(0,693)^{1/n}} \quad (\text{Ecu. 2.10})$$

La expresión para "n" desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo es:

$$n = \left(2, 2 - 14 \frac{B}{\emptyset} \right) \left[\frac{1+S}{2} \right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B} \right) \left(\frac{L}{H} \right) \quad (\text{Ecu. 2.11})$$

Donde:

B = Burden (m).

S = Espaciamiento (m).

\emptyset = Diámetro del taladro (mm).

W = Desviación de perforación (m)

L = Longitud total de la carga (m)

H = Longitud del taladro (m).

Los valores del burden (B) y el espaciamiento utilizados en la ecuación anterior pertenecen al modelo de perforación y no al modelo de sincronización. Cuando hay dos diferentes explosivos en el taladro (carga de fondo y

carga de columna) la ecuación anterior se modifica:

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{\phi}\right) \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0,5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left[\frac{\text{abs}(BLC - CCL)}{L} + 0,1\right]^{0,1} \left(\frac{L}{H}\right) \quad (\text{Ecu. 2.12})$$

Donde:

BCL = Longitud de carga de fondo (m).

CCL = Longitud de la carga de columna (m).

abs = Valor absoluto.

Estas ecuaciones son aplicadas a un patrón de perforación (en línea) cuadrado. Si se emplea un patrón de perforación escalonado, “n” aumenta en 10%.

El valor de “n” determina la forma de la curva de Rosin-Rammler. Valores altos indican tamaños uniformes. Por otra parte, valores bajos sugieren un amplio rango de tamaños incluyendo fragmentos grandes y finos.

Tabla 2.4: El efecto de los diferentes parámetros de voladura en “n”

Parámetro	“n” se incrementa tal como el parámetro:
Burden/Diámetro del taladro	Disminuye
Precisión de la Perforación	Aumenta
Longitud de Carga/Altura del Banco	Aumenta
Espaciamiento/Burden	Aumenta

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

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

El rango normal de "n" para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0,75 a 1,5; siendo el promedio alrededor 1,0. En rocas competentes tiene valores más altos.

Valores de “n” debajo de 0,75 representan una situación de “finos y de rocas grandes”, cuando esto ocurre en una escala amplia en la práctica, indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la fragmentación a través de cambios en la voladura.

Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado.

Para valores debajo 1 las variaciones en el índice de la uniformidad (n) son más propensas a presentar fragmentos grandes y finos. Para valores de $n = 1,5$ y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho, y errores en nuestro criterio son menos punitivos.

La roca en determinado sitio tiende a fracturarse en una forma particular. Estas formas pueden llamarse aproximadamente "cubos", "láminas" o "fragmentos". El factor de la forma tiene una importante influencia en los resultados de las pruebas de tamizado, pues la malla generalmente usada es cuadrada, y retendrá la mayor parte de los fragmentos que tengan cualquier dimensión mayor que la del tamaño de la malla.

Esta combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rossin Rammler es el llamado modelo de la fragmentación del Kuz-Ram, debe tomar precaución al

aplicar este modelo simple. Los puntos siguientes deben ser recordados (Cunningham, 1983):

- La iniciación y la sincronización deben ser ajustados para aumentar razonablemente la fragmentación y evitar fallas de tiro o tiros cortados.
- El explosivo debe producir una energía cercana a la potencia relativa por peso calculado.
- El fracturamiento y la homogeneidad del terreno requieren una evaluación cuidadosa. La fragmentación se realiza a menudo en la estructura de la roca, especialmente cuando la separación del fracturamiento es más pequeña que el modelo de perforación.

2.2.11 Análisis operacional de la constante de roca, índice y factores de voladura

En un diseño de voladura se puede encontrar lo siguiente:

- Contante de roca “c” propuesto por Langefors (1978)
- Factor de roca”A” (rock factor).
- Factor de energía.
- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Technical powder factor).
- Índice de volabilidad (Blastability index).

a. Constante de roca “C” Propuesto por Langefors(1978)

Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por C_0 , cuando se refiere a una carga de límite (zero throw condition). “C” indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por $C = 1,2 \times C_0$. “ C_0 ” tiene un valor de $0,17 \text{ kg/m}^3$ para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre $0,18$ a $0,35 \text{ kg/m}^3$ para otras rocas. Para los diseños de voladura se toma un valor de $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$. Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock ($0,4 \text{ kg/m}^3$) puede variar hasta 25%.

De forma concreta el modelo de Holmberg solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo específicas hace referencia a kg/m^3 , sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso por que en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo con otros modelos, son valores que se tomaron en la elaboración del modelo.

Uno de los propósitos de esta investigación es encontrar una relación ajustada entre estos índices y para ello se hace un análisis de mínimos cuadrados.

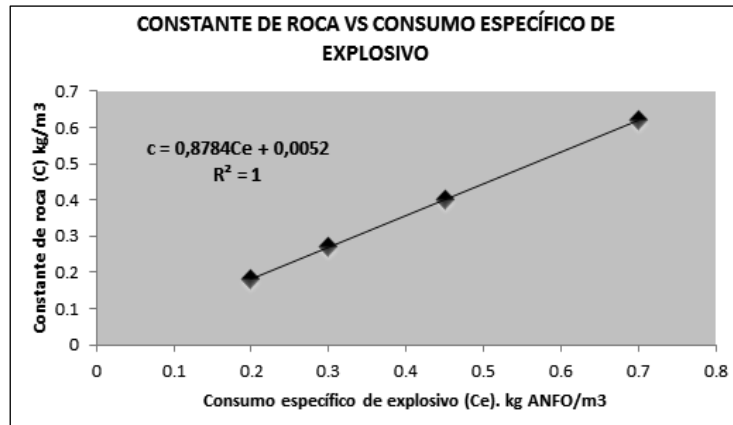


Figura 2.13: Constante de roca vs consumo específico de explosivo
Fuente: Tesis “Aplicación del método de Holmberg – Robert Loza Carazas”

b. Factor de roca “A” (Rock Factor)

El Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham en el año 1987 propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación.

$$FR (A) = 0,12 \times BI \quad (\text{Ecu. 2.13})$$

BI = Índice de volabilidad

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la

investigación de Sanchidrián et al. Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca.

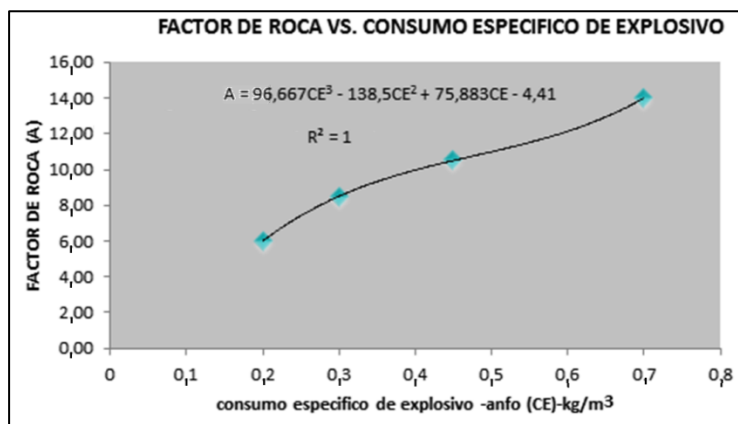


Figura 2.14: Factor de roca vs consumo específico de explosivo

Fuente: Tesis “Aplicación del método de Holmberg – Robert Loza Carazas”

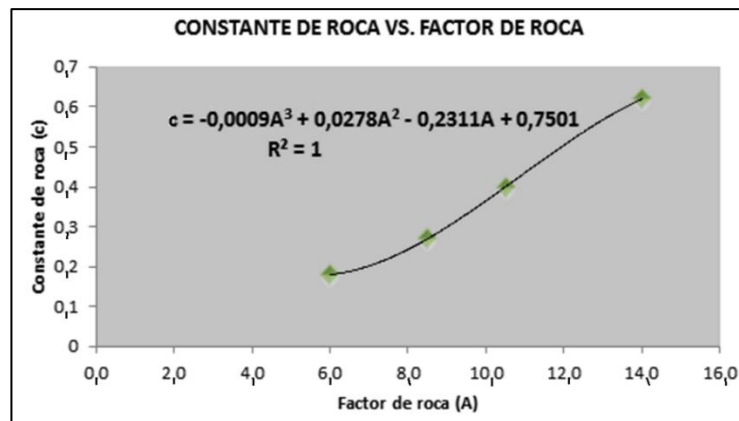


Figura 2.15: Constante de roca vs Factor de roca

Fuente: Tesis “Aplicación del método de Holmberg – Robert Loza Carazas”

c. Índice de volabilidad

Lilly (1986, 1992) definió el Índice de Volabilidad “BI” (BlastabilityIndex) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos.

$$BI = 0,5 (GSI + JPO + SGI + RSI) \quad (\text{Ecu. 2.14})$$

Tabla 2.5: Parámetros geomecánicos

	Parámetros Geomecánicos	Calificación
1.-	Descripción del macizo rocoso (RMD) 1.1 Friable/poco consolidado 1.2 Diaclasado en bloques 1.3 Totalmente masivo	10 20 50
2.-	Espaciamiento entre planos de las juntas JPS 2.1 Pequeño (< 0,1 m) 2.2 Intermedio (0,1 a 1 m) 2.3 Grande (> 1)	10 20 50
3.-	Orientación de los planos de juntas JPO 3.1 Horizontal 3.2 Buzamiento Normal al frente 3.3 Dirección normal al frente 3.4 Buzamiento coincidente con el frente	10 20 30 40
4.-	Influencia del peso específico (SGI) SGI = 25SG -50 Donde SG = Peso específico en t/m ³	
5.-	Influencia de la resistencia RSI = 0,05RC Donde RC = Resistencia a la compresión	

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$CE \text{ (kg ANFO/t)} = 0,004 \times BI$$

$$BI = \frac{C.E}{0,004} \quad (\text{Ecu. 2.15})$$

Con esta ecuación se puede estimar el índice “BI” a partir del consumo específico de explosivo “C.E” de la ecuación de Ashby modificado.

2.2.12 Método JKMRC

El JKMRC ha utilizado con éxito en Cerro Colorado una fórmula que calcula un factor de energía para tronar un determinado tipo de roca:

$$F_{\text{energia}} = 238,83 * (-8,8085 * 10^{-1} * d_r + 1,34603 * 10^{-3} * UCS + 1,43294 * 10^{-2}E + 0,12603 * e + 2,30208) \quad (\text{Ecu. 2.16})$$

Donde:

d_r = es la densidad del roca (gr/cc)

UCS = es la resistencia a la compresión de la roca
(MPa)

E = es el módulo de Young (gpa)

e = es el tamaño del bloque in situ (m)

F energía = es el factor de energía (kcal/t)

Si se conoce el explosivo a utilizar y los porcentajes a usar como carga de fondo y de columna, se puede determinar el factor de carga:

$$F_{carga} = \frac{100 * F_{energía}}{E_{fondo} * \frac{\%C_f}{100} * E_{columna} * \frac{\%C_c}{100}} \text{ (gr/ton)} \quad (\text{Ecu. 2.17})$$

Donde:

E fondo = es la energía/kg que proporciona el explosivo del fondo (kcal/kg)

E columna = peso de explosivo de columna (kcal/kg)

%Cf = es el porcentaje de explosivo como carga de fondo

%Cc = peso de columna

Pero el factor de carga por definición es:

$$F_{carga} = \frac{100 * \left(\frac{kg * \%Cf}{m_f * 100} + \frac{kg * \%Cc}{m_c * 100} \right) * (H + K_J B - K_T * B)}{K_S * B^2 * H * d_r} \text{ (gr/ton)} \quad (\text{Ecu. 2.18})$$

Reordenando se tiene:

$$\frac{B^2}{(H + K_J B - K_T * B)} = \frac{100 * \left(\frac{kg * \%Cf}{m_f * 100} + \frac{kg * \%Cc}{m_c * 100} \right)}{K_S * H * d_r * F_{carga}} \quad (\text{Ecu. 2.19})$$

Donde:

H = es la altura del banco (m)

B = es el burden (m)

k_j = es la relación burden pasadura

k_t = es la relación burden taco

k_s = es la relación burden espaciamiento

kg/mf = son los kilos de explosivo por metro lineal del pozo

kg/mc = peso de columna

d_r = es la densidad de la roca (gr/cc)

2.2.13 Alcance de Flyrocks: Swedish Detonic Research Foundation

Desarrolló un modelo teórico o fórmula que permite estimar la distancia máxima alcanzada por un fragmento en condiciones óptimas o normales.

Para voladuras con taco superior o igual al burden ($T \geq B \geq 40D$), la longitud, máxima de proyección es:

$$L_{max} = 0,1334(Q * d - 200) * D \quad (\text{Ecu. 2.20})$$

Donde:

L_{max} = Proyección máxima (m)

d = densidad de la roca (gr/cm^3)

D = diámetro de perforación (pulg)

Q = factor de carga (gr. Explosivo equivalente/ton. de roca)

B = burden (m)

T = Taco (m)

Para voladuras con taco muy inferior al burden ($T \leq 0,75B$), se producirá una tendencia mayor al efecto cráter y por tanto, aumentará no solo la probabilidad de producir más flyrocks, sino que su distancia de proyección puede llegar hasta tres veces.

$$L_{extrema} = 260 * D^{2/3} \quad (\text{Ecu. 2.21})$$

Donde:

L extrema = Proyección extrema (m)

D = diámetro de perforación (pulg)

2.2.14 Control de generación de Flyrocks

Largo de taco para los tiros: Consiste en utilizar el procedimiento establecido conjuntamente por Alan Bauer y Frank Chiapetta, de establecer el largo de taco adecuado en función de la distancia (D) medida desde el collar del pozo en superficie hasta el centro de una carga de largo igual a diez veces el diámetro de pozo que parte del extremo superior de la columna explosiva, (L_w) y cuyo valor en definitiva se establece multiplicando la denominada "ScaledDepth of Burial, SD", por la raíz cubica de la carga explosiva ($w^{1/3}$) contenida en el largo igual a 10 veces el diámetro del pozo. En concreto, el largo de taco (T) será igual a $D - L_w/2$.

$$SD = \frac{D}{w^{1/3}} \quad (\text{Ecu. 2.22})$$

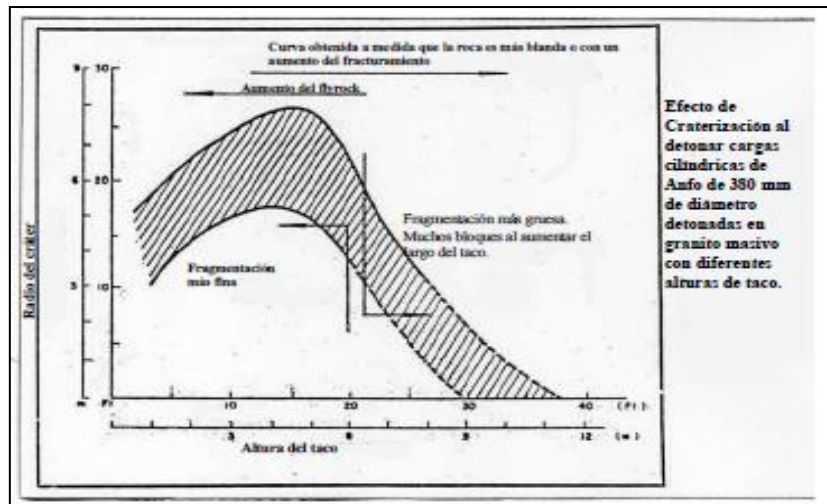


Figura 2.16: Curva obtenida a medida que la roca es blanda
Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

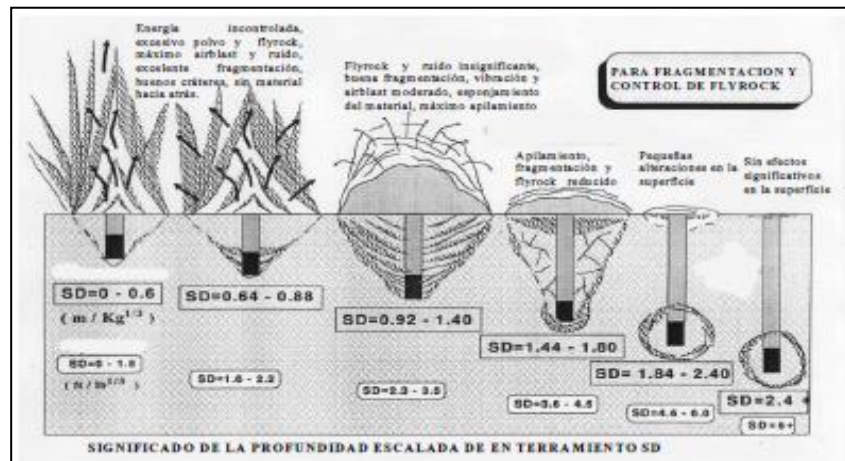


Figura 2.17: Gráfica para determinar el SD
Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

2.2.15 Determinación de la velocidad pico partícula – Norma Española

En la normativa española se distinguen los siguientes tipos de estructuras:

Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.

Grupo II: Edificios, de vivienda, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.

Grupo III: Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a las vibraciones por ellas mismas o por elementos que pudieran contener.

Tabla 2.6: Grupos según velocidad pico partícula

TIPO DE ESTRUCTURA A PROTEGER	FRECUENCIA PRINCIPALES (Hz)		
	2 – 15	15 - 75	> 75
	Velocidad (VPP)	Desplazamiento	Velocidad (VPP)
	(mm/s)	(mm)	(mm/s)
GRUPO I	20	0,212	100
GRUPO II	9	0,095	45
GRUPO III	4	0,042	20

Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

El primer tipo de ondas internas son las denominadas “Primarias o de compresión (onda p)”, son ondas que producen cambio de volumen, pero no de forma en el material que se propaga (V – mm/s).

El segundo tipo lo constituyen las “ondas transversales o de cizallamiento (onda s)”, los materiales por esta onda experimentan cambios de forma, pero no de volumen (T – mm/s).

Las ondas radiales imprimen a las partículas un movimiento según una trayectoria elíptica, con un sentido contrario al de propagación de la onda (R – mm/s).

Fórmula para determinar el vpp:

Donde:

Vpp: Es la velocidad pico partícula en mm/s

D: Es la distancia de la estructura a la voladura en m.

W: es la máxima cantidad de explosivos por retardo en kg.

$$VPP = 1729 \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-1.6} \quad (\text{Ecu. 2.23})$$

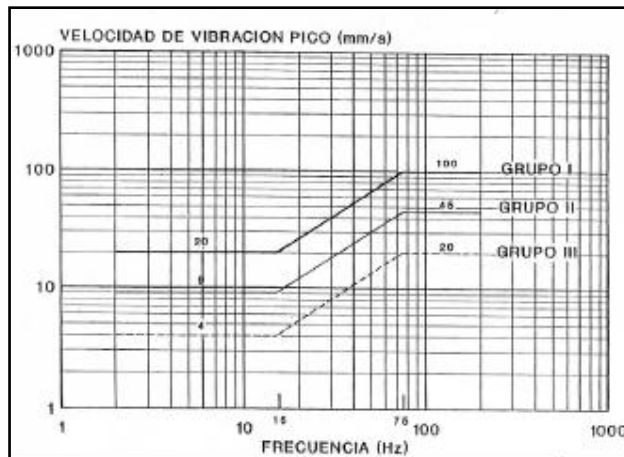


Figura 2.18: Norma Española
Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

2.2.16 Herramienta para formar Air Deck

a. Introducción

En el año 1940 los científicos Rusos N. V. Melnikov y L.N. Marchenko plantearon que la energía producida al detonarse la columna explosiva era mejor distribuida, al

separar las cargas explosivas mediante espaciamentos de aire, con lo cual se puede utilizar esta energía efectivamente para la fragmentación de la roca y evitar las proyecciones de rocas, vibraciones, presión de aire etc.

b. Taponex

El Taponex es un elemento plástico de alta resistencia, su forma hace que se adapte al taladro, su uso e instalación es muy simple tal como se explica.

Sus principales ventajas son:

- Disminución de la sobre-perforación
- Reducción de la columna explosiva.
- Reducción de la eyección de tacos.
- Reducción de las vibraciones y onda aérea.
- Fragmentación más homogénea.

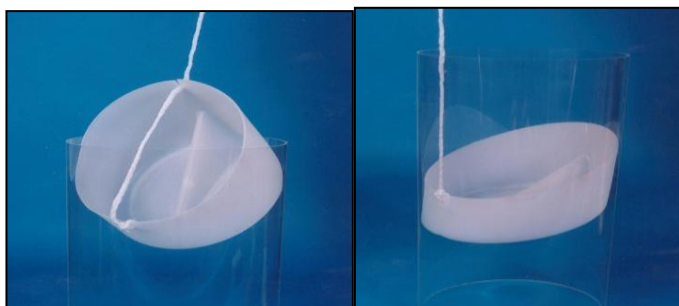


Figura 2.19: Herramienta para formar AIR DECK (TAPONEX)
Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

2.2.17 Air Deck (Cámara de Aire)

Es una cámara de aire ubicada en un taladro de la voladura, puede ocupar hasta un 40% por volumen del total de la columna explosiva, puede ser ubicada en la parte superior, media o inferior de la carga explosiva, puede ubicarse también 02 cámaras de aire en un solo taladro.

a. Ubicación de air deck

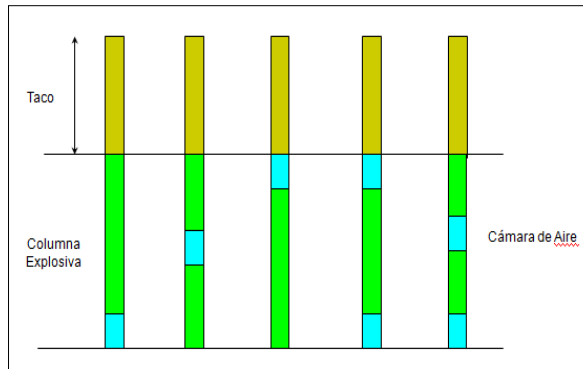


Figura 2.20: Ubicación de Air deck
Fuente: Diplomado perforación y voladura
CAMIPER - 2013

b. Trabajos con Melkinov sugieren

Cámaras de Aire incrementan la duración de la acción de la onda de choque sobre el medio que lo rodea, debido a una serie de pulsos causados por las reflexiones de las ondas de presión después de la detonación de un taladro.

