

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**Optimización de avances con barra de 16 pies en zona cuerpos de
la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor: Bach. Lenin Hitler TORIBIO DIEGO

Asesor: Mg. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO

Cerro de Pasco – Perú – 2019

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**Optimización de avances con barra de 16 pies en zona cuerpos de
la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Ing. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ
PRESIDENTE

Mg. Nieves Oswaldo GORA TUFINO
MIEMBRO

Ing. Rosas FLORES MEJORADA
MIEMBRO

DEDICATORIA

A dios por tener a mi familia unida, por haberme ayudado a llegar hasta este punto dentro de lo planeado, darme fe, la fortaleza, la salud y la sabiduría que fueron indispensables para lograr el objetivo.

A mis padres por su apoyo incondicional y desinteresado, que en todo momento impartieron para poder lograr mis objetivos.

A la Universidad Daniel Alcides Carrión y Facultad de Minas, amistades que conocí en toda la trayectoria de estudio y trabajo que impartieron sus saberes para poder llegar a ser un profesional de éxito.

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación denominado, Optimización de avances con barra de 16 pies en zona cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A., refiere a la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

La presente investigación tiene como características el ser científica experimental de tipo descriptivo. La población y muestra de estudio están contenidas por todas las labores mineras de avance con RMR>55 de calidad buena, en zona de cuerpos de la unidad minera Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Los resultados obtenidos en la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A., con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, se logra un impacto en cada fase del ciclo de avance; este impacto es tanto, en la mejora de la productividad como en los costos de estos procesos. Finalmente, con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura se logra un incremento de la productividad de avance por disparo en **21%**; así mismo respecto al beneficio económico en el ciclo de avances se obtiene **37.98 US\$/m**, el cual representa un **8%** del costo de avance.

Palabras clave: Optimización de avances; Perforación y Voladura.

ABSTRACT

In the present research work called, Optimization of advances with 16-foot bar in the body area of the American Unit of the Compañía Minera Casapalca SA, refers to the application of a new drilling and blasting system, in the reduction of costs and increase productivity of the advances in the area of bodies of the American Unit of the Compañía Minera Casapalca SA

The present investigation has the characteristics of being a descriptive experimental scientist. The population and study sample are contained by all the advance mining works with RMR > 55 of good quality, in the area of bodies of the American mining unit of Compañía Minera Casapalca S.A.

The results obtained in the American Unit of Compañía Minera Casapalca S.A., with the application of a new drilling and blasting system, an impact is achieved in each phase of the advance cycle; This impact is both on the improvement of productivity and on the costs of these processes. Finally, with the application of a new drilling and blasting system, an increase in advance productivity per shot is achieved by 21%; Likewise, regarding the economic benefit in the progress cycle, 37.98 US \$ / m is obtained, which represents 8% of the advance cost.

Keywords: Advance Optimization; drilling and blasting.

INTRODUCCION

La perforación y voladura es una fase importante del ciclo de minado de cualquier método de explotación, debido a que esta fase implica el avance del desarrollo, exploración y explotación de la mina, es por ello que existe una constante mejora continua de este proceso.

Compañía minera Casapalca S.A. a mediados del año 2017, trazo como objetivo mejorar y optimizar el ciclo de perforación y voladura, en las labores de avance con jumbo.

En principio se realizó un diagnóstico de la situación actual y de todos los factores que influyen en el bajo cumplimiento de los avances programados mensuales mostrándose en el anexo I, uno de los factores influyentes fue la baja eficiencia de la perforación y voladura.

Acorde a lo mencionado anteriormente la presente tesis tiene como objetivo reducir los costos e incrementar la productividad de los avances, mediante el nuevo sistema de perforación y voladura, para ello el primer paso fue la revisión de los estándares de las mallas de perforación y voladura ya existentes, procedido por el monitoreo en campo del desempeño de estas mismas y de los siguientes procesos de extracción que son consecuencias directas, limpieza-acarreo y sostenimiento.

Para un mejor entendimiento se dividió en los siguientes capítulos: En el capítulo I que trata sobre el problema de la investigación; en donde se presenta el planteamiento y formulación del problema, justificación, los respectivos objetivos, alcances y limitaciones del proyecto de investigación.

En el capítulo II del marco teórico de la investigación; donde se aprecia primero los antecedentes y luego la información teórica relevante sobre las variables de estudio y finalmente, la definición de términos básicos utilizados en la investigación, seguido de

la hipótesis y el sistema de variables.

El capítulo III del marco metodológico, en el cual se detalla el tipo, nivel método y diseño de investigación, además de las técnicas de recolección de datos y el procesamiento de información.

El capítulo IV de presentación, resultados y discusión.

Al final se complementa con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas, y los respectivos anexos del presente trabajo de investigación.

ÍNDICE

DEDICATORIA

RESUMEN

ABSTRAC

INTRODUCCION

ÍNDICE

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. IDENTIFICACIÓN Y DETERMINACIÓN DEL PROBLEMA	1
1.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	1
1.3. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.3.1. Problema principal.....	2
1.3.2. Problemas específicos	2
1.4. FORMULACIÓN DE OBJETIVOS	3
1.4.1. Objetivo general	3
1.4.2. Objetivos específicos.....	3
1.5. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.5.1. Conveniencia actual.....	4
1.5.2. Implicaciones prácticas	4
1.5.3. Valor teórico.....	4
1.5.4. Utilidad metodológica	4
1.6. LIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN.....	5

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO.....	6
2.1.1. A nivel internacional	6
2.1.2. A nivel nacional.....	7
2.2. BASES TEÓRICAS – CIENTÍFICAS.....	8
2.2.1. Generalidades	9
2.2.2. Geología	10
2.2.3. Método de explotación	20
2.2.3.1. Zona cuerpos - sub level stoping.	20
2.2.3.2. Método de minado – zona vetas esperanza y oroya.	29
2.2.4. Fundamentos sobre explosivos y teoría de detonación	33
2.2.4.1. Tipos de reacción en función de la cinética química.....	33
2.2.4.2. Mecanismos de la detonación.....	35
2.2.5. Propiedades y características de los explosivos	39
2.2.6. Explosivos industriales	49
2.2.7. Accesorios de voladura.....	55
2.2.7.1. Sistemas de iniciación.	55
2.2.8. Perforación	64
2.2.9. Mecanismo de fragmentación de la roca.	64
2.2.10. Voladuras de contorno.....	71
2.2.11. Voladuras de interior	77
2.2.12. Formulación matemática	89
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS	97
2.4. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	98

2.4.1. Hipótesis general	98
2.4.2. Hipótesis específicas	98
2.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES	99
2.6. DEFINICIÓN OPERACIONAL DE VARIABLES E INDICADORES	99

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	101
3.2. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN.....	101
3.3. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	101
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA	102
3.4.1. Población	102
3.4.2. Muestra	102
3.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	102
3.5.1. Técnicas.....	102
3.5.1.1. Observación directa.....	102
3.5.1.2. Entrevistas no estructuradas.....	102
3.5.1.3. Revisión Documentaria Referencial.....	103
3.5.2. Instrumentos	103
3.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	103
3.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	103
3.8. SELECCIÓN, VALIDACIÓN Y CONFIABILIDAD DE LOS INSTRUMENTOS DE INVESTIGACIÓN.....	104
3.8.1. Validación.....	104
3.8.2. Confiabilidad	105
3.9. ORIENTACIÓN ÉTICA	105

CAPITULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. DESCRIPCIÓN DEL TRABAJO DE CAMPO.....	106
4.1.1. Sistema de perforación y voladura actual.....	106
4.1.1.1. Monitoreo.	106
4.1.1.2. Control.....	111
4.1.1.2.1. Primera etapa.....	111
4.1.1.2.2. Segunda etapa.....	116
4.2. PRESENTACIÓN, ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS.....	121
4.2.1. Nuevo sistema de perforación y voladura	121
4.2.1.1. Primera etapa prueba.	121
4.2.1.2. Segunda etapa de prueba.	124
4.2.1.2.1. Diseño de malla de perforación y voladura con modelo de Holmberg.....	124
4.2.1.3. Tercera etapa de prueba.....	130
4.2.1.3.1. Diseño de malla perforación y voladura con el modelo de Holmberg ajustado.....	130
4.2.2. Análisis de productividad en avances con el nuevo sistema de perforación y voladura	140
4.2.3. Resultados con respecto costos de perforación y voladura	141
4.2.4. Resultados con respecto costos limpieza y acarreo	142
4.2.4.1. Reducción de la fragmentación p80.	142
4.2.4.2. Reducción de la sobre rotura.	142
4.2.5. Resultados con respecto costos de sostenimiento	143
4.3. PRUEBA DE HIPOTESIS.....	144

4.3.1. Prueba de hipótesis general	144
4.3.2. Prueba de hipótesis específica 01	145
4.3.3. Prueba de hipótesis específica 02	146
4.3.4. Prueba de hipótesis específica 03	147
4.4. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	148
4.4.1. Discusión de resultado general.....	148
4.4.2. Discusión de resultado específico 01	148
4.4.3. Discusión de resultado específico 02	148
4.4.4. Discusión de resultado específico 03	149

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFÍA

ANEXOS

I Matriz de consistencia.

II Instrumentos de recolección de datos.

III Operacionalización de variables.

IV Identificación de desvíos del incumplimiento de avances UM Casapalca.

V Utilización de herramientas de Mejora Continua de Procesos.

VI Incremento del porcentaje de cumplimiento de avances en zona de cuerpos.

VII Fragmentación y beneficio en el rendimiento de los equipos de limpieza y acarreo.

VIII Malla de perforación y voladura diseñada con el modelo Holmbreg ajustado.

IX Evidencias de Pruebas con barra 16 pies 1°, 2° y 3° etapa.

X Rendimientos de equipo Casapalca.

XI Costo horario de equipos Casapalca.

INDICE DE FIGURAS

Figura: 1 Ubicación de la Mina.	9
Figura: 2 Montañas Este.	11
Figura: 3 A la izquierda afloramientos producto de la erosión glacial y a la derecha afloramiento producto de la erosión diferencial.	12
Figura: 4 Formas de relieve.	13
Figura: 5 COLUMNA ESTRATIGRAFICA DE CIA. MINERA CASAPALCA S.A.	19
Figura: 6 Chimenea VCR y distribución de carga.	22
Figura: 7 Modelamiento de Cuerpo Mineralizado.	25
Figura: 8 Perforación positivos nivel inferior.	25
Figura: 10 Voladura positivos nivel inferior.	26
Figura: 9 Perforación positivos y negativos nivel intermedio.	26
Figura: 12 Voladura negativos nivel intermedio.	27
Figura: 11 Limpieza de mineral nivel intermedio.	27
Figura: 13 Voladura positivos nivel intermedio.	28
Figura: 14 Relleno de tajeo vacío nivel intermedio	28
Figura: 16 Tajeo Convencional.	31
Figura: 15 Tajeo convencional perforación y voladura.	31
Figura: 17 Tajeo convencional limpieza.	32
Figura: 18 Tajeo convencional relleno.	32
Figura: 19 Tipos de reacción en función de la cinética química.	34
Figura: 20 Zona del proceso de detonación.	36
Figura: 21 Presión de detonación (Pd) y presión de burbuja (Pe) de dos tipos de explosivo.	38
Figura: 22 Péndulo Balístico.	40
Figura: 23 Determinación poder rompedor, Método Hess.	42
Figura: 24 Partes de la medición de VOD.	43
Figura: 25 Equipo de medición VOD Microtrap.	44
Figura: 26 Ejemplo de medida VOD.	44
Figura: 27 Encebado Emulsión y Booster.	47

Figura: 28 Ensayo de sensibilidad a la onda explosiva.	48
Figura: 29 Anfo Famesa.	51
Figura: 30 Diferentes tipos de emulsión en función de la proporción Emulsión/Anfo..	53
Figura: 31 Detonador no eléctrico.....	57
Figura: 32 Tubo de transmisión.....	57
Figura: 33 Microchip e inflamador de detonador electrónico.	59
Figura: 34 Componentes del sistema de detonación electrónico.....	60
Figura: 35 : Cordón detonante	62
Figura: 36 Multiplicadores (Boosters).....	63
Figura: 37 Mecha lenta y engarce con detonador ordinario.	64
Figura: 38 Esfuerzo generados en función de tiempo a diferentes distancias del barreno (Langefors).	66
Figura: 39 Tipos de fisuras en las proximidades del barreno.	67
Figura: 40 Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.....	68
Figura: 41 Tensiones generadas al detonar barrenos adyacentes a la vez.....	73
Figura: 42 Voladura de pared lisa se logra perforando taladros en una relación burden - espaciamiento de “1 ½ a uno”.	75
Figura: 43 Para lograr una máxima amortiguación, coloque las cargas lo mas cerca posible al lado de la excavación.	77
Figura: 44 Diferentes grupos de barrenos en una voladura de interior.	80
Figura: 45 Esquema de perforación de barrenos inclinado (cuele en “V”)......	82
Figura: 46 Esquema de perforación de barrenos paralelos.....	83
Figura: 47 Ejemplos de cortes quemados: a) Arranque Gronjund, b) Arranque Michigan, c) Taladro “Gato” con taladros de 3”, d) Arranque quemado triangulo con taladros 1.4”, e) Arranque quemado con tres taladros vacíos de 3” (Basado en Langefors & Kihistrom).	87
Figura: 48 Arranque de cuatro secciones: Diámetro 110mm (4.3”) (Basado en Langefors & Kihistrom).	87
Figura: 49 Arranques de Cilindro Frecuentemente Usados.	88
Figura: 50 Espaciamiento, Burden y carguío inicial de los taladros del perímetro, sugeridos para voladura de control del perímetro en túneles.	89
Figura: 51 Partes del frente.....	89
Figura: 52 Influencia en la desviación de los barrenos.	93

Figura: 53 Vista de taladros de arrastre.....	96
Figura: 54 Frentes sin marcar los tres ejes.	110
Figura: 55 Taladros del arranque al alivio a 15cm.	110
Figura: 56 No se usa los tres guidores.	110
Figura: 57 Manguera de carguío sin marcar.....	110
Figura: 58 Tacos de 1.20m después de la voladura.....	110
Figura: 59 Falta de simetria y control de paralelismo en el arranque.	110
Figura: 60 Pintado de los ejes (cola).	115
Figura: 61 Uso de tres guidores.	115
Figura: 62 Taladros del arranque perforado a 27cm.	115
Figura: 63 Marcado de maguera de carguio.	115
Figura: 64 Tacos 20cm despues de la voladura.....	115
Figura: 65 Longitud de perforacion 3.80m.....	115
Figura: 66 Control de paralelismo de taladros.	116
Figura: 67 Resultados de Voladura.	116
Figura: 68 Prueba con los fanel (MS) en el arranque.....	116
Figura: 69 Medición de avance.	116
Figura: 70 Malla propuesta para RMR>55 Perforación 14 pies	118
Figura: 71 Taladros perforados de acuerdo al diseño.....	120
Figura: 72 Sobrante de anfo 12 kg.	120
Figura: 73 Pintado de malla de perforacion según diseño.....	120
Figura: 74 Medicion del avance.	120
Figura: 75 Uso de plantilla para el pintado del arranque.....	120
Figura: 76 Resultado de la voladura de la corona.	120
Figura: 77 Perfil de la labor Cx-316 Nv-14.....	121
Figura: 78 Taco de 20cm	121
Figura: 79 Malla propuesta para RMR>55 en perforaciones de 14 pies, se probara en 16 pies.....	122
Figura: 80 Malla diseñada con modelo matemático de Holmberg, segunda etapa de prueba.	128
Figura: 81 Malla diseñada con modelo matemático de Holmberg, tercera etapa de prueba.	138
Figura: 82 Determinación de perímetro entre los 2 sistemas de PyV.	144

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Explosivos a utilizar en labores de desarrollo.....	24
Tabla 2: Comparativo de Método de explotación corte y relleno.....	30
Tabla 3: Valores orientativos de la RCS para algunos tipos de rocas.....	70
Tabla 4: Concentración de carga del taladro de arranque y espaciamiento desde taladros vacíos para los arranques de taladros paralelos (Basado en Langfors & Kihistrom).....	85
Tabla 5: Factor de fijación y relación.....	96
Tabla 6: Operacionalización de variables e indicadores.....	100
Tabla 7: Resultados de Voladuras – seguimiento setiembre 2017.....	107
Tabla 8: Resultados de Voladuras – Seguimiento octubre 2017.....	108
Tabla 9: Comparativo de seguimiento Octubre y controles ejecutados Noviembre para 14 pies.....	111
Tabla 10: Ahorro Noviembre de Explosivos y accesorios de los controles realizados.....	112
Tabla 11: Resultados de Voladuras – Controles Noviembre 2017.....	113
Tabla 12: Resultado de Voladuras RMR> 55 – Noviembre 2017 Perforación barra de 14 pies.....	117
Tabla 13: COMPARATIVO KPIS MALLA ESTANDAR NOVIEMBRE Y PROPUESTA DICIEMBRE.....	117
Tabla 14: Resultado de Voladuras RMR> 55 – Diciembre 2017 Perforación barra de 14 pies.....	119
Tabla 15: Cuadro de resultados de primera etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.....	123
Tabla 16: Cuadro de resultados de segunda etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.....	129
Tabla 17: Cuadro de valores “K” en función la Resistencia comprensiva General.....	131
Tabla 18: Cuadro de valores “K” en función la Resistencia comprensiva específica.....	132
Tabla 19: Cuadro de resultados de segunda etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.....	139
Tabla 20: Porcentaje de incremento de productividad con nuevo sistema de PyV.....	140
Tabla 21: Proyección de mejora de avances con nuevo sistema de PyV.....	140
Tabla 22: Cuadro resumen de reducción de costo de PyV con nuevo el sistema.....	141

Tabla 23: Costo por tonelada extraído en diferente tamaño de fragmentación entre los 2 sistemas de PyV.....	142
Tabla 24: Diferencia de tonelaje extraído por metro de avance entre los 2 sistemas de PyV	142
Tabla 25: Cuadro resumen de reducción de costo de Limpieza y Acarreo con nuevo sistema de PyV.	143
Tabla 26: Cuadro de cálculo de reducción de % de sobre rotura con nuevo sistema de PyV.....	143
Tabla 27: Cuadro resumen de Ahorro General con nuevo sistema de PyV.	145
Tabla 28: Cuadro de Ahorro específico en Perforación y Voladura.	146
Tabla 29: Cuadro de Ahorro específico en limpieza y acarreo.	146
Tabla 30: Cuadro de Ahorro específico en sostenimiento.....	147

INDICE DE GRAFICOS

Gráfico 1: Resultado cuando se realiza la voladura con dirección a un taladro vacío desde diferentes distancias y dimensiones del taladro vacío (Basado en Langefors & Kihistrom).	86
Gráfico 2: Relación entre el número de taladros y el área seccional del túnel.....	88
Gráfico 3: Concentración de carga para primer cuadrante.....	92
Gráfico 4: Concentración de carguío para 2 cuadrante y 4 cuadrante.....	93
Gráfico 5: Avances por zonas zona cuerpos-Octubre 2017.	108
Gráfico 6: Tendencia de avances en controles Noviembre.	113
Gráfico 7: Tendencia de Factor de avance controles Noviembre.....	114
Gráfico 8: Tendencia de Disparos Malla Estándar Vs Malla Propuesta.	119
Gráfico 9: Tendencia de avance por disparo en primera etapa de pruebas	123
Gráfico 10: Tendencia de avance por disparo en Segunda etapa de pruebas	129
Gráfico 11: Tendencia de avance por disparo en Tercera etapa de pruebas.	139
Gráfico 12: Proyección de mejora de avances con nuevo sistema de PyV.	140

CAPITULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y Determinación del Problema

La perforación y voladura es una etapa del minado muy importante en la minería subterránea, es importante realizar el análisis del desempeño de esta etapa y su mejora continua en referencia a la seguridad, productividad y costos.

Desde mediados del año 2017 la Compañía Minera Casapalca, ha llevado sus esfuerzos en la mejora del proceso de perforación y voladura en avances en la zona de cuerpos. Se identificó el bajo desempeño de los indicadores de perforación y voladura de enero a agosto del año 2017 en avances con jumbo.

Acorde a lo mencionado anteriormente, surgió la necesidad reducir los costos e incrementar la productividad de los avances, bajo un principio de la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, el cual refiere a la aplicación de perforación y voladura con barra de 16 pies.

1.2. Delimitación de la Investigación

Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación serán enmarcados dentro del periodo 2017 – 2018, considerando la temática de las pruebas con el nuevo sistema de perforación y voladura.

El proyecto se realizará en la Compañía Minera Casapalca S.A, en la U.M. Americana en la zona de Cuerpos Mery, esta misma se ubica en el distrito de Chicla de la provincia de Huarochirí del departamento de Lima.

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema general

¿Contribuye la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?

1.3.2. Problemas específicos

- ¿Contribuye la reducción de costo de perforación y voladura, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S. A.?
- ¿Contribuye la reducción de costo de limpieza y acarreo, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?
- ¿Contribuye la reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e

incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?

1.4. Formulación de Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Determinar si la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

1.4.2. Objetivos específicos

- Determinar la reducción de costo de perforación y voladura, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A
- Determinar la reducción de costo de limpieza y acarreo, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A
- Determinar la reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A

1.5. Justificación de la Investigación

La presente investigación se justifica por los siguientes criterios:

1.5.1. Conveniencia actual

Sin duda alguna, este aspecto es esencial, ya que la presente reducción de costos e incremento de productividad de los avances, es conveniente para este tiempo y espacio en el cual se busca incrementar la productividad de avance por disparo, pues existen evidencias que se tienen retrasos con los avances.

1.5.2. Implicaciones prácticas

En tal sentido, la presente investigación tiene carácter práctico, debido que manipulará la variable independiente con la finalidad de concluir en resultados que propicien y evalúan el mejoramiento de los avances lineales, con las nuevas técnicas de voladura y capacitación del personal.

1.5.3. Valor teórico

La presente información recopilada, trabajada y aplicada en campo servirá de sustento para el presente trabajo y otras optimizaciones similares, ya que enriquece el marco teórico y/o enfoque de conocimientos que existe sobre el tema en mención, es decir mejorar la eficiencia de los avances en la unidad americana.

1.5.4. Utilidad metodológica

La presente tesis tiene una importancia metodológica, debido que permitirá poner en práctica la investigación científica, utilización de técnicas y procedimientos para llevar bien el trabajo, llegando a conclusiones válidas y confiables.

En la presente investigación el instrumento diseñado y elaborado, servirá en la recopilación de información y asimismo para evaluar los datos, los mismos que serán guiados y orientados en su totalidad por el método científico. En ese tal sentido la presente investigación se justifica.

1.6. Limitaciones de la Investigación

- Dentro de las limitaciones tenemos que no se cuenta con la viga de 16 pies, para la perforación directa con barra de 16 pies.
- En la unidad para el carguío de frentes solo se cuenta con detonadores no eléctricos de periodos largos de 4.2 metros.
- En la unidad solo se cuenta con Tubos de arrastre de 4 metros.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del Estudio

Se cuentan con estudios teóricos y prácticos de investigaciones en perforación y voladura, directa e indirectamente relacionados con el presente tema en investigación los cuales harán más viable el estudio; los cuales son:

2.1.1. A nivel internacional

- Andrés Alejandro Garrido. (2007). Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente (Tesis Pregrado). Universidad de Chile, Chile. En conceptos globales el desarrollo de la presente investigación da cuenta de una evaluación técnica, enfocado en la evaluación de la eficiencia global y los presentes estándares de las tronaduras en desarrollo horizontal, en el nivel de producción en La Mina Reservas Norte de División El Teniente de Codelco Chile. La gran cantidad de variables que intervienen en una voladura hace necesario adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta evaluación de este proceso, antes, durante y después de su desarrollo, así como de una

adecuada cuantificación y control del daño que ella puede producir, conducente a lograr un diseño óptimo.

- Altamirano Condor, Álvaro. (2014). Diseño de tronadura en una fase - aplicación a minería continua - CODELCO - División Andina (Tesis Postgrado). Universidad de Chile, Chile. El objetivo de la tesis es realizar una evaluación de los programas de voladuras, considerando la voladura en una sola etapa, para su futura adaptación en el MCA. La primera etapa inicia con la evaluación de las propiedades del macizo rocoso. Este primer paso es primordial para determinar las constantes del terreno. En el estudio, se utiliza el modelo de Holmberg y Persson (Persson et al., 1994). En la segunda etapa se define las propiedades del explosivo. En la tercera etapa consta de la definición de los parámetros de diseño preliminares, como: burden, espaciamiento y longitud del taco. Esto basado principalmente por geometría de diseño.

2.1.2. A nivel nacional

- Jáuregui Aquino, Oscar Alberto. (2009). Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura (Tesis de pregrado). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú. Tiene como objetivo presentar la factibilidad de la reducción de los costos operativos de una empresa minera, mediante la aplicación de estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias del ciclo de minado el cual es el ciclo de la perforación y voladura, impactando de esta manera positiva el ciclo de minado.

- Freddy Herrera. (2011). Estandarización y reducción del número de taladros en las mallas de perforación actuales en UM CERRO LINDO – MILPO. Recuperado de <https://es.slideshare.net/FreddyAlvaroHerreraC/informe-tecnico-perforacion-y-voladura-en-frentes> El informe de dicho trabajo tuvo como objetivo el Estandarizar los diseños de las mallas de perforación y carguío de los frentes de avance según a los cambios litológicos que presenta el terreno. } Incrementar el rendimiento de avance por disparo a un 4.10 mts/disparo para una perforación con una barra de 16 pies. } Controlar la fragmentación mediante el uso del software SPLIT. } Ajustar los factores de potencia en función a la fragmentación y los índices de daño que se obtiene. Optimizar la cantidad de taladros para las secciones de 5mts x 4mts. En dicha trabajo llegaron a la conclusión y obtención de resultados para la longitud de barra de 16 pies un avance efectivo de 4.10 mts/disparo con 44 taladros cargados y 3 alivios rimados. Reportaron que el 75% de fragmentos pasa por la malla P 50 , inferior a un diámetro 22.94 pulgadas (58cmts), la fragmentación lograda es adecuada en función a su chancado primario.

2.2. Bases Teóricas – Científicas

Durante el desarrollo de la presente Tesis presentaremos información tanto bibliográfica, de campo, que servirán de evidencia en la presente investigación.

2.2.1. Generalidades

2.2.1.1. Ubicación.

La Mina Casapalca actualmente llamada Mina Alpayana por el cambio de la razón social, se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima.

Geográficamente se localiza en la parte central, del flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los Andes a un nivel de altura en promedio de 4,400 m.s.n.m, (Figura N°1).

El campamento de Casapalca se encuentra a una altura sobre los 4350 m.s.n.m. con coordenadas UTM:

366761.70E, 8710455.60N, la bocamina principal llamada Gubbins se encuentra a los 4200 m.s.n.m.m.



Figura: 1 Ubicación de la Mina.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

2.2.1.2. Accesibilidad.

Carretera asfaltada siguiendo la ruta de la carretera central Lima - Casapalca con una distancia aproximada de 129 Km desde el centro de Lima. El recorrido hasta la mina es en promedio de tres horas.

Así mismo por la Carretera Asfaltada Huancayo - La Oroya - Casapalca con una distancia de 100 Km. De igual manera en un tiempo de tres horas de viaje.

2.2.2. Geología

2.2.2.1. Geomorfología.

2.2.2.1.1. Geomorfología regional.

En la región del distrito Minero de Casapalca, se encuentra ubicada en el conocido cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, el relieve es relativamente empinado, cuyas declinaciones evidencian profunda erosión. Producto de la acción glacial, fluvial y la erosión diferencial.

2.2.2.1.2. Geomorfología local.

En el sector de Casapalca, se presenta las siguientes unidades las principales unidades morfológicas.

A) PISO DE VALLE. -

Se encuentra ubicado a través de toda la quebrada Carmen el cual se emplaza entre los 4100 y 4550 m.s.n.m.

B) MONTAÑAS DEL NORTE Y SUR. -

Se ubica al norte y sur de la quebrada Carmen.

C) CIRCO GLACIAR.-

Se ubica emplazada al Este del campamento Carmen. Entre los 5600 y 4700 m.s.n.m.

D) MONTAÑAS DEL ESTE.-

Se encuentra emplazada al Este del campamento Carmen, el cual se encuentra por encima de los 4600 m.s.n.m. hasta los 5200 m.s.n.m. conformado por rocas sedimentarias y volcánicas con pendientes abruptas y accidentadas.



Figura: 2 Montañas Este.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

E) HIDROGRAFÍA.-

El afluente principal se ubica en la quebrada Carmen el cual recorre del N-S, este desemboca al afluente principal de la zona representado por el Río Rímac, este recorre de Este a Oeste drenando detríticamente hacia el Océano Pacífico.

F) RELIEVE VALLE.-

La mina Casapalca se ubica al interior de un valle, con influencia glaciaria, con presencia de pendientes abruptas en las zonas bajas

(campamentos y bocamina principal) entre los 4100 y 4500 m.s.n.m., y con presencia de una pendiente moderada a plana en las zonas entre los 4500 y 4600 m.s.n.m. el cual pertenece a un circo

glaciar y presencia de una laguna glaciar, así mismo en las zonas altas corresponden a los 4600 y 5100 m.s.n.m. con una pendiente abrupta y accidentada.

El proceso morfo tectónico alcanzando en el Cenozoico, han generado la formación de marcados rasgos geomorfológicos clasificados por consiguientes.

unidades: Flanco Occidental Andino Disectado, en la cual es Zona de Altiplanicies, Vestigios de la Superficie Puna, Valle y por último zonas de altas cumbres; esto es a nivel de los cuadrángulos de Matucana y Huarochiri.



Figura: 3 A la izquierda afloramientos producto de la erosión glaciar y a la derecha afloramiento producto de la erosión diferencial.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

G) EROSIÓN.-

La acción de la erosión en este zona es constante e intensa, se identifica por un proceso de profundización en el cauce del río, y

una elevada meteorización de las rocas que se encuentran allí mismo, resultado de las bajas temperaturas ambientales que alcanzan y estos desquebrajan la roca, así mismo la erosión glacial se presenta intensa en las zonas altas.

Resultado de la intensa y constante erosión podemos apreciar la existencia de morrenas y material coluvial, y eluvial, primordialmente ubicados en las faldas de los cerros.



Figura: 4 Formas de relieve.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

2.2.2.2. Geología regional.

La secuencia estratigráfica del distrito está representada, por rocas sedimentarias y volcánicas interestratificadas, cuyas edades fluctúan desde la época del cretácico hasta el cuaternario.

2.2.2.2.1. Estratigrafía.

Se ha reconocido las siguientes unidades estratigráficas:

A) Formación Goyllarisquisga

Son las rocas más antiguas reconocidas en el distrito, constituida por cuarcitas de color blanco de grano fino con intercalaciones y

mantos de carbón. Su afloramiento se ha reconocido solo en la quebrada Huayamay o Carboynacu, cerca de la entrada del túnel Graton.

B) Formación Machay

Se encuentra en concordancia sobre la formación Goyllarizquisga, constituida por calizas gris claras, también llamadas Calizas Jumasha. También afloran en la vecindad del túnel Graton.

C) Formación Casapalca

La formación Casapalca comprende rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en tres miembros que son de abajo hacia arriba: a) Capas Rojas, constituida por una potente serie de areniscas y lutitas de grano fino de color rojo. Las capas rojas están intruidas localmente por la “Andesita veintiuno” y el “Pórfido Victoria”. b) Volcánicos Amigdaloides, que es un delgado derrame de andesitas basálticas y c) Miembro Carmen, una serie de areniscas, lutitas y conglomerados lenticular Miembro Carmen de manera que éstas variaciones en profundidad, representan en verdad variaciones laterales, muy explicables por cierto, debido a la naturaleza continental de deposición.

Miembro Capas Rojas: Se caracteriza por presentar intercalaciones entre lutitas y areniscas calcáreas, mostrando un

conjunto coloraciones rojizas debido a las diseminaciones de hematita.

Carmen: Sobreyace relacionado a las Capas Rojas, se ubican en una serie de paquetes de conglomerados intercalados con la capas de areniscas y lutitas, con la potencia que varía de 80 a 100 mts.

D) Formación Carlos Francisco

La Formación Carlos Francisco, consta de una secuencia de rocas volcánicas que ha sido dividida en tres miembros:

a) Volcánicos Tablachaca: Se identifica por mostrar rocas volcánicas porfiríticas de color gris-rojizas del tipo andesítico.

b) Volcánicos Carlos Francisco: Se identifica por mostrar rocas volcánicas afaníticas tipo andesítico, de color gris principalmente.

c) Tufos Yauliyacu: Se identifica por mostrarr tufos volcánicos de color rojizo intenso los cuales suprayacen al miembro Carlos Francisco.

E) Formación Bellavista

Esta consta de en una serie de tufos volcánicos intercalados con calizas grises. En los niveles más profundos s de la Mina Casapalca se presenció unos horizontes de anhidrita intercalados con lutitas.

F) Formación Río Blanco

Consta de en una serie de tufos estratificados que reposa concordantemente sobre la formación Bellavista. Los volcánicos de Río Blancos son las rocas más jóvenes del Perú.

2.2.2.2. Rocas intrusivas.

Las rocas intrusivas en el distrito de Casapalca, son de forma hipabisal y muy jóvenes e iguales entre sí. principalmente se presentan como diques o pequeños stocks de andesita porfírica que atraviezan al pórfido Carlos Francisco.

2.2.2.3. Geología local.

Las rocas que incluyen las dos mineralizaciones están conformadas por la secuencia plegada de sedimentos cretáceos continentales, en los extremos Oeste y Este de la mina, identificados como Formación Casapalca, con dos miembros litológicos: el miembro inferior “Capas Rojas Casapalca”, conformado por areniscas, limolitas y lutitas rojizas, con algunos porcentajes de las calizas blanquecinas y la formación superior identificado como conglomerado Carmen conformado por areniscas arcillosas silicificadas de color rojizo, blanqueadas por la acción de la alteración hidrotermal, con algunos horizontes lenticulares de conglomerados.

2.2.2.3.1. Depósitos cuaternarios.

A) DEPÓSITOS GLACIARES.

Comprende los depósitos morrenicos antiguos y recientes que se ubican en las partes altas de los valles o cubriendo el fondo o márgenes de estos mismos.

B) DEPÓSITOS FLUVIOGLACIARES.

Pertenece al material acarreado por los rios o quebradas, por el proceso erosivo; como resultado se han formado terrazas de

material aluvional en los bordes de los rios y los más recientes en los lechos.

C) DEPÓSITOS COLUVIALES.

Se encuentran en la parte más baja de las laderas de los cerros el cual se aprecia y identifica como material de escombros conformado por gravas y bloques sub-angulosos, con matriz arenosa y limosa.

2.2.2.4. Geología estructural.

2.2.2.4.1. Generalidades.

El factor estructural es importante en la mina Casapalca, los múltiples movimientos dados durante la tectónica Andina han originado la conformación del marco estructural en la zona, utilizando estas grandes zonas debilitadas previamente formadas por la tectónica andina, el proceso de magmática del Mioceno Tardío ha posibilitado el emplazamiento de intrusivos ácidos los cuales son los causantes de la mineralización en esta zona.

2.2.2.4.2. Anticlinales-sinclinales.

Siendo el más representativo el gran sinclinal conocido como Pumatarea-Aguascocha, este mismo tiene una dirección de NW-SE y una longitud en toda su extensión de hasta 9 km. Este mismo controla toda la zona de Casapalca, seguido se tiene el anticlinal de Casapalca cuya longitud es de hasta 2 km., así mismo con su eje paralelo al sinclinal, y el anticlinal de Antupuquio de extensión

de 1 km. de longitud con su eje también paralelo al eje del sinclinal.

2.2.2.4.3. Fallas y fracturas.

Se reconoce como las estructuras más resaltantes en la zona Casapalca son las fallas perpendiculares al eje sinclinal Pumatarea-Aguascocha, las cuales tienen como orientación N-S y tienen como relleno soluciones hidrotermales, y en algunas situaciones fueron utilizados como ductos para la circulación de dichas soluciones.

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.	
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Morrenas	
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Jaqui	Formación Malauala	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.
				Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.
			Formación Ingahuasi	50		Tobas blancas calcáreas.	
			Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
			Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.	
	MIOCENA		Formación Millotingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas	
			Formación Castrovireyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.	
			Grupo Sacsaguero	2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas	
	PALEÓGENO	EOCENA	SUP.				
			MED.	Formación Tantará	100		Andesita / Riolita Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso.
MESOZOICA	CRETÁCEO	SUPERIOR	Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo. Dioritas.	
			Formación Celendín	400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso.	
			Formación Jumasha	400		Calizas compactas en estratos gruesos a delgados.	
			Formación Pariatambo	120		Calizas, lutitas de color negro fétido.	
			Formación Chúlec	220		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
		INFERIOR	Formación Pariahuanca	260		Calizas y margas calcáreas.	
			Grupo Goyllasquisga	Formación Farrat	700		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.
				Formación Carhuaz	450		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.
				Formación Santa	100		Caliza gris y arrollitas abigarradas.
				Formación Chimú	400		Cuarzitas grises con intercalaciones de material bituminoso.
	JURÁSICO	MEDIA	Formación Chaucha	300		Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas.	
			Formación Cercapuquio	322		Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris.	
TRIÁSICO	SUPERIOR	Grupo Pucará	Formación Condorsinga	1000		Calizas gris azulada con presencia de venillas de calcitas.	
			Formación Aramachay	400		Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limoarcillitas carbonosas.	
			Formación Chamberá	300		Calizas micríticas con nódulos de chert.	
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mitu	1700		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.	
		INFERIOR	Grupo Copacabana	150		Intrusivos y brechas volcánicas.	
	CARBONÍFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Areniscas, calizas y lutitas de color brunáceo.	
		INFERIOR	Grupo Ambo	900		Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas Monzogranitos, granitos.	
	DEVONIANO	SUPERIOR	Grupo Cabanillas		780		Conglomerados, molasas rítmicas, areniscas feldespáticas.
		INFERIOR					
	SILURIANO			Metasedimentitas no diferenciadas	700		Secuencias tipo flysh con areniscas, lutitas y pizarras Disc. ang. Filitas con escasas intercalaciones de cuarzo, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles.

Figura: 5 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DE CIA. MINERA CASAPALCA S.A.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

2.2.2.4.4. Mineralización.

Casapalca en su zona de vetas es productora de plata (tetraedrita, freibergita), plomo (galena), Zinc (esfalerita), y cantidades mínimas de cobre (calcopirita, bornita), estos mismos son los minerales de mena de mayor presencia; por otro lado como minerales de ganga se encuentran pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo.

En la otra zona de cuerpos y de mayor producción en cuanto volumen de la mina Casapalca, el cual se le identifica como la productora principal de Zinc (Marmatita y Esfalerita) y en menor cantidad plata, plomo y cobre. Como minerales de ganga se encuentran principalmente la pirita, calcita y cuarzo.

2.2.3. Método de explotación

2.2.3.1. Zona cuerpos - sub level stoping.

Introducción

En este método contempla la preparación de Galerías de Perforación (GP), Galería de base y transporte para la evacuación del mineral volado y chimeneas positivas y negativas VCR para generar la cara libre.

La Perforación se realiza con equipo de perforación de taladros largos radial y positivos, utilizando longitudes que están entre 15 - 25 m. El transporte y evacuación del mineral se realiza desde la galería base.

La aplicación de este método depende sea el caso para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de la calidad de la roca deben ser buenas, poseer paredes y techos firmes y estables.

La calidad de la roca tiene que ser competente y con un ángulo de buzamiento mayor a 60° , usualmente se aplica el método en yacimientos verticales que tengan formas y dimensiones regulares.

Carguío del mineral: El mineral volado cae por gravedad y es extrae por las ventanas o drawpoints, abarcando toda la base del tajo.

