

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR EL MÉTODO ROGER
HOLMBERG PARA REDUCIR LAS INCIDENCIAS DE VOLADURAS
DEFICIENTES EN CÍA MINERA ARES S.A.C. – U.O. ARCATA”**

TESIS

PRESENTADA POR:

BACHILLER. EMERSON CHOQUE VELARDE

PARA OPTAR EL TÍTULO DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN 2013 - II

PUNO - PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

“DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR EL MÉTODO ROGER
HOLMBERG, PARA REDUCIR LAS INCIDENCIAS DE VOLADURAS
DEFICIENTES EN CÍA MINERA ARES S.A.C. - U.O. ARCATA”.

TESIS

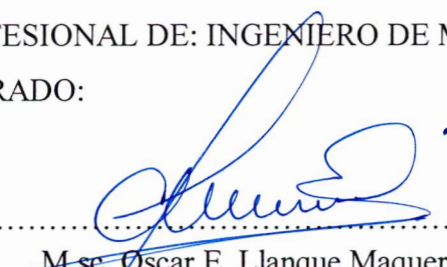
PRESENTADA POR EL BACHILLER:

EMERSON CHOQUE VELARDE




PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE: INGENIERO DE MINAS
APROBADA POR EL SIGUIENTE JURADO:

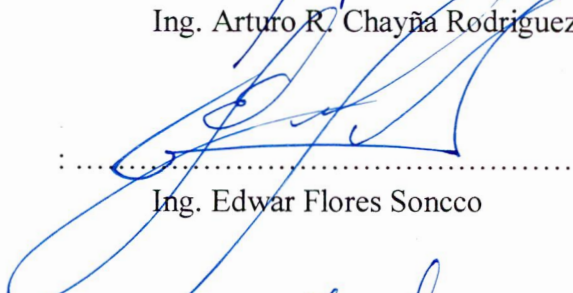
PRESIDENTE DEL JURADO


M.sc. Oscar E. Llanque Maquera


PRIMER MIEMBRO


Ing. Arturo R. Chayña Rodríguez


SEGUNDO MIEMBRO


Ing. Edwar Flores Soncco

DIRECTOR DE TESIS


M.sc. Esteban Marín Paucara

ASESOR DE TESIS


Ing. Juan C. Chayña Contreras

AREA : Ingeniería de minas

TEMA : Desarrollo de labores mineras y otras excavaciones

DEDICATORIA

En especial dedico este trabajo a Dios,
por darme fuerza de voluntad y espiritual
para llegar a cumplir los objetivos y
metas trazadas.

Con cariño y aprecio a mis queridos padres
Ubaldo Choque Charca y Faustina Velarde
Colca por el incondicional y constante apoyo
moral y económico en el transcurso y a lo
largo de mi vida y en el desarrollo de mi
vocación, para llegar a este objetivo.

A mis hermanos Elver German, Omar y
demás familiares cercanos, quienes con
sus palabras ideas han sabido dejar en
mí el trazo del camino a recorrer en la
vida profesional a pesar de los
obstáculos en mi vida siempre están
conmigo.

EMERSON CHOQUE VELARDE.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano Puno mi alma mater, a la Facultad de Ingeniería de Minas, por haberme dado la oportunidad de alcanzar uno de mis objetivos; a cada uno de los catedráticos de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, que, con su conocimiento y enseñanza, aportaron en bien de mi formación académica y profesional.

Así mismo un agradecimiento infinito a mis padres. Ubaldo Choque y Faustina Velarde por su esfuerzo y sacrificio en aras de mi formación profesional.

Mi sincero reconocimiento al M.sc. Esteban Marín Paucara, ing. Arturo R. Chayña Rodríguez por su acertada dirección y apoyo incondicional durante la ejecución del presente trabajo de investigación.

Agradezco al Ing. Juan C. Chayña Contreras como asesor del presente trabajo de investigación por su orientación y colaboración; al Dr. Alfredo Camac Torres, por su apoyo incondicional en la recopilación de información y asesoría académica.

Agradezco también a la unidad minera ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C. – Hochschild Mining y a la E.E. IESA S.A por haberme dado la oportunidad de desarrollar éste trabajo de investigación.

Un agradecimiento infinito al Ing. Residente de obra IESA S.A.- U.O. ARCATA Santiago Mamani Ramos, por haberme encargado el área de perforación y voladura y así realizar las pruebas necesarias para la ejecución esta tesis.

Por último, agradezco a dios por acompañarme en la ejecución de cada proyecto planteado en mi vida, por brindarme salud e iluminarme con el conocimiento necesario para continuar hacia adelante hasta alcanzar mis metas.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
ÍNDICE GENERAL.....	iii
ÍNDICE DE CUADROS	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
ÍNDICE DE ANEXOS	x
RESUMEN	xi
ABSTRACT.....	xii
INTRODUCCIÓN	xiii

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema.....	1
1.2. Formulación del problema	2
1.2.1. Problema general	2
1.2.2. Problema específico.....	2
1.3. Objetivos de la investigación	2
1.3.1. Objetivo general.	2
1.3.2. Objetivos específicos.	2
1.4. Justificación de la investigación.....	3
1.5. Limitación del estudio	3
1.6. Viabilidad del estudio	4

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación	5
2.2. Bases teóricas	8
2.2.1. Perforación y voladura.....	8
2.2.2. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea	8
2.2.3. La perforación de rocas.....	9
2.2.4. Principio de perforación.....	9
2.2.5. Métodos de perforación	9
2.2.6. Acciones básicas en la perforación.....	13

iii

2.2.7. Accesorios de perforación.....	14
2.2.8. Condiciones de perforación.....	15
2.2.9. Errores y defectos en la perforación.....	16
2.2.10. Diseño de arranques en minería subterránea.....	18
2.2.11. Distribución y denominación de taladros.....	23
2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes:	25
2.2.13. Condiciones geológicas.....	27
2.2.14. Condiciones de carga.....	27
2.2.15. Evaluaciones de la voladura.....	28
2.2.16. Explosivos empleados para la voladura.....	30
2.2.17. Método postulado por Roger Holmberg	43
2.2.18. Sistema de avances	44
2.2.19. Mecanismo de fragmentación de la roca.....	45
2.2.20. Proceso de fracturamiento.....	46
2.2.21. Condiciones para la fragmentación del macizo rocoso	49
2.3. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.....	52
2.3.1. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones	57
2.3.2. Cálculos para el 1° cuadrante	66
2.3.3. Cálculos para el 2° cuadrante	69
2.3.4. Cálculos para el 3° cuadrante	73
2.3.5. Cálculos para taladros ayuda de hastiales o paredes	76
2.3.6. Cálculos de taladros en ayuda de corona	80
2.3.7. Cálculos para taladros ayuda de arrastre.....	83
2.3.8. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	86
2.3.9. Cálculos para taladros de corona o techo.....	89
2.3.10. Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	91
2.4. Definiciones conceptuales	95
2.4.1. Conceptos de voladuras deficientes.....	99
2.5. Formulación de hipótesis	100
2.5.1. Hipótesis general	100
2.5.2. Hipótesis específicos.....	100

CAPÍTULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. Tipo de investigación.....	101
3.2. Diseño metodológico	101
3.3. Población.....	102
3.4. Muestra	102
3.5. Unidad de muestreo	102
3.6. Operacionalización de variables.....	102
3.6.1. Variables independientes	102
3.6.2. Variables dependientes	103
3.7. Técnicas de recolección de datos	103
3.7.1. Instrumentos de recolección de datos	103
3.7.2. Formatos de reporte diario de operaciones por guardia.....	104
3.7.3. Técnicas para el procesamiento de datos	104
3.7.4. Presentación diaria de cuadros comparativos de avance lineal por guardia	104
3.8. Ámbito de estudio.....	104
3.9. Unidad de estudio	104
3.10. Ubicación política.....	104
3.10.1. Ubicación en coordenadas UTM	105
3.10.2. Ubicación en coordenadas geográficas	105
3.11. Accesibilidad	105
3.12. Drenaje	106
3.13. Clima.....	107
3.14. Vegetación.....	107
3.15. Fauna.....	107
3.16. Disponibilidad de recursos.....	107
3.16.1. Suministro de energía.....	107
3.16.2. Recursos energéticos.....	108
3.16.3. Suministro de agua	108
3.17. Transportes	108
3.18. Organización	109
3.19. Geología	109
3.20. Geología regional	109

3.21. Geología estructural.....	111
3.22. Geología local.....	113

CAPÍTULO IV

4. ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Evaluación de las causas de las incidencias de voladuras deficiente	115
4.2. Resultados del control y monitoreo a las incidencias de voladuras deficientes.....	119
4.3. Diseño de malla de perforación y voladura	121
4.4. Aplicación del diseño de malla de perforación y voladura.....	122
4.5. Parámetros de diseño de perforación y voladura.....	122
4.6. Aplicación en la rampa (-): 5360 alexia principal.....	124
4.7. Cálculos y diseño de perforación y voladura	124
4.7.1. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones	126
4.7.2. Cálculos para el 1° cuadrante	132
4.7.3. Cálculos para el 2° cuadrante	134
4.7.4. Cálculos para el 3° cuadrante	137
4.7.5. Cálculos para taladros ayuda de hastiales o paredes	140
4.7.6. Cálculos para taladros en ayuda de corona	144
4.7.7. Cálculos para taladros ayuda de arrastre.....	147
4.7.8. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	150
4.7.9. Cálculos para taladros de corona o techo.....	153
4.7.10. Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	155
4.7.11. Resumen de los cálculos de diseño.....	159
4.8. Resultado de la hipótesis.....	161
4.8.1. Análisis de hipótesis general:	161
4.8.2. Análisis de hipótesis específicas:	161
4.8.3. Discusiones de los resultados.....	163
CONCLUSIONES	165
RECOMENDACIONES	166
BIBLIOGRAFÍA.....	167
ANEXOS	169

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° : 2.1: Características técnicas del ANFO-EXSA.....	37
Cuadro N° : 2.2. Características de las emulsiones FAMESA	38
Cuadro N° : 2.3. Características técnicas de las emulsiones EXSA	38
Cuadro N° : 2.4. Relación de la dureza de la roca con la distancia	54
Cuadro N° : 2.5. Relación de la dureza de la roca con el coeficiente	54
Cuadro N° : 2.6: Constantes y valores de fijación.	77
Cuadro N° : 3.1: Operacionalización de variables	103
Cuadro N° : 3.2. Coordenadas UTM.....	105
Cuadro N° : 3.3. Coordenadas geográficas	105
Cuadro N° : 3.4: Energía comprada.....	108
Cuadro N° : 3.5: Energía recibida.....	108
Cuadro N° : 3.6: Distribución de energía interior mina y superficie	108
Cuadro N° : 4.1: Factores que intervienen en la ocurrencia de voladuras deficientes	117
Cuadro N° : 4.2: Parámetros de diseño de perforación y voladura	123
Cuadro N° : 4.3: Resumen de cálculos de diseño	159
Cuadro N° : 4.4. Reducción de incidencias en promedio/mes.....	164
Cuadro N° : 4.5. Mejora de avances lineales en promedio/mes	164

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura: 2.1. Acciones básicas en la perforación roto percusiva.....	13
Figura: 2.2. Hueco o taladro de alivio muy pequeño.	16
Figura: 2.3. Desviación en el paralelismo	17
Figura: 2.4. Espaciamiento irregular entre taladros	17
Figura: 2.5. Irregular longitud entre taladros	17
Figura: 2.6. Intersección de taladros	18
Figura: 2.7. Sobrecarga (excesiva densidad de carga)	18
Figura: 2.8. Ubicación del arranque.....	19
Figura: 2.9. Formación de la cavidad de un frente.....	19
Figura: 2.10. Corte en pirámide o diamante	20
Figura: 2.11. Corte en cuña o en V	21
Figura: 2.12. Corte en cuña de arrastre	21
Figura: 2.13. Corte quemado	23
Figura: 2.14. Denominación de los taladros	24
Figura: 2.15. Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg.....	43
Figura: 2.16. Sistema de avances en galerías y túneles	44
Figura: 2.17. Zonas de una voladura en un frente.....	45
Figura: 2.18. Efectos del proceso de detonación	48
Figura: 2.19. Área de influencia después de la detonación de un taladro	51
Figura: 2.20. Cálculo de área en sección 4.5 x 4.0. m.....	52
Figura: 2.21. Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).....	53
Figura: 2.22. Diámetro equivalente.....	55
Figura: 2.23. Influencia de la desviación en la perforación de taladros	57
Figura: 2.24. Arranque de cuatro secciones	57
Figura: 2.25. Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos.	58
Figura: 2.26. Concentración lineal de carga en función al burden máximo.	59
Figura: 2.27. Burden máximo (equivalente en el arranque)	59
Figura: 2.28. Burden práctico en el arranque	61
Figura: 2.29. Ancho de abertura generado por los taladros de arranque	62
Figura: 2.30. Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante	68
Figura: 2.31. Burden práctico, ancho de abertura en el 2° cuadrante	71

Figura: 2.32. Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante	74
Figura: 2.33. Diseño de taladros de arrastre	91
Figura: 2.34. Geometría de los taladros de arrastre. idealizada	92
Figura: 3.1. Croquis de captación y distribución de agua	109
Figura: 3.2. Organigrama U.O. ARCATA	110
Figura: 3.3. Posición de la estructura circular en relación a la mineralización.....	111
Figura: 3.4. Posición longitudinal de la estructura circular del domo riolítico.....	111
Figura: 3.5. Fallas y fisuras preliminares y las fallas y fracturas post mineralizadas.....	112
Figura: 3.6. Distribución geológica estructural idealizada.....	113
Figura: 3.7. Plano geológico local mina ARCATA	114
Figura: 4.1. Indicadores de voladuras deficientes.....	117
Figura: 4.2. Reducción de incidencias de voladuras deficientes zona-I.....	119
Figura: 4.3. Reducción de incidencias de voladuras deficientes zona-II.....	120
Figura: 4.4. Reducción de voladuras deficientes por tipo de labor	120
Figura: 4.5. Mejora de avances por disparo (promedio) con jumbo	121
Figura: 4.6. Mejora de avances por disparo (promedio), con jack leg.	121
Figura: 4.7. Diseño de malla de perforación y voladura según cálculos	160
Figura: 4.8. Resultados de la hipótesis en la notable reducción de incidencias.....	162
Figura: 4.9. Mejora de avances lineales por tipo de sección	162

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo: 1 Jerarquía de los explosivos con respecto a la PRP del Anfo	170
Anexo: 2 Mapa de ubicación geográfica de la U.O. ARCATA.....	171
Anexo: 3 Cuadro resumen de los cálculos del diseño.....	172
Anexo: 4. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 4.50 x 4.0 m.....	173
Anexo: 5. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 4.0 x 4.0 m.....	174
Anexo: 6. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 3.50 x 3.50 m.....	175
Anexo: 7. Perímetro de la corona bien controlada se visualiza las cañas	176
Anexo: 8. Apilamiento del material roto y avance óptimo.....	176
Anexo: 9. Ingreso del jumbo a la rampa (-) 5360 para iniciar la perforación.....	177
Anexo: 10. Marcado de malla de perforación en el frente según cálculos y diseño	177
Anexo: 11. Marcado de malla con la supervisión para estandarizar el diseño	178
Anexo: 12. Personal realizando el amarre de los faneles al cordón detonante.	178
Anexo: 13. Verificación de los resultados después de la voladura	179
Anexo: 14. Resultados de la voladura controlada aplicado según el diseño.	179
Anexo: 15. Preparación de cañas para taladros de corona o techo (Smooth blasting)	180
Anexo: 16. El equipo de trabajo de P & V-IESA S.A.....	180

RESUMEN

Hochschild mining es una empresa líder en metales preciosos que cuenta con más de 40 años de experiencia y está enfocada básicamente en la exploración, extracción, procesamiento y venta de plata y oro, con amplia experiencia en minería subterránea. El presente trabajo de tesis titulado diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes aplicado en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C. – hochschild mining, tiene como fin reducir las incidencias de voladuras deficientes, evitar tiempos muertos en el ciclo de minado, lograr una mayor eficiencia de voladura y cumplir con el planing mensual en cuanto a los metros de avance lineal programados. En la U.O. ARCATA se desarrollaron proyectos de profundización y preparación de diferentes vetas. Labores que abrieron acceso para explotar recursos minerales; la ejecución de estas labores de preparación y desarrollo estuvo a cargo de la E.E. iesa s.a, empresa que emplea recursos humanos de alto nivel de preparación, equipos y maquinarias de acuerdo a la sección de laboreo con el propósito de cumplir con el planeamiento a corto plazo. Se realizaron estudios técnicos referentes a las incidencias de voladuras deficientes en las distintas labores y secciones, se evaluó los diseños de perforación y voladura anteriores al presente trabajo, se diseñó mallas de perforación y voladura con el postulado de Roger Holmberg modificado con el cual se logró reducir las estadísticas en incidentes de voladuras deficientes de un promedio de: 61 reportes/mes de voladuras deficientes a: 4 reportes/mes en promedio y se mejoró la eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales de: 2.33 m./disparo a: 2.97 m/disparo en promedio, con longitud de perforación de 3.20 metros. Los resultados obtenidos en el presente trabajo de investigación fueron obtenidos mediante el método de causa efecto, los diseños de perforación y voladura realizados han sido implementados en la unidad como estándares de trabajo.

Palabras clave: Diseño, perforación, voladura, deficiente, eficiente e incidencias.

ABSTRACT

Hochschild Mining is a leader enterprise in precious metals that has more 40 years of experience. This enterprise is basically focused in the exploration, mining, processing and trade of silver and gold, likewise it has ample experience in underground mining. The present thesis entitled “Design of drilling and blasting by the method Roger Holmberg to reduce the incidences of the deficient blasting, it applied in CÍA Minera ARES S.A.C.’s ARCATA U.O.; has for objective to reduce the incidences of the deficient blasting, avoid delays in the flow mining, achieve a higher efficiency in the blasting, and fulfill with monthly planning about the meters of lineal advance scheduled, in the ARCATA U.O. is developed projects of shaft deepening and preps to various veins. This heading allow the access in order to mine the mineral resources. This heading of development and preps were performed by E.E. IESA S.A., this enterprise engage qualify humans resources, equps and machineris according at work a section mine, it is realized to achieve the objectives of the short term planning. It made technique studies about of the incidences of the deficient blasting in various mine’s headings and sections, it appraised the designs of drilling and blasting realized before of this investigation study, it designed the pattern of drilling and blasting in base to the modified Roger Holmberg’s theory with which it achieved to reduce the statistic in incidences of the deficient blasting of 61 reports/months until 4 reports/months of deficient blasting in mean. it improved the efficiency in the blasting as to lineal advances of 2.33 meters/blast up to 2.97 meters/blast in mean, it with a length of drilling of 3.20 meters. The result obtains in the present investigation were achieved through the method of cause and effect, likewise the designs realized of drilling and blasting have been implemented in the ARCATA U.O. how work standards.

INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo de investigación se demostrará que, realizando un diseño adecuado de perforación y voladura, determinando una carga explosiva adecuada para cada situación o condición del macizo rocoso se reducirá las incidencias de voladuras deficientes y mejorar la eficiencia de la voladura en cuanto a los avances lineales.

La determinación de las causas que generan la ocurrencia de las voladuras deficientes es la parte más importante de todo el trabajo de investigación, para ello se estima 02 categorías con el fin de simplificar el ingreso de datos o variables: factores personales y factores de terreno.

De acuerdo a la técnica de recopilación de datos se obtuvo los resultados donde se demuestra que el 96% de las voladuras deficientes son ocasionados por factores personales seguido de un 4% que concierne a las condiciones del macizo rocoso

Una vez identificado el factor más preponderante en la ocurrencia de las voladuras deficientes se inicia nuestro trabajo en prestar capacitaciones concientización a todo el personal con respecto a los resultados obtenidos y plantear un nuevo diseño de perforación y voladura.

La aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura nos ha permitido, reducir las estadísticas de voladuras deficientes reportados durante el mes en curso, también se logró resultados eficientes en cuanto a los avances lineales y el cumplimiento del planeamiento mensual

Para el diseño de perforación y voladura la variable independiente más importante es la característica del macizo rocoso, las variables dependientes más importantes son: diseño de perforación y voladura geometría de la perforación tipo de explosivo a utilizar, reducción de incidencias de las voladuras deficientes.

CAPÍTULO I

1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema

En la actualidad, la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C. viene ejecutando labores de preparación, desarrollo e infraestructura en distintas zonas y vetas de la unidad minera a una cota de 4700 m.s.n.m.

La ejecución de estas labores mecanizadas está contemplada dentro de un planing mensual para su debido cumplimiento por parte de la empresa ejecutora.

El problema es que no se logra cumplir el planing mensual de avances lineales, porque a diario se tiene incidencias de voladuras deficientes, incidencias como frentes con tiros cortados, taladros soplados, frentes soplados, taladros de arranque anillados, taladros de arranque confinados y tacos con longitudes de más de 1.50 mts.

En vista de todos estos problemas que generan pérdidas económicas, generan acumulación de tiempos muertos en el ciclo de trabajo. Por lo cual se propone implementar un nuevo diseño de perforación y voladura con el modelo matemático de Roger Holmberg. Para mejorar la voladura y lograr mejores resultados de tal manera reducir las incidencias de voladuras deficientes y por ende superar las pérdidas económicas.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

- ¿cómo es el diseño de perforación y voladura adecuado para reducir las incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.?
- ¿cuál es la carga explosiva adecuada para la reducción de incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.?

1.2.2. Problema específico

- ¿para reducir las incidencias de voladuras deficientes con el nuevo diseño de perforación y voladura, será necesario conocer las características y propiedades del explosivo a emplear y las del macizo rocoso?
- ¿con la aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura, significará para la empresa mejoras en avances lineales y permitirá minimizar las estadísticas de voladuras deficientes?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general.

- Determinar un diseño adecuado en perforación y voladura, carga explosiva adecuada, según el postulado de Roger Holmberg. Con el fin de reducir las incidencias de voladuras deficientes en la ejecución de labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Diseñar la malla de perforación, distribución y secuenciamiento de iniciación de la voladura adecuada. Según el postulado de Roger Holmberg. Para reducir incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C..

- Determinar la carga explosiva adecuada, según el postulado de Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en las labores de preparación y desarrollo e infraestructura ejecutados por la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA s.a. de la CÍA Minera ARES S.A.C.

1.4. Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación es de mucha importancia para la E.E. IESA S.A., por ser una preocupación constante de toda empresa minera el de realizar trabajos eficientes y con calidad. En nuestro caso es de realizar voladuras eficientes asegurando así el cumplimiento de los planeamientos mensuales programados por parte de la cia. Por lo que se justifica plenamente de su ejecución y su aplicación permitirá minimizar las estadísticas de voladuras deficientes en los frentes de laboreo mecanizado,

Servirá también como un modelo para realizar las operaciones de perforación y voladura y es conveniente para operadores de jumbo, para operarios mina, cargadores de frente, como guía para los estudiantes de la escuela profesional de ingeniería de minas.

1.5. Limitación del estudio

El presente trabajo de investigación se realiza solo en labores mecanizadas:

- | | |
|-------------------------|-----------------------------------|
| ➤ Perforación | : Jumbo electro hidráulico. |
| ➤ Limpieza con scoop | : 3.5, 4.5, 6.2 yd ³ . |
| ➤ Sostenimiento | : Jumbo electro hidráulico. |
| ➤ Tipo de sostenimiento | : Pernos y malla electrosoldada |

Tipo de labores y con secciones de:

- | | |
|-------------------------------------|---------------|
| ➤ Rampas (+) 12% sección | : 4.5 x 4.0.m |
| ➤ Rampas (-) 12% sección | : 4.5 x 4.0.m |
| ➤ By pass (+) 1.5%, sección | : 4.5 x 4.0.m |
| ➤ Ventanas (+) 1.5% sección | : 4.0 x 4.0.m |
| ➤ Cámara de acumulación sección | : 4.0 x 4.0.m |
| ➤ Crucero (horizontal) 1.5% sección | : 3.5 x 3.5.m |

1.6. Viabilidad del estudio

Este estudio es viable ya que la E.E. IESA S.A actualmente busca analizar, monitorear, reducir las incidencias de voladuras deficientes y obtener datos más exactos posibles para realizar actividades de perforación y voladura con eficiencia.

Es viable porque se implementa el área de perforación y voladura el cual cuenta con los recursos necesarios y acceso a la información y reportes diarios de operaciones mina.

Por otra parte, se cuenta con los recursos necesarios como maquinaria (jumbo y scoop), con disponibilidad mecánica de 80%, energía eléctrica, agua para perforación y materiales explosivos de diferentes características y sus respectivos accesorios de voladura.

CAPÍTULO II

2. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Se detalla algunos trabajos desarrollados en lo que se refiere al tema de investigación buscando distintos objetivos pero que está relacionado a nuestro trabajo de investigación.

Ojeda Mestas, (2007) concluye que, “la más importante de las operaciones unitarias en minería es la perforación y voladura, en la cual actualmente se está poniendo mayor énfasis en todas las compañías mineras del país, debido a las fallas en los disparos estos generan grandes pérdidas y condiciones peligrosas”.

Farge Vergaray, (2006) concluye que “es necesario tomar en cuenta las características del macizo rocoso para la toma de decisiones, mostrar de manera iterativa el cálculo de la malla de perforación de una práctica basado en la caracterización del macizo rocoso por Lilly y el modelo matemático de Kuz-Ram para ello es necesario realizar la caracterización del macizo rocoso”.

Un seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del modo de perforación (paralelismo en la perforación de todo el taladro) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de un adecuado secuenciamiento de los retardos (tiempo de retardos en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura, además el control de la distribución de la

carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente. (Aquino Jáuregui, 2009)

Método postulado por Holmberg para diseñar y calcular los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y túnelería. La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades. Para el diseño de perforación y voladura de túneles, holmberg ha dividido el frente en cinco secciones diferentes; cada una de las cuales requiere un cálculo especial. Las voladuras en túneles y galerías se caracterizan por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. (Pernia Llera, Lopez Jimeno, Pla Ortiz de Urbina, & Lopez Jimeno , 2009)

El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros del cuele y contracueles hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m², aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En los cueles en abanico los taladros del cuele y contracueles llegan a cubrir la mayor parte de la sección. La destroza, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de zapatera. (Pernia Llera, et al, 2009)

La recopilación en una base de datos de los recursos utilizados nos ayuda a tener registro real de consumo de recursos para realizar la toma de decisiones al momento de generar un plan de minado y asignar recursos; una vez que se ha obtenido el flujo de caja de un proyecto, se debe de emplear un criterio para decidir si el proyecto es rentable o no, existe algunos criterios para tomar en cuenta si se quiere tener liquidez en el proceso de operación, tiempo de recuperación de la inversión y razón costo beneficio, la administración de recursos se puede entender como un desarrollo racional, mediante el cual los recursos humanos, físicos y financieros son orientados hacia la materialización de un objetivo previamente definido. Dicho de otro modo, es investigar para generar opciones, elegir una de ellas y preparar tareas pertinentes para aquello que se busca

realizar. Este desarrollo se traduce en un proceso constituido por un conjunto de tareas tales como la planificación, organizar, dirigir y controlar; y todas estas encausadas a un óptimo rendimiento conforme a una filosofía ligada a la satisfacción de los diferentes actores comprometidos, los cuales están ligados operativamente; teniendo en cuenta todo el proceso operativo, es importante desglosar las operaciones unitarias estableciendo costos unitarios para que se nos sea más fácil obtener datos de los recursos utilizados en el proceso y retorno de inversión el tiempo que dure la operación sea cual sea el proceso o la actividad. (Vega Delgado, 2010)

La elaboración de precios unitarios en minería es una herramienta la cual dinamiza nuestro trabajo, dando un valor y clasificando los costos involucrados para poder analizarlos, interpretarlos y optimizarlos. La hoja de cálculo es muy importante nos permite tener una serie de datos que van asociados a la operación, la perforación y voladura; dan inicio al proceso de minado o arranque de material al menor costo posible. La variabilidad del lugar donde se perfora afecta directamente a los costos de operación no es lo mismo perforar en una roca competente que una roca incompetente o realizar limpieza de material bien granulado y bolones de roca los cuales hacen que los equipos se esfuercen y consuman más combustible y desgasten piezas de maquinarias prematuramente. (Ordoñez Reátegui, 2011)

Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, son el seguimiento y control operativo y la capacitación y creación de conciencia. El seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del modo de perforación (paralelismo en la perforación, perforación de todo el taladro) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y burden establecidos en la malla de perforación), control y verificación de un adecuada secuencia miento de los retardos (tiempos de retardo en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura. Además, el control de la distribución de la carga explosiva eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente. (Aquino Jáuregui, 2009)

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Perforación y voladura

la perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, esta técnica es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras, la técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar. De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras. (Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013)

2.2.2. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea

El diseño de mallas de perforación es un conjunto de taladros que se perforan en un frente y que su diseño debe tener una geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada. El diseño se realiza con el objetivo de:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos
- Obtener un buen avance
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme
- Determinar el orden y salida de los taladros

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro, las operaciones de voladura subterránea difieren de las voladuras en minería superficial, ya que carecen de la cara adicional de alivio que es normal en muchas de las operaciones de superficie. En operaciones subterráneas, tenemos sólo una cara en la cual debemos perforar y ser capaces de crear alivio perpendicular a esa cara utilizando los primeros taladros que detonan. Si no se crea el alivio apropiado cuando detonan los primeros taladros, el resto de la voladura provocará muy poca fragmentación y se soplará. (EXSA, 2009)

Cuando se disparan los taladros juntos, se dice que el disparo es simultáneo, pero si se disparan sucesivamente, de acuerdo a un orden previamente establecido el disparo será rotativo. El objeto del disparo rotativo es la formación y ampliación de las caras libres, razón por la cual se usa este sistema en los trabajos de minería de subterránea ya que los frentes presentan solo una o dos caras libres. (EXSA, 2009)

2.2.3. La perforación de rocas

Uribari Urbina, (2008) indica que la perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es abrir en la roca o mineral huecos cilíndricos llamados taladros, taladros, hoyos o blast holes. Que están destinados a alojar o colocar explosivo y sus accesorios en su interior.

Daza Correa, (2011) La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción trituran la roca.

2.2.4. Principio de perforación.

EXSA, (2009) se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del taladro utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

2.2.5. Métodos de perforación

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm³. (Bernaola Alonso, et al, 2013)

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo

para que el que fue diseñada. (Bernaola Alonso, et al, 2013)

Perforación por percusión.

(Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, 2013) esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma, los sistemas que se utilizan actualmente son rotopercusivos, en los que además de la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz; en estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación. El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente golpea sobre el utillaje de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) o por aceite hidráulico (perforación hidráulica). (Bernaola Alonso, et al, 2013)-

Dependiendo del equipo de perforación utilizado se obtienen mejores transmisiones de energía. En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración. (Artigas & Maria, 2011)

Potencia de percusión

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia, es conveniente describir y analizar los aspectos que definen ésta potencia,

Perforación neumática

El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar.

Existen dos alternativas:

- Que la percusión se produzca fuera del taladro y se transmita a la broca a través

de la sarta de varillaje (martillo en cabeza).

- Que el martillo se sitúe en el fondo del taladro, golpeando así el pistón directamente sobre la broca (martillo de fondo).

Perforadoras con martillo en cabeza

Son perforadoras cuyo martillo está diseñado para trabajar mediante aire a 7 - 8 bar de presión máxima. Como consecuencia, y al objeto de disponer de una energía de impacto suficiente, el área de trabajo del pistón ha de ser grande (ténganse en cuenta que la energía de impacto viene dada por el producto de tres factores: presión efectiva, área y carrera del pistón). El perfil longitudinal del pistón tiene por tanto forma de T.

Perforadoras con martillo en fondo

Son perforadoras en las que, a diferencia de los martillos en cabeza, el elemento que proporciona la percusión o martillo va situado en el interior del taladro e incorpora únicamente el mecanismo de percusión (los elementos que proporcionan la rotación y el empuje son del todo independientes y están situados en superficie). El chasis y los restantes elementos son similares a los mencionados para las perforadoras de martillo en cabeza, e incluyen también el compresor y la cabina para el operador.

Perforación de recubrimientos. Sistema odex

A la hora de atravesar materiales de recubrimiento alterados suele ser frecuente que sea necesario revestir el sondeo y es usual emplear técnicas de perforación y entubado simultáneo (odex-overburden drilling with eccentric drilling).

Perforación hidráulica

Las perforadoras de martillo en cabeza hidráulico (no existen en la actualidad martillos en fondo hidráulicos), funcionan con aceite hidráulico a 100-250 bar de presión. Esta presión, que es de 15 a 35 veces superior a la del aire que alimenta los martillos neumáticos, permite en los martillos hidráulicos que el área de trabajo del pistón sea muy pequeña y prácticamente reducida a un insignificante resalte del mismo, por lo que adquiere un perfil longitudinal casi rectangular y muy estilizado

Sistemas de perforación a rotación

Bajo esta denominación se agrupan todas aquellas formas de perforación en las que la

fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un empuje sobre el útil de perforación que supere la resistencia a la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa.

Perforación por corte

Incluye todas las formas de perforación rotativa mediante útiles, cuya estructura de corte está formada por elementos de carburo de tungsteno convenientemente dispuestos en la herramienta de perforación y en la cual ocupan unas posiciones fijas este útil, dependiendo de su forma y tipo de aplicación, recibe distintas denominaciones (trialeta, broca de tenedor, broca progresiva, etc.).

La fragmentación de la roca en este tipo de perforación parece originarse principalmente como consecuencia de los esfuerzos de cizalladura generados. Consecuentemente, la velocidad de perforación varía de forma proporcional a la velocidad de giro. También es proporcional a la fuerza de empuje, pero siempre y cuando ésta no supere un cierto valor límite que haga a la broca hundirse tanto dentro de la formación que quede virtualmente atascada

En cualquier caso, cabe mencionar aquí que las velocidades de perforación obtenidas con este sistema, en las contadas aplicaciones en que es viable, son muy superiores a las que se obtendrían con un sistema a percusión. La razón hay que buscarla en el hecho de que este tipo de perforación rotativa es un proceso de corte de la roca casi continuo, mientras que, en la perforación percusiva, la fragmentación de la roca ocupa en tiempo escasamente el 15% del ciclo del martillo.

La principal limitación de este tipo de perforación radica en el fuerte incremento que experimentan tanto el par de giro como el desgaste del útil a medida que aumenta el diámetro de perforación o la dureza de la roca. Este sistema sirve por tanto para rocas blandas que puedan perforarse con empujes inferiores a las 2500 libras/pulgada de diámetro y cuyo contenido en sílice no supere el 8%. La velocidad de rotación estará limitada por el desgaste del útil de perforación que, a su vez, depende de la naturaleza de la roca y de la velocidad periférica. Así pues, velocidad de rotación y diámetro de taladro habrán de adecuarse entre sí para que, salvo en casos de rocas extremadamente blandas y nada abrasivas, la velocidad periférica del útil de corte no sea superior a 1 m/s.

- Las ventajas principales, que presentan la perforación rotopercutiva son:
- Es aplicable a todos los tipos de rocas, desde blandas a duras.
- La gama de diámetros de perforación es amplia.
- Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a diferentes trabajos.
- Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.
- El mantenimiento es fácil y rápido.
- El precio de adquisición no es elevado.

En virtud de esas ventajas y características, los tipos de obras donde se utilizan son:

- En obras públicas subterráneas; túneles, cavernas de centrales hidráulicas, depósitos de residuos, etc., y de superficie; carreteras, autopistas, excavaciones industriales, etc.
- En minas subterráneas y en explotaciones a cielo abierto de tamaño medio y pequeño.