Con Cámaras de Aire, la tensión máxima aplicada sobre la roca que la rodea, es menor que la tensión extrema aplicada por el explosivo en columnas continuas.

c. Principio de air deck

Reducen la presión inicial aplicada por la carga explosiva, pero incrementan la duración del pulso de presión.

Esto, efectivamente reduce la energía utilizada para pulverizar la roca cerca del taladro, al mismo tiempo, incrementa la cantidad de energía transmitida a más distancia dentro de la roca.

d. Perfil de fracturas con air deck

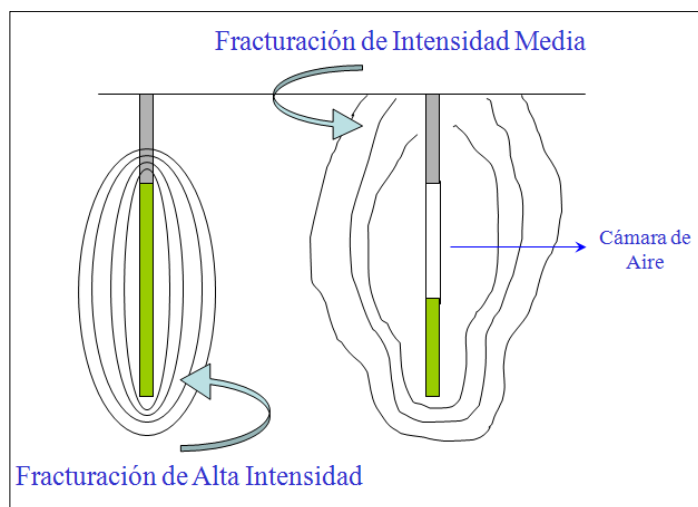


Figura 2.21: Perfil de fracturas con Air deck
Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Diseño teórico de parámetros de perforación y voladura tradicional en mina Pierina

3.1.1 Parámetros de roca

Estos valores obtenidos en la tabla resumen, es el resultado de análisis de cada roca realizado en el laboratorio determinando sus propiedades para cada tipo de roca.

ROCK QUALITY DESIGNATION RQD

$$RQD = \frac{\sum \text{Longitud total de testigos} \geq 10\text{cm.}}{\text{Longitud total}} \times 100$$

RQD (%)	Calidad de la roca
100 – 90	Muy buena
90 – 75	Buena
75 – 50	Mediana
50 – 25	Mala
25 – 0	Muy mala

Figura 3.1: Diseño RQD

Fuente: Diplomado perforación y voladura CAMIPER - 2013

Tabla 3.1: Parámetros de Roca

ROCA ALTERADA SUAVE	RQD %	DUREZA	Resist.Comp. (Mpa)	FREC. FRACT. (#/m)	DENSIDAD gr/cc	COND.DE FRACT.	FACT. DE COHESION	ANGULO DE FRICCION	RESIST. A LA TRACCION (Mpa)
Tufo - Argilico	22,0	1,7	17,5	7,7	2,10	12	429 - 967	35,6 - 25,3	1,94
Tufo - Alunita Arcilla	23,0		30,0	9	2,20				
Andesita - Argilico	27,0	1,5	13,5	7,1	2,20	12	416 - 936	34,4 - 24,2	1,50
Andesita - Alunita Arcilla	30,5		25,0	9,5	2,25				
Brecha - Argilico	22,0	1,7	17,5	7,7	2,10	12	429 - 967	35,6 - 25,3	1,94
Brecha - Alunita Arcilla	23,0		30,0	9	2,20				
Pórfido Cuarzo Feidespato - Argilico	27,0	1,5	13,5	7,1	2,20	12	416 - 936	34,4 - 24,2	1,50
Pórfido Cuarzo Feidespato - Alunita Arcilla	30,5		25,0	9,5	2,25				
ROCA ALTERADA MEDIA									
Tufo - Cuarzo Alunita	36,1	2,8	58,0	11,5	2,30	16	797 - 1639	53,5 - 49,3	6,44
Andesita - Cuarzo Alunita	32,7	2,6	52,0	12,7	2,30	14	704 - 1548	53,1 - 43,6	5,77
Brecha - Cuarzo Alunita	36,1	2,8	58,0	11,5	2,30	16	797 - 1639	53,5 - 49,3	6,44
Pórfido Cuarzo Feidespato - Cuarzo Alunita	32,7	2,6	52,0	12,7	2,30	14	704 - 1548	53,1 - 43,6	5,77
ROCA ALTERADA DURA									
Tufo - Vuggy Silica	23,5	3,0	85,0	13,6	2,25	18	1047 - 1955	57,1 - 48,8	9,44
Andesita - Vuggy Silica	29,4	3,0	85,0	11,5	2,40	18	995 - 1962	58,6 - 50,4	9,44
Brecha - Vuggy Silica	23,5	3,0	85,0	13,6	2,25	18	1047 - 1955	57,1 - 48,8	9,44
Pórfido Cuarzo Feidespato - Vuggy Silica	29,4	3,0	85,0	11,5	2,40	18	995 - 1962	58,6 - 50,4	9,44

Fuente: Geología Mina Pierina

3.1.2 Determinación de los parámetros de perforación y voladura en mina Pierina según R. ASH

a. Burden (B)

Es el producto de la constante de burden (kb) por el diámetro de la broca dividido entre 12.

$$B = kb \times \frac{D}{12} \dots (m) \quad (\text{Ecu. 3.1})$$

Donde:

kb = Varía entre los valores de 20 a 40, depende de la clase de roca y del tipo de explosivo empleado.

D = Diámetro del explosivo en pulgadas (es igual al diámetro de la broca).

Tabla 3.2: Valores de constante de burden

Valor del Kb			
Tipo de explosivo	CLASE DE ROCA		
	SUAVE	MEDIA	DURA
Dens. Baja<0,8, 0,9>gr/cc y potencia baja	30	25	20
Dens. Media<1,0, 1,2>gr/cc y potencia media	35	30	25
Dens. Alta<1,3, 1,6>gr/cc y potencia alta	40	35	30

Fuente: Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas López, C. - 2000

b. Espaciamiento (S)

Es el producto de la constante de espaciamento (ks) por el burden.

$$S = ks \times B \dots (m) \quad (\text{Ecu. 3.2})$$

Donde:

ks = Constante de espaciamento según el tipo de roca

Tabla 3.3: Valores de constante de espaciamento

Tipo de Roca	ks
Para roca suave	1,35
Para roca media	1,20
Para roca dura	1,15

Fuente: Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas López, C. - 2000

c. Sobre perforación (J)

Es el producto de la constante de la sobre perforación (k_j) por el burden.

$$J = k_j \times B \dots (m) \quad (\text{Ecu.3.3})$$

Donde:

k_j = Constante de sobre perforación según el tipo de roca

Tabla 3.4: Valores de constante de sobre perforación

Tipo de Roca	k_j
Para roca suave	0,20
Para roca media	0,25
Para roca dura	0,30

Fuente: Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas López, C. - 2000

d. Taco (T)

Es el producto de la constante de taco (k_t) por el burden.

$$T = k_t \times B \dots (m) \quad (\text{Ecu. 3.4})$$

Donde:

kt = Constante de taco el tipo de roca

Tabla 3.5: Valores de constante de taco

Tipo de Roca	kt
Para roca suave	1,00
Para roca media	0,90
Para roca dura	0,80

Fuente: Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas López, C. - 2000

e. Longitud de perforación (L)

Es el producto de la constante de longitud de perforación (kl) por el burden.

$$L = kl \times B \dots (m) \quad (\text{Ecu. 3.5})$$

Donde:

kl = Constante de Longitud de Perforación

Tabla 3.6: Valores de constante de longitud de perforación

Tipo de Roca	kl
L promedio	2,60
L minima	1,50
L maxima	4,00

Fuente: Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas López. C. - 2000

Para una altura de 10 m que es la longitud de banco (H), en la mina Pierina, más la sobre perforación (11 m) debería cumplir para obtener una voladura satisfactoria.

$$L = H + J \quad (\text{Ecu. 3.6})$$

f. Longitud de carga (PC)

Es la diferencia de la longitud de perforación menos la altura de taco.

$$PC = L - T = H + J - T \dots (m) \quad (\text{Ecu. 3.7})$$

g. Densidad lineal de carga (dl)

Es el producto de la densidad del explosivo por el diámetro del taladro en pulgadas elevado al cuadrado por

el factor de conversión 0,507.

$$dl = De \times (D(\text{pulg})^2 \times 0,507 \dots (\text{kg}/\text{m})) \quad (\text{Ecu. 3.8})$$

Donde:

De = Densidad del explosivo

D = Diámetro en pulgadas

h. Carga total de explosivo (E)

Es el producto de la densidad lineal de carga por la longitud de carga.

$$E = dl \times PC \dots (\text{kg}) \quad (\text{Ecu. 3.9})$$

i. Volumen roto (V)

Es el producto del burden por el espaciamiento por la longitud del taladro.

$$V = B \times S \times H \dots (m^3) \quad (\text{Ecu. 3.10})$$

j. Tonelaje roto (TN)

Es el producto del volumen roto por la densidad de la roca (dr).

$$TN = V \times dr \dots (t) \quad (\text{Ecu. 3.11})$$

Donde:

dr = Densidad de la roca

k. Factor de carga (FC)

Es la cantidad de explosivos en kilos que entra en un metro cúbico.

$$FC = \frac{E}{V} \dots (kg/m^3) \quad (\text{Ecu. 3.12})$$

I. Factor de Potencia (FP)

Es la cantidad de explosivos en kilos que entra en una tonelada.

$$FC = \frac{E}{TN} \dots (kg/t) \quad (\text{Ecu. 3.13})$$

3.2 Resumen de parámetros de perforación y voladura vs tipo de roca (teórico):

Para poder hacer una buena determinación de los valores teóricos en los parámetros de perforación y voladura se realizó una tabla que dará referencia para algunos cálculos.

Tabla 3.7: Parámetros de perforación vs tipo de roca

PARAMETROS	R. SUAVE	R. MEDIA	R.DURA	UNIDAD
Diámetro	7,875	7,875	7,875	pulgadas
Alt.de banco	10	10	10	metros
Dens.Explos	0,8	0,8	0,8	gr/cc
Ks	1,15	1,15	1,15	
Kj	0,2	0,25	0,3	
Kt	1	0,9	0,8	
Dens Roca	2,2	2,2	2,2	Tn/m3

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.8: Parámetros calculados teóricamente

ROCA ALTERADA SUAVE	BURDEN	ESPAC.	S.PERF	TACO	LONG.	DENS.	CARGA	VOL.	TON.	FACT.	FACT.
	MTS	MTS	MTS	MTS	CARGA	LINEAL	TOTAL	ROTO	ROTO	CARGA	POT.
					MTS	Kg/mt.	Kg	m3	Tns	Kg/m3	Kg/Tn
Tufo - Argilico	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Tufo - Alunita Arcilla	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Andesita - Argilico	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Andesita - Alunita Arcilla	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Brecha - Argilico	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Brecha - Alunita Arcilla	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Pórfido Cuarzo Feldespato - Argilico	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
Pórfido Cuarzo Feldespato - Alunita Arcilla	6,0	6,9	1,2	6,0	5,2	25,1	130,4	414,3	911,5	0,31	0,14
ROCA ALTERADA MEDIA											
Tufo - Cuarzo Alunita	5,0	5,8	1,3	5,0	6,2	25,1	156,8	287,7	633,0	0,54	0,25
Andesita - Cuarzo Alunita	5,0	5,8	1,3	5,0	6,2	25,1	156,8	287,7	633,0	0,54	0,25
Brecha - Cuarzo Alunita	5,0	5,8	1,3	5,0	6,2	25,1	156,8	287,7	633,0	0,54	0,25
Pórfido Cuarzo Feldespato - Cuarzo Alunita	5,0	5,8	1,3	5,0	6,2	25,1	156,8	287,7	633,0	0,54	0,25
ROCA ALTERADA DURA											
Tufo - Vuggy Sílica	4,0	4,6	1,2	3,2	8,0	25,1	200,7	184,1	405,1	1,09	0,50
Andesita - Vuggy Sílica	4,0	4,6	1,2	3,2	8,0	25,1	200,7	184,1	405,1	1,09	0,50
Brecha - Vuggy Sílica	4,0	4,6	1,2	3,2	8,0	25,1	200,7	184,1	405,1	1,09	0,50
Pórfido Cuarzo Feldespato - Vuggy Sílica	4,0	4,6	1,2	3,2	8,0	25,1	200,7	184,1	405,1	1,09	0,50

Fuente: Elaboración propia

a. Tufo Argilico (Roca Suave):

$$\checkmark \text{ Burden (pies)} = 30 * \left(\frac{7,875 \text{ pulg}}{12} \right) = 19,7$$

$$\checkmark \text{ Burden (m)} = \text{Burden (pies)} / 3,28 = 6$$

$$\checkmark \text{ Espac (m)} = \text{Burden (m)} * ks = 6 * 1,15 = 6,9$$

$$\checkmark \text{ S perf (m)} = \text{Burden (m)} * kj = 6 * 0,2 = 1,2$$

$$\checkmark \text{ Taco (m)} = \text{Burden (m)} * kt = 6 * 1 = 6$$

$$\checkmark \text{ Longitud Carga (m)} = \text{alt banco} + S \text{ perf} - \text{Taco} = 10 + 1,2 - 6 = 5,2$$

$$\checkmark \text{ Densi lineal (kg/m)} = De \times (D(\text{pulg})^2 \times 0,507 = 0,8 * (7,785)^2 * 0,507 = 25,1$$

$$\checkmark \text{ Carga Total (kg)} = \text{Longitud carga} * \text{densi lineal} = 5,2 * 25,1 = 130,4$$

$$\checkmark \text{ Volumen Roto (m}^3\text{)} = \text{Burden} * \text{Espacia} * \text{alt banco} = 6,0 * 6,9 * 10 = 414,3$$

$$\checkmark \text{ Ton Roto (t)} = \text{volumen roto} * \text{densidad roca} = 414,3 * 2,2 = 911,5$$

$$\checkmark \text{ Factor de Carga } \left(\frac{\text{kg}}{\text{m}^3}\right) = \frac{\text{carga total}}{\text{volumen roto}} = \frac{130,4}{414,3} = 0,31$$

$$\checkmark \text{ Ftor de Potencia } \left(\frac{\text{kg}}{\text{tn}}\right) = \frac{\text{carg tot}}{\text{ton roto}} = \frac{130,4}{911,5} = 0,14$$

Tabla 3.9: Parámetros por tipo de roca

ROCA SUAVE						
METODO	BURDEN	ESPC.	S. PERF.	TACO	FACTOR CARGA	FACTOR POTENCIA
	m.	m.	m.	m.	Kg/m3	Kg/Tn.
R.L. ASH	6,0	6,9	1,2	6,0	0,54	0,25
ROCA MEDIA						
METODO	BURDEN	ESPC.	S. PERF.	TACO	FACTOR CARGA	FACTOR POTENCIA
	m.	m.	m.	m.	Kg/m3	Kg/Tn.
R.L. ASH	5,0	5,8	1,3	5,0	0,54	0,25
ROCA DURA						
METODO	BURDEN	ESPC.	S. PERF.	TACO	FACT CARGA	FACT POTENCIA
	m.	m.	m.	m.	kg/m3	kg/Tn.
R.L. ASH	4,0	4,6	1,2	3,2	1,09	0,50

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.10: Parámetros para zona mineral

ROCA ALTERADA SUAVE	BURDEN	ESPC.	S. PERF.	TACO	FACT. CARGA	FACT. POTENCIA
	m.	m.	m.	m.	kg/m3	kg/Tn.
Tufo - Argílico	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Tufo - Alunita Arcilla	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Andesita - Argílico	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Andesita - Alunita Arcilla	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Brecha - Argílico	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Brecha - Alunita Arcilla	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Pórfido Cuarzo Feldespato - Argílico	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
Pórfido Cuarzo Feldespato - Alunita Arcilla	5,65	6,5	0,5	7,16	0,38	0,17
ROCA ALTERADA MEDIA						
Tufo - Cuarzo Alunita	5,65	6,5	0,5	6,69	0,43	0,20
Andesita - Cuarzo Alunita	5,65	6,5	0,5	6,69	0,43	0,20
Brecha - Cuarzo Alunita	5,65	6,5	0,5	6,69	0,43	0,20
Pórfido Cuarzo Feldespato - Cuarzo Alunita	5,65	6,5	0,5		0,43	0,20
ROCA ALTERADA DURA						
Tufo - Vuggy Sílica	5,65	6,5	0,5	6,21	0,49	0,22
Andesita - Vuggy Sílica	5,65	6,5	1	6,71	0,49	0,22
Brecha - Vuggy Sílica	5,65	6,5	1	6,71	0,49	0,22
Pórfido Cuarzo Feldespato - Vuggy Sílica	5,65	6,5	1	6,71	0,49	0,22

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.11: Parámetros para zona desmonte

	BURDEN	ESPC.	S. PERF.	TACO	FACT. CARGA	FACT. POTENCIA
ROCA ALTERADA SUAVE	m.	m.	m.	m.	kg/m3	kg/Tn.
Tufo - Argilico	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Tufo - Alunita Arcilla	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Andesita - Argilico	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Andesita - Alunita Arcilla	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Brecha - Argilico	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Brecha - Alunita Arcilla	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Pórfido Cuarzo Feldespato - Argilico	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Pórfido Cuarzo Feldespato - Alunita Arcilla	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
ROCA ALTERADA MEDIA						
Tufo - Cuarzo Alunita	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Andesita - Cuarzo Alunita	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Brecha - Cuarzo Alunita	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13
Pórfido Cuarzo Feldespato - Cuarzo Alunita	6,95	8	1	7,19	0,28	0,13

Fuente: Elaboración propia

3.3 Pruebas realizadas en campo para determinar los verdaderos parámetros de perforación y voladura

Se tuvo que realizar diferentes pruebas en campo con los valores teóricos para tener un estándar de parámetros en perforación y voladura TRADICIONAL.

3.3.1 Densidades de los explosivos usados en mina Pierina.

Las densidades sirven de base para el muestreo en campo de los camiones fábrica, cuyas dosificaciones en la

mezcla debe tener valores similares a las tablas establecidas en laboratorio.

- ANFO: Está compuesto por 94% nitrato de amonio + 6% de petróleo.
- HEAVY ANFO 28: Está compuesto por 20% de emulsión + 80% anfo.
- HEAVY ANFO 37: Está compuesto por 30% de emulsión + 70% anfo.
- HEAVY ANFO 46: Está compuesto por 40% de emulsión + 60% anfo.
- HEAVY ANFO 55: Está compuesto por 50% de emulsión +50% anfo.
- HEAVY ANFO 64: Está compuesto por 60% de emulsión + 40% anfo.

- HEAVY ANFO 73: Está compuesto por 70% + 30% anfo.

3.3.2 Kilogramos usados por metro lineal en mina Pierina de acuerdo a las densidades:

- Kilogramo por metro lineal del ANFO (kg/m):

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 25 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal del HEAVY ANFO 28:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 29 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal de HEAVY ANFO 37:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 32 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal del HEAVY ANFO 46:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 39 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal del HEAVY ANFO 55:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 41 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal del HEAVY ANFO 64:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 42 \text{ kg/m}$$

- Kilogramo por metro lineal del HEAVY ANFO 73:

$$\frac{\text{kg}}{\text{m}} = \text{Densidad explosivo} * (\text{diametro pulg})^2 * 0,507$$
$$= 42 \text{ kg/m}$$

Tabla 3.12: Densidades y kilos por metro lineal

EXPLOSIVO	DENSIDAD gr/cc	kg/m
ANFO	0,79	25
HA 28	0,92	29
HA 37	1,01	32
HA 46	1,24	39
HA 55	1,29	41
HA 64	1,32	42
HA 73	1,32	42

Fuente: Elaboración propia

3.3.3 Diseño de carga en zona mineral por dureza:

De acuerdo al diseño teórico, se estandarizó la malla de perforación así como el diseño de carga y el uso de explosivo.

- a. Para DUREZA 0 se considera malla 5,6 m x 6,5 m, la altura de banco 10 m con sobre perforación 1 m, el tipo de roca a considera es Roca Argilica con una densidad de 2,1 gr/cc, y el explosivo a usar es ANFO con una densidad de 0,79 gr/cc.

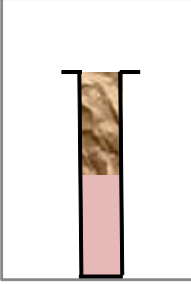
DUREZA 0			
	Espac.	6,50	
	Burden	5,60	
	Taco	6,00	
	L. Carga	5,00	
	Mezcla inferior	ANFO	124
	Densidad inferior	0,79	
	Kilos	124	
	TM	841	
	FP	0,15	

Figura 3.2: Diseño de carga para Dureza 0 – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

$$\begin{aligned} \text{Longitud Carga (mt)} &= \text{alt banco} + S \text{ perf} - \text{Taco} \\ &= 10 + 1 - 6 = 5 \end{aligned}$$

- b. Para DUREZA 1 se considera malla 5,6 m x 6,5 m, el tipo de roca a considerar es roca Alunita Arcilla con una densidad de 2,2 gr/cc y el explosivo a usar es ANFO con una densidad de 0,79 gr/cc.

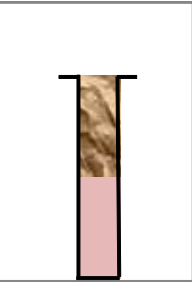
DUREZA 1			
	Espac.	6,50	
	Burden	5,60	
	Taco	5,50	
	L. Carga	5,50	
	Mezcla inferior	ANFO	137
	Densidad inferior	0,79	
	Kilos	137	
	TM	881	
	FP	0,16	

Figura 3.3: Diseño de carga para dureza 1 – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

- c. Para DUREZA 2 y 3 se considera malla 5,6 m x 6,5 m, el tipo de roca a considerar es roca Cuarzo Alunita con una densidad de 2,3 gr/cc y el explosivo a usar es HEAVY ANFO 28 con una densidad de 0,92 gr/cc.