1.- Preparación

Las labores de preparación comprenden: Los sub niveles con estos mismos tienen comunicaciones con el nivel base, las ventanas de extracción y el primer corte para generar una cara libre. Para los taladros negativos.

Este corte se realiza como una explotación de una veta estrecha por SLS. En cada sub nivel se ejecuta una galería perpendicular al eje longitudinal del tajo. Se atribuye los sub niveles de perforación en un SLS estrecho, donde se ejecuta la chimenea central esta misma une estas galerías que sirve a su vez de primer corte para este pequeño SLS.

Este trabajo se realiza simultáneamente con los respectivos sub niveles de perforación y con el nivel base.

Galería de Perforación:

La sección de estas galerías pueden ser de 3.5x3.5 – 4x4 respectivamente, estando separados por pilares, si los cuerpos son de mayor potencia 20m.

Galería de Transporte:

Estas son ejecutadas simultáneamente con la galería sobre el cuerpo. Las que además son paralelas entre sí, interceptadas por las ventanas de extracción del mineral.

Chimenea V.C.R.

Las chimeneas negativas del tipo de método V.C.R. (Vertical Crater Retreat) son de sección 2,5 x 2,5 mt², son ejecutadas para negerar la cara libre de un determinado cuerpo en producción como se muestra en la siguiente figura.

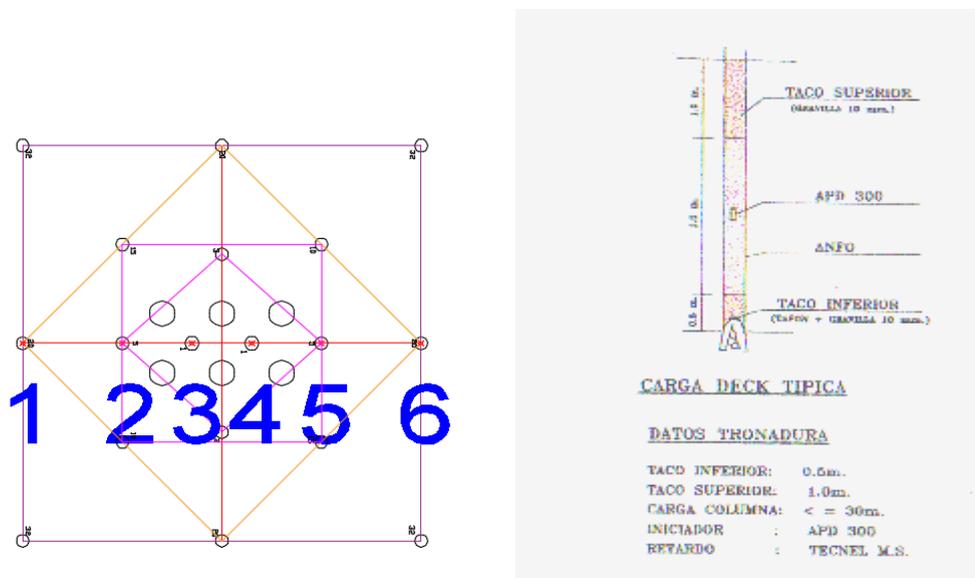


Figura: 6 Chimenea VCR y distribución de carga.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

Los parámetros en cuanto a la Perforación y Voladura para la construcción de una chimenea del tipo V.C.R. son las siguientes:

- Iniciador booster 1/3 libra, cartuchos de emulsiones.
- Retardo: Detonadores no eléctricos Ms.
- Taco Superior: 1.0 m y taco inferior de 0.50m con el taponeado.

Carguío y Transporte:

Las operaciones de carguío y transporte, se realizan con equipos L.H.D. de 6 yardas cubicas y de 4.10 yardas cúbicas.

Estos son transportan desde la galería o ventanas de extracción hasta los ore pass (echaderos de mineral). Así mismo también cuando las distancias son regulares el mineral es cargado a los Dumpers o Volquetes y transportado a los ore pases, luego su extracción mediante el pique a tolvas de superficie, luego transportado con Volquetes de 30 Tn. hasta planta.

Operaciones unitarias

2.-Desarrollos

Los explosivos utilizados para la ejecución de las labores de avance en promedio son:

Tabla 1: Explosivos a utilizar en labores de desarrollo.

EXPLOSIVO	4,0 x 4,0 m.
ANFO	125 Kg.
FANELES	31 unidades
CARMEX	2 unidades.
PENTACORD	25 m.
EMULNOR.	96 unidades

3.- Voladura secundaria

Esta complementa a la Voladura Primaria, con el objetivo de uniformizar los bancos que se producen después de un voladura, esta Voladura Secundaria representa un 28% de la Voladura Primaria.

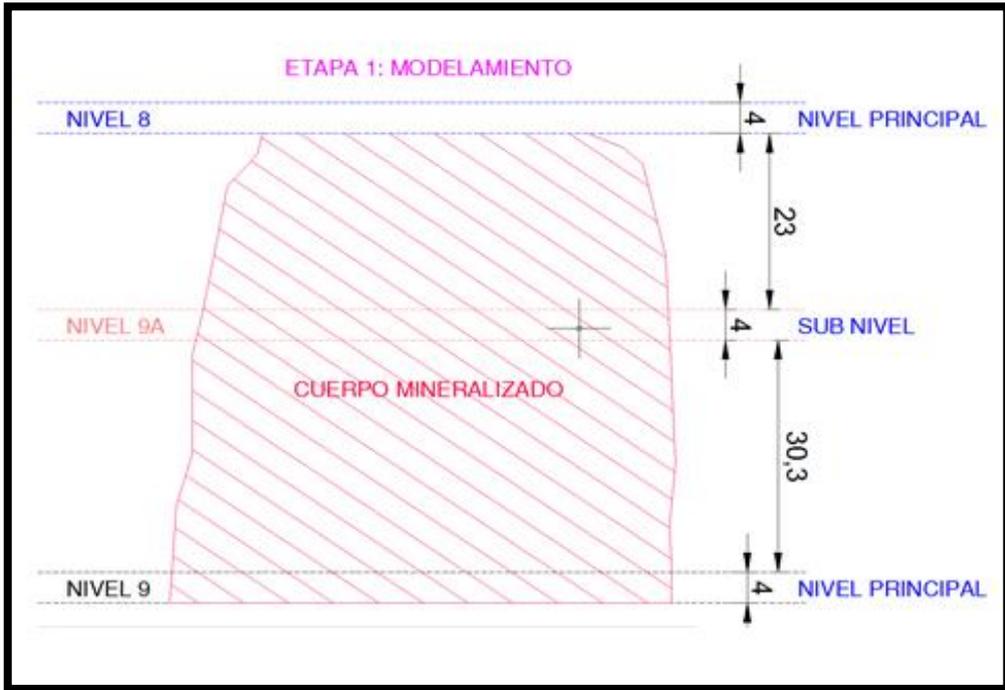


Figura: 7 Modelamiento de Cuerpo Mineralizado.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

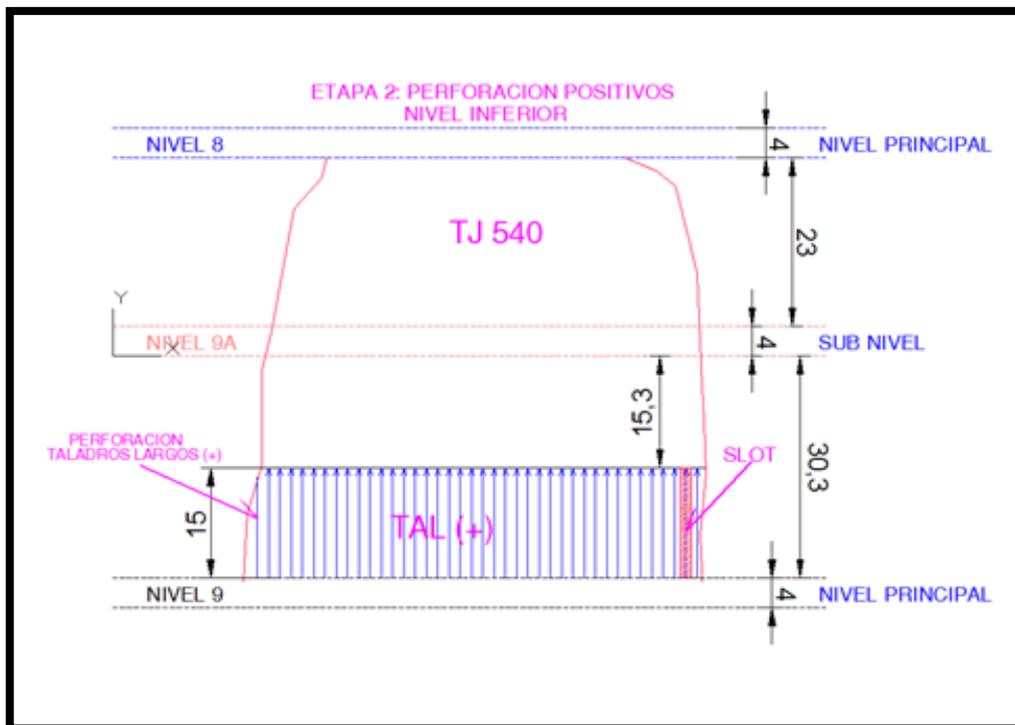


Figura: 8 Perforación positivos nivel inferior.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

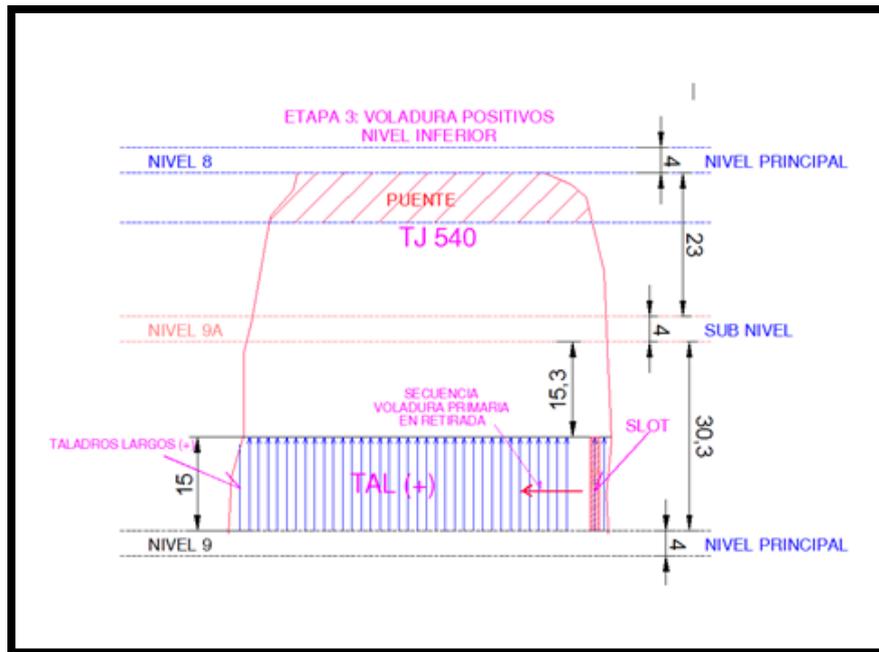


Figura: 9 Voladura positivos nivel inferior.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

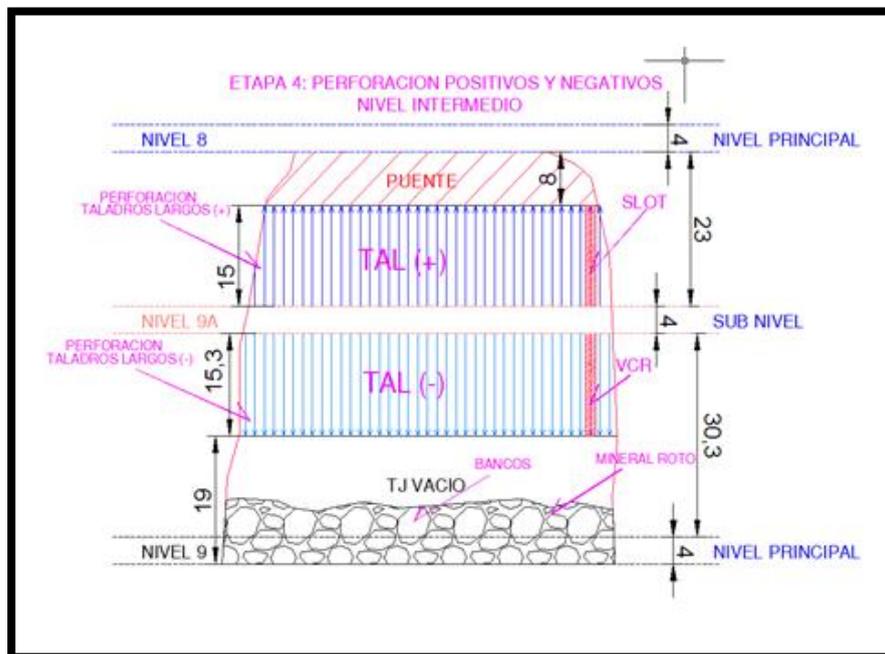


Figura: 10 Perforación positivos y negativos nivel intermedio.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

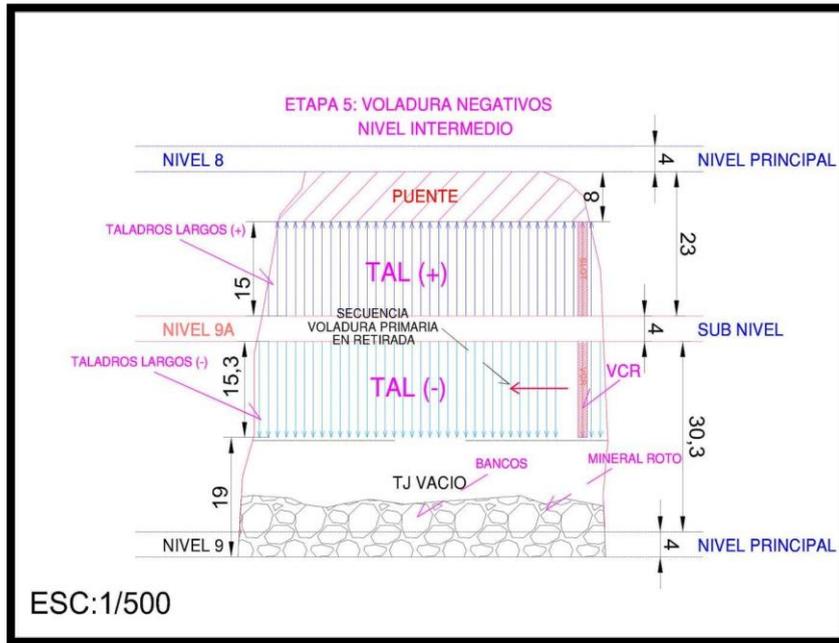


Figura: 11 Voladura negativos nivel intermedio.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

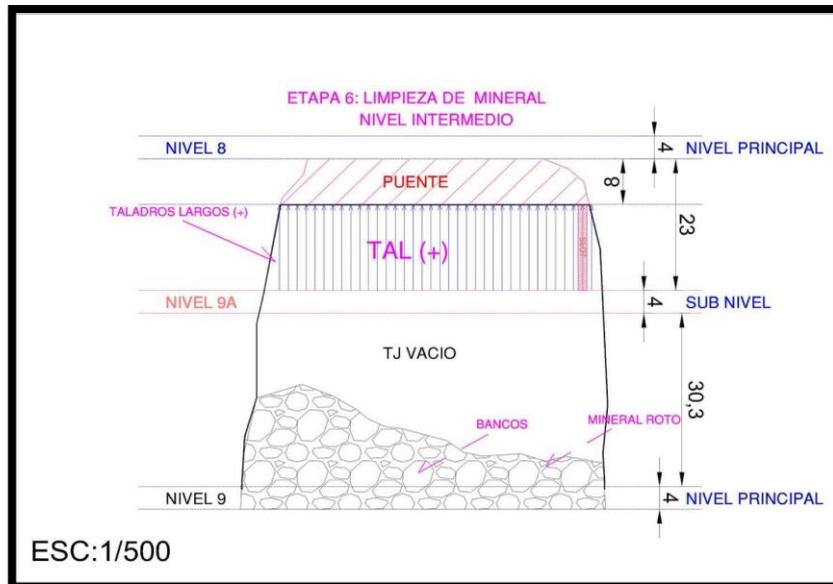


Figura: 12 Limpieza de mineral nivel intermedio.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

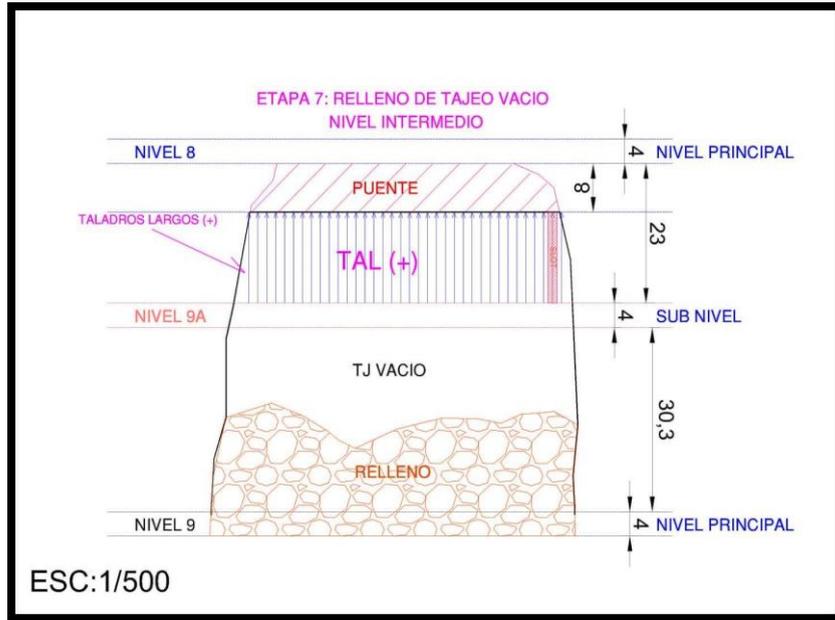


Figura: 14 Relleno de tajeo vacío nivel intermedio .

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

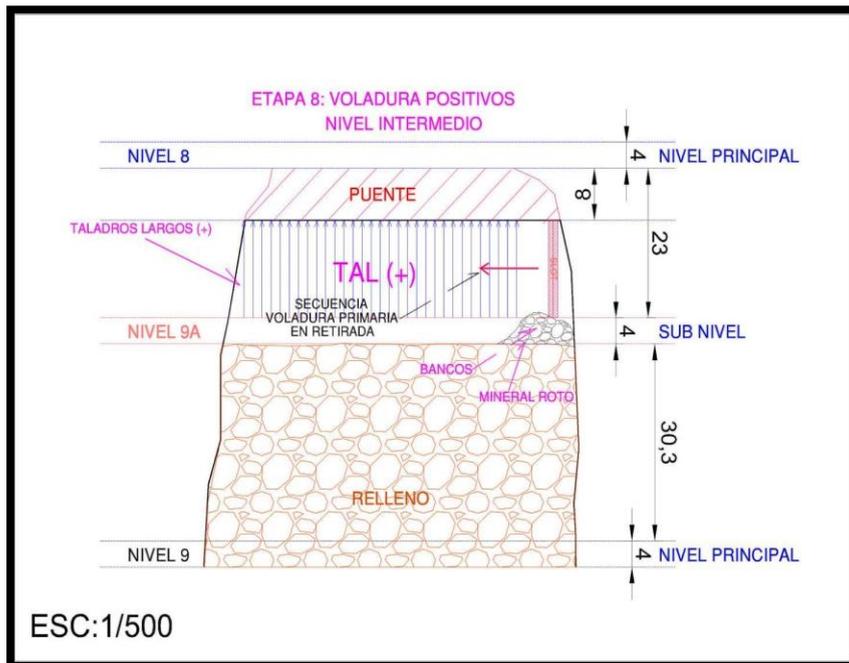


Figura: 13 Voladura positivos nivel intermedio.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

2.2.3.2. Método de minado – zona vetas esperanza y oroya.

1.- Desarrollo:

- Los frentes de desarrollo serán horizontales con una sección de 8' x 8' y su perforación será con máquina convencional Jack Leg.
- La limpieza se realizará con pala Eimco 12B sobre rieles de 45 lb.
- El avance en la perforación de los frentes será de 5 y 6'.
- El número de taladros por disparos será de 26 a 34 taladros dependiendo del tipo de roca.
- Voladura.- Se utilizará Emulnor 3000 y Emulnor 5000 de 7/8" x 7"
- Accesorios.- Se utilizará Carmex, mecha rápida, pentacord. y/o cordón detonante.
- Sostenimiento.- Se utilizara pernos cementados y/o cembolt.

2.- Preparación:

- Los Sub Niveles tendrán un puente de 3 m. con respecto a la galería base.
- Los sub niveles serán de 3' x 6' una longitud de 60 m.
- Box Hole cada 5 m.
- Tolvas Americanas (de madera cada 5 m.) o ubicadas en los box hole.
- Dos chimeneas de doble compartimiento 8'x4', serán enmaderados. Estas chimeneas se realizan en el extremo del block que servirá de acceso al tajo y de servicios y comunicadas al nivel superior y el avance se realizan con maquina Jack Leg y Stoper.

3.- Método por corte y relleno (cut and fill):

Las consideraciones tomadas para su aplicación son:

- Se aplica este método con buzamientos pronunciados.
- Se ejecuta en cualquier terreno y depósito de mineral.
- Es realiza con cajas regulares y competentes.
- Las cajas del yacimiento pueden ser irregulares y no competentes.
- El mineral debe tener buena ley.
- Disponibilidad del material de relleno.
- En caso de no tener relleno se realizará descaje.

Tabla 2: Comparativo de Método de explotación corte y relleno.

VENTAJAS	DESVENTAJAS
La recuperación es cercana al 100% Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar; es un método seguro Puede alcanzar un alto grado de mecanización; se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.	El costo de explotación es elevado Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno; consumo elevado de materiales de fortificación.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

Secuencia: Forma de preparación y minado del tajo a continuación se presentan la secuencia:

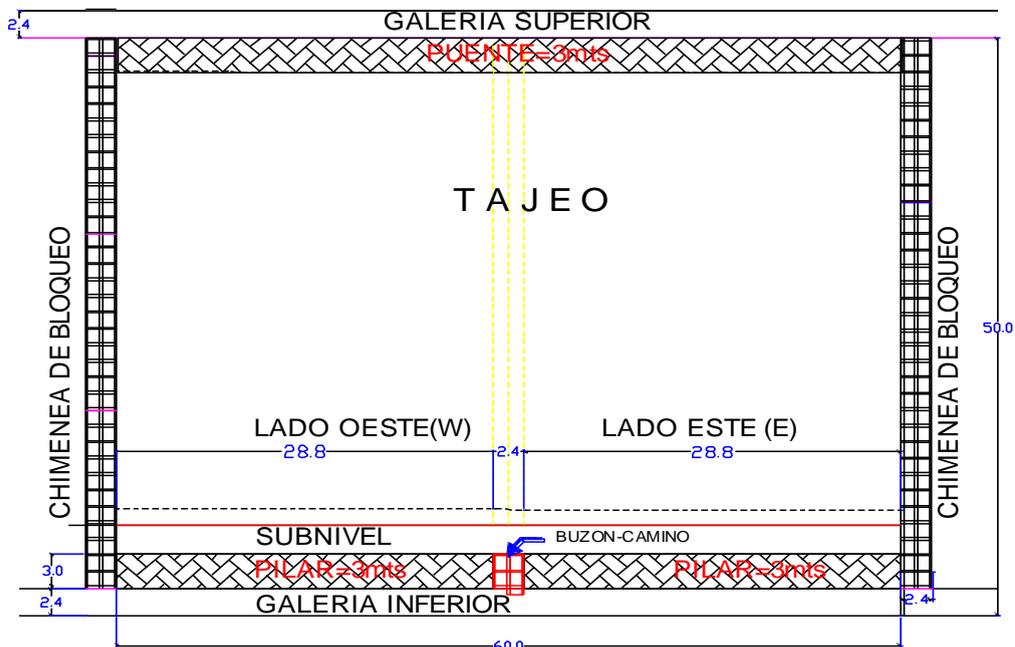


Figura: 15 Tajo Convencional.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

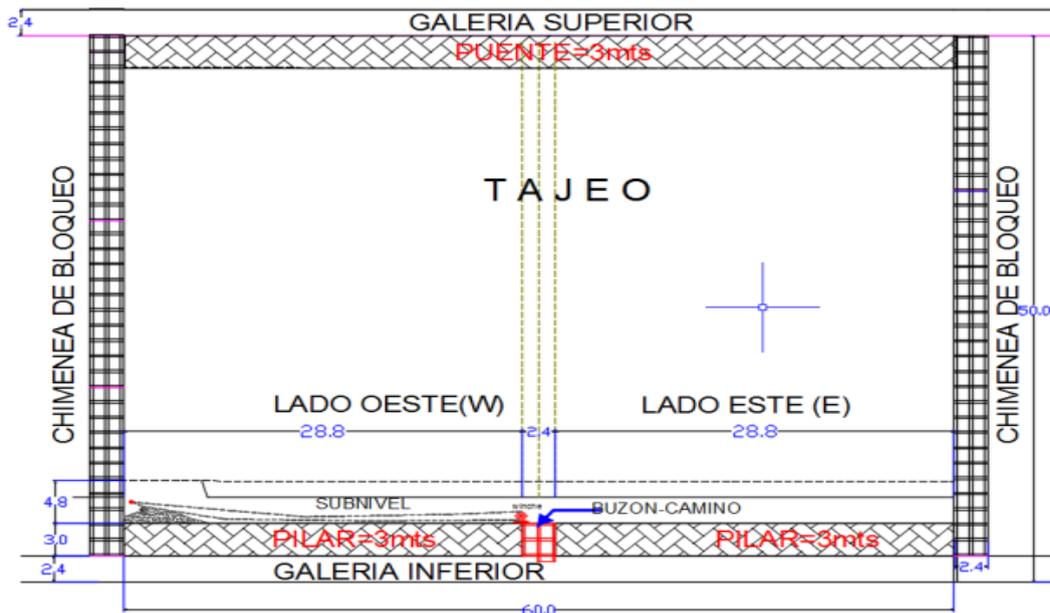


Figura: 16 Tajo convencional perforación y voladura.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

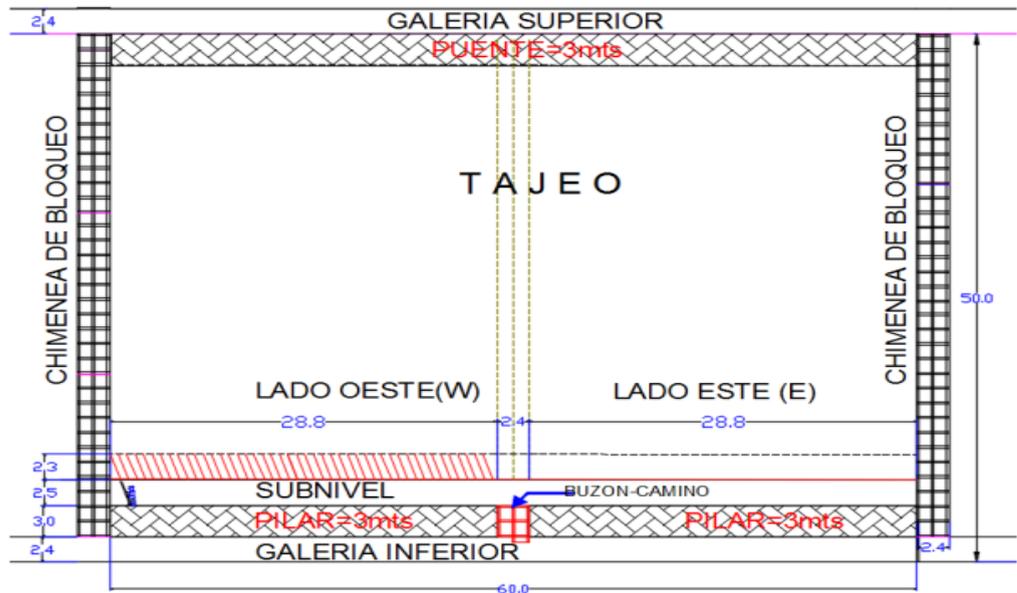


Figura: 17 Tajeo convencional limpieza.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

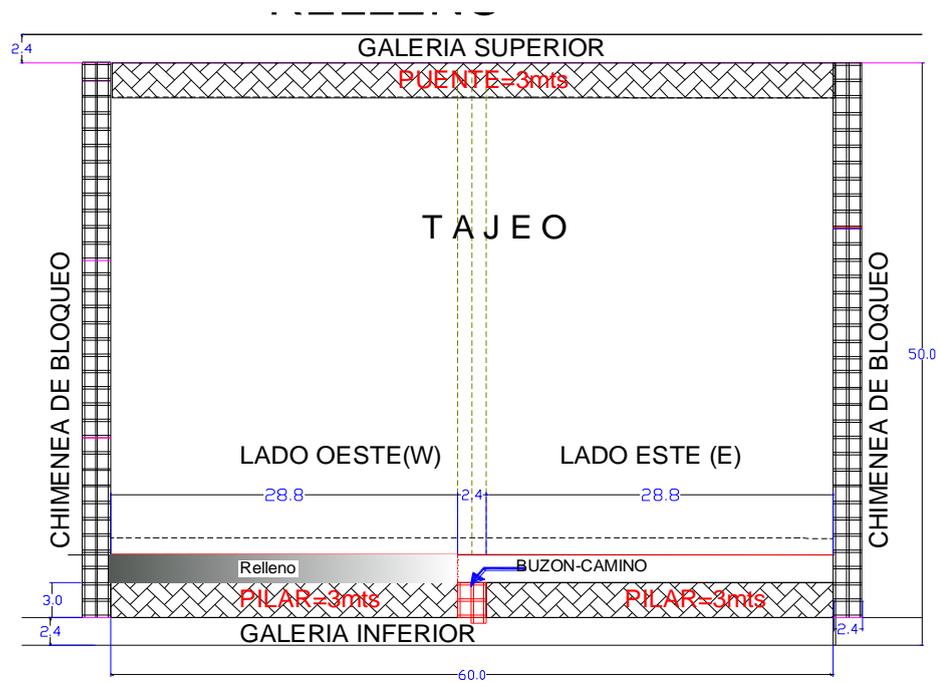


Figura: 18 Tajeo convencional relleno.

Fuente: Departamento de Planeamiento Casapalca

2.2.4. Fundamentos sobre explosivos y teoría de detonación

Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables. Esta reacción, de tipo oxidación-reducción, es inducida térmicamente por los llamados “puntos calientes”, se conoce con el nombre de detonación y origina gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan a su vez una onda de compresión que recorre el medio circundante.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 65)

De esta forma, la energía química contenida en el explosivo se transforma en la energía mecánica de esa onda de compresión. Cabe señalar que en contra de lo que pudiera imaginarse, no es cuantitativamente importante (por ejemplo, un kilogramo de explosivo contiene aproximadamente una décima parte de la energía contenida en un litro de gasolina). La clave que le proporciona su singular poder expansivo es su capacidad de liberarla en un corto espacio de tiempo.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 65)

2.2.4.1. Tipos de reacción en función de la cinética química.

“Los explosivos industriales están constituidos por una mezcla de sustancias, unas combustibles y otras comburentes, que debidamente iniciadas, dan lugar a una reacción química de oxidación cuya característica fundamental es su rapidez”

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 66).

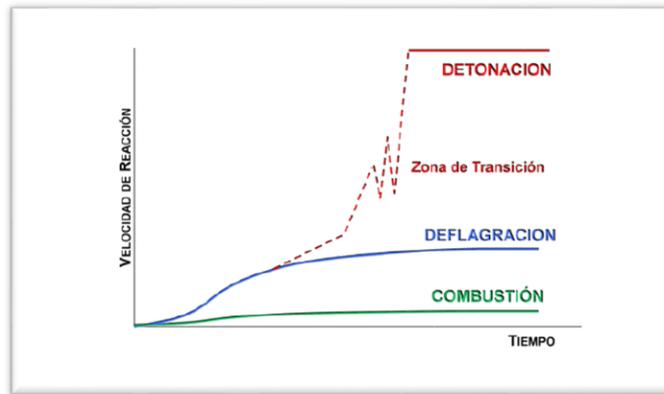


Figura: 19 Tipos de reacción en función de la cinética química.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

A) Combustión

“La combustión es una reacción química de oxidación en la que generalmente se desprende una gran cantidad de energía. La velocidad de reacción es menor de 1 m/s y se puede observar a simple vista la reacción en forma de llama” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 67).

B) Deflagración

Una deflagración es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. Se suele asociar erróneamente con las explosiones, usándose a menudo como sinónimo. La reacción que produce una deflagración es idéntica a la de la combustión, pero la cinética de la reacción se desarrolla a una velocidad mayor que la combustión, pero inferior a la velocidad con que se propagaría el sonido en el propio explosivo. Es, por tanto, una reacción subsónica.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 67)

C) Detonación

La detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente. La velocidad de reacción suele estar comprendida entre 1.500 y 9.000 m/s, y la onda de presión producida sería del orden de 105 atmósferas. Cabe destacar que la circunstancia que parece determinar cuál de los dos procesos descritos (deflagración o detonación) tendrá lugar es el sentido del movimiento de las moléculas gaseosas que son producto de las primeras reacciones. En el caso de la detonación, se moverían preferentemente en el mismo sentido de la propagación, potenciándola, mientras que en el caso de la deflagración lo harían en sentido contrario, atenuándola.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 67)

2.2.4.2. Mecanismos de la detonación.

“Para entender el funcionamiento del fenómeno de la detonación, conviene conocer cómo son las diferentes zonas de reacción que se producen durante la misma. Si se considera una carga cilíndrica que se detona por uno de sus extremos, se pueden distinguir las zonas siguientes” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 68).

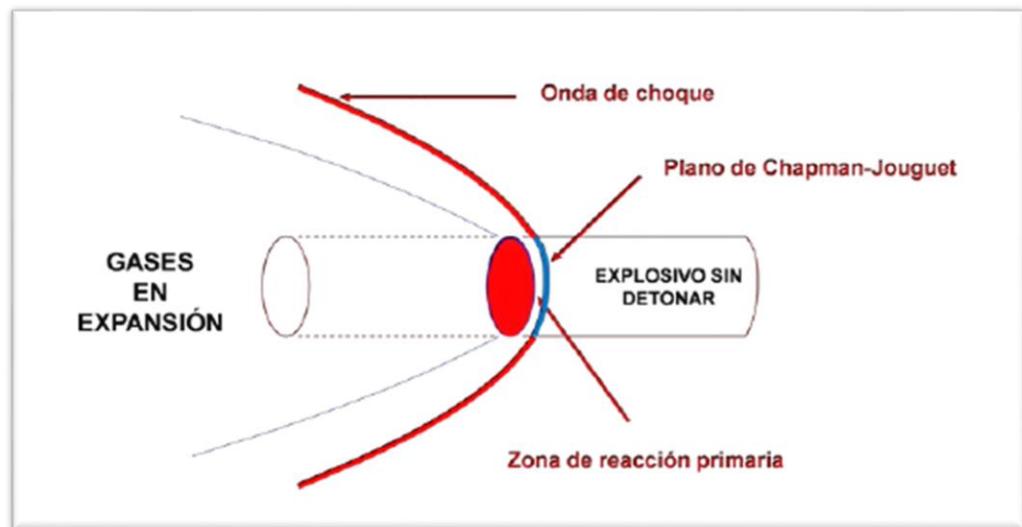


Figura: 20 Zona del proceso de detonación.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

- Una zona de explosivo que todavía no ha detonado.
- Una zona de reacción primaria, que se propaga a una velocidad de varios miles de metros por segundo (velocidad de detonación), en la cual tienen lugar las reacciones más rápidas y violentas, que producen un movimiento enérgico de las partículas próximas. Este movimiento se propaga en forma de onda de choque de muy alta presión a todo el medio circundante. Dicha presión se denomina presión de detonación.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 68)

- Una zona de reacción secundaria, donde se acumulan los productos de explosión, más lentos en su desplazamiento que la onda de choque, y se producen una serie de reacciones complementarias que se piensa dan lugar a gran parte de los gases

producidos en la reacción. Se caracteriza por una presión inferior a la anterior, que se denomina presión de explosión o presión de burbuja, originada por la expansión de todos estos productos gaseosos.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 68)

- “La superficie de separación entre las zonas primaria y secundaria, aunque no es exactamente plana, se conoce con el nombre de (Plano de Chapman-Jouget)” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 69).

- La composición y características del explosivo, ente otras variables, determinan la velocidad de detonación, así como las presiones de burbuja y detonación. Tal y como se indica en la figura 40, un explosivo de base nitroglicerina, por ejemplo, tendría alta velocidad de detonación, y también alta presión de detonación. En cambio, el realtivamente bajo volumen de gases que produce la detonación de la nitroglicerina determina que la presión de burbuja sea también baja. Por el contrario, un explosivo de base nitrato amónico, cuya detonación es más lenta pero produce mayor cantidad de gases, tendría una presión de detonación más baja, pero una presión de burbuja más alta.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 69)



Figura: 21 Presión de detonación (P_d) y presión de burbuja (P_e) de dos tipos de explosivo.

Fuente: *Perforación y voladura de rocas en minería* (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

La presión de la onda de detonación viene dada por la fórmula:

$$P_d = d \cdot v \cdot u$$

Siendo:

- P_d : Presión de la onda (presión de detonación)
- d : densidad del medio (explosivo)
- v : velocidad de propagación (velocidad de detonación)
- u : velocidad de partícula

La determinación, mediante fotografías de Rayos X de la relación entre “ v ” y “ u ”, realizada por Cook, y otros investigadores, concluyó que “ u ” era aproximadamente igual a un 25% de “ v ”.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 69)

Así pues, teniendo en cuenta las unidades empleadas habitualmente, la fórmula anterior puede expresarse en la forma:

$$Pd=258\cdot105\cdot v^2\cdot d$$

Donde “Pd” estaría expresado en bares, “d” en g/cm³ y “v” en m/s.

En cambio, la presión de burbuja depende solo de la densidad, de la composición química del explosivo y de que la reacción sea más o menos completa. La presión de burbuja es directamente proporcional a la densidad del explosivo y al calor liberado en la reacción. Así, una manera de incrementar las propiedades de un explosivo es incrementar el calor de explosión. Una opción es incorporar aluminio en su composición porque la oxidación de este elemento durante la explosión incrementa dicho calor de explosión, como sucede en los explosivos aluminosos.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 70)

2.2.5. Propiedades y características de los explosivos

Las características de carácter práctico que son básicas de un explosivo son las que se señalan a continuación:

- A) Potencia explosiva.
- B) Poder rompedor.
- C) Velocidad de detonación.
- D) Densidad de encartuchado.
- E) Diámetro crítico
- F) Masa crítica
- G) Resistencia al agua.
- H) Calidad de humos

I) Sensibilidad.

J) Estabilidad química.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 71)

A) POTENCIA EXPLOSIVA

Se puede definir la potencia explosiva como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar y proyectar la roca. En realidad, se trata de la energía del mismo aprovechado en la voladura. Esta característica depende fundamentalmente de la composición de explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura. Existen diferentes métodos para valorar la potencia de un explosivo, siendo los más empleados los siguientes:

- Péndulo Balístico.
- Energía Relativa por unidad de peso y de volumen.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 71)



Figura: 22 Péndulo Balístico.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

El Péndulo Balístico (también conocido como mortero balístico por su nombre en inglés, “ballistic mortar”) es un método que permite medir la potencia de un explosivo por comparación en forma de tanto por ciento en relación a la “goma pura” (que es una mezcla de NG y NC en determinada proporción) y que se utiliza como patrón y a la que se asigna el valor 100%. Este ensayo es solo práctico para explosivos sensibles al detonador y que sean de pequeño diámetro crítico.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 72).