2.2.6. Acciones básicas en la perforación

Las acciones básicas de la perforación se pueden observar en la Figura: 2.1

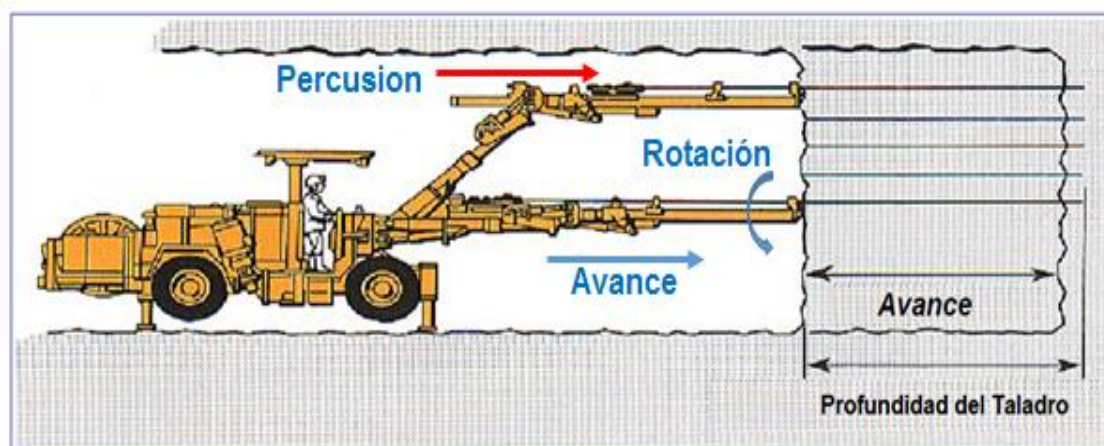


Figura: 2.1. Acciones básicas en la perforación rotopercutiva

Fuente: Manual de P & V, Lopez Jimeno Carlos Ramon, 2005

Percusión: los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan unas ondas de choque que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo en fondo), cuando la onda de choque alcanza la broca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje. La eficiencia de esta

transmisión es difícil de evaluar pues depende de muchos factores tales como: el tipo de roca, características del varillaje.

Rotación: Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones en el fondo del taladro.

En cada tipo de roca existe una velocidad óptima de rotación para lo cual se producen los detritus de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre del taladro que se crea en cada impacto

Empuje: Es la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo debe transmitirse a la roca. Por lo que es necesario que la broca se encuentre en contacto permanente con el fondo del taladro. Esto se consigue con la fuerza de empuje suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación

2.2.7. Accesorios de perforación.

Barras

Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. Y sus acoplamientos de rosca corrida, como roscado, cono de embone liso, etc.

Por último, está el grupo de las barras integrales con culata que a su vez se subdividen según la forma de la broca y forma de los insertos, siendo casi como barras integrales están ordenadas en series, donde el diámetro del inserto disminuye conforme aumenta la longitud de las mismas. Los principales tipos son:

- Brocas tipo cincel. Son las más usadas y se caracterizan por su fácil afilado y bajo costo.
- Brocas inserto múltiples. Se usan en la perforación mecanizada de rocas blandas y fisuradas.
- Brocas tipo botones. Se emplean en rocas poco abrasivas de fácil penetración.

Brocas.

Las brocas que se emplean en la perforación rotopercutiva son de dos tipos:

- Brocas de pastillas o plaquitas.

- Brocas de botones.
- Brocas escareadoras (rimadoras)

Algunas características de diseño comunes a ambos tipos de broca son las siguientes:

- Las varillas se atornillan hasta el fondo de la rosca de la broca con el fin de que la transmisión de la energía de impacto sea lo más directo posible sobre la roca.
- Las brocas disponen de una serie de orificios centrales y laterales por lo que se inyecta el fluido de barrido para remover el detrito y poseen unas hendiduras por las que pasan y ascienden las partículas de roca producida.
- Las brocas se diseñan con una pequeña conicidad, siendo la parte más ancha a la que está en contacto con la roca, con el fin de contrarrestar el desgaste que sufre este accesorio y evitar un ajuste excesivo con las paredes del taladro (Lopez Jimeno, 2001).

2.2.8. Condiciones de perforación.

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. Lamentablemente la supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas minas, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo (taladros desviados, mal espaciado, longitud irregular, etc.) Que determinan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Normalmente la calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad.

El diámetro depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general el de menor diámetro factible será el más adecuado y económico de realizar.

La longitud influye mucho en la selección de la capacidad del equipo perforador y naturalmente en el avance del disparo (profundidad del taladro).

La rectitud varía con el tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. Deben tener la mayor rectitud y alineamiento para que el explosivo sea apropiadamente distribuido en la mayoría de los arranques de perforación el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda

la voladura.

Aquino Jáuregui, (2009) indica que, en la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas de revestimiento mediante arcillas especiales como la bentonita.

2.2.9. Errores y defectos en la perforación.

La perforación se realiza con jumbo electro hidráulico, el operador de este debe ser un personal altamente capacitado y experimentado ya que de él dependerá la eficiencia de la perforación y la eficiencia de la voladura. La eficiencia de voladura debe alcanzar al 95% de la longitud perforada.

Hueco de alivio de diámetro muy pequeño:

los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo, ver Figura: 2.2.

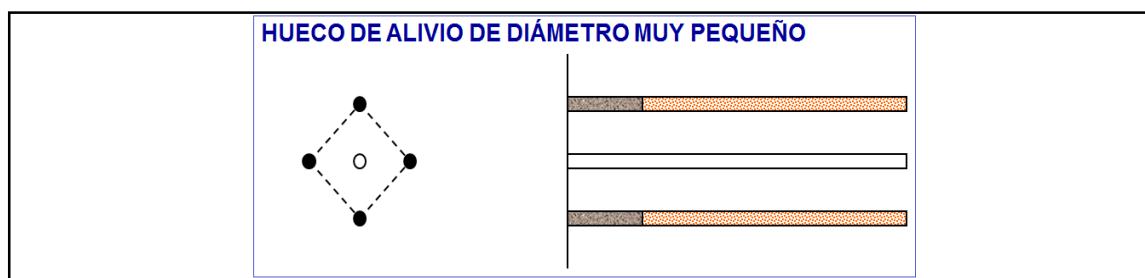


Figura: 2.2. Hueco o taladro de alivio muy pequeño.

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA 2005

Desviación en el paralelismo:

en este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance, en otros casos la desviación de taladros se manifiesta en la conexión de taladros de uno al otro lo que afecta directamente a la eficiencia de la voladura. Que también es similar a la intersección de taladros pero en este caso de intersección puede ser tanto para arriba o para abajo con respecto a la horizontal. ver Figura: 2.3 y 2.6.

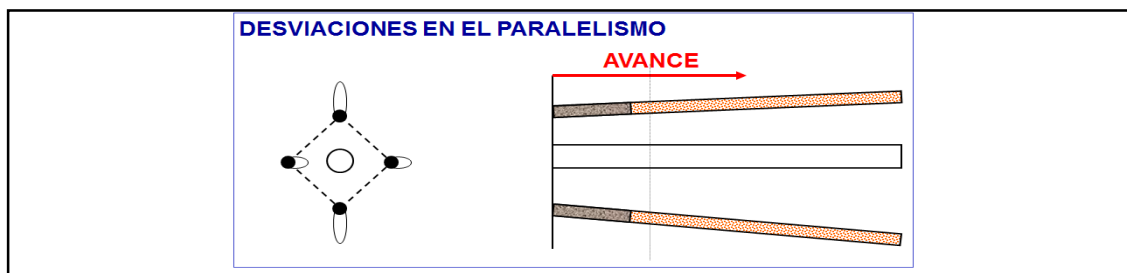


Figura: 2.3. Desviación en el paralelismo

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2005

Espaciamientos irregulares entre taladros:

propician fragmentación gruesa, ver Figura: 2.4.

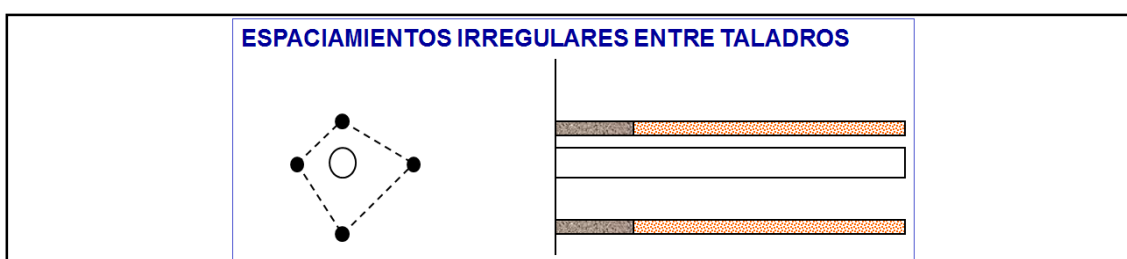


Figura: 2.4. Espaciamiento irregular entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

Irregular longitud de los taladros:

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) nueva cara muy irregular, ver Figura: 2.5.

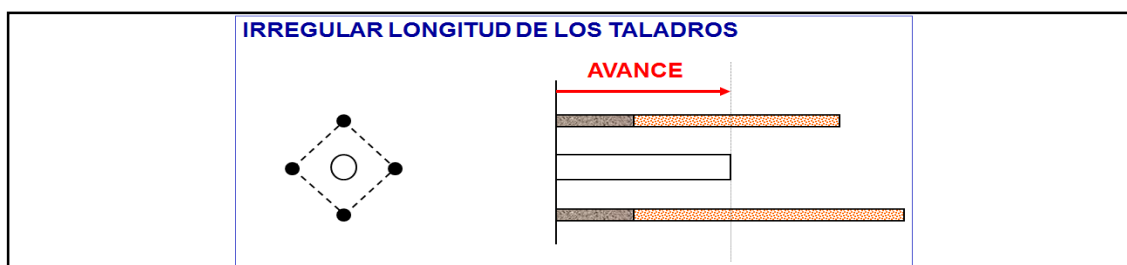


Figura: 2.5. Irregular longitud entre taladros

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

Intersección entre taladros:

Este tipo de errores se manifiesta durante la perforación ver Figura: 2.6

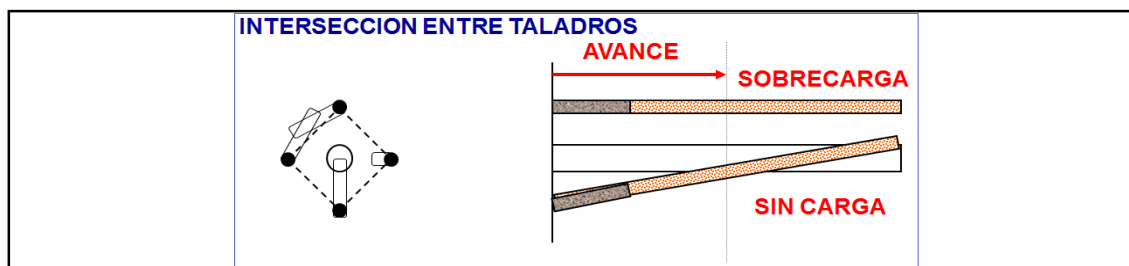


Figura: 2.6. Intersección de taladros

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

Sobre carga (excesiva densidad de carga):

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; ver Figura 2.7.

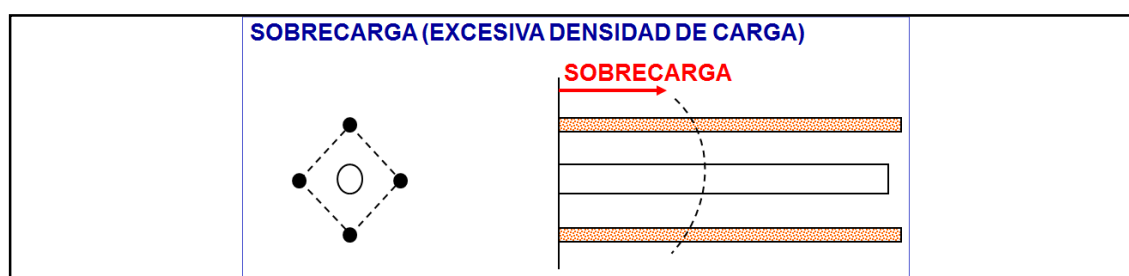


Figura: 2.7. Sobrecarga (excesiva densidad de carga)

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

2.2.10. Diseño de arranques en minería subterránea

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la abertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca en dirección hacia dicha cavidad.

Al formarse la cavidad el frente cerrado del túnel se transforma en un “banco anular”, donde los factores de cálculo para el destroce serán semejantes a los empleados en un banco de superficie, pero como ya se mencionó, exigiendo cargas considerablemente mayores para desplazar el material triturado, ver Figura: 2.8.

Los diseños de corte o arranque ver en las Figuras: 2.9, 2.10, 2.11, 2.12.

EXSA S., (2009) la profundidad del corte deberá ser igual a la estimada para el avance del disparo, cuando menos. La ubicación influye en la facilidad de proyección del material roto, en el consumo de explosivo y el número de taladros necesarios para el disparo. Por

lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d), ver Figura: 2.9.

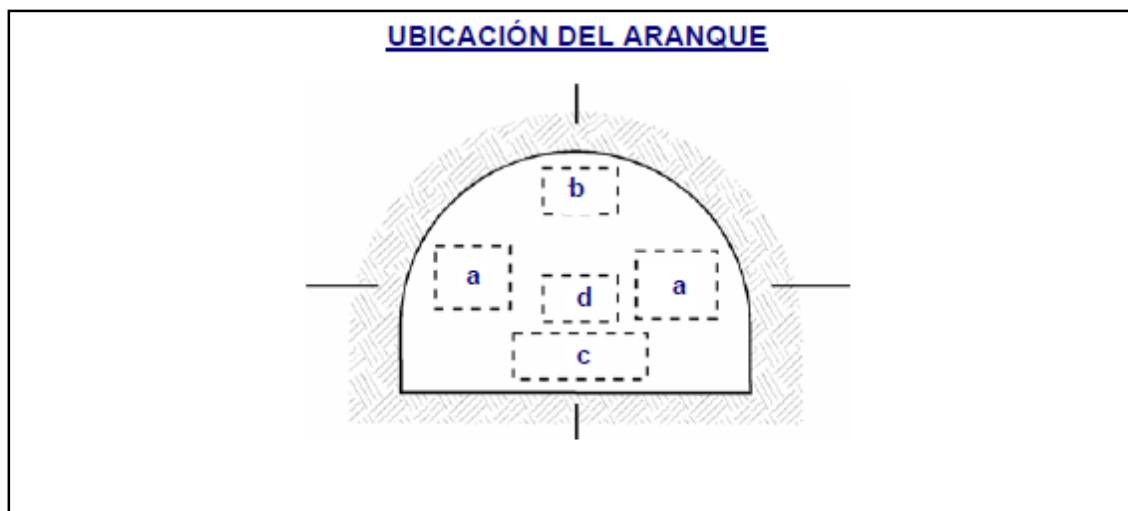


Figura: 2.8. Ubicación del arranque

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

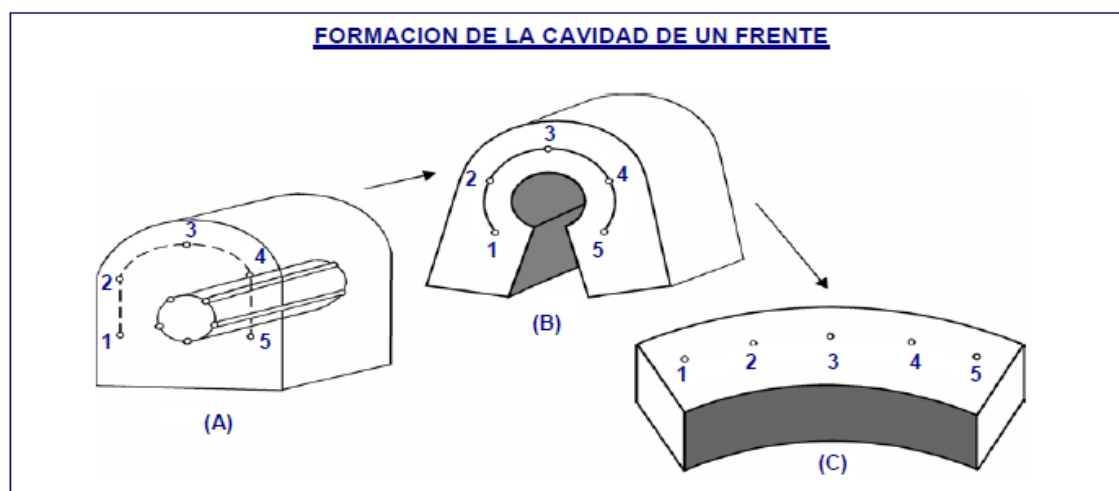


Figura: 2.9. Formación de la cavidad de un frente

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Los métodos de corte corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y cortes con taladros en paralelo.

La ubicación del corte o arranque dependerá de las condiciones del macizo rocoso, en lo posible se trata de ubicar los cortes en la parte central de la sección del frente; esto con la finalidad de distribuir mejor los taladros de acuerdo al diseño y cálculos de espaciamiento y burden en los cuadrantes.

Corte en pirámide (center cut).

Comprende a cuatro o más taladros dirigidos en forma de un haz convergente hacia un punto común imaginariamente ubicado en el centro y fondo de la labor a excavar de modo que su disparo instantáneo creara una cavidad piramidal.

Este método requiere de una alta concentración de carga en el fondo de los taladros se le prefiere para piques y chimeneas. Según la dimensión del frente puede tener una o dos pirámides superpuestas. Con este corte se pueden lograr avances de 80% del ancho de la galería; su inconveniente es la gran proyección de escombros a considerable distancia del frente, ver Figura: 2.10

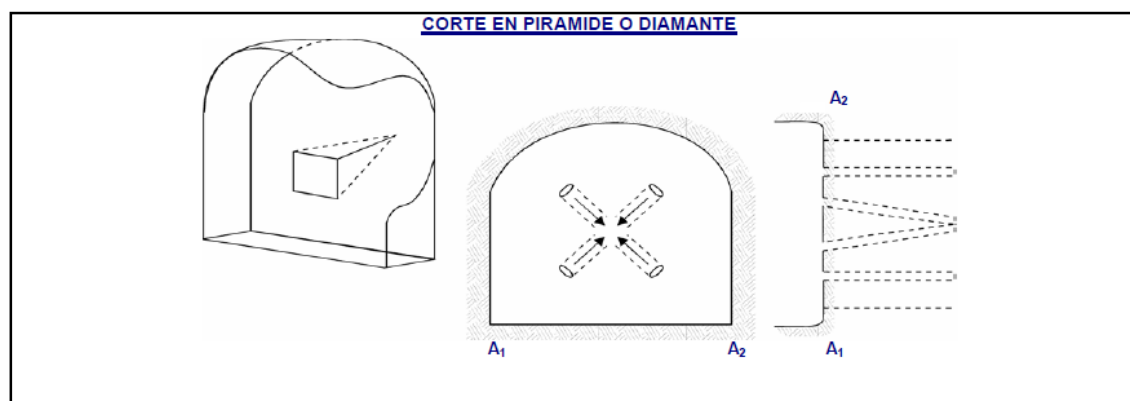


Figura: 2.10. Corte en pirámide o diamante

Fuente: manual de voladura EXSA, 2001

Corte en cuña o en "v" (wedge cut).

Comprende a cuatro, seis o más taladros convergentes por pares en varios planos o niveles (no hacia un solo punto), de modo que la cavidad abierta tenga la forma de una cuña o “trozo de pastel”. Es de ejecución más fácil, aunque de corto avance especialmente en túneles estrechos, por la dificultad de perforación. La disposición de la cuña puede ser en sentido vertical horizontal. El ángulo adecuado para la orientación de los taladros es de 60° a 70°. Es más efectivo en rocas suaves a intermedia, ver Figura: 2.11.

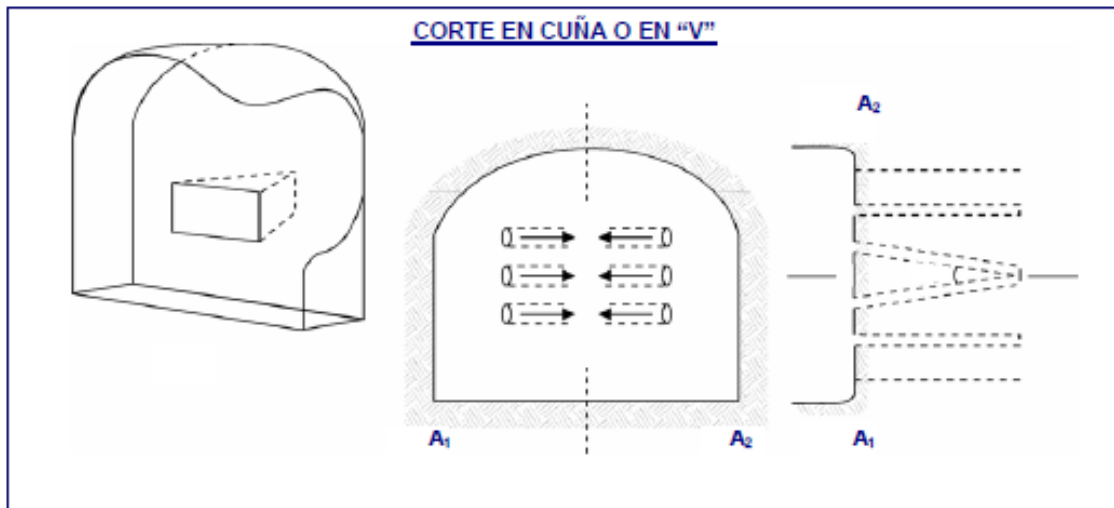


Figura: 2.11. Corte en cuña o en V

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Corte en cuña de arrastre (drag o draw cut).

Es prácticamente un corte en cuña efectuado a nivel del piso de la galería de modo que el resto del destroce de la misma sea por desplome. Se emplea poco en túneles más en galerías en mantos de roca suave, ver Figura: 2.12.

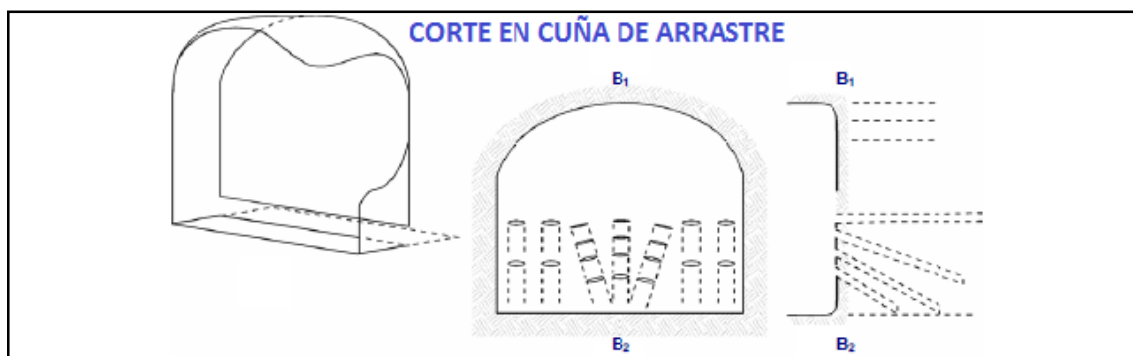


Figura: 2.12. Corte en cuña de arrastre

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

Corte en abanicos (fan cut).

Es similar al de arrastre, pero con el corte a partir de uno de los lados del túnel disponiéndose los taladros en forma de un abanico (divergente en el fondo).

También se le denomina “corte de destroce” porque se basa en la rotura de toda la cara libre o frente de ataque del túnel. Poco utilizado, requiere cierta anchura para conseguir el avance aceptable.

Corte combinado de cuña y abanico.

Usualmente recomendado para roca tenaz y dura hasta elástica. Útil y muy confiable, aunque es difícil de perforar.

Corte quemado (burn cut).

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o Figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonen.

El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad van con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes usualmente triángulo, cuadrados y rombos, esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan secuencias de salida en espiral o caracol.

Como los taladros son paralelos y cercanos, las concentraciones de carga son elevadas, por lo que usualmente la roca fragmentada se sinteriza en la parte profunda de la excavación (corte), no dándose así las condiciones óptimas para la salida del arranque, como por lo contrario ocurre con los cortes cilíndricos.

Los avances son reducidos y no van más allá de 2,5 m por disparo, por lo que los cortes cilíndricos son preferentemente aplicados, ver Figura: 2.13.

El corte en paralelo se aplica en el presente trabajo de investigación, empleando 05 taladros de alivio y 04 taladros cargados con retardos de 150 ms, en dos etapas lo primordial para lograr buenos resultados con este tipo de corte es lograr el paralelismo en los taladros perforados. Iniciando desde el primer taladro perforado que se inicia en la zona del arranque y terminando en los perímetros, el paralelismo debe mantenerse con respecto al primer taladro perforado y mover el guiador a medida que se va avanzando la perforación teniendo tres guiadores como mínimo solo así se controlara el paralelismo.

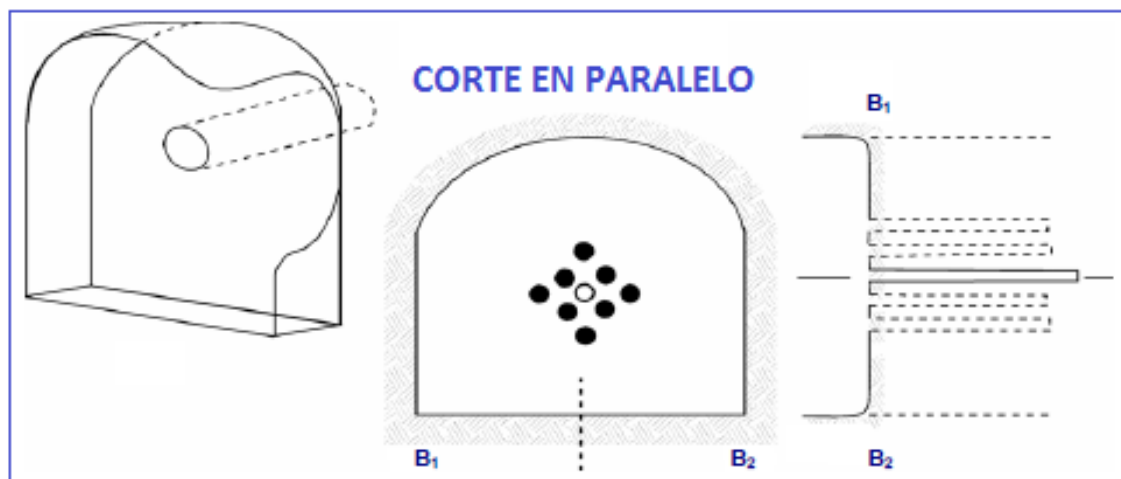


Figura: 2.13. Corte quemado

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001.

2.2.11. Distribución y denominación de taladros.

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue, ver Figura: 2.14.

Taladros de arranque.

La función del arranque es formar la primera cavidad en el frente cerrado de una galería, creando así una segunda cara libre para la salida de los demás taladros, transformándose en un banco anular.

El arranque requiere en promedio 1,3 a 1,5 veces más de carga por taladro para desplazar el material triturado, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

Taladros de ayuda.

Son los taladros que rodean a los de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial de acuerdo a las dimensiones del frente varían en número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segunda y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

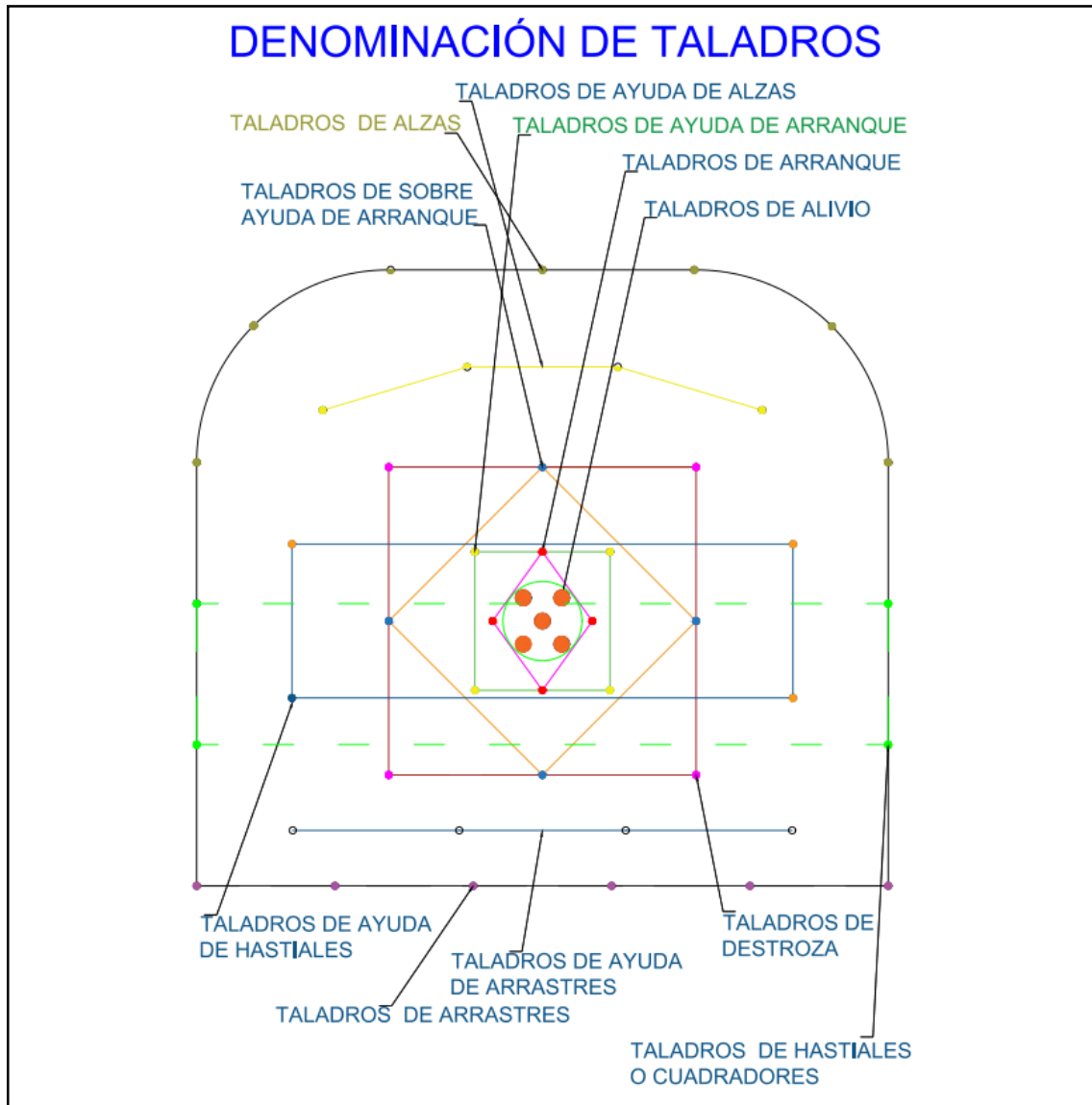


Figura: 2.14. Denominación de los taladros

Fuente: Autor de tesis

Taladros cuadradores.

Son taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

Taladros de alza o techos.

Son los que dan forma al techo o bóveda del túnel. También se les denomina taladros de la corona en voladura de recorte o smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la tanda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

Taladros de arrastre o piso.

Son los que corresponden al piso del túnel o galería se disparan al final de toda la tanda.

La denominación y ubicación de los taladros se detalla en la Figura 2.14 en donde se puede ver que los taladros se agrupan en grupos de 4 taladros de acuerdo al diseño para una sección de 4.5 x 4.0 m

2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes:

- Cara libre o alivio (relief).
- Trazo de perforación y alineamiento de los taladros (alignment).
- Carga explosiva (charge).
- Secuencia de salidas (timming).

EXSA, (2009) en los túneles, la roca está más confinada y una segunda cara libre debe ser creada paralela al eje de los taladros, la segunda cara libre se produce por un corte en el frente del túnel que puede ser ya sea taladros de alivio perforado paralelamente al corte que se aplicara de acuerdo a las características del

Macizo rocoso (estudio geomecánico de la roca), en general, las voladuras de túneles son de alguna manera sobrecargadas para producir una fragmentación más fina ya que los efectos desastrosos del sobrecargado de los taladros son disminuidos por el confinamiento dado en el túnel.

EXSA, (2009) como resultado del confinamiento adicional y la falta de caras libres desarrolladas, el tiempo entre retardos debe ser mayor que los de las voladuras de superficie para permitir el movimiento de la roca y la formación de la cara libre adicional antes de que disparen los taladros subsecuentes.

EXSA, (2009) en las voladuras de túneles, se utilizan generalmente periodos de retardo largos. Si se utilizan retardos de milisegundos, se omiten periodos de retardo para permitir de 75 a 150 milisegundos (como mínimo) entre disparos de taladros. Este incremento en el tiempo de retardo es esencial para permitir que las voladuras de túneles funcionen apropiadamente.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son

controlables y otros no son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende:

Propiedades físicas.

Dureza: Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.

Tenacidad: Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

Densidad: Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1,0 a 4,5 g/cm³ en promedio. Rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse. Densidad es igual al peso/volumen (g/cm³).

Textura: Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.

Porosidad: Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.

Variabilidad: Las rocas no son homogéneas en su composición y textura, tiene un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.

Grado de alteración: Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas

Frecuencia sísmica: Velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

Resistencia mecánica: Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.

Fricción interna: Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

Módulo de yung: Resistencia elástica a la deformación.

Radio de poisson: Radio de concentración transversal o extensión longitudinal de

material bajo tensión.

Impedancia: Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con altas frecuencias sísmicas requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

2.2.13. Condiciones geológicas.

Estructura: Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen y formación (macizo, estratos, etc.).

Grado de fisuramiento: Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la abertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.

Presencia de agua: Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

2.2.14. Condiciones de carga.

Diámetro de la carga (diámetro del taladro): Influye directamente sobre el rendimiento del explosivo y la amplitud de la malla de perforación. Todo explosivo tiene un diámetro crítico; por debajo de ese diámetro no detonan.

Geometría de la carga: Relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde es iniciada. Se refleja en el proceso de rompimiento y en la formación de zonas de fracturación en las cargas cilíndricas de los taladros de voladura.

Grado de acoplamiento: Radio del diámetro de carga al diámetro del taladro, el acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite la transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento. Se dice que un taladro está acoplado cuando el diámetro del explosivo se acerca al diámetro del taladro. El desacoplamiento es recomendable solo para la voladura controlada o amortiguada, donde forma un colchón de aire que amortigua el impacto, con lo que disminuye la fragmentación. Se dice que un taladro está desacoplado cuando el diámetro del explosivo es mucho menor al diámetro del taladro.

Grado de confinamiento: Depende del acoplamiento, del taqueo o acabado, del uso de taco inerte para sellar el taladro y de la geometría de la carga (burden y la distancia entre

los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinara un pobre resultado de voladura. Por otro lado, un alto grado de confinamiento (por excesivo atacado del explosivo) puede incrementar tanto su densidad que lo puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación y fallar.

Distribución de carga en el taladro: La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primer explosivo denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).

Intervalos de iniciación de las cargas: los taladros deben ser disparados manteniendo una secuencia ordenada y correcta, para crear las caras libres necesarias para la salida de cada taladro, lo que se lograra con métodos de encendido convencional escalonados.

2.2.15. Evaluaciones de la voladura.

Una voladura se evalúa por los resultados obtenidos. Para calificarla se consideran los siguientes aspectos:

- Volumen de material movido.
- Avance del disparo.
- Pisos.
- Perímetro de la sección
- Fragmentación del material roto.
- Forma de acumulación del material roto.
- Costo total del disparo, de acuerdo a los siguientes criterios:

Volumen de material roto

El volumen o tonelaje del material movido deberá ser igual o cercano al volumen teórico calculado previamente considerado el esponjamiento del material roto.