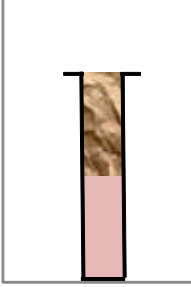
DUREZA 2 y 3			
	Espac.	6,50	
	Burden	5,60	
	Taco	5,00	
	L. Carga	6,00	
	Mezcla inferior	HA 28	174
	Densidad inferior	0,92	
	Kilos	174	
	TM	921	
	FP	0,19	

Figura 3.4: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

- d. Para DUREZA 4 se considera malla 5,6 m x 6,5 m, el tipo de roca a considerar es Roca Vuggy Silica con una densidad de 2,4 gr/cc y el explosivo a usar es HEAVY ANFO 37 con una densidad de 1,01 gr/cc.

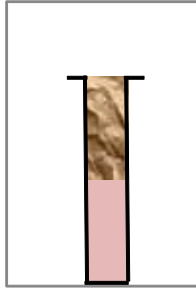
DUREZA 4		
	Espac.	6,50
	Burden	5,60
	Taco	4,50
	L. Carga	6,50
	Mezcla inferior	HA 37 206
	Densidad inferior	1,01
	Kilos	206
	TM	961
	FP	0,21

Figura 3.5: Diseño de carga para dureza 4 – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

- e. Para DUREZA 5 se considera malla 5,6 m x 6,5 m, el tipo de roca a considerar es roca Sílice Masiva con una densidad de 2,4 gr/cc y el explosivo a usar es HEAVY ANFO 37 con una densidad de 1,01 gr/cc.

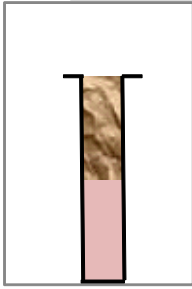
DUREZA 5		
	Espac.	6,50
	Burden	5,60
	Taco	4,50
	L. Carga	6,50
	Mezcla inferior	HA 37 206
	Densidad inferior	1,01
	Kilos	206
	TM	961
	FP	0,21

Figura 3.6: Diseño de carga para dureza 5 – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

3.3.4 Diseño de carga en zona desmonte por dureza:

La única variación de acuerdo al diseño teórico es la malla de perforación así como la longitud de carga, las demás características como la densidad de roca y el tipo de explosivo son las mismas que el diseño de mineral.

a. Para DUREZA 0 se considera malla 6,1 m x 7 m.

DUREZA 0	
Espac.	7,00
Burden	6,10
Taco	6,00
L. Carga	5,00
Mezcla inferior	ANFO 124
Densidad inferior	0,79
Kilos	124
TM	986
FP	0,13

Figura 3.7: Diseño de carga para dureza 0 – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

b. Para Dureza 1 se considera malla 6,1 m x 7 m.

DUREZA 1	
Espac.	7,00
Burden	6,10
Taco	5,50
L. Carga	5,50
Mezcla inferior	ANFO 137
Densidad inferior	0,79
Kilos	137
TM	1033
FP	0,13

Figura 3.8: Diseño de carga para dureza 1 – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

c. Para Dureza 2 y 3 se considera malla 6,1 m x 7 m.


DUREZA 2 y 3			
	Espac.	7,00	
	Burden	6,10	
	Taco	5,00	
	L. Carga	6,00	
	Mezcla inferior	HA 28	174
	Densidad inferior	0,92	
	Kilos	174	
	TM	1080	
	FP	0,16	

Figura 3.9: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

d. Para Dureza 4 se considera malla 6,1 m x 7 m.

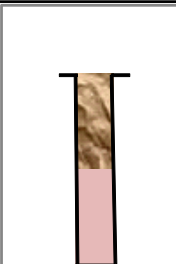
DUREZA 4			
	Espac.	7,00	
	Burden	6,10	
	Taco	4,50	
	L. Carga	6,50	
	Mezcla inferior	HA 37	206
	Densidad inferior	1,01	
	Kilos	206	
	TM	1127	
	FP	0,18	

Figura 3.10: Diseño de carga para dureza 4 – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

e. Para Dureza 5 se considera malla 6,1 m x 7 m.

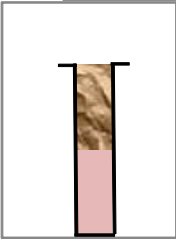
DUREZA 5			
	Espac.	7,00	
	Burden	6,10	
	Taco	4,50	
	L. Carga	6,50	
	Mezcla inferior	HA 37	206
	Densidad inferior	1,01	
	Kilos	206	
	TM	1127	
	FP	0,18	

Figura 3.11: Diseño de carga para dureza 5 – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

3.4 Disparos aplicando diseños tradicionales

3.4.1 **Disparos en diamante:** El disparo en diamante consta de iniciar dentro del proyecto y así simultáneamente salgan los taladros que lo rodean formando un diamante.

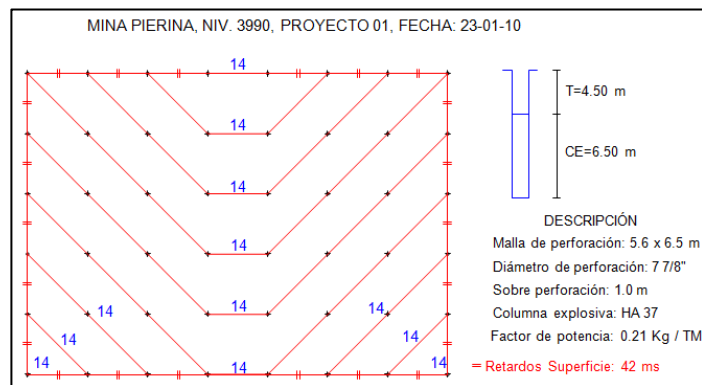


Figura 3.12: Malla de Voladura en diamante con pre corte salida en trapezio
Fuente: Elaboración propia

Desventajas:

- Poco desplazamiento del material.
- Material proyectado al abismo.
- Mala fragmentación.
- Malos pisos.
- Bastante vibración (salen varios taladros con el mismo tiempo).

3.4.2 Disparos en diamante con arranque cuadrado y salida en trapecio.- El disparo en arranque cuadrado es cuando en el contorno tiene mismo tiempo y sale formando un cuadrado.

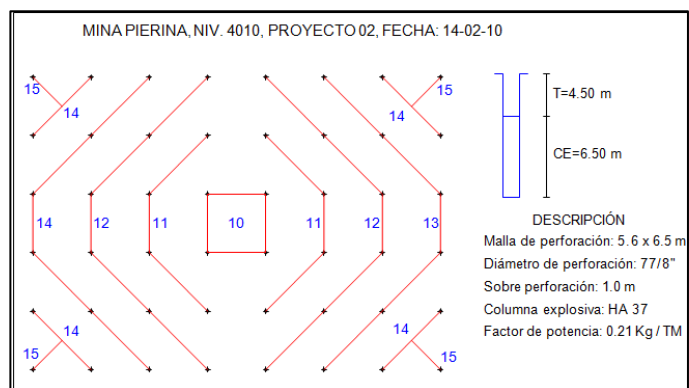


Figura 3.13: Malla de Voladura en diamante y salida en trapecio
Fuente: Elaboración propia

Desventajas:

- Mala fragmentación en el arranque.
- Bastante vibración del terreno.
- El área remota donde no llega la influencia del explosivo, fue de 21,5% obteniéndose como consecuencia abundante bolonería.
- El ángulo de salida es reducido 60° provocando poco desplazamiento en el arranque y como consecuencia, bolonería.

3.4.3 Disparos en cuña o “V”.- Es teniendo un troncal como una raíz y en lo cual sale primero la troncal y simultáneamente las ramificaciones.

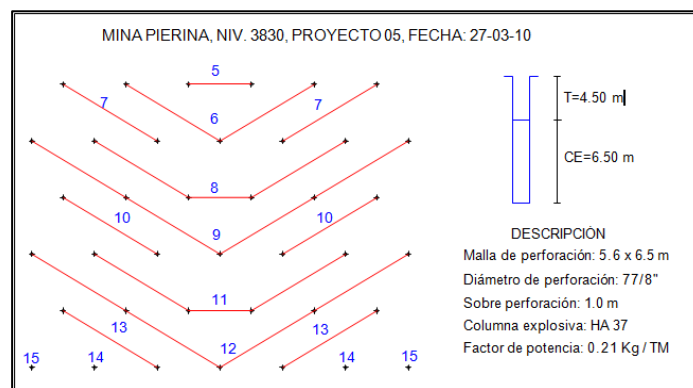


Figura 3.14: Malla de Voladura en cuña o “V”
Fuente: Elaboración propia

Desventajas:

- No existe una distribución homogénea de los tiempos de retardo.
- Se observó fly rock en el disparo.
- Por la parte media se observó bolonería.
- No hubo un adecuado perfil del material disparado.

3.5 Aplicación del método de Kuz - Ram para simular la fragmentación óptima en mina Pierina–mineral (antes de la voladura tradicional Proyecto 35 – banco 4335).

El material fragmentado luego de la voladura tiene que dar un promedio “P80 de 20,3 cm equivalente a + - 8”, estos valores nos resultan de la voladura TRADICIONAL, para poder determinar la simulación de fragmentación, se tiene que usar parámetros de cada explosivo.

- a. **Parámetros de los explosivos:** Los valores obtenidos en la tabla inferior, son valores teóricos obtenidos de información bibliográfica.

Tabla 3.13: Características de los explosivos

7 7/8									
Nombre Explosivo	Densidad Explosivo	Densidad Lineal	% Nitrato en la mezcla	% Emulsión matriz en la mezcla	Energía Relativa al ANFO		"Q"		Velocidad de Detonación
					% Peso	% Volumen	Energía termoquímica @ 1 atm y 25° C		
	gr/cc	Kg/m	%	%			MI/kg	kcal/kg	m/s
ANFO	0,79	25	100%		100%	100%	3,77	900,00	3.800
HA 28	0,92	29	80%	20%	95%	108%	3,58	855,07	4.350
HA 37	1,01	32	70%	30%	93%	119%	3,50	835,96	4.800
HA 46	1,24	39	60%	40%	91%	142%	3,42	816,85	4.950
HA 55	1,29	41	50%	50%	89%	145%	3,34	797,75	5.200
HA 64	1,32	42	40%	60%	84%	140%	3,15	752,36	5.450
HA 73	1,32	42	30%	70%	81%	135%	3,05	728,48	5.450

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

- b. **Parámetros de entrada:** Esta cuadro se desarrolló con el software Microsoft Excel, en el cual se tipea los valores solicitados, para que así en la siguiente tabla nos resulte próximos valores.

Tabla 3.14: Parámetros de entrada – V. tradicional (mineral)

Parámetros de entrada		
Tipo de Explosivo fondo		HA 37
Tipo de Explosivo columna		HA 37
Densidad explosivo fondo (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Densidad explosivo columna (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Potencia en peso fondo	RWS	92,89
Potencia en peso columna	RWS	92,89
Diam. taladro (pulg)	\varnothing	7 7/8
Altura banco (m)	H	10,00
Burden (m)	B	5,60
Espaciamento (m)	E	6,50
Sobre perforación (m)	s	1,00
Taco (m)	T	4,50
Aire (m)	A	0,00
Desviación de la perforacion (m)	Dv	0,20
Factor de roca	Fr	7,00
Densidad roca (gr/cc)	δ_{roca}	2,40
Altura carga de fondo (m)	L_f	6,5

Fuente: Elaboración propia

- c. **Parámetro de roca para determinar en factor de roca:**
De acuerdo a las características de la roca se logra determinar el factor de roca “A”.

Tabla 3.15: Parámetros de la roca – V. tradicional (mineral)

PARAMETRO	RANKING
Descripción de la Masa Rocosa (RMD)	
Pulvulento/Quebradizo	10
Diaclasado verticalmente	JPS + JPA
Masiva	50
Espaciamiento de fracturas (JPS)	
0.1 m	10
0.1 a sobre tamaño	20
Sobre tamaño a tamaño de la malla	50
Angulo del plano de fractura (JPA)	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara	50
Influencia de la Densidad (RDI)	RDI = 25*SG – 50
Factor de Dureza (HF)	E/3 para E<50 GPa UCS/5 para E>50 GPa (E = módulo de Young, UCS = resistencia a la compresión uniaxial)

Fuente: Elaboración propia

$$A = 0,06 * (RMD + JPS + JPA + RDI + HF) \quad (\text{Ecu. 3.14})$$

Tabla 3.16: Factor de roca

<i>Factor de Roca = A</i>	
4,98	blanda, muy fisurada
7	resistencia media
10	dura, altamente fisurada
13	dura, muy poco fisurada

Fuente: Elaboración propia

- d. Parámetros calculados:** Los valores obtenidos en la tabla 3.14 resultan del llenado de valores de la tabla 3.15.

Tabla 3.17: Parámetros calculados – V. tradicional (mineral)

Parámetros calculados		
Altura carga de columna (m)	L_c	0,00
Altura total columna expl. (m)	L	6,50
toneladas rotas/taladro (t/tal)		874
Carga explosiva por taladro (Kg)	Q_t	206
Factor de carga (Kg/m^3)	Q_f	0,57
Factor de potencia (Kg/t)	F_p	0,24
Tamaño medio roca fragmentada (mm)	X_{50}	100,78
Coefficiente de uniformidad	n	1,76
Tamaño característico (mm)		124
Tamaño crítico (mm)		1200

Fuente: Elaboración propia

- e. **Predicción granulométrica:** Aplicando las ecuaciones 2.41, 2.42, 2.43, se obtendrá la gráfica de la Fig. 3.14, así como el valor del P80 en la Tabla 3.18.

$$X_{50} = F_r \times Q_f^{-0.8} \times Q_t^{0.167} \times \left(\frac{115}{RWS}\right)^{0.633} \quad (\text{Ecu. 3.15})$$

$$n = \left[2.2 - 14 \left(\frac{B}{D}\right)\right] \left[1 - \left(\frac{D_r}{B}\right)\right] \left\{\frac{\left[1 + \left(\frac{E}{B}\right)\right]}{2}\right\}^{0.5} \left\{\left[\left(\frac{E}{B}\right) \times \left(\frac{L_f - L_c}{L}\right)\right] + 0.1\right\}^{0.1} \left(\frac{L}{H}\right) \quad (\text{Ecu. 3.16})$$

$$R\% = 100 \left[1 - e^{-0.693 \left(\frac{x_m}{X_{50}}\right)^n}\right] \quad (\text{Ecu. 3.17})$$

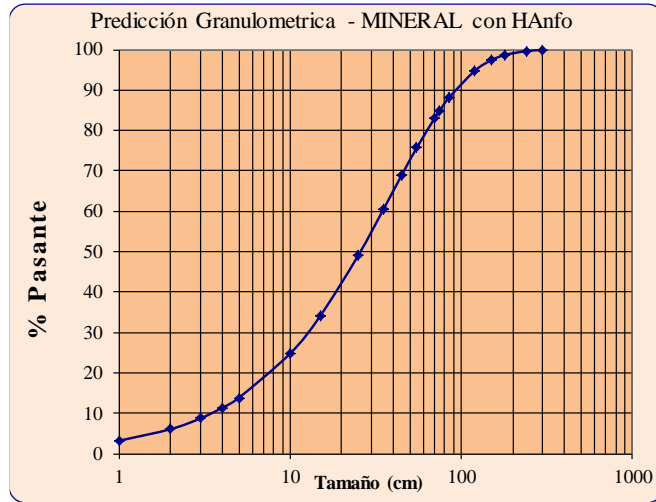


Figura 3.15: Gráfica para predicción de granulometría – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.18: Porcentaje pasante P80 – V. tradicional (mineral)

% Retenido	% Pasante	Tamaño cm	% Retenido	Tamaño cm	pulg	% Pasante
98,83	1,17	1,00	1	29,50	12	99
96,08	3,92	2,00	5	23,12	9	95
92,15	7,85	3,00	10	19,91	8	90
87,30	12,70	4,00	15	17,84	7	85
81,76	18,24	5,00	20	16,25	6	80
50,48	49,52	10,00	25	14,93	6	75
24,73	75,27	15,00	30	13,79	5	70
3,21	96,79	25,00	35	12,75	5	65
0,20	99,80	35,00	40	11,81	5	60
0,01	99,99	45,00	45	10,92	4	55
0,00	100,00	55,00	50	10,08	4	50
0,00	100,00	70,00	55	9,27	4	45
0,00	100,00	75,00	60	8,48	3	40
0,00	100,00	85,00	65	7,70	3	35
0,00	100,00	120,00	70	6,92	3	30
0,00	100,00	150,00	75	6,12	2	25
0,00	100,00	180,00	80	5,30	2	20
0,00	100,00	240,00	85	4,43	2	15
0,00	100,00	300,00	90	3,46	1	10

Fuente: Elaboración propia

3.6 Cálculo de largo de taco para los tiros (SD), para la simulación del diseño de carga en la voladura tradicional – mineral proyecto 35 –banco 4335.

Considerando datos del diámetro del taladro y taco propuesto:

$$\text{Diámetro} = 7 \frac{7}{8}'' = 0,2 \text{ m}$$

$$\text{Taco} = 4,5 \text{ m.}$$

a. Largo del explosivo de 10 veces el diámetro:

$$L_w = 0,2 \times 10 = 2 \text{ m}$$

b. Metro lineal de HA 37 es 32 kg/m.

$$W = 2 \times 32 = 64 \text{ kg}$$

c. Peso del explosivo ocupado en la parte superior.

$$W^{1/3} = (64)^{1/3} = 3,99 \text{ kg}$$

d. Medida desde el collar hasta el centro de la carga superior.

$$D = Taco + 0,5(L_w) = 4,5 + (0,5 \times 2) = 5,5 \text{ m}$$

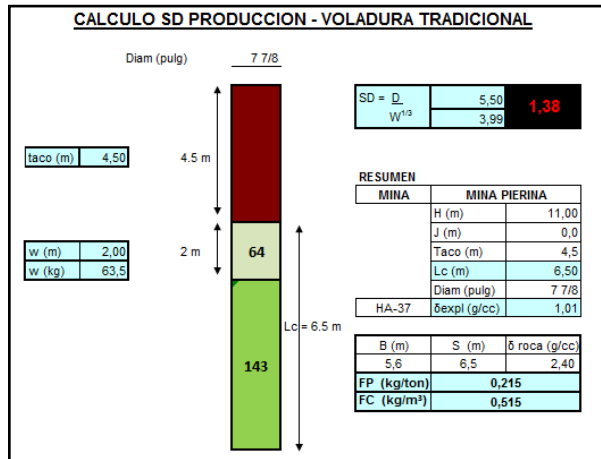


Figura 3.16: Calculo SD producción – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

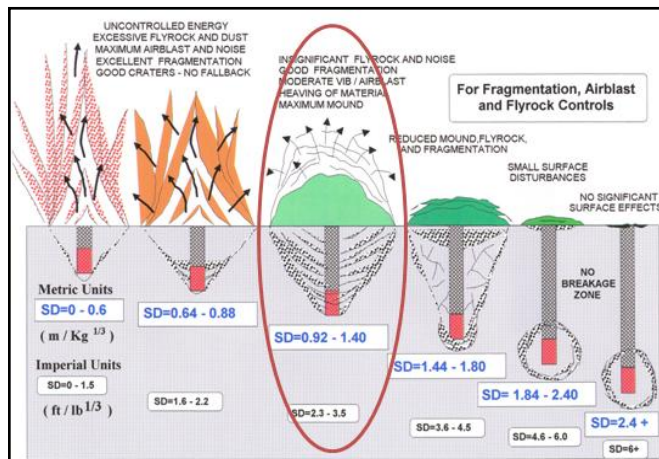


Figura 3.17: Predicción de proyección de taco – V. tradicional (mineral)
Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

3.7 Cálculo de largo de taco para los tiros (SD), para la simulación del diseño de carga en la voladura air deck – mineral proyecto 35 – banco 4335.

Considerando datos del diámetro del taladro y taco propuesto:

$$\text{Diámetro} = 7 \frac{7}{8}'' = 0,2 \text{ m.}$$

$$\text{Taco} = 3,5 \text{ m.}$$

a. Largo del explosivo de 10 veces el diámetro:

$$L_w = 0,2 \times 10 = 2 \text{ m}$$

b. Metro lineal de HA 37 es 42 kg/m.

$$W = 2 \times 32 = 64 \text{ kg}$$

c. Peso del explosivo ocupado en la parte superior.

$$W^{1/3} = (64)^{1/3} = 3,99 \text{ kg}$$

d. Medida desde el collar hasta el centro de la carga superior.

$$D = Taco + 0,5(L_w) = 3,5 + (0,5 \times 2) = 4,5 \text{ m}$$

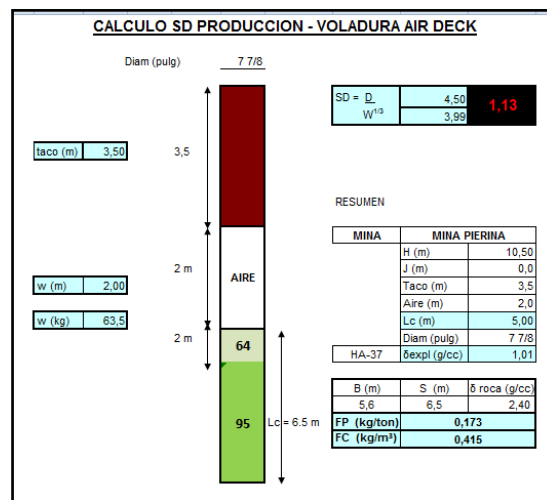


Figura 3.18: Calculo SD producción – V. Air Deck (mineral)

Fuente: Elaboración propia

- De acuerdo al valor obtenido SD se puede ir a la Fig. N° 3.18 y se puede ubicar y saber cómo sería la proyección de taco según el diseño propuesto.

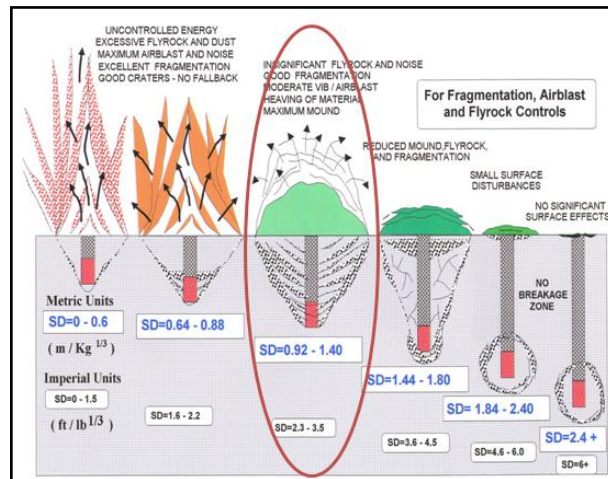


Figura 3.19: Predicción de proyección de taco – V. Air Deck (mineral)

Fuente: Manual de Tronadura Enaex - 2010

3.8 Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – mineral (después de la voladura tradicional Proyecto 35 – banco 4335)

De acuerdo a la simulación realizada considerando las características de los explosivos, rocas y parámetros de Perforación y Voladura, a través del software Wipfrag se realizará el análisis y esto tiene que resultar con un valor promedio al de la simulación.