La Energía Relativa por unidad de peso y de volumen es un procedimiento teórico, basado en el valor energético químico del explosivo y especialmente indicado para aquellos que son insensibles al detonador. En este caso la potencia se puede expresar con los siguientes parámetros:

- AWS: Energía absoluta por unidad de peso (cal/g)
- ABS: Energía absoluta por unidad de volumen (cal/cm³)

A partir de estos valores se obtiene la Energía Relativa por unidad de Peso (RWS) y por unidad de volumen (RBS) respecto al ANFO (producto al que se le da el valor 100) que vienen determinados por las relaciones:

$$RWS = \frac{AWS}{AWS_{Anfo}} \cdot 100$$

$$RBS = \frac{ABS}{ABS_{Anfo}} \cdot 100$$

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 72)

B) PODER ROMPEDOR

El poder rompedor es una característica del explosivo que indica la capacidad de quebrantar la roca debida exclusivamente a la onda de

detonación y no al conjunto de la onda de detonación más la presión de los gases (que es medida de potencia). El poder rompedor es un parámetro muy importante para los explosivos de uso no confinado o desacoplado, cuyos gases no pueden ejercer grandes presiones. Es el caso de las cargas huecas y de las cargas para taqueo. Su caracterización se realiza mediante el método de Hess, en el que se determina la reducción de altura que provoca la detonación de una cantidad de explosivo definida en un cilindro de plomo. También es un método más adecuado para explosivos sensibles al detonador y de diámetro crítico pequeño. Si bien es un ensayo desarrollado hace mucho tiempo y que los explosivos han evolucionado en gran medida desde su desarrollo, sigue ofreciendo resultados satisfactorios a pesar de que hay corrientes de pensamiento que desaconsejan su uso.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 75)

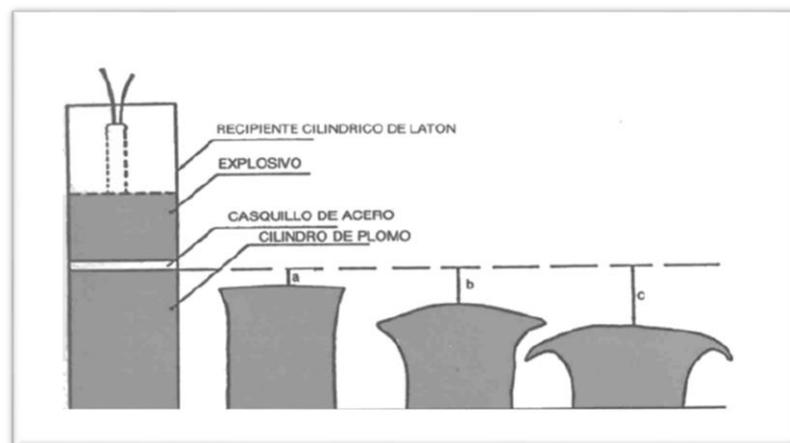


Figura: 23 Determinación poder rompedor, Método Hess.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

C) VELOCIDAD DE DETONACIÓN

La detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada

temperatura y presión. La velocidad a la que se produce esta transformación se denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física).

La velocidad de detonación es una característica a tener en cuenta en la elección del explosivo. Se optará por explosivos que detonan lentamente, dando lugar a que su energía se desarrolle de forma progresiva, cuando se vuelen rocas blandas o se requiera una fragmentación gruesa, mientras que se debe escoger explosivos dotados de elevada velocidad de detonación cuando se pretendan fragmentaciones más intensas en rocas duras.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 77)

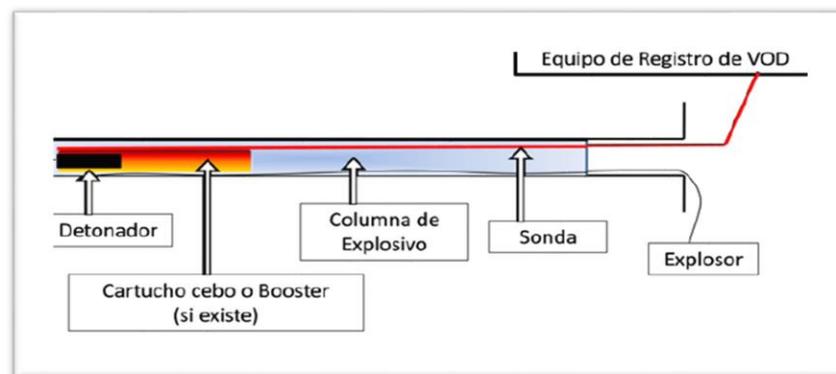


Figura: 24 Partes de la medición de VOD.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)



Figura: 25 Equipo de medición VOD Microtrap.

Fuente: Propia

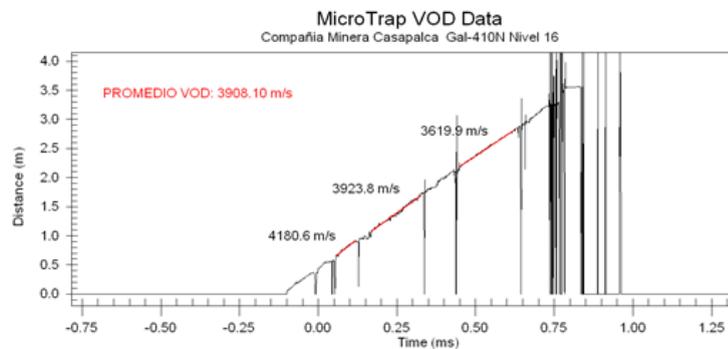


Figura: 26 Ejemplo de medida VOD.

Fuente: Propia

D) DENSIDAD

La densidad es una característica muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes empleados en su fabricación, ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado.

La densidad relativa de los explosivos está comprendida normalmente entre 0,8 y 1,5. Existen algunos explosivos de menor densidad con aplicaciones muy determinadas y cuyo uso implica una baja energía por unidad de

volumen con aplicación en voladuras de recorte o bien en algunas aplicaciones muy concretas en voladuras de escollera.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 80)

E) DIÁMETRO CRITICO

“Es el diámetro de una carga cilíndrica por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o lo hace a una velocidad muy inferior a la nominal” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 81).

F) MASA CRITICA

“Es la mínima cantidad de explosivo que se necesita para que se produzca la detonación por efecto de una llama” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 81).

G) RESISTENCIA AL AGUA

Se entiende por resistencia al agua a la característica por la cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfos no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 81)

H) CALIDAD DE HUMOS

Los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores

nitrosos (NOx), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO₂).

Los explosivos industriales poseen una composición tal que las reacciones químicas que se producen generan humos de voladura de limitado contenido en gases nocivos (CO y NOx), lo que indica que se produce una reacción química completa.

No obstante, dado que, en general, las condiciones de aplicación se apartan de las condiciones teóricas, el nivel de gases tóxicos (CO, NOx, etc.) generados en las voladuras es elevado, pudiendo ocasionar molestias e incluso graves intoxicaciones a las personas. Por ello nunca se debe acceder a las inmediaciones de un frente después de una voladura, sin tener la seguridad de que se han ventilado los gases producidos en la misma, bien por medición directa o cálculo.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 82)

Toxicidad

Los glicoles nitrados, como la nitroglicerina, son vasodilatadores y causan dolor de cabeza por inhalación o absorción cutánea. En contacto con la piel, pueden causar diversas alteraciones como dermatitis, decoloración, etc. Es por ello que la manipulación de los explosivos debe realizarse tomando las debidas precauciones.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 82)

I) SENSIBILIDAD

Se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su iniciación y, a continuación, su detonación.

Se pueden considerar diferentes aspectos relativos a la sensibilidad de los explosivos; unas afectan a la seguridad en la manipulación (fabricación, transporte y utilización) y otras a su iniciación en la voladura:

Sensibilidad al detonador.

Sensibilidad a la onda explosiva.

Sensibilidad al detonador

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 82)

Los explosivos industriales se inician generalmente mediante la detonación de una pequeña carga de explosivo de alta potencia. Este explosivo puede estar ubicado en un detonador, en un cordón detonante, o en un multiplicador, según el procedimiento que se utilice para la iniciación. Existen explosivos que no son sensibles al detonador. En este caso es habitual provocar su iniciación mediante un multiplicador, consistente en pastilla de explosivo de elevada potencia que es de forma cilíndrica y que si es sensible al detonador.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 82)



Figura: 27 Encebado Emulsión y Booster.

Fuente: Propia

Sensibilidad a la onda explosiva.

Esta consiste en la capacidad de transmisión la onda de detonación entre los cartuchos de explosivo, bien sea colocados en línea y uno a continuación del otro o bien separados entre sí a una dicha distancia. Este fenomeno se denomina “detonación por simpatía”.

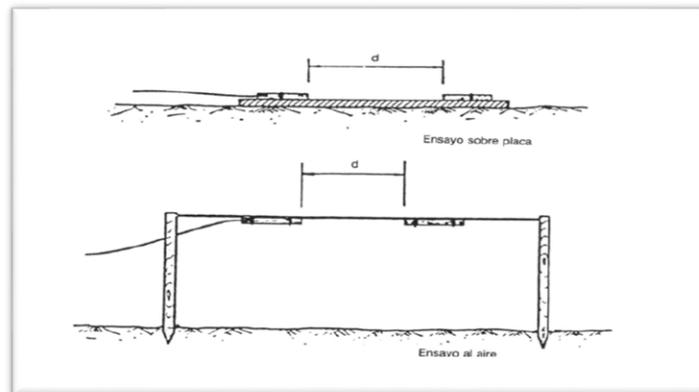


Figura: 28 Ensayo de sensibilidad a la onda explosiva.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

J) ESTABILIDAD QUÍMICA

La estabilidad química de un explosivo es su aptitud para mantenerse químicamente inalterado con el paso del tiempo. La estabilidad está garantizada si las condiciones de almacenamiento y el periodo de almacenamiento son los adecuados y correctos, permitiendo al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 85)

Los almacenamientos prolongados y/o en malas condiciones de humedad, temperatura y ventilación, pueden originar la desestabilización del explosivo y, en consecuencia, facilitar su descomposición. En este caso se deben

extremar las precauciones para la manipulación del mismo y proceder a su destrucción.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 85)

El comportamiento del explosivo ante las altas o bajas temperaturas, por ejemplo, determina las condiciones y tiempo máximo de almacenamiento. Un explosivo muy higroscópico podría absorber y retener humedad hasta el punto de ver afectada su estabilidad química. La nitroglicerina, puede, por esta razón, descomponerse en ácidos nítrico y nitroso, con peligro de detonación espontánea.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 85)

2.2.6. Explosivos industriales

A) DINAMITAS

Este tipo de explosivos, reciben su nombre por su consistencia gelatinosa y se obtiene al mezclar nitroglicerina/nitroglicol (NG) con nitrocelulosa. Esta mezcla es aún más energética que el propio NG. Lleva en su composición, como elemento predominante, el nitrato amónico, además de combustibles y otros aditivos minoritarios.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 98)

Dentro de la familia de las dinamitas se pueden distinguir dos tipos diferentes, gelatinosas y pulverulentas, en función de su composición.

Dinamita pulverulenta

La dinamita pulverulenta está compuesta básicamente por nitrato amónico, un combustible que corrige su exceso de oxígeno y una pequeña cantidad (generalmente próxima a un 10%) de un sensibilizador, que puede ser

nitroglicerina, trinitrotolueno o una mezcla de ambos. Son explosivos recomendables en rocas de dureza media-baja sin presencia de agua.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 98)

Dinamita Gelatinosa

Una forma de corregir la mala resistencia al agua de las dinamitas pulverulentas y, al mismo tiempo, aumentar su potencia, es incrementar su contenido de Nitroglicerina (o Nitroglicol) y añadir una cierta cantidad de nitrocelulosa, que actúa como gelificante, formando una pasta gelatinosa.

Son explosivos recomendables en rocas de dureza alta incluso con presencia de agua.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 98)

B) ANFO

En la línea de reducir el contenido en nitroglicerina (o nitroglicol) del explosivo para incrementar su seguridad, surgieron los explosivos tipo ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil), explosivos compuestos por un 94 % aproximadamente de nitrato amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6 % de gasoil que actúa como combustible. Las características de este explosivo son las siguientes:

- Baja / media potencia.
- Muy baja densidad (0,8).
- Nula resistencia al agua, ya que el nitrato amónico es soluble en agua y pierde su capacidad de detonar.
- Baja velocidad de detonación (2.000 - 3.000 m/s).

- No son sensibles al detonador, por lo que necesitan de otro explosivo para iniciarse correctamente, lo que puede conseguirse con cordones detonantes, cebos de dinamita gelatinosa, cartuchos de hidrogel o multiplicadores.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 99)



Figura: 29 Anfo Famesa.

Fuente: Propia

C) HIDROGELES

Al objeto de mejorar la resistencia al agua de los explosivos de base nitrato amónico, se desarrollaron los slurries o papillas explosivas. Son productos que, paradójicamente, incorporan una cierta cantidad de agua en su composición, pero fundamentalmente se trata de explosivos compuestos por un elemento oxidante (NH_4NO_3 o bien NaNO_3) y otro que actúa a la vez como sensibilizador y combustible, y que puede ser un explosivo (TNT), un metal (Al) o una sal orgánica (Nitrato de Monometilamina o Nitrato de Hexamina). Ambos componentes están dispersos en una solución saturada de NH_4NO_3 o de NaNO_3 (12 - 15% agua). A esta mezcla se le suele añadir también un conjunto de sustancias espesantes gelificantes y estabilizantes.

- Elevada potencia.

- Densidad media/alta (1,2-1,3)
- Excelente resistencia al agua
- Velocidad de detonación de 3.500 a 4.500 m/s.
- Menor sensibilidad a la fricción o al impacto.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 100)

D) EMULSIONES

En la misma línea de buscar un explosivo de la máxima seguridad y potencia que pueda ser utilizado en barrenos con agua, el último desarrollo en explosivos industriales lo constituyen las conocidas como emulsiones. Consisten en una fase dispersa formada por pequeñas gotas de disolución de NH_4NO_3 o de NaNO_3 en agua, que están rodeadas de una fina película de 10-4 mm de aceite mineral (fase continua). Se trata, por tanto, de explosivos compuestos básicamente por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido en agua entre el 14 y el 20 %, un 4 % aproximadamente de gasoil y menores cantidades (1 – 2 %) de otros productos, entre los que se encuentran:

- Agentes emulsificantes (oleato o estearato de sodio)
- Ceras para aumentar la consistencia y el tiempo de almacenamiento.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 102)

Algunos fabricantes incorporan también en la composición burbujas de aire o esferas huecas de vidrio (llamadas microesferas) que incrementan la onda de detonación, aumentando la sensibilidad, y partículas de aluminio que aumentan igualmente su potencia y sensibilidad. El área de contacto entre oxidante y combustible que proporciona la emulsión, favorece una amplia y completa reacción. Por otra parte, la película de aceite constituye una

protección del nitrato frente al agua. De todo aquello se deriva un explosivo en forma de pasta, capaz de ser bombeado o de ser encartuchado y que tiene las siguientes características:

- Alta velocidad de detonación (4.500-5.500 m/s)
- Excelente resistencia al agua.
- Mucha menor sensibilidad al choque o a la fricción.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 102)

La mezcla de ANFO con emulsión en proporción variable, en un rango que puede abarcar desde una proporción 90/10 hasta 50/50. Dependiendo de la proporción de sus componentes, las características varían, obteniendo desde mezclas con excelente resistencia al agua a mezclas con mala resistencia. Las composiciones ricas en emulsión (hidrogel) se pueden bombear desde camión y tienen alta velocidad de detonación. Las densidades decrecen con el contenido de Anfo, resultando valores comprendidos entre 1,25 y 1,10 g/cm³, a estas mezclas se las llama emulsión o hidrogel dopado.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 102)



Figura: 30 Diferentes tipos de emulsión en función de la proporción Emulsión/Anfo.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

E) EXPLOSIVOS PARA LA MINERÍA CARBÓN EXPLOSIVOS DE SEGURIDAD

En la minería del carbón el uso del explosivo es imprescindible bien sea en explotaciones de interior como de cielo abierto, debido a la frecuente presencia de roca dura en los tajos o porque ocasionalmente aparece carbón de alta dureza que requiere ser volado. Especial interés presenta el uso de explosivos en la minería del carbón en interior, donde se debe utilizar tanto en labores de preparación como, en muchos casos, en labores de arranque. Salvo en las labores clasificadas de primera clase (aquellas en las que no hay presencia de grisú ni de otros gases inflamables), en las que se puede utilizar cualquier tipo de explosivo, en el resto de labores deben utilizarse los denominados explosivos de seguridad, que son un tipo de explosivos que reúnen unas características muy específicas para lograr unos elevados índices de seguridad en éste tipo de minería.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 104)

F) PÓLVORA NEGRA

La pólvora negra, se incluye dentro de este apartado de explosivos por razón de su uso en cantería de bloques y pizarras para ornamentación. Sin embargo, conviene aclarar que no es un explosivo propiamente dicho, puesto que nunca llega a detonar, sino que deflagra únicamente. Se compone de NH_4NO_3 ó NaNO_3 (75%), azufre (15%) y carbono (10%). Según sea su composición reacciona de distintas formas.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 106)

2.2.7. Accesorios de voladura

En todos aquellos trabajos en los que se emplean explosivos, tanto en minería como en obra civil, es necesario que la detonación se inicie correctamente. Para ello, es necesario conocer aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 109)

2.2.7.1. Sistemas de iniciación.

Los diferentes sistemas de iniciación, conocidos como detonadores, pueden emplearse tanto en voladuras a cielo abierto como en interior y la finalidad es la de iniciar los explosivos dentro del barreno, o bien el cartucho cebo o multiplicador que desencadene la detonación en el interior del mismo.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 111)

A) DETONADORES ORDINARIOS

Son aquellos que se inician mediante mecha lenta. La mecha lenta se introduce en el extremo abierto de una cápsula de aluminio que aloja la carga explosiva del detonador y se engarza mediante unas tenazas especiales, de modo que se evite que la mecha se salga durante su manipulación. Se usa, por tanto, únicamente en voladuras de roca ornamental.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 112)

B) DETONADORES ELÉCTRICOS

El detonador eléctrico emplea la energía eléctrica para su iniciación. El detonador eléctrico posee un inflamador pirotécnico (denominado comúnmente “cerilla”), a través del cual circula la corriente eléctrica, que provoca la iniciación de la carga explosiva. El inflamador o cerilla es una pequeña resistencia recubierta de pasta explosiva. Esta resistencia llamada también puente de incandescencia, va conectada a los hilos de conexión y, a través de ellos, recibe la corriente eléctrica. Si la intensidad es lo suficientemente grande el puente se calienta, hasta alcanzar una temperatura, que produce la inflamación de la pasta explosiva de la cerilla.

Existen dos grupos de detonadores eléctricos: los detonadores instantáneos y los temporizados. Solo los temporizados poseen un casquillo de tren de retardo.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 112)

C) DETONADORES NO ELÉCTRICOS

Los detonadores no eléctricos se caracterizan porque no interviene ningún tipo de corriente eléctrica en su iniciación. La parte explosiva es común a los detonadores eléctricos, pero en lugar de un inflamador pirotécnico la carga portarretardo se inicia por medio de una onda de choque de baja energía que se transmite a través de un tubo de transmisión.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 215)

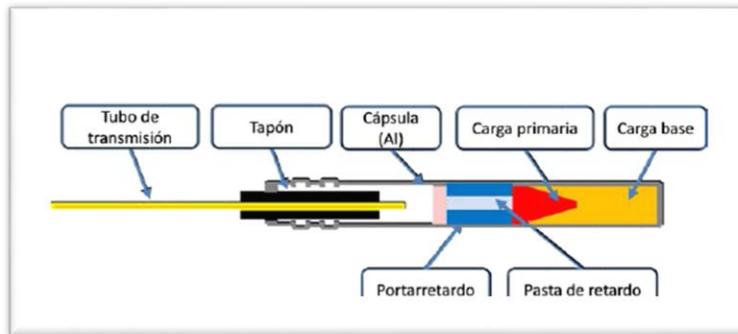


Figura: 31 Detonador no eléctrico.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

“El tubo de transmisión es un tubo de plástico que contiene en su interior una pequeña cantidad de material reactivo (en torno a 14 mg por metro lineal de tubo), compuesto de Hexógeno (HMX) y Aluminio” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 116).



Figura: 32 Tubo de transmisión.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

D) DETONADORES ELECTRÓNICOS

Los detonadores electrónicos son la última evolución de los sistemas de iniciación para voladuras. Su desarrollo comenzó hace bastantes años, pero todavía el uso de este tipo de sistema está centrado en ciertas aplicaciones donde se buscan unos resultados

específicos. La diferencia fundamental entre el detonador electrónico y cualquier otro, bien sea eléctrico o no eléctrico, es que la pasta pirotécnica que determina el tiempo de retardo ha sido sustituida por un circuito electrónico, en el cual, un microchip es el encargado de realizar la descarga de un condensador en el instante deseado. En los demás tipos de detonadores, el retardo viene fijado por el tiempo que tarda en consumirse una pasta pirotécnica. Cada detonador electrónico está identificado inequívocamente con un código alfanumérico que sirve para su posterior programación y disparo. En cuanto a la carga explosiva, es igual a la que poseen los demás sistemas de detonación. De este modo, las características explosivas del detonador electrónico, son las mismas que las de otros sistemas de iniciación. La precisión en el tiempo de retardo en los detonadores electrónicos es del 0,02 %, mucho mayor que para detonadores de retardo pirotécnico.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 117)

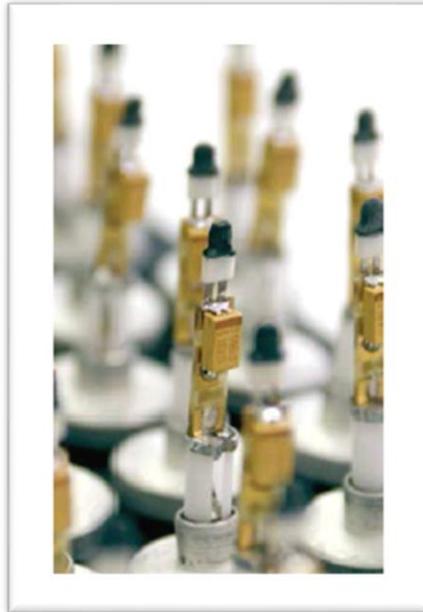


Figura: 33 Microchip e inflamador de detonador electrónico.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Tanto los detonadores eléctricos como los no eléctricos tienen un casquillo metálico que aloja una sustancia pirotécnica que se consume a una determinada velocidad. Sin embargo, la precisión de estos sistemas es limitada. Se pueden encontrar sistemas diseñados para ser iniciados en el mismo tiempo de retardo, pero realmente, el tiempo de disparo no es el mismo. Esto significa que los detonadores diseñados para ser iniciados a 20 ms pueden iniciarse a 197 ms o a 203 ms. Este efecto se conoce como Dispersión. En principio, esto puede no ser relevante, pero en las operaciones de voladura (donde, a veces se recurre a la iniciación de cientos de detonadores en un corto espacio de tiempo), este efecto de dispersión puede influir en la fragmentación, la producción de vibraciones o en el comportamiento global de la

voladura. La dispersión crece a medida que el tiempo de retardo aumenta, aunque el valor del porcentaje de esta diferencia se mantiene constante. El efecto de dispersión ha sido minimizado gracias a los avances técnicos que han mejorado las pastas de retardo, pero es muy difícil encontrar una sustancia pirotécnica sin ninguna dispersión. Este problema es el que se ha resuelto con la introducción de los Detonadores Electrónicos.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 118)



Figura: 34 Componentes del sistema de detonación electrónico.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Estas ventajas van más allá de un procedimiento de uso más sencillo y pueden proporcionar ventajas en las voladuras, debido a la alta precisión del sistema. Las mejoras que pueden ser alcanzadas son las siguientes:

- Reducción drástica de vibraciones. Las vibraciones terrestres producidas por las voladuras pueden ser previstas y modificadas porque no hay superposición de ondas y se puede diseñar la mejor secuenciación para obtener el mejor resultado.

- Mejora en la fragmentación. La precisión del sistema implica mejor cooperación entre barrenos.
- Como todos los detonadores, en origen, no tienen retardo, todos los detonadores tienen las mismas características, e implica una logística más fácil y los inventarios pueden ser reducidos.
- La secuenciación puede ser adaptada a cualquier necesidad, con los ms de precisión.
- Se pueden introducir mejoras importantes en voladuras especiales como las de pre corte.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 119)

E) CORDÓN DETONANTE

Un cordón detonante es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante (los de mayor gramaje) pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de barrenos de voladura.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 121)



Figura: 35 : Cordón detonante .

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

F) MULTIPLICADORES

Los multiplicadores (también conocidos como boosters) son iniciadores de voladura que se utilizan para iniciar explosivos de baja sensibilidad, como pueden ser anfo, hidrogeles o emulsiones, tanto si se emplean en modalidad de encartuchados o a granel.

Están compuestos por un cilindro de pentolita que va envuelto con una cubierta de cartón. La pentolita es un explosivo de alta potencia formado a partir de una mezcla de petrita y de TNT, que tiene una velocidad de detonación también alta, situada en torno a los 7.500 m/s.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 124)



Figura: 36 Multiplicadores (Boosters).

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

G) MECHA LENTA

La mecha lenta está formada por un núcleo de pólvora negra recubierto con varias capas de hilados y materiales impermeabilizantes que la hacen resistente a la humedad, abrasión y los esfuerzos mecánicos. Habitualmente se utiliza para la iniciación de detonadores ordinarios y de la pólvora de mina. La combustión de la mecha transmite el fuego a una velocidad uniforme de dos minutos por metro lineal. Esta velocidad es la determinada por el fabricante, pero un mal uso o conservación puede provocar que bien sea más elevada o más lenta. La combustión de la mecha lenta se ve influenciada en gran medida por la humedad. Si la mecha lenta está mojada, la velocidad de combustión disminuye, y si está extremadamente seca, puede arder a mucha mayor velocidad de la diseñada.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 125)

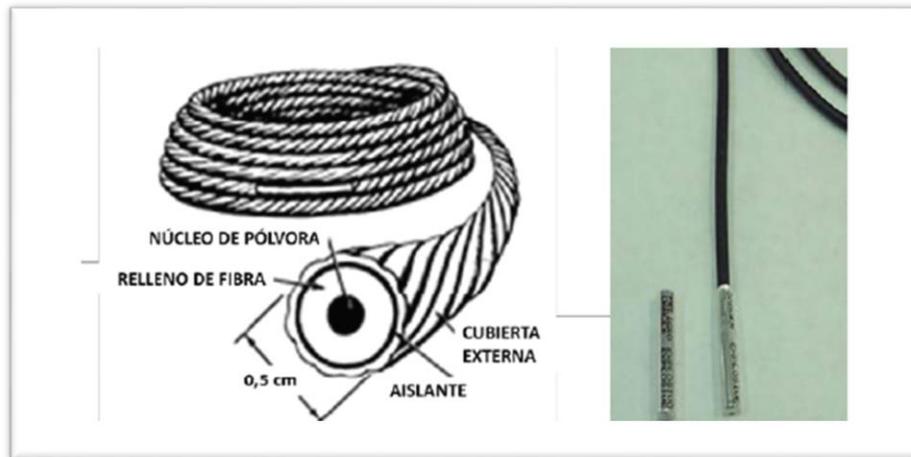


Figura: 37 Mecha lenta y engarce con detonador ordinario.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

2.2.8. Perforación

La perforación de las rocas en el campo de la voladura es la primera operación unitaria que se realiza en la actividad minera; tiene como propósito abrir unos huecos (taladros), en una distribución geométrica adecuada en los macizos rocosos para su posterior arranque, aquí se alojará el explosivo y los accesorios de los sistemas de iniciación a usar.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013)

2.2.9. Mecanismo de fragmentación de la roca.

Durante la detonación de una carga de explosivo en el interior de la roca, las condiciones de sollicitación que se presentan están caracterizadas por dos fases de acción:

1. fase: Se produce un fuerte impacto debido a la onda de choque, vinculada a la Energía de Tensión, durante un corto espacio de tiempo.

2. fase: Actúan los gases producidos detrás de la zona de reacción que a alta presión y temperatura son portadores de la Energía Termodinámica o de Burbuja.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 131)

Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la Figura 80, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción.

Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión
- Expansión de los gases

Cuando una onda de compresión llega desde un medio de mayor impedancia característica a otro de menor impedancia, parte de ella se transmite a éste como onda de compresión, pero otra parte se refleja hacia atrás como onda de tracción.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 131)

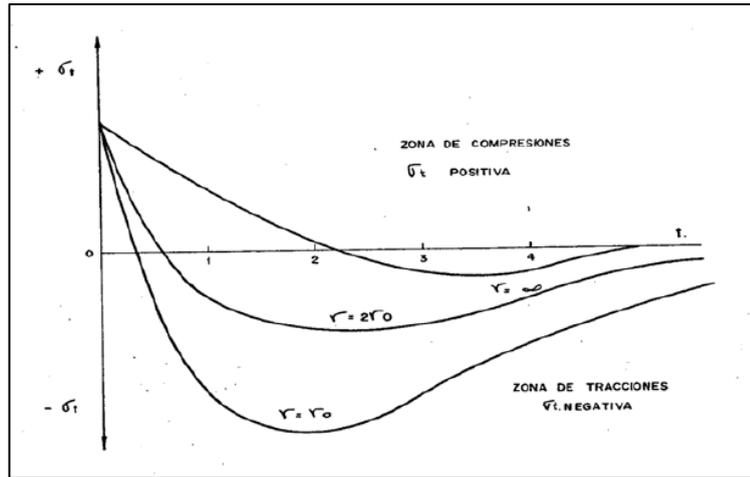


Figura: 38 Esfuerzo generados en función de tiempo a diferentes distancias del barreno (Langefors).

Fuente: *Perforación y voladura de rocas en minería* (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Se entiende por impedancia característica (Z) el producto de la densidad del medio (ρ) por la velocidad de propagación de la onda en el mismo (c). Así, se puede diferenciar entre impedancia característica de la roca y del explosivo:

La impedancia de la roca se define como:

$$Z_{Roca} = \rho_{Roca} \cdot c_{Roca}$$

Siendo:

ρ : densidad de la roca

c : Velocidad de propagación de las ondas en la roca

De manera genérica, puede decirse que, cuanto más blanda es la roca, la velocidad de propagación de las ondas es menor.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 133)

Del mismo modo, para el explosivo:

$$Z_{Explosivo} = \rho_{Explosivo} \cdot c_{Explosivo}$$

Dónde:

ρ : densidad del explosivo

c : Velocidad de detonación del explosivo

Para observar el mecanismo de fracturación de la roca, se puede realizar un ensayo consistente en la detonación de un único barreno, sin ningún tipo de cara libre, de modo que se concluye que en la zona anexa al barreno se han producido los siguientes fenómenos.

- Ensanchamiento del barreno por rotura plástica de la roca, motivado por el efecto de compresión de la onda de detonación.
- Creación de fisuras (a veces microfisuras) generadas por ese efecto de tracción de la onda de detonación. Estas fisuras son de tipo radial y a veces muy difíciles de observar.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 133)

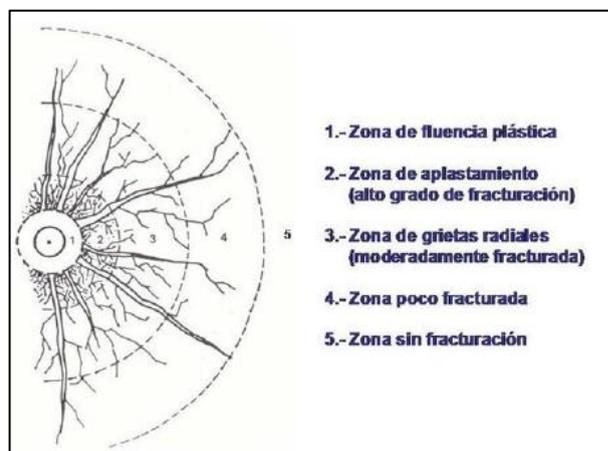


Figura: 39 Tipos de fisuras en las proximidades del barreno.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Esta primera etapa es básica para la rotura de la roca. En ella es empleada la parte de energía del explosivo que corresponde a la onda de detonación y

que no alcanza valores superiores al 10% de la energía total del explosivo, ni aún en el caso de explosivos de elevado poder rompedor. En el caso de existencia de una cara libre en las proximidades del barreno, la onda de choque será reflejada en esa superficie, produciendo sobre ella un esfuerzo de tracción, encontrando la roca una libertad de desplazamiento que permite la ampliación del radio fisurado y el desconchamiento de la roca en esa cara libre en tanta mayor profundidad cuanto mayor es la carga y su grado de confinamiento, mayor potencia y poder rompedor del explosivo y menor es la distancia a la cara libre.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 134)

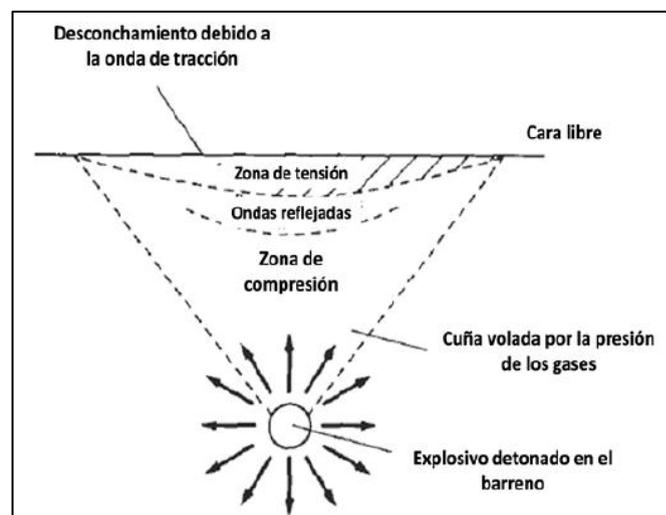


Figura: 40 Agrietamiento debido a la tracción generada por la onda reflejada.

Fuente: *Perforación y voladura de rocas en minería* (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

“A esta primera fase de formación de grietas y desconchamiento le sigue una segunda fase, más lenta, en la cual los gases del explosivo a elevada presión y temperatura penetran por estas fisuras originalmente creadas por la onda de detonación, abriéndolas totalmente y lanzando la roca hacia

adelante en su frente libre” (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 134).

A) FACTORES QUE INFLUYEN EN EL MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA

Dentro del mecanismo de rotura de la roca son diversos los factores que tienen influencia directa en la fracturación del macizo rocoso, pudiendo distinguirse efectos diferentes. Los diferentes factores pueden diferenciarse entre factores intrínsecos a la roca, o bien, factores propios de los explosivos a utilizar.

Si bien, en una voladura no es posible actuar sobre los primeros (el macizo rocoso), el éxito de los resultados de una voladura pasará siempre por escoger el mejor explosivo para cada tipo de roca.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 135)

Surge en muchas ocasiones el debate en determinar cuál es el mejor tipo de explosivo, existiendo diversidad de opiniones, pero la dificultad no viene en escoger el mejor explosivo, sino en escoger el explosivo más adecuado para el macizo rocoso a volar.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 135)

B) INFLUENCIA DE LAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA

Las rocas responden de forma muy diferente a la onda de detonación del explosivo en lo que respecta a la primera etapa de formación de fisuras, primordial y origen del fenómeno de rotura y fragmentación.

Generalmente se relaciona la volabilidad de una roca con su dureza. Una roca más dura exige una mayor cantidad de explosivo para ser volada. Esto

no es exacto pues además del término dureza se debe incluir el aspecto fragilidad.

Una roca dura pero frágil (cuarcita por ejemplo) responde muy bien a esa onda primaria y en consecuencia sobre ella se producen importantes fisuras que en la segunda etapa del trabajo de los gases de explosión son ampliadas. La roca arranca y fragmenta fácilmente.

En el extremo opuesto, una roca blanda elástica absorbe la onda de detonación deformándose sin fisurarse y en consecuencia la actuación de los gases del explosivo en la segunda etapa queda disminuida. Un ejemplo muy ilustrativo de estos extremos se presenta en el uso de cargas de explosivo adosadas a rocas para su taqueo.

En este caso el trabajo de los gases es nulo pues la carga no se encuentra confinada. Su rotura se debe tan solo a la energía cedida a la roca por efecto de la onda de choque.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 135)

Tabla 3: Valores orientativos de la RCS para algunos tipos de rocas.

Tipo de Roca	Resistencia a compresión (kg/cm ²)
Caliza terrosa blanda	130-250
Caliza grano medio	400-450
Caliza dura grano fino	700-1200
Pizarras	120-200
Cuarcitas	400-600
Granitos	900-1800
Basaltos	400-900

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Las rocas extremadamente duras pero frágiles rompen bien mientras que las rocas blandas elásticas apenas son fragmentadas.

Otro aspecto importante de la roca es la relación con la forma de rotura, que se explica por su configuración o estratificación, que es propia del macizo rocoso. La existencia de planos de discontinuidad, fisuras en la propia roca, o su formación en estratos, facilita la labor de actuación de los gases de voladura al trabajar en ellas, además de sobre las creadas por la propia onda de detonación.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 136)

2.2.10. Voladuras de contorno

Son aquéllas que se realizan para perfilar los contornos de la labor. “Las técnicas de voladura controlada pueden agruparse en 1) Pre-corte, 2) La voladura de pared lisa, 3) Perforación en línea y 4) Voladura de amortiguación” (International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 436).

1) Pre-corte

El “presplitting” o pre-corte, comprende una sola hilera de taladros dispuestos a lo largo de la línea definida de excavación. Generalmente en los proyectos de construcción los taladros tienen el mismo diámetro (de dos a cuatro pulgadas 50mm a 100mm) y, en la mayoría de los casos están todos cargados con explosivos que van de 7/8 hasta una pulgada (22-25mm) de diámetro, o mas grande, los cuales se disparan antes de la detonación de los taladros principales.

El anillo de aire entre el explosivo y el taladro, amortigua la onda explosiva de choque, reduce la trituración y la formación de grietas radiales en la roca existente alrededor del taladro.

(International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 436)

Para determinar la carga aproximada de explosivo por metro lo cual no dañe la pared pero que produzca la suficiente presión para causar que la acción de corte suceda, se puede usar la siguiente fórmula:

$$d_{\text{ec}} = \frac{D_h^2}{12.14}$$

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 176)

Donde:

dec = Carga de explosivo (g/m)

Dh = Diámetro del barreno (mm)

Si esta carga de explosivo aproximada es utilizada, el espaciamiento entre los barrenos en un precorte puede determinarse por:

$$S = 10 \times Dh$$

S : Espaciamiento (mm)

Dh : Diámetro del barreno (mm)

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 176)

La constante 10 en la fórmula de arriba es de alguna manera conservadora. Sirve para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el precorte se formará. La experiencia de campo nos indica que frecuentemente este valor puede ser incrementado a 12 y en algunas ocasiones a 14.

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 177)

En la mayoría de las aplicaciones de precortes no se perfora por debajo del nivel de piso. Sin embargo, una carga concentrada, que es equivalente a aproximadamente 1.6 dec, se coloca en el primer metro al fondo del barreno. El barreno debe dispararse ya sea instantáneamente o con un retardo corto entre cada barreno. Aunque algunos operadores han reportado resultados satisfactorios, no se recomienda retardar más de 50 milisegundos entre barrenos.