Avance del disparo

En la voladura de túneles y galerías el avance máximo es equivalente a la amplitud del túnel, por tanto, el avance deberá ser al menos igual a la profundidad de los taladros. La periferia, en los túneles deberá ser igual a la longitud proyectada teóricamente; si resulta menor, requerirá ensanche adicional (desquinche). Por otro lado, si sobre pasa el limite especificado resultara problemas de costo, y en ciertos problemas de estabilidad y gastos

de sostenimiento.

Pisos

En galerías y túneles es indispensable mantener el nivel del piso para el drenaje de agua, para el acarreo y tránsito de los equipos mineros y para el tendido de líneas de riel en la minería convencional o transporte con locomotora.

Fragmentación del material roto

El grado de fragmentación del material disparado o el tamaño promedio requerido de los fragmentos depende del trabajo en que se van emplear, pero por lo general la fragmentación demasiado gruesa o demasiado menuda son inconvenientes. Debe observarse el porcentaje de pedrones grandes que tendrán que ser reducidos posteriormente. La fragmentación tiene relación directa con la facilidad de acarreo con scooptrams, pala neumática, con sus costos.

Perímetro de la sección

La voladura en túneles y labores subterráneos, debilita y agrieta a la roca remanente en toda la periferia, afectándola a profundidad, con el riesgo de colapso del techo o paredes. Aparte de condiciones geológicas de incompetencia, debilidad estructural y alto grado de fracturamiento, tienen responsabilidad en este problema el exceso de carga explosiva y/o la carga operante y el encendido instantáneo o con tiempos muy cortos entre taladros, debido al fuerte golpe que producen.

Forma de acumulación del material roto

El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo. La forma de acumulación se proyecta de acuerdo al tipo de equipo que se va a emplear en la limpieza del disparo en nuestro caso (LHD).

La forma aproximada de los montículos de detritus se consigue con el trazo de perforación y con el diagrama del tendido de iniciación, distribución de los retardos y de la disposición de las caras libres. Así, una distribución con D.N.E. en grupos de 4 taladros y con secuencias de salida de acuerdo a su retardo se conseguirá un apilamiento centrado en la sección del frente disparado.

La falta de desplazamiento cuando un disparo rompe material, pero no se mueve de su

sitio, se dice que el tiro se ha congelado. Esto se traduce en una mala fragmentación al interior de frente, en dificultad para la remoción del material roto y en riesgo de encontrar material explosivo no detonado. Esto ocurre generalmente cuando los retardos no funcionan o no han sido distribuidos adecuadamente y que los taladros de arranque se han anillado. Es decir que al interior del frente el material está fragmentado pero la cara del frente está intacto.

La proyección de fragmentos a distancia, además de incrementar el riesgo de proyección de fragmentos volantes, tiene el inconveniente en minas de diluir el material de valor económico al mezclarlo con desmonte, cuando se desparrama lejos de la cara de voladura (proyección de material roto). Generalmente indica excesiva carga explosiva hacia el cuello del taladro, o falta de taco inerte, uso de fanel inadecuado timing inadecuado.

Costo de la voladura.

Para determinar el costo total de una voladura, además del costo de perforación (barras, lubricantes, combustible, energía eléctrica, depreciación del JEH, LHD, etc.) Costo de explosivos, accesorios (valorizados en soles o US\$/TM, US\$/m, US\$/hora) se debe tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura. (EXSA, 2001).

2.2.16. Explosivos empleados para la voladura

Explosivos

Son sustancias químicas que, ante ciertos impulsos externos, da origen a una rápida reacción produciendo gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan una onda de compresión que atraviesa el medio circundante fragmentándolo a este proceso se denomina detonación

Características generales de los explosivos.

Las características básicas de un explosivo y que nos van a ayudar a elegir el explosivo más idóneo para un fin determinado son las siguientes:

Estabilidad química.

Es la aptitud que el explosivo posee para mantenerse químicamente inalterado durante un cierto periodo de tiempo.

Esta estabilidad con la que el explosivo parte de fábrica se mantendrá sin alteraciones mientras las condiciones de almacenamiento sean adecuadas. Esto permitiría al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura.

Las pérdidas de estabilidad en los explosivos se producen bien por un almacenamiento excesivamente prolongado o bien porque las condiciones del lugar no sean las adecuadas.

Si los explosivos son pulverulentos con nitrato amónico se estropearán perdiendo dinero, pero no tendremos accidentes.

Los explosivos con nitroglicerina si pierden su estabilidad química puede significar que la nitroglicerina se ha descompuesto. El cartucho suda o se observan manchas verdes en la envoltura. En este caso el peligro es inminente y es imprescindible la destrucción de este explosivo.

Sensibilidad.

Se define la sensibilidad de un explosivo como la mayor o menor facilidad que tiene un explosivo para ser detonado. Se dice por lo tanto que un explosivo es muy sensible cuando detona sin dificultades al detonador y a la onda explosiva que se produzca en sus cercanías. Un explosivo insensible es todo lo contrario.

Los explosivos sensibles aseguran pocos fallos en los taladros. Los insensibles por lo contrario provocarán más taladros fallidos. En este sentido son mejores los explosivos sensibles. Ahora bien, están más cercanos a producirse una explosión fortuita que los explosivos insensibles en los que la probabilidad de accidente es prácticamente nula. En este sentido los insensibles son más seguros que los sensibles.

Sensibilidad al detonador.

Todos los explosivos industriales precisan para su iniciación como norma general de la detonación de otro explosivo de mayor potencia. Este explosivo puede ir colocado dentro de un detonador, de un cordón detonante o de un multiplicador, según el procedimiento que sigamos para la iniciación de la explosión. Si algún explosivo no fuera sensible al

detonador, entonces los multiplicadores salvarían esta pega, aunque el 99% de los explosivos que actualmente se fabrican son sensibles al detonador.

Sensibilidad a la onda explosiva.

Se basa en determinar la máxima distancia a que un cartucho cebado transmite la detonación a otro cartucho receptor. Colocamos cartuchos en línea y ambos a continuación del otro, separados una determinada distancia d . Pero lo que sucede en realidad es que al cargar los taladros entre cartucho y cartucho puede haber materias inertes que siempre dificultan la propagación y a veces llegan a anularla.

Sensibilidad al choque.

Los diferentes tipos de explosivos industriales pueden ser o no sensibles al choque, lo cual no quiere decir otra cosa que en algunos explosivos se puede producir su iniciación por un fuerte impacto. La forma de determinar la sensibilidad al choque se hace mediante una maza que se coloca a una determinada altura con una masa definida, se mide la altura hasta que el explosivo explota.

Sensibilidad al roce.

Al igual que con la sensibilidad al choque existen algunos explosivos que son sensibles al rozamiento. Es por esto que existe un ensayo normalizado que nos indica si un explosivo es sensible o no al rozamiento y en caso de serlo en qué grado lo es. Este ensayo se realiza con una máquina provista de un objeto cuyo coeficiente de rozamiento conocemos. La sensibilidad se conoce pasándolo por la longitud de todo el explosivo cada vez con mayor intensidad hasta que el explosivo explote.

Velocidad de detonación.

La velocidad de detonación es la característica más importante del explosivo. Cuanto más grande sea la velocidad de detonación del explosivo, tanto mayor es su potencia.

Se entiende por detonación de un explosivo a la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. Esta transformación se hace a elevadísimas temperaturas con un gran desprendimiento de gases, casi 10.000 veces su volumen.

Para algunos trabajos interesan explosivos lentos, de poca potencia. (en canteras de roca ornamental). Si queremos grandes producciones (sobre todo estéril), usaremos explosivos

de baja velocidad de detonación, de poca potencia.

Potencia explosiva.

La potencia puede definirse como la capacidad de un explosivo para fragmentar y proyectar la roca.

Depende por un lado de la composición del explosivo, pese a que siempre es posible mejorar la potencia con una adecuada técnica de voladura.

Para la medida de la potencia de un explosivo existen en el laboratorio diferentes técnicas de las cuales es la más empleada la del péndulo balístico. Por este procedimiento se mide la potencia de un explosivo en porcentaje en relación con la goma pura, a la que se le asigna por convenio la potencia del 100 %.

Densidad de encartuchado.

La densidad de encartuchado es también una característica importante de los explosivos, que depende en gran parte de la granulometría de los componentes sólidos, y tipo de materias primas empleadas en su fabricación. El usuario en este caso nada tiene que hacer.

Es fundamental que el fondo de los taladros esté completamente lleno de explosivos, si estos tuvieran densidad menor a 1 y los taladros tuvieran agua física, los cartuchos flotarían siendo imposible la carga del taladro. Utilizar en este caso explosivos de densidad inferior a 1 sería un gravísimo error.

Resistencia al agua.

Se pueden diferenciar tres conceptos:

1. Resistencia al contacto con el agua.
2. Resistencia a la humedad.
3. Resistencia al agua bajo presión de la misma.

Se entiende por resistencia al agua o resistencia al contacto con el agua a aquella característica por la cual un explosivo sin necesidad de envuelta especial mantiene sus propiedades de uso inalterables un tiempo mayor o menor, lo cual permite que sea utilizado en taladros con agua.

Si un terreno contiene agua emplearemos gomas, riogeles, etc., cuyo comportamiento al

agua es excelente. Nunca se deben emplear explosivos pulverulentos (ANFO) en contacto directo con el agua. Ahora bien, si el agua la agotamos con la carga de fondo, podremos emplear en la carga de columna explosivos pulverulentos. En cualquier caso, los explosivos pulverulentos se comportan muy bien en taladros sumamente húmedos si el contacto con el agua no es mucho. Es aconsejable en estos casos hacer la mitad de taladros para cargarlos rápidamente y efectuar la pega.

En referencia al tercer punto, nos referimos no solo a que el explosivo soporte el contacto con el agua, sino que además aguante altas presiones debidas a las grandes profundidades. Los explosivos utilizados en este caso contienen como aditivos metales pesados, que les confieren características muy especiales.

Humos.

Se designa como humos al conjunto de los productos resultantes de una explosión, entre los que se encuentran gases, vapor de agua, polvo en suspensión, etc. Estos humos contienen gases nocivos como el óxido de carbono, vapores nitrosos, etc., y si bien su presencia no tiene importancia en voladuras a cielo abierto, si la tiene en voladuras en minas subterráneas y sobre todo si se realizan en lugares con poca ventilación. En este caso pueden ocasionar molestias e intoxicaciones muy graves a las personas que vayan a inspeccionar la voladura.

Para los trabajos subterráneos la composición del explosivo debe tener una proporción suficiente de O_2 capaz de asegurar la combustión completa.

Sensibilidad y diámetro crítico.

Sensibilidad.

Puede definirse como la facilidad relativa del mismo para detonar.

Esto presenta una paradoja para los técnicos en explosivos, pues por un lado una elevada sensibilidad supone una clara ventaja de cara al funcionamiento del explosivo, pero a su vez puede suponer una gran desventaja en cuanto al riesgo de detonar bajo cualquier estímulo accidental. Así pues, vemos que existen dos conceptos distintos dentro del término genérico de sensibilidad; el primero relacionado con la mayor o menor facilidad para que un explosivo detone cuando se desea, que denominaremos sensibilidad deseada, mientras que el segundo se refiere a la mayor o menor propensión a que un explosivo

detone bajo cualquier estímulo accidental, que denominaremos sensibilidad indeseada.

Diámetro crítico.

Cualquier explosivo en forma cilíndrica tiene un diámetro por debajo del cual no se propaga la velocidad de detonación.

Para explosivos nitrados, como el $\text{NO}_3 \text{NH}_4$, puede alcanzar valores hasta de 10 pulgadas, pudiendo ser insignificante tanto para la pentrita como para el nitruro de plomo, que son los que se utilizan en los cordones detonantes y detonadores.

Es necesario decir que en el diámetro crítico influye la densidad y el confinamiento de los explosivos en los taladros.

Tipos de explosivos

Un explosivo es un compuesto químico o mezcla de componentes que, cuando es calentado, impactado, sometido a fricción o a choque, produce una rápida reacción exotérmica liberando una gran cantidad de gas y produciendo altas temperaturas y presiones en un breve instante de tiempo.

Los ingredientes utilizados en la fabricación de explosivos generalmente son: bases explosivas, transportadoras de oxígeno, combustibles, antiácido y solventes, algunos ingredientes realizan más de una función en los explosivos. Una base explosiva es un líquido o sólido que, al aplicársele suficiente calor, o al ser sometido a un choque fuerte, se descompone en gases con la liberación de una gran cantidad de calor. Los combustibles combinados con exceso de oxígeno previenen la formación de óxidos de nitrógeno. Los transportadores de oxígeno aseguran la oxidación completa del carbón para prevenir la formación de monóxido de carbono. La formación de óxidos de nitrógeno y monóxido de carbono no es deseable ya que produce gran cantidad de humo, pero también es indeseable porque resulta en un bajo calor de detonación y por consecuencia poca eficiencia de la voladura. Los antiácidos son utilizados como estabilizantes en el almacenamiento. Los absorbentes absorben líquidos en bases explosivas (Oce, 1972).

Existen varios tipos de explosivos que son utilizados en canteras y en minería superficial, entre ellos están otra catalogación más elaborada se encuentra en (Pearson et al., 1994):

Dinamitas

En esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes; existen varios tipos como:

Nitroglicerina dinamita, dinamita amoniacal de alta densidad (dinamita extra), dinamita amoniacal de baja densidad.

Geles

Entre estos se encuentran los geles explosivos, que son fabricados a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina; el straight gel, fabricado a partir de los geles explosivos.

Combustibles gelatinizados

Este explosivo generalmente tiene una consistencia plástica y es de alta densidad; otro es el gel amoniacal (gel extra) y los semi-geles.

Agentes explosivos

Son mezclas de combustibles y oxidantes, entre ellos tenemos los 105 agentes explosivos secos como el ANFO y las lechadas explosivas.

De la gran cantidad de explosivos, muchos de los cuales no se incluyen en la catalogación anterior, los más usados en canteras y minería son: los geles y los agentes explosivos; de estos se hablarán a continuación.

Explosivos industriales

Pólvora

Se compone de nitrato de potasio (75%), azufre (10%) y carbón (15%), se usa solo en roca ornamental.

Nitroglicerina

Es nitrato de 1,2,3-propanotriol, es un ester orgánico que se obtiene mezclando ácido concentrado, ácido sulfúrico y glicerina. Su fórmula molecular es $C_3H_5N_3O_9$. El resultante es altamente explosivo. Es un líquido a temperatura ambiente, lo cual lo hace altamente sensible a cualquier movimiento, haciendo muy difícil su manipulación, aunque se puede conseguir una estabilidad relativa añadiéndole algunas sustancias como lo es el aluminio.

Nitrato de amonio

Sal inorgánica de color blanca presenta una densidad promedio de .8 g./cm³ tamaño entre 1-3 mm, pasa a líquido con humedad ambiental 60%

ANFO.

Es producido por la mezcla de pequeñas esferas o gránulos (conocida en el mercado de los explosivos como perlas) de nitrato de amonio poroso con gasoil. Debido a la estructura micro cristalina y micro-porosa del prill, este puede absorber hasta 11% de gasoil (solamente 5,7% es necesario). Para un óptimo desempeño del explosivo, la relación de masa entre prills de nitrato de amonio con respecto al gasoil (diésel) debería ser 94,3% na y 5,7% gasoil. Para efectos prácticos, 100 kg de nitrato de amonio poroso deberá mezclarse con 6 kilogramos de gasoil (7,5 L) para producir 106 kg de ANFO, ver Cuadro N°:2.1.

Cuadro N° : 2.1: Características técnicas del ANFO-EXSA

Características técnicas del ANFO		
		Tipo de ANFO-EXSA
	Unidad	Valor
Densidad	g/cm ³	0.77 +/- 5%
Velocidad de detonación	m/s	3 400 +/- 3%
Presión de detonación	kbar	23
Energía	kcal/kg	912
Resistencia al agua	-	Baja
Volumen de gases	1 kg	692
Potencia relativa en peso	-	100
Categoría de humos	-	1°
Diámetro de prueba	Pulgada	3 pulgadas
*		
**		

Fuente: Catálogo de explosivos EXSA.

Emulsiones

Presentan las mismas características que los hidrogeles, pero mejoran sustancialmente la potencia y la resistencia al agua son los agentes explosivos de más reciente aparición. Es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro.

Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo

Las emulsiones que se tiene en la unidad son de la línea de explosivos FAMESA y EXSA y sus características se detallan en las Cuadro N° : 2.2, 2.3 respectivamente.

Cuadro N° : 2.2. Características de las emulsiones FAMESA

Emulsiones características técnicas				
	Unidad	Tipo emulnor-FAMESA		
		1000	3000	5000
Densidad relativa	G/cm ³	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación*	m/s.	5,800	5,700	5,500
Presión de detonación	kbar	95	93	88
Energía	kcal/kg	785	920	1,010
Volumen normal de gases	L/kg.	920	880	870
Potencia relativa en peso**	%	85	100	105
Potencia relativa en volumen	%	120	145	155
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8
* velocidad de detonación en medio confinado de 1 ¼ x 12 de diámetro. y longitud.				
**potencia relativa al ANFO con potencia convencional de 100				

Fuente: Catálogo de explosivos FAMESA, 2014.

Cuadro N° : 2.3. Características técnicas de las emulsiones EXSA

Emulsiones características técnicas				
	Unidad	Tipo emulex-EXSA		
		Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80
Densidad relativa	g/cm ³	100 +/- 3%	112 +/- 3%	114 +/- 3%
Velocidad de detonación*	m/s.	4,100 +/- 200	5000 +/- 200	5000 +/- 200
Presión de detonación	kbar	45	84	83
Energía	KJ/kg	1850	4060	4,180
Potencia relativa en peso**	%	50	110	113
Potencia relativa en volumen	%	61	150	157
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8
* sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro				
**calculados con programas de simulación thermodet.				

Fuente: Catálogo de explosivos EXSA-2014

Crterios de seleccin del explosivo.

La eleccin adecuada del tipo de explosivo es importante para el diseo de voladura y por consiguiente del producto final a obtener. Los criterios ms utilizados para una buena eleccin del explosivo son: caractersticas geomecnicas del macizo rocoso, volumen de roca a volar, presencia de agua en los taladros, condiciones de seguridad, atmferas explosivas y problemas de suministro, precio del explosivo, (Proaio Cadena, 2010)

Precio del explosivo.

En la actualidad existe en el mercado explosivos que nos prestan garanta de su eficiencia, seguridad en el momento de su manipulacin, en cuanto a los fabricantes asistencia tcnica para sus clientes y en cuanto a los precios estn al alcance de los titulares mineros. Lo recomendable es seleccionar el explosivo ms adecuado acorde a las caractersticas de nuestro macizo rocoso con tal de obtener resultados exitosos y as evitar la realizacin de voladuras secundarias que a la larga incrementan nuestros costos en voladura. El explosivo ms barato del mercado siempre ha sido el nitrato de amonio y por esa razn es el ms utilizado.

Diámetro de la carga.

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonacin que vara con el diámetro, como es el caso del ANFO, hay que tomar en cuenta que con taladros de diámetro inferior a 50 mm es preferible, a pesar del mayor precio, emplear hidrogeles o dinamitas encartuchadas.

Volumen de roca a volar.

Los volúmenes de excavacin a realizar y ritmos de trabajo marcan los consumos de explosivo a efectuar dentro de las operaciones de arranque. En las obras de mayor envergadura las cantidades de explosivo pueden llegar aconsejar su utilizacin a granel ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reducen los costos de mano obra dedicada a dicha operacin y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

Condiciones atmosféricas.

Las bajas temperaturas influyen en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8 °C, las altas temperaturas también

generan inconvenientes que hacen el manejo del explosivo peligroso como es el caso de la exudación. El ANFO no es afectado por las bajas temperaturas si el cebado es eficiente, pero en ambientes calurosos se necesita controlar la evaporación del combustible líquido.

Presencia de agua.

Cuando el ANFO está en un ambiente con una humedad superior al 10% produce alteración que impide su detonación. Por los criterios siguientes:

Si la presencia de agua es pequeña, el ANFO triturado se encartuchará dentro de fundas de plástico, alcanzándose densidades próximas a $1,1 \text{ g/cm}^3$; el cebado deberá ser axial.

Si la afluencia de agua a los taladros impide el desagüe, se pueden utilizar explosivos como los hidrogeles y emulsiones a granel.

Problemas de contorno.

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea.

Desde el punto de vista del explosivo, aquellos que presentan una elevada energía de tensión son los que dan lugar a un mayor nivel de vibraciones. Así, si es factible, será mejor utilizar ANFO que hidrogeles. El seccionado y secuenciado de cargas se puede realizar también con explosivos a granel y encartuchados aplicando diferentes técnicas de iniciación.

Humos.

Muchos explosivos están preparados para que tengan un equilibrio de oxígeno que maximice la energía desarrollada y minimice los gases tóxicos de detonación, es inevitable la formación de humos nocivos con un cierto contenido en gases nitrosos y CO, los humos intervienen como criterio de elección solo en los trabajos subterráneos y es preciso señalar que más que un problema propio del explosivo suele ser un problema de insuficiencia de ventilación de las labores.

La presencia de fundas de plástico, diámetros de carga inadecuados o iniciaciones ineficientes pueden dar lugar a un elevado volumen de humos.

Los hidrogeles sensibles al detonador dan generalmente gases con buenas características, mientras que con los hidrogeles a granel hay que tomar ciertas precauciones, lo mismo

que con el ANFO que produce una elevada concentración de gases nitrosos, los explosivos gelatinosos son generalmente buenos, pero no así las dinamitas con alto contenido en nitrato de amonio.

Condiciones de seguridad.

Un punto de equilibrio, a veces no es fácil de lograr en un explosivo, es el binomio sensibilidad-seguridad. Los explosivos gelatinosos tienen una alta sensibilidad, pero si en la pila de escombros queda por algún motivo restos de explosivo y es necesario el empleo de maquinaria pesada, puede producirse la detonación con riesgo para el personal de operación. Este problema se ha resuelto con el empleo de los hidrogeles y emulsiones y estímulos subsónicos, pero poseen un grado de sensibilidad adecuada para la iniciación.

Atmosferas explosivas.

En grandes proyectos es necesario realizar un estudio de la atmósfera que está exenta de gas grisú, excesiva cantidad de polvo, el entorno próximo a la voladura la decisión de utilizar explosivos de seguridad y/o inhibidores en el material de retacado.

Problemas de suministro.

Hay que tener en cuenta las posibilidades reales de suministro en función de la localización de los trabajos y puntos de abastecimiento de los explosivos y accesorios, asimismo, si se dispone de polvorines propios será necesario considerar los tiempos de almacenamiento y las variaciones de las características explosivas de alguno de los productos.

Accesorios de voladura.

Fulminante.

Los fulminantes consisten en un casquillo de aluminio donde se encuentra colocadas tres cargas, la primera es la mezcla de ignición que asegura la captación de la flama proveniente de la mecha de seguridad, la segunda es la carga de iniciación que convierte la combustión en una detonación e inicia la tercera que es la carga base que a su vez inicia al alto explosivo, en esta última se encuentra la diferencia de la numeración 6, 8 y 12 que corresponde al número de gramos de fulminato de mercurio o asido de plomo que contenga el fulminante.

Dado que la mezcla de ignición está expuesta en el extremo abierto del casquillo, los

fulminantes no deberán de ser alterados o maltratados en ninguna forma; pues esto puede hacer detonar en forma prematura al fulminante y provocar un accidente.

Fanel.

Fanel es un detonador no eléctrico, compuesto por un fulminante N°12, un tubo de choque que transmite la señal y en el otro extremo un clip (jack) de plástico para conectarse al cordón detonante. Posee dos puntos de identificación: uno en el conector plástico, otro en la etiqueta.

Es una serie única de retardos. Fusiona los tradicionales periodos cortos y largos. Utiliza la línea de cordón detonante, para iniciarse. Se usa en minas subterráneas (ug) y minería superficial (open pit). El tubo de choque es de alta resistencia a la abrasión. Es rápido y simple para conectar a la línea de cordón detonante.

Al contar con retardos incorporados permite programar la secuencia de salida (el timing o encendido rotacional directo) de los taladros de acuerdo la malla de voladura diseñado. Con una buena secuencia de salida por bloques o grupos de taladros cargados se consigue:

- Minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”
- Mejorar la fragmentación
- Control de lanzamiento de la pila (proyección de material roto)
- Conexiones fáciles y rápidas.
- Se controla el daño hacia el perímetro de la sección a excavar
- Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura.

Carmex

El carmex es un accesorio que ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El carmex está compuesto por los siguientes componentes:

- 01 fulminante común n° 8.
- Un tramo de mecha de seguridad.
- 01 conector para mecha rápida.
- 01 block de sujeción que viene a ser un seguro de plástico cuya función es asegurarla mecha rápida al conector y está ensamblado mediante el uso de

máquinas fijadoras neumáticas garantizando con ello la hermeticidad del fulminante → mecha de seguridad → conector.

2.2.17. Método postulado por Roger Holmberg

Diseño y cálculo de los parámetros de perforación y voladura para minería subterránea y túnelería

La necesidad de construir túneles de grandes dimensiones, hace necesario el uso de taladros con diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayores cantidades. Para el diseño de perforación y voladura de túneles, Holmberg ha dividido el frente en cinco secciones: (A-E) diferentes; cada una de las cuales requiere un cálculo especial, ver Figura 2.15.

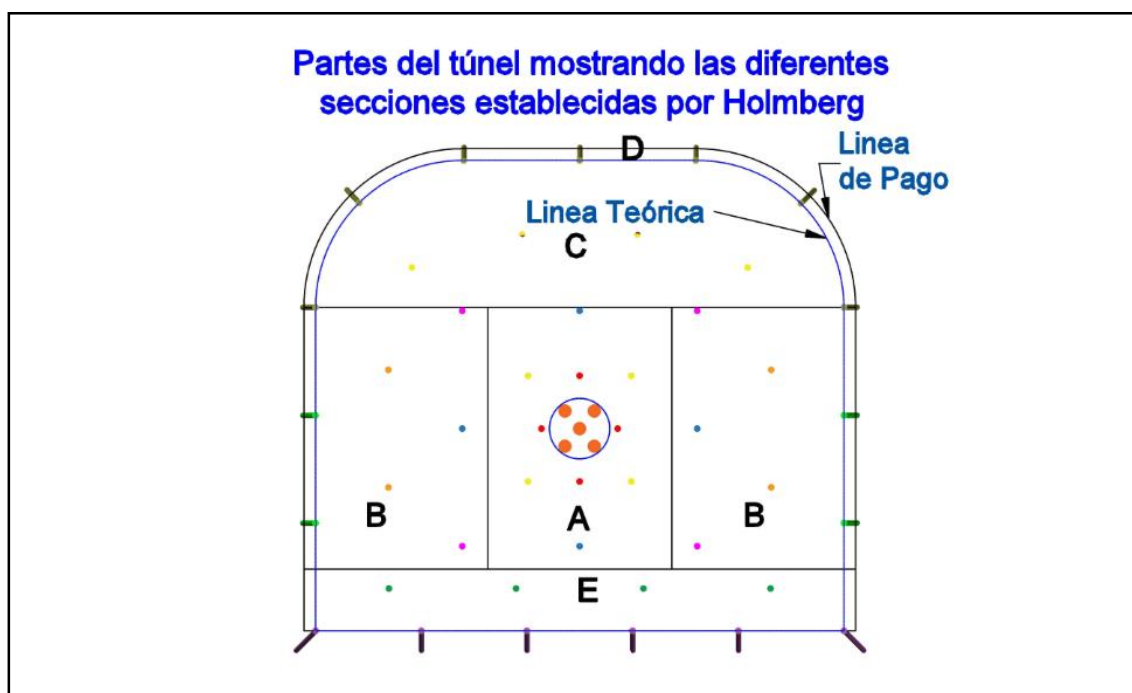


Figura: 2.15. Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg

Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno

Dónde:

- A. : sección de corte (cut).
- B. : sección de tajeo (stopping).
- C. : sección de alza (stopping).
- D. : sección de contorno (contour).
- E. : sección de arrastre (lifters).

2.2.18. Sistema de avances

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de los túneles y galerías dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado,
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de roca.
- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

En rocas competentes los túneles con secciones inferiores a 100 m² pueden excavar con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso.

La excavación por fases se utiliza para la abertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación, o cuando las características geomecánicas de las rocas no permiten la excavación a plena sección, ver Figura: 2.16.

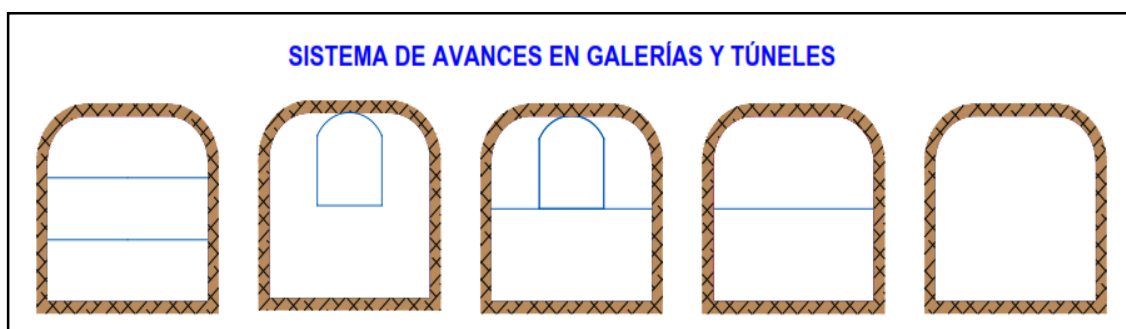


Figura: 2.16. Sistema de avances en galerías y túneles

Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno

La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m².

En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

En el núcleo, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco,

requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar un espacio para el desplazamiento de la perforadora y facilita el emboquille de los taladros. La perforación de estos taladros se realiza con un ángulo de inclinación que se plantea en los parámetros de perforación, ver Figura: 2.17.

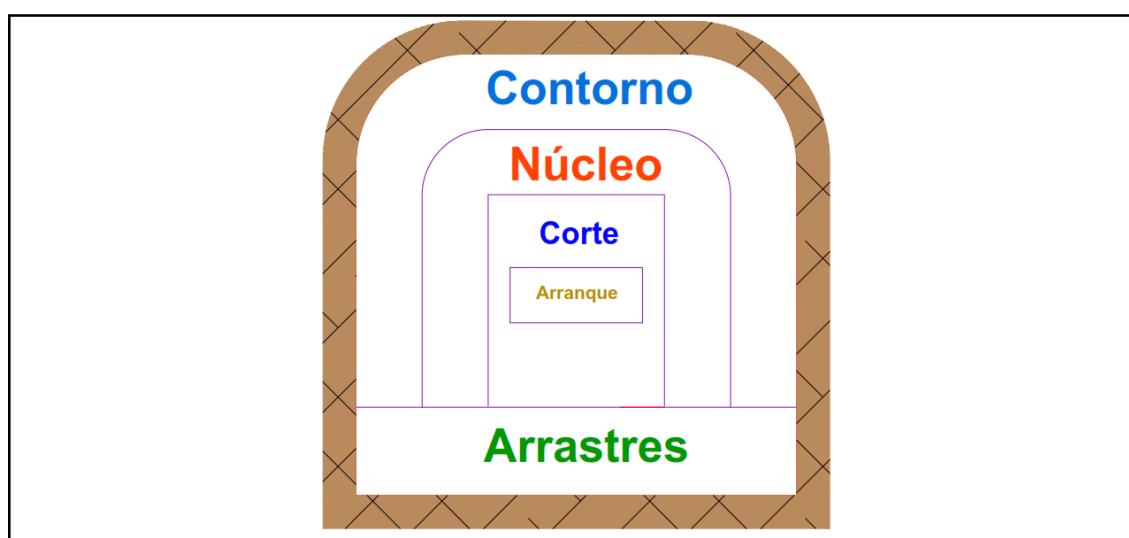


Figura: 2.17. Zonas de una voladura en un frente

Fuente: Manual de P & V-Lopez Jimeno.

En cuanto a la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (Piñas Esteban, 2007)

2.2.19. Mecanismo de fragmentación de la roca.

Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herbert, (2013) en la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

- **Una primera fase**, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo.
- **Una segunda fase**, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un taladro y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al taladro 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.

Este cambio de compresión a tracción puede, para el caso de un taladro 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

2.2.20. Proceso de fracturamiento.

La fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción. Este mecanismo aún no está plenamente definido, existiendo varias teorías que tratan de explicarlo entre las que mencionamos a continuación:

- a. Teoría de reflexión (ondas de tensión reflejadas en una cara libre).
- b. Teoría de expansión de los gases.
- c. Teoría de ruptura flexural (por expansión de gases).
- d. Teoría de torque (torsión) o de cizallamiento.

- e. Teoría de craterización.
- f. Teoría de energía de los frentes de onda de compresión y tensión.
- g. Teoría de liberación súbita de cargas.
- h. Teoría de nucleación de fracturas en fallas y discontinuidades.

Estas teorías se basan en criterios sobre distribución de energía, acción de fuerzas de compresión-tensión, reflexión de ondas de choque en la cara libre, efectos de corte y cizallamiento por movimiento torsional entre taladros, presión de gases súbitamente aplicados sobre la roca y liberación de cargas, ruptura de material rígido por flexión, integración o nucleación de micro fracturas en fisuras y fallas, colisión de fragmentos en el aire y otros, sustentados basándose en especulaciones, investigación en laboratorios especializados y campos de pruebas, modelos físicos y matemáticos, pruebas experimentales y de producción controladas por fotografía de alta velocidad y monitoreo sísmico, pruebas con cargas subacuáticas y otros.

Algunas teorías que comprueban en ciertas condiciones de trabajo mientras que en otras condiciones no responden, por lo que aún no se consideran concluyentes. Una explicación sencilla, comúnmente aceptada estima que el proceso ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi simultáneamente en un tiempo extremadamente corto, de pocos milisegundos, durante el cual ocurre la completa detonación de una carga confinada, comprendiendo desde el inicio de la fragmentación hasta el total desplazamiento del material volado, estas etapas son:

- a. Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- b. Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- c. Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- d. Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

Descripción del proceso.

Inmediatamente después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca

circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole solo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, esta se rompe en el área de la línea de menos resistencia (burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente efecto de craquelación, ver Figura: 2.18.

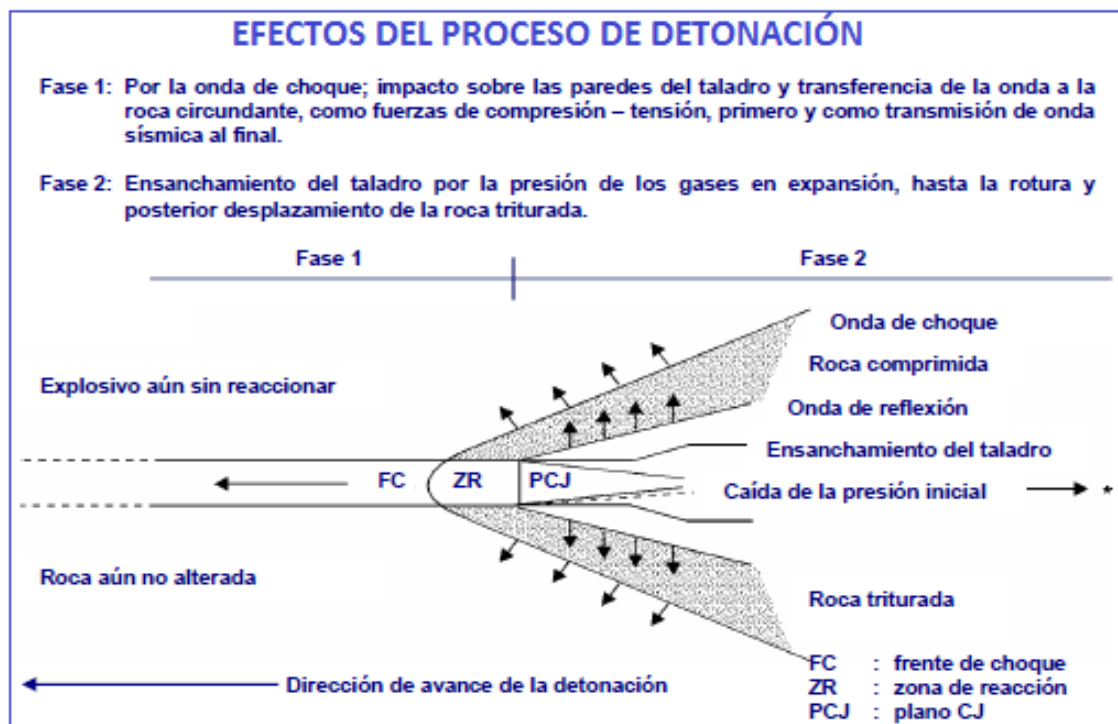


Figura: 2.18. Efectos del proceso de detonación

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2012.