1. **Toma de muestra en campo:** La siguiente foto se realiza una vez que la pala o cargador frontal haya empezado a minar la zona de análisis de fragmentación, se usan dos

boyas para determinar la escala del P80 en el Software.



Figura 3.20: Toma muestra – V. tradicional (mineral)

Fuente: Elaboración propia

2. Importación de foto y establecer la escala en el software WIPFRAG: Una vez se haya realizado la toma de muestra se inserta la foto, tomando como escala la medida de las boyas y posteriormente no considerando su radio.

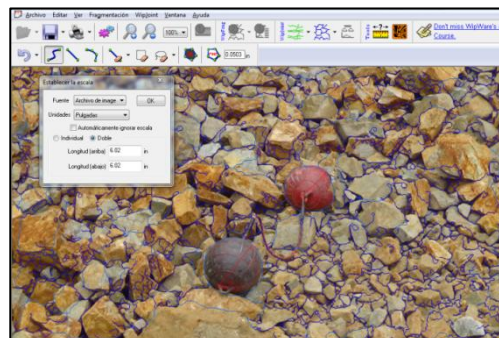


Figura 3.21: Importación de foto – V. tradicional (mineral)

Fuente: Elaboración propia

3. **Generar neto:** Esta generación de Neto, se refiere al dibujo que se realiza manualmente sobre las caras de la roca, formando una escala de colores que determinará el P80.

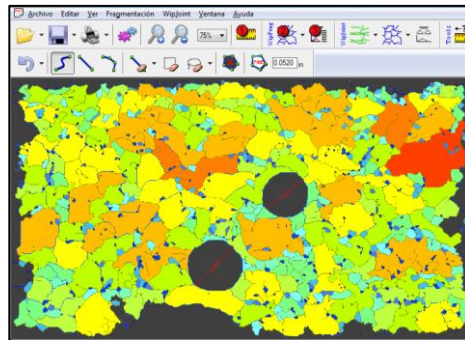


Figura 3.22: Generación de neto – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

4. **Generar tamiz:** El tamiz se refiere que de acuerdo a los colores obtenidos en la generación de neto, este genera una gráfica mostrando en porcentajes pasante.

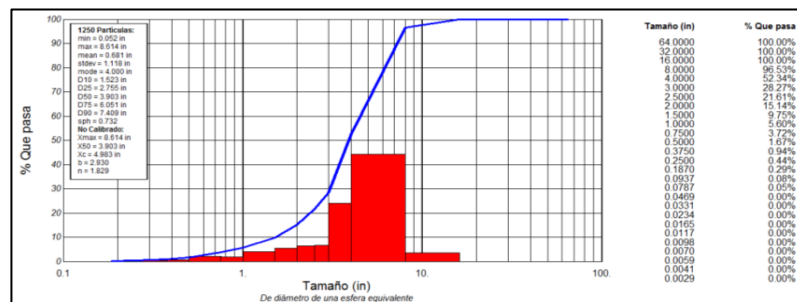


Figura 3.23: Generación de tamiz – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

3.9 Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar simular la fragmentación óptima en Mina Pierina–desmonte (antes de la voladura tradicional Proyecto 36 – banco 4335).

Para el material de desmonte no es necesario tener una granulometría como en la zona de mineral, pero si tiene que estar en rango de P80 para mineral.

- f. **Parámetros de entrada:** En estos parámetros de entrada el diseño de carga es el mismo que el mineral, la única variación es la malla de perforación.

Tabla 3.19: Parámetros de entrada – V. tradicional (desmonte)

Parametros de entrada		
Tipo de Explosivo fondo		HA 37
Tipo de Explosivo columna		HA 37
Densidad explosivo fondo (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Densidad explosivo columna (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Potencia en peso fondo	RWS	92,89
Potencia en peso columna	RWS	92,89
Diam. taladro (pulg)	\varnothing	7 7/8
Altura banco (m)	H	10,00
Burden (m)	B	6,10
Espaciamiento (m)	E	7,00
Sobre perforación (m)	s	1,00
Taco (m)	T	4,50
Aire (m)	A	0,00
Desviación de la perforacion (m)	Dv	0,20
Factor de roca	Fr	7,00
Densidad roca (gr/cc)	δ_{roca}	2,40
Altura carga de fondo (m)	L_f	6,5

Fuente: Elaboración propia

g. Parámetros calculados

Tabla 3.20: Parámetros calculados – V. tradicional (desmante)

Parámetros calculados		
Altura carga de columna (m)	L_c	0,00
Altura total columna expl. (m)	L	6,50
toneladas rotas/taladro (t/tal)		1025
Carga explosiva por taladro (Kg)	Q_t	206
Factor de carga (Kg/m^3)	Q_f	0,48
Factor de potencia (Kg/t)	F_p	0,20
Tamaño medio roca fragmentada (mm)	X_{50}	115,63
Coefficiente de uniformidad	n	1,73
Tamaño característico (mm)		143
Tamaño crítico (mm)		1200

Fuente: Elaboración propia

h. Predicción granulométrica

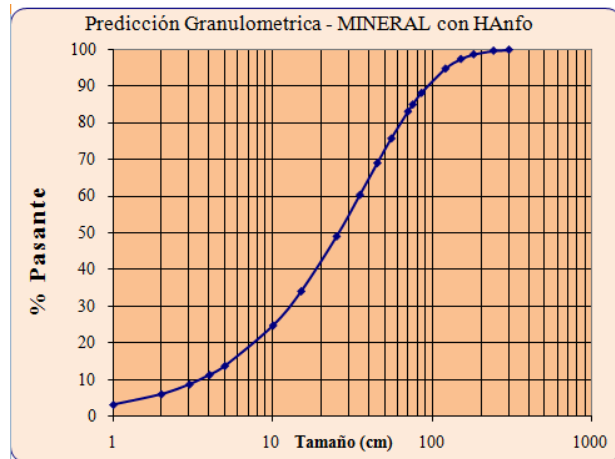


Figura 3.24: Gráfica para predicción de fragmentación – V. tradicional (desmante)

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.21: Porcentaje pasante P80 – V. tradicional (desmante)

%	%	Tamaño	%	Tamaño		%
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm	pulg	Pasante
99,01	0,99	1,00	1	34,49	14	99
96,74	3,26	2,00	5	26,91	11	95
93,53	6,47	3,00	10	23,12	9	90
89,57	10,43	4,00	15	20,68	8	85
85,04	14,96	5,00	20	18,80	7	80
58,35	41,65	10,00	25	17,25	7	75
33,69	66,31	15,00	30	15,90	6	70
7,16	92,84	25,00	35	14,69	6	65
0,89	99,11	35,00	40	13,59	5	60
0,07	99,93	45,00	45	12,55	5	55
0,00	100,00	55,00	50	11,56	5	50
0,00	100,00	70,00	55	10,62	4	45
0,00	100,00	75,00	60	9,70	4	40
0,00	100,00	85,00	65	8,79	3	35
0,00	100,00	120,00	70	7,88	3	30
0,00	100,00	150,00	75	6,96	3	25
0,00	100,00	180,00	80	6,01	2	20
0,00	100,00	240,00	85	5,01	2	15
0,00	100,00	300,00	90	3,90	2	10

Fuente: Elaboración propia

3.10 Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – desmante (después de la voladura tradicional Proyecto 36 – banco 4335)

1. Toma de muestra en campo:



Figura 3.25: Toma de muestra – V. tradicional (desmante)

Fuente: Elaboración propia

2. Generar neto

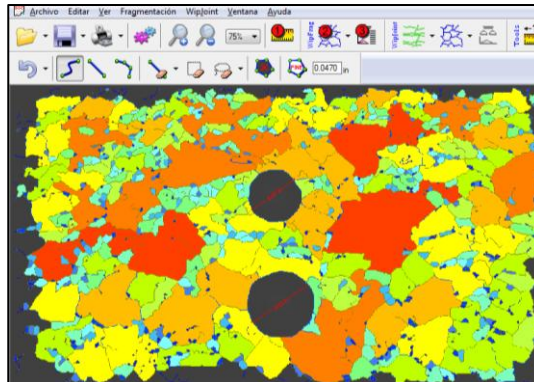


Figura 3.26: Generación de neto – V. tradicional (desmote)
Fuente: Elaboración propia

3. Generar tamiz

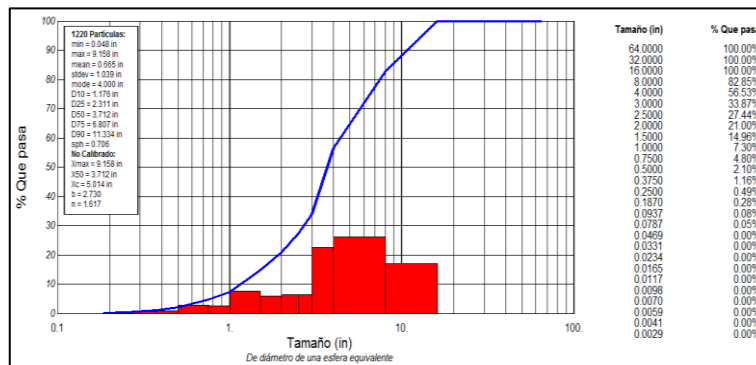


Figura 3.27: Generación de tamiz – V. tradicional (desmote)
Fuente: Elaboración propia

3.11 Diseño de carga para la voladura actual en mina Pierina (aplicación de Air Deck proyecto 35 – banco 4335)

De acuerdo a los diseños de voladura TRADICIONAL se realizó nuevos diseños aplicando la herramienta Taponex para formar AIR DECK, así disminuir LA SOBRE PERFORACIÓN a 0,5 m, el Factor de Potencia, el consumo de explosivo, tener una óptima fragmentación al menor costo.

3.11.1 Diseño de Carga en zona mineral por dureza:

- a. Para DUREZA 0 se considera malla 5,6 x 6,5 m.


DUREZA 0		
	Espac.	6,50
	Burden	5,60
	Taco	3,50
	L. Carga	4,00
	Aire superior	3,00
	Mezcla inferior	ANFO 99
	Densidad inferior	0,79
	Kilos	99
	TM	803
	FP	0,12

Figura 3.28: Diseño de carga para dureza 0 – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

- b. Para DUREZA 1 se considera malla 5,6 x 6,5 m.

DUREZA 1		
	Espac.	6,50
	Burden	5,60
	Taco	3,50
	L. Carga	4,00
	Aire superior	3,00
	Mezcla inferior	ANFO 99
	Densidad inferior	0,79
	Kilos	99
	TM	841
FP	0,12	

Figura 3.29: Diseño de carga para dureza 1 – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

c. Para DUREZA 2 y 3 se considera malla 5,6 x 6,5 m.

DUREZA 2 y 3		
	Espac.	6,50
	Burden	5,60
	Taco	3,50
	L. Carga	4,50
	Aire superior	2,50
	Mezcla inferior	HA 28 130
	Densidad inferior	0,92
	Kilos	130
	TM	879
FP	0,15	

Figura 3.30: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

d. Para DUREZA 4 se considera malla 5,6 x 6,5 m.


DUREZA 4			
	Espac.	6,50	
	Burden	5,60	
	Taco	3,50	
	L. Carga	5,00	
	Aire superior	2,00	
	Mezcla inferior	HA 37	159
	Densidad inferior	1,01	
	Kilos	159	
	TM	917	
FP	0,17		

Figura 3.31: Diseño de carga para dureza 4 – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

e. Para DUREZA 5 se considera malla 5,6 x 6,5 m.


DUREZA 5			
	Espac.	6,50	
	Burden	5,60	
	Taco	3,50	
	L. Carga	5,00	
	Aire superior	2,00	
	Mezcla inferior	HA 37	159
	Densidad inferior	1,01	
	Kilos	159	
	TM	917	
FP	0,17		

Figura 3.32: Diseño de carga para dureza 5 – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

3.11.2 Diseño de carga en zona de desmonte por dureza:

a. Para DUREZA 0 se considera malla 6,1 m x 7 m.

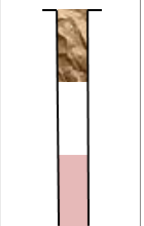
DUREZA 0		
	Espac.	7,00
	Burden	6,10
	Taco	3,50
	L. Carga	3,50
	Aire superior	3,50
	Mezcla inferior	ANFO 87
	Densidad inferior	0,79
	Kilos	87
	TM	942
	FP	0,09

Figura 3.33: Diseño de carga para dureza 0 – V. Air Deck (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

b. Para Dureza 1 se considera malla 6,1 m x 7 m.


DUREZA 1		
	Espac.	7,00
	Burden	6,10
	Taco	3,50
	L. Carga	3,50
	Aire superior	3,50
	Mezcla inferior	ANFO 87
	Densidad inferior	0,79
	Kilos	87
	TM	986
	FP	0,09

Figura 3.34: Diseño de carga para dureza 1 – V. Air Deck (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

c. Para Dureza 2 y 3 se considera malla 6,1 m x 7 m.

DUREZA 2 y 3			
	Espac.	7,00	
	Burden	6,10	
	Taco	3,50	
	L. Carga	4,00	
	Aire superior	3,00	
	Mezcla inferior	HA 28	116
	Densidad inferior	0,92	
	Kilos	116	
	TM	1031	
	FP	0,11	

Figura 3.35: Diseño de carga para dureza 2 y 3 – V. Air Deck (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

d. Para Dureza 4 se considera malla 6,1 m x 7 m.

DUREZA 4			
	Espac.	7,00	
	Burden	6,10	
	Taco	3,50	
	L. Carga	4,50	
	Aire superior	2,50	
	Mezcla inferior	HA 37	143
	Densidad inferior	1,01	
	Kilos	143	
	TM	1076	
	FP	0,13	

Figura 3.36: Diseño de carga para dureza 4 – V. Air Deck (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

e. Para Dureza 5 se considera malla 6,1 m x 7 m.

DUREZA 5	
Espac.	7,00
Burden	6,10
Taco	3,50
L. Carga	4,50
Aire superior	2,50
Mezcla inferior	HA 37 143
Densidad inferior	1,01
Kilos	143
TM	1076
FP	0,13

Figura 3.37: Diseño de carga para dureza 5 – V. Air Deck (desmante)
Fuente: Elaboración propia

3.12 Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar la simulación de fragmentación óptima en Mina Pierina–mineral (antes de la voladura con air deck proyecto 35 – banco 4335).

a. Parámetros de entrada

Tabla 3.22: Parámetros de entrada – V. Air Deck (mineral)

Parámetros de entrada		
Tipo de Explosivo fondo		HA 37
Tipo de Explosivo columna		HA 37
Densidad explosivo fondo (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Densidad explosivo columna (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Potencia en peso fondo	RWS	92,89
Potencia en peso columna	RWS	92,89
Diam. taladro (pulg)	\varnothing	7 7/8
Altura banco (m)	H	10,00
Burden (m)	B	5,60
Espaciamento (m)	E	6,50
Sobre perforación (m)	s	0,50
Taco (m)	T	3,50
Aire (m)	A	2,00
Desviación de la perforacion (m)	Dv	0,20
Factor de roca	Fr	7,00
Densidad roca (gr/cc)	δ_{roca}	2,40
Altura carga de fondo (m)	L_f	5

Fuente: Elaboración propia

b. Parámetros calculados

Tabla 3.23: Parámetros calculados – V. Air Deck (mineral)

Parámetros calculados		
Altura carga de columna (m)	L_c	0,00
Altura total columna expl. (m)	L	5,00
toneladas rotas/taladro (t/tal)		874
Carga explosiva por taladro (Kg)	Q_t	159
Factor de carga (Kg/m^3)	Q_f	0,44
Factor de potencia (Kg/t)	F_p	0,18
Tamaño medio roca fragmentada (mm)	X_{50}	118,67
Coefficiente de uniformidad	n	1,77
Tamaño característico (mm)		146
Tamaño crítico (mm)		1200

Fuente: Elaboración propia

c. Predicción granulométrica

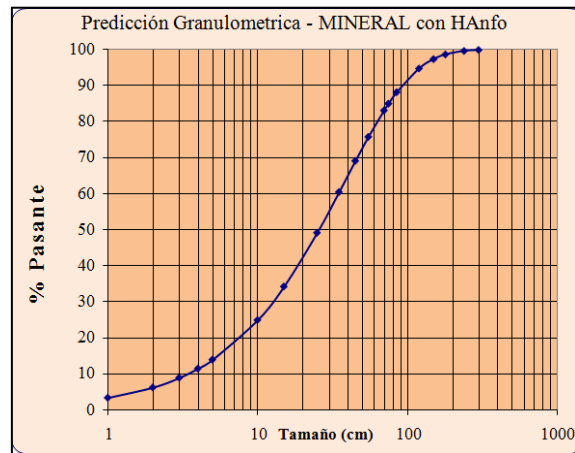


Figura 3.38: Gráfica para predicción de fragmentación – V. Air Deck (mineral)

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.24: Porcentaje pasante P80 – V. Air Deck (mineral)

%	%	Tamaño	%	Tamaño	%	
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm pulg	Pasante	
99,14	0,86	1,00	1	34,52	14	99
97,10	2,90	2,00	5	27,09	11	95
94,13	5,87	3,00	10	23,35	9	90
90,42	9,58	4,00	15	20,94	8	85
86,10	13,90	5,00	20	19,08	8	80
59,96	40,04	10,00	25	17,54	7	75
34,99	65,01	15,00	30	16,20	6	70
7,44	92,56	25,00	35	15,00	6	65
0,89	99,11	35,00	40	13,89	5	60
0,06	99,94	45,00	45	12,85	5	55
0,00	100,00	55,00	50	11,87	5	50
0,00	100,00	70,00	55	10,92	4	45
0,00	100,00	75,00	60	9,99	4	40
0,00	100,00	85,00	65	9,08	4	35
0,00	100,00	120,00	70	8,16	3	30
0,00	100,00	150,00	75	7,23	3	25
0,00	100,00	180,00	80	6,26	2	20
0,00	100,00	240,00	85	5,24	2	15
0,00	100,00	300,00	90	4,10	2	10

Fuente: Elaboración propia

3.13 Aplicación del método de Kuz - Ram para determinar la simulación de fragmentación en mina Pierina-desmorte (antes de la voladura con air deck Proyecto 36 - banco 4335

a. Parámetros de entrada

Tabla 3.25: Parámetros de entrada – V. Air Deck (desmorte)

Parámetros de entrada		
Tipo de Explosivo fondo		HA 37
Tipo de Explosivo columna		HA 37
Densidad explosivo fondo (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Densidad explosivo columna (gr/cc)	δ_{exp}	1,01
Potencia en peso fondo	RWS	92,89
Potencia en peso columna	RWS	92,89
Diam. taladro (pulg)	\varnothing	7 7/8
Altura banco (m)	H	10,00
Burden (m)	B	6,10
Espaciamiento (m)	E	7,00
Sobre perforación (m)	s	0,50
Taco (m)	T	3,50
Aire (m)	A	2,50
Desviación de la perforacion (m)	Dv	0,20
Factor de roca	Fr	7,00
Densidad roca (gr/cc)	δ_{roca}	2,40
Altura carga de fondo (m)	L_f	4,5

Fuente: Elaboración propia

b. Parámetros calculados

Tabla 3.26: Parámetros calculados – V. Air Deck (desmonte)

Parámetros calculados		
Altura carga de columna (m)	L_c	0,00
Altura total columna expl. (m)	L	4,50
toneladas rotas/taladro (t/tal)		1025
Carga explosiva por taladro (Kg)	Q_t	143
Factor de carga (Kg/m^3)	Q_f	0,33
Factor de potencia (Kg/t)	F_p	0,14
Tamaño medio roca fragmentada (mm)	X_{50}	146,78
Coefficiente de uniformidad	n	1,75
Tamaño característico (mm)		181
Tamaño crítico (mm)		1200

Fuente: Elaboración propia

c. Predicción granulométrica

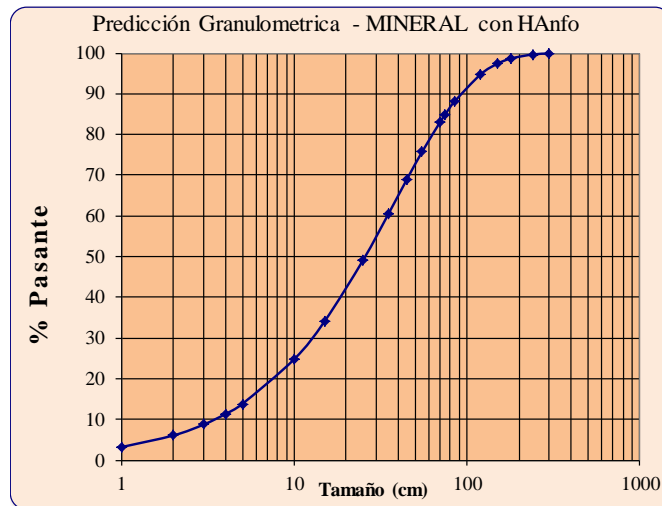


Figura 3.39: Gráfica para predicción de fragmentación – V. Air Deck (desmonte)

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3.27: Porcentaje pasante P80 – V. Air Deck (desmonte)

%	%	Tamaño	%	Tamaño		%
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm	pulg	Pasante
99,36	0,64	1,00	1	43,45	17	99
97,89	2,11	2,00	5	33,96	13	95
95,76	4,24	3,00	10	29,21	11	90
93,08	6,92	4,00	15	26,14	10	85
89,96	10,04	5,00	20	23,79	9	80
70,14	29,86	10,00	25	21,84	9	75
48,69	51,31	15,00	30	20,14	8	70
17,28	82,72	25,00	35	18,62	7	65
4,25	95,75	35,00	40	17,23	7	60
0,75	99,25	45,00	45	15,92	6	55
0,10	99,90	55,00	50	14,68	6	50
0,00	100,00	70,00	55	13,49	5	45
0,00	100,00	75,00	60	12,32	5	40
0,00	100,00	85,00	65	11,18	4	35
0,00	100,00	120,00	70	10,03	4	30
0,00	100,00	150,00	75	8,87	3	25
0,00	100,00	180,00	80	7,67	3	20
0,00	100,00	240,00	85	6,39	3	15
0,00	100,00	300,00	90	4,99	2	10

Fuente: Elaboración propia

3.14 Diseño de amarre y diseño de carga tradicional y Air Deck– mineral proyecto 35 – banco 4335

- a. **Secuencia de Salida:** Esta secuencia de salida es en V, ya que se va a utilizar los dos diseños de carga.