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 177)

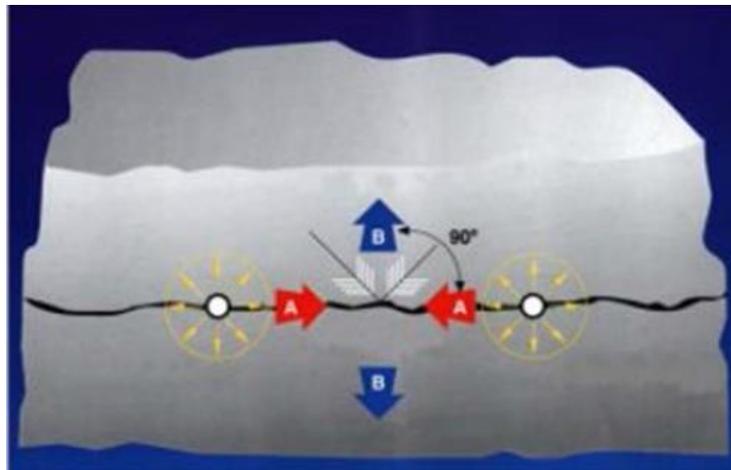


Figura: 41 Tensiones generadas al detonar barrenos adyacentes a la vez.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Los explosivos para precorte se encuentran en muchos tipos. Existen rollos de poliestireno que se bajan a lo largo del barreno en diámetros menores a 25mm. Estos tubos de poliestireno contienen emulsiones explosivas. Otros tipos de cargas son cartuchos delgados de dinamita los cuales se acoplan a medida que se colocan dentro del barreno para formar una carga continua. Otros métodos de colocación de las cargas consisten en amarrar porciones o cartuchos completos de dinamita con cordón detonante y colocados dentro

del barreno. La elección del tipo de cargas a utilizar depende del operador y de los explosivos que estén disponibles en el área. Lo que es importante es que el diámetro de las cargas sea menor a la mitad del diámetro del barreno y que de preferencia no toquen las paredes del barreno.

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 178)

2) Smooth blasting – Voladura de pared lisa

Voladura de pared lisa, a la cual también se le conoce como voladura de contorno, voladura de perímetro, o voladura de afinamiento, se creó en Suecia y es el método más ampliamente aceptado para controlar la sobre rotura en los avances y tajeos subterráneos. Las técnicas de la voladura de pared lisa se aplican tanto en el trabajo subterráneo como a cielo abierto. En esta técnica se perfora taladros a lo largo del límite de excavación, se les coloca cargas ligeras y bien distribuidas y se disparan después que la excavación principal se retirado. Al disparar de manera instantánea, o con un mínimo de retardo entre los taladros, se obtiene un efecto cortante que da como resultado paredes lisas con un mínimo de sobre rotura.

(International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 440)

$$S = 16 Dh$$

Donde:

S = Espaciamiento (mm)

Dh = Diámetro del barreno (mm)

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 179)

Con las voladuras de recorte, las condiciones de confinamiento son diferentes a las del precorte. Durante el precorte, la voladura de producción aún no ha detonado y para fines prácticos, el bordo se considera infinito. En

pueden actuar cómo concentradores de esfuerzos o guías para que las grietas se formen entre ellos. Las líneas de barrenos vacíos se utilizan en algunas ocasiones en las esquinas para guiar las grietas en un ángulo específico.

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 182)

La barrenación lineal se emplea también entre barrenos de precorte y de recorte para ayudar a guiar las grietas. En material geológicamente complicado el barrenado lineal puede no funcionar cómo se desea ya que los fracturas tienden a concentrarse en los planos de debilidad naturales en lugar de los planos creados por el hombre con el barrenado lineal. Aunque ha habido investigaciones acerca del uso exclusivo de la barrenación lineal para el control del perímetro, las aplicaciones del barrenado lineal en combinación, ya sea con las técnicas de voladura del precorte o del recorte, han probado ser el método seguro.

(Calvin Konya & Enrique Albarran, pág. 182)

4) Voladura de amortiguación (Cushion Blasting)

El “cushion blasting” o voladura de amortiguación, también conocida como “trimming” (recorte), “slabbing” (lajeo), o “slashing” (desbastado o desquinche), se introdujo en Canadá al igual que la voladura de pared lisa, se perfora una sola fila de taladros a lo largo de la línea de excavación definida, se utiliza cargas ligeras y bien distribuidas, y se disparan después de retirar la excavación principal. Sin embargo, a diferencia de esta, el espacio anular en los taladros se llena con piedra triturada, a lo largo de toda la columna. Este relleno “amortigua” la onda de choque proveniente de la pared terminada a medida que los taladros detonan, minimizando las tensiones y fracturas en ella. Hoy en día, el uso de esta técnica es raro

porque, generalmente, el anulo de aire alrededor de las cargas de diámetro pequeño produce los mismos resultados, reduciendo también el tiempo de carguío. La voladura amortiguada se aplica en la actualidad, únicamente, cuando se pegan cartuchos de diámetro largo a las líneas descendentes de cordón detonante en intervalos de tiempo planeados. Los taladros de amortiguación se disparan con un mínimo de retiro entre ellos; esto corta la red de roca entre los taladros da como resultado una pared lisa con un mínimo de sobrerotura. Si el ruido es un problema, se utiliza líneas troncales para iniciar las líneas descendentes también de cordón detonante.

(International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 445)

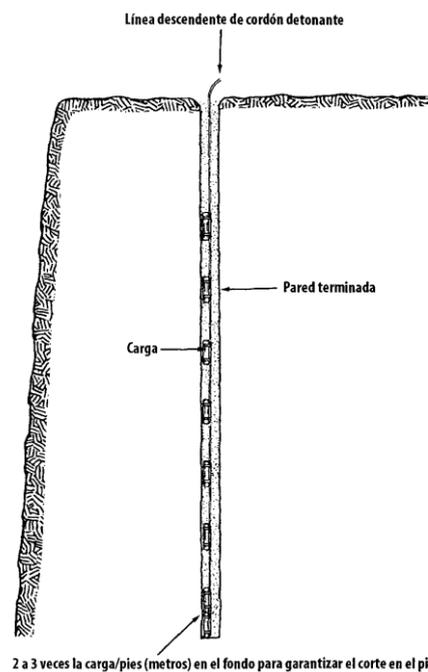


Figura: 43 Para lograr una máxima amortiguación, coloque las cargas lo mas cerca posible al lado de la excavación.

Fuente: Manual del especialista en voladura 17a Edición

2.2.11. Voladuras de interior

Las voladuras en obras subterráneas tienen en común que las voladuras son mucho más confinadas que en voladuras a cielo abierto, ya que la cara libre

de la misma es mucho menor y el movimiento y fragmentación de la roca se tiene que realizar de una forma mucho más restringida, lo que implica que el consumo específico de la misma sea más elevado que en voladuras a cielo abierto.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 169)

Además, para lograr una fragmentación tal que sea posible una carga y transporte adecuado, la distribución de carga en toda la voladura debe ser lo más homogénea posible. Esto hace necesario que el explosivo se reparta en pequeñas cantidades, en barrenos de pequeño diámetro, comparado con los diseños de voladuras de superficie.

Por este motivo, el diseño de voladuras de avances de túneles y galerías difiere mucho de los cálculos que se realizan en voladuras a cielo abierto. Del mismo modo, las dimensiones de los explosivos encartuchados se adaptan a tales diseños de voladura.

Únicamente en voladuras en cavernas y en voladuras de producción en minería subterránea se crean huecos tales que las voladuras de obras subterráneas se asemejan en gran medida a voladuras a cielo abierto, y las teorías de voladura en banco son totalmente aplicables. Por este motivo, los contenidos aquí presentados son aplicables a diversidad tipología de obras subterráneas como son las voladuras de avance de túneles, galerías, pozos y cavernas. En voladuras de interior, se diferencian los barrenos en función de la posición que ocupan en la voladura, además de tener cada uno una misión diferente. Se diferencian los siguientes grupos de barrenos, enumerados de acuerdo a la secuencia de encendido:

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 169)

Cuele: es un grupo de barrenos muy cercanos entre sí que tienen como misión la creación de una cara libre inicial en una zona más o menos centrada en la voladura. Suele componerse de barrenos cargados, junto con uno o varios barrenos de mayor diámetro que se dejan vacíos. Suele tener unas dimensiones aproximadas de un cuadrado de un metro de lado. En ciertos casos pueden tener mayor carga que los demás barrenos.

Contracuele: son aquellos barrenos que rodean al cuele y tienen la misión de incrementar la cara libre para facilitar el desplazamiento del resto de la voladura.

Destroza: son los barrenos que al detonar fragmentan y desplazan la roca volada hacia la cara libre generada por el cuele y contracuele.

Contorno: son los barrenos que se sitúan en el perímetro de la voladura, teniendo como misión el de perfilar el contorno de la excavación adecuándose al diseño proyectado. Se diseñan como una voladura de contorno a cielo abierto. Su carga suele ser menor que el resto, usándose cordón detonante de alto gramaje, solo o en combinación de cartuchos de explosivo de pequeño calibre.

Zapateras: Son los barrenos que se sitúan en el piso de la voladura. Su misión es la de conformar el suelo de la excavación. Como se disparan en último lugar suelen estar sobrecargados, porque deben levantar todo el material volado previamente y que se ha depositado encima.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 170)

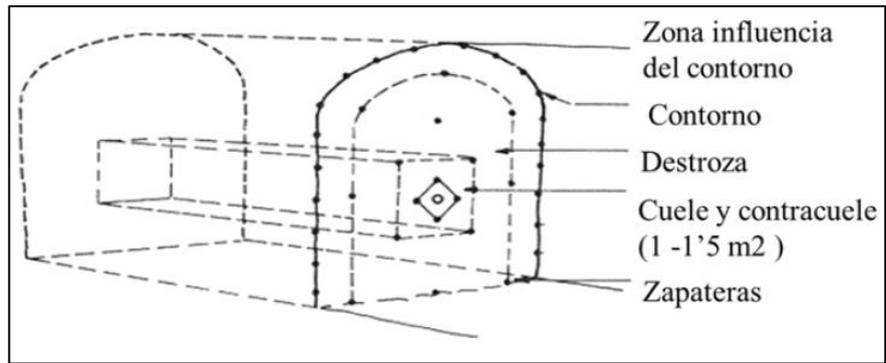


Figura: 44 Diferentes grupos de barrenos en una voladura de interior.

Fuente: *Perforación y voladura de rocas en minería* (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

El principal problema que hay que afrontar en las labores de avance de túneles o galerías con explosivo es la no disponibilidad de caras libres. Por ello el consumo específico de explosivo es sensiblemente más alto que en las voladuras de cielo abierto, especialmente cuando se trata de voladuras de pequeña sección.

De este modo, para seguir las condiciones generales de diseño de voladuras hay que realizar una detonación en un orden tal que se vayan generando sucesivas caras libres.

Hay dos formas de resolver el problema de ausencia de caras libres que se acaba de mencionar:

Perforar los barrenos centrales con una cierta inclinación respecto al frente, de forma que éste sirva como superficie libre donde se refleje, al menos parcialmente, la onda de compresión (cueles en "V", en cuña, en abanico, etc.).

Perforar unos barrenos, generalmente de mayor diámetro, que se dejan vacíos de forma que proporcionan una pequeña cara libre inicial (cuele de barrenos paralelos).

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 171)

A) Esquema de tiro con cuele de barrenos inclinados

Cada vez se utiliza menos este tipo de cuele, que, aunque ofrece alguna ventaja sobre el de barrenos paralelos, presenta también serios inconvenientes.

Entre las ventajas cabría señalar las dos siguientes:

Menor perforación específica (Metros lineales perforados por metro cúbico arrancado)

Menor consumo de explosivo. Sin embargo, los inconvenientes de tipo práctico son importantes: La perforación es complicada y, en las condiciones reales de trabajo, su exactitud problemática.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 172)

Los avances que pueden obtenerse por "pega" vienen condicionados por el ángulo mínimo que requiere el cráter (60° aproximadamente) y la posibilidad de situar la corredera del equipo de perforación dentro de la anchura del túnel con esta orientación. Por esta razón el máximo avance suele ser del orden de la mitad de la anchura del túnel. Esto, especialmente en secciones pequeñas, supone avances por pega mucho menores que los que se obtendrían utilizando un cuele de barrenos paralelos.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 172)

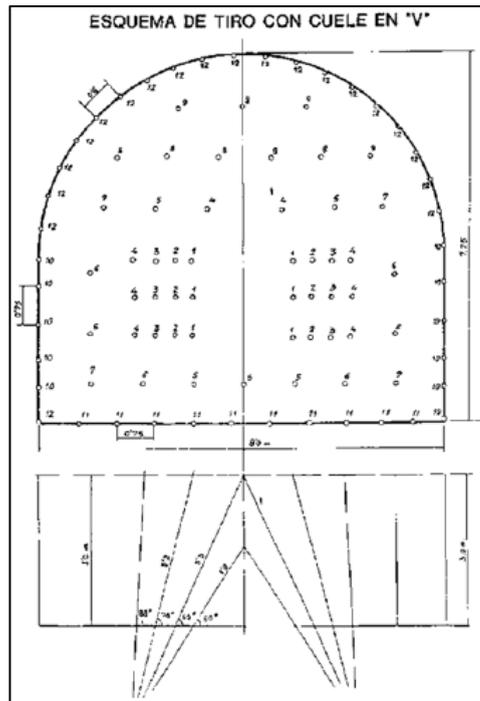


Figura: 45 Esquema de perforación de barrenos inclinado (cuele en "V").

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

B) Esquema de tiro con cuele de barrenos paralelos

Un cuele de barrenos paralelos es una disposición de barrenos en la que puede apreciarse una serie de barrenos muy próximos entre sí y situados alrededor de dos taladros vacíos de mayor diámetro.

La "piedra" B de los barrenos de cuele no depende tanto de su carga explosiva como de la anchura de cara libre de que disponen, ya que al detonar, lo hacen formando un cráter de, como mínimo, unos 60°. Por ello, los barrenos que rompen hacia un barreno vacío se sitúan a una distancia igual a una o dos veces el diámetro "V" de éste ($V < B < 2V$). En el caso de los barrenos de cuele que rompen sobre una superficie libre que han dejado otros que detonaron anteriormente, la piedra B deberá ser aproximadamente igual a un 70% de la anchura A de esta superficie ($B = 0,7A$).

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 172)

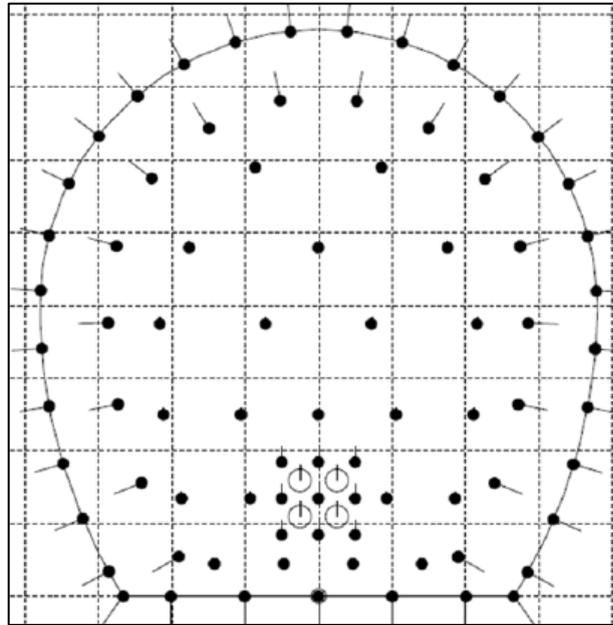


Figura: 46 Esquema de perforación de barrenos paralelos.

Fuente: *Perforación y voladura de rocas en minería* (Castilla Gómez & Herrera Herbert)

Los barrenos de contorno o perímetro se proyectan casi siempre algo más próximos entre sí que los de destroza con objeto de conseguir un mejor acabado de las paredes que incremente la estabilidad de la excavación y reduzca las necesidades de sostenimiento. También puede emplearse una técnica de recorte como la explicada en capítulos anteriores. En voladuras subterráneas, el grado de compresión a que está sometida la roca suele ser tal, que impide la utilización de la técnica de precorte.

(CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 175)

Con este tipo de esquema de tiro se consiguen avances de un 90-95% de la longitud de perforación de los barrenos, si bien la inexactitud en la ejecución de ésta, no permite normalmente ir más allá de los 2-2,5 m con equipos de perforación manuales, ni de 3-4 m. con equipos mecanizados. Los más modernos jumbos de perforación incorporan un sistema informático que

permite el posicionamiento automático o semiautomático de la corredera en el lugar previsto para el emboquille. La mayor precisión respecto al posicionamiento manual que ello supone, facilita la consecución de avances 0,5-1m superiores a los mencionados, llegando a alcanzar avances de hasta 4,5 metros.

Por otro lado, la longitud máxima de perforación en voladuras subterráneas, con equipos mecanizados, no suele superar los 4,5 m, que es la longitud máxima estándar para estos equipos. Si se quiere realizar barrenos de mayor longitud, es posible incorporar correderas mayores, disponibles bajo pedido. (CASTILLA GÓMEZ & HERRERA HERBERT, 2013, pág. 175)

Espaciamiento y carguío del corte Paralelo

El espaciamiento y carguío de los taladros de arranque es decisivo para lograr un avance alto. Con un buen arranque y diseño de la voladura, se puede lograr un avance de 90 a 95 % de la profundidad de los taladros.

El carguío de los taladros de arranque más cercanos a los taladros de alivio debe darse según las pautas de la Tabla mostrada abajo. Esta tabla proporciona rangos de carguío, en kg/cm, y espaciamientos máximos (distancia de centro a centro, entre el taladro de arranque el taladro de alivio), para volar hacia los taladros de alivio de varios diámetros. Por ejemplo, si se utilizan taladros normales de 1 ¾ de pulgadas (44 mm) de diámetro con un taladro vacío de 4 pulgadas (100 mm) de diámetro, el carguío debería ser de 0.37 lb/pie (0.55 kg/m) y el espaciamiento máximo deberá ser de 7 pulgadas (180 mm).

Por lo general, la distancia de centro a centro desde el taladro vacío deberá ser de aprox. 1.5 veces el diámetro de (los) taladro (s) vacíos (s). Así, para

un diámetro de taladro vacío de 4pulgadas (100mm), el espaciamiento del taladro de arranque más cercano deberá ser 6 pulgadas (150 mm). Si se utilizan dos taladros Vacíos con un espaciamiento cercano de 3 pulgadas (76mm), los taladros de arranque deberán estar espaciados en 9 pulgadas (23mm).

(International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 414)

Tabla 4: Concentración de carga del taladro de arranque y espaciamiento desde taladros vacíos para los arranques de taladros paralelos (Basado en Langfors & Kihistrom).

Diámetro del taladro de arranque (D)	Concentraciones aprox. de carga del taladro de arranque en kg/m, para taladros vacíos (D) de:				
	76 mm	102 mm	2 x 76 mm	127 mm	152 mm
37 mm	0.36	0.46	0.54	0.61	0.70
45 mm	0.42	0.55	0.66	0.70	0.85
51 mm	0.54	0.66	0.82	0.86	0.97
Máximo espaciamiento (A) (centro a centro)	12.7 cm	17.8 cm	20.3 cm	23 cm	25.4 cm

Fuente: Manual del especialista en voladura 17a Edición

Si se emplea un espaciamiento menor existiría el riesgo de provocar una detonación por simpatía de los explosivos (“brinco de corriente”), o que resulten desensibilizados por efecto de la presión. Si el espaciamiento es mayor 2 veces el diámetro del taladro vacío, la concentración de carga requerida es tan grande que ocurre una deformación plástica, junto con un aumento en el riesgo de detonación por simpatía. La ilustración 47 muestra los resultados de una voladura a distancias variadas desde diferentes tamaños de taladro de alivio.

(International Society of Explosives Engineers , 2008, pág. 114)

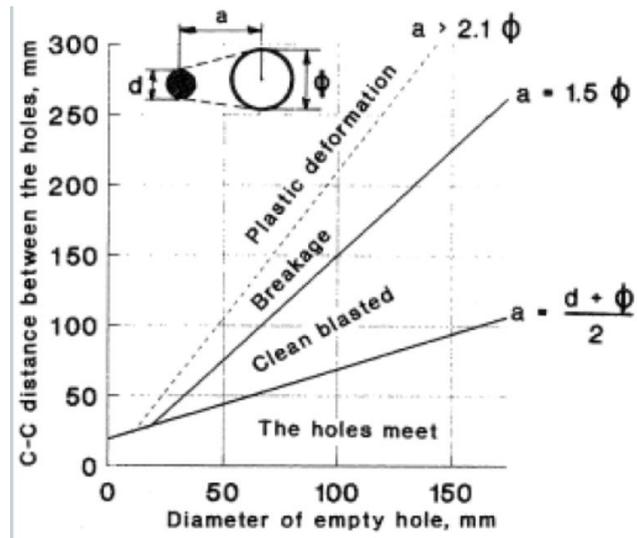
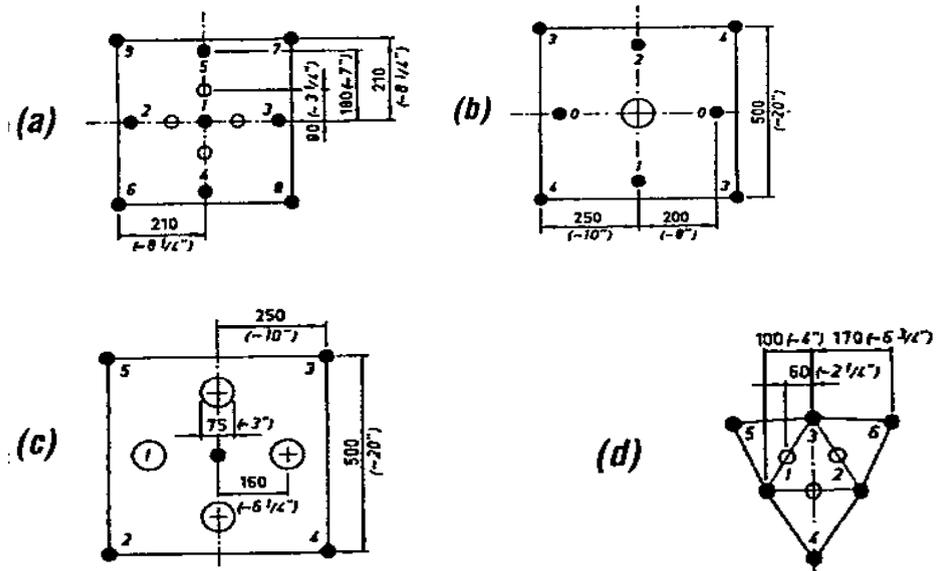


Gráfico 1: Resultado cuando se realiza la voladura con dirección a un taladro vacío desde diferentes distancias y dimensiones del taladro vacío (Basado en Langefors & Kihistrom).

Fuente: Blast design for underground mining applications, R. Holmber – 2011

Arranques paralelos típicos



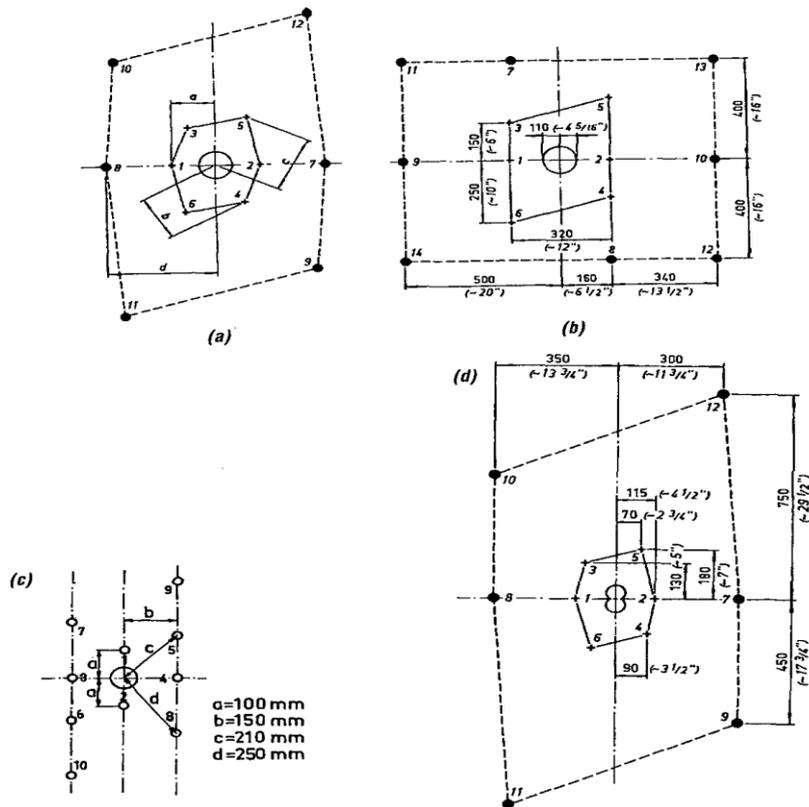


Figura: 49 Arranques de Cilindro Frecuentemente Usados.

Fuente: Manual del especialista en voladura 17a Edición

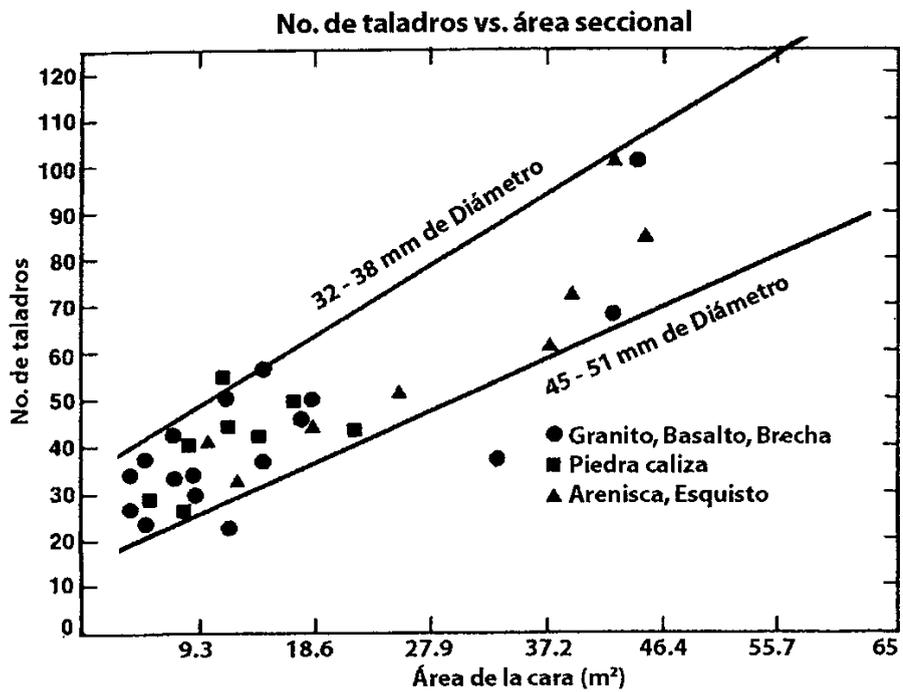


Gráfico 2: Relación entre el número de taladros y el área seccional del túnel.

Fuente: Manual del especialista en voladura 17a Edición

Diámetro del taladro pulg. (mm)	Calidad de la roca	Burden		Espaciamiento		Concentración aprox. de la carga lineal	
		Pies	(metros)	Pies	(metros)	lbs/pies	(kg/m)
1.0 - 1.5 (25 - 38)	Buena	2.00	(0.61)	1.5	(0.46)	.10	(0.15)
	Deficiente	1.3	(0.40)	1.0	(0.31)	.05	(0.07)
1.5 - 2.0 (38 - 50)	Buena	2.75	(0.83)	2.0	(0.61)	.15	(0.22)
	Deficiente	2.25	(0.69)	1.5	(0.46)	.08	(0.12)
2.0 - 3.0 (50 - 76)	Buena	3.5	(1.02)	3.0	(0.91)	.30	(0.45)
	Deficiente	3.0	(0.91)	2.0	(0.61)	.15	(0.22)

Figura: 50 Espaciamiento, Burden y carguío inicial de los taladros del perímetro, sugeridos para voladura de control del perímetro en túneles.

Fuente: Manual del especialista en voladura 17a Edición

2.2.12. Formulación matemática

Diseño de malla y cálculo de voladura en galerías y túneles

(Método de Holmberg)

a. Design of parts of round (Partes del frente)

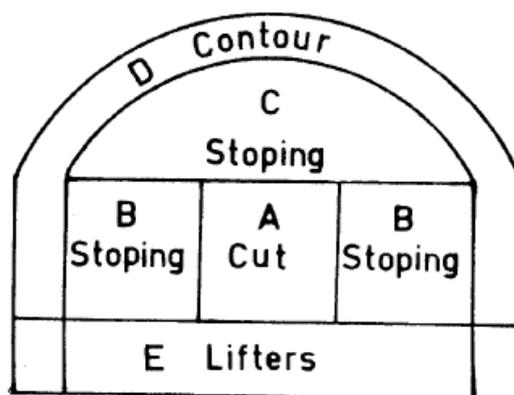


Figura: 51 Partes del frente.

Fuente: Rock Blasting and Explosives Engineering

b. Avance por pega

El avance por pega está limitado por el diámetro del barreno de expansión y la desviación de los barrenos cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “X” pueden llegar al 95% de la profundidad de los barrenos “L”.

(Manual de Perforacion y voladura de rocas, pág. 254)

$$X = 95\% \times L$$

En los cuele de 4 secciones la longitud de los barrenos puede estimarse con la siguiente expresión: $L = 0.15 + 34.1D_2 - 39.4D_2^2$

Dónde: D_2 = Diámetro equivalente (m).

Cuando se utilizan arranques de “NT” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo:

$$D_2 = \phi x \sqrt{NT}$$

Dónde: D_2 = Es el diámetro del taladro vacíos del arranque.

(Manual de Perforacion y voladura de rocas, pág. 254)

✓ **Arranque de cuatro secciones**

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros paralelos (ver figura 2.3). La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7 Ø2” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío.

(TECNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS, 1963, pág. 250)

“Cuando la desviación de la perforación es superior al 1% la piedra practica se calcula a partir de” (Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 218)

$$B_1 = 1.7 D_2 - E_p = 1.7 D_2 - (\alpha \times L - e)$$

En la práctica, la precisión de la perforación es lo suficiente buena y se trabaja con un valor de la piedra igual a vez y medio el diámetro de expansión.

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55 D_1 \left[\frac{B}{D_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{D_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{PRP_{ANFO}}$$

- q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m).
- D_1 = Diámetro de perforación (m).
- D_2 = Diámetro del barreno de expansión (m).
- B = Dimensión de la piedra (m).
- c = Constante de la roca.
- PRP_{ANFO} = Potencia Relativa en Peso del explosivo referida al ANFO.

(Instituto Geologico y Minero de España , pág. 255)

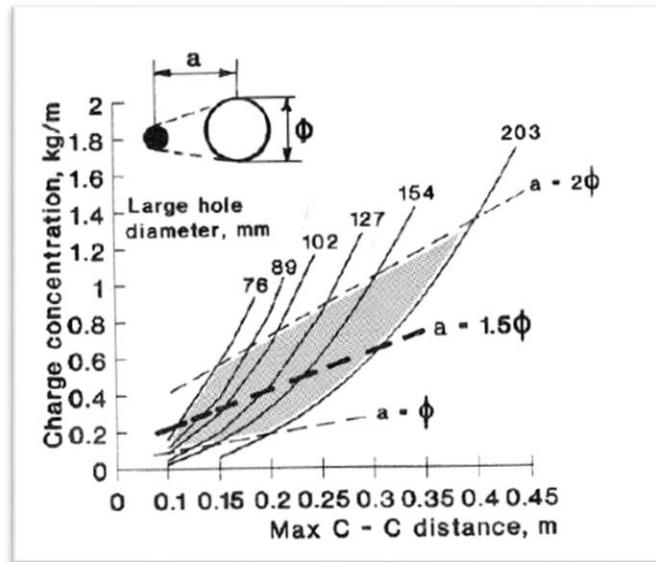


Gráfico 3: Concentración de carga para primer cuadrante.

Fuente: Blast design for underground mining applications – R. Holmberg

“Para calcular el resto de las secciones, se consideran que ya existen huecos rectangulares

De anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q1”

El valor de la piedra se calcula a partir de:” (Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 223)

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Cuando existe un error de perforación así como se muestra en la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “Ah” en la primera sección, por lo que:

$$Ah = \sqrt{2} (B_1 - E_p)$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{\phi_1 \times c}}$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - EP$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 Ah$$

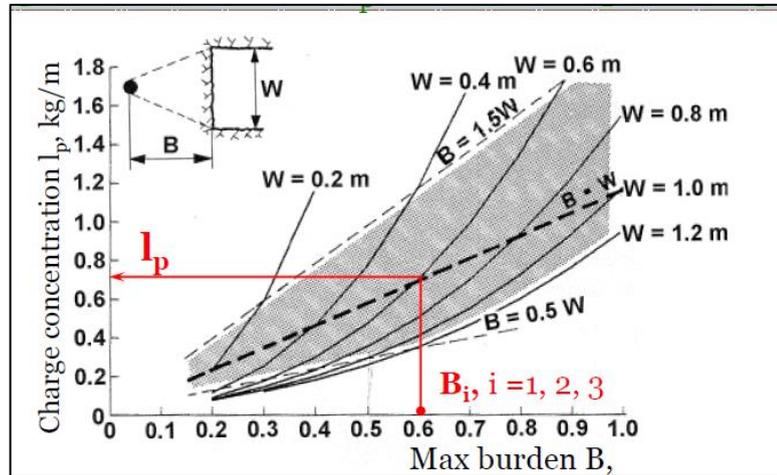


Gráfico 4: Concentración de carga para 2 cuadrante y 4 cuadrante.

Fuente: *Blast design for underground mining applications* – R. Holmberg

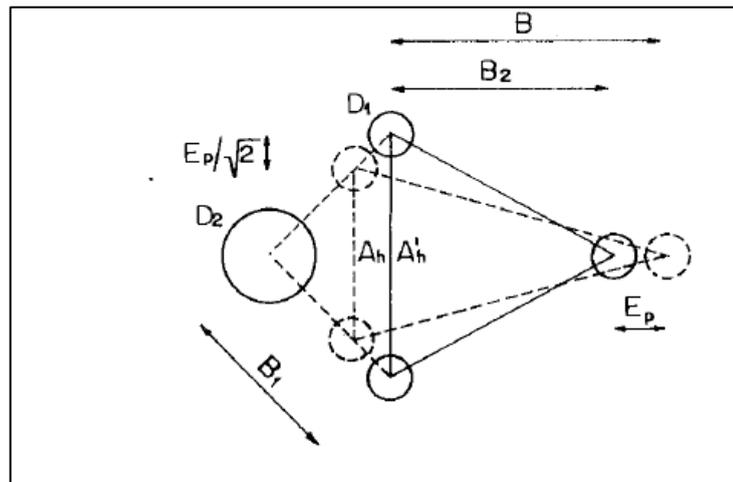


Figura: 52 Influencia en la desviación de los barrenos.

Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering*

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con:

$$q_1 = \frac{540 \phi_1 \times C \times Ah}{RWSANFO}$$

RWSANFO

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 223)

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación.

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0,7 B$$

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 223)

Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del lado de la última sección "B" no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10\phi_1$$

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 223)

✓ **Arrastres (Lifters)**

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 224)

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre espaciamento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0,05$ para burden $\geq 1,4$ m

$\bar{C} = c + 0,07/B$ para burden $< 1,4$ m

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ γ ” o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \frac{[AT + 2L \times \text{sen} \gamma + 2]}{B}$$

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 224)

Dónde:

AT = anchura de la labor (m).

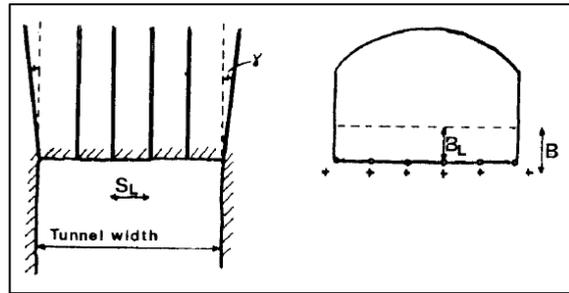


Figura: 53 Vista de taladros de arrastre.

Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering*

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'A = SA - L \times \text{sen} \gamma$$

El burden práctico "BA" se obtiene a partir de:

$$BA = B - L \times \text{sen} \gamma - EP$$

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0,6 L$.

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 224)

✓ **Núcleo (Stoping Holes)**

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamiento/ burden.

Tabla 5: Factor de fijación y relación.

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación "f"	Relación S/H
Hacia Arriba y Horizontalmente	1,45	1,25
Hacia Abajo	1,20	1,25

Fuente: *Rock Blasting and Explosives Engineering*

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 225)

✓ **Contorno**

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

Factor de fijación $f = 1, 2$.

Relación S/B $S/B = 1,25$.

Concentración de la carga de columna $q_c = 0,5 q_f$

Siendo q_f la concentración de carga de fondo.

En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$SC = K\phi$$

Dónde:

$K =$ constante [15,16]

$\phi =$ diámetro de taladro (se expresa en metros).

(Rock blasting and Explosives Engineering, 1994, pág. 225)

2.3. Definición de Términos Básicos

Malla; “Es la forma en que se distribuyen los taladros de una voladura, en el cual especifican los burdenes, espaciamiento y carguío”.

Eficiencia de Perforación; “Respecto de la longitud planeada el ral perforado cuanto representa”.

Perforación; “Es la primera operación con el objetivo de realizar agujeros que almacenera explosivos para la fracturación del macizo.

Voladura: “fragmentación de la roca”.

Subterráneo: “Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de a tierra”.

Frente: “Superficie libre en una voladura”.

Burden; “Distancia desde el barreno central al frente de la cara libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro”

Espaciamiento; “Distancia entre barrenos de una misma fila”. “Distancia entre los barrenos, perpendicular al burden.

2.4. Formulación de Hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura se logra la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

2.4.2. Hipótesis específicas

- La reducción de costo de perforación y voladura con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.
- La reducción de costo de limpieza y acarreo con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

- La reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

2.5. Identificación de Variables

Variable independiente

Nuevo sistema de Perforación y Voladura

Variable dependiente

Reducción de costos e incremento de productividad de los avances

2.6. Definición Operacional de Variables e Indicadores

Tabla 6: Operacionalización de variables e indicadores.

Tipo de variable	Nombre de la variable	Dimensiones	Indicadores
Variable independiente	Nuevo sistema de Perforación y Voladura - Perforación y voladura - Limpieza y acarreo - Sostenimiento	Sistema de perforación y voladura	Tipo de malla de perforación y voladura
		Eficiencia de limpieza y acarreo	\$/m
		Eficiencia de sostenimiento	\$/m
Variable dependiente	Reducción de costos e incremento de productividad de los avances	Costos de avance	\$/m
		Incremento de avance por disparo	m/disparo

Fuente: Propia

CAPITULO III

METODOLOGÍA Y TÉCNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

El presente trabajo, tiene un enfoque **Cuantitativo**, debido que “Utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis estadístico, con el fin establecer pautas de comportamiento y probar teorías”, (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

El alcance de la investigación tiende a ser **Descriptiva**, debido que “se busca especificar las propiedades, las características y los perfiles de personas, grupos, comunidades, procesos, objetos o cualquier otro fenómeno que se someta a un análisis”, (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

3.2. Métodos de Investigación

Método **técnico, científico** es objeto de estudio de la epistemología. Es el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador A realizar sus objetivos, iniciando de un marco teórico y dar sus resultados, sin apartarse de las teorías.

3.3. Diseño de Investigación

El diseño de la investigación es **Experimental** debido que “La esencia de esta concepción de experimento es que requiere la manipulación intencional de una acción para analizar sus posibles resultados”, (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

3.4. Población y Muestra

3.4.1. Población

Son todas las labores mineras de avance con RMR>55 de calidad buena de la zona de cuerpos de la unidad minera Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

3.4.2. Muestra

Los XC 316 SW, XC 269NW, XC480SE, GL 475N y GL825 labores de la unidad minera Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

3.5. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.5.1. Técnicas

Para la recolección de la información se utilizaron las siguientes técnicas:

3.5.1.1. Observación directa.

Se realizó un monitoreo de las principales actividades ejecutadas para lograr detectar los factores geológicos y geomecánicos que influyen en la perforación y en el resultado de los avances.