Casi simultáneamente, el volumen de gases liberados y en expansión penetra en las grietas iniciales ampliándolas por acción de cuña y creando otras nuevas, con lo que se produce la fragmentación efectiva de la roca.

Si la distancia entre el taladro y la cara libre está correctamente calculada la roca entre ambos puntos cederá, luego los gases remanentes desplazan rápidamente la masa del material triturado hacia adelante, hasta perder su fuerza por enfriamiento y por aumento de volumen de la actividad formada en la roca, momento en que los fragmentos o detritos caen y se acumulan para formar la pila de escombros.

En esta etapa se produce fragmentación adicional por el impacto de los trozos de roca en el aire, la reacción del explosivo en el taladro es muy rápida y su trabajo efectivo se considera completado cuando el volumen de la masa se ha expandido a 10 veces el volumen original lo que requiere aproximadamente 5 a 10 milisegundos.

Normalmente el trabajo de fragmentación es más eficiente en las rocas compactas y homogéneas que en las naturalmente muy fisuradas, ya que en ellas los gases tenderán a escapar por las fisuradas disminuyendo su energía útil.

Teóricamente la detonación tiene un efecto de expansión esférica pero como normalmente los explosivos se cargan en taladros o huecos cilíndricos, la detonación tiene expansión cilíndrica, como consecuencia de la dilatación del taladro en un entorno rígido, se crea un proceso de fisuramiento radial, que da lugar a la formación de planos de rotura verticales concordantes con el eje del taladro.

2.2.21. Condiciones para la fragmentación del macizo rocoso

Confinamiento del explosivo en el taladro.

Para lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca. Explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento disminuyen enormemente este efecto.

Cara libre.

Es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiendo a la distancia solo como ondas sísmicas.

Distancia del taladro a la cara libre.

También denominada línea de menor resistencia o burden. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

Si estas condiciones son adecuadas, el empuje de los gases sobre la masa de la roca en trituración provocará además la formación de planos de rotura horizontales, a partir de la cara libre como resultado de los esfuerzos de tensión producidos cuando la roca llega a

su límite de deformación elástica y a la deformación convexa de la cara libre, donde se forman grietas de plegamiento, de las que nacen los planos de rotura horizontales mencionados. Este proceso se denomina rotura flexural. En el momento de la flexión de la cara libre se produce además cierta proporción de rotura por descostre.

El material triturado y proyectado se acumula formando la pila de escombros o detritus, que se extiende al pie de la nueva cara libre, en una distancia mayor que del burden original, denominada desplazamiento o spelling, debiéndose considerar que el volumen del material roto es mayor que el que termina in situ, lo que se denomina esponjamiento. Este aspecto es importante para calcular el volumen de roca a transportar con los equipos de acarreo y se estima basándose en el factor de esponjamiento de los diferentes tipos de rocas y a las dimensiones del corte efectuado con la voladura. (EXSA, 2001).

Fisuramiento cilíndrico radial.

Una carga explosiva puntual (relación longitud/diámetro máximo: 6/1, es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada profundidad, mientras que un taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud.

Teniendo en cuenta que la presión de gases en la detonación va entre 9 kbar a 275 kbar alcanzando temperaturas entre 1 600 °C (de 3 000 a 7 000 °F), su efecto sobre la roca circundante a partir del eje del taladro produce teóricamente los siguientes grados de destrucción:

- A la distancia de un diámetro, pulverización.
- A la distancia de 1 hasta 4 o 5 diámetros, fisuras cada vez más débiles y abiertas correspondientes a la zona de fisuramiento radial, acompañadas de fragmentación menuda y media a cada vez más gruesa.
- Más allá de los 55 diámetros es la zona de deformación elástica, donde las vibraciones por impacto se transforman en ondas sísmicas.
- Esta distribución de grados de destrucción y alcance máximo del proceso de la detonación es importante para calcular la distancia entre los taladros de una voladura. Si es adecuada habrá buena fragmentación por interacción entre ellos;

si es muy larga solo producirá craterización en la boca, dejando fragmentos sobredimensionados entre ellos, o lo que es peor, los taladros solamente soplarán los gases sin producir rotura entre ellos.

Si el cebo iniciador está ubicado al fondo del taladro como es usual, la expansión no será cilíndrica, sino que toma la forma de una gota, lo que complica la interpretación y el graficado del proceso. (EXSA S. , 2009)

Estos conceptos, de rotura de roca de roca se aplican a todo tipo de taladro en superficie y sub suelo. También debe tenerse en cuenta las condiciones geológicas circundantes para inferir los resultados. Así por ejemplo las diaclasas o fisuras de otro tipo que sean paralelas al eje del taladro afectarán a la formación de las fisuras radiales interceptándolas; por otro lado, las de tipo transversa permitirán la fuga de gases disminuyendo la energía e incluso afectando a otros taladros cercanos, ver Figura: 2.19

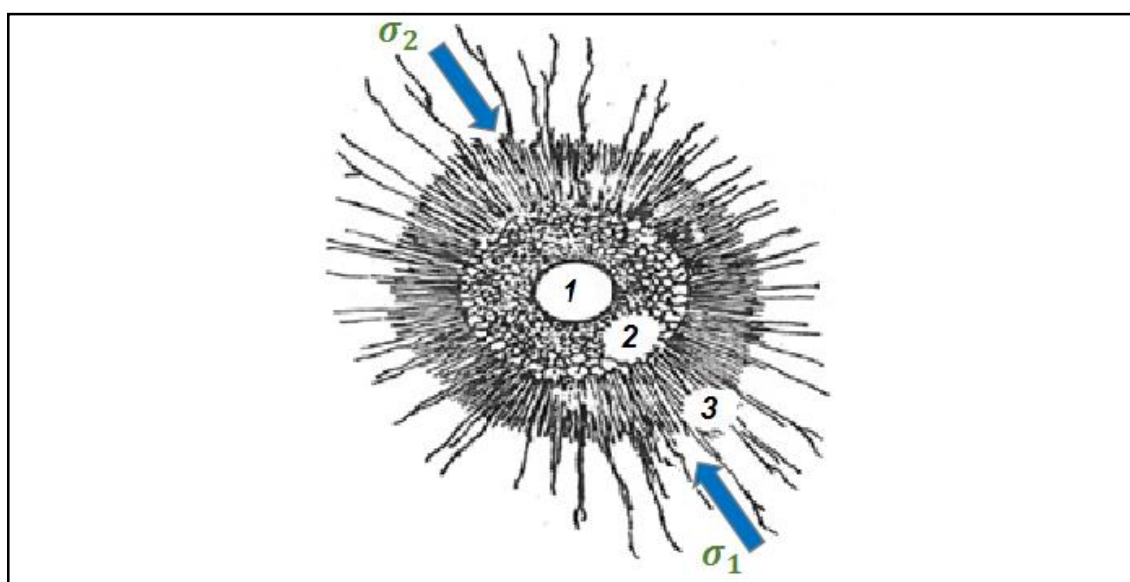


Figura: 2.19. Área de influencia después de la detonación de un taladro

Fuente: E. Hoek/e.t. Brown

Donde:

- Zona 1 : diámetro del taladro.
- Zona 2 : zona pulverizada por el explosivo
- Zona 3 : área de influencia del taladro después de la voladura.

En este caso la teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se encontrara el burden, fuente: e. Hoek / e.t. Brown.

2.3. Cálculos para el diseño de perforación y voladura.

Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

Para el diseño de perforación y voladura primeramente de debe definir la sección del túnel, el área de la excavación estos datos son los primeros parámetros del diseño que nos servirá para los siguientes cálculos lo que se calculará con la siguiente ecuación:

$$\text{Área}(S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \quad \text{Ec. 2.1}$$

Donde:

S : Area de la sección del túnel

A : Ancho del túnel

H : Alto del túnel

r : Radio del arco de la boveda

π : Valor constante

se plantea esta ecuación ya que la forma de nuestra excavación es en baúl es por lo mismo que se contempla el radio de los flancos del túnel tal como se observa en la Figura:2.20.

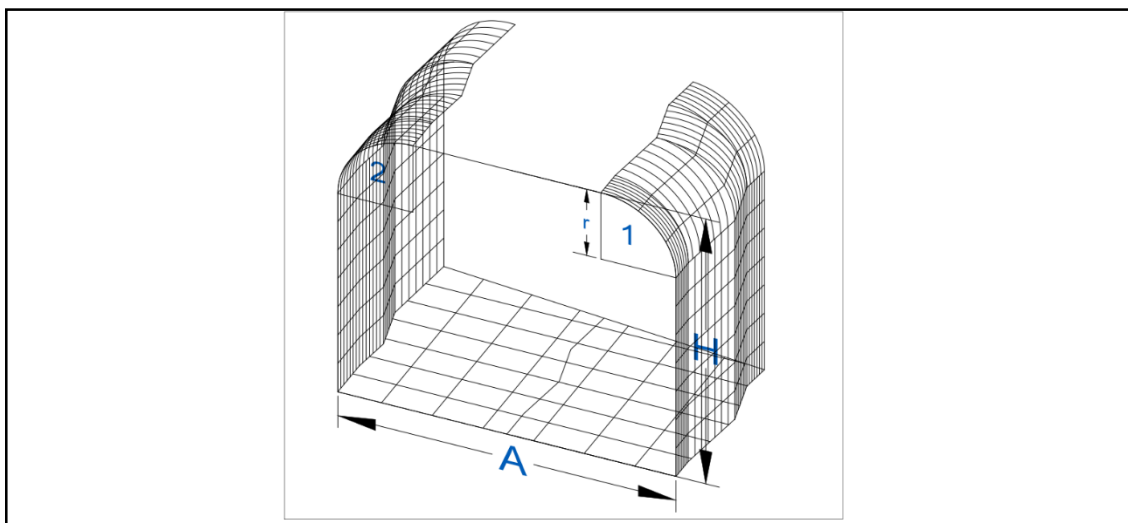


Figura: 2.20. Cálculo de área en sección 4.5 x 4.0. m

Fuente: Autor de tesis

Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m):

Se calcula el perímetro de la sección de excavación y cuyo resultado es indispensable para los cálculos que continúan a este y se halla de acuerdo a la siguiente formula el cual esta acondicionado a la forma de excavación de nuestras labores, ver Figura 2.21

$$P_{\text{Perimetro}} = (\pi * r) + 2(H_{\text{Túnel}} - r) + 2(A_{\text{Túnel}} - r) \quad \text{Ec. 2.2}$$

Donde:

P : Perimetro de la sección del túnel

A : Ancho del túnel

H : Alto del túnel

r : Radio del arco de la boveda del túnel

π : Valor constante

Para realizar los cálculos del perímetro se debe tener presente el tipo de diseño de excavación ver Figura 2.21.

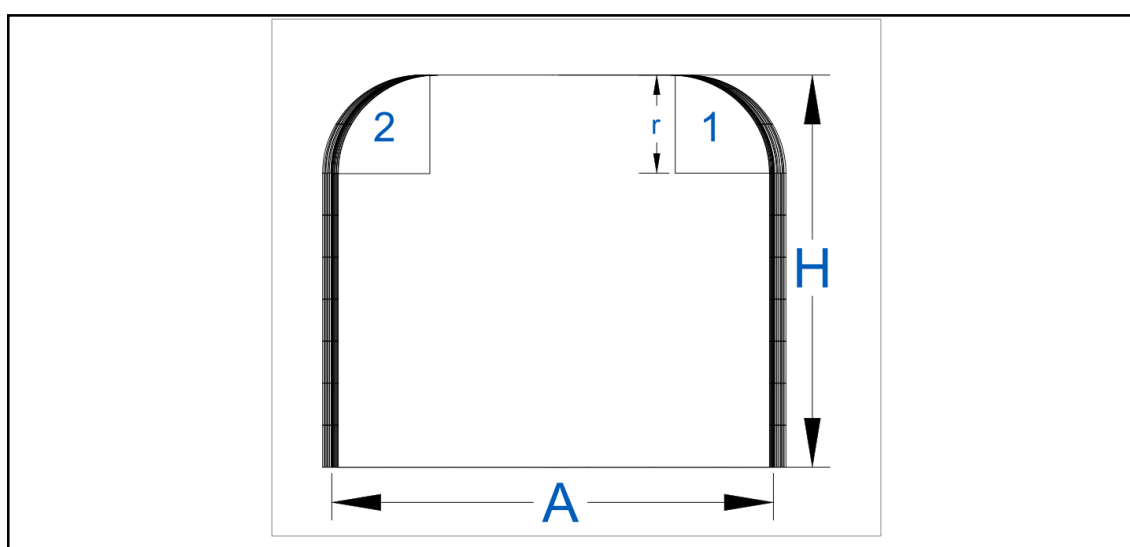


Figura: 2.21. Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m)

Fuente: Autor de tesis

Cálculo de N° de taladros según la sección:

Luego calculamos el N° de taladros a perforar con la siguiente fórmula, la misma que también se aplica de acuerdo a nuestra sección de excavación, también se considera una constante que, de acuerdo al tipo de roca varía, se debe elegir el dato que corresponde a las características del macizo rocoso que se encuentran en distintas bibliografías, con respecto a nuestro tema de investigación, ver Cuadro N°: 2.4 y 2.5

Cuadro N° : 2.4. Relación de la dureza de la roca con la distancia

Distancia entre taladros			
Roca dura	0.5	0.55	0.53
Roca intermedia	0.6	0.65	0.63
Roca suave	0.7	0.75	0.73

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

En el cuadro 2.5 tenemos los valores de “C”, coeficiente o farctor de roca según tipo de roca que se tiene en los frente de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca intermedia y con el valor que corresponde se calcula el numero de taladros a perforar.

Cuadro N° : 2.5. Relación de la dureza de la roca con el coeficiente

Coeficiente o factor de roca c	
Roca dura	2
Roca intermedia	1.5
Roca suave	1

Fuente: Manual práctico de voladura EXSA, 2001

Calculamos con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt}\right) + (C * S) \tag{Ec. 2.3}$$

Donde:

N° : Número de taladros

P : Perimetro de la sección del túnel

Dt : Distancia entre taladros(Cuadro N° : 2.4)

C : Coeficiente o factor de roca (C)

S : Area de la sección del túnel

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (Ø₂):

El diámetro equivalente es aquel que se genera al fusionar todos los taladros de alivio y se considera como si fuera un solo taladro de alivio y se calcula con la ecuación 2.4 tal como se observa en la Figura: 2.22.

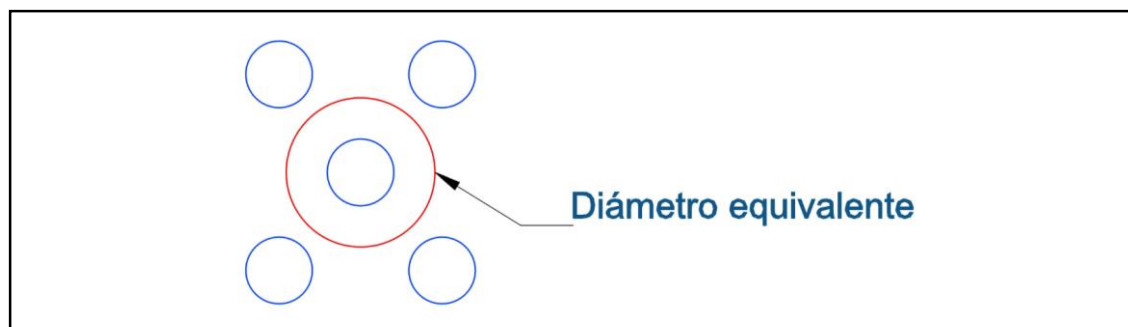


Figura: 2.22. Diámetro equivalente

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

El cálculo del diámetro equivalente se realiza con la ecuación 2.4:

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N} \quad \text{Ec. 2.4}$$

Donde:

 ϕ_2 : Diámetro equivalente ϕ_1 : Diámetro de los taladros de alivio

N : Número de taladros de alivio

Calculamos longitud. de taladro, según diámetro equivalente " ϕ_2 ":

Con n cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente (ϕ_2).se puede lograr una perforación de longitud que da como resultado los cálculos respectivos, a este resultado se tiene que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4(\phi_2)^2 \quad \text{Ec. 2.5}$$

Donde:

L : Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

 ϕ_2 : Diámetro equivalente

Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L":

Es la longitud que se debe alcanzar en la perforación de acuerdo a la longitud efectiva de barra que se está empleando, y se asumirá como aceptable el 95% de eficiencia de perforación.

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \quad \text{Ec. 2.6}$$

Donde:

L : Longitud de taladro requerido

H : Longitud de barra efectiva

Calculamos error de perforación " ψ ":

Los errores de perforación afectan directamente en el diseño de mallas y se manifiestan en la variación del burden, espaciamiento, y esto a su vez afecta en la fragmentación del material a romper, avance lineal de la voladura y está relacionado directamente con la eficiencia de la voladura.

A mayor error o desviación en los taladros menor es la eficiencia de la voladura y viceversa, estos errores se calculan con la siguiente ecuación para consideraren los cálculos de diseño, ver Figura: 2.23.

$$\psi = (\alpha * L) - e \quad \text{Ec. 2.7}$$

Donde:

Ψ : Error de perforación

L : Profundidad del taladro

A : Desviación angular

e : Error de emboquille o empate

Calculamos error de perforación por otra fórmula " ψ ":

$$\psi = 0.0013 L^2 + 0.078 L + 0.0014 \quad \text{Ec. 2.8}$$

Donde:

Ψ : Error de perforación

H : Logitud de perforación

según la influencia de la desviación de los taladros:

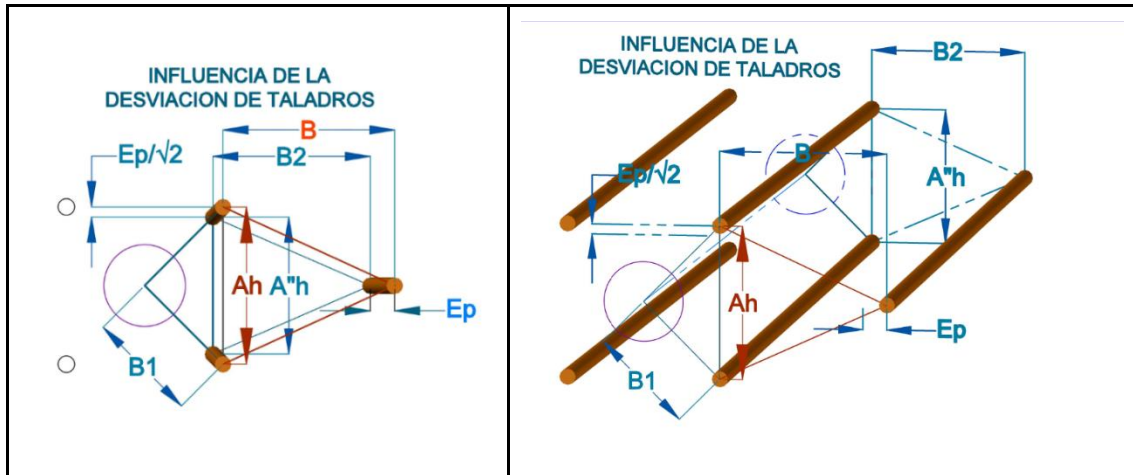


Figura: 2.23. Influencia de la desviación en la perforación de taladros

Fuente: Manual de P & V - López Jimeno.

2.3.1. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

Lopez Jimeno, (2001) el esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros en paralelos ver Figura: 2.24

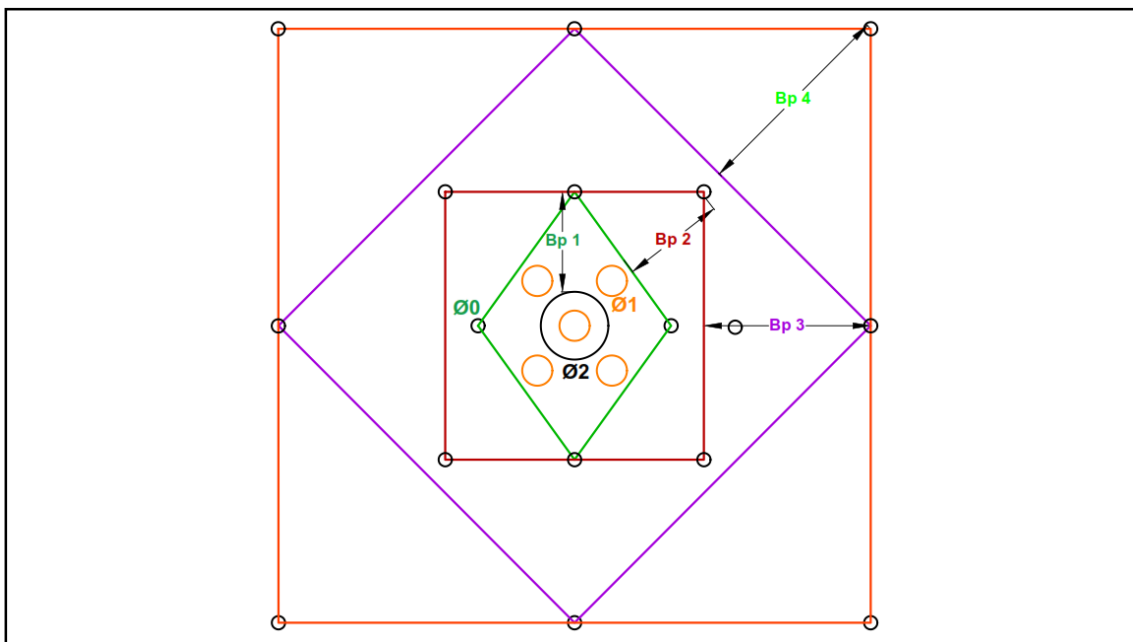


Figura: 2.24. Arranque de cuatro secciones

Fuente: Manual de P & V - Lopez Jimeno.

Lopez Jimeno, (2001) la distancia entre el taladro central de expansión y los taladros de la primera sección, no debe exceder de $(1,7 \cdot \varnothing_2)$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963). Las condiciones de fragmentación

varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío. ver Figura: 2.26

Para piedras mayores de $(2 \varnothing_2)$ el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si la piedra es inferior a (\varnothing_2) , pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del cuele. Por eso, se recomienda que las piedras se calculen sobre la base de $(B_1 = 1.5 \varnothing_2)$.

En la Figura 2.26 se puede apreciar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos lo que nos facilita realizar nuestros cálculos de diseño teniendo en cuenta los resultados de estas pruebas realizadas con la finalidad de encontrar el burden adecuado y con un diámetro de taladro vacío indicado para la voladura en el arranque donde podemos describir que si el burden es igual al diámetro equivalente tendremos como resultado una voladura limpia o sin problemas

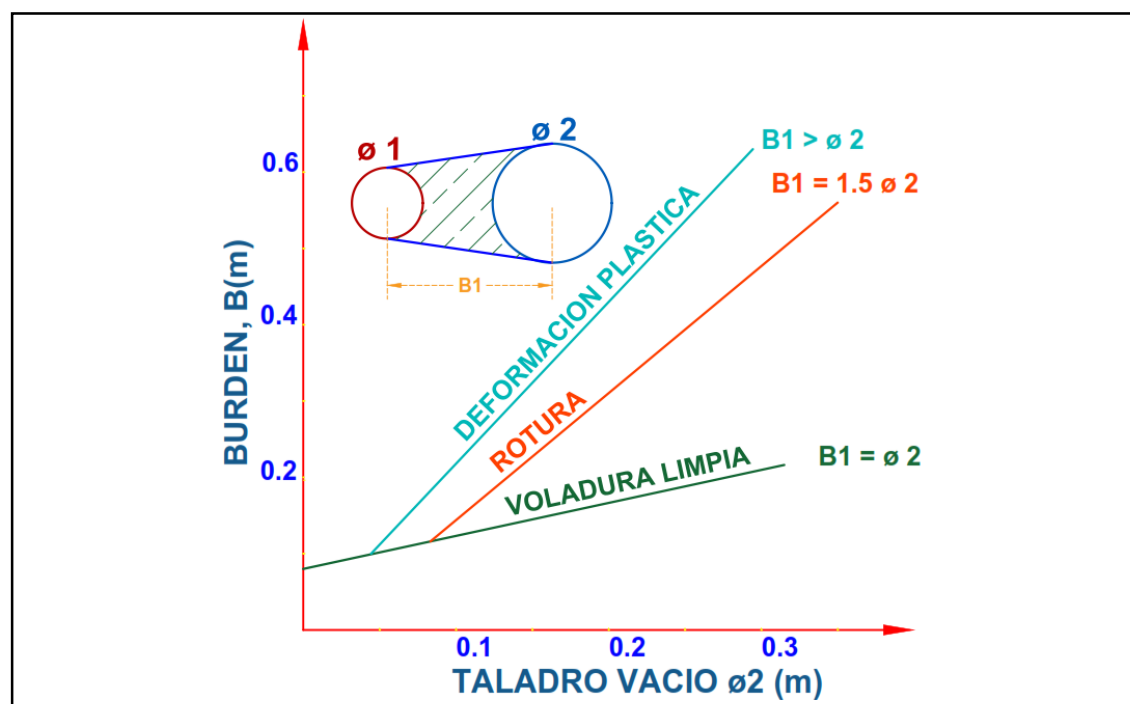


Figura: 2.25. Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos.

Fuente: Manual de P & V Lopez Jimeno.

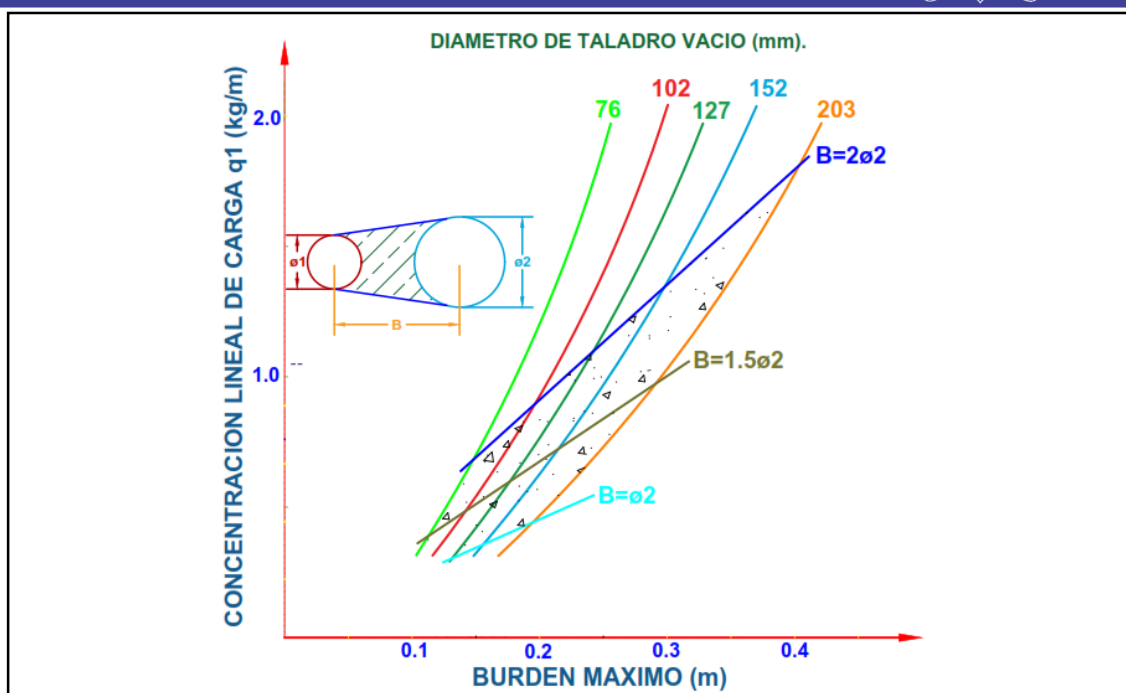


Figura: 2.26. Concentración lineal de carga en función al burden máximo.

Fuente: Larsson y Clark.

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco "Be":

El burden equivalente es la distancia medida entre el diámetro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el Cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado ver Figura 2.28

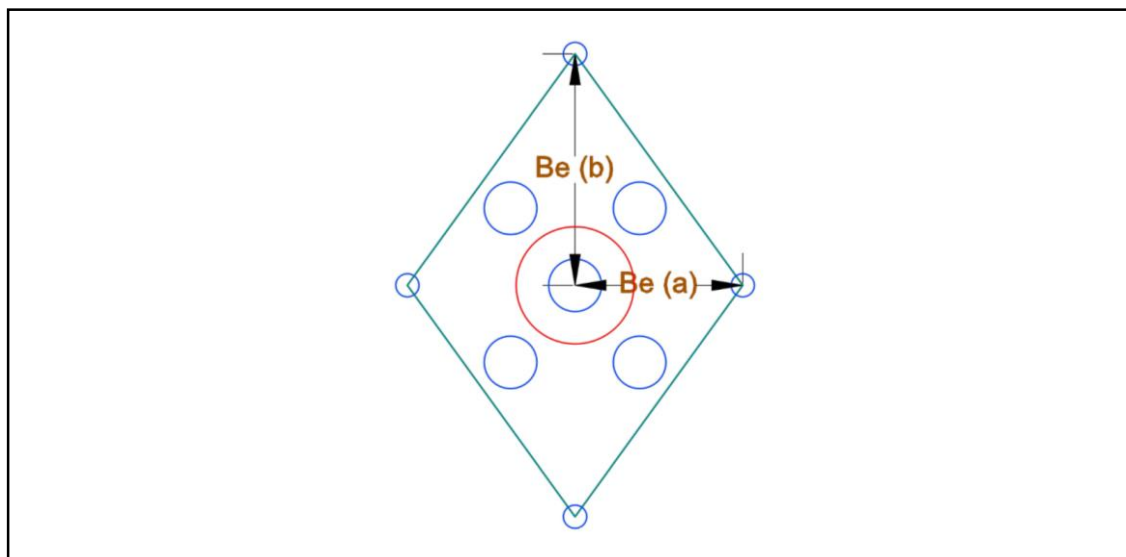


Figura: 2.27. Burden máximo (equivalente en el arranque)

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

Calculamos por principio de longitud de arco

$$B_{e \text{ Max.}} = \frac{\pi * \phi_2}{2}; \Rightarrow B_e = 1.5 * \phi_2 \quad \text{Ec. 2.9}$$

Donde:

$B_{e \text{ Max.}}$: Burden equivalente

π : Valor constante

ϕ_2 : Diámetro equivalente

Cálculo de B_p burden práctico

$$B_p = B_{e \text{ Max.}} - \psi \quad \text{Ec. 2.10}$$

Donde:

$B_{p\text{práctico.}}$: Burden práctico en arranque

$B_{e \text{ Max.}}$: Burden máximo en arranque

Ψ : Error de perforación

El burden práctico calculado lo adecuamos a nuestro diseño trabajado en el campo en la U.O. ARCATA donde tenemos $B_p(a)$ y $B_p(b)$ le sumaremos un factor de adecuación para alcanzar el ancho de abertura en el arranque:

El cálculo del burden práctico se detalla en la Figura 2.28.

Cálculo del burden práctico (a)

$$B_{p(a)} = B_p - 0.05 \quad \text{Ec. 2.11}$$

Donde:

$B_{p(a)}$: Burden práctico (a)

$B_{p\text{práctico.}}$: Burden práctico en arranque

0.05 : Factor de adecuación a nuestro diseño

Cálculo del burden práctico (b)

$$B_{p(b)} = B_p + 0.08 \quad \text{Ec. 2.12}$$

Donde:

$B_{p(b)}$: Burden práctico (b)

$B_{p\text{práctico.}}$: Burden práctico en arranque

0.08 : Factor de adecuación a nuestro diseño

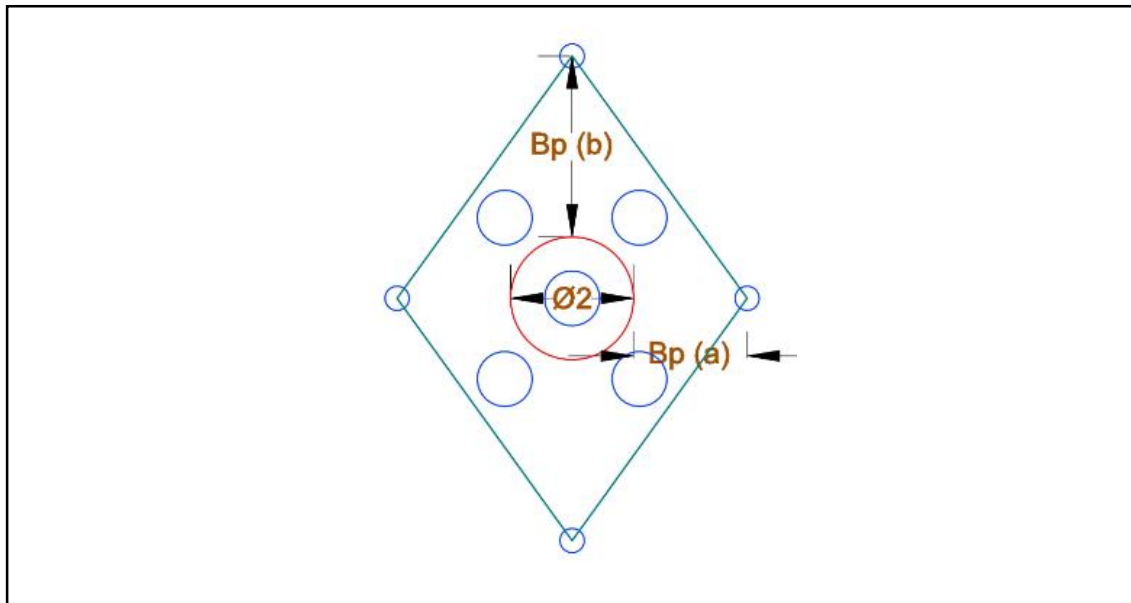


Figura: 2.28. Burden práctico en el arranque

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

De la Figura podemos apreciar que se tiene que calcular dos burden práctico es por el diseño y trabajos realizados en campo, por el ancho de abertura que se quiere alcanzar en el arranque y por la distribución de las ondas de choque.

Calculamos longitud de Xa y Xb, para calcular el ancho de abertura" A_{h0}" :

Cálculo de la longitud de X a

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{\text{práct.}(a)} \tag{Ec. 2.13}$$

Donde:

X_a : Longitud medido desde el centro del arranque

Ø₂ : Diámetro equivalente

B_{práct. (a)} : Burden práctico (a)

Cálculo de la longitud de x b

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{\text{práct.}(b)} \tag{Ec. 2.14}$$

Donde:

X_b : Longitud medido del centro del arranque

\varnothing_2 : Diametro equivalente

$B_{pr\acute{a}ct. (b)}$: Burden práctico (b)

Cálculo del ancho de abertura " A_{h0} " de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h(0)} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \tag{Ec. 2.15}$$

Donde:

$A_{h(0)}$: Ancho de abertura de los taladros de arranque

X_a : Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

X_b : Longitud medido desde el eje del taladro de alivio

El ancho de abertura es la cavidad que se generará con la voladura de los taladros de arranque, esta abertura quedará vacía después de culminar el proceso de detonación de los cuatro taladros.