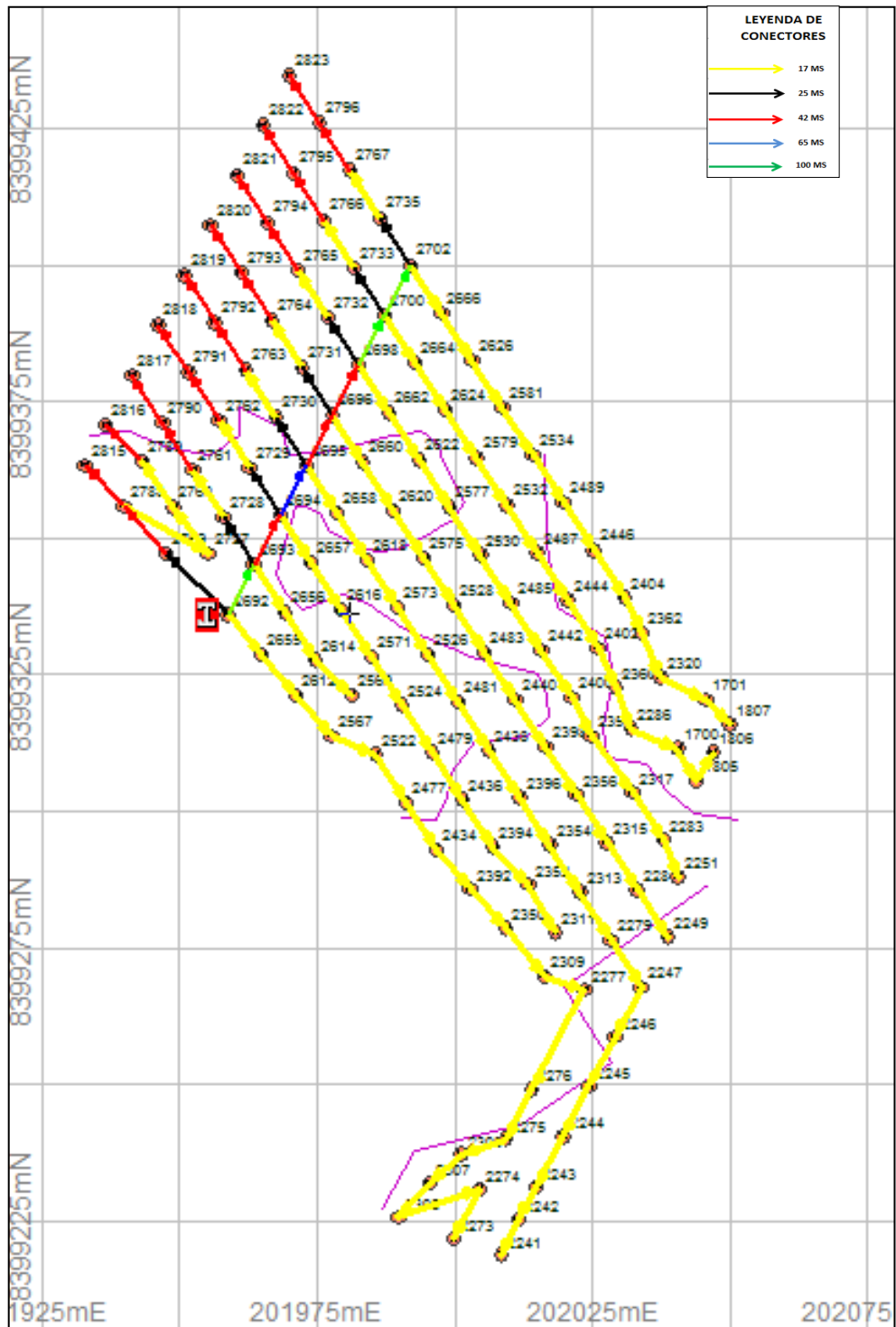


Figura 3.40: Secuencia de salida - mineral
Fuente: Elaboración propia

- b. **Líneas de isotiempos:** Las líneas de isotiempo significa cómo serán las secuencias de salida de los taladros, formando líneas.

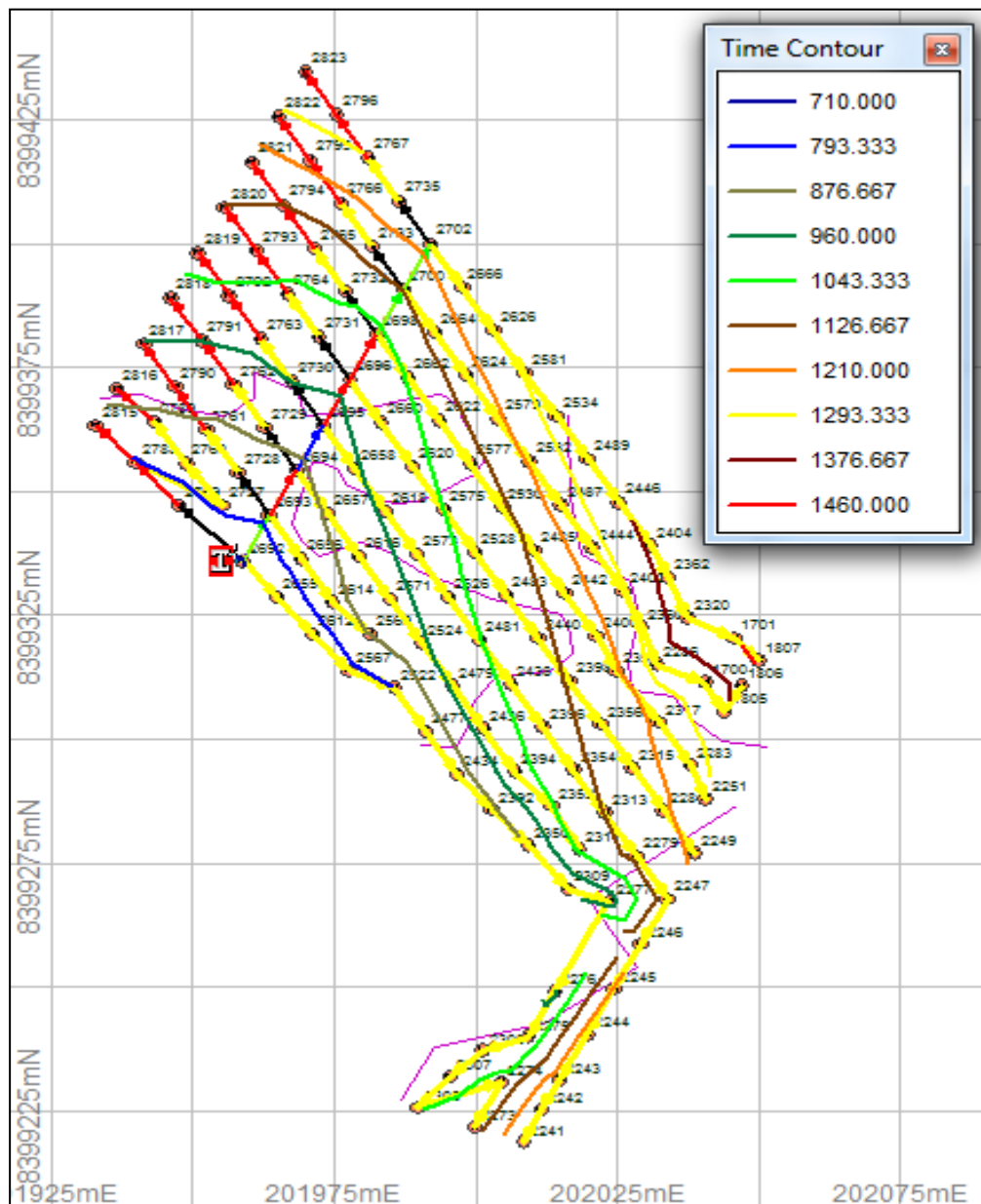


Figura 3.41 Líneas de isotiempos - mineral
Fuente: Elaboración propia

- c. **Diseño de carga:** Las zonas que marcan las flechas se cargaron con el respectivo diseño propuesto.

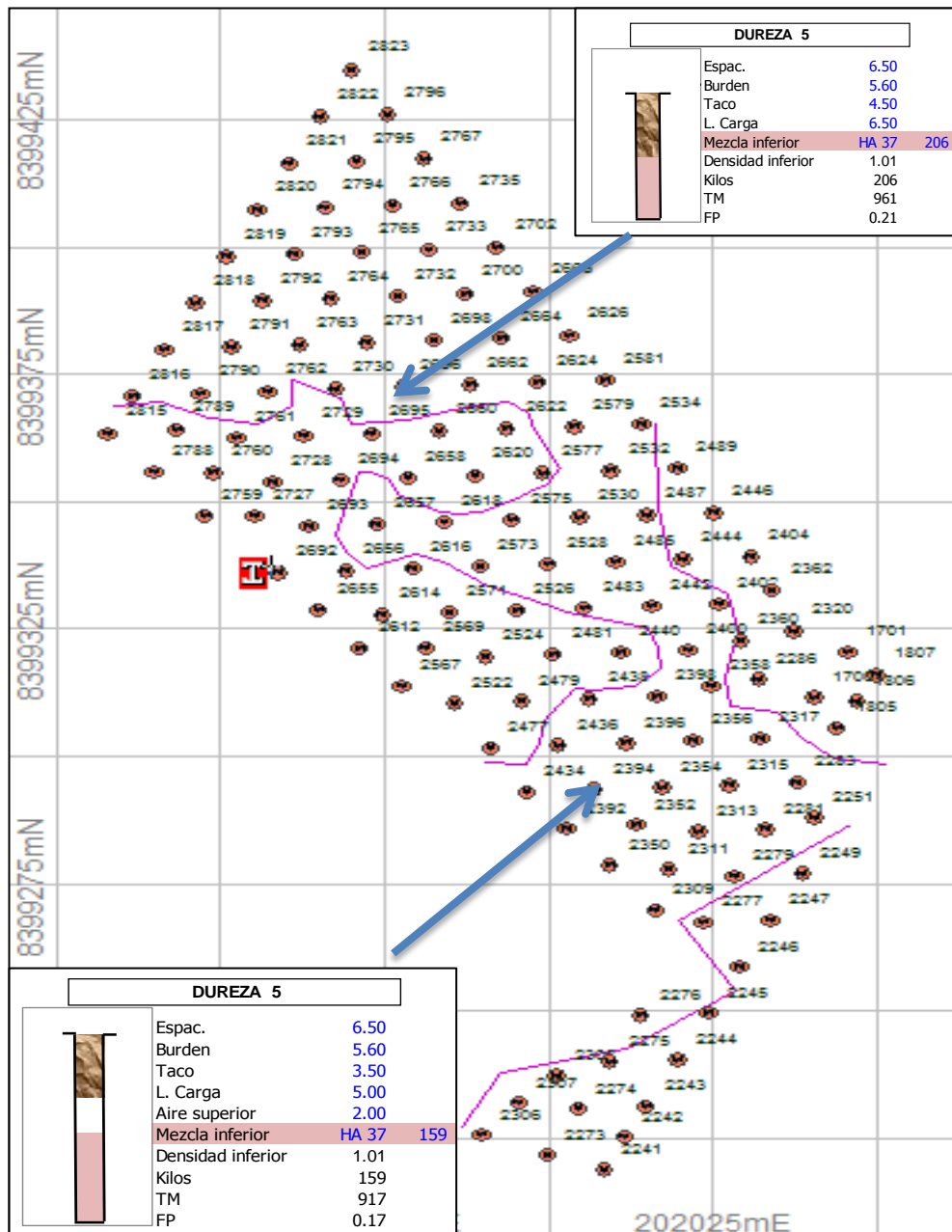


Figura 3.42: Diseño de carga - mineral
Fuente: Elaboración propia

3.15 Diseño de amarre y diseño de carga tradicional y Air Deck – desmante proyecto 36 – banco 4335

a. **Secuencia de salida:** En esta secuencia de salida, igualmente se hace en V.

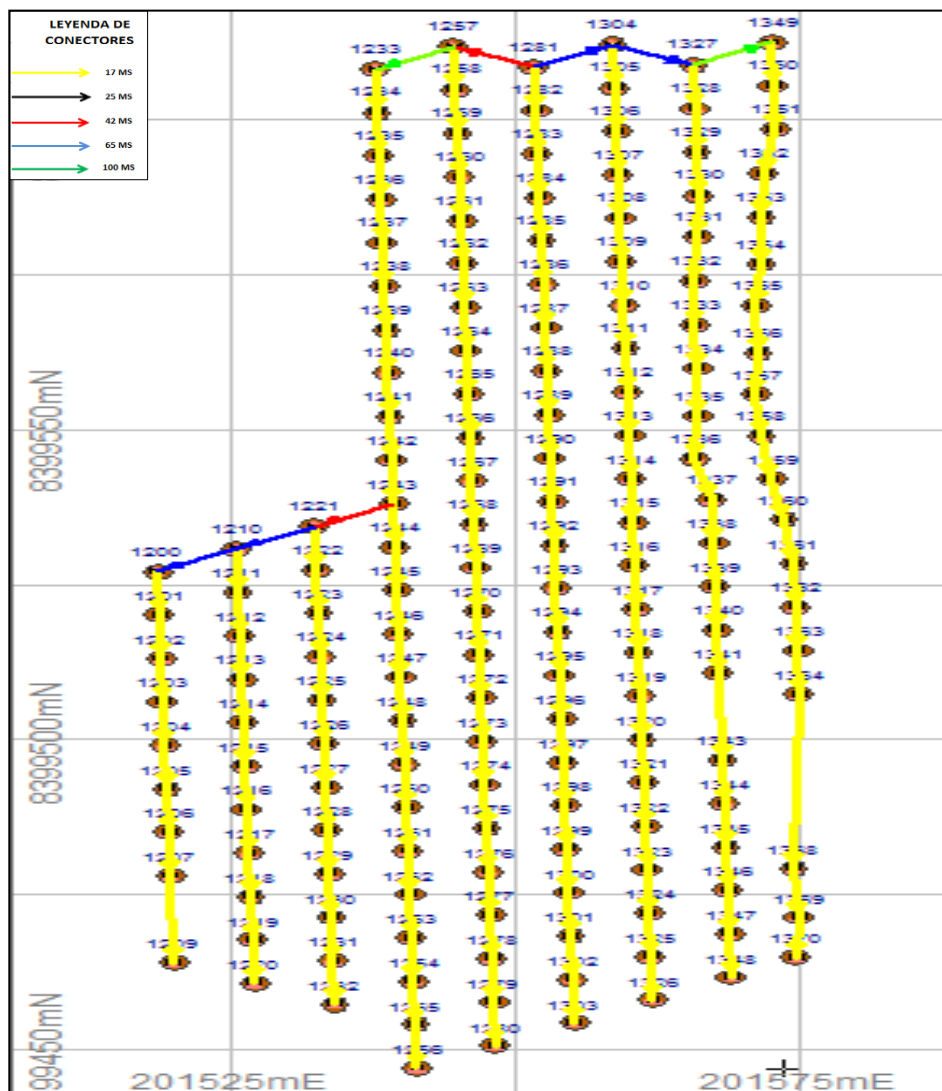


Figura 3.43: Secuencia de salida - desmante
Fuente: Elaboración propia

b. Líneas de isotiempos

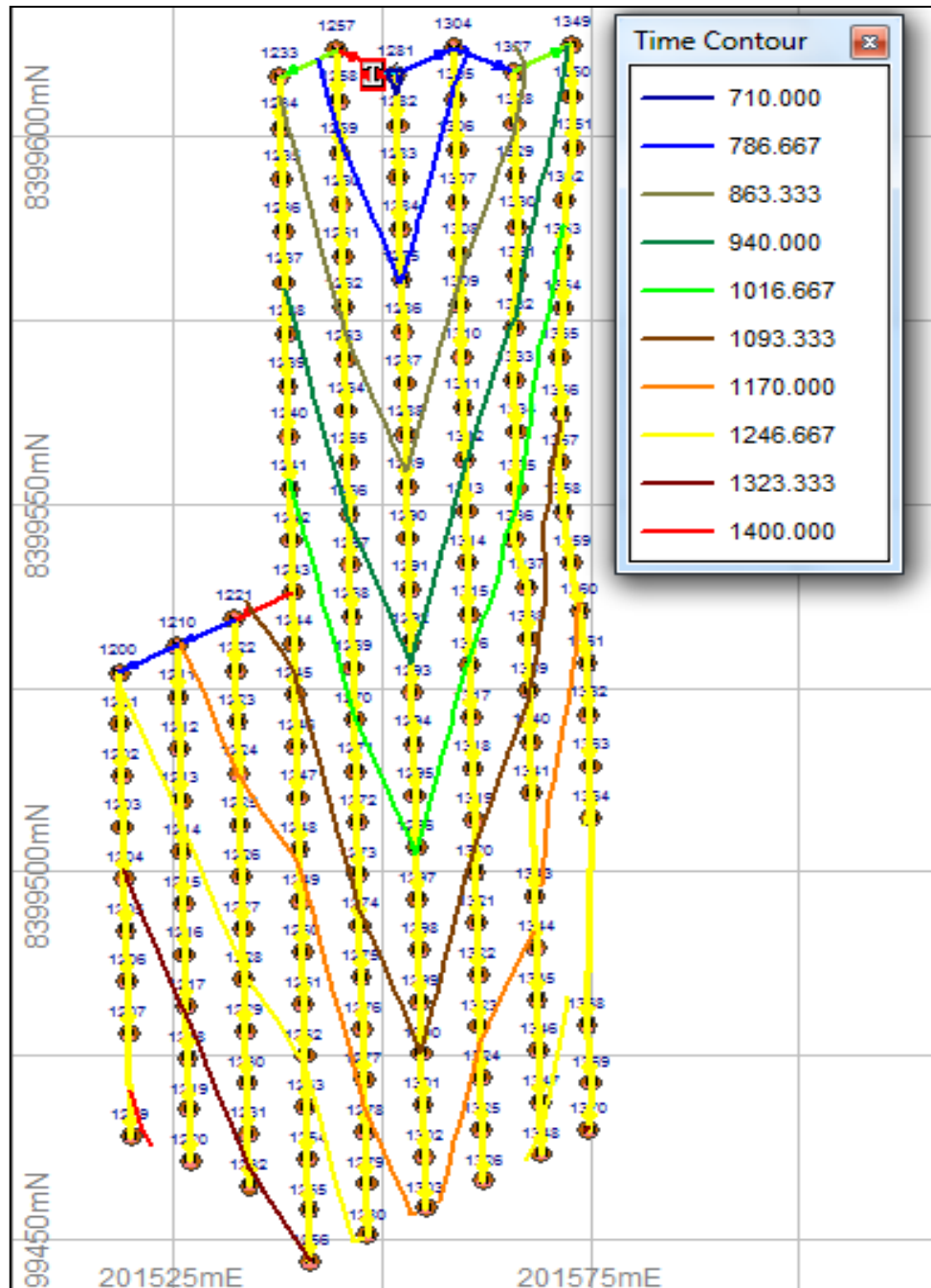


Figura 3.44: Líneas de isotiempos - desmonte
Fuente: Elaboración propia

c. Diseño de carga

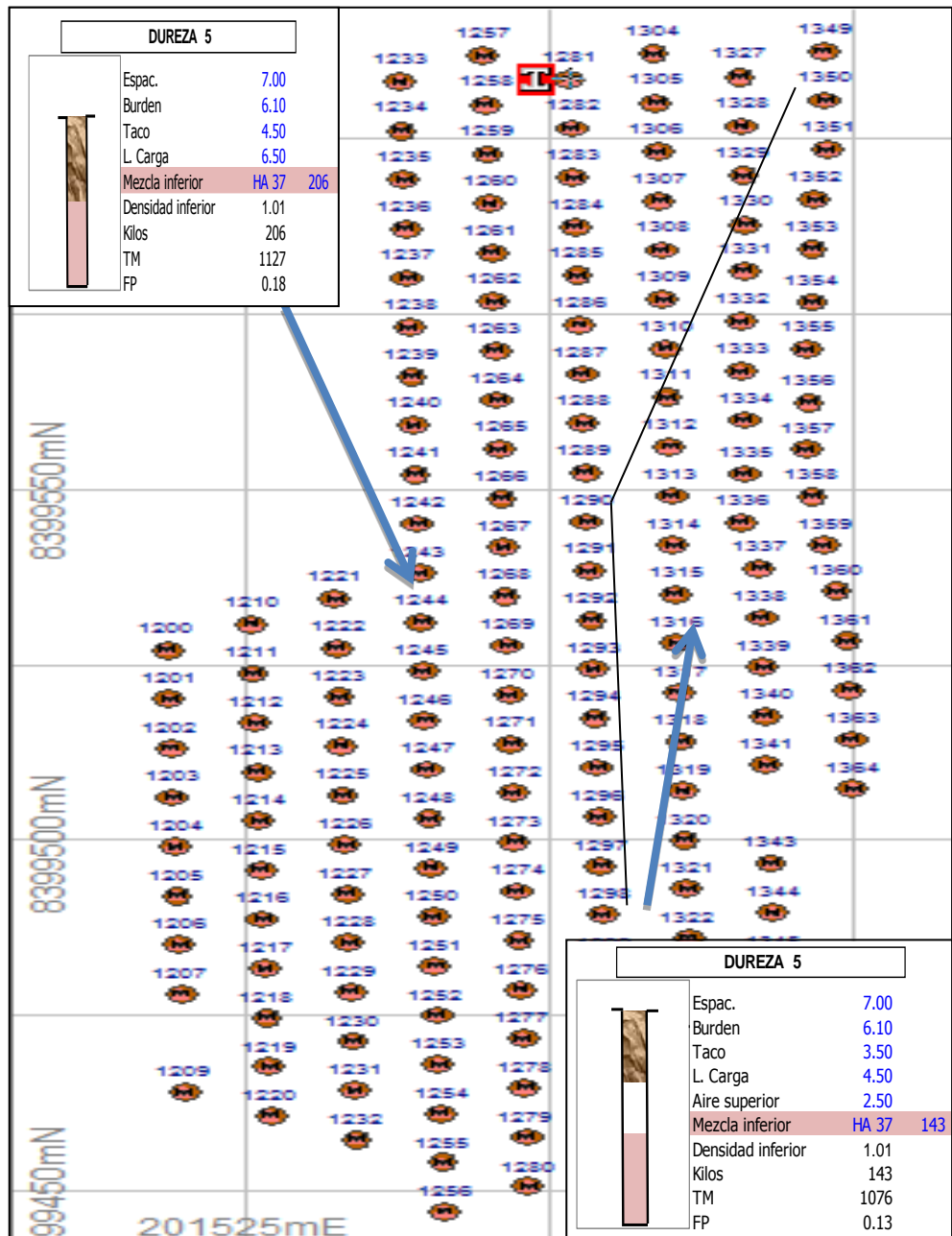


Figura 3.45: Diseño de carga - desmonte
Fuente: Elaboración propia

3.16 Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – mineral (después de la voladura con air deck Proyecto 35 – banco 4335)