3.5.1.2. Entrevistas no estructuradas.

Se realizaron una serie diálogos con el personal especializado siendo perforista, cargadores y capataces, con el fin de obtener una data detallada sobre las actividades ejecutadas y el proceso en sí mismo.

3.5.1.3. Revisión Documentaria Referencial.

Se realizó el estudio de la bibliografía y los informes documentados a fin de aplicar lo más acertadamente a los requerimientos de extracción.

3.5.2. Instrumentos

- Hoja de registros apuntes, planos, libreta de campo.
- Software de Microsoft Office, donde se utilizaron los programas Word y Excel, para la elaboración del informe y el procesamiento de los datos.
- Acceso a Internet, para la búsqueda de información referencial.
- Recursos de oficina. Además, un computador para la elaboración del informe.

3.6. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos

Para el procesamiento y análisis de datos se empleará el método estadístico de tendencia central y de dispersión, mediante la tabulación de la información necesitando para ello programas actualizados.

En la elaboración del presente trabajo de tesis se ha seguido dos etapas consistentes en:

Trabajo de campo

Consistente en recoger la información y registro de datos de perforación y voladura de una barra de 14 pies en la Mina Americana para poder diseñar la malla por el método Holmberg para optimizar la perforación y voladura con la barra de 16 pies.

Trabajo de gabinete

Consistente en el análisis de laboratorio de las muestras rocosas, evaluación de datos, confección de planos y redacción de la tesis.

3.7. Tratamiento Estadístico

Para el tratamiento estadístico se utilizarán los métodos convencionales o en su caso, electrónicos. Para este último, se podrá utilizar software especializado.

3.8. Selección, Validación y Confiabilidad de los Instrumentos de Investigación

3.8.1. Validación

La validez se refiere a que mide lo que tiene que medir o lo que se propone medir. Tiene tres niveles que permiten comprobar si el instrumento mide lo propuesto: validez de contenido, validez de constructo y validez de criterio. Según Pimienta (2014) para determinar la validez de contenido: Se debe recurrir al Juicio de expertos, el cual consiste en preguntar a personas expertas en el dominio que miden los ítems, sobre su grado de adecuación a un criterio determinado y previamente establecido en los pasos anteriormente reseñados de construcción de una prueba. En esta ocasión han sido tres docentes universitarios expertos conocedores del tema de Perforación y Voladura, así mismo se ha considerado de manera global el impacto de la mejora, cuando se optimiza la perforación y voladura. Asimismo, se proporcionó a los docentes la Matriz de operacionalización de variables para que realicen sus valoraciones. Respecto a la validez de constructo, se puede respaldar precisando las bases teóricas de cada variable de la investigación. En este caso, para la variable Reducción de costos e incremento de productividad de los avances y se sustenta en el antecedente Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura de Jáuregui (2009). y para la variable Nuevo sistema de Perforación y Voladura en la investigación Rock blasting and Explosives Engineering de Persson and Holmberg (1994). Asimismo, la validez de criterio referida a que es

válido el instrumento en todos los contextos, es verificada por la actuación de los tres docentes que evaluaron el instrumento de recolección de datos, Docente Ing. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ, Mg. Nieves Oswaldo GORA TUFINO y Ing. Rosas FLORES MEJORADA. La validez del instrumento de esta investigación se realizó mediante Juicio de docentes.

3.8.2. Confiabilidad

La confiabilidad de un instrumento de medición según Hernández et al. (2014): “se refiere al grado en que su aplicación repetida al mismo individuo u objeto produce resultados iguales” (p. 200).

Con la finalidad de verificar la confiabilidad del instrumento de medición se revisó los resultados de la variable independiente que refiere al Nuevo sistema de Perforación y Voladura y su confiabilidad de los resultados en cuanto a la variable dependiente de Reducción de costos e incremento de productividad de los avances, siendo favorables los resultados estando en un rango de confiabilidad de 0.8 a 1.

Al respecto Hernández et al. (2014) establece una escala que determina la confiabilidad dada por los siguientes valores: “Nula (-1 a 0), Muy baja confiabilidad (0, a 0,2), baja Confiabilidad (0,2 a 0,4), regular confiabilidad (0,4 a 0,6), aceptable confiabilidad (0,6 a 0,8), elevada confiabilidad (0,8 a 1)”.

3.9. Orientación Ética

En el desarrollo del presente proyecto de investigación en minería, la ética fue aplicada desde la planificación, realización y evaluación. Así mismo se respeta los estilos normativos de citación y referenciación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del Trabajo de Campo

En el presente subcapítulo (4.1), se describe los trabajos realizados en el “Sistema actual de perforación y voladura” (perforaciones de 14 pies), en este sistema se realizó los controles y mejoras para tener una línea base con rendimientos adecuados, este mismo nos servirá para realizar el comparativo con la propuesta del “Nuevo sistema de perforación y voladura” (perforaciones de 16 pies), el cual será presentado, analizado y expuesto los resultados en el siguiente subcapítulo (4.2).

4.1.1. Sistema de perforación y voladura actual

4.1.1.1. Monitoreo.

Se trazó como objetivo realizar el seguimiento del proceso de perforación y voladura con la participación de los practicantes, la misma con la intervención del uso obligatorio de las mallas de perforación estándar para cada tipo de roca, dicho seguimiento tuvo como propósito, tener una data base medida en campo y

realizar los controles sobre ellas, el control se realizó en las tres secciones (alta, intermedia y baja).

Tabla 7: Resultados de Voladuras – seguimiento setiembre 2017

N° DE DISPARO	Fecha	Nivel	Labor	Seccion		RMR	T a l a d r o s				Longitud	Avance	Rendimiento	Tonelaje	Explosivos		Total	Factores			COSTO DE VOLADURA \$/Disparo	COSTO DE VOLADURA \$/metro				
				Ancho	x		Alto	Ø	Cargados	alivios	Total	taladro			por	Perfor.		perforado	disparo	Emulcor 5000			1 1/2"x8" Superfam DOS	Kg	Kg/ton	Kg/mt
1	13-sep	13	XC 348	4.0	x	4.0	>65	51	30	4	34	3.20	2.80	88%	121.0	9.10	134.10	143.20	1.18	51.14	114.91	41.04				
2	14-sep	15A	GL 365	4.0	x	4.0	>65	51	30	4	34	3.30	2.70	82%	116.6	9.10	134.10	143.20	1.23	53.04	114.91	42.56				
3	15-sep	18	GL 307	4.0	x	4.0	>65	51	30	4	34	3.80	3.65	96%	157.7	9.10	134.10	143.20	0.91	39.23	114.91	31.48				
4	18-sep	7A	CM 751	4.0	x	4.0	56-55	51	30	4	34	3.70	3.45	93%	149.0	9.10	119.10	128.20	0.86	37.16	107.58	31.18				
5	19-sep	700	XC 964NW	3.5	x	3.5	65-75	51	30	3	33	3.75	3.44	92%	113.8	9.10	134.10	143.20	1.26	41.63	114.91	33.40				
6	20-sep	18	GL 329NE	4.0	x	4.0	55-65	51	30	3	33	3.00	2.50	83%	108.0	9.10	119.10	128.20	1.19	51.28	107.58	43.03				
7	21-sep	18	GL 317W	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.30	3.20	97%	138.2	9.10	134.10	143.20	1.04	44.75	114.91	35.91				
8	21-sep	18	GL 330NE	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	2.70	2.40	89%	103.7	9.10	109.10	118.20	1.14	49.25	102.70	42.79				
9	22-sep	18	XC 450NW	4.5	x	4.0	55-65	51	33	4	37	2.90	2.80	97%	136.1	9.10	119.10	128.20	0.94	45.79	110.07	39.31				
10	23-sep	16	XC 417NW	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.60	3.30	92%	142.6	9.10	119.10	128.20	0.90	38.85	107.58	32.60				
11	24-sep	14	XC 347SE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	4	34	3.60	3.40	94%	112.5	9.10	121.60	130.70	1.16	38.44	108.80	32.00				
12	24-sep	14	GL 707	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.58	3.30	92%	142.6	9.10	134.10	143.20	1.00	43.39	114.91	34.82				
13	24-sep	14	BP 708	3.5	x	3.5	45-55	51	30	4	34	3.35	3.25	97%	107.5	9.10	109.10	118.20	1.10	36.37	102.70	31.60				
14	26-sep	2B	GL 917	3.5	x	3.5	45-65	51	30	4	34	3.50	3.10	89%	102.5	9.10	109.10	118.20	1.15	38.13	102.70	33.13				
15	26-sep	6	GL 684	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.65	3.35	92%	144.7	9.10	109.10	118.20	0.82	35.28	102.70	30.66				
Media							Frentes de avance				3.40	3.11	91%	126.43	9.10	122.60	131.70	1.06	42.92	109.46	35.70					

Fuente: Propia

Tabla 8: Resultados de Voladuras – Seguimiento octubre 2017

N° DE DISPARC	Fecha	Nivel	Labor	Seccion		RMR	T aladros				Longitud		Rendimiento	Tonelaje	Explosivos		Factores			COSTO DE VOLADURA \$/Disparo	COSTO DE VOLADURA \$/metro							
				Ancho	x		Alto	Ø	Cargados	alivios	Total Perfor.	taladro perforado			por disparo	m	m	%	Tons			Emulsió 5000 1 1/2 x 8" Superfam DOS	Kg	Kg/ton	Kg/mt			
																										Explosiv	Potencia	Avance
1	02-oct	4A	XC 675W	3.5	x	3.5	55-65	51	30	4	34	3.62	3.45	95%	114.1	9.10	100.00	109.10	0.96	31.62	98.25	28.48						
2	03-oct	14	XC 347 SE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	3	33	3.70	3.40	92%	112.5	9.10	100.00	109.10	0.97	32.09	98.25	28.90						
3	05-oct	14	XC 347 SE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	3	33	3.69	3.30	89%	109.1	9.10	112.50	121.60	1.11	36.85	104.36	31.62						
4	05-oct	6A	GL 500 NE	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.60	3.10	86%	133.9	9.10	125.00	134.10	1.00	43.26	110.47	35.63						
5	06-oct	14	XC 347 SE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	3	33	3.80	2.95	78%	97.6	9.10	100.00	109.10	1.12	36.98	98.25	33.31						
6	06-oct	5A	XC 714 NE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	4	38	3.70	2.20	59%	72.8	9.10	125.00	134.10	1.84	60.95	110.47	50.21						
7	07-oct	14	XC 347 SE	3.5	x	3.5	45-55	51	30	3	33	3.80	3.60	95%	119.1	9.10	100.00	109.10	0.92	30.31	98.25	27.29						
8	07-oct	5	XC 562 SW	4.0		4.0	55-65	51	30	4	38	3.65	3.52	96%	152.1	9.10	112.50	121.60	0.80	34.55	104.36	29.65						
9	08-oct	15	XC 420 E	4.0		4.0	45-55	51	30	4	34	3.85	3.48	90%	150.3	9.10	125.00	134.10	0.89	38.53	110.47	31.74						
10	08-oct	13	GL 280S	4.0		4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.10	84%	133.9	9.10	125.00	134.10	1.00	43.26	110.47	35.63						
11	09-oct	14	XC 347 SE	3.5		3.5	45-55	51	30	3	33	3.72	3.60	97%	119.1	9.10	112.50	121.60	1.02	33.78	104.36	28.99						
12	09-oct	15A	GL 374 NE	4.0		4.0	45-55	51	30	4	34	3.84	3.52	92%	152.1	9.10	125.00	134.10	0.88	38.10	110.47	31.58						
13	10-oct	4B	XC 817 NW	3.5		3.5	65-75	51	30	4	34	3.60	3.20	89%	105.8	9.10	125.00	134.10	1.27	41.91	110.47	34.52						
14	12-oct	700	XC 964	3.5		3.5	45-65	51	30	4	34	3.60	3.40	94%	112.5	9.10	125.00	134.10	1.19	39.44	110.47	32.49						
15	12-oct	14	XC 347 SE	3.5		3.5	45-55	51	30	3	33	3.30	3.00	91%	99.2	9.10	125.00	134.10	1.35	44.70	110.47	36.82						
16	12-oct	14	XC 347 SE	3.5		3.5	45-55	51	30	4	34	3.60	2.90	81%	95.9	9.10	100.00	109.10	1.14	37.62	98.25	33.88						
17	13-oct	5A	XC 696 NE	3.5		3.5	55-65	51	27	4	31	3.60	2.80	78%	92.6	9.10	112.50	121.60	1.31	43.43	101.87	36.38						
18	13-oct	6	XC 542 NW	4.0		4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.45	93%	149.0	9.10	125.00	134.10	0.90	38.87	110.47	32.02						
19	16-oct	18	RP (+) 825	4.5		4.0	55-65	51	30	4	34	3.65	3.50	96%	170.1	9.10	125.00	134.10	0.79	38.31	110.47	31.56						
20	17-oct	18	RP (+) 825	4.5		4.0	55-65	51	35	4	39	3.85	3.25	84%	158.0	9.10	150.00	159.10	1.01	48.95	126.83	39.02						
21	18-oct	15A	GL 390 SE	4.0		4.0	55-65	51	30	4	34	3.65	3.45	95%	149.0	9.10	125.00	134.10	0.90	38.87	110.47	32.02						
22	20-oct	13	XC 478	4.0		4.0	55-65	51	30	4	34	3.65	3.30	90%	142.6	9.10	125.00	134.10	0.94	40.64	110.47	33.47						
23	20-oct	14	XC 367 NE	3.5		3.5	45-55	51	30	3	33	3.70	3.40	92%	112.5	9.10	100.00	109.10	0.97	32.09	98.25	28.90						
24	23-oct	4B	GL 858	3.5		3.5	65-75	51	30	3	33	3.30	3.10	94%	102.5	9.10	125.00	134.10	1.31	43.26	110.47	35.63						
25	23-oct	18	RP (+) 825	4.5		4.0	55-65	51	30	4	34	3.50	3.38	97%	164.3	9.10	125.00	134.10	0.82	39.67	110.47	32.68						
26	23-oct	5	XC 616	3.5		3.5	65-75	51	34	4	38	3.60	3.35	93%	110.8	9.10	125.00	134.10	1.21	40.03	113.78	33.97						
27	24-oct	5	XC 616	3.5		3.5	65-75	51	30	4	34	3.65	3.15	86%	104.2	9.10	125.00	134.10	1.29	42.57	110.47	35.07						
28	24-oct	18	Rp 087	4.5		4.0	45-55	51	30	4	34	3.50	3.30	94%	160.4	9.10	125.00	134.10	0.84	40.64	110.47	33.47						
29	25-oct	18	Rp 087	4.5		4.0	45-55	51	30	4	34	3.60	3.35	93%	162.8	9.10	125.00	134.10	0.82	40.03	110.47	32.97						
30	25-oct	15A	GL 374 NE	4.0		4.0	55-65	51	30	3	33	3.45	3.30	96%	142.6	9.10	125.00	134.10	0.94	40.64	110.47	33.47						
31	26-oct	15A	GL 374 NE	4.0		4.0	55-65	51	30	4	34	3.30	2.50	76%	108.0	9.10	125.00	134.10	1.24	53.64	110.47	44.19						
32	26-oct	18	RP 825 NE	4.5		4.0	45-55	51	30	4	34	3.50	3.35	96%	162.8	9.10	125.00	134.10	0.82	40.03	110.47	32.97						
33	27-oct	6A	GL 500 NE	4.0		4.0	45-55	51	30	4	34	3.60	3.30	92%	142.6	9.10	125.00	134.10	0.94	40.64	110.47	33.47						
34	30-oct	14	XC 347 SE	3.5		3.5	45-55	51	30	4	34	3.60	3.28	91%	108.5	9.10	112.50	121.60	1.12	37.07	104.36	31.82						
35	30-oct	5A	XC 696 NE	3.5		3.5	45-55	51	30	4	34	3.65	3.36	92%	111.1	9.10	125.00	134.10	1.21	39.91	110.47	32.88						
36	30-oct	15A	GL 374 NE	4.0		4.0	55-65	51	30	4	34	3.60	3.30	92%	142.6	9.10	125.00	134.10	0.94	40.64	110.47	33.47						
37	31-oct	14	XC 347 SE	3.5		3.5	45-55	51	30	3	37	3.55	3.35	94%	110.8	9.10	117.50	126.60	1.14	37.79	106.80	31.88						
							Media	Frentes de avance				3.62	3.25	90%	126.69	9.10	119.73	128.83	1.05	40.04	108.03	33.56						

Fuente: Propia

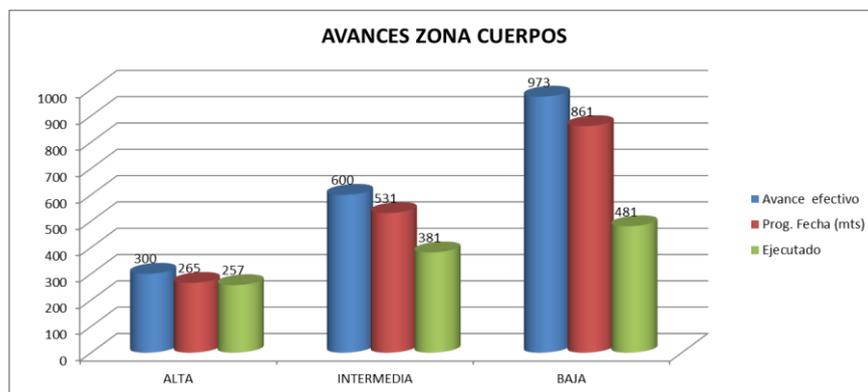


Gráfico 5: Avances por zonas zona cuerpos-October 2017.

Fuente: Propia

- Durante el seguimiento y monitoreo de las actividades realizadas durante la perforación y el carguío, se encontró los siguientes desvíos:
- Dentro de estas observaciones uno de los parámetros principales es la falta del pintado de los tres ejes (Colas) línea centro y gradiente hasta el tope de la labor, con la finalidad de controlar el paralelismo de taladros.
- Durante la perforación en algunos casos los operadores no utilizan los tres guidores de metal.
- Las plantillas para el arranque implementadas por el área de productividad, en algunos casos no son utilizadas por los operadores.
- No se controla la cantidad de carga explosivo por taladros de acuerdo a la distribución de carga de la malla estándar de perforación, esto debido a la falta de pintado o marcado de la manguera de carguío.
- Se observa el resultado de las voladuras en los frentes de avance con un perfil del frente no uniforme, quedándose como un pecho en ambos hastiales y en el arrastre, con tacos de 0.5m, 0.7m hasta 1.20m.

Fotografías de desvíos:



Figura: 54 Frentes sin marcar los tres ejes.



Figura: 56 No se usa los tres guidores.



Figura: 55 Taladros del arranque al alivio a 15cm.



Figura: 57 Manguera de carguío sin marcar.



Figura: 58 Tacos de 1.20m después de la voladura.



Figura: 59 Falta de simetria y control de paralelismo en el arranque.

Fuente: Propia

4.1.1.2. Control.

4.1.1.2.1. Primera etapa.

En esta primera etapa se incidió en el control del proceso perforación y voladura, se trabajó con mallas que se cuenta en la unidad minera. Como resultado se obtuvo mejoras en los avances en comparación del mes de octubre, mejora del incremento de avance por disparo en 6%, reducción del factor de avance en -3% y la reducción del costo de voladura en -5%.

Para la elaboración del cuadro comparativo se utilizó los KPIs obtenidos del seguimiento realizado en el mes de octubre 2017 (Tabla N° 8) y los resultados obtenidos de los controles ejecutados en el mes de Noviembre (Tabla N° 11).

Tabla 9: Comparativo de seguimiento Octubre y controles ejecutados Noviembre para 14 pies.

KPI	OCTUBRE	NOVIEMBRE	MEJORA
Avance por disparo (m)	3.25	3.47	6%
Factor de avance (kg/m)	40.04	38.62	-3%
Costo de Voladura (\$/m)	33.56	31.82	-5%

Fuente: Propia

Tabla 10: Ahorro Noviembre de Explosivos y accesorios de los controles realizados.

OCTUBRE	NOVIEMBRE	AHORRO	PROGRAMA AVANCE MENSUAL	AHORRO MENSUAL	AHORRO ANUAL
\$/m	\$/m	\$/m	(m)	(\$)	(\$)
33.56	31.82	1.74	1,800	3,132	37,584

Fuente: Propia

Cuadro de resultados del seguimiento y control en avances

Del seguimiento y control con recomendaciones para mejorar las eficiencias y factores con la malla de perforación estándar, donde se obtuvo los siguientes resultados.

Una de las mejoras en las últimas voladuras, se utilizó en el arranque del Fanel de periodo corto (ms) con la finalidad de mejorar la cara libre aprovechando la superposición de la energía por los retardos de menor tiempo.

Tabla 11: Resultados de Voladuras – Controles Noviembre 2017

N° DE DISPARO	Fecha	Nivel	Labor	Seccion		RMR	T aladros				Longitud	Avance	Rendim	Tonelaje	Explosivos		Total	Factores			COSTO DE VOLADURA \$/Disparo	COSTO DE VOLADURA \$/metro					
				Ancho x	Alto		Ø	Cargados	alivios	Total Perfor.	taladro perforado	por disparo			m	m		%	Roto	Emulnor 5000 1 1/2" x 8"			Superfam DCS	Kg	Kg/ton	Potencia	Avance
				mm	unid		unid	unid	unid	m	m	%			Tons	Explosiv		Potencia	Avance								
1	31-oct	18	Rp(+) 087	4.5	x	4.0	45-55	51	30	3	33	3.75	3.55	95%	156.8	9.10	125.00	134.10	0.86	37.77	110.47	31.12					
2	01-nov	18	Rp(+) 087	4.5	x	4.0	45-55	51	30	3	33	3.75	3.60	96%	154.4	9.10	125.00	134.10	0.87	37.25	110.47	30.69					
3	02-nov	15	Cx-375E	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.75	3.45	92%	141.4	9.10	125.00	134.10	0.95	38.87	110.47	32.02					
4	07-nov	15	Cx-375	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.50	95%	141.4	9.10	125.00	134.10	0.95	38.31	110.47	31.56					
5	08-nov	13	Gal-280 S	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.70	3.30	89%	137.3	9.10	125.00	134.10	0.98	40.64	110.47	33.47					
6	09-nov	13	Gal-280N	4.0	x	4.0	55-65	51	29	4	33	3.80	3.32	87%	138.1	9.10	125.00	134.10	0.97	40.39	109.64	33.02					
7	10-nov	13	Gal-280S	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.70	3.42	92%	142.3	9.10	125.00	134.10	0.94	39.21	110.47	32.30					
8	10-nov	13	Gal-280N	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.65	3.40	93%	141.4	9.10	125.00	134.10	0.95	39.44	110.47	32.49					
9	11-nov	16	Gal-410NE	4.0	x	4.0	55-65	51	31	3	34	3.70	3.45	93%	143.5	9.10	125.00	134.10	0.93	38.87	111.30	32.26					
10	13-nov	15A	Gal-374NE	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.60	3.52	98%	146.4	9.10	125.00	134.10	0.92	38.10	110.47	31.38					
11	14-nov	16	Gal-330	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.50	95%	145.6	9.10	125.00	134.10	0.92	38.31	110.47	31.56					
12	14-nov	16	Gal-410NE	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.80	3.53	93%	146.8	9.10	125.00	134.10	0.91	37.99	110.47	31.29					
13	15-nov	15A	Gal - 390 SE	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.50	95%	145.6	9.10	125.00	134.10	0.92	38.31	110.47	31.56					
14	16-nov	15	Gal-335SW	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.73	3.52	94%	146.4	9.10	125.00	134.10	0.92	38.10	110.47	31.38					
15	17-nov	15	Cx-420	4.0	x	4.0	45-55	51	30	4	34	3.70	3.55	96%	147.7	9.10	125.00	134.10	0.91	37.77	110.47	31.12					
Media							Frentes de avance				3.72	3.47	94%	145.02	9.10	125.00	134.10	0.93	38.62	110.47	31.82						

Fuente: Propia

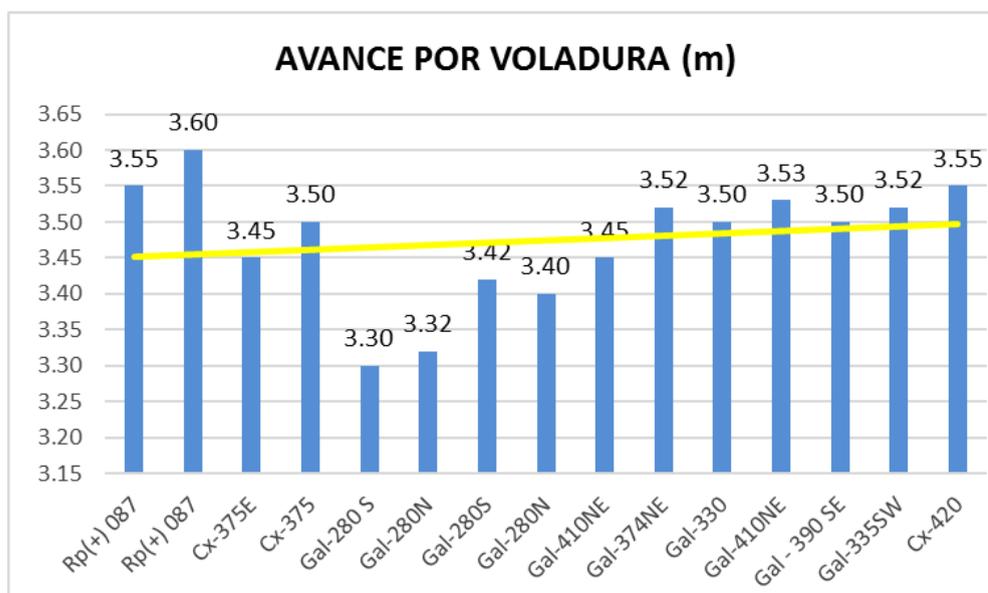


Gráfico 6: Tendencia de avances en controles Noviembre.

Fuente: Propia

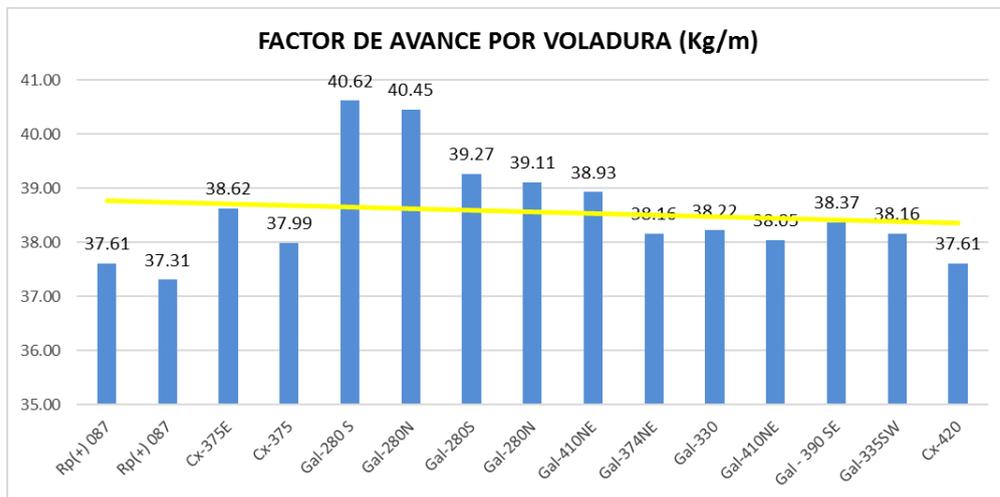


Gráfico 7: Tendencia de Factor de avance controles Noviembre.

Fuente: Propia

Evidencias de control y mejoras en la Perforación y Voladura



Figura: 60 Pintado de los ejes (cola).



Figura: 61 Uso de tres guidores.



Figura: 62 Taladros del arranque perforado a 27cm.



Figura: 63 Marcado de manguera de carguio.



Figura: 64 Tacos 20cm despues de la voladura.



Figura: 65 Longitud de perforacion 3.80m.



Figura: 66 Control de paralelismo de taladros.



Figura: 67 Resultados de Voladura.



Figura: 68 Prueba con los fanel (MS) en el arranque.



Figura: 69 Medición de avance.

Fuente: Propia

4.1.1.2.2. Segunda etapa.

En la segunda etapa se realizó específicamente pruebas en rocas de calidad buena, en las labores de avance con RMR > 55 en la zona baja debido a que en el seguimiento realizado el mes de noviembre los disparos con baja eficiencia se presentaron en este tipo de calidad de roca.

A continuación, se muestra los disparos extraídos del mes de noviembre.

Tabla 12: Resultado de Voladuras RMR > 55 – Noviembre 2017 Perforación barra de 14 pies.

N° DE DISPARO	Fecha	Nivel	Labor	Seccion		RMR	T a l a d r o s				Longitud	Aavance	Rendimiento	Tonelaje	Explosivos		Total	Factores			COSTO DE VOLADURA \$/Disparo	COSTO DE VOLADURA \$/metro		
				Ancho	x		Alto	Ø	Cargados	alivios	Total	taladro			por	Roto		Emulor 5000	Superfam 1 1/2"x8" DOS	Explosiv			Potencia	Avance
											Perfor.	m			m									
				mm	unid		unid	unid	m	m	%	Tons			Kg	Kg/ton		Kg/mt	\$/Disparo	\$/metro				
5	08-nov	13	Gal-280 S	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.70	3.30	89%	137.3	9.10	125.00	134.10	0.98	40.64	110.47	33.47		
6	09-nov	13	Gal-280N	4.0	x	4.0	55-65	51	29	4	33	3.80	3.32	87%	138.1	9.10	125.00	134.10	0.97	40.39	109.64	33.02		
7	10-nov	13	Gal-280S	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.70	3.42	92%	142.3	9.10	125.00	134.10	0.94	39.21	110.47	32.30		
8	10-nov	13	Gal-280N	4.0	x	4.0	55-65	51	30	4	34	3.65	3.40	93%	141.4	9.10	125.00	134.10	0.95	39.44	110.47	32.49		
9	11-nov	16	Gal-410NE	4.0	x	4.0	55-65	51	31	3	34	3.70	3.45	93%	143.5	9.10	125.00	134.10	0.93	38.87	111.30	32.26		
Media							Frentes de avance				3.71	3.38	91%	140.52	9.10	125.00	134.10	0.95	39.71	110.47	32.71			

Fuente: Propia

Cabe citar que para labores con RMR < 55 y otras secciones ya se tienen estandarizadas las mallas de perforación las cuales se realizaron en la 1era etapa obteniendo buenos resultados.

La malla a aplicar en las pruebas es una variante de la existente, para poder obtener un avance efectivo mayor a 3.50 m en el tipo de roca con RMR > 55

Cambios significativos son la adición de 3 taladros y el aumento de 12 kg de ANFO.

Tabla 13: COMPARATIVO KPIS MALLA ESTANDAR NOVIEMBRE Y PROPUESTA DICIEMBRE .

KPI	MALLA ESTANDAR	MALLA PROPUESTA	MEJORA
Avance por disparo (m)	3.38	3.61	7%
Factor de avance (kg/m)	39.71	40.54	2%
Costo de Voladura (\$/m)	32.71	32.96	1%

Fuente: Propia

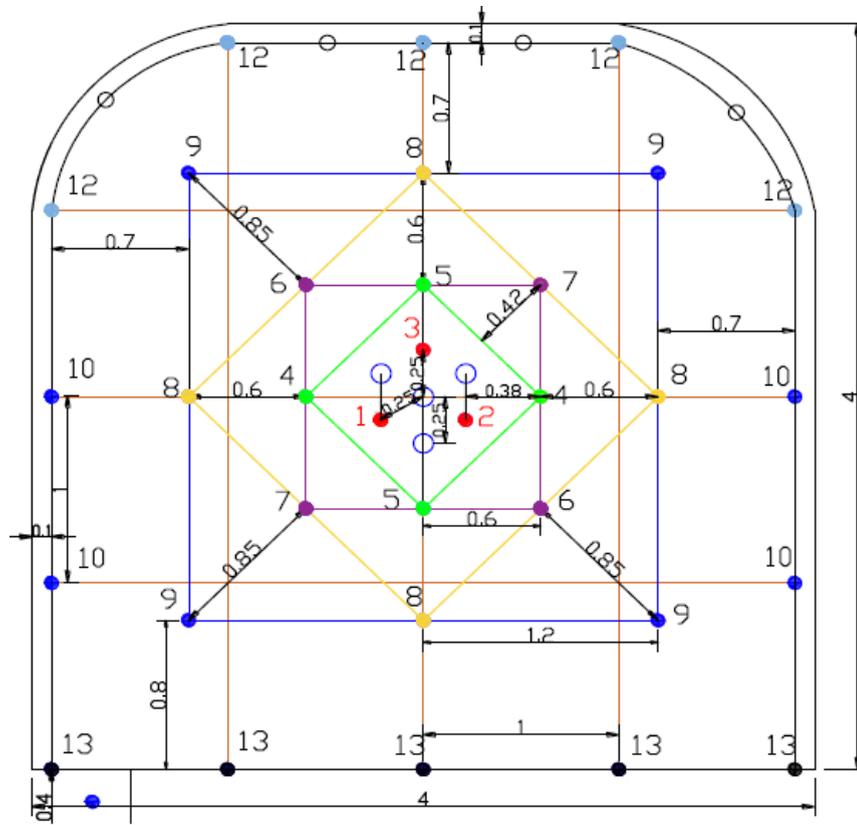


Figura: 70 Malla propuesta para RMR > 55 Perforación 14 pies

Fuente: Propia

Resultados:

Se realizaron seis pruebas en labores pilotos ubicados en los Nv. 14, 13 y 18; dichas labores tienen un RMR > 55, con calidades de roca buena en la zona baja.

La media de los resultados obtenidos en avance fue 3.61 m, estos resultados son favorables debido que estos están por encima de la media de avance objetivo para perforaciones de 14 pies.

A continuación, se presenta los resultados obtenidos:

Tabla 14: Resultado de Voladuras RMR > 55 – Diciembre 2017 Perforación barra de 14 pies.

N° DE DISPARO	Fecha	Nivel	Labor	Seccion		RMR	T aladros				Longitud taladro perforado m	Avance por disparo m	Rendimiento %	Tonelaje Roto Tons	Explosivos (kg)		Total Explosiv Kg	Factores			COSTO DE VOLADURA \$/Disparo	COSTO DE VOLADURA \$/metro												
				Ancho	Alto		Ø	Cargados	alivios	Total Perfor.					Emulsió 5000 1 1/2" x 8" Superfam DOS	Potencia Kg/ton		Avance Kg/mt	VOLADURA \$/Disparo	VOLADURA \$/metro														
																							x	x	mm	unid	unid	unid	m	%	Tons	Kg	Kg/ton	Kg/mt
1	07-dic	14	Cx-316	4.0	x	4.0	60-65	51	33	4	37	3.75	3.60	96%	145.6	8.58	137.50	146.08	1.00	40.58	118.75	32.99												
2	11-dic	14	Cx-316	4.0	x	4.0	60-65	51	33	4	37	3.85	3.65	95%	149.8	8.58	137.50	146.08	0.98	40.02	118.75	32.54												
3	11-dic	13	Gal-280	4.0	x	4.0	55-65	51	33	4	37	3.90	3.75	96%	156.8	8.58	137.50	146.08	0.93	38.95	118.75	31.67												
4	12-dic	18	Rp(-) 460	4.0	x	4.0	55-65	51	33	4	37	3.70	3.50	95%	152.3	8.58	137.50	146.08	0.96	41.74	118.75	33.93												
5	13-dic	13	Gal-280	4.0	x	4.0	55-65	51	33	4	37	3.85	3.55	92%	154.6	8.58	137.50	146.08	0.94	41.15	118.75	33.45												
6	14-dic	13	Gal-280	4.0	x	4.0	55-65	51	33	4	37	3.80	3.58	94%	154.6	8.58	137.50	146.08	0.95	40.80	118.75	33.17												
Media							Frentes de avance				3.81	3.61	95%	152.27	8.58	137.50	146.08	0.96	40.54	118.75	32.96													

Fuente: Propia

Un análisis comparativo con otros disparos realizados en labores similares en la Zona Baja nos muestra la efectividad de la variante aplicada a la malla estándar:

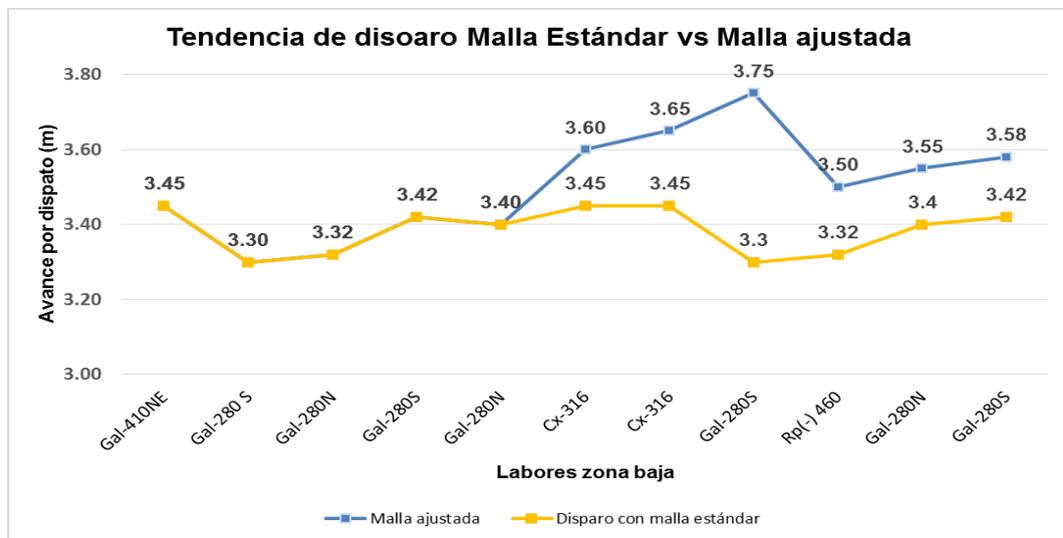


Gráfico 8: Tendencia de Disparos Malla Estándar Vs Malla Propuesta.

Fuente: Propia

Evidencias de control y mejoras en la Perforación y Voladura



Figura: 71 Taladros perforados de acuerdo al diseño.

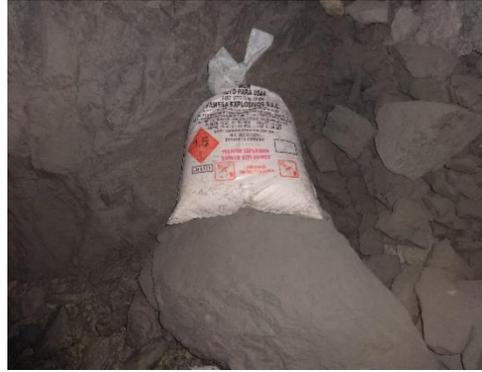


Figura: 72 Sobrante de anfo 12 kg.



Figura: 73 Pintado de malla de perforacion según diseño.



Figura: 75 Uso de plantilla para el pintado del arranque.



Figura: 74 Medicion del avance.



Figura: 76 Resultado de la voladura de la corona.



Figura: 77 Perfil de la labor Cx-316 Nv-14.



Figura: 78 Taco de 20cm .

Fuente: Propia

4.2. Presentación, Análisis e Interpretación de Resultados

4.2.1. Nuevo sistema de perforación y voladura

Con el objetivo de incrementar la productividad del avance por disparo, se realizó pruebas con perforación de barra de 16 pies, en frentes de avance con secciones de 4.0x4.0m, en calidades de roca buena con RMR > 55.