Los detalles del cálculo de ancho de abertura se detallan en la Figura 2.29, en donde se puede observar cual es la longitud de abertura que se generará con la voladura del arranque.

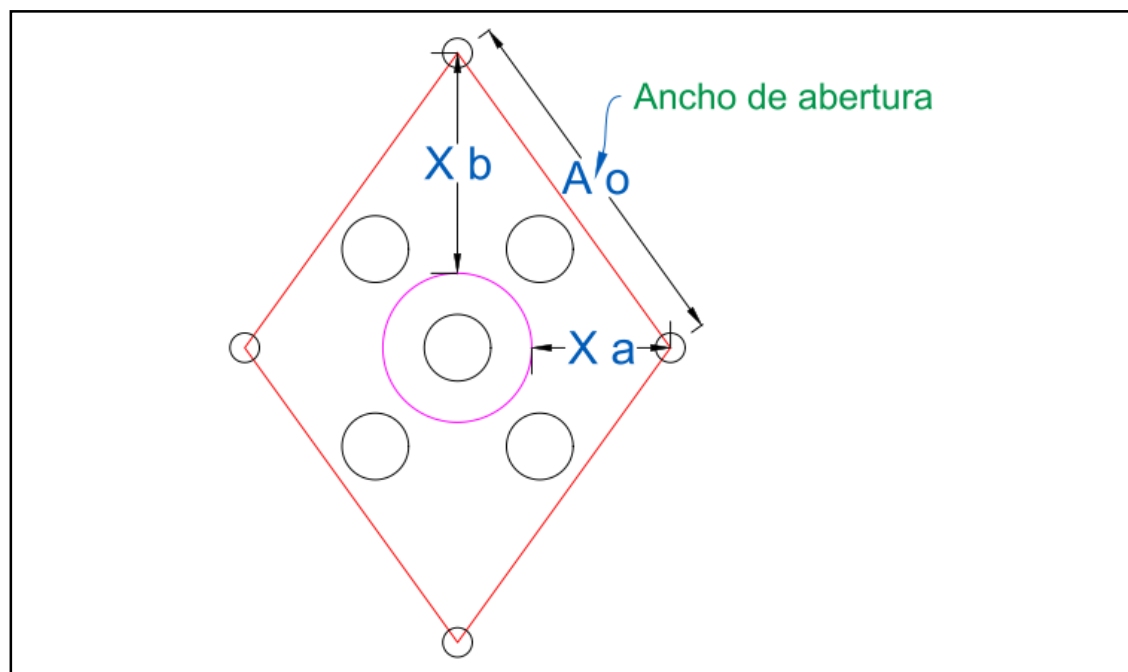


Figura: 2.29. Ancho de abertura generado por los taladros de arranque

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

Cálculo de consumo específico de explosivos “C.E.” formula modificada de Ashby:

$$C. E. = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN} \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \quad \text{Ec. 2.16}$$

Donde:

- C. E. : Consumo específico de explosivos
- ρ_r : Densidad de roca dato del depto de geomecanica
- GSI : Según tablas U. O. ARCATA
- RQD : Según tablas U. O. ARCATA

Calculamos la constante de roca "C" Suecia por la siguiente formula:

$$C = 0.8784(C. E.) + 0.052 \quad \text{Ec. 2.17}$$

Donde:

- C : Factor de roca Suecia
- C. E. : Consumo específico de explosivos en el arranque

Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca

($A_{F \text{ roc.}}$):

El factor de roca se calcula de acuerdo a la ecuación 2.18:

$$A_{F \text{ roc.}} = 96.667 * (C. E.)^3 - 138.5 * (C. E.)^2 + 75.883 * C. E. - 4.41 \quad \text{Ec. 2.18}$$

Donde:

- $A_{F \text{ roc.}}$: Factor de roca
- C. E. : Consumo específico de explosivos

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.I.”:

Por la ecuación:

$$B. I. = \frac{C. E.}{0.004} \quad \text{Ec. 2.19}$$

Donde:

- B. I. : Índice de volabilidad

C. E. : Consumo específico de explosivos

0.004 : Constante

Cálculo de factor de energía “F.E.”:

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F. E. = 30 * (C. E.) \quad \text{Ec. 2.20}$$

Donde:

F. E. : Factor de energía

C. E. : Consumo específico de explosivos

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q₀”:

La densidad de carga nos da la medida de llenado de un determinado taladro en su respectivo cuadrante. Se considera un llenado perfecto sin dejar espacio vacío en el taladro lo cual se define como una densidad de carguío = 1.

En general cuando un taladro es llenado con explosivo al X% de todo el espacio se considera o tendremos una densidad de carguío = 0.92.

en la Figura 2.27. Se muestra la relación entre la concentración lineal de carga y el burden máximo para diferentes diámetros de taladros de expansión (Larsson y Clark).

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_0 * \left[\frac{B_e}{\phi_2}\right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right]}{RWS_{Anfo}} \quad \text{Ec. 2.21}$$

También se calcula por esta otra ecuación:

$$q_0 = 55 * \phi_0 * \left[\frac{B_e}{\phi_2}\right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{RWS_{Anfo}}\right] \quad \text{Ec. 2.22}$$

Donde:

q₀ : Densidad de carga inicial(arranque)

ϕ₁ : Diámetro de taladro de producción

ϕ₂ : Diámetro equivalente

B_e : Burden equivalente

C : Constante de roca suecia

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{Taco} = (10 * \phi_0) \tag{Ec. 2.23}$$

Donde:

L_{Carga} : Longitud cargada con explosivos

L_{Taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

Cálculo de (L_c) longitud de carga en el arranque:

La longitud de carga nos indica que, de toda la longitud del taladro, L_c solamente estará cargado de explosivos esto considerando el factor de confinamiento del explosivo al taladro y se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{Carga} = L - L_{Taco} \tag{Ec. 2.24}$$

Donde:

L_{Carga} : Longitud ocupado por el explosivo

L : Longitud del taladro o profundidad del taladro

L_{Taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque se considera también que tipo de explosivos se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{q_0 * L_{Carga}}{\text{Peso de 1 cartucho a emplear } (1 \frac{1}{4} * 12)"} \tag{Ec. 2.25}$$

Donde:

$N^{\circ}_{De \text{ cartuchos}}$: Cantidad de cartuchos por taladro

L_{Carga} : Longitud cargada con explosivos

Q_0 : Densidad de carga inicial en arranque

$P_{Cartucho}$: Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa explosiva "Q_e" utilizado por taladro en el arranque.

Es la cantidad en kg de explosivo empleado por taladro en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e = q_0 * L_{Carga} \quad \text{Ec. 2.26}$$

Donde:

- Q_e : Masa de explosivo utilizado/taladro
 L_{Carga} : Longitud cargada con explosivos
 q₀ : Densidad de carga inicial en arranque

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método Kuz Ram.

La interpretación de este resultado, indica el grado de fragmentación de la roca después de la voladura es decir predice el diámetro de los fragmentos para prevenir problemas de boloneo y/o banqueo ya que este material será extraído de mina mediante tolvas y este a su vez tendrá dispuesto una parrilla con una abertura de 20 x 20 centímetros.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$X = A_{F_{roc.}} * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. 2.27}$$

Donde:

- X : Tamaño medio de los fragmentos
 A_{F_{roc.}} : Factor de roca
 Q_e : Masa de explosivo/taladro
 RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
 K = C.E. : Factor triturante

2.3.2. Cálculos para el 1° cuadrante

Cálculo de burden "B_{max 1}" en el 1° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (Ah 0). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q 0), entonces el valor del burden en el 1° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Max } 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\phi_0 * C}} \right] \quad \text{Ec. 2.28}$$

Donde:

- $B_{\text{Max.1}}$: Burden máximo en el 1° cuadrante
- A_{h0} : Ancho de abertura en el arranque
- q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque
- RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
- ϕ_1 : Diámetro del taladro de producción
- C : Constante de roca Suecia

Cálculo de "B_{p1}" en el 1° cuadrante.

El burden práctico 1 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del primer cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah0

El burden práctico 1 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p1} = B_{\text{max } 1} - \psi - 0.07 \quad \text{Ec. 2.29}$$

Donde:

- B_{p1} : Burden práctico en el 1° cuadrante
- $B_{\text{p } 1}$: Burden máximo en el 1° cuadrante
- Ψ : Error de perforación
- 0.07 : Factor de adecuación a nuestro diseño

Calculamos longitud de X_c y X_d de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h(0)}}{2} + B_{p.(1)} \quad \text{Ec. 2.30}$$

Donde:

- $X_c = X_d$: Longitud de la línea de (ah0) hacia la esquina del 1° cuadrante
- $A_{h(0)}$: Longitud de abertura del arranque
- B_{p1} : Burden práctico del 1° cuadrante

Las longitudes de los segmentos que definirán el ancho de abertura en el primer cuadrante se detalla en la Figura 2.31.

Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante:

El ancho de abertura es la medida de un lado de la sección que queda después de la voladura del arranque, primer cuadrante, segundo cuadrante, así sucesivamente tal como se puede observar en la Figura 2.31. Se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura (A_{h1}).

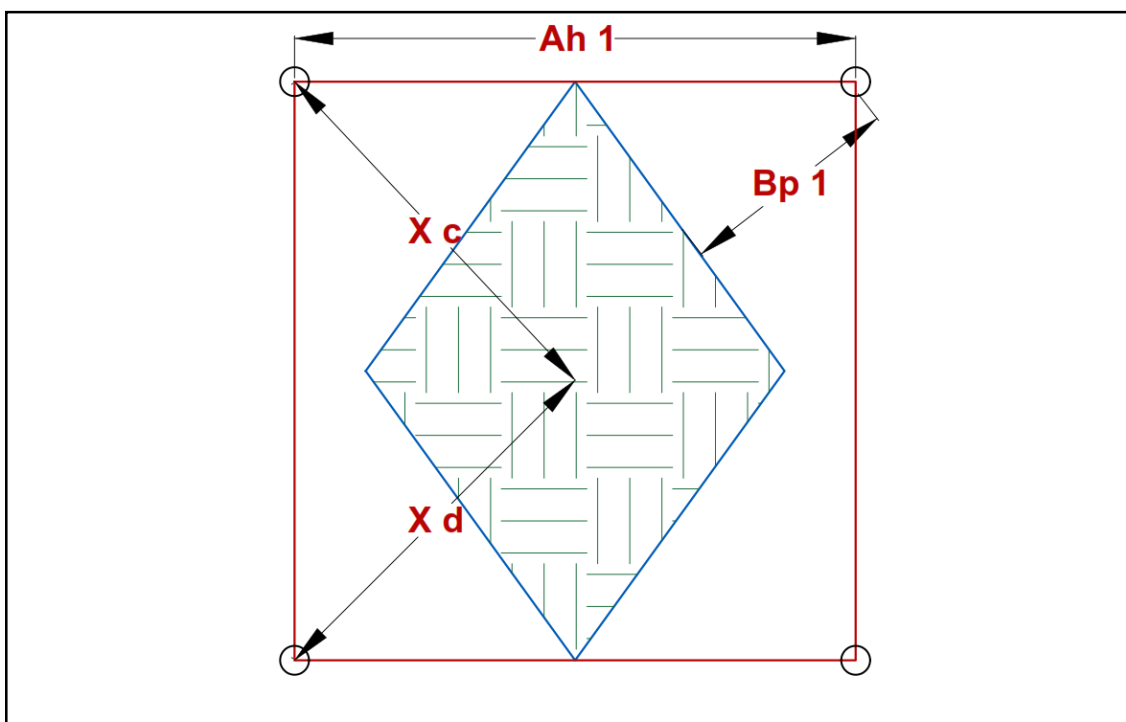


Figura: 2.30. Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante

Fuente: Autor de tesis

Cáculamos con la siguiente ecuación:

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \tag{Ec. 2.31}$$

Donde:

A_{h1} : Ancho de abertura 1° cuadrante

X_c : Longitud del centro hacia la esquina del 1° cuadrante

X_d : Longitud del centro hacia la esquina del 1° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\max 1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{\max 1^\circ \text{ cuad.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.32}$$

Donde:

- q_1 : Densidad de carga lineal en el primer cuadrante
 ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción
 $B_{\text{Max.1}^\circ \text{ cuad.}}$: Burden máximo en el 1° cuadrante
 C : Factor de roca Suecia
 RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
 A_{h0} : Ancho de apertura en el arranque

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

El número de cartuchos por taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_1 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}} \quad \text{Ec. 2.33}$$

Donde:

- N° de cartuchos : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro
 Q_1 : Densidad de carga lineal en el 1° cuadrante
 L_{Carga} : Longitud de carga en un taladro
 Peso : Es el peso de 01 cartucho del expl. Empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del primer cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e1} = q_1 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.34}$$

Donde:

- Q_{e1} : Masa de explosivo utilizado por taladro
 q_1 : Densidad de carga lineal en el 1° cuad.
 L_{Carga} : Longitud que esta ocupado por el explosivo

2.3.3. Cálculos para el 2° cuadrante

El diseño y detalles gráficos se detalla en la Figura 2.33.

Diseño y, Cálculo de burden " $B_{Max 2}$ " en el 2° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho (ah_1). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 2° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{Max 2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h 1} * q_0 * RWS_{Anfo}}{\phi_0 * C}} \right] \quad \text{Ec. 2.35}$$

Donde:

- $B_{Max 2}$: Burden máximo en el 2° cuadrante
- $A_{h 1}$: Ancho de abertura en el 1° cuadrante
- q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque
- RWS_{ANFO} : PRP del eplosivo a emplear con respecto al ANFO
- ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción
- C : Constante de roca Suecia

Cálculo de " $B_p 2$ " en el 2° cuadrante.

El burden práctico 2 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del segundo cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah_1 .

El burden práctico 2 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p 2} = B_{Max 2} - \psi \quad \text{Ec. 2.36}$$

Donde:

- $B_{p 2}$: Burden práctico en el 2° cuadrante
- $B_{Max 2}$: Burden máximo en el 2° cuadrante
- ψ : Error de perforación

Calculamos la longitud de X_e y X_f :

Los cálculos y longitudes para determinar el ancho de abertura en segundo cuadrante se detallan en la Figura 2.32.

$$X_e = X_f = \frac{A_{h (1)}}{2} + B_{p (2)} \quad \text{Ec. 2.37}$$

Donde:

$X_e = X_f$: Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

A_{h1} : Ancho de abertura 1° cuadrante

B_{p2} : Bburden práctico del 2° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante:

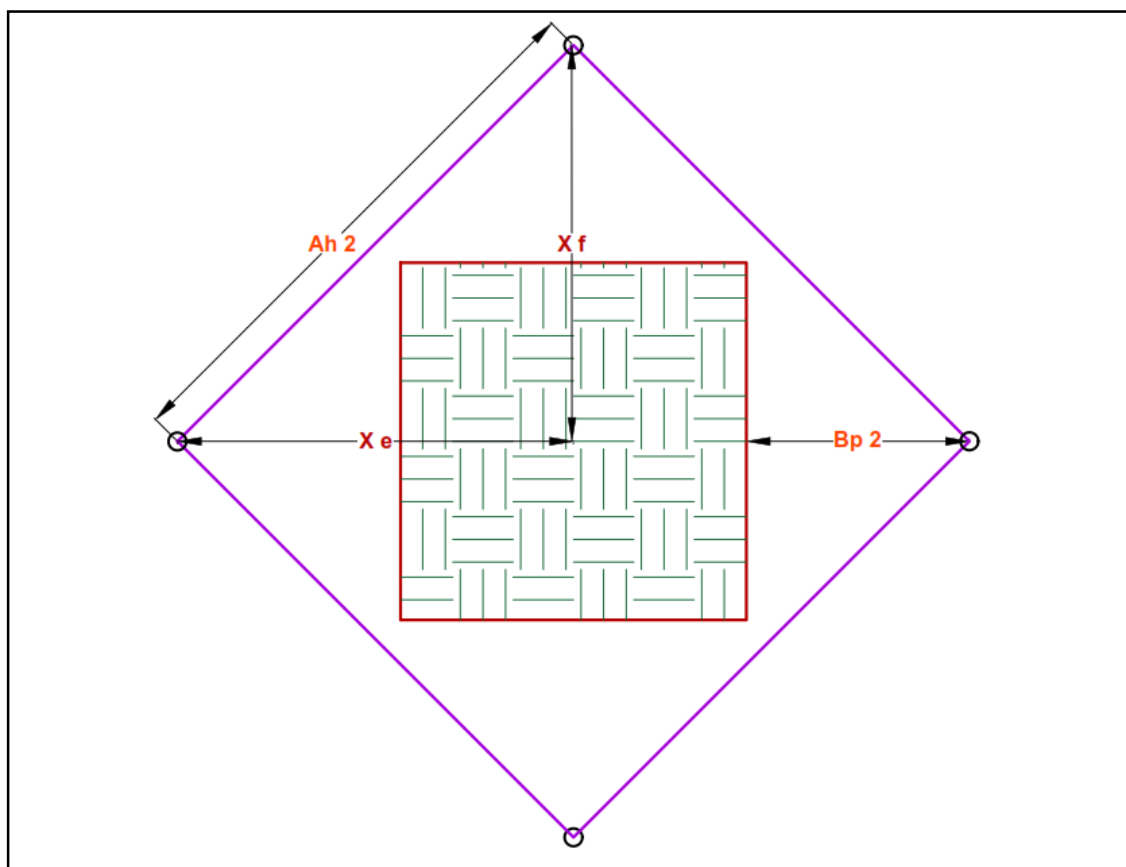


Figura: 2.31. Burden práctico, ancho de abertura en el 2° cuadrante

Fuente: Autor de tesis

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \tag{Ec. 2.38}$$

Donde:

A_{h2} : Ancho de abertura 2° cuadrante

X_e : Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

X_f : Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_2 = \frac{32.3 * \varnothing_0 * C * B_{\text{Max } 2^{\circ} \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^{\circ} \text{ cuad.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.39}$$

Donde:

q_2 : Densidad de carga lineal en el segundo cuadrante

\varnothing_0 : Diámetro del taladro de producción

$B_{\text{Max.2}^{\circ} \text{ cuad.}}$: Burden máximo en el 2° cuadrante

C : Factor de roca suecia

RWS_{ANFO} : Del explosivo a emplear

A_{h1} : Ancho de abertura en el 1° cuadrante

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

El número de cartuchos por taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N}^{\circ} \text{ De cartuchos} = \frac{q_2 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}} \quad \text{Ec. 2.40}$$

Donde:

N° de cartuchos : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

q_2 : Densidad de carga lineal en le 2° cuadrante

L_{Carga} : Longitud de carga en un taladro

Peso : Es el peso de 01 carucho del expl. Empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del segundo cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{carga}} \quad \text{Ec. 2.41}$$

Donde:

Q_{e2} : Masa de explosivo utilizado por taladro

Q_2 : Densidad de carga lineal en el 2° cuad.

L_{Carga} : Longitud que esta ocupado por el explosivo

2.3.4. Cálculos para el 3° cuadrante

En la Figura: 2.33 se detalla gráficamente los cálculos para el tercer cuadrante.

Diseño y, Cálculo de burden " $B_{\max 3}$ " en el 3° cuadrante

Para el cálculo de esta sección se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ($A_{h 2}$). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque (q_0), entonces el valor del burden en el 3° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{\max 3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h 2} * q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{\phi_0 * C}} \right] \quad \text{Ec. 2.42}$$

Donde:

- $B_{\max 3}$: Burden máximo en el 3° cuadrante
- $A_{h 2}$: Ancho de abertura en el 2° cuadrante
- q_0 : Densidad de carga explosiva en el arranque
- RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
- ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción
- C : Constante de roca suecia

Cálculo de " $B_{p 3}$ " en el 3° cuadrante.

El burden práctico 3 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 3° cuadrante, el cual es medido desde la abertura ah_2

El burden práctico 3 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p 3} = B_{\max 3} - \psi) - 0.02 \quad \text{Ec. 2.43}$$

Donde:

- $B_{p 3}$: Burden práctico en el 3° cuadrante
- $B_{\max 3}$: Burden máximo en el 3° cuadrante
- ψ : Error de perforación

Calculamos longitud de X_g y X_h :

$$X_g = X_h = \frac{A_{h(2)}}{2} + B_{p(3)} \quad \text{Ec. 2.44}$$

Donde:

$X_g = X_h$: Longitud del centro hacia la esquina del 3° cuadrante

A_{h2} : Ancho de abertura 2° cuadrante

B_{p3} : Burden práctico del 3° cuadrante

Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante:

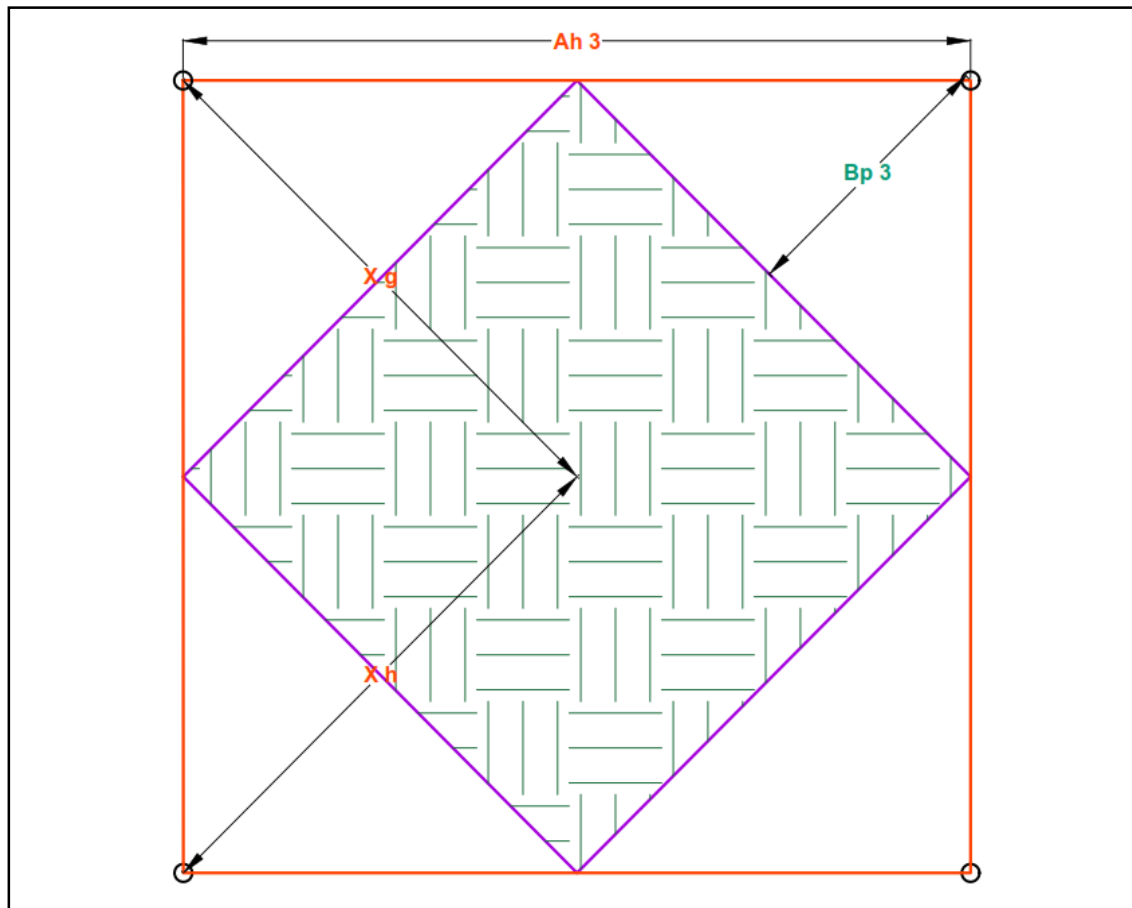


Figura: 2.32. Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante

Fuente: Autor de tesis

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2} \tag{Ec. 2.45}$$

Donde:

A_{h3} : Ancho de abertura 3° cuadrante

X_g : Longitud del centro hacia la esquina del 3° cuadrante

X_h : Longitud del centro hacia la esquina del 3° cuadrante

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_{5 \text{ Ay. corona}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. corona}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_h \text{ Ay. corona.}}{2 * B_{\text{max ay. corona}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.46}$$

Donde:

Q_3 : Densidad de carga lineal en el segundo cuadrante

ϕ_0 : Diametro del taladro de producción

$B_{\text{Max.3° cuad.}}$: Burden máximo en el 3° cuadrante

C : Factor de roca Suecia

RWS_{ANFO} : Del explosivo a emplear

A_{h2} : Ancho de apertura en el 2° cuadrante

Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

El número de cartuchos por taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N° De cartuchos} = \frac{q_3 * L_{\text{carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}} \quad \text{Ec. 2.47}$$

Donde:

N° de cartuchos : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

Q_3 : Densidad de carga lineal en el 3° cuadrante

L_{carga} : Longitud de carga en un taladro

Peso : Es el peso de 01 cartucho del expl. empleado

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante

Es la cantidad en kilogramos utilizados en un taladro del segundo cuadrante y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e3} = q_3 * L_{\text{carga}} \quad \text{Ec. 2.48}$$

Donde:

Q_{e3} : Masa de explosivo utilizado por taladro

Q_3 : Densidad de carga lineal en el 3° cuad.

L_{carga} : Longitud que esta ocupado por el explosivo

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 2.49}$$

Donde:

A_{h2} : Ancho de abertura en el 2° cuadrante

L : Longitud del taladro o profundidad

La longitud lateral del ultimo cuadrante es decir el (A_{h3}) ancho de abertura del 3° cuadrante, no debe ser mayor a la raíz cuadrada del avance o profundidad del taladro. Si se da lo contrario es que ya no se requiere diseñar más cuadrantes en el frente.

2.3.5. Cálculos para taladros ayuda de hastiales o paredes

Para realizar cálculos de tajeo tanto hacia arriba, abajo y en horizontal se tiene que hacer un reajuste de la constante o factor de roca "C", para ello se calcula el burden máximo de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 2.50}$$

Donde:

L : Profundidad del taladro

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca "C".

Para:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05 \quad \text{Ec. 2.51}$$

Para el caso que:

$$B < 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + \frac{0.07}{b}$$

Para los taladros de tajeo se asume que ya se tiene una abertura que se ha generado desde el arranque hasta el último cuadrante, entonces para realizar nuestros Cálculos se tiene parámetros que se detallan en las Cuadro N°: 2.6. Datos que nos permiten simplificar y llegar a resultados reales en el diseño de perforación y voladura.

Para nuestros cálculos también emplearemos los datos de la Cuadro N°: 2.6.

Cuadro N° : 2.6: Constantes y valores de fijación.

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de los taladros	Fact. de fijación	Relación. (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Fuente: manual de voladura ENAEX

Para taladros de corona		0.80
Para taladros de piso		1.0

Fuente: Postulado por Roger Holmberg

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de hastiales o paredes.

$$B_{max} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * f * (\frac{S}{B})}} \quad \text{Ec. 2.52}$$

Donde:

$B_{Max\ hast.}$: Burden máximo para ayuda de hastiales

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo empleado

f : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

$C'_{Corregido}$: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo del burden práctico con respecto a la sección del túnel

Para el diseño tomaremos el valor resultante de la siguiente ecuación:

$$B_{Práct. ay.hast.} = \frac{A_{túnel} - A_{h\ 3^o\ cuad.}}{4} \quad \text{Ec. 2.53}$$

Donde:

$B_{Práct. ay.hast}$: Burden para taladros de ayuda de hastiales

$A_{Túnel}$: Ancho del túnel

$A_{h\ 3^o\ Cuadrante}$: Ancho de abertura del 3° cuadrante

Cálculo de N° de taladros para ayuda de hastiales

El número de taladros para ayuda de hastiales o paredes se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. ay.hast.}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} - A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.54}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Tal. ay.hast.}}$: Número de taladros para ayuda hastiales

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel

$A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}}$: Ancho de abertura del 3° cuadrante

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo en horizontal

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales

$$S_{\text{Ay.hast.}} = \frac{A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}}}{N^{\circ}_{\text{Tal. Ay.hast.}} - 2} \quad \text{Ec. 2.55}$$

Donde:

$S_{\text{ay.Hast.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

$A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}}$: Ancho de abertura 3° cuadrante

$N^{\circ}_{\text{Tal ay.Hast.}}$: Número de taladros de ayuda de hastiales

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales

El ancho de abertura que generara los taladros de ayuda de hastiales se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{\text{h Ay. hast.}} = A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}} + (2 B_{\text{Ay.hast.}} * S_{\text{Ay.hast.}}) \quad \text{Ec. 2.56}$$

Donde:

$A_{\text{h Ay.hast.}}$: Ancho de abertura de ayuda de hastiales

$A_{\text{h } 3^{\circ} \text{cuad.}}$: Ancho de abertura 3° cuadrante

$B_{\text{Práct. ay.hast.}}$: Burden práctico de ayuda de hastiales

$S_{\text{Ay. hast.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

Cálculo de la densidad de carga (q_4) en los taladros de ayuda de hastiales

$$q_{4 \text{ Ay. hast}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max. ay. hast.}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{\text{h Ay. hast.}}}{2 * B_{\text{Max. ay. hast.}}})^{1.5}} \quad \text{Ec. 2.57}$$

Donde:

- $q_{4 \text{ Ay. hast.}}$: Densidad de carga en ayuda de hastiales
 ϕ_1 : Diametro del taladro de producción
 C' : Factor de roca corregida para tajeo horizontal
 $B_{\text{Max. ay. hast.}}$: Burden máximo en ayuda de hastiales
 RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear
 $A_{\text{h Ay. Hast.}}$: Ancho de abertura en ayuda de hastiales

Cálculo de n° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de hastiales

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_{4 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg. de expl./Cartucho}} \quad \text{Ec. 2.58}$$

Donde:

- $N^{\circ}_{\text{Cartuchos}}$: Cantidad de cartuchos en 01 taladro
 $Q_{4 \text{ Ay. hast.}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de hastiales
 L_{Carga} : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro
 RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear
 $\text{kg}_{\text{Expl.}}$: Peso de 01 cartucho de explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de hastiales (Q_e ay. hastiales.)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de ayuda de hastiales y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e \text{ Ay. hast.}} = q_{4 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.59}$$

Donde:

- $Q_{e \text{ Ay. hast.}}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de ayuda de hastiales
 $q_{4 \text{ Ay. hast.}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de hastiales
 L_{Carga} : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3.6. Cálculos de taladros en ayuda de corona

Primero se definirá áreas de tajeo hacia abajo. Lo que dependerá del ancho de abertura del ultimo cuadrante (a h ultimo cuadrante), (h) altura disponible que queda después de la voladura del ultimo cuadrante, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$H_{\text{Disp Tj } (\downarrow)} = 0.64 * (H_{\text{Túnel}} - A_{\text{h Último cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.60}$$

Donde:

$H_{\text{Disp.tj } (\downarrow)}$: Alto disponible para tajeo hacia abajo zona "C"

$H_{\text{Alto del túnel}}$: Alto del túnel

$A_{\text{Abertura último cuad.}}$: Ancho de abertura último cuadrante

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona.

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.61}$$

Donde:

$B_{\text{Max ay. corona}}$: Burden máximo para ayuda de corona

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo empleado

f : Factor de fijación (tajeo hacia abajo) segun Cuadro N° : 2.6

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia abajo

$C'_{\text{Corregido}}$: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona

La sección "C y D" es la altura disponible que queda después de la voladura del ultimo cuadrante para tajeo hacia abajo, lo cual se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Práct. ay.corona}} = 0.51 * H_{\text{Disp. tj. } (\downarrow)} \quad \text{Ec. 2.62}$$

Donde:

$B_{\text{Práct. ay. corona}}$: Burden práctico para taladros de ayuda de corona

$H_{\text{Disp.tj. } (\downarrow)}$: Altura disponible para tajeo hacia abajo

Cálculo de la longitud del segm. Donde ira los taladros de ayuda de corona

Para distribuir los taladros de ayuda de corona solo tomaremos el 65.33% de la longitud o ancho del túnel. En esta longitud se distribuirá los taladros según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{\text{Segm. ay.corona}} = 0.6533 * A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.63}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. ay. corona}}$: Longitud del segmento para tal. de ay. corona

$A_{\text{Túnel}}$: Longitud o ancho del túnel

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. corona}} \quad \text{Ec. 2.64}$$

Donde:

$S_{\text{Ay.corona.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de corona

$L_{\text{Segm. ay. corona.}}$: Longitud del segmento de ayuda de corona

Cálculo de N° de taladros para ayuda de corona

El número de taladros para ayuda de corona se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. ay. corona.}} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay.corona}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.65}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Tal. ay. corona.}}$: Número de taladros para ayuda corona

$L_{\text{Segm. ay.corona}}$: Longitud del segmento ayuda de corona

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia abajo

Cálculo de ancho de abertura en ayuda de corona

Para el ancho de abertura que generara los taladros de ayuda de corona se considera la misma longitud del segmento de ayuda de corona de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{\text{h Ay. corona.}} = L_{\text{Segm. ay.corona}} \quad \text{Ec. 2.66}$$

Donde:

$A_{h \text{ Ay. corona.}}$: Ancho de abertura de ayuda de corona

$L_{\text{Segm. ay.corona.}}$: Longitud del segmento ayuda de corona

Cálculo de la densidad de carga (q_5) en los taladros de ayuda de corona

$$q_{5 \text{ Ay. Corona.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. corona}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h \text{ Ay. corona.}}}{2 * B_{\text{Max. ay. coron}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.67}$$

Donde:

$q_{5 \text{ Ay. corona.}}$: Densidad de carga en ayuda de corona

ϕ_0 : Diametro del taladro de producción

C' : Factor de roca corregida para tajeo

$B_{\text{Max.Ay. Corona.}}$: Burden máximo en ayuda de corona

$RWS_{\text{ANFO.}}$: PRP del explosivo a emplear

$A_{h \text{ Ay. corona.}}$: Ancho de abertura en ayuda de corona

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de corona

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{5 \text{ Ay. corona.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.68}$$

Donde:

$N^\circ_{\text{De cartuchos.}}$: Cantidad de cartuchos en 01 taladro

$q_{5 \text{ Ay. corona.}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de corona

$L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

$RWS_{\text{ANFO.}}$: PRP del explosivo a emplear

$kg_{\text{Expl.}}$: Peso de 01 cartucho de explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Q_e ay. corona.)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de ayuda de corona y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e \text{ Ay. corona.}} = q_{5 \text{ Ay. corona.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.69}$$

Donde:

$Q_{e \text{ Ay. corona}}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de ayuda de corona

$q_{5 \text{ Ay. corona}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de corona

L_{Carga} : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3.7. Cálculos para taladros ayuda de arrastre

Primero se definirá área de tajeo hacia arriba. Lo que dependerá del ancho de abertura del ultimo cuadrante (a_h ultimo cuadrante), (h) altura disponible que queda después de la voladura del ultimo cuadrante, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$H_{\text{Disp.tj (l)}} = 0.36 * (H_{\text{Túnel}} - A_{h \text{ Ultimo cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.70}$$

Donde:

$H_{\text{Disp.tj (l)}}$: Alto disponible para tajeo hacia arriba zona "e"

$H_{\text{Alto del túnel}}$: Alto del túnel

A_h Abertura último cuad. : Ancho de abertura último cuadrante

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre.

$$B_{\text{Max. ay. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.71}$$

Donde:

$B_{\text{max ay. Arrast.}}$: Burden máximo para ayuda de arrastre

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo empleado

f : Factor de fijación (tajeo hacia arriba) según Cuadro N° : 2.6

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia arriba

$C'_{\text{Corregido}}$: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de arrastre

La sección "e" es la altura disponible que queda después de la voladura del ultimo cuadrante para tajeo hacia arriba, lo cual se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Práct. ay. arrastre.}} = \frac{H_{\text{Disp. tj. (†)}}}{2} \quad \text{Ec. 2.72}$$

Donde:

$B_{\text{Práct. ay. arrastre}}$: Burden práctico para taladros de ayuda de arrastre

$H_{\text{Disp.tj. (†)}}$: Altura disponible para tajeo hacia arriba

Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda de arrastre

Calculamos la longitud del segmento donde irán ubicados la fila de taladros de ayuda de arrastre o piso, según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre}} = 0.72 * A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.73}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. ay. arrastre}}$: Longitud del segmento para tal. de ay. arrastre

$A_{\text{Túnel}}$: Longitud o ancho del túnel

Para el diseño o dibujo debe coincidir el punto medio de este segmento con eje vertical del túnel, con un burden (burden práctico ayuda de arrastre) medido desde la línea de (Ah ancho de abertura del ultimo cuadrante).