1. Toma de muestra en campo:



Figura 3.46: Toma de muestra – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

2. Generar neto

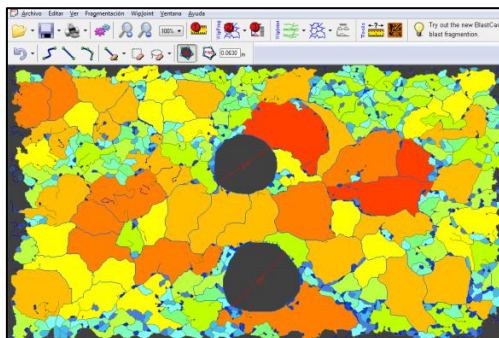


Figura 3.47: Generación de neto – V. Air Deck (mineral)
Fuente: Elaboración propia

3. Generar tamiz

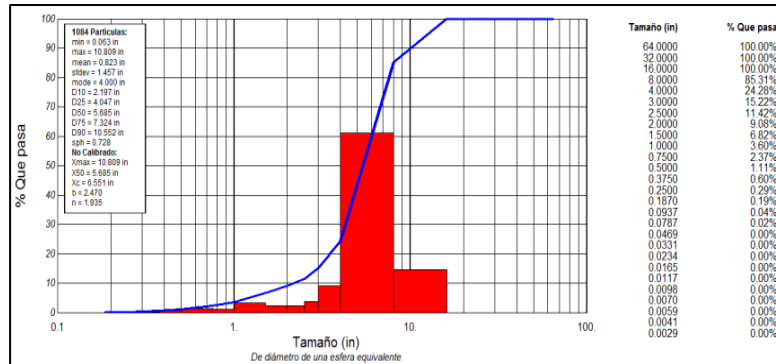


Figura 3.48: Generación de tamiz – V. Air Deck (mineral)
 Fuente: Elaboración propia

3.17 Análisis de fragmentación aplicando el software wipfrag – desmonte (después de la voladura con air deck Proyecto 36 – banco 4335

1. Toma de muestra en campo:



Figura 3.49: Toma de muestra – V. Air Deck (desmonte)
 Fuente: Elaboración propia

2. Generar neto

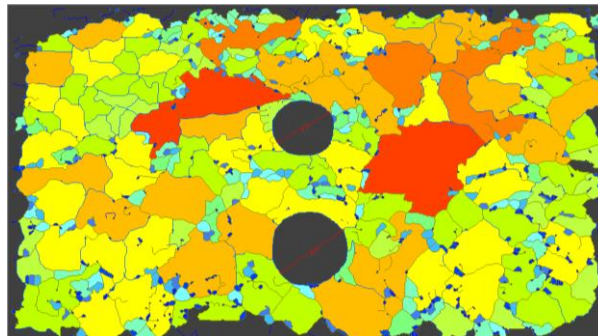


Figura 3.50: Generación de neto – V. Air Deck (desmante)

Fuente: Elaboración propia

3. Generar tamiz

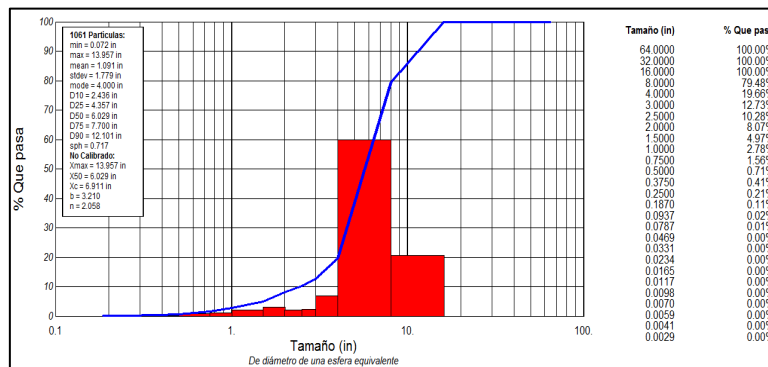


Figura 3.51: Generación de tamiz – V. Air Deck (desmante)

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO IV

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1 Resumen de diseño de carga y factor de potencia en voladura tradicional

a. MINERAL:

En la tabla 4.1, se muestra las densidades de cada explosivo así como los kilos que entra en un metro lineal, en la tabla 4.2 se muestran los diseños de carga y el factor de potencia por cada tipo roca.

Tabla 4.1: Tabla de densidades

EXPLOSIVO	DENSIDAD	KG/M
ANFO	0,79	25
HA 28	0,92	29
HA 37	1,01	32
HA 46	1,24	39
HA 55	1,29	41
HA 64	1,32	42
HA 73	1,32	42

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.2: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. tradicional (mineral)

TRADICIONAL												
BURDEN (m)	ESPAC (m)	ROCA	DENSIDAD ROCA (gr/cc)	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	LONGITUD CARGA (m)	TACO (m)	LONGITUD (m)	VOLUMEN (m3)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)
5,6	6,5	ARGILICA	2,1	ANFO	DUREZA 0	124,2	5,0	6,0	11	400,4	840,84	0,15
5,6	6,5	ALUNITA ARCILLA	2,2	ANFO	DUREZA 1	136,6	5,5	5,5	11	400,4	880,88	0,16
5,6	6,5	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 2	173,6	6,0	5,0	11	400,4	920,92	0,19
5,6	6,5	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 3	173,6	6,0	5,0	11	400,4	920,92	0,19
5,6	6,5	VUGGY SILICA	2,4	HA37	DUREZA 4	206,4	6,5	4,5	11	400,4	960,96	0,21
5,6	6,5	SILICE MASIVA	2,4	HA37	DUREZA 5	206,4	6,5	4,5	11	400,4	960,96	0,21

Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE:

En la tabla 4.3 se muestra los diseños de carga y el factor de potencia por cada tipo de roca.

Tabla 4.3: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. tradicional (desmonte)

TRADICIONAL												
BURDEN (m)	ESPAC (m)	ROCA	DENSIDAD ROCA (gr/cc)	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	LONGITUD CARGA (m)	TACO (m)	LONGITUD (m)	VOLUMEN (m3)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)
6,1	7	ARGILICA	2,1	ANFO	DUREZA 0	124,2	5,0	6,0	11	469,7	986,37	0,13
6,1	7	ALUNITA ARCILLA	2,2	ANFO	DUREZA 1	136,6	5,5	5,5	11	469,7	1033,34	0,13
6,1	7	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 2	173,6	6,0	5,0	11	469,7	1080,31	0,16
6,1	7	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 3	173,6	6,0	5,0	11	469,7	1080,31	0,16
6,1	7	VUGGY SILICA	2,4	HA37	DUREZA 4	206,4	6,5	4,5	11	469,7	1127,28	0,18
6,1	7	SILICE MASIVA	2,4	HA37	DUREZA 5	206,4	6,5	4,5	11	469,7	1127,28	0,18

Fuente: Elaboración propia

4.2 Resumen de diseño de carga en voladura con air deck

a. MINERAL

Tabla 4.4: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. Air Deck (mineral)

AIR DECK													
BURDEN (m)	ESPAC (m)	ROCA	DENSIDAD ROCA (gr/cc)	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	LONGITUD CARGA (m)	TACO (m)	AIR DECK (m)	LONGITUD (m)	VOLUMEN (m3)	TONELAD A (Tn)	FP (kg/tn)
5,6	6,5	ALUNITA ARCILLA	2,2	ANFO	DUREZA 1	99,4	4,0	3,5	3,0	10,5	382,2	840,84	0,12
5,6	6,5	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 2	130,2	4,5	3,5	2,5	10,5	382,2	879,06	0,15
5,6	6,5	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 3	130,2	4,5	3,5	2,5	10,5	382,2	879,06	0,15
5,6	6,5	VUGGY SILICA	2,4	HA37	DUREZA 4	158,8	5,0	3,5	2,0	10,5	382,2	917,28	0,17
5,6	6,5	SILICE MASIVA	2,4	HA37	DUREZA 5	158,8	5,0	3,5	2,0	10,5	382,2	917,28	0,17

Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE

Tabla 4.5: Resumen de diseño de carga por cada tipo de roca – V. Air Deck (desmante)

AIR DECK													
BURDEN (m)	ESPAC (m)	ROCA	DENSIDAD ROCA (gr/cc)	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	LONGITUD CARGA (m)	TACO (m)	AIR DECK (m)	LONGITUD (m)	VOLUMEN (m3)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)
6,1	7	ARGILICA	2,1	ANFO	DUREZA 0	86,9	3,5	3,5	3,5	10,5	448,35	941,535	0,09
6,1	7	ALUNITA ARCILLA	2,2	ANFO	DUREZA 1	86,9	3,5	3,5	3,5	10,5	448,35	986,37	0,09
6,1	7	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 2	115,7	4,0	3,5	3,0	10,5	448,35	1031,205	0,11
6,1	7	CUARZO ALUNITA	2,3	HA28	DUREZA 3	115,7	4,0	3,5	3,0	10,5	448,35	1031,205	0,11
6,1	7	VUGGY SILICA	2,4	HA37	DUREZA 4	142,9	4,5	3,5	2,5	10,5	448,35	1076,04	0,13
6,1	7	SILICE MASIVA	2,4	HA37	DUREZA 5	142,9	4,5	3,5	2,5	10,5	448,35	1076,04	0,13

Fuente: Elaboración propia

4.3 Análisis predictivos de fragmentación aplicando el método KUZ – RAM voladura tradicional.

a. MINERAL:

Según la aplicación de Kuz – Ram, considerando los parámetros de perforación y voladura el P80 predictivo para el proyecto 35 – banco 4335 es de 15 cm equivalente 6 pulg.

Tabla 4.6: Predictivo P80 –V. tradicional (mineral)

% Retenido	% Pasante	Tamaño cm	% Retenido	Tamaño cm	pulg	% Pasante
98,83	1,17	1,00	1	29,50	12	99
96,08	3,92	2,00	5	23,12	9	95
92,15	7,85	3,00	10	19,91	8	90
87,30	12,70	4,00	15	17,84	7	85
81,76	18,24	5,00	20	16,25	6	80
50,48	49,52	10,00	25	14,93	6	75
24,73	75,27	15,00	30	13,79	5	70
3,21	96,79	25,00	35	12,75	5	65
0,20	99,80	35,00	40	11,81	5	60
0,01	99,99	45,00	45	10,92	4	55
0,00	100,00	55,00	50	10,08	4	50
0,00	100,00	70,00	55	9,27	4	45
0,00	100,00	75,00	60	8,48	3	40
0,00	100,00	85,00	65	7,70	3	35
0,00	100,00	120,00	70	6,92	3	30
0,00	100,00	150,00	75	6,12	2	25
0,00	100,00	180,00	80	5,30	2	20
0,00	100,00	240,00	85	4,43	2	15
0,00	100,00	300,00	90	3,46	1	10

Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE:

Según la aplicación de Kuz – Ram, considerando los parámetros de perforación y voladura el P80 predictivo para el proyecto 36 – banco 4335, es de 17 cm equivalente a 7 pulg.

Tabla 4.7: Predictivo P80 –V. tradicional (desmote)

%	%	Tamaño	%	Tamaño		%
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm	pulg	Pasante
99,01	0,99	1,00	1	34,49	14	99
96,74	3,26	2,00	5	26,91	11	95
93,53	6,47	3,00	10	23,12	9	90
89,57	10,43	4,00	15	20,68	8	85
85,04	14,96	5,00	20	18,80	7	80
58,35	41,65	10,00	25	17,25	7	75
33,69	66,31	15,00	30	15,90	6	70
7,16	92,84	25,00	35	14,69	6	65
0,89	99,11	35,00	40	13,59	5	60
0,07	99,93	45,00	45	12,55	5	55
0,00	100,00	55,00	50	11,56	5	50
0,00	100,00	70,00	55	10,62	4	45
0,00	100,00	75,00	60	9,70	4	40
0,00	100,00	85,00	65	8,79	3	35
0,00	100,00	120,00	70	7,88	3	30
0,00	100,00	150,00	75	6,96	3	25
0,00	100,00	180,00	80	6,01	2	20
0,00	100,00	240,00	85	5,01	2	15
0,00	100,00	300,00	90	3,90	2	10

Fuente: Elaboración propia

4.4 Análisis predictivos de fragmentación aplicando el método

KUZ – RAM voladura con air deck.

a. MINERAL:

Según la aplicación de Kuz – Ram, considerando los parámetros de perforación y voladura el P80 predictivo para el proyecto 35 – banco 4335, es de 20 cm equivalente a 8 pulg.

Tabla 4.8: Predictivo P80 –V. Air Deck (mineral)

%	%	Tamaño	%	Tamaño		%
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm	pulg	Pasante
99,14	0,86	1,00	1	34,52	14	99
97,10	2,90	2,00	5	27,09	11	95
94,13	5,87	3,00	10	23,35	9	90
90,42	9,58	4,00	15	20,94	8	85
86,10	13,90	5,00	20	19,08	8	80
59,96	40,04	10,00	25	17,54	7	75
34,99	65,01	15,00	30	16,20	6	70
7,44	92,56	25,00	35	15,00	6	65
0,89	99,11	35,00	40	13,89	5	60
0,06	99,94	45,00	45	12,85	5	55
0,00	100,00	55,00	50	11,87	5	50
0,00	100,00	70,00	55	10,92	4	45
0,00	100,00	75,00	60	9,99	4	40
0,00	100,00	85,00	65	9,08	4	35
0,00	100,00	120,00	70	8,16	3	30
0,00	100,00	150,00	75	7,23	3	25
0,00	100,00	180,00	80	6,26	2	20
0,00	100,00	240,00	85	5,24	2	15
0,00	100,00	300,00	90	4,10	2	10

Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE:

Según la aplicación de Kuz – Ram, considerando los parámetros de perforación y voladura el P80 predictivo para el proyecto 36 – banco 4335, es de 22 cm equivalente a 9 pulg.

Tabla 4.9: Predictivo P80 – V. Air Deck (desmonte)

%	%	Tamaño	%	Tamaño		%
Retenido	Pasante	cm	Retenido	cm	pulg	Pasante
99,36	0,64	1,00	1	43,45	17	99
97,89	2,11	2,00	5	33,96	13	95
95,76	4,24	3,00	10	29,21	11	90
93,08	6,92	4,00	15	26,14	10	85
89,96	10,04	5,00	20	23,79	9	80
70,14	29,86	10,00	25	21,84	9	75
48,69	51,31	15,00	30	20,14	8	70
17,28	82,72	25,00	35	18,62	7	65
4,25	95,75	35,00	40	17,23	7	60
0,75	99,25	45,00	45	15,92	6	55
0,10	99,90	55,00	50	14,68	6	50
0,00	100,00	70,00	55	13,49	5	45
0,00	100,00	75,00	60	12,32	5	40
0,00	100,00	85,00	65	11,18	4	35
0,00	100,00	120,00	70	10,03	4	30
0,00	100,00	150,00	75	8,87	3	25
0,00	100,00	180,00	80	7,67	3	20
0,00	100,00	240,00	85	6,39	3	15
0,00	100,00	300,00	90	4,99	2	10

Fuente: Elaboración propia

4.5 Análisis de la voladura tradicional:

Estos gráficos mostrados son los resultados de una VOLADURA TRADICIONAL en mineral del **proyecto 35 banco 4335**, como se puede apreciar (Fig. 4.1 y Fig. 4.2) hay bastante proyección de rocas así como los resultados de fragmentación promedio es gruesa (Fig. 4.3) ya que solo en la parte inferior es donde hay mayor fragmentación mientras que en la parte superior es grueso.



Figura 4.1: Aplicación de voladura tradicional
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.2: Proyección de rocas
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.3: Granulometría gruesa en la parte superior
Fuente: Elaboración propia

4.6 Análisis de la voladura tradicional vs Air Deck:

En el proyecto 37 – banco 4335 hay dos zonas, cargadas de diferente forma, una utilizando la voladura tradicional y el otro Air deck tal como muestra la Fig. 4.4., como se logra apreciar en la Fig. 4.5, el área cargada con Air Deck no hay proyección de material.

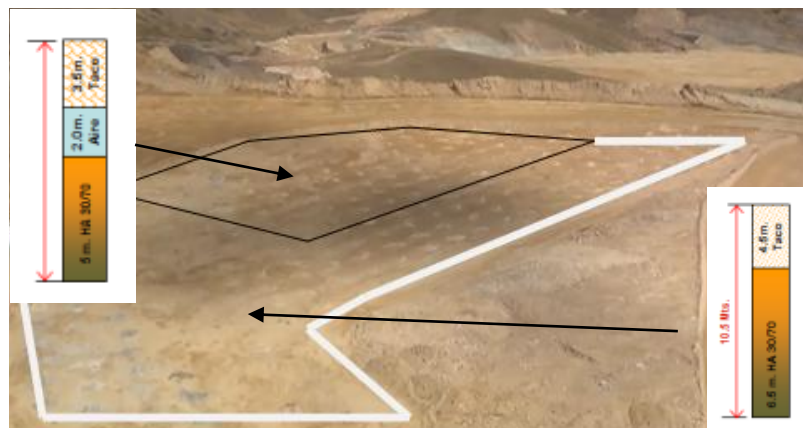


Figura 4.4: Carguío V. tradicional vs Air Deck
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.5: Visualización de V. tradicional vs Air Deck
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.6: Resultado de ambas voladuras
Fuente: Elaboración propia

4.7 Análisis de la voladura con Air Deck:

Aplicando Air Deck en las voladuras, Fig. 4.7, 4.8 no se encuentra mayor proyección de rocas así como las vibraciones para éste son mínimas, con respecto a la fragmentación se obtiene una granulometría homogénea, ya que la cámara de aire actúa como espejo.



Figura 4.7: Voladura Air Deck
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.8: Nada de proyección usando Air Deck
Fuente: Elaboración propia



Figura 4.9: Fragmentación óptima
Fuente: Elaboración propia

4.8 Análisis de fragmentación aplicando el software Wipfrag – voladura tradicional

Como en las gráficas dan P70 y P90 mas no el P80, éste se halla de la siguiente manera, aplicando proporcionalidad.

a. MINERAL:

Como resultado obtenido de la proporcionalidad, el P80 resultante es de 16,51 cm equivalente 6,501 pulg, el cual es muy fino.

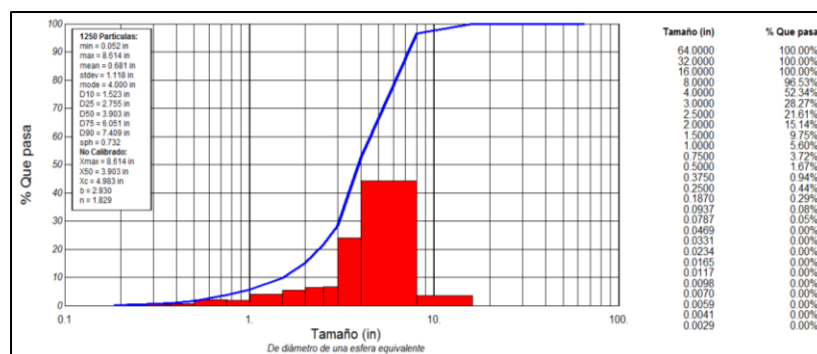
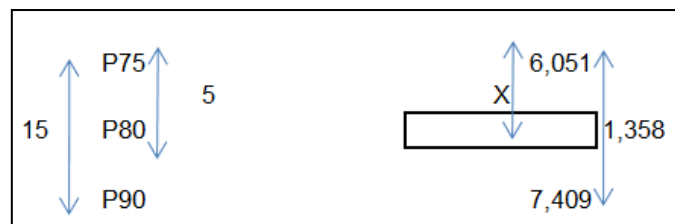


Figura 4.10: Análisis de fragmentación – V. tradicional (mineral)
Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE:

Haciendo la misma manera de proporcionalidad, el P80 obtenido para el desmonte es de 19,33 cm equivalente a 7,612 pulg.

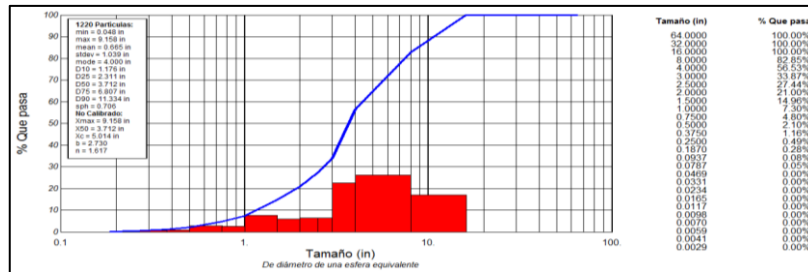


Figura 4.11: Análisis de fragmentación – V. tradicional (desmonte)
Fuente: Elaboración propia

4.9 Análisis de fragmentación aplicando el software Wipfrag – voladura con air deck

Como en las gráficas dan P70 y P90 mas no el P80, éste se halla de la siguiente manera, aplicando proporcionalidad.

a. MINERAL:

Como resultado obtenido para el mineral aplicando air deck es de 21,34 cm equivalente a 8,4 pulg, el cual está en el rango solicitado por chancadora.