4.2.1.1. Primera etapa prueba.

En una primera etapa se realizó las pruebas de perforación de 16 pies, con la malla que se estandarizó para RMR>55 en la 2da etapa en perforaciones de 14 pies de sección 4x4, la cual se observa en la imagen siguiente.

Tabla 15: Cuadro de resultados de primera etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.

CUADRO DE PARÁMETROS Y RESULTADOS																				
UBICACIÓN CARACTERÍSTICAS Y					PARÁMETROS DE PERFORACIÓN					PARÁMETROS DE VOLADURA					RESULTADOS					
Nº	F. DISP.	NIV EL	LABOR	RMR	TALD. PROD	TALD. ALIVI	TOT. TAL.	LONG. PERF.	EFIC. PERF	Kg. EMULN	Kg. ANFO	Kg. TOTAL EXPLOSIVO	Mts. Av.	EFIC. DISP.	ANCH O	ALTUR A	F. AV. (kg/m)	F. C. (kg/m3)	Fact Pot (Kg/Tn)	RESULTAD DISPARO
1	15-dic	14	XC 316 SW	60-65	33	4	37	4.50	98%	9.10 Kg	175 Kg	184.10 Kg	4.04	90%	4.20	4.00	45.57	2.71	1.04	Eficiente
2	16-dic	14	XC 316 SW	60-65	33	4	37	4.60	100%	9.10 Kg	175 Kg	184.10 Kg	4.10	89%	4.20	4.00	44.90	2.67	1.03	Eficiente
3	18-dic	14	XC 316 SW	60-65	33	4	41	4.50	98%	9.10 Kg	150 Kg	159.10 Kg	4.10	91%	4.15	4.00	38.80	2.34	0.90	Eficiente
MEDIA					33	4	38	4.53	99%	9.10	166.67	175.77	4.08	90%	4.18	4.00	43.09	2.57		

Fuente: Propia

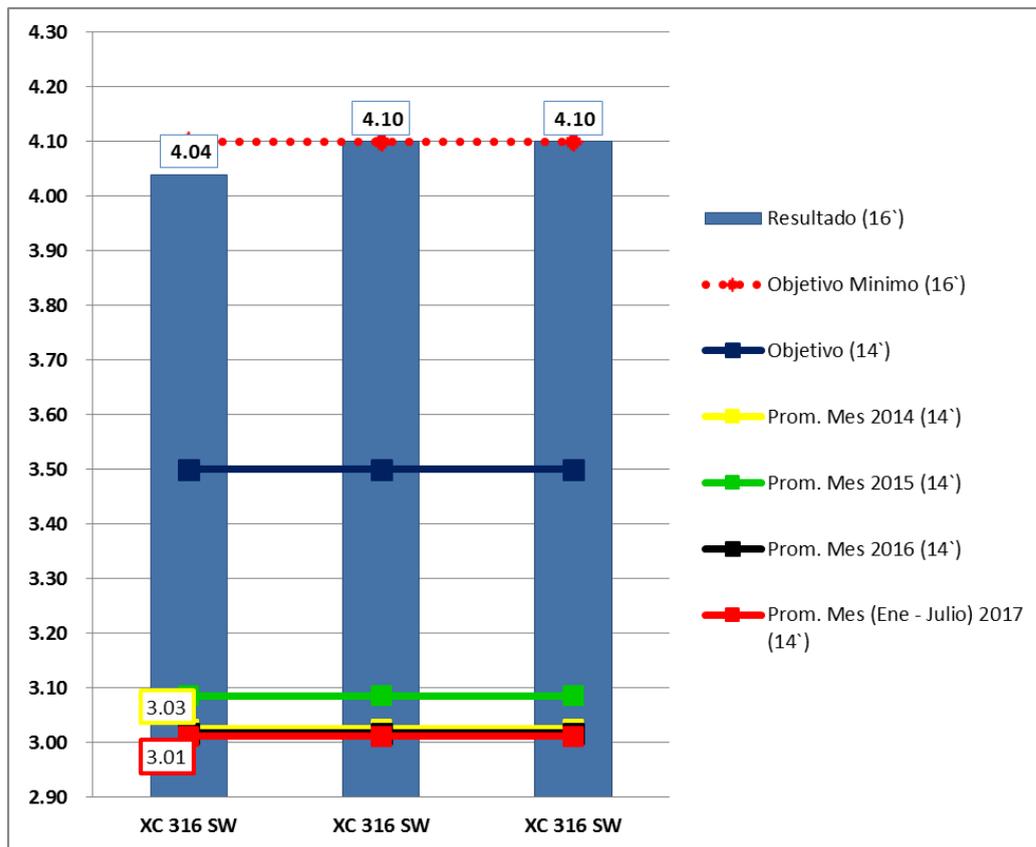


Gráfico 9: Tendencia de avance por disparo en primera etapa de pruebas

Fuente: Propia

4.2.1.2. Segunda etapa de prueba.

En una segunda etapa de prueba se modificó la malla de perforación y voladura, se opta por un diseño de arranque con rompe boca (taladro central cargado), con el objetivo de tener una mejor salida del arranque, para ello se diseñó la malla según el modelo Holmberg.

Datos

Diámetro de taladros producción (D1)	0.051	m
Diámetro de alivio (D2)	0.1020	m
Número taladros alivio ($\Sigma D2$)	4	und
Longitud de perforación (L)	4.5	m
Error de emboquillado (E)	0.02	m
Desviación angular (d')	0.01	m/m
Ancho Galería (A)	4.00	m
Alto de la Galería (H)	4.00	m
Factor de roca (C)	0.40	
Densidad de explosivo cargado (δ)	0.820	gr/cm ³

4.2.1.2.1. Diseño de malla de perforación y voladura con modelo de Holmberg.

Primer Cuadrante (1°)

Calculo de Burden Rompe Boca

Formula

$$B1t = 1.6 \times D2 \times \sqrt{\Sigma D2}$$

$$B1t = 33\text{cm}$$

$$B1p = B1t - (E + L * d')$$

$$B1p = 26\text{m}$$

(B1t)	Burden teórico (m)	0.33
(L)	Largo del taladro (m)	4.5
(F)	Desviación de la Perforación (m)	0.065
(B1p)	Burden practico con desviación angular (m)	0.26
(Lp)	Concentración de carga (Kg de explosivo/m cargado)	1.27
(E1')	Espaciamiento Superficie (m)	0.37
(T)	Longitud de Taco	0.51
(Q)	Carga por Taladro (kg.)	5.08

Segundo Cuadrante (2°)

(B2t)	Burden teórico (m)	0.37
(B2p)	Burden practico con desviación angular (m)	0.30
(E1)	Espaciamiento en fondo (m)	0.28
(E2')	Espaciamiento en Superficie (m)	0.69
(h)	Taco (m)	1.02
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.43

Tercer Cuadrante (3°)

(B3t)	Burden teórico (m)	0.54
(B3p)	Burden práctico (m)	0.47
(E2)	Espaciamiento en fondo (m)	0.60
(E3')	Espaciamiento en Superficie (m)	1.15
(h)	Taco (m)	1.02
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.43

Cuarto Cuadrante (4°)

(B4t)	Burden teórico (m)	0.72
(B4p)	Burden práctico (m)	0.65
(E3)	Espaciamiento en fondo (m)	1.06
(E4')	Espaciamiento en Superficie	1.74
(h)	Taco (m)	1.28
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.11

Núcleo (Stoping Holes) 1°

(B5t)	Burden teórico (m)	0.89
(B5p)	Burden práctico (m)	0.83
(E5)	Espaciamiento en fondo (m)	1.65
(E5')	Espaciamiento en Superficie	2.40
(h)	Taco (m)	1.28
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.11

Núcleo (Stoping Holes) 2°

(B6t)	Burden teórico (m)	1.19
(B6p)	Burden práctico (m)	1.13
(E6)	Espaciamiento en fondo (m)	1.97
(E6')	Espaciamiento en Superficie	3.29
(h)	Taco (m)	1.28
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.11

Arrastre (cuc)

(Bat)	Burden teórico (m)	1.24
(Bap)	Burden práctico (m)	0.94
(Ea)	Espaciamiento en fondo (m)	0.89
(Ea)	Espaciamiento en Superficie	0.66
(Nt)	Numero de Taldros (m)	5
(h)	Taco (m)	1.69
(Q)	Carga por Taladro (kg)	3.59

Corona

(Ect)	Espaciamiento teorico (m)	0.82
(Ecp)	Espaciamiento practico (m)	1.00
(Bct)	Burden teórico (m)	1.02
(Bcp)	Burden práctico (m)	0.72
(Q)	Carga por Taladro (kg)	1.05

Hastiales

(Eht)	Espaciamiento teórico (m)	1.17
(Ehp)	Espaciamiento practico (m)	1.00
(Bat)	Burden teórico (m)	1.19
(Bap)	Burden práctico (m)	0.89
(h)	Taco (m)	1.62
(Q)	Carga por Taladro (kg)	4.80

Resultados

Se realizaron 2 pruebas en las labores piloto ubicadas en el Nv. 16, Nv. 15A zona baja, dichas labores presentan RMR>55 con calidad de roca buena, la media de avance de los resultados fue 4.08m con una eficiencia de voladura 91%.

A continuación, se presenta los resultados obtenidos:

Tabla 16: Cuadro de resultados de segunda etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.

CUADRO DE PARÁMETROS Y RESULTADOS																				
UBICACIÓN CARACTERÍSTICAS Y				PARÁMETROS DE PERFORACIÓN					PARÁMETROS DE VOLADURA				RESULTADOS							
Nº	F. DISP.	NIV EL	LABOR	RMR	TALD. PROD	TALD. ALIVI	TOT. TAL.	LONG. PERF.	EFIC. PERF	Kg. EMULN	Kg. ANFO	Kg. TOTAL EXPLOSIVO	Mts. Av.	EFIC. DISP.	ANCH O	ALTUR A	F. AV. (kg/m)	F. C. (kg/m3)	Fact Pot (Kg/Tn)	RESULTAD DISPARO
1	21-dic	16	XC 269 NW	60-65	35	4	39	4.50	98%	9.10 Kg	150 Kg	159.10 Kg	4.10	91%	4.15	4.20	38.80	2.23	0.86	Eficiente
2	22-dic	15A	XC 480 SE	60-65	35	4	39	4.50	98%	9.10 Kg	145 Kg	154.10 Kg	4.05	90%	4.20	4.20	38.05	2.16	0.83	Eficiente
MEDIA					35	4	39	4.50	98%	9.10	147.50	156.60	4.08	91%	4.18	4.20	38.43	2.19		

Fuente: Propia



Gráfico 10: Tendencia de avance por disparo en Segunda etapa de pruebas .

Fuente: Propia

4.2.1.3. Tercera etapa de prueba.

En base a los resultados obtenidos en la segunda etapa de prueba, se identifica el punto de mejora, siendo este el rediseño de la malla de perforación y voladura en base al ajuste de la constante del modelo matemático de Holmberg para el diseño de arranque con rompe boca (taladro central cargado).

Los datos y cálculos realizados se detallan a continuación:

4.2.1.3.1. Diseño de malla perforación y voladura con el modelo de Holmberg ajustado.

Diámetro de taladros producción (D1)	0.051	m
Diámetro de alivio (D2)	0.1020	m
Número taladros alivio ($\Sigma D2$)	4	und
Longitud de perforación (L)	4.5	m
Error de emboquillado (E)	0.02	m
Desviación angular (d')	0.01	m/m
Ancho Galería (A)	4.00	m
Alto de la Galería (H)	4.00	m
Factor de roca (C)	0.40	
Densidad de explosivo cargado (δ)	0.820	gr/cm³

Primer Cuadrante (1°)

Cálculo de Burden Rompe Boca

Formula:

$$B = (K \times D2 \times \sqrt{\sum D2}) * D1/0.051$$

Donde:

B = Burden

K = Coeficiente de roca

D2 = Diámetro de taladro de alivio

$\sum D2$ = Sumatoria de taladros de alivio

Tabla 17: Cuadro de valores “K” en función la Resistencia comprensiva General.

Tabla para K	Resistencia comprensiva uniaxial (MPa)	Termino
$1.20 - \frac{D2+D1}{2}$	> 250	Extremadamente dura
1.45 - 1.25	100 - 250	Muy dura
1.55 - 1.50	50 - 100	Dura
1.7 - 1.60	25 - 50	Media

Fuente: Propia

- RCU (MPa) y Termino Grado adecuado por Brown (1981).
- Tabla de valores de (K), determinados para la mina Casapalca.
- El valor (K), no debe de exceder “2.1” para evitar la deformación plástica de la roca.

Tabla 18: Cuadro de valores “K” en función la Resistencia comprensiva específica.

K	MPa
1.25	221-250
1.30	191-220
1.35	161-190
1.40	131-160
1.45	100-130

Fuente: Propia

CALCULO

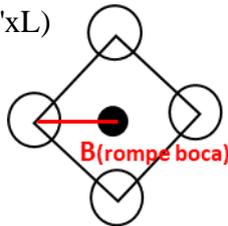
Primer Cuadrante (1°)

$$B1t = (K \times D2 \times \sqrt{\sum D2}) * D1 / 0.051$$

$$B1t = 0.29m$$

$$B1p = B1t - (E + d' \times L)$$

$$B1p = 0.23m$$



(ΣD2)	Diámetro alivio	0.20	
(B1t)	Burden teórico (m)	0.30	
(H)	Longitud maxima taladro (m)	5.46	
(F)	Desviación de la Perforación	0.065	
(B1p)	Burden practico (m)	0.23	
(Lp)	Concentración taladro (Kg /m)	0.95	1.67
(E1')	Espaciamento Superficie	0.33	
(T)	Longitud de Taco	0.51	
(Q)	Carga por Taladro (kg.)	6.68	

$$q = 55 \times D1 \times (B1t/D2)^{1.5} \times (B1t - D2/2) \times (c/0.4) = 0.95 \text{ kg/m}$$

RWSanfo

Para el diseño de la malla de perforación se utiliza la constante “q” obtenida del modelo matemático de Holmberg.

Por otro lado para el cálculo de la cantidad de explosivo por taladro se calcula la constante “q1” en función de las dimensiones del taladro y la densidad del explosivo, el cual resulta 1.67 kg/m.

Segundo Cuadrante (2°)

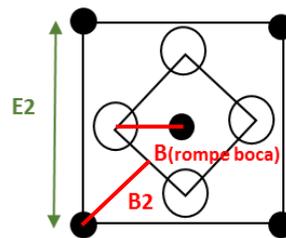
- (B2t) Burden teórico (m)
- (B2p) Burden practico con desviación angular (m)
- (E1) Espaciamiento en fondo (m)
- (E2') Espaciamiento en Superficie (m)
- (h) Taco (m)
- (Q) Carga por Taladro (kg.)

0.29
0.23
0.23
0.55
0.51
6.68

$$B2t = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{[E1 \times q \times R \times W \times \text{Sanfo}]}{D1 \times C}}$$

$$B2p = B2t - (E + d' \times L)$$

$$B2p = 0.23m$$



Tercer Cuadrante (3°)

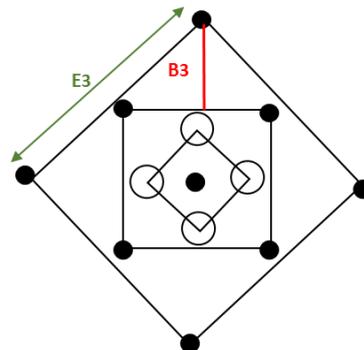
- (B3t) Burden teórico (m)
- (B3p) Burden práctico (m)
- (E2) Espaciamiento en fondo (m)
- (E3') Espaciamiento en Superficie
- (h) Taco (m)
- (Q) Carga por Taladro (kg.)

0.41
0.34
0.46
0.87
1.02
5.83

$$B3t = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{[E2 \times q \times R \times W \times \text{Sanfo}]}{D1 \times C}}$$

$$B3p = B3t - (E + d' \times L)$$

$$B3p = 0.34m$$



Cuarto Cuadrante (4°)

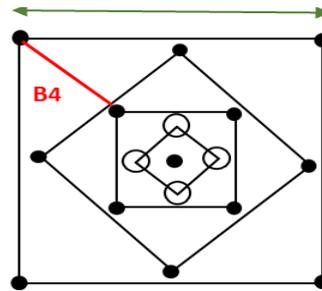
- (B4t) Burden teórico (m)
- (B4p) Burden práctico (m)
- (E3) Espaciamiento en fondo (m)
- (E4) Espaciamiento en Superficie (m)
- (h) Taco (m)
- (Q) Carga por Taladro (kg)

0.53
0.46
0.78
1.27
1.02
5.83

$$B4t = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{[E3 \times Q \times R \times W \times \text{Sanfo}]}{D1 \times C}}$$

$$B4p = B4t - (E + d' \times L)$$

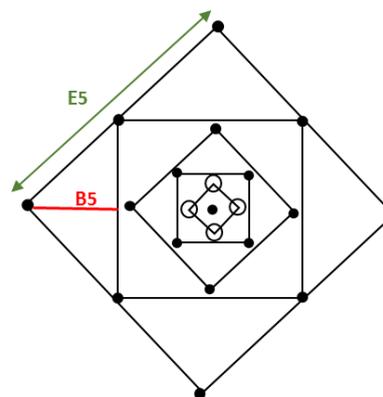
$$B4p = 0.46m$$



Núcleo (Stopping Holes) 1°

- (B5t) Burden teórico (m)
- (B5p) Burden práctico (m)
- (E4) Espaciamiento fondo (m)
- (E5') Espaciamiento Superficie
- (h) Taco (m)
- (Q) Carga por Taladro (kg.)

1.08
0.78
1.18
2.00
1.28
5.40



$$B5t = 0.9 \times \sqrt{\left[\frac{q \times R \times W \times S \times \text{Sanfo}}{C + (0.07/B4p) \times 1.2} \right]}$$

$$B5p = B5t - (E + d' \times L)$$

$$B5p = 0.78 \text{ m}$$

Núcleo (Stopping Holes) 2°

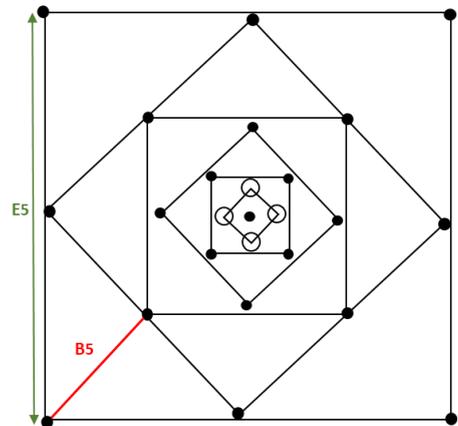
(B6t)	Burden teórico (m)	1.14
(B6p)	Burden práctico (m)	0.84
(E5)	Espaciamiento en fondo (m)	1.68
(E6')	Espaciamiento en Superficie (m)	2.61
(h)	Taco (m)	1.28
(Q)	Carga por Taladro (kg)	5.40

$$B6t = 0.9 \times \sqrt{\left[\frac{q \times R \times W \times S \times \text{Sanfo}}{C + (0.07/B5p) \times 1.2} \right]}$$

$$B6p = B6t - (E + d' \times L)$$

Por geometría del frente se ajusta el Burden

$$B5p = 1 \text{ m}$$



Arrastre (cuc)

(Bat)	Burden teórico (m)	1.05
(Bap)	Burden práctico (m)	0.75
(Ea)	Espaciamiento Teórico (m)	0.89
(Ea)	Espaciamiento practico (m)	0.66
(Nt)	Numero de Taldros	6
(h)	Taco (mts)	1.44
(Q)	Carga por Taladro (kg.)	5.12

$$Bat = 0.9 \times \sqrt{\left[\frac{q \times R \times W \times \text{Sanfo}}{C + (0.07/B5p) \times 1.45} \right]}$$

$$Bap = B5t - (L \times \text{sen} 3 + E + d')$$

Por geometría del frente se ajusta a un Burden menor, el espaciamento por fines prácticos se considera mayor:

$$Bap = 0.69m$$

$$Eap = 1.00 m$$

$$Nt = 5$$

Corona

(Ect)	Espaciamiento teórico (m)	0.82
(Ecp)	Espaciamiento practico (m)	1.00
(Bct)	Burden teórico (m)	1.02
(Bcp)	Burden práctico (m)	0.72
(Q)	Carga por Taladro (kg)	1.05

$$Ect=D1x16$$

$$Bct=Ect/0.8$$

$$Bcp=Bct- (Lxsen3+ E+ d')$$

Por geometría del frente se ajusta a un Burden menor, el espaciamiento por fines prácticos se considera mayor:

$$Ecp= 1m$$

$$Bcp= 0.59m$$

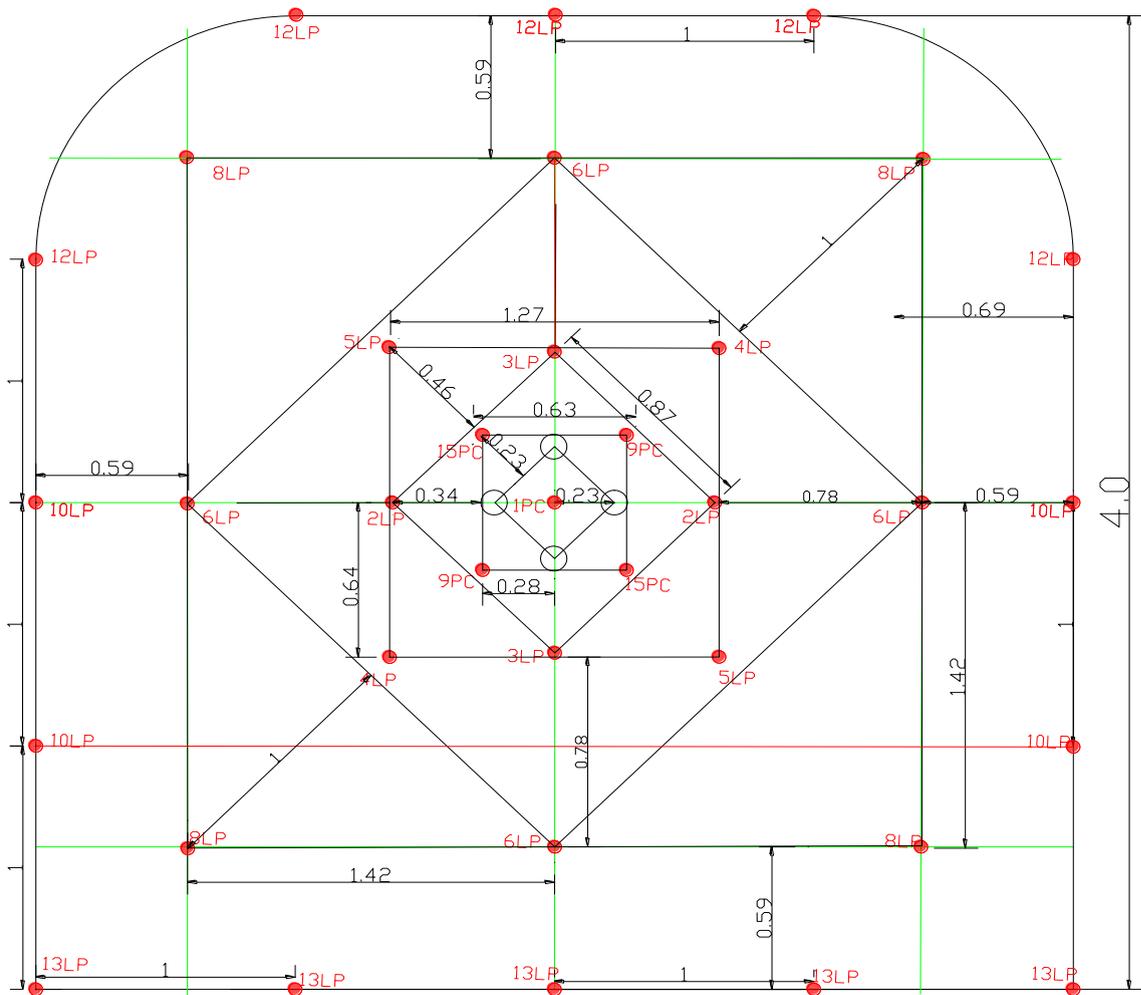
Hastiales

(Eht)	Espaciamiento teórico (m)	1.27
(Ehp)	Espaciamiento practico (m)	1.00
(Bat)	Burden teórico (m)	1.02
(Bap)	Burden práctico (m)	0.72
(h)	Taco (m)	1.41
(Q)	Carga por Taladro (kg)	5.16

Por geometría del frente se ajusta a Burden menor

$$Bhp= 0.59m$$

$$Ehp= 1m$$



DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA - BARRA 16 PIES - SECCION 4.0m x 4.0m									
Longitud de Taladro (m)	4.50	EXPLOSIVOS						LONG. DE CARGUIO (m)	LONG. DE TACO (m)
Emulnor 5000 1 1/2" X 8" (Kg)	0.266	EMULNOR 5000 1 1/2" x 8"	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL DE CARTUCHOS (Kg)	ANFO SUPERFAM DOS (Kg/Taladro)	TOTAL ANFO (Kg)	TOTAL DE EXPLOSIVOS (Kg)		
Densidad del Anfo (g/cm3)	0.82								
	Nº tal								
Taladros Rimados	4								
Rompe Boca	1	1	1	0.27	6.68	6.68	6.95	3.99	0.51
1ra Ayuda	4	1	4	1.06	6.26	25.02	26.09	3.74	0.77
2da Ayuda	4	1	4	1.06	5.83	23.31	24.38	3.48	1.02
3ra Ayuda	4	1	4	1.06	5.40	21.60	22.67	3.23	1.28
4ta Ayuda	4	1	4	1.06	4.97	19.90	20.96	2.97	1.53
5ta Ayuda	4	1	4	1.06	4.97	19.90	20.96	2.97	1.53
Hastial superior (Anfo regado)	2	1	2	0.53	2.01	4.02	4.55	1.20	1.53
Hastial Inferior	2	1	2	0.53	5.18	10.35	10.88	3.09	1.41
Corona (Techo - Anfo regado)	5	1	5	1.33	1.34	6.70	8.03	0.80	0.51
Arrastre (Piso)	5	1	5	1.33	5.12	25.59	26.92	3.06	1.44
TOTAL	39		35	9.31		163.08	172.38		

Figura: 81 Malla diseñada con modelo matemático de Holmberg, tercera etapa de prueba.

Fuente: Propia

Resultados:

Se realizaron 4 pruebas continuas en la labor piloto designada de la zona baja, dichas labores presentan RMR > 55 con calidad de roca buena, la media de avance de los resultados fue 4.37m con una eficiencia de voladura 97%.

A continuación, se presenta los resultados obtenidos:

Tabla 19: Cuadro de resultados de segunda etapa de pruebas con perforación de barra de 16 pies.

CUADRO DE PARÁMETROS Y RESULTADOS																						
UBICACIÓN CARACTERÍSTICAS Y				PARÁMETROS DE PERFORACIÓN							PARÁMETROS DE VOLADURA				RESULTADOS							
Nº	F. DISP.	NIV	LABOR	RMR	TALD.	TALD.	TOT.	LONG.	LONG.	EFIC.	Kg.	Kg.	Kg.	Mts.	LONG.	EFIC.	ANCH.	ALTUR.	F. AV.	F. C.	Fact Pot	RESULTAD
	EL				PROD	ALIVI	TAL.	BARRA	PERF.	PERF	EMULN	ANFO	TOTAL	Av.	TACO	DISP.	O	A	(kg/m)	(kg/m3)	(Kg/Tn)	DISPARO
1	20-ene	15	GL 475 N	55-65	35	4	39	4.80	4.50	94%	9.10 Kg	163 Kg	171.60 Kg	4.35	0.15	97%	4.20	4.15	39.45	2.26	0.87	Eficiente
2	22-ene	15	GL 475 N	55-65	35	4	39	4.80	4.60	96%	9.10 Kg	163 Kg	171.60 Kg	4.40	0.20	96%	4.25	4.15	39.00	2.21	0.85	Eficiente
3	24-ene	15	GL 475 N	55-65	35	4	39	4.80	4.45	93%	9.10 Kg	163 Kg	171.60 Kg	4.35	0.10	98%	4.08	4.00	39.45	2.42	0.93	Eficiente
4	24-ene	15	GL 825	55-65	35	4	39	4.80	4.55	95%	9.10 Kg	163 Kg	171.60 Kg	4.37	0.18	96%	4.17	4.10	39.27	2.30	0.88	Eficiente
MEDIA					35	4	39	4.80	4.53	94%	9.10	162.50	171.60	4.37	0.16	97%	4.18	4.10	39.29	2.30		

Fuente: Propia

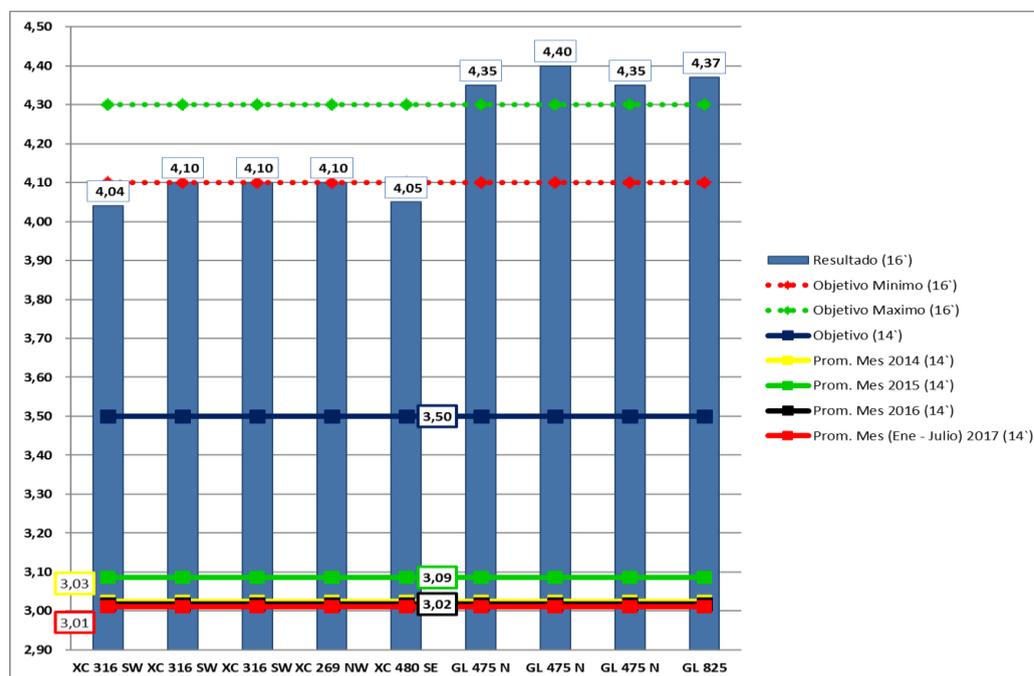


Gráfico 11: Tendencia de avance por disparo en Tercera etapa de pruebas.

Fuente: Propia

4.2.2. Análisis de productividad en avances con el nuevo sistema de perforación y voladura

Se logró un incremento de la productividad de avance por disparo de 0.76m, esto refiere un incremento del 21% con resultados favorables para las perforaciones de 16 pies con respecto a la perforación de 14 pies.

Tabla 20: Porcentaje de incremento de productividad con nuevo sistema de PyV.

Sección 4m x 4m	Barra 14 pies	Barra 16 pies	Incremento de productividad	
			Diferencia	porcentaje
Productividad (m/disparo)	3.61	4.37	0.76	21%
Productividad (m/mes)	375	454	79	
Productividad (m/año)	4,505	5,454	948	

Productividad mensual y anual

Análisis de la diferencia de avance por disparo, mensual y anual:

Tabla 21: Proyección de mejora de avances con nuevo sistema de PyV.

Sección 4m x 4m	Barra 14 pies	Barra 16 pies	Diferencia
Productividad (m/disparo)	3.61	4.37	0.76
Productividad (m/mes)	375	454	79
Productividad (m/año)	4,505	5,454	948
P. U. de avance (US\$/m)	\$520.40		
Valorización por disparo (US\$)	\$1,878.64	\$2,274.14	\$395.50
Valorización mensual (US\$)	\$195,378.14	\$236,510.38	\$41,132.24
Valorización anual (US\$)	\$2,344,537.67	\$2,838,124.55	\$493,586.88

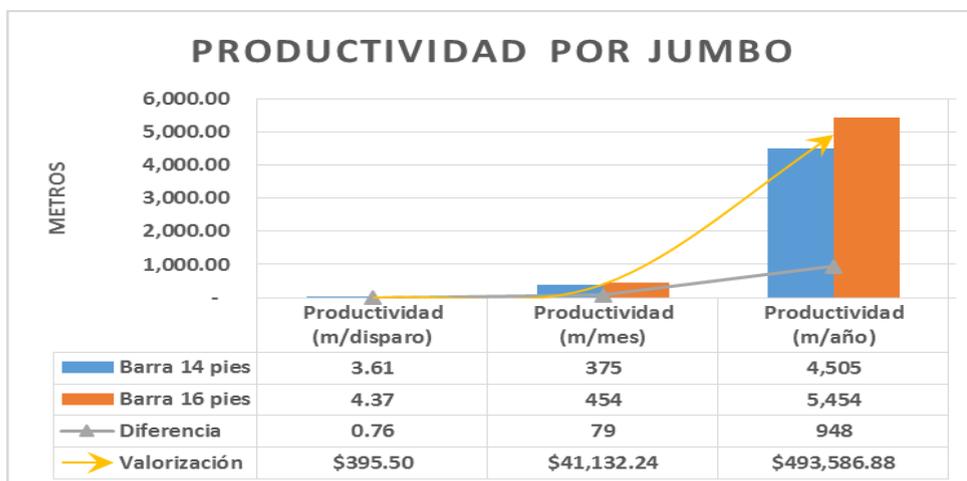


Gráfico 12: Proyección de mejora de avances con nuevo sistema de PyV.

4.2.3. Resultados con respecto costos de perforación y voladura

Costo comparativo 14 pies (sistema actual) vs 16 pies (nuevo sistema)

El presente análisis tiene como objetivo determinar el costo comparativo, de perforación y voladura entre la barra de 14 pies y 16 pies, con el nuevo sistema actual se logra reducir el costo de perforación y voladura en 2.46 \$/m.

Tabla 22: Cuadro resumen de reducción de costo de PyV con nuevo el sistema .

Costo de perforación y voladura			
Detalles		barra 14 pies	barra 16 pies
Uso de equipo	Tiempo de perforación (h)	2.5	3
	Alquiler jumbo (US\$/h)	139.19	139.19
	Costo Perforación (US\$)	\$347.98	\$417.57
Desgaste de Aceros	Metros perforados (m)	154.98	185.76
	Costo aceros (US\$/m)	0.33	0.33
	Costo perforación (US\$)	\$51.14	\$61.30
Costo de Perforación (US\$)		\$399	\$479
Materiales de Voladura	Faneles (US\$)	\$27.37	\$29.03
	Emulnor (US\$)	\$5.08	\$5.39
	Superfam dos (US\$)	\$67.18	\$79.40
	Pentacord (US\$)	\$3.90	\$3.90
	Carmex (US\$)	\$0.96	\$0.96
	Tacos arcilla (US\$)	\$14.26	\$18.60
Costo de Voladura (US\$)		\$119	\$137
Costo de Perforación y Voladura (US\$)		\$518	\$616

Comparativo de ahorro con barra de 16 pies por jumbo			
Sección 4x4		barra 14 pies	barra 16 pies
# Frentes	Por Guardia	2	2
	Diario	4	4
	Mensual	104	104
	Anual	1248	1248
Resultados	Avance (m)	3.61	4.37
	Costo P y V (US\$/m)	143	141
	Costo de oportunidad (US\$/m)		2.46
	Costo de oportunidad Mensual (US\$)		1,118
	Costo de oportunidad anual (US\$)		13,418

% Reducción de costo de perforacion y voladura por metro avanzado		
Sección 4x4	barra 14 pies	barra 16 pies
Costo P y V (US\$/m)	143	141
Costo de oportunidad (US\$/m)		2.46
% de Reducción costo (P Yv/m)	2%	

4.2.4. Resultados con respecto costos limpieza y acarreo

4.2.4.1. Reducción de la fragmentación p80.

La reducción del costo por tonelada de limpieza y acarreo de los equipos, se obtuvo por la reducción de la fragmentación, el cual conllevó al incremento de rendimiento de los equipos y este a la reducción del costo (US\$/tn). Ver Anexo (III).

Tabla 23: Costo por tonelada extraído en diferente tamaño de fragmentación entre los 2 sistemas de PyV.

Costo por Tonelada Limpieza y acarreo				
SECCION 4X4	14 Pies Malla estandar		16 Pies malla Rompe Boca	
	Scoop 6.3 yd3	Dumper MT2010	Scoop 6.3 yd3	Dumper MT2010
Rendimiento (tn/h)	47.00	26.78	56.40	29.45
Costo equipo (US\$/hr)	98.48	80.83	98.48	80.83
Costo (US\$/tn)	2.10	3.02	1.75	2.74
Costo Limpieza y acarreo (US\$/tn)	5.11		4.49	

4.2.4.2. Reducción de la sobre rotura.

La reducción de la sobre rotura influyó en el menor tonelaje a limpiar por metro de avance.

Tabla 24: Diferencia de tonelaje extraído por metro de avance entre los 2 sistemas de PyV

Diferencia de tonelaje por sobrerotura			
SECCION 4X4	barra 14 pies	barra 16 pies	Diferencia
Area a romper (m2)	16	16	
Sobrerotura (%)	9.0%	5.8%	-3.2%
Area rota (m2)	17.44	16.93	
Sección 4mX4m	4.2(A) x 4.15(H)	4.13(A) x 4.10(H)	
Toneladas rotas por metro de avance (tn/m)	47.09	45.71	-1.38

De la reducción del costo de limpieza y acarreo por la mejora de la fragmentación (US\$/m), y del menor tonelaje a limpiar por metro de avance (tn/m) debido al mejor control de la sobre rotura, conllevó a una reducción de costo de limpieza y acarreo de **36 US\$/m** esto refiere a un **15%** de reducción.

Tabla 25: Cuadro resumen de reducción de costo de Limpieza y Acarreo con nuevo sistema de PyV.

Reducción de Costo en limpieza y acarreo			Ahorro	Porcentaje
SECCION 4X4	barra 14 pies	barra 16 pies		
Costo Limpieza y acarreo (US\$/tn)	5.11	4.49		15%
Toneladas rotas por metro de avance (tn/m)	47.09	45.71		
Costo por metro (US\$/m)	240.76	205.25	36	
Costo para 300 m mensual(US\$)	72,229	61,574	10,655	
Costo 3 600 m anual (US\$)	866,745	738,890	127,856	

4.2.5. Resultados con respecto costos de sostenimiento

La calidad de roca encajonate la zona cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A es buena, para este tipo de roca solo se sostiene con perno helicoidal o Split set sistemático de 7 pies de longitud separados a 1.80 m de perno a perno.

Las pruebas y aplicabilidad a futuro de la perforación con barra de 16 pies son en calidades de roca con RMR>55.

A continuación, se analizó la reducción de costos:

Tabla 26: Cuadro de cálculo de reducción de % de sobre rotura con nuevo sistema de PyV.