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de arrastre

Los taladros de ayuda de arrastre estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Ay. arrastre.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. arrastre}} \quad \text{Ec. 2.74}$$

Donde:

$S_{\text{Ay. arrastre.}}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de arrastre

$L_{\text{Segm. ay. arrastre.}}$: Longitud del segmento de ayuda de arrastre

Cálculo de N° de taladros para ayuda de arrastre

El número de taladros para ayuda de arrastre se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. arrastre.} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay. arrastre}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.75}$$

Donde:

- N° Tal. ay. arrastre. : Número de taladros para ayuda arrastre
 $L_{\text{Segm. ay. arrastre.}}$: Longitud del segmento ayuda de arrastre
 S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia arriba

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre

El ancho de abertura que generará los taladros de ayuda de arrastre será igual a la longitud del segmento de ayuda de arrastre de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{h \text{ Ay. arrastre.}} = L_{\text{Segm. ay. arrastre}} \quad \text{Ec. 2.76}$$

Donde:

- $A_{h \text{ Ay. arrastre.}}$: ancho de abertura de ayuda de arrastre
 $L_{\text{Segm. ay. arrastre.}}$: longitud del segmento ayuda de arrastre

Cálculo de la densidad de carga (q_6) en los taladros de ayuda de arrastre

$$q_{6 \text{ Ay. arrastre.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ Ay. arrastre.}}}{2 * B_{\text{Max ay. arrastre}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.77}$$

Donde:

- $q_{6 \text{ Ay. arrastre.}}$: Densidad de carga en ayuda de arrastre
 ϕ_1 : Diametro del taladro de producción
 C' : Factor de roca corregida para tajeo
 $B_{\text{Max. ay. arrastre.}}$: Burden máximo en ayuda de arrastre
 $RWS_{\text{ANFO.}}$: PRP del explosivo a emplear
 $A_{h \text{ Ay. arrastre.}}$: Ancho de abertura en ayuda de arrastre

Cálculo de n° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de arrastre

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{6 \text{ Ay. arrastre.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.78}$$

Donde:

- $N^{\circ}_{\text{De cartuchos.}}$: Cantidad de cartuchos en 01 taladro
 $q_{6 \text{ Ay. arrastre.}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de arrastre
 $L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro
 $RWS_{\text{ANFO.}}$: PRP del explosivo a emplear

$kg_{expl.}$: Peso de 01 cartucho de explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de arrastre ($Q_{e \text{ ay. arrastre.}}$)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de ayuda de arrastre y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e \text{ Ay. arrastre.}} = q_{\text{ Ay. arrastre.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.79}$$

Donde:

$Q_{e \text{ Ay. arrast.}}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de ayuda de arrastre

$q_{\text{ Ay. arrast.}}$: Densidad de carga lineal en ayuda de arrastre

$L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3.8. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{\text{Max. hast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.80}$$

Donde:

$B_{\text{Max. hast.}}$: Burden máximo para taladros de hastiales

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo empleado

f : Factor de fijación (tajeo horizontal) según Cuadro N° : 2.6

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

$C'_{\text{ corregido}}$: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

Calculamos burden práctico para taladros de hastiales con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Práct. hast.}} = \frac{0.2755 * A_{\text{Túnel}}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. 2.81}$$

Donde:

$B_{\text{Práct. hast.}}$: Burden práctico para taladros de hastiales

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel

Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales

Es la longitud del segmento vertical donde irán ubicados los taladros para hastiales, según el espaciamiento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$H_{\text{Disp. hast.}} = H_{\text{Túnel}} - r \quad \text{Ec. 2.82}$$

Donde:

$H_{\text{Disp. tal. hast.}}$: Altura disponible para tal. de hastiales

$H_{\text{Túnel}}$: Longitud o alto del túnel

r : Radio del baúl del túnel

Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales

Los taladros de los hastiales estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Tal. hast.}} = 0.3345 * H_{\text{Disp.tal. hast.}} \quad \text{Ec. 2.83}$$

Donde:

$S_{\text{Tal. hast.}}$: Espaciamiento de taladros de hastiales

$H_{\text{Disp. tal. hast.}}$: Altura disponible para taladros. de hastiales

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

El número de taladros para los hastiales se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hast.}} = \left(\frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.84}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Tal. hast.}}$: Número de taladros para los hastiales

$H_{\text{Disp. hast.}}$: Altura disponible en los hastiales

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

Cálculo de ancho de abertura de hastiales

El ancho de abertura que generará los taladros de los hastiales será igual a la longitud de la altura disponible en los hastiales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{h \text{ Hastiales.}} = H_{\text{Disp. hast.}} \quad \text{Ec. 2.85}$$

Donde:

$A_{h \text{ Hastiales.}}$: Ancho de abertura de tal. hastiales

$H_{\text{Disp. hast.}}$: Altura disponible en los hastiales

Cálculo de la densidad de carga (q_7) en los taladros de hastiales

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. hast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ Hast.}}}{2 * B_{\text{Max. hast.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.86}$$

Donde:

$q_{7 \text{ Tal. hast.}}$: Densidad de carga en tal. de hastiales

ϕ_0 : Diametro del taladro de producción

C' : Factor de roca corregida para tajeo

$B_{\text{Max. hast.}}$: Burden máximo en hastiales

RWS_{ANFO} : RPP del explosivo a emplear

$A_{h \text{ Hastiales.}}$: Ancho de abertura en los hastiales

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.87}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{De cartuchos.}}$: Cantidad de cartuchos en 01 taladro

$q_{7 \text{ Tal. hast.}}$: Densidad de carga lineal en tal. hastiales

$L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear

$kg_{\text{Expl.}}$: Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ($Q_e \text{ hast.}$)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de hastiales y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e \text{ Hastiales.} = q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.88}$$

Donde:

- $Q_{e \text{ Hast.}}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales
 $q_{7 \text{ Tal. hast.}}$: Densidad de carga lineal en los hastiales
 $L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3.9. Cálculos para taladros de corona o techo

Para la voladura en los contornos en este caso techo o corona se realizará voladura controlada (smooth blasting), ya que con esta técnica los daños en el techo o corona y en las paredes se minimizan por experiencia de campo (Pearson 1973) y establece el espaciamiento en función general del diámetro del taladro de producción.

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

El espaciamiento de los taladros en la corona, cuando se realiza voladura controlada se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_0 \quad \text{Ec. 2.89}$$

Donde:

- $S_{\text{Corona.}}$: Espaciamiento de los taladros en la corona o techo
 K : Constante que toma valores entre {15, 16}
 ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

El burden máximo para los taladros de la corona, cuando se realiza voladura controlada es calculado por la siguiente relación de espaciamiento y burden ($s/b = 0.80$), donde s/b debe ser menor a 1, entonces el burden máximo se calcula con la siguiente relación:

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{Max. corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ec. 2.90}$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

El burden máximo para taladros de corona se calcula con la siguiente ecuación

$$B_{\text{Práct. corona}} = B_{\text{Max. corona}} - L \text{ seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.91}$$

Donde:

- $B_{\text{Práct. corona}}$: Burden práctico para tal. corona

- L : Profundidad del taladro
 γ : Angulo de los taladros de contorno
 Ψ : Error de perforación

Cálculo de N° de taladros para la corona

El número de taladros para la corona o techo, se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. corona}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel.}}}{B_{\text{Max. corona}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.92}$$

Donde:

- $N^{\circ}_{\text{Tal. corona}}$: Número de taladros para la corona
 $A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel
 $B_{\text{Max. corona}}$: Burden máximo corona
 S/B : Relación espaciamento y burden para contornos

Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

La densidad de carga lineal al realizar voladura controlada en los contornos se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$q_{8 \text{ Corona.}} = 90 * \phi_0^2 \quad \text{Ec. 2.93}$$

Donde:

- $q_{8 \text{ Corona.}}$: Densidad de carga explosiva en la corona
 ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{8 \text{ Corona.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho de explosivo empleado}} \quad \text{Ec. 2.94}$$

Donde:

- $N^{\circ}_{\text{De cartuchos.}}$: Cantidad de cartuchos en 01 taladro
 $q_{8 \text{ Tal. corona.}}$: Densidad de carga lineal en tal. corona
 $L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro
 $kg_{\text{ Expl.}}$: Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona (Qe corona.)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de corona y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_{e \text{ Corona.}} = q_{8 \text{ Corona.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.95}$$

Donde:

$Q_{e \text{ Corona.}}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de corona

$q_{8 \text{ Corona.}}$: Densidad de carga lineal en la corona

$L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.3.10. Cálculos para taladros de arrastre o piso

Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores de la Cuadro N° :2.6 ($f = 1.45$), ($S/B = 1$) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

El diseño de taladros de arrastre(pisos), tiene una particularidad con respecto a los demás taladros, ya que en esta zona se tiene que considerar el grado de inclinación hacia abajo con respecto a la horizontal; en el caso de rampas negativas con mayor detalle se tiene que realizar la perforación considerando la pendiente de la rampa más el grado de inclinación que se estima para estos taladros. El objetivo de todos estos detalles es llevar un piso uniforme con respecto a la gradiente, ver Figura 2.33, 2.34.

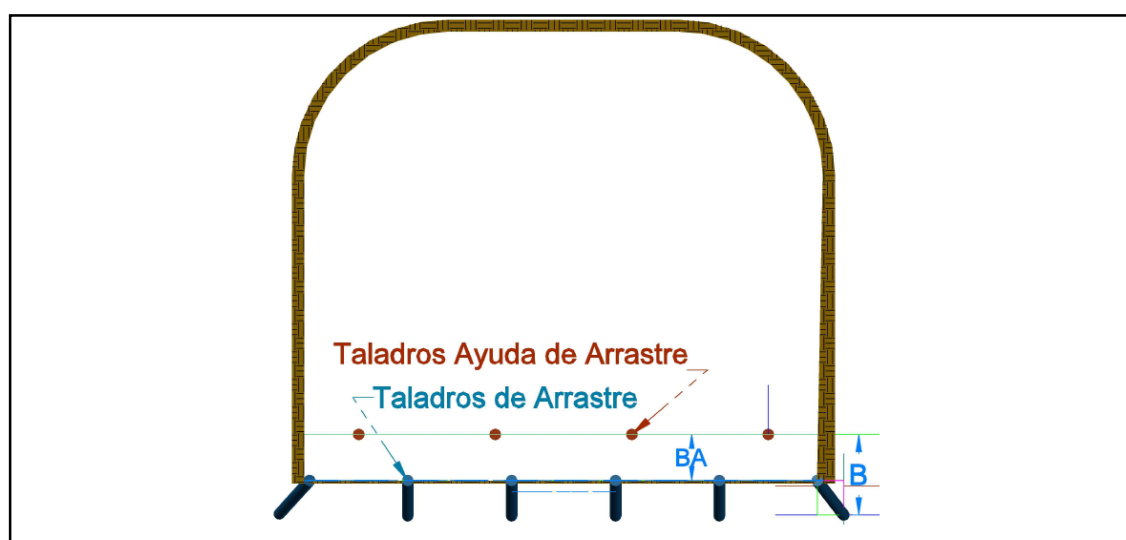


Figura: 2.33. Diseño de taladros de arrastre

Fuente: Manual de P & V - Lopez Jimeno

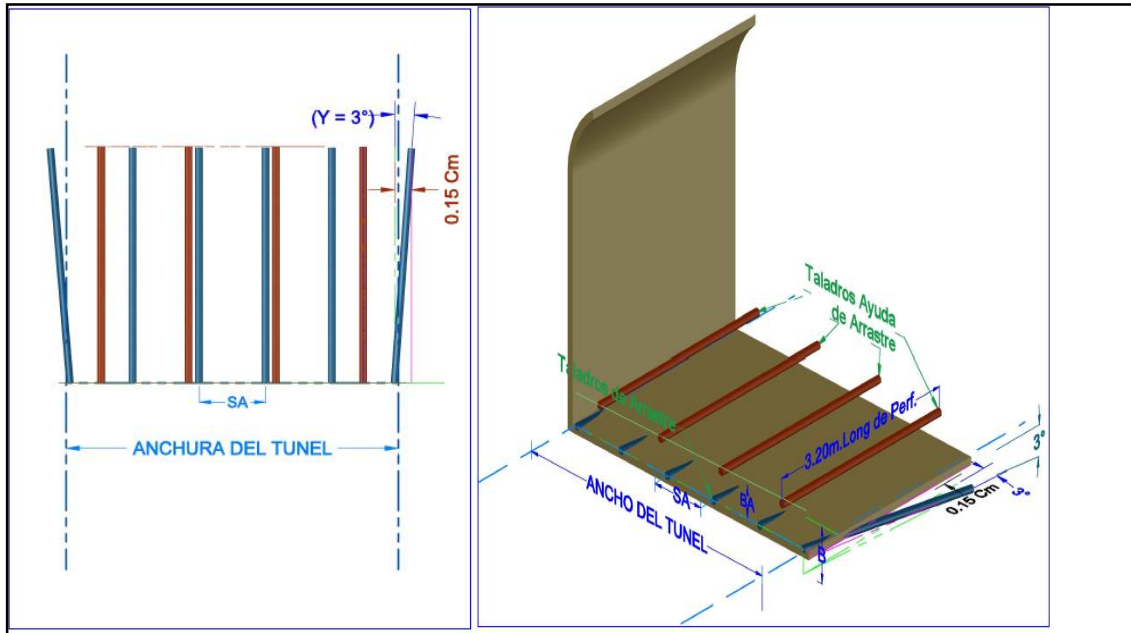


Figura: 2.34. Geometría de los taladros de arrastre. idealizada
Fuente Manual de P & V - Lopez Jimeno.

Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso.

$$B_{Max. \text{ arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * (\frac{S}{B})}} \tag{Ec. 2.96}$$

Donde:

- $B_{Max \text{ arrast.}}$: Burden máximo para tal. Arrastre
- q_0 : Densidad de carga inicial
- RWS_{ANFO} : PRP del explosivo empleado
- f : Factor de fijación para tal. de arrastre segun Cuadro N° :
- S/B : Relación espaciamento y burden para tal. de arrastre
- $C'_{\text{Corregido}}$: Factor de roca corregido para taladros de tajeo

Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso

Calculamos burden práctico para taladros de hastiales con la siguiente ecuación:

$$B_{Práct. \text{ arrast.}} = B_{Max. \text{ arrast.}} - L \text{ seno } \gamma - \psi \tag{Ec. 2.97}$$

Donde:

$B_{Práct. arrast.}$: Burden práctico para taladros de arrastre

$B_{Max. arrast.}$: Burden máximo en tal.. Arrastre

L : Profundidad del taladro o avance

γ : Angulo de los taladros de contorno

Ψ : Error de perforación

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

El número de taladros para el arrastre se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{Tal. Arrastre.} = \left(\frac{A_{Túnel.} + 2 L * \text{seno}(\gamma)}{B_{Max. arrast.} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.98}$$

Donde:

$N^{\circ}_{Tal. Arrast.}$: Número de taladros para arrastre

$A_{Túnel}$: Ancho del túnel

L : Profundidad del taladro o avance

γ : Angulo de los taladros de contorno

$B_{Max. arrast.}$: Burden máximo en tal. de arrastre

S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

Los taladros de arrastre que estarán en la parte central de la sección del túnel estarán espaciados de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{Tal. Arrastre.} = \frac{A_{Túnel} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N^{\circ}_{Tal. Arrast.} - 1} \quad \text{Ec. 2.99}$$

Donde:

$S_{Tal. Arrast.}$: Espaciamiento de taladros de arrastre

$A_{Túnel.}$: Longitud o ancho del túnel

L : Profundidad del taladro o avance

γ : Angulo de los taladros de contorno

$N^{\circ}_{Tal. Arrast.}$: Cantidad de taladros de arrastre

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

Los taladros de arrastre que estarán en las esquinas de la sección del túnel estarán espaciados con respecto a los taladros centrales de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$S_{\text{Tal. arrastre.esquinas.}} = 0.97 - (A_{\text{Túnel}} * \text{seno}(\gamma)) \quad \text{Ec. 2.100}$$

Donde:

$S_{\text{Tal. arrast. esq.}}$: Espaciamiento de taladros de arrastre en las esquinas

$A_{\text{Túnel.}}$: Longitud o ancho del túnel

γ : Angulo de los taladros de contorno

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

El ancho de abertura que generará los taladros de arrastre será igual a la longitud del ancho del túnel de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{\text{h Arrastre.}} = A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.101}$$

Donde:

$A_{\text{h arrastre.}}$: Ancho de abertura de Tal. de arrastre

$A_{\text{Túnel}}$: Ancho del túnel

Cálculo de la densidad de carga (q_9) en los taladros de arrastre

$$q_9 \text{ Tal. arrastre.} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. arrast.}}}{\text{RWS}_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{\text{h Arrast.}}}{2 * B_{\text{Max. arrast.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.102}$$

Donde:

$q_9 \text{ Tal. arrast.}$: Densidad de carga en tal. de arrastre

ϕ_0 : Diámetro del taladro de producción

C' : Factor de roca corregida para taladros de tajeo

$B_{\text{Max. arrast.}}$: Burden máximo en arrastre

RWS_{ANFO} : PRP del explosivo a emplear

$A_{\text{h Arrast.}}$: Ancho de abertura en arrastre

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_9 \text{ Tal. arrast.} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg. expl./Cartucho}} \quad \text{Ec. 2.103}$$

Donde:

- N° De cartuchos. : Cantidad de cartuchos en 01 taladro
 $q_{9 \text{ Tal. arrast.}}$: Densidad de carga lineal en tal. . arrastre
 $L_{\text{Carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro
 $RWS_{\text{ANFO.}}$: PRP del explosivo a emplear
 $kg_{\text{Expl.}}$: Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre (Q_e arrast.)

Es la cantidad de explosivos empleado para la voladura de los taladros de arrastre y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Q_e \text{ Arrast.} = q_{9 \text{ Tal. arrast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.104}$$

Donde:

- $Q_e \text{ Arrast.}$: Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre
 $q_{9 \text{ Tal. arrast.}}$: Densidad de carga lineal en taladros de arrastre
 $L_{\text{carga.}}$: Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

2.4. Definiciones conceptuales

Factor de carga.

El factor de carga es la cantidad de explosivo en kilos por metro cubico de roca. Este factor es el indicador económico más importante cuando se habla de diseño de patrones de voladura. Suele utilizarse como indicador de eficiencia de voladuras.

Distancia entre taladros.

Se determina como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura, normalmente varía de 15 a 30 cm entre los arranques, de 60 a 90 cm entre los de ayuda, y de 50 a 70 cm entre los cuadradores.

Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada del diámetro de la broca.

Los taladros de periferia (alzas y cuadradores) se deben perforar a uno 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y para evitar la sobre rotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para sus topes

permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar. (Camac Torres E. A., 2001).

Longitud de taladros.

Se determinará en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y por las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3 metros de profundidad, mientras que con corte “V” solo se llega de 1 a 2 m en túneles de pequeña sección, para calcular la longitud de los taladros de corte en v, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación $L = S * 0,5$, donde s es la dimensión de la sección del túnel en m^2 .

Avance por disparo

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

Arranque

Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cavidad inicial en el frente, por lo general se cargan 1.3 a 1.5 veces más que el resto de los taladros

Ayudas de arranque

Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman la salida hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución, comprendiendo a las primeras contra ayudas, segunda y tercera ayudas ó sea ensancha el vacío creado por los taladros de arranque.

Taladros de producción

Es la voladura principal en cuanto al volumen de arranque se refiere el esquema suele ser más abierto que el arranque y ayuda de arranque y con menores consumos específicos de explosivos

Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

Alzas o techos

Son los taladros que forman el techo o bóveda del tunel, también se le denomina taladros de corona

Arrastre o pisos

Son los taladros que corresponden al piso del frente, por lo general se dispara al final de toda la tanda

Carguío

El carguío se realizará con equipos ldh, se carga el material a. Los camiones volquetes para que sean trasladados a la zona de acumulación en superficie o en cámaras de acumulación en interior mina.

También está comprendido con este término el carguío de taladros perforados en frentes de avance y labores de explotación, donde es depositado el explosivo con sus respectivos accesorios para realizar la voladura.

Cara libre

Es la superficie en contacto con el medio ambiente, hacia el cual se desplaza el material cuando es disparado por acción del explosivo. La cara libre en un frente es una sola por ello la función del corte o cuele es abrir o crear otra cara libre, es decir la abertura que se genera después del disparo del arranque ya es otra cara libre

La creación de una cara libre mediante perforación de taladros de alivio con un diámetro mayor al diámetro de los taladros de producción, viene a ser la segunda cara libre en un frente en minería subterránea, el cual es muy importante e indispensable para la formación de las ondas compresivas y retorno (reflexión) de ondas de tensión provocando así una fragmentación por las ondas compresivas.

Burden

Es la distancia más corta medido perpendicularmente desde el eje de un taladro hacia la cara libre o taladros de alivio

Desplazamiento

Consiste en el movimiento y/o proyección del material roto por efecto de las ondas tensivas con respecto a la cara libre.

Espaciamiento

Es la distancia lateral entre taladros y taladro de un mismo cuadrante en minería subterránea

Explosivo

Compuesto químico generador de la liberación repentina de altas presiones y temperaturas, con liberación de gases produciendo fragmentación en la roca por acción de las ondas tensivas y las ondas compresivas.

Emulnor

El emulnor es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura de la línea de fabricantes FAMESA.

Emulex

El emulex es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura de la línea de fabricantes EXSA.

Malla

La malla de perforación es la forma en la que se distribuye los taladros para realizar una voladura, considerando básicamente la relación del burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro

Taladro

Cavidad cilíndrica en la cual se deposita explosivo de acuerdo a un factor de carga.

Voladura controlada

Técnica de voladura usada para controlar la sobre excavación y producir un perímetro final competente, puede ser de pre – corte, recorte, perforación con taladros de alivio en el contorno de la sección, voladura amortiguada.

Vibraciones

Movimiento oscilante de un medio sólido o líquido al paso de una onda de deformación

2.4.1. Conceptos de voladuras deficientes

Tiro retardado

Es el que no sale a su tiempo. Presenta grave riesgo para el personal que reingresa al frente de un disparo, sin haber dejado un tiempo prudencial. No es común y puede ocurrir por; defecto del detonador de retardo y por mecha de seguridad defectuosa o demasiado lenta.

Tiro soplado

Es un tiro que sale sin fuerza, no hay rotura ni empuje adecuado del material. El explosivo es expulsado del taladro o simplemente deflagra sin llegar a detonar. Generalmente ocurre por mala dosificación de la carga o mala selección del explosivo respecto a la dureza de la roca, mal atacado, falta de potencia del iniciador, falta del taco inerte o uso del explosivo húmedo.

Frente soplado

Hacen referencia a las voladuras que fueron deficientes, ya que en ellas algunos de los taladros de arranque cargados explosionaron sin lograr romper al macizo rocoso o por el reacomodo del macizo rocoso no se desplaza el material roto en el frente

Tiro cortado

Es un tiro que no sale por falla de cualquiera de los elementos principales: iniciador, guía o explosivo y es muy peligroso porque en algunas ocasiones no se puede visualizar en el frente a simple vista, para inspeccionar bien el frente y constatar que no exista tiros cortados después de la voladura se tiene que lavar bien el frente con agua a presión. Si se encuentra alguno deben ser eliminados inmediatamente, para poder continuar con el trabajo.

Taladro confinado

Un taladro confinado se manifiesta cuando a simple observación después de la voladura la apariencia de que el frente no se hubiera perforado es decir que los taladros se han comprimido hasta llegar a desaparecer porque al inicio de la detonación. Si hubo detonación, fragmentación, pero no hubo desplazamiento del material roto entonces se asume que los taladros se han confinado. Ocurre generalmente en taladros de arranque y los demás taladros se quedan soplados y como resultado se tiene un frente soplado

Taladros anillados

Los taladros anillados son aquellos taladros que en el momento de detonar no logran romper toda la longitud del taladro, solamente rompe la longitud de la carga explosiva o la longitud que ha sido cargado quedándose la parte de la cara del frente intacta como un cascara de roca y que en el fondo la roca ha sido fragmentada pero no desplazada.

Tacos

Los tacos en un frente se aprecian a simple vista. Son taladros que han quedado con una longitud determinada los cuales no han logrado romper al macizo rocoso las causas se determinan inmediatamente como desviación de taladros, falta de paralelismo, fallas en la perforación de los taladros de arranque.

Tiros prematuros

Los tiros prematuros se manifiestan cuando en la detonación de los taladros iniciados de acuerdo a una secuencia de salida uno de los taladros que aún no debería de detonar detona antes de los que sí está secuenciados, es decir no se hizo un secuenciamiento adecuado y como consecuencia existe la probabilidad de que haya tiro cortado o taladros soplados

2.5. Formulación de hipótesis

2.5.1. Hipótesis general

Con la determinación del nuevo diseño de perforación y voladura, con una carga explosiva adecuada. Se reducirá las incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

2.5.2. Hipótesis específicos

Diseñando una adecuada malla de perforación se reducirá las incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

Determinando una adecuada distribución de faneles, una carga explosiva adecuada se reducirá las incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

CAPÍTULO III

3. METODOLOGÍA

3.1. Tipo de investigación

La investigación será de tipo descriptivo, mediante el cual se realizará una explicación detallada de la situación actual en los parámetros de perforación y voladura costos en la ejecución de labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

Por otra parte el estudio será de tipo aplicativo, de causa y efecto, donde la causa es el diseño de la malla de perforación y el cálculo del tipo de carga explosiva para la voladura; y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura, así determinar si el diseño es aceptable y con esto establecer que en el proceso se reducirá las incidencias de voladuras deficientes en la ejecución de labores de preparación, desarrollo e infraestructura por la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

3.2. Diseño metodológico

De acuerdo a la naturaleza de trabajo de investigación y por las características de estudio es de tipo descriptivo y experimental y se refiere a la determinación del diseño de malla de perforación y la selección de carga explosiva adecuada para reducir las incidencias de voladuras deficientes en la ejecución de labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C. y la ejecución de su etapa inicial y posteriormente se seleccionará un nuevo diseño de malla de perforación y selección de carga explosiva utilizada, considerando los siguientes parámetros: burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararan para encontrar la reducción de incidencias en voladuras deficientes

3.3. Población

En el caso de nuestra investigación la población estará constituida por las labores de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

3.4. Muestra

En nuestra investigación la muestra está constituida por labores de preparación y desarrollo con secciones de 3.5 x 3.5 hasta 4.5 x 4.0 ejecutados por la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

3.5. Unidad de muestreo

Las unidades de muestreo para la investigación son:

- Metros lineales de avance,
- Número de taladros,
- Número de cartuchos/taladro,
- Volumen del material roto,
- Tonelaje del material obtenido,
- Kilogramos de explosivos utilizados.

3.6. Operacionalización de variables

Las variables de operación en perforación y voladura serán operacionalizadas, en cada prueba a realizar, cada una según su escala de medición.

3.6.1. Variables independientes

La variable independiente es la característica del macizo rocoso en su conjunto de labores de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

3.6.2. Variables dependientes

El diseño de perforación y voladura para reducir las incidencias por voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

Tipo de explosivos a emplear para la voladura y el secuenciamiento de salida en la voladura

Las variables independientes, variables dependientes ver Cuadro N°: 3.1.

Cuadro N° : 3.1: Operacionalización de variables

Variables	Indicadores	Escala de medición
Independientes (VI). Características del macizo rocoso	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Densidad de roca ➤ Calidad de macizo rocoso 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ kg/m³ ➤ RQD, RMR, GSI
Dependientes (VD). <ul style="list-style-type: none"> ➤ Diseño de perforación y voladura ➤ Geometría de la perforación ➤ Tipo de explosivo a utilizar ➤ Reducción de incidencias de voladuras deficientes. 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ N° de taladros. ➤ Burden. ➤ Espaciamiento. ➤ Avance/disparo ➤ Fragmentación. ➤ Volumen roto ➤ Densidad de carga 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Unidades. ➤ Metros. ➤ Metros. ➤ Metros. ➤ Centímetros. ➤ Metros cúbicos ➤ kg/m lineal

Fuente: Autor de tesis

3.7. Técnicas de recolección de datos

Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de la operación y voladura en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

3.7.1. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos a utilizar para el estudio serán formato de avance por guardia, reporte diario de operación por guardia, libretas de apuntes, informe diario de trabajos realizados durante la guardia, y formato de avances por guardia.

Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia, consumo de explosivos por cada guardia.

3.7.2. Formatos de reporte diario de operaciones por guardia

- Número de taladros.
- Cantidad de explosivos utilizados.
- Metros lineales de avance por guardia
- Voladuras deficientes

3.7.3. Técnicas para el procesamiento de datos

Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición de metros lineales de avance, número de taladros, frentes con voladuras deficientes, cantidad de explosivos y se proyectará cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estandar de trabajo.

3.7.4. Presentación diaria de cuadros comparativos de avance lineal por guardia

- Número de taladros perforados.
- Número de frentes con incidencias de voladuras deficientes.
- Cantidad de explosivos utilizados.
- Metros lineales de avance por guardia
- Voladuras deficientes

3.8. Ámbito de estudio

Minería subterránea

3.9. Unidad de estudio

Unidad operativa ARCATA S.A.

3.10. Ubicación política

El yacimiento de ARCATA se encuentra ubicado en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra al ne del nevado coropuna, a 175 km al NE en línea recta a la ciudad de Arequipa, dentro del macizo occidental de la cordillera de los andes, flanco oeste, (ver Anexo: 2).

- Departamento : Arequipa
- Provincia : Condesuyos
- Distrito : Cayarani

3.10.1. Ubicación en coordenadas UTM

El Perú para sus concesiones mineras utiliza el sistema UTM. El área de las operaciones de la U.O. ARCATA se ubica dentro de las siguientes coordenadas UTM, ver Cuadro N°: 3.2.

Los datos de las coordenadas UTM se copiaron del departamento de geología y planeamiento U.O. ARCATA.

Cuadro N° : 3.2. Coordenadas UTM

Coordenada Norte	Coordenada Este
8341624	78945

Fuente: Geología y planeamiento

3.10.2. Ubicación en coordenadas geográficas

Las coordenadas geográficas o angulares son utilizadas tradicionalmente, están referidas al ecuador (en dirección norte o sur) y al meridiano de Greenwich (en dirección este u oeste).

El área de las operaciones de la U.O. ARCATA se ubica dentro de las siguientes coordenadas geográficas, ver Cuadro N° : 3.3.

Cuadro N° : 3.3. Coordenadas geográficas

Latitud Sur	Longitud Oeste
14° 59' 47.45"	72° 18' 29.76"

Fuente: Geología y planeamiento

3.11. Accesibilidad

El distrito minero es accesible desde la ciudad de Arequipa, por carretera afirmada, cubriendo 307 km. Con un tiempo de viaje de 7 horas aproximadamente y dividido en los siguientes tramos:

- Arequipa → Pampa Cañahuas : 95 km. Carretera asfaltada
- Pampa Cañahuas → Sibayo : 53 km. Carretera afirmada
- Pampa Sibayo → Caylloma : 69 km. Carretera afirmada
- Caylloma → Arcata : 90 km. Carretera afirmada
- Arequipa → Aplao → Orcopampa → Arcata : 360 km. Carretera asfaltada/afirmada

El tiempo de viaje desde la ciudad de arequipa es aproximadamente 7 horas, a 25 kilómetros al sur de Arcata se encuentra la mina orcopampa, dicha mina cuenta con una pista de aterrizaje de 1,600 m de longitud. El tiempo total de vuelo entre lima y orcopampa es aproximadamente 2 horas, cubriéndose el viaje de lima y Arcata en 4 horas.

La topografía presenta sectores de relieve ondulado a semi accidentado y sectores de relieve abrupto o muy accidentado formando montañas y quebradas con escasos recursos de vegetación.

La fisiografía de la zona de estudio ha sido impartida por la acción degradacional de las glaciaciones, dado que se observan indicios inequívocos de este suceso. Presenta superficies estriadas o laminares como consecuencia de la abrasión efectuada en superficies rocosas, por los glaciares.

La zona de estudio se encuentra en una zona orogénica de varios relieves con altos picos superiores a los 5 000 m.s.n.m, profundos valles y cuencas dados por fuerzas tectónicas.

El mapa de ubicación geográfica de la U.O. ARCATA topografía y fisiografía, ver en Anexo: 2.

3.12. Drenaje

Los recursos hídricos, esta localizadas en una serie de lagunas escalonadas de origen glaciar formados por represamientos morrenicos donde más importante es la laguna de chumille y cuyas aguas discurren formando un drenaje de tipo detrítico.

Estas aguas llegan a formar parte del sistema hídrico de la cuenca donde está ubicada la U.O. ARCATA. La laguna chumille llega a formar la quebrada orcopampa, para formar la laguna el salto; luego discurren hasta desembocar en la laguna represada huisca-huisca y finalmente ser descargada a la laguna Arcata.

3.13. Clima

En la mina Arcata presenta un clima frío y seco, característico de la región puna y cordillera. La temperatura varía entre los 13 °C y -10 °C entre el día y la noche.

El clima está dividido en dos estaciones marcadamente diferentes durante el año. Una seca y fría entre abril y noviembre, en esta época se producen las más bajas temperaturas (heladas), los meses de junio, julio y parte de agosto son los meses de las heladas. La otra estación húmeda y lluviosa se presenta entre los meses de diciembre y marzo originando el incremento

De las aguas debido a las precipitaciones sólidas y líquidas.

3.14. Vegetación.

La vegetación que predomina en la zona son el ichu, la huayquera, la ortiga, pastos que sirven para uso doméstico en parte y como alimentos para auquénidos y ovejas.

3.15. Fauna

Los animales que habitan en esta zona son las alpacas, llamas, vizcachas, huanaco, taruca, venado, zorro andino; aves como la parihuana, gaviota, etc.

3.16. Disponibilidad de recursos

3.16.1. Suministro de energía.

El suministro de energía eléctrica para la U.O. ARCATA se da debido al abastecimiento de dos centrales una que viene de Musapuquio con 33 000 voltios es decir 3 800 KW y la otra parte que viene de interconexión seal vía callalli también con 33 000 voltios; estos dos suministros se unen en la sub-estación Arcata o también conocida como central térmica donde dos transformadores respectivamente reducen el voltaje de cada una a 10 000 voltios y es de esta central que se distribuye a las diferentes secciones registrándose los siguientes consumos:

- | | |
|--|----------------------|
| ➤ Planta | : Máxima de 1350 KW. |
| ➤ Rampa eduardo | : Máxima de 1350 KW. |
| ➤ Rampa marion | : Máxima de 1600 KW |
| ➤ Campamentos de obreros, zona reservada | : Máxima de 306 KW |

3.16.2. Recursos energéticos

Los servicios más importantes en el mes de febrero de 2014, ver cuadros: 3.4, 3.5 y 3.6.

Cuadro N° : 3.4: Energía comprada

Distribución de la energía		
Mina	292,973	KW-h
Planta	1'005,498	KW-h
Servicios generales	220,719	KW-h

Fuente: Jefatura de mantenimiento

Cuadro N° : 3.5: Energía recibida

Energía comprada		
Edegel. (Callalli)	1'881,040	KW-h
Edegel. (Musapuquio)	2'196,700	KW-h

Fuente: Jefatura de mantenimiento.