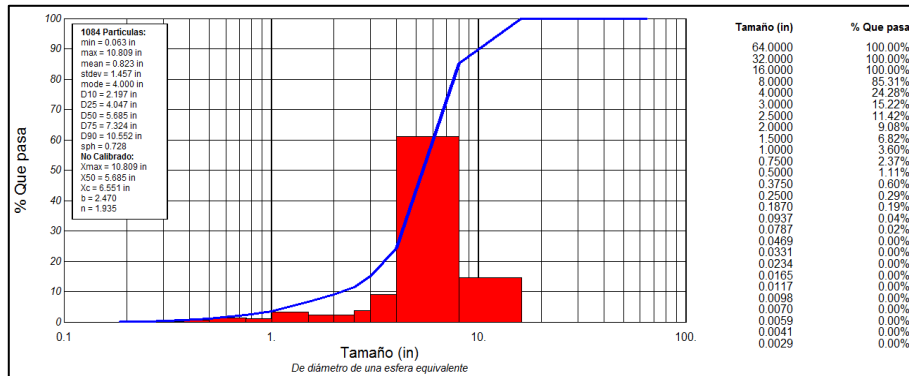


Figura 4.12: Análisis de fragmentación – V. Air Deck (mineral)
 Fuente: Elaboración propia

b. DESMONTE:

Como resultado para el desmonte se obtuvo un P80 promedio de 23,37 cm equivalente a 9,2 pulg.

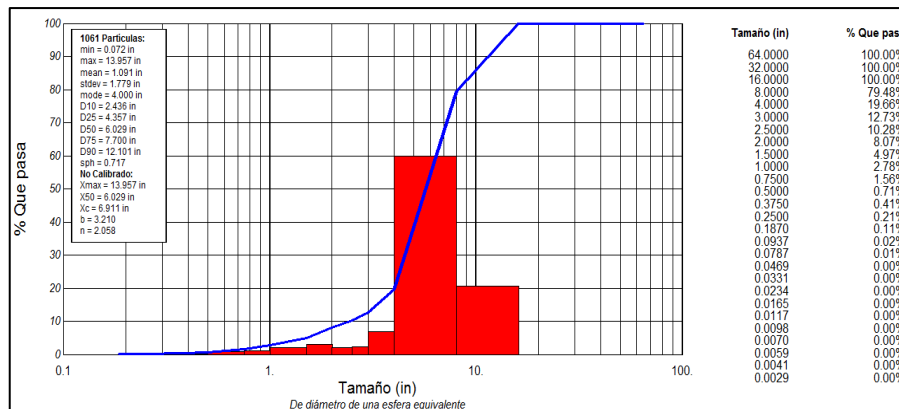


Figura 4.13: Análisis de fragmentación – V. Air Deck (desmonte)
 Fuente: Elaboración propia

4.10 Análisis de vibraciones según la norma Española

Para poder analizar las vibraciones, se tuvo que monitorear en un mismo punto y a la misma distancia, en este caso se monitoreó a 150 m, al pie de la falla.

a. Resultados de vibraciones con la voladura tradicional:

Como se puede apreciar en la gráfica aplicando la voladura tradicional, la velocidad pico partícula resulta 9,01 mm/s el cual es muy alto, esto se debe a la excesiva carga que se tiene en el proyecto de disparo.

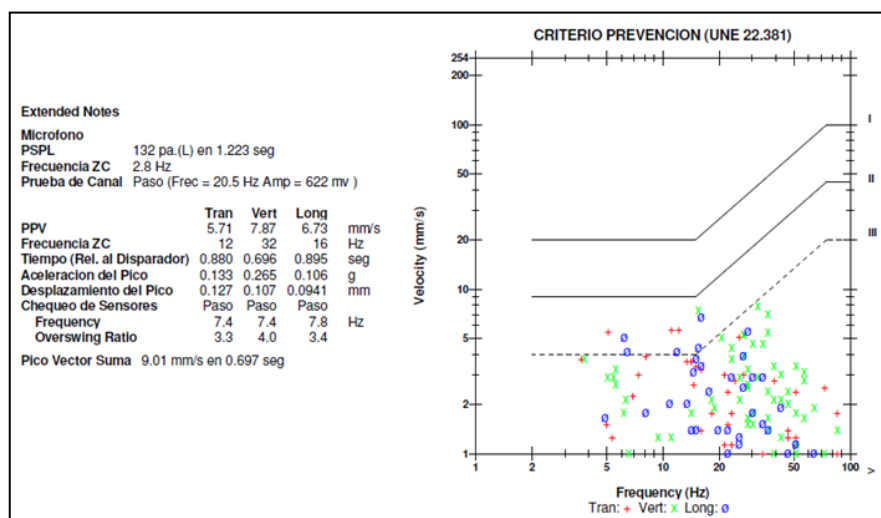


Figura 4.14: Análisis de vibraciones – V. tradicional
Fuente: Elaboración propia

b. Resultados de vibraciones con la voladura con Air Deck:

Como se puede apreciar en la gráfica aplicando la voladura air deck, la velocidad pico partícula resulta 5,73 mm/s el cual está en el rango según la norma española, esto se debe a la disminución de carga.

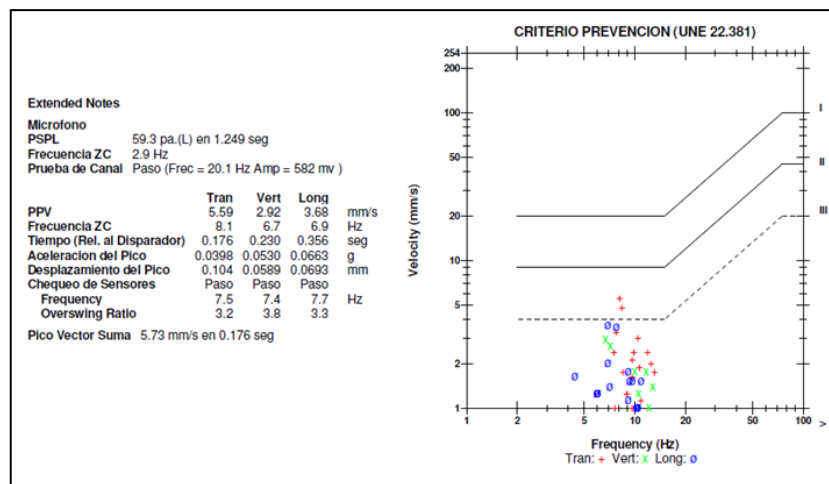


Figura 4.15: Análisis de vibraciones – V. Air deck
 Fuente: Elaboración propia

4.11 Análisis de costos en voladura

Tabla 4.10: Precios actuales

PRECIOS ACTUALES		
BOOSTER	3,7	\$/pza
FANEL	4,42	\$/pza
TAPONEX	4.2	\$/pza
AGENTES DE VOLADURA		
NITRATO DE AMONIO	0,588	\$/kg
EMULSION	0,658	\$/kg
PETROLEO	1,268	\$/kg

Fuente: Elaboración propia

a. Voladura tradicional - mineral

A continuación se muestra una tabla con los costos unitarios según la voladura tradicional.

Tabla 4.11: Costos en V. tradicional - mineral

TRADICIONAL														
ROCA	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)	ANFO (kg)	EMULSION (kg)	NITRATO DE AMONIO (kg)	PETROLEO (kg)	COSTO EMULSION (\$/kg)	COSTO NITRATO DE AMONIO (\$/kg)	COSTO PETROLEO (\$/kg)	COSTO PARCIAL (\$/kg)	COSTO UNITARIO (\$/tn)
ARGILICA	ANFO	DUREZA 0	124,2	840,84	0,15	124,20	0,00	116,74	7,45	0,00	68,65	9,45	86,21	0,10
ALUNITA ARCILLA	ANFO	DUREZA 1	136,6	880,88	0,16	136,62	0,00	128,42	8,20	0,00	75,51	10,39	94,02	0,11
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 2	173,6	920,92	0,19	138,85	34,71	130,52	8,33	22,84	76,74	10,56	118,27	0,13
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 3	173,6	920,92	0,19	138,85	34,71	130,52	8,33	22,84	76,74	10,56	118,27	0,13
VUGGY SILICA	HA37	DUREZA 4	206,4	960,96	0,21	144,49	61,92	135,82	8,67	40,75	79,86	10,99	139,72	0,15
SILICE MASIVA	HA37	DUREZA 5	206,4	960,96	0,21	144,49	61,92	135,82	8,67	40,75	79,86	10,99	139,72	0,15

Fuente: Elaboración propia

- ✓ $\text{costo parcial dureza 0} = \text{costo booster} + \text{costo fanel} + \text{costo emulsion} + \text{costo nitrato de amonio} + \text{costo petroleo} = \$/\text{kg}$
- ✓ $\text{costo unitario dureza 0} = \text{costo parcial dureza 0} / \text{tonelada} = \$/\text{tn}$

b. Voladura air deck - mineral

A continuación se muestra una tabla con los costos unitarios según aplicación Air Deck, donde se puede ver la diferencia en costos.

Tabla 4.12: Costos en V. air deck - mineral

AIR DECK														
ROCA	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)	ANFO (kg)	EMULSION (kg)	NITRATO DE AMONIO (kg)	PETROLEO (kg)	COSTO EMULSION (\$/kg)	COSTO NITRATO DE AMONIO (\$/kg)	COSTO PETROLEO (\$/kg)	COSTO PARCIAL (\$/kg)	COSTO UNITARIO (\$/tn)
ALUNITA ARCILLA	ANFO	DUREZA 1	99,4	840,84	0,12	99,36	0,00	93,40	5,96	0,00	54,92	7,56	74,80	0,09
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 2	130,2	879,06	0,15	104,14	26,03	97,89	6,25	17,13	57,56	7,92	94,93	0,11
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 3	130,2	879,06	0,15	104,14	26,03	97,89	6,25	17,13	57,56	7,92	94,93	0,11
VUGGY SILICA	HA37	DUREZA 4	158,8	917,28	0,17	111,15	47,63	104,48	6,67	31,34	61,43	8,46	113,55	0,12
SILICE MASIVA	HA37	DUREZA 5	158,8	917,28	0,17	111,15	47,63	104,48	6,67	31,34	61,43	8,46	113,55	0,12

Fuente: Elaboración propia

- ✓ $\text{costo parcial dureza } 0 = \text{costo booster} + \text{costo fanel} +$
 $\text{costo taponex} + \text{costo emulsión} + \text{costo nitrato de amonio} +$
 $\text{costo petróleo} = \$/\text{kg}$
- ✓ $\text{costo unitario dureza } 0 = \text{costo parcial dureza } 0 / \text{tonelada} = \$/\text{tn}$

c. Voladura tradicional - desmonte

A continuación se muestra una tabla con los costos unitarios según la voladura tradicional.

Tabla 4.13: Costos en V. tradicional - desmonte

TRADICIONAL														
ROCA	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)	ANFO (kg)	EMULSION (kg)	NITRATO DE AMONIO (kg)	PETROLEO (kg)	COSTO EMULSION (\$/kg)	COSTO NITRATO DE AMONIO (\$/kg)	COSTO PETROLEO (\$/kg)	COSTO PARCIAL (\$/kg)	COSTO UNITARIO (\$/tn)
ARGILICA	ANFO	DUREZA 0	124,2	986,37	0,13	124,20	0,00	116,74	7,45	0,00	68,65	9,45	86,21	0,09
ALUNITA ARCILLA	ANFO	DUREZA 1	136,6	1033,34	0,13	136,62	0,00	128,42	8,20	0,00	75,51	10,39	94,02	0,09
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 2	173,6	1080,31	0,16	138,85	34,71	130,52	8,33	22,84	76,74	10,56	118,27	0,11
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 3	173,6	1080,31	0,16	138,85	34,71	130,52	8,33	22,84	76,74	10,56	118,27	0,11
VUGGY SILICA	HA37	DUREZA 4	206,4	1127,28	0,18	144,49	61,92	135,82	8,67	40,75	79,86	10,99	139,72	0,12
SILICE MASIVA	HA37	DUREZA 5	206,4	1127,28	0,18	144,49	61,92	135,82	8,67	40,75	79,86	10,99	139,72	0,12

Fuente: Elaboración propia

d. Voladura air deck - desmonte

A continuación se muestra una tabla con los costos unitarios según aplicación Air Deck, donde se puede ver la diferencia en costos.

Tabla 4.14: Costos en V. air deck - desmonte

AIR DECK														
ROCA	EXPLOSIVO	DUREZA	CARGA EXPLOS (kg)	TONELADA (Tn)	FP (kg/tn)	ANFO (kg)	EMULSION (kg)	NITRATO DE AMONIO (kg)	PETROLEO (kg)	COSTO EMULSION (\$/kg)	COSTO NITRATO DE AMONIO (\$/kg)	COSTO PETROLEO (\$/kg)	COSTO PARCIAL (\$/kg)	COSTO UNITARIO (\$/tn)
ARGILICA	ANFO	DUREZA 0	86,9	941,535	0,09	86,94	0,00	81,72	5,22	0,00	48,05	6,61	66,99	0,07
ALUNITA ARCILLA	ANFO	DUREZA 1	86,9	986,37	0,09	86,94	0,00	81,72	5,22	0,00	48,05	6,61	66,99	0,07
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 2	115,7	1031,205	0,11	92,57	23,14	87,01	5,55	15,23	51,16	7,04	85,75	0,08
CUARZO ALUNITA	HA28	DUREZA 3	115,7	1031,205	0,11	92,57	23,14	87,01	5,55	15,23	51,16	7,04	85,75	0,08
VUGGY SILICA	HA37	DUREZA 4	142,9	1076,04	0,13	100,03	42,87	94,03	6,00	28,21	55,29	7,61	103,43	0,10
SILICE MASIVA	HA37	DUREZA 5	142,9	1076,04	0,13	100,03	42,87	94,03	6,00	28,21	55,29	7,61	103,43	0,10

Fuente: Elaboración propia

e. Ahorros en costos en mineral y desmonte según tonelaje

Como se puede apreciar se tiene un ahorro de costo en voladura de 0,02 \$/tn para cada dureza.

Tabla 4.15: Ahorro de costos por tonelada MINERAL

ROCA	DUREZA	AHORRO COSTOS UNITARIOS \$/tn	
ALUNITA ARCILLA	DUREZA 1	0,02	\$/tn
CUARZO ALUNITA	DUREZA 2	0,02	\$/tn
CUARZO ALUNITA	DUREZA 3	0,02	\$/tn
VUGGY SILICA	DUREZA 4	0,02	\$/tn
SILICE MASIVA	DUREZA 5	0,02	\$/tn
PROMEDIO		0,02	\$/tn

Fuente: Elaboración propia

Tabla 4.16: Ahorro de costos por tonelada DESMONTE

ROCA	DUREZA	AHORRO COSTOS UNITARIOS \$/tn	
ALUNITA ARCILLA	DUREZA 1	0,02	\$/tn
CUARZO ALUNITA	DUREZA 2	0,03	\$/tn
CUARZO ALUNITA	DUREZA 3	0,03	\$/tn
VUGGY SILICA	DUREZA 4	0,02	\$/tn
SILICE MASIVA	DUREZA 5	0,02	\$/tn
PROMEDIO		0,02	\$/tn

Fuente: Elaboración propia

4.12 Procedimiento para colocar taponex



Figura 4.16: Procedimiento colocación de taponex
Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

1. Con los espaciamientos de aire se consigue que la energía producida al detonarse la MEC sea mejor distribuida y por ende los esfuerzos serán mejor distribuidos, con lo cual se evita triturar la roca que se encuentra alrededor del taladro.
2. Haciendo uso de esta técnica se logra que los gases ejerzan una presión sobre las paredes de los taladros por un periodo de tiempo más largo, así como se utilizó un nuevo procedimiento de uso de Taponex.
3. Se obtuvo un óptimo P80 promedio de 21,34 cm equivalente a 8,4 pulg en MINERAL y 23,37 cm equivalente a 9,2 pulg en DESMONTE, por lo cual, estos valores se encuentran en el rango solicitado por chancadora, a la vez hubo un ahorro de costos en voladura un promedio 0,02 \$/t, en mineral como en desmonte.

RECOMENDACIONES

1. No usar Taponex en taladros con agua ya que flota y no baja.
2. El personal que se encuentre en la operación debe de estar capacitado y entrenado ya que el tiempo que se use en la colocación de Taponex va a depender de la práctica.
3. Para tener una eficiente perforación el personal debe ser indicado y la maquinaria que se va a utilizar debe estar en buenas condiciones.
4. Realizar un control diario del minado de palas con respecto a la fragmentación y así poder determinar el P80.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Agreda, C. (1996). “Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas”. Copias UNI. 10-20; 80-90.

Camiper, (2013). “Diplomado de Perforación y Voladura en Minería Superficial”. Lima – Perú. 68-70.

Correa, E.C. (2003). “Uso de air deck para reducir subdrilling en la Mina Escondida”. – Chile. 98-100.

Cruzate, R. Fredy (2002). “Informe de Voladura Controlada de la Empresa de Explosivos FAMESA S.A”. 45-56.

Cumins, Arthur B. (1990). “Manual de Ingeniería Minera de la Sociedad de Ingenieros Mineros, SME” 2da Edición, New York - Estados Unidos Society of. Mining Engineers. 237-250.

ENAEX, (2010). “Manual de Tronadura”, Chile, 3ra Edición. 77-98.

EXSA, (2005). "Manual Práctico de Voladura", Lima-Perú, 4ta Edición. 90-105.

ISEE (2008). "Manual del Especialista en Voladura", 17ª Edición, Editorial Prentice-Hall Internacional Society of Explosives Engineers, New York - Estados Unidos. 450-479.

Jhanwar, J.C. (2005). "Aplicación de air deck en la producción para mejorar la fragmentación y economía en una mina a cielo abierto". – Chile. 56-57.

Konya, C., Albarrán, E. (1998). "Diseño de Voladuras". Ediciones Cuicatl, México. 30-60.

Langefors, U. B Kihlstrom. (1984). "Voladura de Roca", 4ta Edición, Editorial Quórum Books, Westport, New York- Estados Unidos. 385-400.

López, C. (2000). "Manual y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas". España. 478-500.

Loza Caracas,R. (2013). "Tesis - Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la Empresa Minera Aurífera

Retamas S.A". 30-40 y 60-90

Minera Aurífera Retamas S.A. Departamento de Perforación Voladura. (2008), "Informe de EXSA sobre Voladura Controlada y Vibraciones en la Veta Valeria". 80-95.

Minera Barrick Misquichilca S.A. UEA Pierina. Departamento de Geología Mina. (2003), "Informe de Geología Mina para cuidar taludes". 80-85.

Piñas Esteban, Yuri Alberth (2007). "Aplicación del Principio de la Velocidad Pico de Partícula (PPV) Para Minimizar el Daño al Macizo Rocos, Utilizando Tecnología Electrónica". Minera Aurífera Retamas S.A.- Yacimiento El Gigante – La Libertad. 57-67.

Quispe Concha, V. (2012). "Avances tecnológicos de la voladura en la mina Cuajone – SPCC" – Moquegua. 67-68.

ANEXOS

OPER – POE – 022 CARGUÍO DE TALADROS

Copia Nº:	
Remitida a:	
Cargo:	

	CARGO	NOMBRES	FIRMA	FECHA
ELABORADO POR	Ing. Residente Ing. Asistente	Agustin Vásquez B Osorio Lugo		06-01-12
REVISADO POR	Coordinador de Sustentabilidad	Karin Coronado V		16-01-12
REVISADO POR	Supervisor de Operaciones	Christian Zevallos H.		20-01-12
APROBADO POR	Gerente de Operaciones	Hector Sanchez S		25-01-12

1. OBJETIVO:

Establecer y definir el procedimiento preciso y seguro para la operación del carguío mecanizado de explosivos.

2. ALCANCE:

Este procedimiento se aplica a toda labor de carguío mecanizado de taladros.

3. DEFINICIONES

- **Voladura:** Actividad que permite la fragmentación del macizo rocoso mediante un control adecuado de utilización de agentes de voladura.
- **Agente de Voladura:** material o mezcla consistente en combustible y oxidante destinado a la detonación, siempre que el producto terminado y mezclado no pueda ser detonado por medio de un detonador número 8 de prueba.
- **Explosivos:** Es un compuesto químico o mezcla, los que en una reacción inicial forman grandes volúmenes de gases a alta temperatura y presión. Esta reacción es normalmente iniciada por un arreglo mecánico externo o un efecto creador de calor, usualmente detonadores.
- **Anfo:** Mezcla explosiva elaborada a base de Nitrato de Amonio en forma de Prill y Diesel. La mezcla de 94.3 % de NA y el 5.7 % de FO, produce el más alto
- **Emulsiones:** mezcla inmiscible de agua en aceite, está compuesto de una fase oxidante y una fase combustible dispersas en partículas microscópicas. Son resistentes al agua
- **Camión fábrica:** equipo mecanizado utilizado para el transporte de materias primas, fabricación y carguío de explosivos dentro de la labor minera.
- **Cebo o prima:** unidad compuesta por cápsula de detonación y carga explosiva de iniciación (booster)
- **Taco:** Columna de material inerte ubicado sobre la carga de explosivos
- **Carga De Columna:** Cantidad total de explosivos dentro de un barreno

4. RESPONSABILIDADES:

Gerente de Operaciones:

Es responsable de la aprobación del presente procedimiento.

Supervisor de Operaciones:

Es responsable de la revisión y de asegurar el cumplimiento del presente procedimiento.

Ingenieros Residentes:

Son responsables de la elaboración del presente procedimiento, y de asegurar su cumplimiento.

Supervisores:

Son responsables de dar a conocer e instruir acerca de este procedimiento de trabajo.

Operador de Camión Fábrica:

Es responsable de ejecutar en forma correcta este procedimiento de trabajo.