SECCION 4X4	barra 14 pies	barra 16 pies	Diferencia
Area a romper (m2)	16	16	
Sobrerotura (%)	9.0%	5.8%	-3.2%
Area rota (m2)	17.44	16.93	-0.51
Sección 4mX4m	4.2(A) x 4.15(H)	4.13(A) x 4.10(H)	

Perímetro 14 pies 9 % de Sobre rotura vs Perímetro 16 pies 5.8 % de Sobre rotura

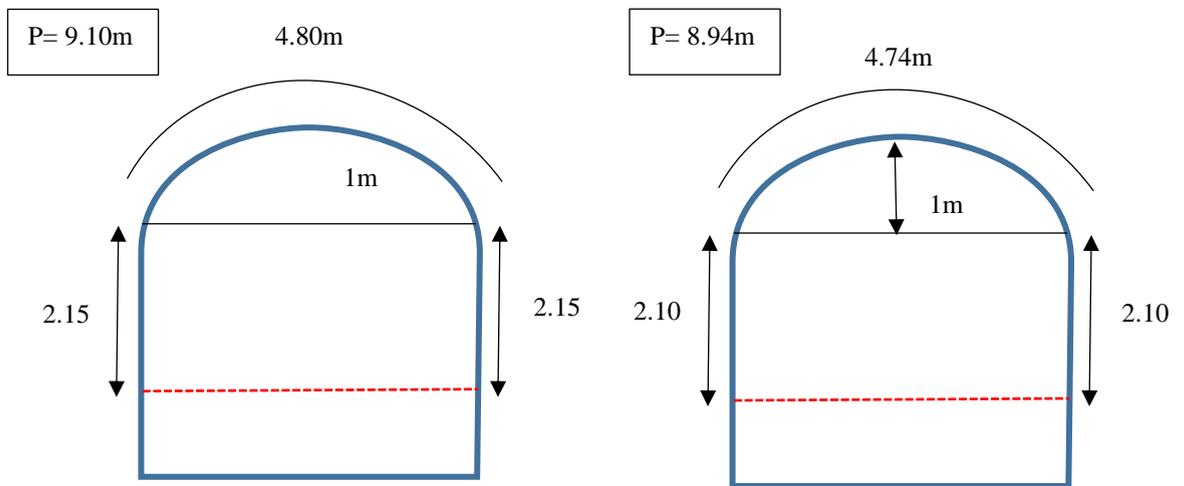


Figura: 82 Determinación de perímetro entre los 2 sistemas de PyV.

La diferencia de perímetro por reducción en sobre rotura es tan solo de 0.16m medido desde la gradiente, esto conlleva que el sostenimiento sistemático **no varié**, y por ende no se tenga una reducción en el costo de sostenimiento. La instalación del perno helicoidal o Split set de 7 pies para el tipo de roca con $\text{RMR} > 55$, solo se instala una fila de 4 pernos e intermedia con 3 pernos, quedando así separados a 1.80m de perno a perno.

4.3. Prueba de Hipotesis

4.3.1. Prueba de hipótesis general

Hipótesis Nula:

H₀: Con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura no se logra la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Hipótesis Alterna:

H1: Con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura se logra la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.


AHORRO
37.9 US\$/m

Tabla 27: Cuadro resumen de Ahorro General con nuevo sistema de PyV.

Resultados comparativos de la Voladura por metro de avance			AHORRO (US\$/m)
Sección 4x4	barra 14 pies	barra 16 pies	8%
Costo Perforacion y Voladura (US\$/m)	143.5	141.0	
Costo limpieza y acarreo (US\$/m)	240.8	205.2	
Costo de sostenimiento PH 7' (US\$/m)	67.6	67.6	
Costo total de avance (US\$/m)	451.8	413.8	37.98

4.3.2. Prueba de hipótesis específica 01

Hipótesis Nula:

H0: La reducción de costo de perforación y voladura con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, no influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Hipótesis Alterna:

H1: La reducción de costo de perforación y voladura con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Tabla 28: Cuadro de Ahorro específico en Perforación y Voladura.

Resultados comparativos de la Voladura por metro de avance			AHORRO x CICLO (US\$/m)	AHORRO x CICLO (%)	AHORRO TOTAL (US\$/m)
Sección 4x4	barra 14 pies	barra 16 pies			
Costo Perforacion y Voladura (US\$/m)	143.5	141.0	2.5	6%	8%
Costo limpieza y acarreo (US\$/m)	240.8	205.2	35.5	94%	
Costo de sostenimiento PH 7' (US\$/m)	67.6	67.6	0	0%	
Costo total de avance (US\$/m)	451.8	413.8	37.98		37.98

4.3.3. Prueba de hipótesis específica 02

Hipótesis Nula:

H0: La reducción de costo de limpieza y acarreo con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, no influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Hipótesis Alterna:

H1: La reducción de costo de limpieza y acarreo con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Tabla 29: Cuadro de Ahorro específico en limpieza y acarreo.

Resultados comparativos de la Voladura por metro de avance			AHORRO x CICLO (US\$/m)	AHORRO x CICLO (%)	AHORRO TOTAL (US\$/m)
Sección 4x4	barra 14 pies	barra 16 pies			
Costo Perforacion y Voladura (US\$/m)	143.5	141.0	2.5	6%	8%
Costo limpieza y acarreo (US\$/m)	240.8	205.2	35.5	94%	
Costo de sostenimiento PH 7' (US\$/m)	67.6	67.6	0	0%	
Costo total de avance (US\$/m)	451.8	413.8	37.98		37.98

4.3.4. Prueba de hipótesis específica 03

Hipótesis Nula:

H0: La reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, no influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Hipótesis Alterna:

H1: La reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

Tabla 30: Cuadro de Ahorro específico en sostenimiento.

Resultados comparativos de la Voladura por metro de avance			AHORRO x CICLO (US\$/m)	AHORRO x CICLO (%)	AHORRO TOTAL (US\$/m)
Sección 4x4	barra 14 pies	barra 16 pies			
Costo Perforacion y Voladura (US\$/m)	143.5	141.0	2.5	6%	8%
Costo limpieza y acarreo (US\$/m)	240.8	205.2	35.5	94%	
Costo de sostenimiento PH 7' (US\$/m)	67.6	67.6	0	0%	
Costo total de avance (US\$/m)	451.8	413.8	37.98		37.98

4.4. Discusión de Resultados

4.4.1. Discusión de resultado general

Como el costo general del nuevo sistema de perforación y voladura es **413.8 US\$/m**, el cual es menor en comparativa al sistema antiguo de **451.8 US\$/m**, esto resulta un ahorro de **37.98 US\$/m**. y a la vez con el nuevo sistema se incrementa la productividad de avance por disparo en **21%**, entonces rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alterna; concluyendo: Con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura se logra la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

4.4.2. Discusión de resultado específico 01

Del nuevo sistema de perforación y voladura, el costo específico de perforación y voladura es **141.0 US\$/m** el cual es menor en comparativa al sistema antiguo de **143.5 US\$/m**, siendo su aporte en la reducción de costos de avances de **2.5 US\$/m**, el cual representa el **6%** de impacto del ahorro general de **37.98 US\$/m**, entonces rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alterna; concluyendo:

La reducción de costo de perforación y voladura con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

4.4.3. Discusión de resultado específico 02

Del nuevo sistema de perforación y voladura, el costo específico de limpieza y acarreo es **205.2 US\$/m** el cual es menor en comparativa al sistema

antiguo de **240.8 US\$/m**, siendo su aporte en la reducción de costos de avances de **35.5 US\$/m**, el cual representa el **94%** de impacto del ahorro general de **37.98 US\$/m**, entonces rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la hipótesis alterna; concluyendo:

La reducción de costo de limpieza y acarreo con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

4.4.4. Discusión de resultado específico 03

En este caso en particular en las pruebas realizadas para un $RMR > 55$ se tiene como sostenimiento solo la instalación de perno sistemático. Del análisis no se encuentra variación o ahorro en el sostenimiento debido al tipo de sostenimiento y el porcentaje de sobre rotura que se encuentra por debajo de 10%.

Por todo lo mencionado anteriormente del nuevo sistema de perforación y voladura, el costo específico de sostenimiento se mantiene en **67.6 US\$/m**, entonces aceptamos la hipótesis nula y rechazamos la hipótesis alterna; concluyendo:

La reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, no influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

CONCLUSIONES

- En la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A. se llega a mejorar los avances basados en un eficiente control del proceso de perforación y voladura en el uso de la barra de 14 pies, la optimización el cual se refiere a la reducción de costos e incremento de productividad en los avances, se logra mediante el nuevo sistema de perforación y voladura, el cual refiere a realizar perforaciones con barra de 16 pies. Por consiguiente se logró un incremento de productividad de avance por disparo en 21% y una reducción de costo general en avance de 37.9 US\$/m el cual refiere una mejora de 8%.
- Luego de realizar las mejoras en perforación y voladura se logró incrementar de 58% de cumplimiento mensual de avance programado con jumbos a un 60 %, de la misma manera se incrementó el avance por disparo de toda la zona de cuerpos de una media de enero a agosto del 2017 de 3.01 m a una media de septiembre 2017 a enero 2018 de 3.23 m.
- Se identificó que el éxito del nuevo sistema de perforación y voladura en cuanto a alcanzar una eficiencia de avance $\geq 94\%$, se logra con la malla de perforación y voladura con arranque Rompe boca, diseñado en base al modelo matemático de Holmberg ajustado, de los resultados se obtiene una eficiencia de voladura de 97 % con un avance efectivo de 4.37 m.
- En análisis de reducción de costo de perforación y voladura se reduce en 2% con el nuevo sistema de PyV (perforación de barra de 16 pies), en comparación sistema anterior de PyV (perforación de barra de 14 pies).
- Se mejoran los costos de limpieza y acarreo en 15%, con la reducción de la sobre rotura de 9% a 5.8% se reduce las toneladas de limpieza y acarreo, sumado a lo anterior la

reducción de la fragmentación mejora P80 influye en el incremento del rendimiento de los equipos y por ende la reducción del costo de limpieza y acarreo.

- En referencia al sostenimiento, no se tiene un impacto económico con la reducción del costo, esto pese a la reducción de la sobre rotura de 9% a 5.8%. Esto es debido a que en el perímetro de sostenimiento solo hay una diferencia de 0.16m, y la implementación de la barra de 16 pies refiere para calidades de roca con RMR>55, en el cual solo se usa como sostenimiento el perno Helicoidal o split set de 7 pies sistemáticamente.
- Del levantamiento de factores influyentes ver anexo I, para el no cumplimiento de los avances programados se determinó la eficiencia de perforación y voladura, de la misma manera se determinó falencias a mejorar como en el ciclado llegando a estar la media en 1 disparo por guardia para un jumbo siendo este programado 2 disparos por guardia. En el mismo sentido la baja confiabilidad de los equipos de perforación no garantiza un soporte técnico para el logro del cumplimiento de avances.

RECOMENDACIONES

- Se debe dar continuidad al nuevo sistema de perforación y voladura (perforación con barra de 16 pies), para ello es ideal que se cuente con los recursos necesarios, como la adquisición de una viga adecuada para esta longitud de barra.
- Se recomienda el uso del modelo matemático de Holmberg ajustado, para diseños de mallas de perforación y voladura de arranque con rompe boca.
- La continuidad del control de perforación y voladura para perforaciones de 14 pies es fundamental para mantener los indicadores de voladura adecuado.
- Como mejora continua se recomienda continuar apostando por la mecanización sea esta el incremento de la longitud de perforación o mediante uso de nuevas tecnologías de perforación y voladura.
- Es fundamental realizar un levantamiento de los problemas que se inciden en el no cumplimiento de los avances o cualquier objetivo, basados en los problemas detectados y su incidencia se debe realizar planes de acción que solucionen estas deficiencias para el logro de cualquier objetivo trazado.

BIBLIOGRAFÍA

- Altamirano Condor, Á. (2014). Diseño de tronadura en una fase - aplicación a minería continua - CODELCO - División Andina. *Tesis Postgrado*. Chile: Universidad de Chile.
- Calvin Konya, J., & Enrique Albarran, N. (s.f.). *Manual Konya*.
- CASTILLA GÓMEZ, J., & HERRERA HERBERT, J. (2013). *PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS EN MINERÍA*. Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas Laboratorio de Tecnologías Mineras.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, M. (2014). *Metodología de la Investigación sexta edición*. Mexico: MCGRAW-HILL.
- Herrera, F. (24 de Noviembre de 2011). Estandarización y reducción del número de taladros en las mallas de perforación actuales en UM CERRO LINDO – MILPO. *Informe Técnico*. Peru.
- Instituto Geológico y Minero de España . (s.f.). *Manual de Perforación y voladura de rocas*. Madrid: Etimsa.
- International Society of Explosives Engineers . (2008). *Manual del Especialista en Voladura 17a Edición*. Cleveland, Ohio-USA.

Jáuregui Aquino, O. A. (Noviembre de 2009). Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. *Tesis de pregrado*. Lima, Lima, Peru: Pontificia Universidad Católica del Perú.

Langefors, U., & Kilhstrom, B. (1963). *TECNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS*.

Music Garrido, A. A. (2007). Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente. *Tesis Pregrado*. Chile: Universidad de Chile.

Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock blasting and Explosives Engineering*.

ANEXOS

I MATRIZ DE CONSISTENCIA: Aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, para la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	METODOLOGIA DE INVESTIGACION
<p>GENERAL:</p> <p>¿Contribuye la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Determinar si la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p>GENERAL:</p> <p>Con la aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura se logra la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p><u>VARIABLES:</u></p> <p><u>Variable Independiente</u></p> <p>Nuevo sistema de Perforación y Voladura</p> <ul style="list-style-type: none"> - Perforación y voladura - Limpieza y acarreo - Sosténimiento <p><u>Variable dependiente</u></p> <p>Reducción de costos e incremento de productividad de los avances</p> <p>METODOLOGIA:</p>
<p>ESPECIFICO:</p> <p>¿Contribuye la reducción de costo de perforación y voladura, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>Determinar la reducción de costo de perforación y voladura, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>La reducción de costo de perforación y voladura con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	

<p>ESPECIFICO:</p> <p>¿ Contribuye la reducción de costo de limpieza y acarreo, con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>Determinar la reducción de costo de limpieza y acarreo , con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>La reducción de costo de limpieza y acarreo con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p><u>Tipo de investigación:</u> Cuantitativa - Descriptiva</p> <p><u>Diseño de investigación</u> Experimental</p> <p><u>Población:</u> Son todas las labores mineras de avance con RMR>55 de calidad buena de la zona de cuerpos de la unidad minera Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p> <p><u>Muestra:</u> La XC 316 SW, XC 269NW, XC480SE, GL 475N y GL825 labores de la unidad minera Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>
<p>ESPECIFICO:</p> <p>¿Contribuye la reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.?</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>Determinar la reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, el cual influye en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	<p>ESPECIFICO:</p> <p>La reducción de costo de sostenimiento con la aplicación del nuevo sistema de perforación y voladura, influyen en la reducción de costos e incremento de productividad de los avances, en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera Casapalca S.A.</p>	

Guía de observación para recolección de datos

GUIA DE OBSERVACION

Nombre de la Empresa:

Nombre del observador:

Objetivo: Observar y evaluar el desempeño realizado por parte del nuevo sistema de perforación y voladura.

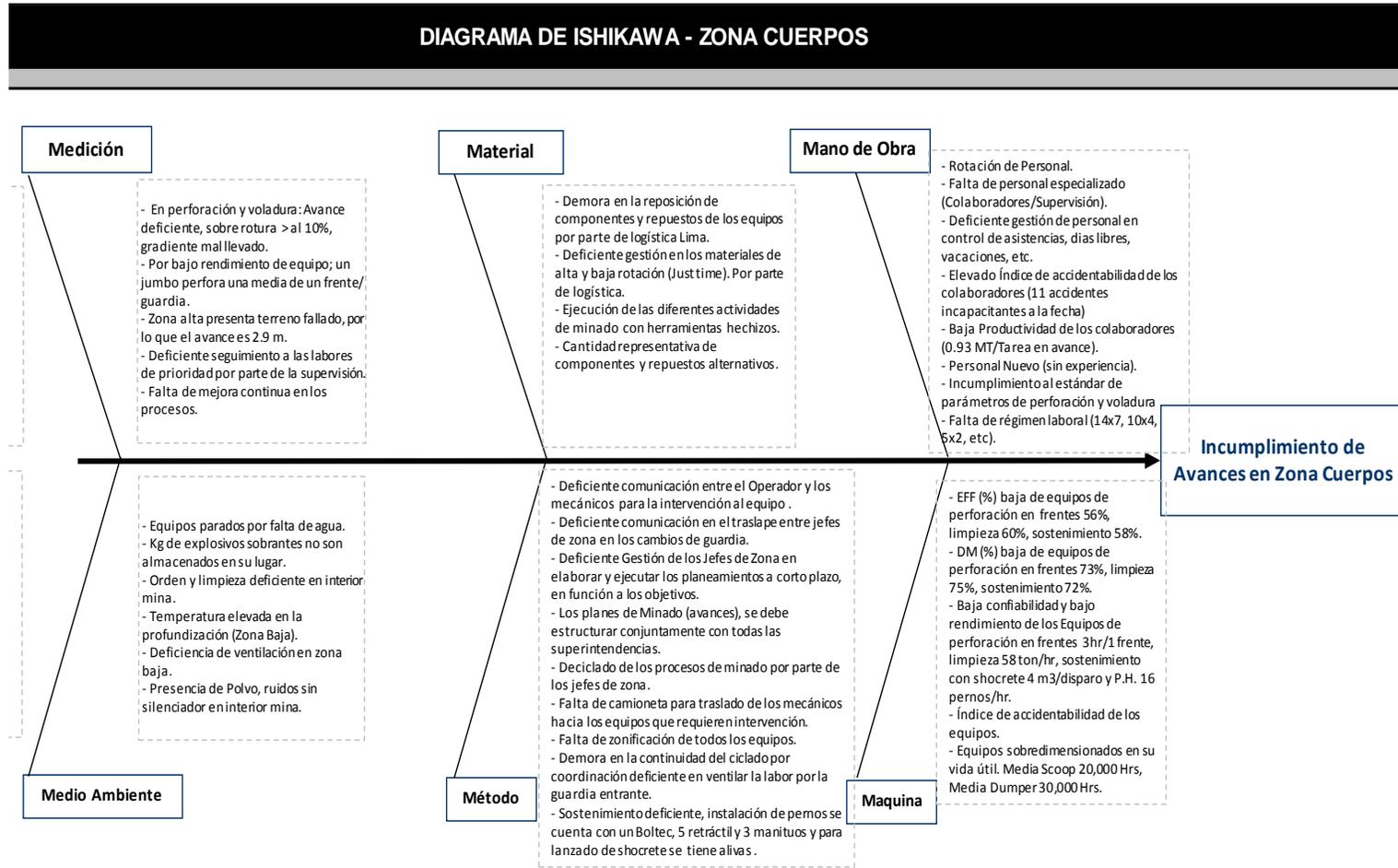
N°	Aspectos a evaluar	SI	NO	TALVEZ	OBSERACION
1	Eficiencia de perforación mayor 94% con el nuevo sistema de perforacion y voladura.				
2	Eficiencia de voladura mayor 94% con el nuevo sistema de perforacion y voladura.				
3	Consumo real de uso de explosivos con el nuevo sistema de perforacion y voladura.				
4	Mejora de rendiminetos del ciclo de perforación y voladura				
5	Mejora de rendiminetos del ciclo de limpieza y acarreo				
6	Mejora de rendiminetos del ciclo de sostenimiento				

III OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES: Aplicación de un nuevo sistema de perforación y voladura, para la reducción de costos e incremento de productividad de los avances en la zona de cuerpos de la Unidad Americana de la Compañía Minera

Casapalca S.A.

Tipo de variable	Nombre de la variable	Dimensiones	Indicadores
Variable independiente	Nuevo sistema de Perforación y Voladura - Perforación y voladura - Limpieza y acarreo - Sostenimiento	Sistema de perforación y voladura	Tipo de malla de perforación y voladura
		Eficiencia de limpieza y acarreo	\$/m
		Eficiencia de sostenimiento	\$/m
Variable dependiente	Reducción de costos e incremento de productividad de los avances	Costos de avance	\$/m
		Incremento de avance por disparo	m/disparo

UTILIZACIÓN DE HERRAMIENTAS DE MEJORA CONTINUA DE PROCESOS



**Crear
Matriz Esfuerzo & Impacto**

**Nueva
Matriz Causa & Efecto**

		KPI's (Y's)		
				Tasa de accidentes
				Y1
Factores de variación (Xs)		ESFUERZO	IMPACTO	10
X1	Rotación de Personal.	4	80	8
X2	Falta de personal especializado (Colaboradores/Supervisión).	4	70	7
X3	Deficiente gestión de personal en control de asistencias, días libres, vacaciones, etc.	6	80	8
X4	Elevado Índice de accidentabilidad de los colaboradores (11 accidentes incapacitantes a la fecha)	6	70	7
X5	Baja Productividad de los colaboradores (0.93 MT/Tarea en avance).	1	90	9
X6	Personal Nuevo (sin experiencia).	7	80	8
X7	Incumplimiento al estándar de parámetros de perforación y voladura	8	70	7
X8	Falta de régimen laboral (14x7, 10x4, 5x2, etc).	2	80	8
X9	EFF (%) baja de equipos de perforación en frentes 56%, limpieza 60%, sostenimiento 58%.	6	90	9
X10	DM (%) baja de equipos de perforación en frentes 73%, limpieza 75%, sostenimiento 72%.	9	100	10
X11	Baja confiabilidad y bajo rendimiento de los Equipos de perforación en frentes 3hr/1 frente, limpieza 58 ton/hr, sostenimiento con shocrete 4 m3/disparo y P.H. 16 pernos/hr.	7	70	7
X12	Índice de accidentabilidad de los equipos.	6	40	4
X13	Equipos sobredimensionados en su vida útil. Media Scoop 20,000 Hrs, Media Dumper 30,000 Hrs.	7	90	9
X14	Deficiente comunicación entre el Operador y los mecánicos para la intervención al equipo .	9	70	7
X15	Deficiente comunicación en el traslape entre jefes de zona en los cambios de guardia.	2	90	9
X16	Deficiente Gestión de los Jefes de Zona en elaborar y ejecutar los planeamientos a corto plazo, en función a los objetivos.	1	80	8
X17	Los planes de Minado (avances), se debe estructurar conjuntamente con todas las superintendencias.	3	70	7
X18	Deciclado de los procesos de minado por parte de los jefes de zona.	2	70	7

<div style="border: 1px solid black; padding: 5px; text-align: center;"> Crear Matriz Esfuerzo & Impacto </div> <div style="border: 1px solid black; padding: 5px; text-align: center; margin-top: 5px;"> Nueva Matriz Causa & Efecto </div>				KPI's (Y's)	Tasa de accidentes	
					Y1	
Factores de variación (Xs)				ESFUERZO	IMPACTO	10
X19	Falta de camioneta para traslado de los mecánicos hacia los equipos que requieren intervención.	7	50	5		
X20	Falta de zonificación de todos los equipos.	1	70	7		
X21	Demora en la continuidad del ciclado por coordinación deficiente en ventilar la labor por la guardia entrante.	2	40	4		
X22	Sostenimiento deficiente, instalación de pernos se cuenta con un Boltec, 5 retráctil y 3 manitos y para lanzado de shocrete se tiene alivas .	10	100	10		
X23	Demora en la reposición de componentes y repuestos de los equipos por parte de logística Lima.	9	90	9		
X24	Deficiente gestión en los materiales de alta y baja rotación (Just time). Por parte de logística.	8	80	8		
X25	Ejecución de las diferentes actividades de minado con herramientas hechizos.	2	50	5		
X26	Cantidad representativa de componentes y repuestos alternativos.	6	50	5		
X27	En perforación y voladura: Avance deficiente, sobre rotura > al 10%, gradiente mal llevado.	3	90	9		
X28	Por bajo rendimiento de equipo; un jumbo perfora una media de un frente/ guardia.	4	90	9		
X29	Zona alta presenta terreno fallado, por lo que el avance es 2.9 m.	7	40	4		
X30	Deficiente seguimiento a las labores de prioridad por parte de la supervisión.	1	40	4		
X31	Falta de mejora continua en los procesos.	3	80	8		
X32	Equipos parados por falta de agua.	2	30	3		
X33	Kg de explosivos sobrantes no son almacenados en su lugar.	3	20	2		
X34	Orden y limpieza deficiente en interior mina.	1	30	3		
X35	Temperatura elevada en la profundización (Zona Baja).	3	30	3		
X36	Deficiencia de ventilación en zona baja.	4	50	5		
X37	Presencia de Polvo, ruidos sin silenciador en interior mina.	3	40	4		

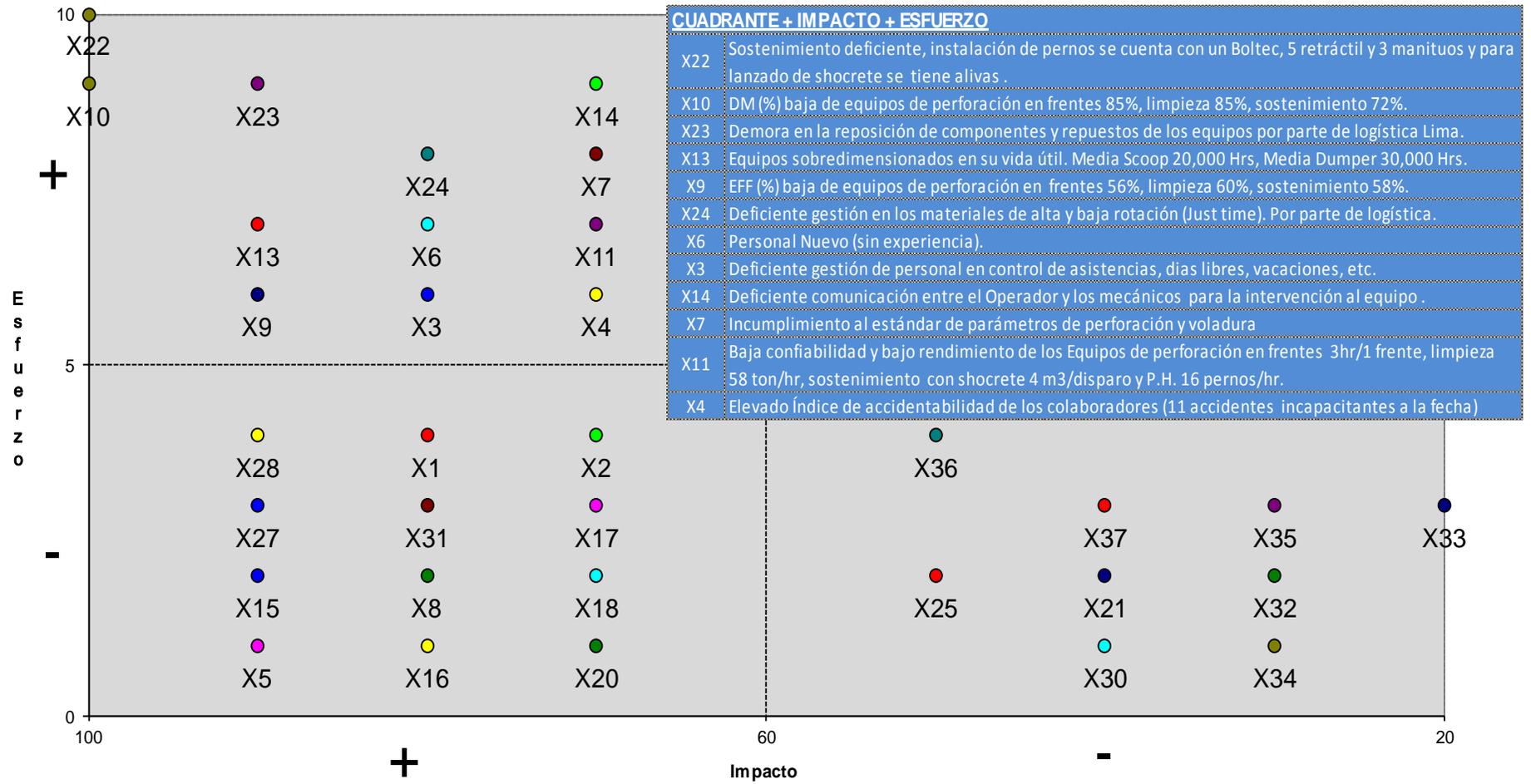
Etapa de proceso	Posibles Xs del proceso (causas).	Total
X19	Falta de camioneta para traslado de los mecánicos hacia los equipos que requieren intervención.	50
X26	Cantidad representativa de componentes y repuestos alternativos.	50
X29	Zona alta presenta terreno fallado, por lo que el avance es 2.9 m.	40
X12	Índice de accidentabilidad de los equipos.	40
X36	Deficiencia de ventilación en zona baja.	50
X25	Ejecución de las diferentes actividades de minado con herramientas hechizos.	50
X37	Presencia de Polvo, ruidos sin silenciador en interior mina.	40
X21	Demora en la continuidad del ciclado por coordinación deficiente en ventilar la labor por la guardia entrante.	40
X30	Deficiente seguimiento a las labores de prioridad por parte de la supervisión.	40
X35	Temperatura elevada en la profundización (Zona Baja).	30
X32	Equipos parados por falta de agua.	30
X34	Orden y limpieza deficiente en interior mina.	30
X33	Kg de explosivos sobrantes no son almacenados en su lugar.	20
X28	Por bajo rendimiento de equipo; un jumbo perfora una media de un frente/guardia.	90
X27	En perforación y voladura: Avance deficiente, sobre rotura > al 10%, gradiente mal llevado.	90
X15	Deficiente comunicación en el traslape entre jefes de zona en los cambios de guardia.	90
X5	Baja Productividad de los colaboradores (0.93 MT/Tarea en avance).	90
X1	Rotación de Personal.	80
X31	Falta de mejora continua en los procesos.	80
X8	Falta de régimen laboral (14x7, 10x4, 5x2, etc).	80
X16	Deficiente Gestión de los Jefes de Zona en elaborar y ejecutar los planeamientos a corto plazo, en función a los objetivos.	80
X2	Falta de personal especializado (Colaboradores/Supervisión).	70
X17	Los planes de Minado (avances), se debe estructurar conjuntamente con todas las superintendencias.	70
X18	Deciclado de los procesos de minado por parte de los jefes de zona.	70
X20	Falta de zonificación de todos los equipos.	70
X22	Sostenimiento deficiente, instalación de pernos se cuenta con un Boltec, 5 retráctil y 3 manituos y para lanzamiento de shocrete se tiene alivas .	100
X10	DM (%) baja de equipos de perforación en frentes 85%, limpieza 85%, sostenimiento 72%.	100
X23	Demora en la reposición de componentes y repuestos de los equipos por parte de logística Lima.	90
X13	Equipos sobredimensionados en su vida útil. Media Scoop 20,000 Hrs, Media Dumper 30,000 Hrs.	90
X9	EFF (%) baja de equipos de perforación en frentes 56%, limpieza 60%, sostenimiento 58%.	90
X24	Deficiente gestión en los materiales de alta y baja rotación (Just time). Por parte de logística.	80
X6	Personal Nuevo (sin experiencia).	80
X3	Deficiente gestión de personal en control de asistencias, días libres, vacaciones, etc.	80
X14	Deficiente comunicación entre el Operador y los mecánicos para la intervención al equipo .	70
X7	Incumplimiento al estándar de parámetros de perforación y voladura	70
X11	Baja confiabilidad y bajo rendimiento de los Equipos de perforación en frentes 3hr/1 frente, limpieza 58 ton/hr, sostenimiento con shocrete 4 m3/disparo y P.H. 16 pernos/hr.	70
X4	Elevado Índice de accidentabilidad de los colaboradores (11 accidentes incapacitantes a la fecha)	70



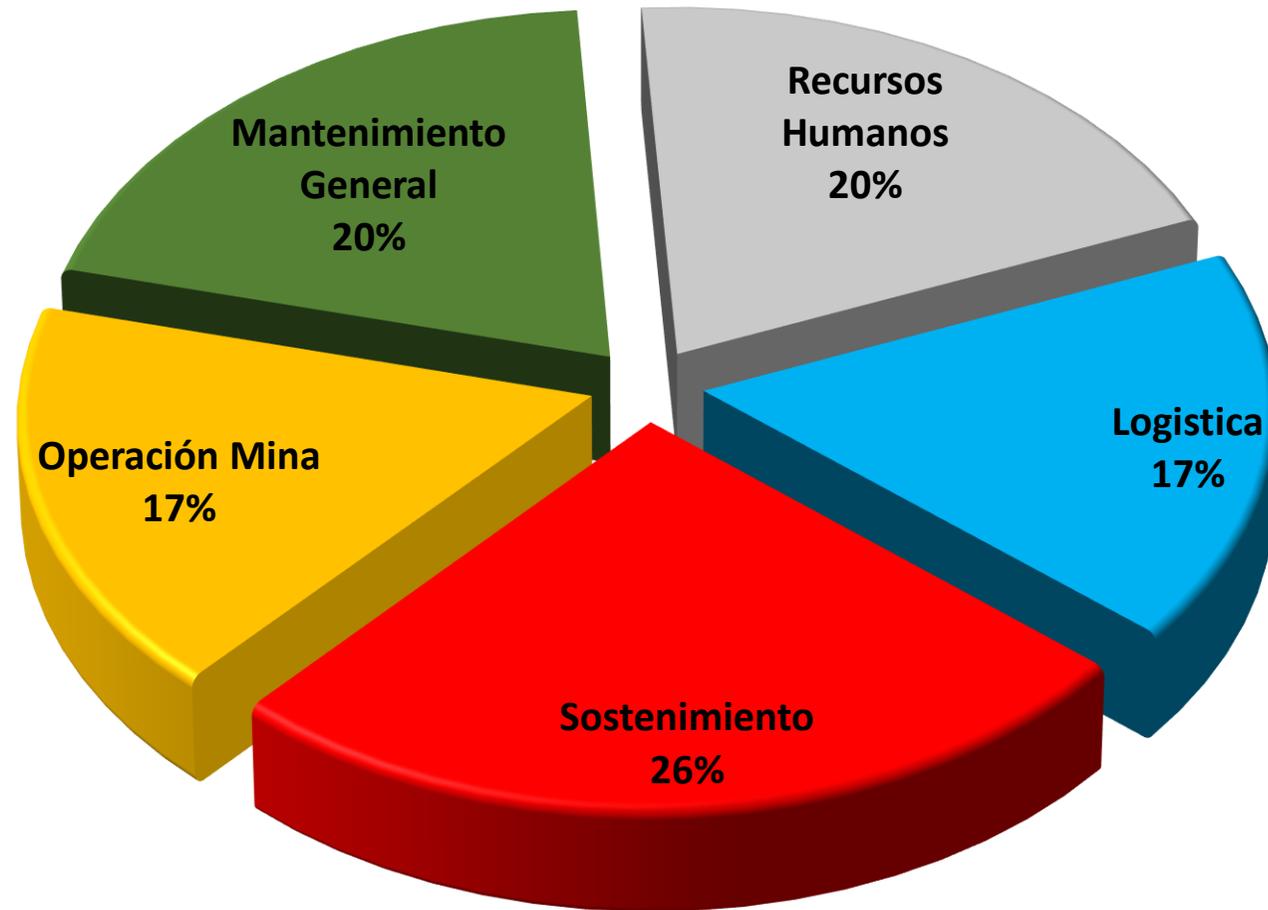
Matriz Esfuerzo & Impacto



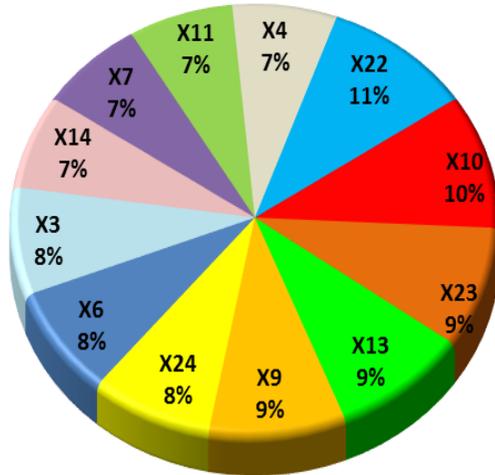
Matriz Esfuerzo & Impacto



% IMPACTO; AL INCUMPLIMIENTO DE AVANCE



+ IMPACTO + ESFUERZO



X22; hace referencia al sostenimiento deficiente; la misma que requiere todo el soporte de lima para mecanizar este proceso.

X10, X23, X13, X11; Baja DM de la flota de equipos, por vida útil superior al estándar, las demoras en reposición de componentes por parte de Logística Lima.

X9; La utilización dependerá de la DM, seguida de la gestión de los jefes de zona.

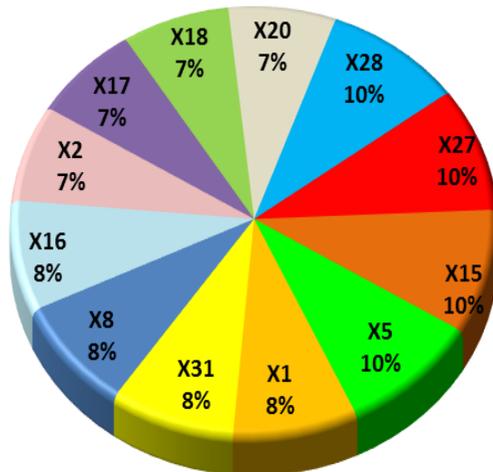
X24; Gestión deficiente en la reposición de materiales de alta y baja rotación.

X6, X3; establecer filtros de selección de personal para cada puesto, de igual modo el control de asistencias, días libres, vacaciones,

X14; Gestión en implementación de radios de comunicación.

X7, X4; Gestión rigurosa en cumplimiento de los estándares y procedimientos de trabajo

+ IMPACTO - ESFUERZO



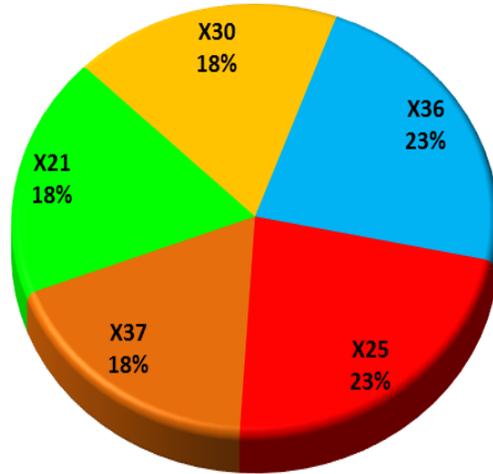
X28, X27; Gestión por mantenimiento en garantizar la operatividad del equipo, y los jefes de zona asignar su función acorde al estándar.

X15, X5, X1, X16; Gestión efectiva de los jefes de zona en participar el status de la ejecución, de igual forma establecer la distribución de personal acorde a la necesidad, por otro lado RI debe plantear incentivos a los colaboradores.

X31, X8, X2; Se debe optar siempre por la mejora continua de los procesos, RI debe realizar el análisis de rentabilidad del régimen laboral, y gestionar capacitaciones externas para procesos clave.

X17, X18, X20; Los planes de minado se debe realizar conjuntamente con todas las superintendencias de la UM, Los jefes de zona deben de registrar la ejecución de los procesos con los planes de minado. Productividad deberá elaborar la distribución de los equipos por zona.

- IMPACTO - ESFUERZO

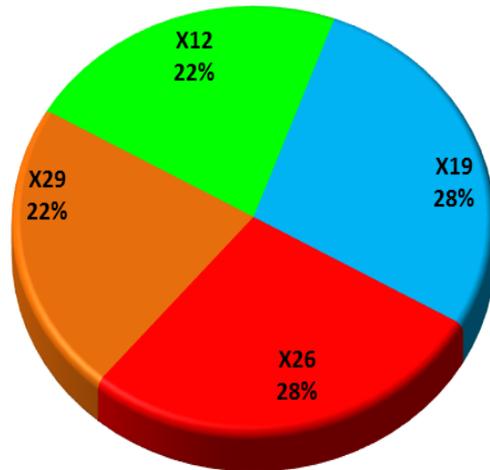


X36, X37, X21; La jefatura de ventilación deberá hacer seguimiento y garantizar el flujo de aire estándar, de igual modo implementar silenciadores a los ventiladores, controlar la polución, por otro lado los jefes de zona deben coordinar la habilitación del ventilador, lo cual facilite a la guardia entrante como labor ventilada.