Cuadro N° : 3.6: Distribución de energía interior mina y superficie

Energía total recibida		
Sistema total de energía	78,930	KW-h
Generación de energía central térmica ARCATA	4'155,930	KW-h

Fuente: Jefatura de mantenimiento.

3.16.3. Suministro de agua

El suministro de agua para la planta se hace desde la represa de chumille, ver croquis en la Figura : 3.1.

Se puede apreciar la captación de agua para el consumo, tratamiento de mineral y distribución para interior mina que se encuentra aproximadamente a 3 kilómetros de la unidad operativa ARCATA.

3.17. Transportes

El transporte de mineral desde el interior de la mina es mediante volquetes que tienen una capacidad aproximada de 25 TM, los cuales son pesados previamente para luego ser llevados a la tolva de gruesos de la planta concentradora para su posterior procesamiento.

Los concentrados son transportados hasta el puerto de Matarani, en la planta son acarreados en sacos de polietileno con un peso de 50 kilogramos cada uno.



Figura: 3.1. Croquis de captación y distribución de agua

Fuente: Servicios auxiliares U.O. ARCATA

3.18. Organización

La U.O. ARCATA cuenta con un tipo de organización formal de sistema abierto el cual podemos observar en la Figura: 3.2 organigrama U.O. ARCATA

3.19. Geología

ARCATA es un distrito de sulfuración epitermal intermedia. La mineralización principal es de Au y Ag, los cuales se hospedan en vetas intruidas en rocas volcánicas del mioceno

3.20. Geología regional

ARCATA se encuentra situada en un amplio arco volcánico de edad miocena, conformado por lavas y rocas volcanoclásticas de composición intermedia a ácida y afiliación calco-alcalina, típicas de márgenes continentales de la zona. La secuencia volcánica se deposita discordantemente sobre rocas sedimentarias de origen marino de edad jurásica-cretácica. Las vulcanitas del mioceno inferior se encuentran plegadas y deformadas por la fase quechua I (Mégard et al., 1984), mientras que las rocas más jóvenes se encuentran no deformadas.

El distrito de ARCATA se caracteriza por la presencia de dos juegos de lineamientos regionales conjugados de rumbo noroeste y noreste, que actuarían paralelos y transversales al arco volcánico mioceno, respectivamente. Sobre impuesto a estos lineamientos se reconoce una estructura circular de aproximadamente 15 kilómetros de diámetro.

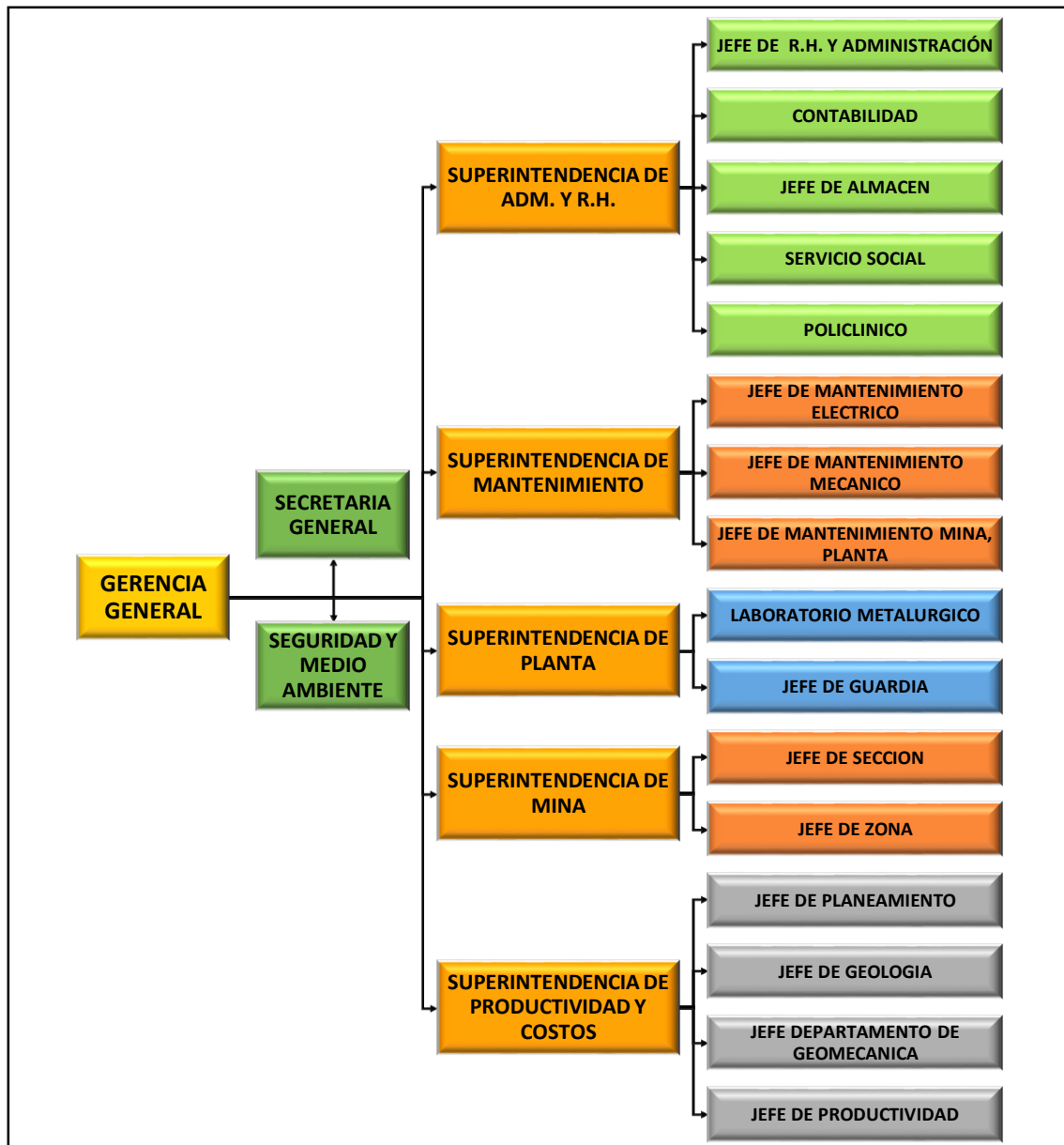


Figura: 3.2. Organigrama U.O. ARCATA

Fuente: Autor de tesis

Posiblemente se trate de una estructura de colapso relacionada al evento volcánico ya que se encuentra centrada por un domo de composición riolítica. En este marco, las vetas de la U.O.ARCATA, se disponen asociadas a las fracturas arqueadas paralelas al margen de dicha estructura circular y hacia su borde norte-noreste como se muestra en la Figura : 3.4 y 3.5.

En la U.O.ARCATA afloran rocas sedimentarias de diferente composición que forman el basamento en la región, y rocas volcánicas que adquieren mayor importancia, porque en ellas se alojan la mayoría de las estructuras mineralizadas.

Las características físico-químicas del yacimiento de U.O.ARCATA, permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos de baja sulfuración, del tipo adularia-sericita, ver Figura: 3.3, 3.4.

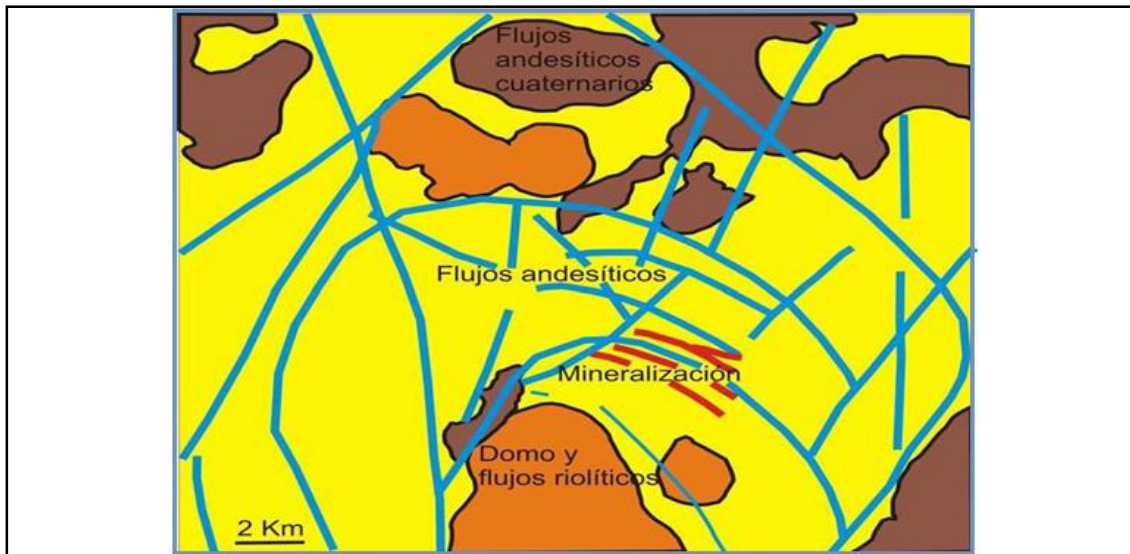


Figura: 3.3. Posición de la estructura circular en relación a la mineralización.

Fuente: Geología U.O. ARCATA

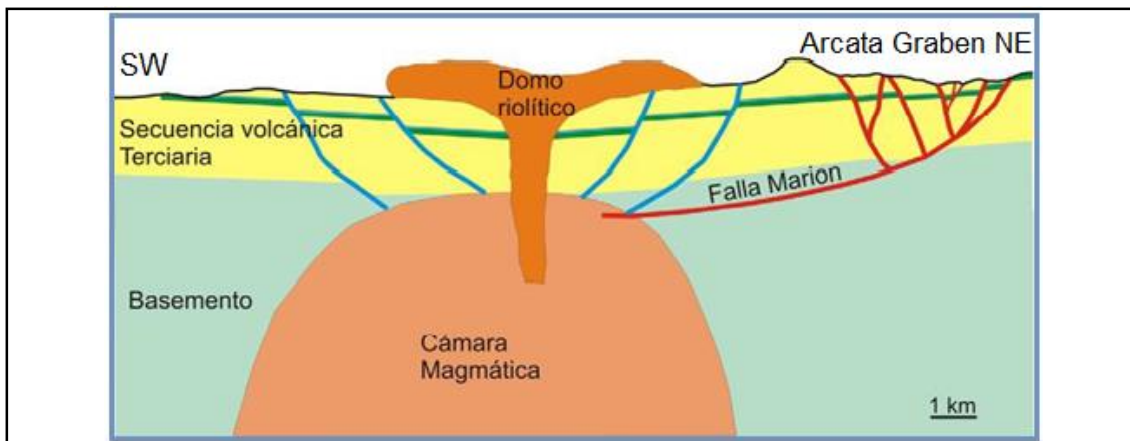


Figura: 3.4. Posición longitudinal de la estructura circular del domo riolítico

Fuente: Geología U.O. ARCATA

El yacimiento de U.O.ARCATA, se encuentra localizado en el segmento sur de la cordillera de los andes, donde afloran extensamente roca volcánica cenozoica genéticamente relacionada con varios yacimientos epitermales de plata y oro existentes en el área tales como: Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa, Ares, y otros.

3.21. Geología estructural.

En el área de la mina se observa estructuras que manifiestan un fuerte tectonismo

ocurrido en la región, posiblemente debido al levantamiento andino (pleistoceno), estas fuerzas tectónicas han dejado vestigios impresos en las diversas estructuras existentes como fallas o fisuras, a las que se han dividido de acuerdo al tiempo que se formaron, esto se puede apreciar mejor en la Figura : 3.5.

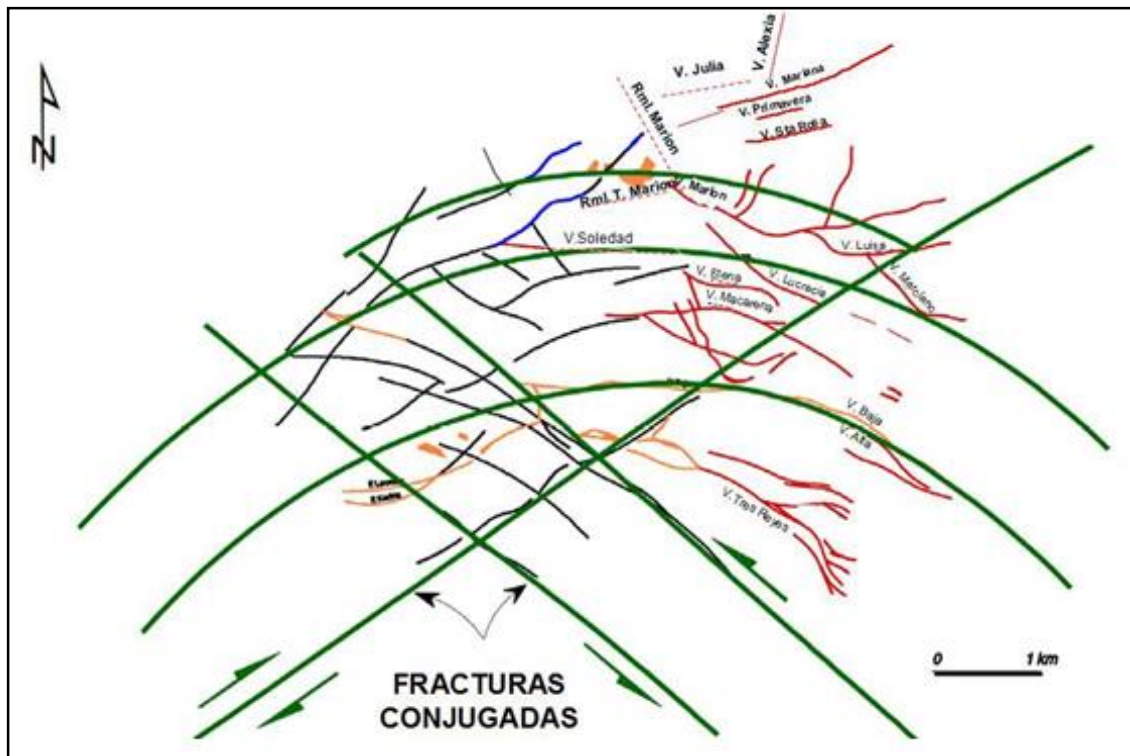


Figura: 3.5. Fallas y fisuras preliminares y las fallas y fracturas post mineralizadas

Fuente: Geología U.O. ARCATA

Dentro de las más importantes fallas y fisuras pre minerales, están las fallas gravitacionales en las cuales se hallan emplazadas las vetas: alta, baja y consuelo. Dichas fallas tienen un rumbo general NW y SW y buzamiento promedio de 60° SW.

La escarpa de la falla de veta alta se presenta en forma conspicua a lo largo de 3 kilómetros. La veta baja se puede apreciar a lo largo de 2,5 kilómetros mientras que la veta consuelo tiene una corrida de 1 kilómetro.

Entre las fisuras de mayor importancia son las de marciano y marión y de menor importancia las fisuras en las que se hallan emplazadas las vetas: tres reyes y lucrecia.

Las vetas que se trabajaron y se está trabajando actualmente se muestra en una idealización geológica donde se relaciona la distribución de todas las vetas en la U.O. ARCATA lo cual se realiza a lo largo de la interpretación de las vetas trabajadas en la

unidad es como muestra la Figura : 3.6.

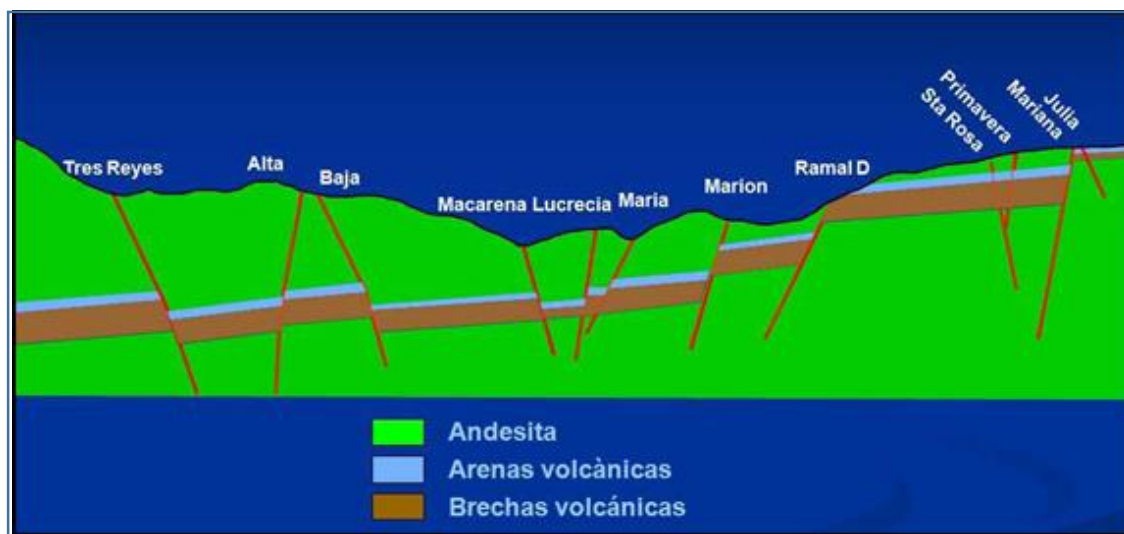


Figura: 3.6. Distribución geológica estructural idealizada

Fuente: Geología U.O. ARCATA

3.22. Geología local.

La geología de la U.O.ARCATA, está compuesta por una sucesión de flujos lávicos andesíticos a dacíticos de gran espesor, intercalados con rocas volcaniclasticas tanto de origen primario como retrabajadas, donde muestra la distribución del afloramiento en dos escalas diferentes.

Las lavas son porfiritica con fenocristales abundantes de plagioclasa tabular y minerales ferromagnesianos, principalmente agujas de piroxenos y láminas de

Biotita en algunas lavas se han reconocido escasos fenocristales de cuarzo. Los fenocristales suelen estar dispersos en una pasta afanítica de color gris medio a oscuro. En general, la disposición de los fenocristales es azarosa, aunque en sectores se observa una alineación que evidencia cierta fluidalidad. Comúnmente, estos flujos lávicos poseen decenas de metros de espesor, son macizos o con disyunción columnar. Intercalados con los depósitos lávicos descritos se reconoce una potente sucesión de rocas volcaniclasticas formadas principalmente por flujos piroclásticos de origen primario y rocas volcaniclasticas retrabajadas. Las piroclastitas primarias están constituidas por brechas matriz soportadas, formadas en general por abundantes fragmentos pumáceos sub redondeados a alargados que alcanzan 3 centímetros de diámetro/largo. Los litoclastos son menos abundantes, poseen formas angulosas y diferentes composiciones,

comúnmente son fragmentos de rocas volcánicas porfíricas de intermedias a ácidas.

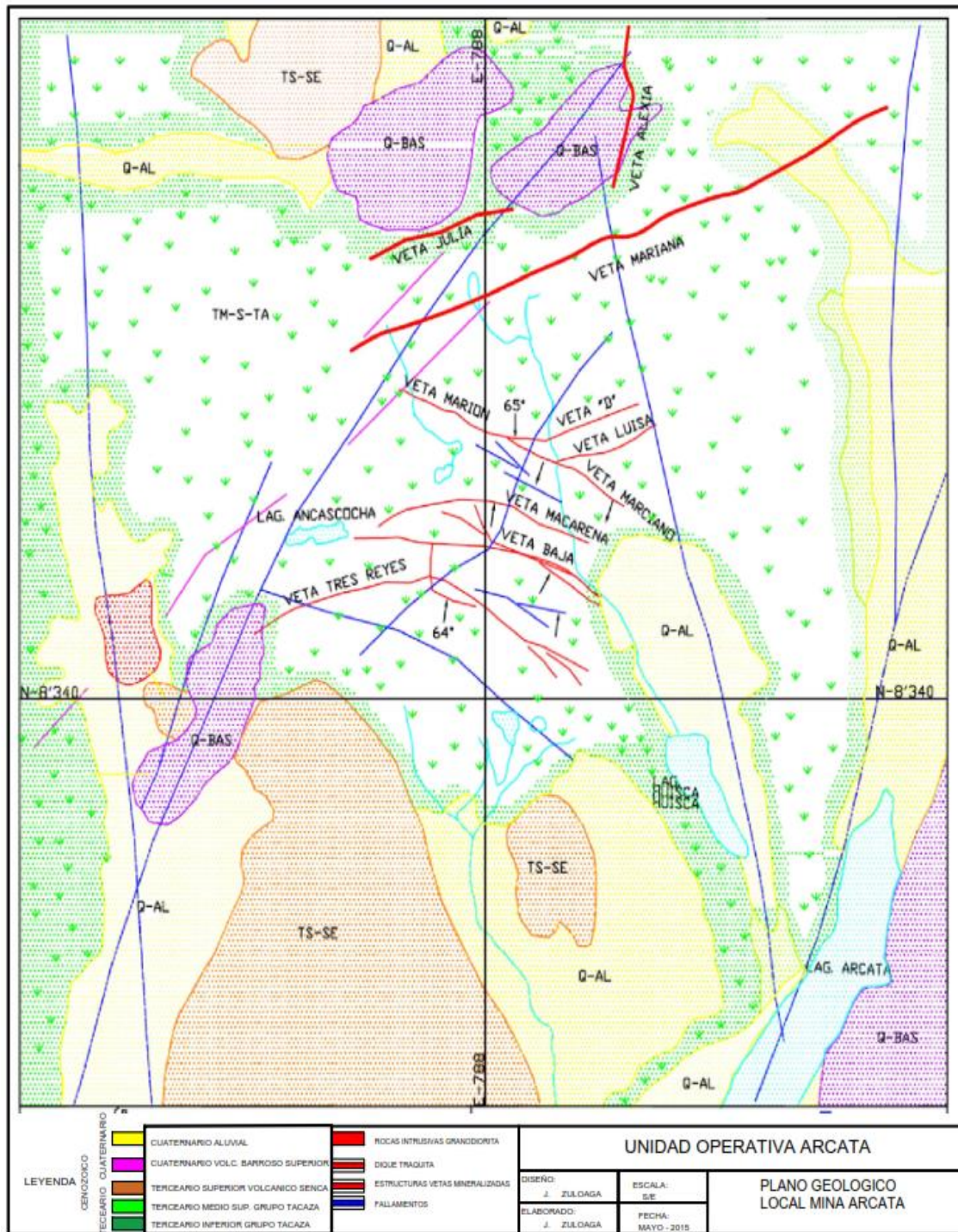


Figura: 3.7. Plano geológico local mina ARCATA

Fuente: Geología U.O. ARCATA.

CAPÍTULO IV

4. ANALISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

4.1. Evaluación de las causas de las incidencias de voladuras deficiente

Para determinar las causas de las incidencias de las voladuras deficientes se realiza seguimiento constante, a cada una de las operaciones unitarias en un frente determinado. Para lo cual se programa labores a las cuales se hará seguimiento por parte del personal encargado del área de perforación y voladura de la empresa IESA S.A. conjuntamente con el personal de supervisión y jefes de guardia.

Los aspectos a evaluar y observar se plantean en un plan de trabajo planificado conjuntamente con residencia. Los cuales son:

- Programa semanal de avances
- Mano de obra líderes de labor
- Mano de obra técnicos operadores de equipos
- Parámetros de perforación y voladura
- Características del macizo rocoso

Programa semanal de avances

El programa semanal de avances es un estimado de los metros que se debe de desarrollar dentro de la semana, esta planificación se realiza de acuerdo a los equipos, personal, tipo de sostenimiento, es decir se estima todos los aspectos que puedan afectar al plan semanal de avances. Es así que el cumplimiento tiene ser efectivo para continuar con las operaciones subsecuentes de las de avances. Es necesario considerar también la

disponibilidad de labores alternas para que los equipos no tengan horas muertas por el tema de hallazgos de voladuras deficientes en un determinado frente lo que causa paralización de esta labor por media guardia. De acuerdo al horario de voladura.

Causas

- Las paralizaciones de labores por voladuras deficientes, hasta media guardia por el horario de voladura
- Frentes con tacos de 1.50, 1.0, 0.60 metros resultado de la voladura deficiente
- Demora en la etapa de sostenimiento por superficie irregular del perímetro (sobre excavación)

Medida de control o plan de acción

Las medidas de control se fueron aplicando progresivamente de acuerdo a los diseños de malla de perforación y voladura, con monitoreo constante realizado en cada una de las etapas del ciclo de minado en labores de avance.

Se aplica voladura controlada en los contornos del frente para mejorar la etapa de sostenimiento y prevenir, minimizar el desprendimiento de rocas.

Mano de obra de líderes de labor

El personal es la fuerza laboral que mueve la economía de una empresa, es por lo mismo que se pide personal con experiencia para determinadas áreas, con la finalidad de darle soporte a las operaciones. Lo que es complicado lograrlo con personal sin experiencia los cuales pueden ocupar el cargo de ayudante y con las capacitaciones diarias insitu se logra formar elementos que en un determinado momento se harán cargo de una determinada labor

Causas

- Los líderes de labor son personales con experiencia en labores convencionales. No están familiarizados con los accesorios de voladura mecanizada en este caso con faneles.
- Desconocen de los tiempos de retardo que debe tener cada etapa o grupo de taladros para un buen secuenciamiento de salida.
- Personal tiene deficiencias en el proceso de carguío de taladros, no trabajaron con el tipo de explosivos que se está empleando en la unidad (emulsiones).

Medida de control

Se tiene personal que tiene todas las ganas de aprender las técnicas adecuadas para realizar voladura en minería sin rieles. Se programa capacitaciones diarias en la sala de reparto de guardia y en el lugar de trabajo.

Concientización al personal en la realización de trabajos eficientes y en el interés que deben tener en que los resultados de la voladura sean óptimos.

Se logra la correcta manipulación y empleo de los accesorios y agentes de voladura por parte del personal en general iniciando esto con el personal bodeguero que es el encargado de distribuir los accesorios y agentes de voladura, desde el polvorín.

Cuadro N° : 4.1: Factores que intervienen en la ocurrencia de voladuras deficientes

Voladuras deficientes		
Factor personal	156	96%
Factor terreno	7	4%
Total	175	100%



Figura: 4.1. Indicadores de voladuras deficientes

Fuente: Autor de tesis

Mano de obra técnicos operadores de equipos

El factor mano de obra de los operadores de equipos está dirigido específicamente a los operadores de jumbo electro hidráulico ya que de ellos depende el factor de perforación que es la parte más importante de toda esta operación unitaria.

El operador de jumbo es un personal experimentado en perforación de rocas, está en la capacidad de evaluar las características del macizo rocoso, resuelve que tipo de corte se va aplicar en el frente, conocedor de la relación burden y espaciamiento de los taladros de acuerdo a las condiciones del macizo rocoso y estima la cantidad de taladros que se tiene que perforar en el frente de acuerdo a su criterio y experiencia.

Causas

- Los operadores de jumbo con los cuales se hizo los trabajos de campo, se detectó que tienen deficiencias en el paralelismo, desviación de perforación, falta de simetría en la distribución de taladros, profundidad de taladros irregulares, no utilizan guidores para perforar los taladros de arranque.
- También se considera el tiempo de vida de los jumbos ya que están desgastados y las presiones que regulan el posicionamiento del brazo tienen caída de presión y se tiene que estar constantemente regulando a esto se debe la desviación de perforación.

Medidas de control

Se inicia los trabajos con las capacitaciones a los operadores de jumbo en temas de paralelismo, simetría, geometría en la distribución de taladros en el frente, relación de burden y espaciamiento, uso de guidores en todo momento. Estas capacitaciones dieron sus resultados que se reflejaron con una notable mejora en cuanto al avance en metros en cada uno de los frentes monitoreados.

Parámetros de perforación y voladura

Los parámetros de perforación son especificaciones que están considerados como estándares, los mismos deben estar en cada una de las labores que se está ejecutando. En estos parámetros se especifican cantidad de taladros a perforar de acuerdo a la sección del frente, cantidad de explosivos a emplear para la voladura, secuenciamiento de salida de acuerdo a la distribución de faneles en los taladros con sus retardos respectivos.

Causas

- Los parámetros con los cuales se estuvo trabajando, con ciertas limitaciones, con diseños empíricos no se aproximan a la realidad, muchas veces el personal líder de labor no entiende la distribución de los taladros en el frente y mucho menos la distribución de faneles en los taladros.
- No tienen conocimiento en cuanto a los retardos que cuentan los faneles y con qué tipo de faneles se realizara la voladura.
- No se cuenta con un formato de seguimiento a los procesos unitarios de perforación, no se cuenta con estándares de mallas de perforación y distribución de faneles en el frente.

Medidas de control

La implementación de estándares con sus respectivos diseños de mallas de perforación y voladura, para cada sección de labores de preparación y desarrollo.

Se implementa el formato de seguimiento a la operación unitaria de perforación y voladura. Se genera reporte diario de registro de voladuras deficientes por labores para llevar un control estadístico.

4.2. Resultados del control y monitoreo a las incidencias de voladuras deficientes

Después del proceso de seguimiento, ejecutado un plan de trabajo, planteamiento de alternativas de solución a las incidencias de voladuras deficientes. Se implementa un nuevo diseño de perforación y voladura con el algoritmo de Roger Holmberg para la reducir las incidencias de voladuras deficientes y se obtienen los siguientes resultados en las Figuras comparativas que se muestran en orden cronológico de acuerdo a su evolución de los resultados por tipo de labores y sección.

La reducción de incidencias de voladuras deficientes zona I, ver Figura: 4.2.

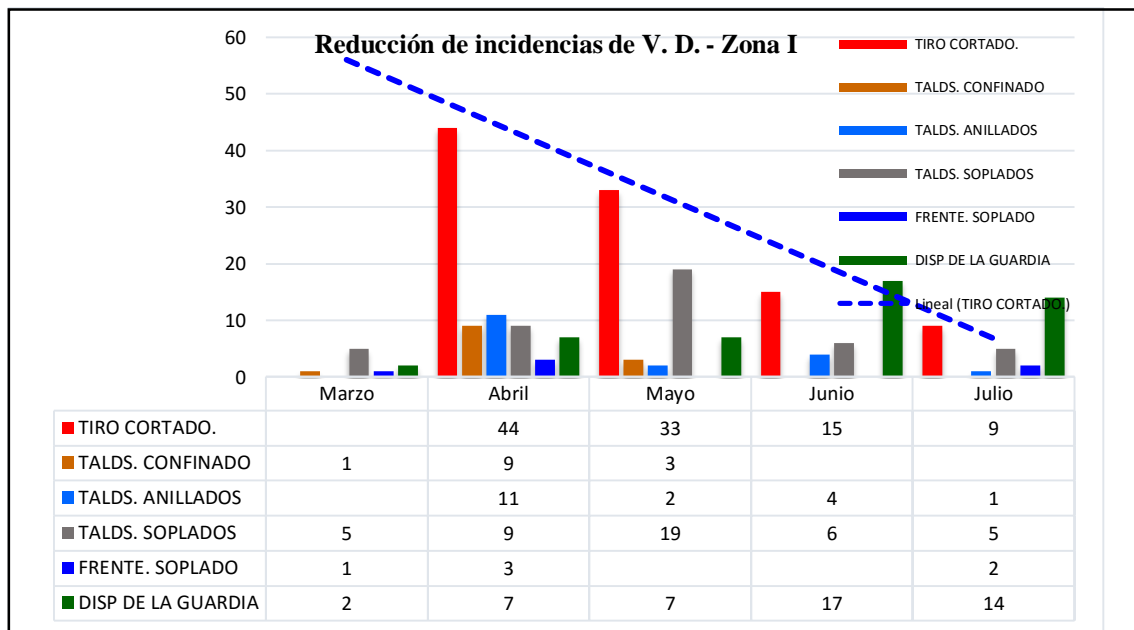


Figura: 4.2. Reducción de incidencias de voladuras deficientes zona-I

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

La reducción de incidencias de voladuras deficientes zona II, ver Figura: 4.3.

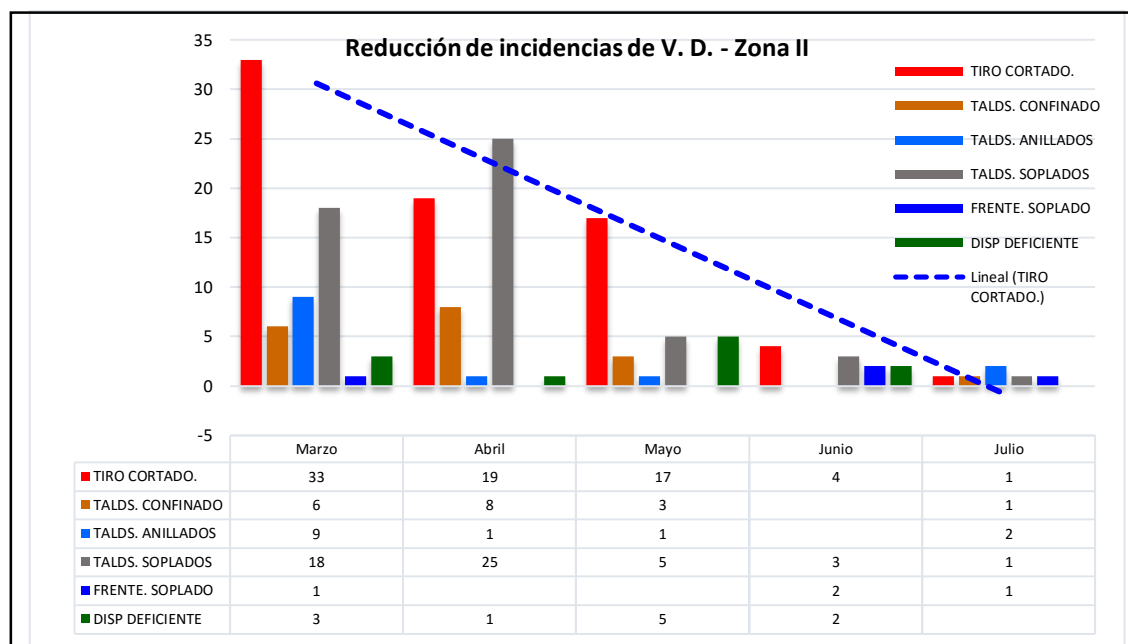


Figura: 4.3. Reducción de incidencias de voladuras deficientes zona-II

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

La reducción de incidencias de voladuras deficientes por tipo de labor, ver Figura: 4.4.

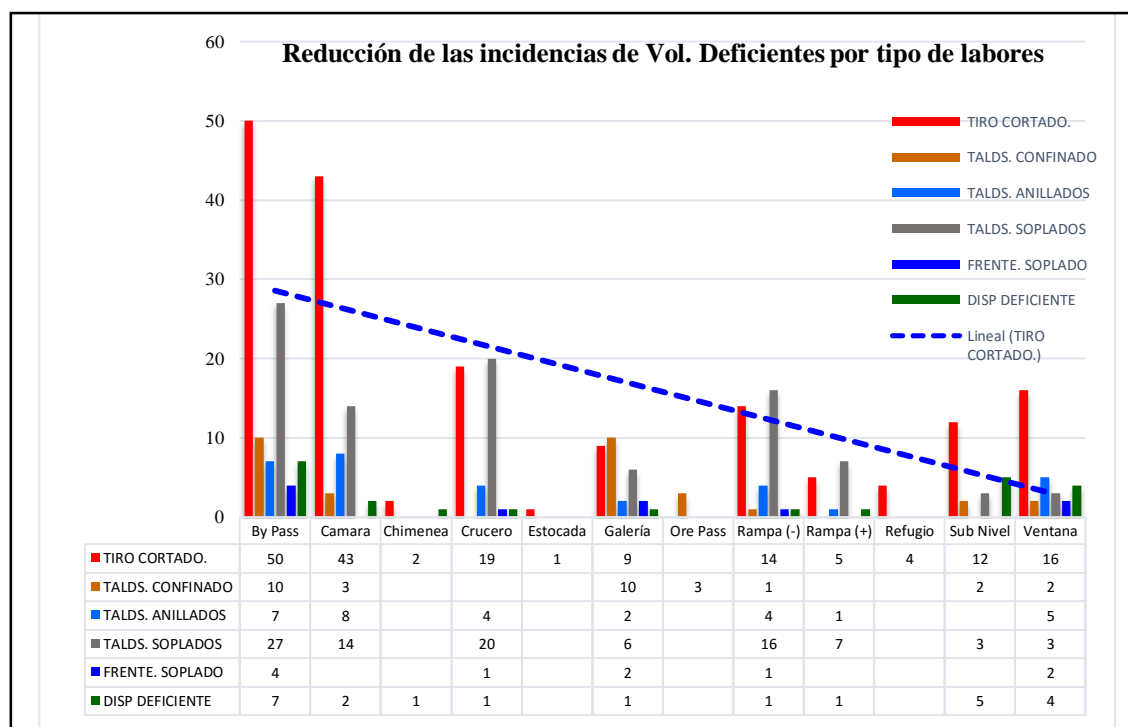


Figura: 4.4. Reducción de voladuras deficientes por tipo de labor

Fuente: Autor de tesis U.O. ARCATA

Mejora de avances/disparo con jumbo electro hidráulico ver Figura: 4.5.