5. MATERIALES DE TRABAJO:

- Huincha

6. PROCEDIMIENTO DE TRABAJO:

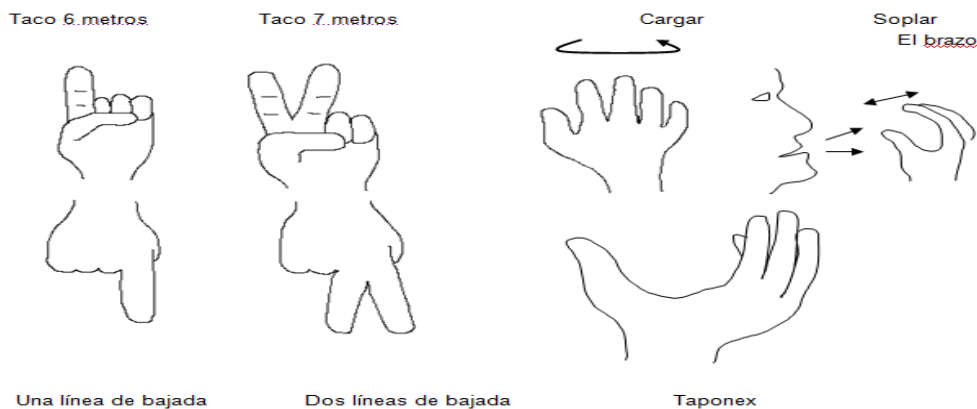
- El Operador del Camión Fábrica, comunicará al Supervisor de su llegada al proyecto para permitir distribuir y alistar las operaciones.
- De no tener indicación de carguío, estacionar el vehículo y activará el PTO (toma fuerza) con el vehículo enganchado, neutralizando la caja y soltando suavemente el embrague, para permitir calentar el aceite hidráulico del fábrica (mínimo 5 minutos). Esta labor puede hacerlo al momento de calentar el vehículo y ahorrará tiempo, pero al iniciar su salida al campo debe desactivar el PTO.
- Antes de iniciar el carguío, debe llenar su hoja de reporte de acuerdo al requerimiento impreso en ella "Reporte de Carguío de Explosivos"; debe revisar el vehículo y prepararlo para el tipo de carga a usar, si tiene duda consulte.
- Solicite la carga o tipos de cargas para el proyecto (Información Minera), no debe quedar duda alguna.
- El carguío de taladros es hacia adelante, salvo excepciones será en retroceso. Para ingresar al proyecto será con la ayuda visual del huinchero y si retrocede, debe tocar claxon de aire.
- Recibida la orden de ingreso al proyecto a cargar, desactive previamente el PTO si ha estado calentando el aceite hidráulico, luego ubíquese para iniciar el carguío del primer taladro:
 - Active el PTO y luego desenganche la caja de cambios a neutro.
 - Abrir la llave de petróleo del producto.
 - Abrir la válvula del estanque de emulsión.
 - Abrir la llave del tanque de aire.
 - Ajustar el control de flujo de materias primas (producto) proporcional al carguío.
 - Observar que el interruptor color rojo de AllPower este activado (este elemento está ubicado sobre el panel de control eléctrico del comando hidráulico).
 - Revisar el funcionamiento de los horómetros de los equipos involucrados.
- Empiece el carguío en forma secuencial y paralela a una fila de taladros, estando siempre atento a las condiciones del terreno.

- Recuerde que el traslado del vehículo entre taladros, es preferentemente con el PTO desactivado, puede efectuar movimientos cortos con encroche activado (no mayor a 15 metros), pero sin efectuar cambios de velocidad (a una sola velocidad). Para este traslado las RPM del motor del vehículo deben estar necesariamente en mínimo.
- La velocidad del motor del vehículo para el carguío de taladros, debe estar en los 1100 (\pm 100) RPM, ya que es la que sostiene el flujo hidráulico necesario y mantiene baja la temperatura del motor.
- Centre la manga de descarga de explosivo en el taladro, para evitar derrames en los contornos de la boca del taladro o fuera del mismo. No fabrique explosivo con manga suspendida en el brazo o cuando la estaca no esté a la vista de usted.
- Al desplazarse de un taladro a otro, solicite guía y hágalo siempre atento a las indicaciones del huinchero o ayudantes, así evitará tapar taladros, cortar Exel, dañar el vehículo, etc. En el caso de estar trabajando algún equipo cerca, debe alejarse una distancia prudencial (dos filas de taladros) de manera que exista un área de trabajo segura para cada equipo.
- Si va a pasar necesariamente cerca de una perforadora, comuníquese por radio directamente con el operador de dicho equipo y espere la autorización de él.
- Las distancias a los cables eléctricos o perforadoras, debe ceñirse a las normas de seguridad de la empresa mandante, o por seguridad no debe acercarse en un radio de 25 metros.
- No cargar **los taladros de periferia o cresta**, hasta que le indique el supervisor, los kilos o altura de carga necesaria, por seguridad se debe verificar antes las distancias posibles de ubicación de equipos (es responsabilidad del supervisor).
- **No cargue taladros en los siguientes casos:**
 - Taladro ubicado en cresta de banco (cara libre).
 - Taladro ubicado en cresta con material volado como "colchón".
 - Taladros de periferia.
 - Taladros de seguridad convenida por ubicación de equipos (perforadoras).
 - Taladros que no tienen la altura adecuada o que están fuera del rango aceptado (ver procedimiento Medida de Taladros).
 - Cuando esté señalizado con banderín de color acordado (naranja).
 - Cuando se tiene alguna señal acordada (taladros con agua, con banderín azul).
 - Cuando no se ha medido previamente.
 - Cuando el taladro no está igualado.
 - Cuando no se tiene la estaca correspondiente.
 - Cuando no está presente el huinchero.
 - Cuando no se le ha indicado la carga.
 - Cuando no está primado.
- Recuerde, las cargas, kilos de explosivo, altura de taco, etc lo determina el Jefe de Perforación y Voladura de la Minera y éstas pueden variar de un día a otro, es responsabilidad de todo el personal consultar las variaciones posibles. Si alguna variación respecto a nuestra labor de carguío o tapado de taladro se da en el día es responsabilidad del supervisor comunicar a todo el personal.
- En el primer taladro, controle manual y visualmente la dosificación del petróleo y los demás agentes de voladura, verifique la altura de carga por metro y las RPM necesarias para una determinada altura.

- Debe estar siempre atento a las señales convenidas con el huinchero para la cantidad de accesorios por taladro y altura de taco correspondiente.
- El control de cantidad de explosivo convenido con la empresa minera es por altura de carga (huincha), nuestro control es por huincha o por las RPM del vehículo, no se debe exceder por ningún motivo las RPM equivalentes a la altura de carga en huincha promedio, ante una duda consulte.
- En el control del explosivo, el responsable del camión fabrica, anotará en el registro "Reporte de Carguío y Accesorios".
- Nunca excederse del promedio normal de carga, si por descuido suyo o del huinchero se cargó en exceso o se cargó taladro no autorizado, comuníquese de inmediato con el supervisor y pida verificación de cantidad de kilos vertidos.
- Si por algún motivo, nota que la carga vertida al taladro no es la normal y el huinchero le indica que existe alguna anomalía, comuníquese de inmediato al supervisor y pida verificación de cantidad de kilos vertidos, luego continúe su labor, tome nota de la cantidad de kilogramos de explosivo y numeración del taladro anómalo.
- Por ningún motivo las bombas Bowie y petróleo deben trabajar en vacío, controle sus cantidades necesarias. Si el equipo durante su labor sufre alguna anomalía comuníquese de inmediato al supervisor, así se evitará malos criterios y tiempo perdido.
- No deje un taladro sin carga completa, puede darse el efecto de desacople de cargas, tapado del taladro, exceso de carga por otro vehículo, corte de líneas de los detonadores, y otros inconvenientes. De efectuarse ese carguío a medias por algún motivo comuníquese radialmente a los huincheros, operadores y supervisor, además de identificarlo notoriamente.
- Para trasladarse de una fila a otra, debe hacerlo siempre de frente, nunca retrocediendo, de ser necesario solicite autorización y pida ayuda de guía visual, si tiene duda verifique o consulte.
- Para trasladarse de una fila a otra, hágalo sin pisar los taladros cargados o no cargados, esta maniobra puede complicar la seguridad del Exel e integridad del taladro, es preferible salir del proyecto e ingresar a la fila deseada en forma segura. Nunca pase sobre un taladro cargado y no tapado, pone en riesgo la integridad del Exel.
- Para el traslado del vehículo de un taladro a otro considere la ubicación del brazo, por seguridad la posición del mismo es importante, si es Auger debe estar lo más cerca posible a la estructura fábrica y si es Quadra el brazo debe estar centrado en la parte delantera permitiendo una buena visibilidad del mismo.
- En un proyecto solo deben cargar 2 camiones a la vez, nunca 3. En casos muy excepcionales (por vehículo malogrado) puede ingresar el tercero, pero conservando una distancia muy segura y notoria.
- El carguío paralelo, entre dos camiones debe ser conservando una distancia mínima de 10 metros (dos filas de taladros intermedios cargados o no).
- En mallas cortas (inferiores a 6 m de burden o de 7 m por lado en malla trabada) el avance de carguío del vehículo debe ser con la fila del lado derecho del operador ya cargada y tapada, así evitaremos riesgo de corte del Exel, desacople de cargas o tapado de taladros no cargados.
- Se recomienda ingresar a cargar en retroceso (camiones Auger), siempre asegurándose de la guía del huinchero. Asimismo, cuando se está en labor de carguío, solo debe estar en funcionamiento aparte del vehículo su radio Handy a sonido moderado

y su ventilador personal de cabina, esto le permitirá atender cualquier situación de emergencia.

- Si se le indica en forma: radial, verbal o gráficamente cargar en otro proyecto y usted da su conformidad de entendimiento a la indicación, puede usted solicitar la presencia del responsable para una nueva explicación una vez llegado al proyecto, recuerde que la indicación es solo imaginación de lo real, pero no es real hasta que usted lo visualice y entienda la idea en el lugar mismo, evitemos errores de entendimiento.
- Al finalizar el carguío, el brazo (Auger) principal debe quedar limpio de explosivo, para ello considere la cantidad de material o carga en el último taladro, por ningún motivo las bombas deben trabajar en vacío. Efectúe lo siguiente:
 - Deposite el brazo en su posición de descanso.
 - Desactivar el PTO.
 - Cerrar la llave de petróleo producto.
 - Cerrar válvula del tanque de emulsión.
 - Cerrar la llave del tanque de aire.
 - Apagar de ser necesario la llave AllPower (corta corriente al equipo).
- Señales convenidas que el huinchero emplea para comunicarse con el operador del camión:



Puño cerrado indica taco 10 metros

- Comunicar al supervisor el carguío de todos los taladros del proyecto, quién registrará en el formato "Inspección Final del Proceso Voladura Disparo Primario". Si queda material sobrante, debe estar siempre con una persona al resguardo, terminando la labor éste hará entrega de los accesorios al responsable de almacén para ser registrados en el formato "Control diario Accesorios y Materia Prima".
- En caso de no cuadrar el consumo de materias primas o explosivos, comunicar inmediatamente al supervisor.
- Finalizada la labor, el camión debe quedar lleno o expedito para el inicio de la próxima jornada, en lo posible revise nuevamente todo el equipo para realizar posibles reparaciones y estar operativo al día siguiente.

- En su labor diaria, debe considerar el tiempo u horómetros del vehículo para realizar sus revisiones y mantenimiento preventivo; si es del eje principal, para realizar los controles de calidad necesarios. Ver procedimiento de Calibración de Anfo y Calibración de Emulsión Matriz.
- Para el control de calidad comunique a quien corresponda, tomar las muestras de acuerdo a las frecuencias de las horas de los ejes, asimismo revise las hojas de control periódico para revisar el porcentaje de petróleo.
- Al finalizar la jornada de carguío de los taladros del proyecto, se continuará con la labor de tapado de taladros.

7. AMBIENTE DE TRABAJO:

- La Minera cuenta con su política ambiental, la misma que OMSP UEA Pierina, por ser cliente asume el compromiso de tomarla y respetarla., a través de un conjunto de medidas destinadas a prevenir, mitigar o controlar los efectos ambientales que se pudieran generar como resultado de sus operaciones.
- Tener limpio y ordenado el área de trabajo, libre de envases o elementos innecesarios.
- Conocimiento de medidas de seguridad para el manejo de los explosivos.
- Mantener equipos y herramientas en buen estado para el control del proceso.

8. SEGURIDAD:

- Uso de equipo de protección personal: lentes, zapatos de seguridad punta de acero, guantes, casco, chaleco de seguridad, arnés y protección respiratoria.
- Equipo de protección de seguridad del área: caballetes de señalización, conos y cintas protectoras.
- En todo proyecto de perforación, sea primario o secundario, la zona debe quedar protegida con conos y letreros o caballetes con las indicaciones respectivas; bien visibles y dirigidas a posibles ingresos.
- Los caballetes deben estar en la parte central o a un costado, previniendo que algún equipo pueda pisar o maltratar dicho elemento de seguridad.
- La ubicación de los conos deben ser a una distancia mínima de 15 m, de los puntos de perforación; en lo posible ubicar a una distancia muy prudente para evitar que las perforadoras maltraten los conos.
- Todo proyecto a perforarse que limite con material volado, representa un peligro de ingreso a la pala o cargador, debe estar limitado con banderines de color convenido con la Minera, estos deben ubicarse a una distancia que garantice la seguridad de los puntos de perforación o perforación misma.
- No se debe primar ni cargar taladros que estén a menos de 10 m de un cable de alta tensión.
- Como medida de seguridad para mover el camión fábrica en la zona de carguío, tocar el claxon dos veces para avanzar y tres veces el claxon para retroceder.

OPER – POE – 021 PRIMADO DE TALADROS

Copia Nº:	
Remitida a:	
Cargo:	

	CARGO	NOMBRES	FIRMA	FECHA
ELABORADO POR	Ing. Residente Ing. Asistente	Agustin Vásquez B Osorio Lugo		06-01-12
REVISADO POR	Coordinador de Sustentabilidad	Karin Coronado V		16-01-12
REVISADO POR	Supervisor de Operaciones	Christian Zevallos H.		20-01-12
APROBADO POR	Gerente de Operaciones	Hector Sanchez S		25-01-12

1. OBJETIVO:

Establecer y definir el procedimiento preciso y seguro para la operación de primado de taladros.

2. ALCANCE:

Este procedimiento se aplica a toda labor de primado de taladros.

3. DEFINICIONES

- **Voladura:** Actividad que permite la fragmentación del macizo rocoso mediante un control adecuado de utilización de agentes de voladura.
- **Agente de Voladura:** material o mezcla consistente en combustible y oxidante destinado a la detonación, siempre que el producto terminado y mezclado no pueda ser detonado por medio de un detonador número 8 de prueba.
- **Explosivos:** Es un compuesto químico o mezcla, los que en una reacción inicial forman grandes volúmenes de gases a alta temperatura y presión. Esta reacción es normalmente iniciada por un arreglo mecánico externo o un efecto creador de calor, usualmente detonadores.
- **Anfo:** Mezcla explosiva elaborada a base de Nitrato de Amonio en forma de Prill y Diesel. La mezcla de 94.3 % de NA y el 5.7 % de FO, produce el más alto
- **Camión fábrica:** equipo mecanizado utilizado para el transporte de materias primas, fabricación y carguío de explosivos dentro de la labor minera.
- **Cebo o prima:** unidad compuesta por cápsula de detonación y carga explosiva de iniciación (booster)
- **Taco:** Columna de material inerte ubicado sobre la carga de explosivos
- **Carga De Columna:** Cantidad total de explosivos dentro de un barreno.

4. RESPONSABILIDADES:

Gerente de Operaciones:

Es responsable de la aprobación del presente procedimiento.

Supervisor de Operaciones:

Es responsable de la revisión y de asegurar el cumplimiento del presente procedimiento.

Ingenieros Residentes:

Son responsables de la elaboración del presente procedimiento, y de asegurar su cumplimiento.

Supervisores:

Son responsables de dar a conocer e instruir acerca de este procedimiento de trabajo.

Operadores de Carguío I y II:

Son responsables de ejecutar en forma correcta este procedimiento de trabajo.

5. MATERIALES DE TRABAJO:

- Estacas y Accesorios.

6. PROCEDIMIENTO DE TRABAJO:

- Señalizar o proteger el proyecto a cargarse.

- No primar o cargar taladros que estén calientes (recién perforados), las temperaturas mayores a 55 C° aprox. son peligrosas.
- Solicitar instrucciones de carguío conjuntamente con el operador sobre: tipo de carga, alturas de carga, accesorios utilizados, taco, sectores a cargar, elementos para cámaras de aire (Explodeck, taponex, etc) y ubicación de las mismas. Siempre debe existir coordinación de labor con el operador. Asimismo, deben tener conocimiento si es labor de adelanto o disparo.
- Coordine con el operador sobre la simbología a utilizar (procedimiento de Carguío Camión Fábrica).
- Control de accesorios: La medida de control de accesorios es la siguiente:
 - A. Booster (BM-450) es en piezas
 - B. Handidet de profundidad es en piezas
 - C. Detonador electrónico es en piezas
 - E. Conectores de superficie es en piezas

Antes de iniciar el carguío, el encargado de la camioneta de explosivos, entregará los accesorios al personal designado para repartir, se contabilizan las cajas nuevas o cerradas obligatoriamente. Al finalizar el carguío del camión, se entregará al encargado del momento el material sobrante y contabilizado, para ello existe un reporte diario de campo mediante el formato "Control diario Accesorios y Materia Prima".

- Antes de primar, debe verificar el estado del sector a volar, si hay equipo de perforación, equipos de labor minera o instalaciones.
- No primar ni cargar taladros sin estaca o medida respectiva, si están con banderín de reperfusión (Naranja), si tiene agua: Ante cualquier duda del taco o carga consulte al supervisor.
- Siempre verifique el estado de la corona del taladro, si existe piedras o material que represente un riesgo a las líneas descendentes se deben retirarlas, es su obligación; solicite ayuda de ser necesario, una vez retirado esos obstáculos prime el taladro.
- Observe la corona del taladro, si esta fracturado o si tiene poco ripio y representa un riesgo al primado, coloque doble línea en el caso de usar solo Handidet. Taladros de cresta o fracturados que tengan un taco mayor se recomienda ubicar doble línea descendente (caso de usar solo Handidet).
- La distribución de los accesorios es sobre el ripio del taladro, no los tire, déjelos caer con cuidado y la ubicación del Handidet y booster debe ser separado a una distancia de 0,50 m entre ambos.
- Antes de proceder a primar el taladro debe estar igualado a la medida solicitada.
- Previamente al primado, se deben distribuir elementos o accesorios formadores de cámaras de aire dentro de los taladros (bolsas de aire, taponex, etc), esto servirá de indicación de cantidad de carga explosiva en los diferentes taladros.
- De primarse con detonadores electrónicos, se debe encintar con cinta aislante los detonares al booster para evitar la salida de alguno de ellos.
- Una vez ubicado el coligue (palo "sostén") baje las líneas descendentes hasta una profundidad adecuada y átelos al coligue, luego a una piedra por seguridad y finalmente ubique las líneas de tal forma que queden al centro del taladro.
- Recuerde, el booster debe ir a una altura promedio del nivel de piso del banco inferior por seguridad y para aprovechar el máximo de energía del iniciador y explosivo

en la base del banco. Para esto es necesario que consulte al Supervisor la ubicación promedio ya que varía la altura de sobreperforación.

- En taladros donde el explosivo es denso (anfo pesado), cargar primeramente 2 m de explosivo, luego primar y continuar cargando, recuerde no dejar caer ripio en ningún momento, esto desacoplaría la carga.
- En el primer taladro, verifique la dosificación exacta del explosivo y la altura de carga por metro (coordine con el operador). Terminada la labor, registrar en el formato “Inspección Final del Proceso de Voladura Disparo Primario” las alturas correspondientes de los taladros.
- Si existe un taladro para reperfusión, prime solo si ha sido autorizado. De no ser así, prime solo alrededor del taladro anómalo dejando un espacio libre y seguro (25 m) que permita el ingreso de la perforadora.
- Comunicar al supervisor la cantidad de accesorios que se empleó; el cual registrará las cantidades en el formato “Inspección Final del Proceso Voladura Disparo Primario” y si queda material sobrante; debe estar siempre con una persona al resguardo, la que después de terminar la labor; entregará los accesorios al responsable; el cual anotará en su formato “Control Diario Accesorios y Materia Prima”.
- Al finalizar la jornada de primar los taladros del proyecto, se continuará con la labor de carguío, el supervisor registrará toda la información en el formato “Inspección Final del Proceso Voladura Disparo Primario”.

Taladros con agua

- Taladros con altura de agua superior a 2 metros se cargan por sistema bombeable.
- Estos taladros se cargan en el mismo día a dispararse, previa autorización del supervisor; puede sufrir variaciones la carga explosiva dentro de su composición y variar su performance.
- Para primar taladros con agua que se van a cargar por sistema bombeable, se debe atar un peso promedio de 1000 gramos al booster y debe tener una longitud promedio de 2 metros entre el booster y la piedra o peso, primar hasta que la piedra o peso toque el fondo del taladro luego proceda a cargar con explosivo.
- Si se carga por el sistema de gravedad, cargar 2 metros de explosivo, luego primar en forma normal y continúe cargando, recuerde que por este sistema se debe dar un tiempo promedio de espera para que el explosivo se acople al fondo y costado de los taladros.

7. AMBIENTE DE TRABAJO:

- La Minera cuenta con su política ambiental, la misma que OMSP UEA Pierina, por ser cliente asume el compromiso de tomarla y respetarla., a través de un conjunto de medidas destinadas a prevenir, mitigar o controlar los efectos ambientales que se pudieran generar como resultado de sus operaciones.
- Tener limpio y ordenado el área de trabajo, libre de envases o elementos innecesarios.
- Conocimiento de medidas de seguridad para el manejo de los explosivos.
- Mantener equipos y herramientas en buen estado para el control del proceso.

8. SEGURIDAD:

- Uso de equipo de protección personal: lentes, zapatos de seguridad punta de acero, guantes, casco, chaleco de seguridad, arnés y protección respiratoria.
- Equipo de protección de seguridad del área: caballetes de señalización, conos y cintas protectoras.
- Todo proyecto de perforación sea primario o secundario, la zona debe quedar protegida con conos y letreros o caballetes con las indicaciones respectivas; bien visibles y dirigidas a posibles ingresos.
- Los caballetes deben estar en la parte central o a un costado, previniendo que algún equipo pueda pisar o maltratar dicho elemento de seguridad.
- La ubicación de los conos deben ser a una distancia mínima de 15 m, de los puntos de perforación; en lo posible ubicar a una distancia muy prudente para evitar que las perforadoras maltraten los conos.
- Todo proyecto a perforarse que limite con material volado, representa un peligro de ingreso a la pala o cargador, debe estar limitado con banderines de color convenido con la Minera, estos deben ubicarse a una distancia que garantice la seguridad de los puntos de perforación o perforación misma.
- No se debe primar ni cargar taladros que estén a menos de 10 m de un cable de alta tensión.

9. REGISTROS:

- Inspección final del Proceso Voladura Disparo Primario.
- Control diario Accesorios y Materia Prima.