X25; Almacén y mantenimiento deben gestionar la reposición de materiales y herramientas originales.

X30; La superintendencia de mina, planeamiento, geología dará impulso a la ejecución de las labores de prioridad.

- IMPACTO + ESFUERZO



X19, X26; Mantenimiento debe gestionar la inclusión de dos camionetas para alminar la demora de intervención de los mecánicos a los equipos; de igual forma la reposición de componentes y repuestos deben ser originales, por otro lado productividad deberá gestionar la implementación de Centro de Control

X29; Geomecanica deberá realizar el monitoreo permanente de las condiciones de la labor.

X12; Seguridad, Mantenimiento deberán capacitar a los operadores en desarrollar sus funciones acorde al estándar de trabajo

CUADRANTE + IMPACTO + ESFUERZO		Plan de Acción	Responsable	Plazo
X22	Sostenimiento deficiente, instalación de pernos se cuenta con un Boltec, 5 retráctil y 3 manituos y para lanzado de shocrete se tiene alivas .	- Geomecánica debe gestionar la implementación de sostenimiento mecanizado (Mixer mas robot, y boltec); por las deficiencias de sostenimiento de toda la mina.	Ing. José Diaz (Jefe de Geomecánica).	
X10	DM (%) baja de equipos de perforación en frentes 85%, limpieza 85%, sostenimiento 72%.	- Logística lima, mantenimiento debe garantizar la operatividad de los equipos; acorde a las necesidades de mina (que contempla en el plan de minado),	Ing. Renato Avilez (Gerente de Logística) Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X23	Demora en la reposición de componentes y repuestos de los equipos por parte de logística Lima.		Ing. Renato Avilez (Gerente de Logística) Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X13	Equipos sobredimensionados en su vida útil. Media Scoop 20,000 Hrs, Media Dumper 30,000 Hrs.	- Mantenimiento, planeamiento y productividad deben determinar una rentabilidad optima de la flota de equipos.	Ing. Roger Morales (Superintendente de Planeamiento) Ing. Mego Salazar (Jefe de Productividad).	
X9	EFF (%) baja de equipos de perforación en frentes 56%, limpieza 60%, sostenimiento 58%.	- Gestión efectivo en el uso de la flota de equipos en cada proceso de minado, por parte de los supervisores de primera línea y jefes de zona.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X24	Deficiente gestión en los materiales de alta y baja rotación (Just time). Por parte de logística.	- Almacén deberá llevar un control de consumibles mas representativos (alta y baja rotación), para garantizar la continuidad de la ejecución de los procesos de minado.	Hugo Casapia. (Jefe de Almacén)	
X6	Personal Nuevo (sin experiencia).	- Gestión humana debe establecer un filtro para cada puesto.	Sr. Pedro Gonzales. (Jefe de RI)	
X3	Deficiente gestión de personal en control de asistencias, dias libres, vacaciones, etc.	- Los jefes de zona y RI deberá llevar el control de su personal, de tal manera que cualquier salida no repercute a la continuidad de la operación.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Sr. Pedro Gonzales. (Jefe de RI)	
X14	Deficiente comunicación entre el Operador y los mecánicos para la intervención al equipo .	- Operaciones/Mantenimiento/Sistemas/Productividad deberán de gestionar la implementación de radios en interior mina y activarse el centro de control.	Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Victor Tipismana (Responsable de Sistemas) Ing. Mego Salazar (Jefe de Productividad)	
X7	Incumplimiento al estándar de parámetros de perforación y voladura	- Los jefes de zona deberán de hacer seguimiento al cumplimiento del estándar.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X11	Baja confiabilidad y bajo rendimiento de los Equipos de perforación en frentes 3hr/1 frente, limpieza 58 ton/hr, sostenimiento con shocrete 4 m3/disparo y P.H. 16 pernos/hr.	- Mantenimiento deberá de garantizar la operatividad de todos los equipos.	Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X4	Elevado Índice de accidentabilidad de los colaboradores (11 accidentes incapacitantes a la fecha)	- Seguridad, deberá hacer prevalecer el cumplimiento de los estándares y procedimientos de cada actividad	Ing. Hugo Campos (Superintendente de SSO).	

1

CUADRANTE + IMPACTO - ESFUERZO

		Plan de Acción	Responsable	Plazo
X28	Por bajo rendimiento de equipo; un jumbo perfora una media de un frente/ guardia.	- Gestión de mantenimiento en garantizar la operatividad del equipo. - Zonificación establecida de equipos mensualmente. - Elaboración del programa de plan de minado, considerando todos los riesgos.	Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento) Ing. Mego Salazar (Jefe de Productividad) Ing. Roger Morales (Superintendente de Planeamiento). Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco)	
X27	En perforación y voladura: Avance deficiente, sobre rotura > al 10%, gradiente mal llevado.	- Gestión efectiva en disciplina operativa por parte de los jefes de zona. - Seguimiento de indicadores con frecuencia diaria.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Ing. Mego Salazar. (Jefe de Productividad) Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco)	2
X15	Deficiente comunicación en el traslape entre jefes de zona en los cambios de guardia.	- Gestión de los jefes de zonas entre ambas guardias de comunicar el status de las actividades rutinarias, la misma que deben enlazar con los objetivos.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco)	
X5	Baja Productividad de los colaboradores (0.93 MT/Tarea en avance).	- Gestión y manejo de colaboradores por parte de los jefes de zona; acorde al estándar de trabajo y los objetivos de la empresa.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco)	
X1	Rotación de Personal.	- Gestión efectiva en personal, por parte de relaciones humanas.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Sr. Pedro Gonzales. (Jefe de RI)	3
X31	Falta de mejora continua en los procesos.	- Gestión permanente en mejora continua de los procesos de minado.	Todas las Superintendencias, Jefaturas de la UM	
X8	Falta de régimen laboral (14x7, 10x4, 5x2, etc).	- Gestión Humana debe evaluar la viabilidad de los regimenes de sistema laboral.	Sr. Pedro Gonzales. (Jefe de RI) Ing. Roger Morales (Superintendente de Planeamiento)	
X16	Deficiente Gestión de los Jefes de Zona en elaborar y ejecutar los planeamientos a corto plazo, en función a los objetivos.	- En base a los mantenimientos programados y objetivos se deberá conciliar el plan mensual, semanal, etc.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X2	Falta de personal especializado (Colaboradores/Supervisión).	- Gestión humana debe gestionar el ingreso de personal con perfiles adecuados a cada puesto laboral.	Sr. Pedro Gonzales. (Jefe de RI)	
X17	Los planes de Minado (avances), se debe estructurar conjuntamente con todas las superintendencias.	- Se deberá establecer los objetivos del mes, conciliada con todas las superintendencias.	Todas las Superintendencias, Jefaturas de la UM	
X18	Deciclado de los procesos de minado por parte de los jefes de zona.	- Gestión en disciplina operativa, en base a los objetivos diarios, semanal y mensual.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Ing. Mego Salazar. (Jefe de Productividad)	
X20	Falta de zonificación de todos los equipos.	- Establecer la distribución de toda la flota de equipos con frecuencia mensual.	Ing. Mego Salazar. (Jefe de Productividad) Ing. Roger Morales (Superintendente de Planeamiento)	

CUADRANTE - IMPACTO - ESFUERZO

		Plan de Acción	Responsable	Plazo
X36	Deficiencia de ventilación en zona baja.	Monitoreo permanente de flujo de aire.	Ing. Hugo Campos (Superintendente de SSO). Milton Rosana (Jefe de Ventilación) Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X25	Ejecución de las diferentes actividades de minado con herramientas hechizos.	Mantenimiento, logística debe gestionar las herramientas y materiales originales.	Ing. Renato Avilez (Gerente de Logística) Ing. Hugo Campos (Superintendente de SSO). Milton Rosana (Jefe de Ventilación)	
X37	Presencia de Polvo, ruidos sin silenciador en interior mina.	Monitoreo permanente de polvo y ruido en toda la mina.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X21	Demora en la continuidad del ciclado por coordinación deficiente en ventilar la labor por la guardia entrante.	Los jefes de zona deberán de coordinar con la supervisión directa, de ambas guardias.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X30	Deficiente seguimiento a las labores de prioridad por parte de la supervisión.	En los repartos de ambas guardias, cada jefe de sección debe participar la ejecución de las actividades, comparadas con el objetivo.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X35	Temperatura elevada en la profundización (Zona Baja).	Monitoreo permanente de temperatura en zona baja principalmente.	Ing. Hugo Campos (Superintendente de SSO). Milton Rosana (Jefe de Ventilación) Jefe de Servicio	
X32	Equipos parados por falta de agua.	Monitoreo permanente de puntos de suministro de caudal de agua.	Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X34	Orden y limpieza deficiente en interior mina.	Gestión en orden y limpieza de las labores.	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina)	
X33	Kg de explosivos sobrantes no son almacenados en su lugar.	Gestión en control de explosivos remanentes de las labores	Parte alta (Bajonero/Walter Carlos) Parte intermedia (Sánchez/chipana) Parte Baja (Walter soto/Mario osco) Ing. Ignacio Borda (Superintendente de Mina) Bodegueros de polvorín.	

CUADRANTE - IMPACTO + ESFUERZO		Plan de Acción	Responsable	Plazo
X19	Falta de camioneta para traslado de los mecánicos hacia los equipos que requieren intervención.	Mantenimiento debe gestionar la implementación de 2 camionetas.	Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento)	
X26	Cantidad representativa de componentes y repuestos alternativos.	Logística Lima; debe gestionar componentes y/o repuestos originales y no alternativos	Ing. Renato Avilez (Gerente de Logística)	
X29	Zona alta presenta terreno fallado, por lo que el avance es 2.9 m.	Mapeo geomecanico permanente de la zona.	Ing. José Díaz (Jefe de Geomecanica).	
X12	Índice de accidentabilidad de los equipos.	Capacitación a los operadores en IPERC, en actos y Condiciones subestandar	Ing. Paulino Mendoza (Superintendente de Mantenimiento) Ing. Hugo Campos (Superintendente de SSO).	

Puntos de mejora Perforación y Voladura

+IMPACTO + ESFUERZO

X7: Incumplimiento al estándar de perforación y voladura **(1)**

+IMPACTO - ESFUERZO

X27: En perforación y Voladura: avance deficiente, sobre rotura > 10% y gradiente mal llevada **(2)**

X31: Falta de mejora continua en los procesos **(3)**

VI

INCREMENTO DEL PORCENTAJE DE CUMPLIMIENTO DE AVANCES EN ZONA DE CUERPOS

Luego de los controles aplicados en perforaciones con barra de 14 pies y la aplicación de la barra de 16 pies se logra optimizar los indicadores de avances con jumbo de toda la zona de cuerpos en 2%, reflejándose el cambio y mejora desde septiembre 2017 - enero 2018 comparando con los datos existentes de enero - agosto del 2017, cabe mencionar los meses de diciembre 2017 y enero 2018 se obtuvieron bajos cumplimientos debido a la baja disponibilidad mecánica que presentó 1 Jumbo.

Programado vs cumplimiento en Jumbos zona cuerpo

ZONA	DESCRIP.	2017								Media Enero- Agosto 2017	2017				2018	Media Septiembre 2017-Enero 2018
		Ene	Feb	Mar	Apr	May	Jun	Jul	Aug		Sep	Oct	Nov	Dec	Ene	
CUERPOS	Programado	2,045	2,015	2,005	2,060	2,135	1,965	1,850	1,850	1,991	1,850	1,800	1,800	1,800	1,800	1,810
	Realizado	953	1,120	1,273	1,266	1,202	1,162	1,072	1,162	1,151	1,216	1,253	1,204	848	955	1,095
	Cumpl. %	47%	56%	63%	61%	56%	59%	58%	63%	58%	66%	70%	67%	47%	53%	60%

MEJORA DE LOS INDICADORES DE VOLADURA

Se refleja la mejora de los indicadores de perforación y voladura, desde septiembre 2017 - enero 2018, todo esto basado en los controles tomados en perforaciones de 14 pies y la aplicación de la barra de 16 pies con 5 pruebas en el mes de diciembre 2017 y 4 pruebas en enero 2018.

DESCRIPCION	OBJ	2017								Media Enero - Agosto 2017	2017				2018	Media Septiembre 2017 -Enero 2018
		Ene	Feb	Mar	Apr	May	Jun	Jul	Aug		Sep	Oct	Nov	Dec	Ene	
01. FACTOR DE CARGA (Kg / MT)	45.00	51.11	48.86	48.75	45.78	46.25	48.94	49.04	45.91	48.08	44.30	47.31	44.93	43.93	49.10	45.91
02. INDICE DE PERFORMANCE (MT / DISP)		2.99	3.06	3.06	3.14	3.07	2.98	2.78	3.00	3.01	3.11	3.22	3.24	3.31	3.28	3.23
03. TALADROS (TALD / DISP)		36	36	35	36	37	37	36	36	36	35	34	33	35	35	34
04. INDICE DE PRODUCTIVIDAD (MT / Tarea)		1.00	1.02	1.02	1.05	1.02	0.99	0.93	1.00	1.00	1.04	1.07	1.08	1.10	1.09	1.08

VII

ANÁLISIS DE FRAGMENTACION Y BENEFICIOS EN EL RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS DE LIMPIEZA Y ACARREO

Para el análisis granulométrico se utilizó el software WIPFRAG, donde se obtiene el P80 de 7.83 pulgadas en la perforación y voladura de la malla estándar de 14 pies en RMR>55.

Por otro lado el P80 de 5.5 pulgadas, es resultante de la malla de perforación y voladura con 16 pies en RMR>55.

Siendo más favorable la malla de perforación y voladura con 16 pies en cuanto la obtención de mejor fragmentación.

Esta reducción de fragmentación conlleva al incremento del rendimiento de limpieza y acarreo de los equipos TN/HR, esto por 2 motivos principales:

- 1) La facilidad de carguío por parte del scoop del frente, y por ende la reducción de tiempo en carguío.
- 2) El incremento de la capacidad de llenado en la cuchara y tolva del Dumper debido a la reducción de espacios vacíos.

Según estudios de tiempo se incrementa el rendimiento de los equipos Scoop 20% y Dumper 10%.

Scoop R1600 de **47.00 tn/hr** a **56.4 tn/hr**

Dumper MT2010 de **26 78 tn/hr** a **29.45 tn/hr**

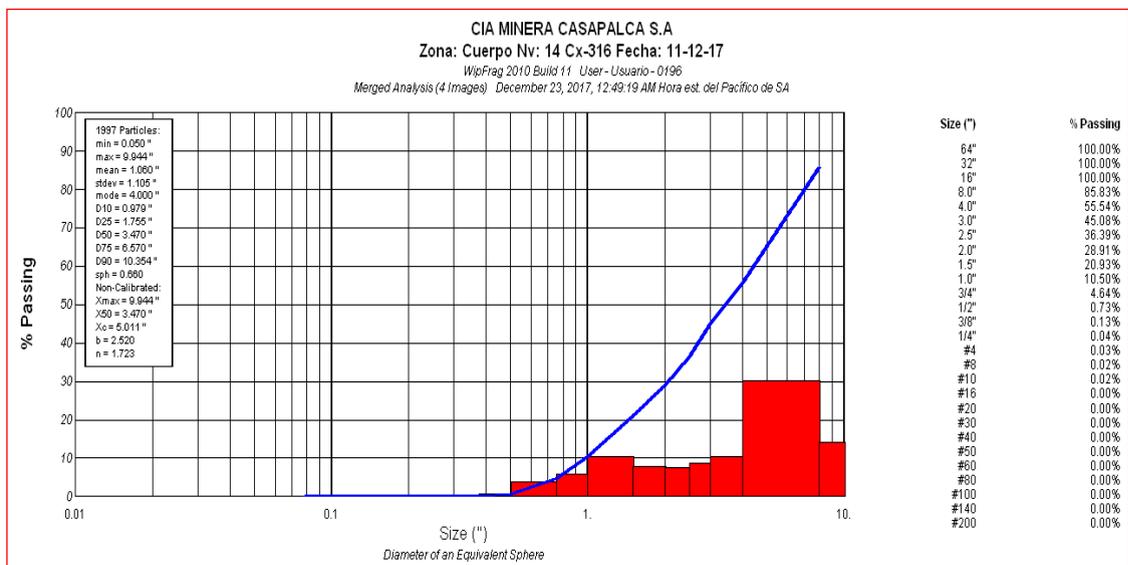
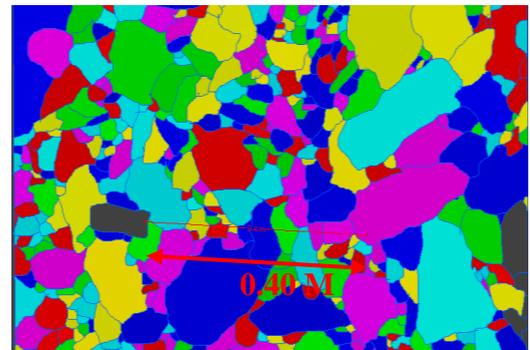
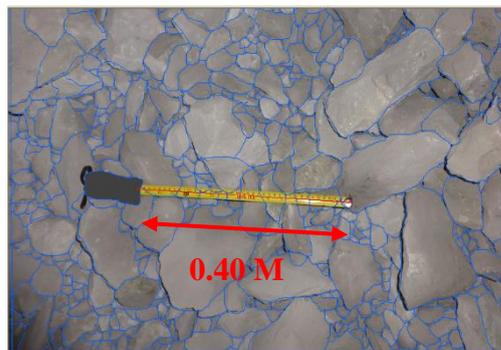
ANALISIS DE FRAGMENTACION - FRENTE DE AVANCE 14 pies vs 16 pies RMR> 55

	FECHA	LABOR	NIVEL	MATERIAL	EXPLOSIVO	Densidad gr/cm ³	FRAGMENTACION				Observaciones
							P80 (Pulg)	Pasante 90 %	Finos	Moda (pulg)	
14 PIES	11/12/2017	Cx-316	14	Desmonte	SUPERFAM DOS	0.8	7.83	10.35	0.04%	4	04 fotografias procesadas
16 PIES	20/01/2018	Gal-475	15	Desmonte	SUPERFAM DOS	0.8	5.50	6.90	0.04%	4	04 fotografias procesadas

REPORTE GRANULOMETRICO

Malla Estándar 14 pies RMR> 55

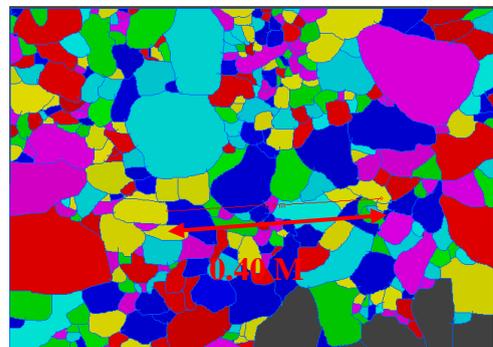
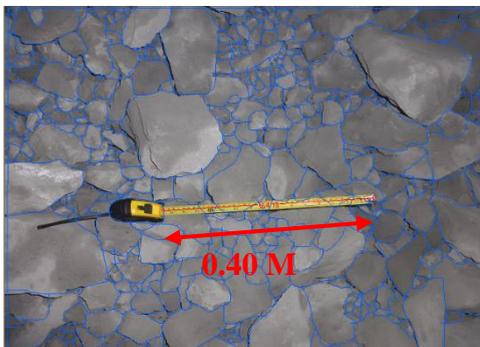
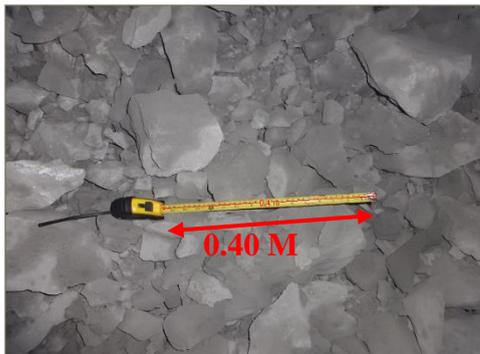
1. Cx-316 Nv-14 Fecha: 11-12-2017

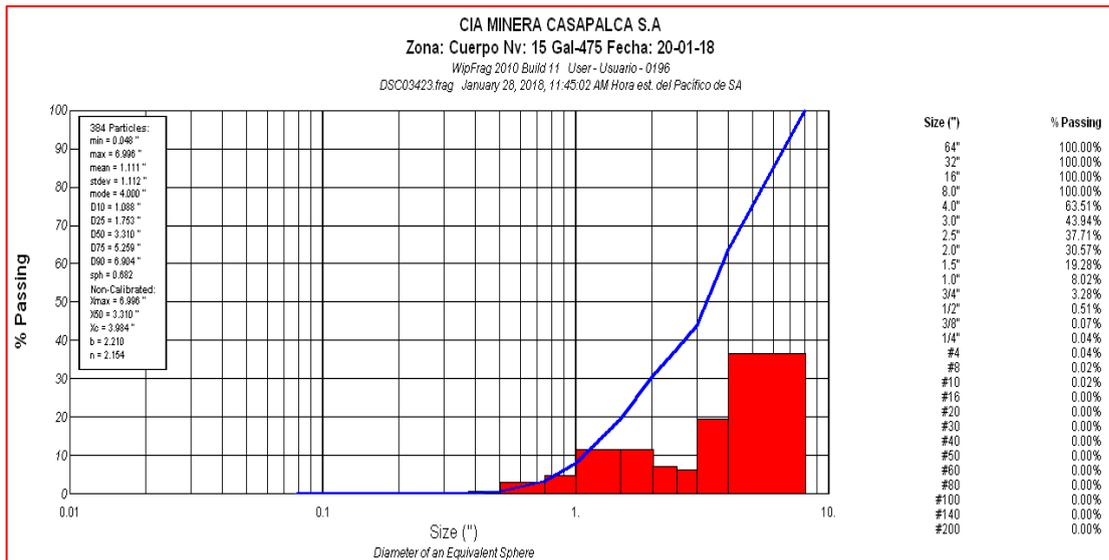


- ✓ El comportamiento de la curva acumulativa indica el **90%** del material analizado pasa por un “tamiz” de 10.354 pulg, de igual manera el valor “n” de Cunningham es de 1.723
- ✓ **P80: 7.83pulg.**
- ✓ Tamaño máximo de fragmentos 9.944 pulg. y mínimo 0.050 pulg.
- ✓ Porcentaje de gruesos: el restante de 85.83% de la carga corresponden a tamaños mayores a 8pulg. de diámetro.
- ✓ Porcentaje de finos: el 0.04% corresponden a tamaños menores a 1/4pulg.
- ✓ Explosivo: ANFO (Superfam® DOS)

Malla de prueba con barra de 16 pies RMR > 55

2. Gal 475 Nv-15 Fecha: 20-01-2018

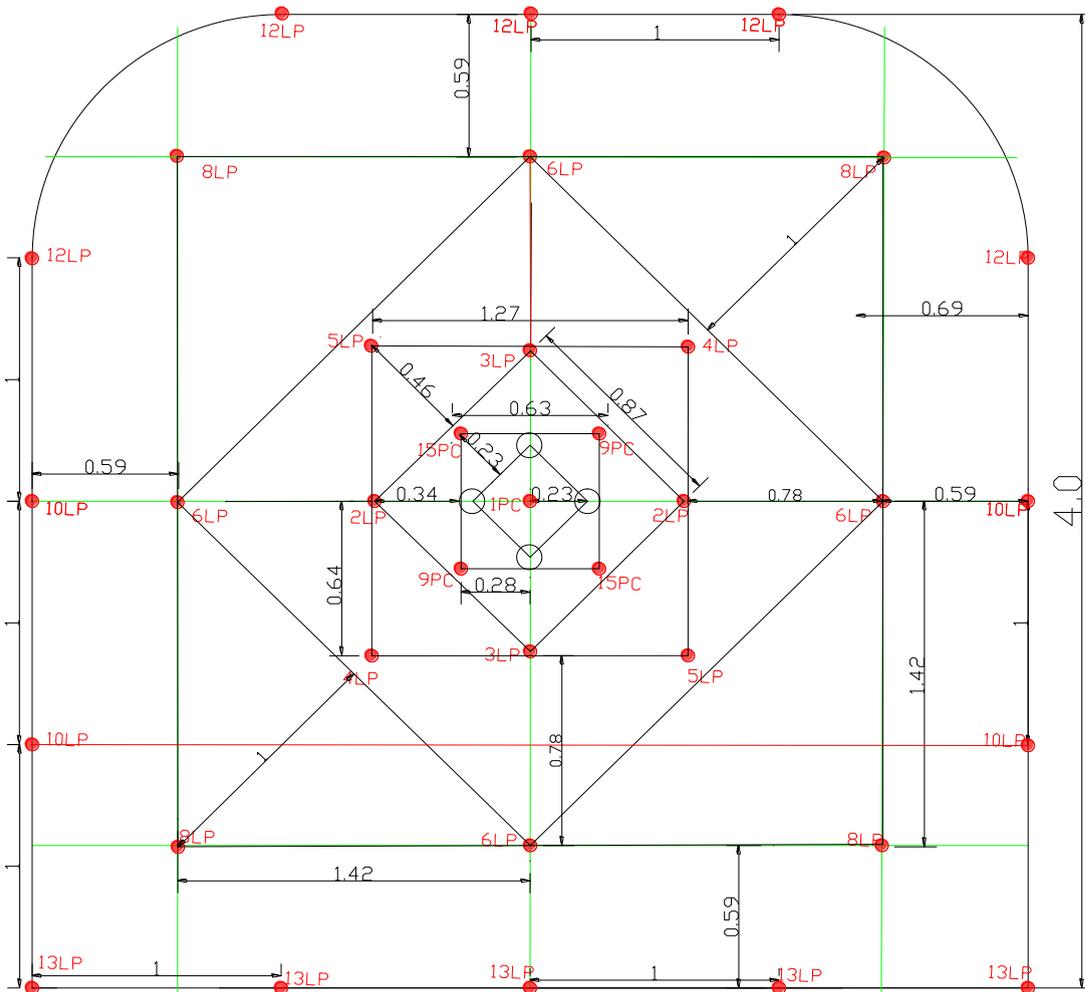




- ✓ El comportamiento de la curva acumulativa indica el **90%** del material analizado pasa por un “tamiz” de 6.904pulg, de igual manera el valor “n” de Cunningham es de 2.154
- ✓ **P80: 5.5 pulg.**
- ✓ Tamaño máximo de fragmentos 6.996pulg. y mínimo 0.048pulg.
- ✓ Porcentaje de gruesos: el restante de 63.51% de la carga corresponden a tamaños mayores a 4pulg. de diámetro.
- ✓ Porcentaje de finos: el 0.04% corresponden a tamaños menores a 1/4pulg.
- ✓ Explosivo: ANFO (Superfam® DOS)

VIII

Malla de perforación y voladura diseñada con el modelo de Holmberg ajustado

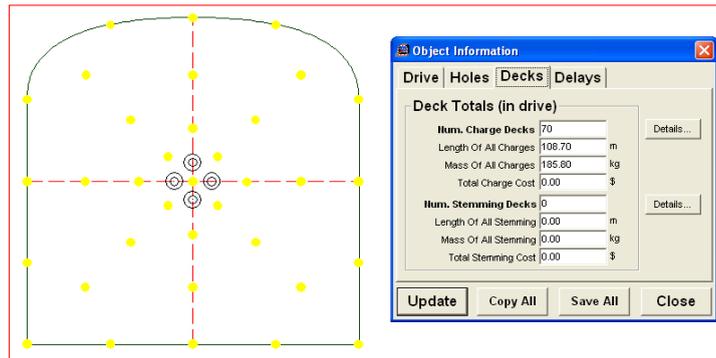


DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA - BARRA 16 PIES - SECCION 4.0m x 4.0m

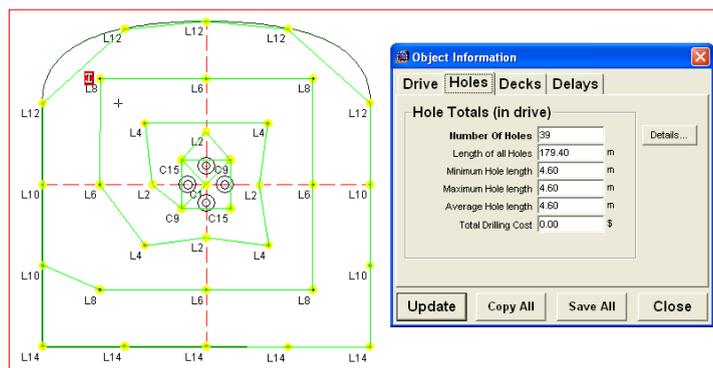
Longitud de Taladro (m)	4.50	EXPLOSIVOS						LONG. DE CARGUIO (m)	LONG. DE TACO (m)
Emulnor 5000 1 1/2" X 8" (Kg)	0.266	EMULNOR 5000 1 1/2" x 8"	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL DE CARTUCHOS (Kg)	ANFO SUPERFAM DOS (Kg/Taladro)	TOTAL ANFO (Kg)	TOTAL DE EXPLOSIVOS (Kg)		
Densidad del Anfo (g/cm3)	0.82	Nº tal							
Taladros Rimados	4								
Rompe Boca	1	1	1	0.27	6.68	6.68	6.95	3.99	0.51
1ra Ayuda	4	1	4	1.06	6.26	25.02	26.09	3.74	0.77
2da Ayuda	4	1	4	1.06	5.83	23.31	24.38	3.48	1.02
3ra Ayuda	4	1	4	1.06	5.40	21.60	22.67	3.23	1.28
4ta Ayuda	4	1	4	1.06	4.97	19.90	20.96	2.97	1.53
5ta Ayuda	4	1	4	1.06	4.97	19.90	20.96	2.97	1.53
Hastial superior (Anfo regado)	2	1	2	0.53	2.01	4.02	4.55	1.20	1.53
Hastial inferior	2	1	2	0.53	5.18	10.35	10.88	3.09	1.41
Corona (Techo - Anfo regado)	5	1	5	1.33	1.34	6.70	8.03	0.80	0.51
Arrastre (Piso)	5	1	5	1.33	5.12	25.59	26.92	3.06	1.44
TOTAL	39		35	9.31		163.08	172.38		

SIMULACION CON SOFTWARE DE JK SIMBLAST-2D FACE, LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA BARRA DE 16 PIES.

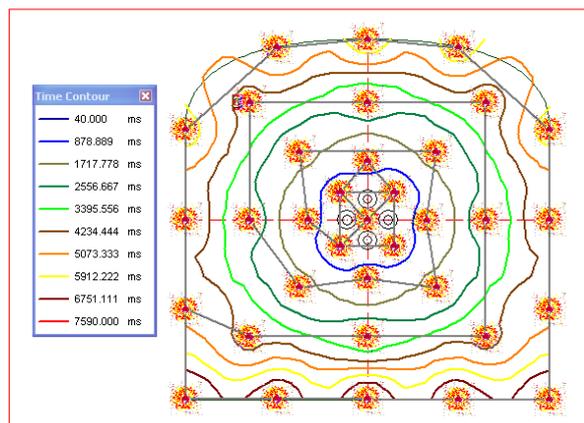
a. Diseño de malla de perforación y carguo



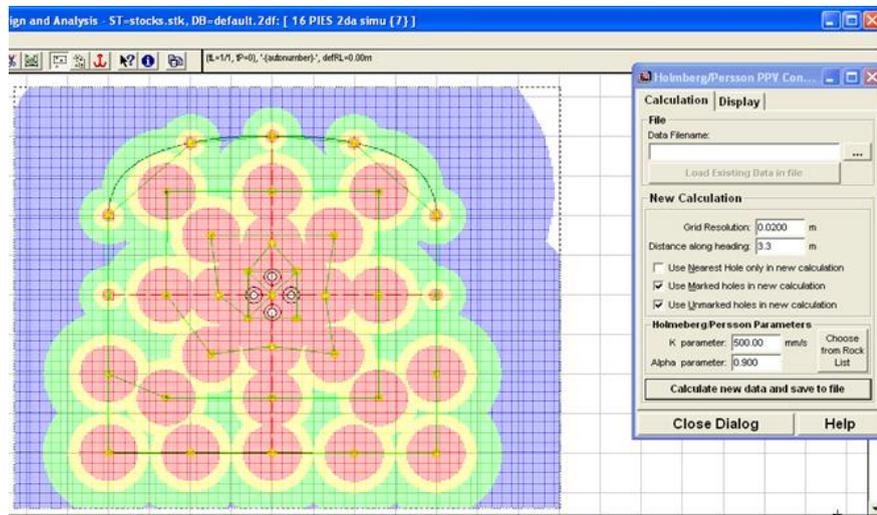
b. Distribución de Faneles en el frente, como periodo corto y periodo largo



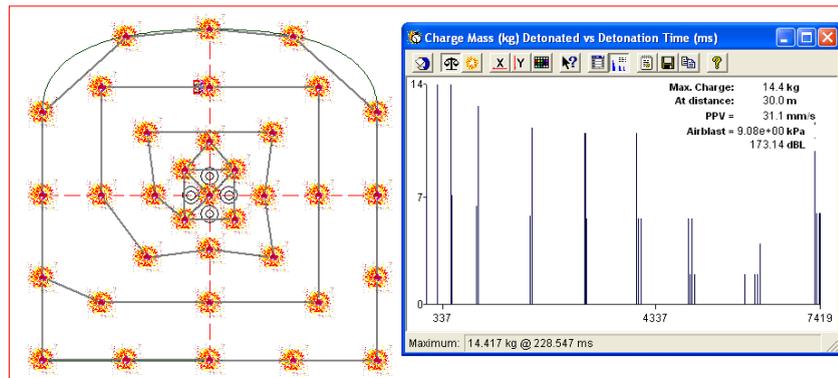
c. Distribución de tiempos de retardo a través de una grilla de contorno para cada taladro.



d. Análisis de daño PPVc por criterio de Holmberg & Persson



e. Resultado de VPP de 31.5 mm/s, con una carga operante de 14.4Kg, sismógrafo colocado a una distancia de 30.0m.

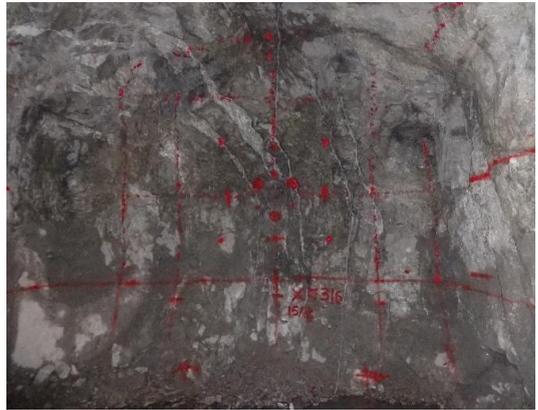


IX

Evidencias de pruebas con barra de 16 pies primera etapa y segunda etapa de pruebas



Pintado de colas para el control de paralelismo



Pintado de malla de perforacion según diseño



Primera etapa prueba carguio con fanel de 12 m



Medicion de longitud de taladros 4.50m



Resultado de la voladura con Barra de 16 pies, primera etapa de prueba avance 4.10 m



Segunda etapa de prueba arranque rompe boca

Evidencias de pruebas con barra de 16 pies tercera etapa de pruebas:



Pintado de colas para el control de paralelismo modelo matematico de Holmberg ajustado



Pintado de malla según el



Uso de Fanel 12 m periodo corto en el arranque el modelo matematico de Holmberg ajustado GI 475 N , avance 4.35m



Resultado de la primera voladura con



Resultado de la segunda voladura con el modelo matematico modelo de Holmberg ajustado GI 475 N , avance 4.40m avance 4.35m



Resultado de la tercera voladura con el modelo matematico modelo de Holmberg de Holmberg ajustado GI 475 N

X

Rendimientos de Equipos Casapalca

I.- ESCENARIO ACTUAL

Distribución de Scoop							Distribución de Dumper			Distribución de Volquetes		
Producción												
	Mes	Dia	Guardia	Ton/Horas	Hras Guardia	N° Scoop	Ton/Horas	Hras Guardia	N° Dumper	Ton/Horas	Hras Guardia	N° Volquetes
Zona Alta	30,000	1,200	600	63	4.5	2	29.76	5.19	4			
Zona Intermedia	45,000	1,800	900	79	5.5	2	36.27	5.28	5	45.16	4.49	4
Zona Baja	55,000	2,200	1,100	73	5.7	3	32.02	4.99	7	35.47	6.53	5
Chisay	5,000	200	100	54	4.8	1	27.68	5.36	1			
Ton	135,000	5,400	2,700	67	5	8	31	5	16	40	6	9
Avance												
Zona Alta	350	14	7	240	53	4.5	1	26.86	5.13	2		
Zona Intermedia	600	24	12	412	63	4.7	1	32.21	4.15	3		
Zona Baja	900	36	18	617	47	4.7	3	26.784	5	5		
Chisay	135	5	3	93	54	4.8						
Ton	1,985	79	40	1,362	54	5	5	29	5	9		
Resumen												
	Produccion	Avances	Total		R1600	R1300	EJC417	MT2010		VolqueteFMX		
Zona Alta	2.1	1.0	3		2.1	1.0	1.7	3.9				
Zona Intermedia	2.1	1.4	3		2.1	1.4	3.1	4.7		4.4		
Zona Baja	2.6	2.8	5		2.6	2.8		6.9		4.7		
Chisay	1.0		1		1.0	0.0		0.7				
Total	8	5	13		8	5	5	16		9		

XI

Costos horarios de equipos Casapalca

	Jumbo FT	Scoop 6.3 yd3	Dumper MT2010
Costo Equipo US\$ (valor de mercado)	522,00	650,00	580,000.00
	0.00	0.00	
	1,402.	11,607	
Costo Llanta US\$	00	.16	8,223.60
	520,59	638,39	
Valor Depreciar 3 años	8.00	2.84	571,776.40
% Valor Rescate	10%	10%	10%
	52,200	65,000	
Valor Rescate US\$.00	.00	58,000.00
	7,176.	14,853	
Vida económica en horas (n)	00	.38	16,169.71
Vida económica en años (N)	5.00	5.00	5.00
Meses	60.00	60.00	60.00
COSTO OPERATIVO US\$/ Hr	64.09	53.97	44.21
Gal / Hora	0.25	4	3
Precio \$/Gal	2.44	2.44	2.44
Costo Combustible US\$ /Hr	0.61	9.75	7.31
Aceite de Motor	1.42	1.12	0.90
Grasas	0.86	1.43	1.07
Costo Lubricantes US\$/Hr	2.28	2.55	1.97
Costo Filtros US\$/Hr	1.55	1.09	1.30
Modelo Llanta	12 x 20 HRL	18 x 25 L-5S	18 x 25 L-5S
Costo Llanta US\$	1,402.00	11,607.16	8,223.60
Vida Util, Llantas Hr	3,000.00	2,500.00	2,000.00
Servicio Mantenimiento US\$ (20%)	0.09	0.93	0.82
Costo Llantas US\$/Hr	0.56	5.57	4.93
Cable Electrico	100	0	0
Vida Util	3,000.00		
Costo Cable Electrico	27.00		
Costo Cable Electrico US\$/Hr	0.90	0.00	0.00
Reparaciones %	80%	80%	80%
Costo Reparaciones US\$ /Hr	58.19	35.01	28.70
COSTO PROPIEDAD US\$ / Hr	75.09	44.51	36.62
Costo por Depreciación US\$ / Hr	65.27	38.60	31.77
Factor de inversión $K = (n+1)/2n$	0.60	0.60	0.60
Intereses %	4%	4%	4%
Costo por intereses US\$/ Hr	8.73	5.25	4.30
TREC	1%	1%	1%
Costo por Seguros US\$/ Hr	1.09	0.66	0.54
COSTO TOTAL US\$ / Hr	139.19	98.48	80.83