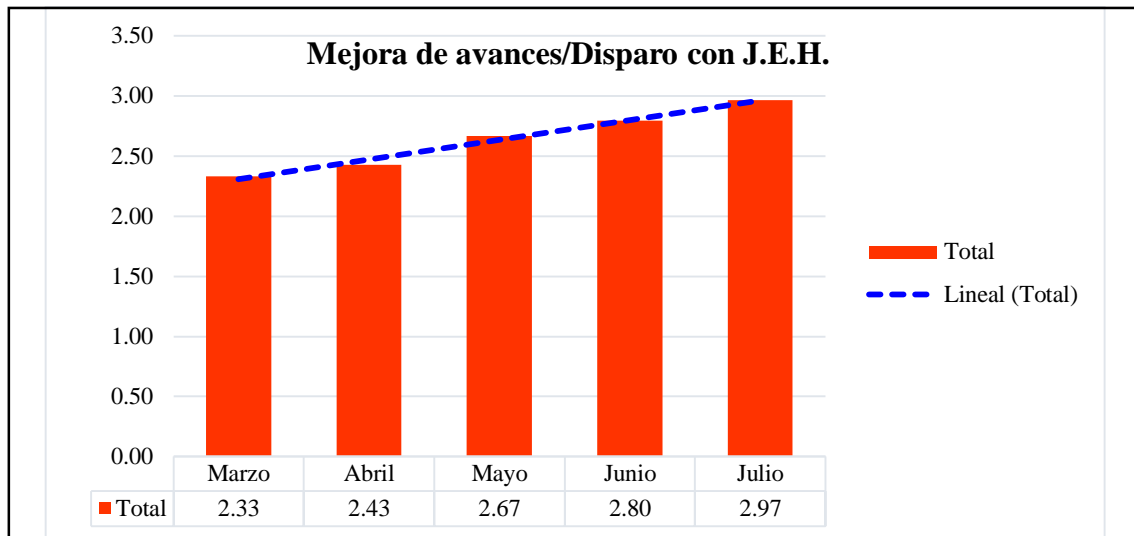


Figura: 4.5. Mejora de avances por disparo (promedio) con jumbo

Fuente: Autor de tesis

Mejora de avances/disparo con Jack leg ver Figura: 4.6.

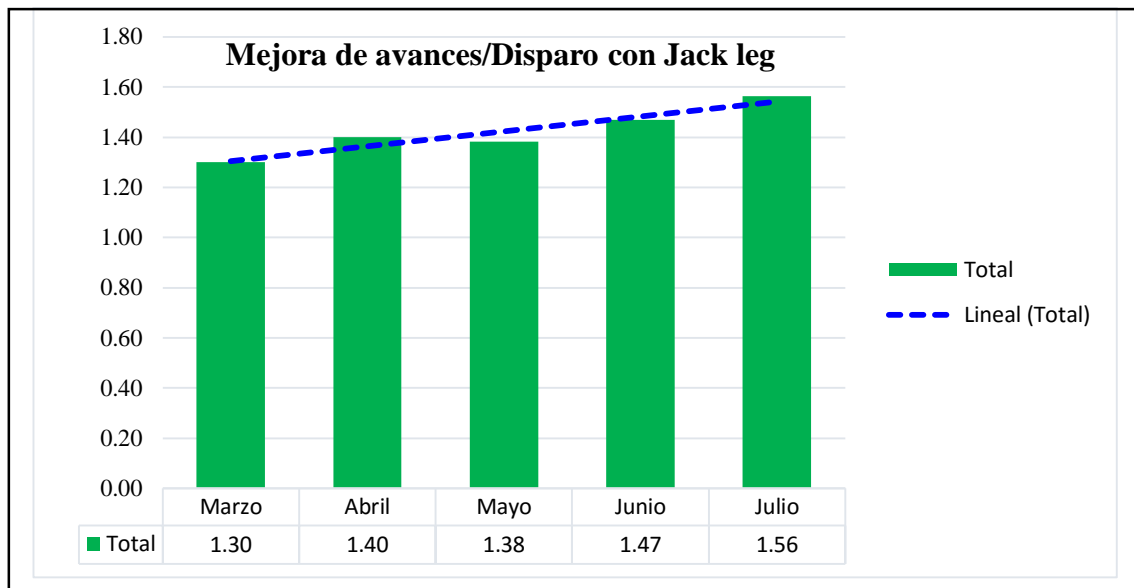


Figura: 4.6. Mejora de avances por disparo (promedio), con jack leg.

Fuente: Autor de tesis

4.3. Diseño de malla de perforación y voladura

En la actualidad se cuenta con varias teorías empíricas y modelos matemáticos que nos dan alcances para poder diseñar la perforación y voladura tanto en minería subterránea y minería superficial, si hacemos una revisión de estos modelos matemáticos se notará que

algunos ya están desfasados o no están actualizados ya que para su empleo se requieren datos que no se han estudiado detalladamente, sin embargo la aplicación del algoritmo de Roger Holmberg involucra en sus cálculos características geomecánicas como, el RMR, GSI, RQD, la resistencia a la compresión y la resistencia a la tensión, en la mayoría de su litología de la U.O. ARCATA prevalece la andesita y cuyos datos técnicos se tiene en el Cuadro N° : 4.2 estos datos fueron estudiados por otros autores. Se tiene también los datos técnicos de los explosivos etc., datos que en función al tipo de roca varían en forma general.

4.4. Aplicación del diseño de malla de perforación y voladura.

La aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura con el algoritmo de Roger Holmberg cuyos cálculos son para secciones mayores las cuales se deben de perforar con jumbo electro hidráulico, en nuestro caso se aplicará en labores de desarrollo y preparación e infraestructura como Rampa: 5360 alexia principal, By Pass 4490 alexia principal y como también en cruceros, cámaras de acumulación ventanas de acceso. etc.

4.5. Parámetros de diseño de perforación y voladura

Los parámetros que intervienen en el diseño de perforación y voladura son:

- Parámetros de la roca
- Parámetros controlables

Para realizar los Cálculos de diseño consideramos los parámetros de roca:

- RQD
- GSI
- Densidad de roca
- Factor de carga suecia (C)
- Coeficiente de roca (C)

Parámetros controlables:

- Cartuchos de emulsión(FAMESA): emulnor de 3000,5000 de (1 ¼ x 12) y emulnor de 3000 de (1x12)
- También se considera diámetro de taladros de producción de 0.045 metros, taladros de alivio con diámetro de 0.102 metros.

En la Cuadro N° : 4.2 se tiene los parámetros de diseño de la rampa 5360.

Cuadro N° : 4.2: Parámetros de diseño de perforación y voladura

Hoja de parámetros de diseño de P & V		
Labor:	Rampa(-):5360	
Zona:	Zona - II	
Turno:	Día	
Fecha:		
G.S.I.:	55	
R.Q.D.:	55	
R.M.R.	50	
Resistencia. a la compresión.	75	MPa
Densidad. de roca:	2.75	kg/m ³
Radio del baúl del túnel (r):	1.25	M
Factor de carga Suecia (C):	0.41	
Ancho (A túnel) :	4.50	m.
Alto (H túnel):	4.00	m.
Radio de la corona. (r):	1.25	m
Area (S):	17.33	m ² .
Perímetro (P):	15.93	m.
Distancia entre tal.(dt):	0.63	m.
Coefficiente de roca (C):	1.50	m.
Ø. Taladros de producción. (ø ₀):	0.045	m.
Ø. Tal de alivio (ø ₁):	0.102	m.
N° de tal de alivio (N) :	5	Unidades.
Ø. Equivalente (ø ₂):	0.228	m.
N° tal de producción	46	Taladros
Angulo de tal contorno/m (Υ):	3	°/m
Desv. Angular (α):	0.02	m./m.
Error de emboquille (e):	0.02	m./m.
Error de perforación (ψ):	0.084	
Longitud de barra efectiva (H):	3.3528	m.
Longitud de perforación./tal (dato de campo):	3.20	m.
Eficiencia. de perforación. (Ep):	95.44	%
Avance esperado/disparo (L):	3.19	m.
Avance real/disparo:	3.00	m.
Eficiencia. De voladura (Ev):	93.75	%

Fuente: Autor de tesis

4.6. Aplicación en la rampa (-): 5360 alexia principal.

En la ejecución de la rampa 5360 se realiza con el jumbo de 01 brazo quazar con barra de 12 pies, la pendiente de la rampa es de 12%(-), la voladura se realiza con (DNE), de periodo corto para los taladros de arranque y periodo largo para los demás taladros.

4.7. Cálculos y diseño de perforación y voladura

Cálculo del área de la sección del túnel (m²):

$$\text{Area}(S) = \left(\frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \quad \text{Ec.2.1}$$

$$\text{Area}(S) = \left(\frac{3.116 * 1.25^2}{2} \right) + (1.25 * (4.5 - (2 * 1.25))) + (4.5 * (4.0 - 1.25))$$

Donde:

$$S = 17.3294 \text{ m}^2$$

$$A = 4.50 \text{ m}$$

$$H = 4.0 \text{ m}$$

$$r = 1.25 \text{ m}$$

$$\pi = 3.1416 \text{ rad.}$$

Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m):

$$P_{\text{Perimetro}} = (\pi * r) + 2(H_{\text{Túnel}} - r) + 2(A_{\text{Túnel}} - r) \quad \text{Ec. 2.2}$$

$$P_{\text{Perimetro}} = (3.1416 * 1.25) + 2(4.0 - 1.25) + 2(4.5 - 1.25)$$

Donde:

$$P = 15.9270 \text{ m}$$

$$A = 4.50 \text{ m}$$

$$H = 4.0 \text{ m}$$

$$r = 1.25 \text{ m}$$

$$\pi = 3.1416 \text{ rad.}$$

Cálculo de número de taladros según la sección:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S) \quad \text{Ec. 2.3}$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{15.93}{0.625} \right) + (1.5 * 17.33)$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = 51 \quad \text{Taladros}$$

$$P = 15.93 \text{ m}$$

$$Dt = 0.625 \text{ m}$$

$$C = 1.25 \text{ m}$$

$$S = 17.93 \text{ m}$$

Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (ϕ_2):

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N} \quad \text{Ec. 2.4}$$

$$\phi_2 = 0.102 * \sqrt{5}$$

Donde:

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m}$$

$$\phi_1 = 0.102 \text{ m}$$

$$N = 5 \quad \text{Unidades}$$

Calculamos longitud de taladro. Según diámetro equivalente " ϕ_2 ":

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4(\phi_2)^2 \quad \text{Ec. 2.5}$$

$$L = 0.15 + 34.1(0.228) - 39.4(0.228)^2$$

Donde:

$$L = 5.88 \text{ m}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m}$$

Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L":

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \quad \text{Ec. 2.6}$$

$$L = 0.95 * 3.35$$

Donde:

$$L = 3.20 \text{ m}$$

$$H = 3.35 \text{ m}$$

Calculamos error de perforación " ψ ":

$$\psi = (\alpha * L) - e \quad \text{Ec. 2.7}$$

$$\Psi = (0.02 * 3.20) - 0.02$$

Donde:

$$\Psi = 0.084 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

$$A = 0.02 \text{ m/m}$$

$$e = 0.02 \text{ m/m}$$

Calculamos error de perforación por otra fórmula " ψ ":

$$\psi = 0.0013 L^2 + 0.078 L + 0.0014 \quad \text{Ec. 2.8}$$

$$\Psi = 0.0013 (3.20)^2 + 0.078 (3.20) + 0.0014$$

Donde:

$$\Psi = 0.04 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

En el presente trabajo se realizaron los cálculos con la Ec. 2.7.

4.7.1. Cálculos para el diseño de arranque con cuatro secciones

Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco " B_e ":

$$B_{e \text{ Max.}} = \frac{\pi * \emptyset_2}{2}; \Rightarrow B_e = 1.5 * \emptyset_2 \quad \text{Ec. 2.9}$$

$$B_{e \text{ Max.}} = \frac{3.1416 * 0.228}{2}; \Rightarrow B_e = 1.5 * 0.228$$

Donde:

$$B_{e \text{ Max.}} = 0.34 \text{ m}$$

$$\Pi = 3.1416 \text{ radianes.}$$

$$\emptyset_2 = 0.228 \text{ m}$$

Cálculo de B_p burden práctico

$$B_p = B_{e \text{ Max.}} - \psi \quad \text{Ec. 2.10}$$

$$B_p = 0.34 - 0.084$$

Donde:

$$B_{\text{Práctico.}} = 0.26 \text{ m}$$

$$B_{e \text{ Max.}} = 0.34 \text{ m}$$

$$\Psi = 0.084 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico (a)

$$B_{\text{Práctico (a)}} = B_{\text{Práctico}} - 0.05 \quad \text{Ec. 2.11}$$

$$B_{\text{Práctico (a)}} = 0.26 - 0.05$$

Donde:

$$B_{\text{Práctico (a).}} = 0.21 \text{ m}$$

$$B_{\text{Práctico.}} = 0.26 \text{ m}$$

$$0.05 = \text{Factor de adecuación a nuestro diseño}$$

Cálculo del burden práctico (b)

$$B_{\text{Práctico (b)}} = B_{\text{Práctico}} + 0.08 \quad \text{Ec. 2.12}$$

$$B_{\text{Práctico (b)}} = 0.26 + 0.08$$

Donde:

$$B_{\text{Práctico (b).}} = 0.34 \text{ m}$$

$$B_{\text{Práctico.}} = 0.26 \text{ m}$$

$$0.08 = \text{Factor de adecuación a nuestro diseño}$$

Calculamos longitud de Xa y Xb, para calcular el ancho de abertura " A_{h0} ":

Cálculo de la longitud de X a

$$X_a = \frac{\phi_2}{2} + B_{\text{Práctico (a)}} \quad \text{Ec. 2.13}$$

$$X_a = \frac{0.228}{2} + 0.21 \text{ m}$$

Donde:

$$X_a = 0.32 \text{ m}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m}$$

$$B_{\text{práct. (a)}} = 0.21 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud de X b

$$X_b = \frac{\phi_2}{2} + B_{\text{práct.(b)}} \quad \text{Ec. 2.14}$$

$$X_b = \frac{0.228}{2} + 0.34 \text{ m}$$

Donde:

$$X_b = 0.45 \text{ m}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m}$$

$$B_{\text{Práctico b}} = 0.34 \text{ m}$$

Cálculo del ancho de abertura "A_{h0}" de acuerdo con la siguiente ecuación

$$A_{h0} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ec. 2.15}$$

$$A_{h0} = \sqrt{0.32^2 + 0.45^2}$$

Donde:

$$A_{h0} = 0.56 \text{ m}$$

$$X_a = 0.32 \text{ m}$$

$$X_b = 0.45 \text{ m}$$

Cálculo de consumo específico de explosivos "C.E." formula modificada de Ashby:

$$C. E. = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN}\left(\frac{\text{GSI} + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - \text{RQD}}{3.3}}} \quad \text{Ec. 2.16}$$

$$C. E. = \frac{0.56 * 2.75 * \tan\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55}{3.3}}}$$

Donde:

$$C. E. = 0.410 \text{ kg/m}^3$$

$$\rho_{\text{roca}} = 2.75 \text{ Ton/m}^3$$

$$\text{GSI} = 55$$

$$\text{RQD} = 55$$

Calculamos la constante de roca "C" sueco por la siguiente formula:

$$C = 0.8784(C.E.) + 0.052 \quad \text{Ec. 2.17}$$

$$C = 0.8784(0.410) + 0.052$$

Donde:

$$C = 0.413 \text{ kg/m}^3$$

$$C.E. = 0.410 \text{ kg/m}^3$$

Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca

($A_{F \text{ roc.}}$):

El factor de roca se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$A_{F. \text{ roc.}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41 \quad \text{Ec. 2.18}$$

$$A_{F \text{ roc.}} = 96.667 * (0.410)^3 - 138.5 * (0.410)^2 + 75.883 * 0.410 - 4.41$$

Donde:

$$A_{F. \text{ roc.}} = 10.088$$

$$C.E. = 0.410 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly "B.I.":

Por la ecuación:

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.004} \quad \text{Ec. 2.19}$$

$$B.i. = \frac{0.410}{0.004}$$

Donde:

$$B.I. = 102.62$$

$$C.E. = 0.410 \text{ kg/m}^3$$

$$0.004 = \text{Constante}$$

Cálculo de factor de energía "F.E.":

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E. = 30 * (C.E.) \quad \text{Ec. 2.20}$$

$$F. e. = 30 * (0.410)$$

Donde:

$$F. E. = 12.31 \text{ MJ/ton.}$$

$$C. E. = 0.410 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de la densidad de carga en el arranque “ q_0 ”:

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_0 = \frac{55 * \phi_1 * \left[\frac{B_e}{\phi_2}\right]^3 * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right]}{\text{PRP de Explosivo Usado}} \quad \text{Ec. 2.21}$$

También se calcula por esta otra ecuación:

$$q_0 = 55 * \phi_0 * \left[\frac{B_e}{\phi_2}\right]^{1.5} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right] \quad \text{Ec. 2.22}$$

$$q_0 = 55 * 0.045 * \left[\frac{0.34}{0.228}\right]^{1.5} * \left[0.34 - \frac{0.228}{2}\right] * \left[\frac{0.413}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{1.00}\right]$$

Donde:

$$q_0 = 1.070 \text{ kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m}$$

$$B_e = 0.34 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{PRP} = 1.00 \text{ Emulnor de 3000 (1 1/4 * 12)}$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{\text{Taco}} = (10 * \phi_0) \quad \text{Ec. 2.23}$$

$$L_{\text{Taco}} = (10 * 0.045)$$

Donde:

$$L_{\text{Taco}} = 0.45 \text{ m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L_{\text{Carga}} = L - L_{\text{Taco}} \quad \text{Ec. 2.24}$$

$$L_{\text{Carga}} = 3.20 - 0.45$$

Donde:

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

$$L_{\text{Taco}} = 0.45 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos/taladro en el arranque

El número de cartuchos por taladro que se empleara para el carguío de taladros en el arranque. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_0 * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado } (1 \frac{1}{4} * 12)"} \quad \text{Ec. 2.25}$$

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{1.070 * 2.75}{0.278}$$

Donde:

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = 10 \text{ Unds}$$

$$q_0 = 1.070 \text{ kg/m}$$

$$P_{\text{cartucho}} = 0.278 \text{ kg/cartucho emulnorde 5000}$$

Cálculo de masa explosiva "Q_e" utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_0 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.26}$$

$$Q_e = 1.070 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e = 2.941 \text{ kg/taladro}$$

$$L_{\text{carga}} = 2.75 \text{ m}$$

$$q_0 = 1.070 \text{ kg/m}$$

Cálculo de la predicción de fragmentación "X" por el método kuz ram.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$X = A * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. 2.27}$$

$$X = a * (0.410)^{0.8} * (2.94)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{105}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

$$X = 6.27 \text{ cm}$$

$$A_{F. roc.} = 10.09$$

$$Q_e = 2.94 \text{ kg/taladro}$$

$$RWS_{ANFO} = 105 \text{ \% Emulnor de 5000 (1 1/4 * 12)}$$

$$K = C. E. = 0.410 \text{ kg/m}^3 \text{ factor triturante}$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio $X = 6.27$ cm. de diámetro.

4.7.2. Cálculos para el 1° cuadrante

Cálculo de burden " $B_{max 1}$ " en el 1° cuadrante

$$B_{Max 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right] \quad \text{Ec. 2.28}$$

$$B_{Max 1} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.56 * 1.070 * 1.05}{0.045 * 0.413}} \right]$$

Donde:

$$B_{Max 1} = 0.51 \text{ m}$$

$$A_{h 0} = 0.56 \text{ m}$$

$$Q_0 = 1.070 \text{ kg/m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.05$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de " $B_{p 1}$ " en el 1° cuadrante.

$$B_{p 1} = B_{Max 1} - \psi) - 0.07 \quad \text{Ec. 2.29}$$

$$B_{p 1} = 0.51 - 0.084) - 0.07$$

Donde:

$$B_{p1} = 0.36 \text{ m}$$

$$B_{Max1} = 0.51 \text{ m}$$

$$\Psi = 0.084 \text{ m}$$

0.07 = Factor de adecuación a nuestro diseño

Calculamos longitud de X_c y X_d de acuerdo a la siguiente ecuación=

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p.(1)} \quad \text{Ec. 2.30}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.56}{2} + 0.36$$

Donde:

$$X_c = X_d = 0.63 \text{ m}$$

$$A_{h0} = 0.56 \text{ m}$$

$$B_{p1} = 0.36 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura del 1° cuadrante

$$A_{h1} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec. 2.31}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.63^2 + 0.63^2}$$

Donde:

$$A_{h1} = 0.89 \text{ m}$$

$$X_c = 0.63 \text{ m}$$

$$X_d = 0.63 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 1° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación=

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{Max1^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{Max1^\circ \text{ cuad.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.32}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.413 * 0.51}{1.00 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{0.56}{2 * 0.51})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_1 = 0.82 \text{ kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max.1}^\circ \text{cuad.}} = 0.51 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ kg/m}^3$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00 \text{ Emulnor de } 3000 \text{ } 1 \frac{1}{4} * 12$$

$$A_{h0} = 0.56 \text{ m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 1° cuadrante

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_1 * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}} \quad \text{Ec. 2.33}$$

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{0.82 * 2.75}{0.278}$$

Donde:

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = 8 \text{ Unidades..}$$

$$q_1 = 0.82 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m}$$

$$\text{Peso} = 0.278 \text{ kg. .Emulnor de } 5000 \text{ } 1 \frac{1}{4} * 12$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 1° cuadrante

$$Q_{e1} = q_1 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.34}$$

$$Q_{e1} = 0.82 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e1} = 2.257 \text{ kg./taladro}$$

$$q_1 = 0.82 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m}$$

4.7.3. Cálculos para el 2° cuadrante

Diseño y, Cálculo de burden "B_{max 2}" en el 2° cuadrante

$$B_{\text{Max } 2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\phi_0 * C}} \right] \quad \text{Ec. 2.35}$$

$$B_{\text{Max } 2} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.89 * 1.070 * 1.05}{0.045 * 0.413}} \right]$$

Donde:

$$B_{\text{Max } 2} = 0.65 \text{ m}$$

$$A_{h \ 1} = 0.89 \text{ m}$$

$$q_0 = 1.070 \text{ kg./m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.05$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ kg./m}^3$$

Cálculo de "B_{p 2}" en el 2° cuadrante.

$$B_{p \ 2} = B_{\text{Max } 2} - \psi) \quad \text{Ec. 2.36}$$

$$B_{p \ 2} = 0.65 - 0.084)$$

Donde:

$$B_{p \ 2} = 0.56 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max } 2} = 0.65 \text{ m}$$

$$\Psi = 0.084 \text{ m}$$

Calculamos la longitud de X e y X f=

$$X_e = X_f = \frac{A_{h \ 1}}{2} + B_{p \ 2} \quad \text{Ec. 2.37}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.89}{2} + 0.56$$

Donde:

$$X_e = X_f = 1.00 \text{ m}$$

$$A_{h \ 1} = 0.89 \text{ m}$$

$$B_{p \ 2} = 0.56 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante=

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \quad \text{Ec. 2.38}$$

$$A_{h2} = \sqrt{1^2 + 1^2}$$

Donde:

$$A_{h2} = 1.41 \text{ m}$$

$$X_e = 1.00 \text{ m}$$

$$X_f = 1.00 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 2° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_2 = \frac{32.3 * \varnothing_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ cuad.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.39}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.413 * 0.65}{1.05 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{0.89}{2 * 0.65})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_2 = 0.74 \text{ kg./m}$$

$$\varnothing_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max. } 2^\circ \text{ cuad.}} = 0.65 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ kg./m}^3$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.05$$

$$A_{h1} = 0.89 \text{ m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 2° cuadrante

El número de cartuchos por taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_2 * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}} \quad \text{Ec. 2.40}$$

$$\text{N}^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{0.74 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$\begin{aligned} \text{N}^\circ \text{ De cartuchos} &= 8.0 \text{ Unidades} \\ q_2 &= 0.74 \text{ kg./taladro} \\ L_{\text{Carga}} &= 2.75 \text{ m} \\ \text{Peso} &= 0.272 \text{ kg./cart.} \end{aligned}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2° cuadrante

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{Carga}} \tag{Ec. 2.41}$$

$$Q_{e2} = 0.74 * 2.75$$

Donde:

$$\begin{aligned} Q_{e2} &= 2.042 \text{ kg./taladro} \\ q_2 &= 0.74 \text{ kg./m} \\ L_{\text{Carga}} &= 2.75 \text{ m} \end{aligned}$$

4.7.4. Cálculos para el 3° cuadrante

Diseño y, Cálculo de burden " $B_{\text{max}3}$ " en el 3° cuadrante

$$B_{\text{max}3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\phi_0 * C}} \right] \tag{Ec. 2.42}$$

$$B_{\text{max}3} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{1.41 * 1.070 * 1.05}{0.045 * 0.413}} \right]$$

Donde:

$$\begin{aligned} B_{\text{max}3} &= 0.81 \text{ m} \\ A_{h2} &= 1.41 \text{ m} \\ q_0 &= 1.070 \text{ kg./m} \\ RWS_{\text{ANFO}} &= 1.05 \\ \phi_0 &= 0.045 \text{ m} \\ C &= 0.413 \text{ kg./m}^3 \end{aligned}$$

Cálculo de "B_{p3}" en el 3° cuadrante.

$$B_{Práct. 3} = B_{Max 3} - \psi) - 0.02 \quad Ec. 2.43$$

$$B_{p3} = 0.81 - 0.084) - 0.02$$

Donde:

$$B_{Práct. 3} = 0.71 \text{ m}$$

$$B_{Max 3} = 0.81 \text{ m}$$

$$\psi = 0.084 \text{ m}$$

Calculamos longitud de X_g y X_h=

$$X_g = X_h = \frac{A_{h(2)}}{2} + B_{p(3)} \quad Ec. 2.44$$

$$X_g = X_h = \frac{1.41}{2} + 0.71$$

Donde:

$$X_g = X_h = 1.41 \text{ m}$$

$$A_{h2} = 1.41 \text{ m}$$

$$B_{p3} = 0.71 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante

$$A_{h3} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2} \quad Ec. 2.45$$

$$A_{h3} = \sqrt{1.41^2 + 1.41^2}$$

Donde:

$$A_{h3} = 1.99 \text{ m}$$

$$X_g = 1.41 \text{ m}$$

$$X_h = 1.41 \text{ m}$$

Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante.

La densidad de carga lineal en el taladro se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{Max\ 3}}{RWS_{Anfo} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h\ 2}}{2 * B_{Max\ 3}})^{1.5})}$$

Ec. 2.46

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.413 * 0.71}{1.00 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{1.41}{2 * 0.71})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_3 = 0.84 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$B_{Max.\ 3.} = 0.71 \text{ m}$$

$$C = 0.413 \text{ m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.00 \text{ m}$$

$$A_{h\ 2} = 1.41 \text{ m}$$

Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

$$N^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{q_3 * L_{Carga}}{\text{Peso de 01 cartucho del expl. empleado}}$$

Ec. 2.47

$$N^\circ \text{ De cartuchos} = \frac{0.84 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$N^\circ \text{ De cartuchos} = 8.0 \text{ Unds.}$$

$$q_3 = 0.84 \text{ kg./m}$$

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m}$$

$$\text{Peso} = 0.272 \text{ kg.}$$

Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3° cuadrante

$$Q_{e\ 3} = q_3 * L_{Carga}$$

Ec. 2.48

$$Q_{e\ 3} = 0.84 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e\ 3} = 2.303 \text{ kg./taladro}$$

$$q_3 = 0.84 \text{ kg./m}$$

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m}$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes

$$A_{h3} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 2.49}$$

$$1.99 \text{ m} \leq \sqrt{3.20}$$

$$1.99 \text{ m} \leq 1.78 \text{ m}$$

Este valor nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes.

Donde:

$$A_{h3} = 1.99 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

4.7.5. Cálculos para taladros ayuda de hastiales o paredes

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 2.50}$$

$$B \leq 0.6 * 3.20$$

$$B \leq 1.91 \text{ m}$$

Donde:

$$L = 3.20 \text{ m}$$

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca "C", como nuestro resultado es 1.91 m entonces emplearemos la ecuación de reajuste siguiente:

Para:

$$B \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05 \quad \text{Ec. 2.51}$$

$$1.91 \text{ m} \geq 1.4 \text{ m} \Rightarrow C' = 0.413 + 0.05$$

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

Donde:

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3 \text{ factor de roca corregido}$$

$$C = 0.413 \text{ kg./m}^3 \text{ factor de roca Suecia}$$

$$B = 1.91 \text{ m. Burden para taladros de tajeo}$$

Para nuestros cálculos también emplearemos los datos del siguiente Cuadro N°: 2.6 en donde se tiene los factores de fijación y relación de burden y espaciamiento para taladros de tajeo de abajo hacia arriba, viceversa, en horizontal y para los taladros de arrastre.

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de hastiales o paredes.

$$B_{\text{Max. ay. hast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.52}$$

$$B_{\text{Max. ay. hast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.070 * 1.00}{0.46 * 1.45 * (1.25)}}$$

Donde:

$$\begin{aligned} B_{\text{Max. ay. hast.}} &= 1.02 \text{ m} \\ q_0 &= 1.070 \text{ kg./m}^3 \\ RWS_{\text{ANFO}} &= 1.00 \\ f &= 1.45 \\ S/B &= 1.25 \\ C'_{\text{corregido}} &= 0.46 \text{ kg./m}^3 \end{aligned}$$

Cálculo del burden práctico con respecto a la sección del túnel

$$B_{\text{Práct. ay. hast.}} = \frac{A_{\text{Túnel}} - A_{h \ 3.}}{4} \quad \text{Ec. 2.53}$$

$$B_{\text{Práct. ay. hast.}} = \frac{4.50 - 1.99}{4}$$

Donde:

$$\begin{aligned} B_{\text{Práct. ay. hast.}} &= 0.63 \text{ m} \\ A_{\text{Túnel}} &= 4.50 \text{ m} \\ A_{h \ 3} &= 1.99 \text{ m} \end{aligned}$$

Cálculo del N° de taladros para ayuda de hastiales

El número de taladros para ayuda de hastiales o paredes se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.} = \left(\frac{A_{\text{Túnel}} - A_{h \ 3}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.54}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.} = \left(\frac{4.50 - 1.99}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.} = 4 \quad \text{Unds.}$$

$$A_{\text{Túnel.}} = 4.50 \text{ m}$$

$$A_{h \ 3} = 1.99 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25$$

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales

$$S_{\text{Ay.hast.}} = \frac{A_{h \ 3}}{N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.} - 2} \quad \text{Ec. 2.55}$$

$$S_{\text{Ay. hast.}} = \frac{1.99}{4 - 2}$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. hast.}} = 1.00 \text{ m}$$

$$A_{h \ 3} = 1.99 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. hast.} = 4.0 \quad \text{Unidades}$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales

$$A_{h \ \text{Ay. hast.}} = A_{h \ 3} + (2 B_{\text{Práct.t. Ay. hast.}} * S_{\text{Ay.hast.}}) \quad \text{Ec. 2.56}$$

$$A_{h \ \text{Ay. hast.}} = 1.99 + (2 (0.63) * 1.00)$$

Donde:

$$A_{h \ \text{Ay.hast.}} = 3.24 \text{ m}^2$$

$$A_{h \ 3} = 1.99 \text{ m}^2$$

$$B_{\text{Práct.t. ay. hast.}} = 0.63 \text{ m}$$

$$S_{\text{Ay. hast.}} = 1.00 \text{ m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_4) en los taladros de ayuda de hastiales

$$q_{4 \text{ Ay. hast.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. hast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{Arcotang}(\frac{A_{\text{h Ay. hast.}}}{2 * B_{\text{Max. ay. hast.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.57}$$

$$q_{4 \text{ Ay. hast.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.46 * 1.02}{1.00 * \text{seno}(\text{arcotang}(\frac{3.24}{2 * 1.02})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_{4 \text{ Ay. hast.}} = 0.76 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

$$B_{\text{Max. ay. hast.}} = 1.02 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{\text{h Ay. hast.}} = 3.24 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de hastiales

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{4 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.58}$$

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{0.76 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = 8.0 \text{ Unidades..}$$

$$q_{4 \text{ Ay. hast.}} = 0.76 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m}$$

$$\text{kg-Expl.} = 0.272 \text{ kg..}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de hastiales (Q_e ay. hast.)

$$Q_{e \text{ Ay. hast.}} = q_{4 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.59}$$

$$Q_{e \text{ Ay. hast.}} = 0.76 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e \text{ Ay. hast.} = 2.098 \text{ kg./taladro}$$

$$q_4 \text{ Ay. hast.} = 0.76 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \text{ m}$$

4.7.6. Cálculos para taladros en ayuda de corona

$$H_{\text{Disp Tj } (\downarrow)} = 0.64 * (H_{\text{Túnel}} - A_{\text{h último cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.60}$$

$$H_{\text{disp tj } (\downarrow)} = 0.64 * (4.0 - 1.99)$$

Donde:

$$H_{\text{Disp.tj } (\downarrow)} = 1.28 \text{ m}$$

$$H_{\text{Alto del túnel.}} = 4.00 \text{ m}$$

$$A_{\text{Abertura último cuad.}} = 1.99 \text{ m}$$

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona.

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.61}$$

$$B_{\text{Max}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.070 * 1.00}{0.46 * 1.20 * (1.25)}}$$

Donde:

$$B_{\text{Max ay.corona.}} = 1.12 \text{ m}$$

$$q_0 = 1.070 \text{ kg./m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$f = 1.20 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

$$C'_{\text{Corregido}} = 0.46 \text{ Kg./m}^3$$

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona

$$B_{\text{Práct.t. ay.Corona.}} = 0.51 * H_{\text{Disp. tj. } (\downarrow)} \quad \text{Ec. 2.62}$$

$$B_{\text{Práct.t. ay. corona.}} = 0.51 * 1.28$$

Donde:

$$B_{\text{Práct.t. ay. corona}} = 0.65 \text{ m}$$

$$H_{\text{disp.tj. (↓)}} = 1.28 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda de corona

$$L_{\text{Segm. Ay.Corona}} = 0.6533 * A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. 2.63}$$

$$L_{\text{Segm. Ay.Corona}} = 0.6533 * 4.50$$

Donde:

$$L_{\text{Segm. ay. corona}} = 2.94 \text{ m}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 4.50 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. corona}} \quad \text{Ec. 2.64}$$

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.3333 * 2.94$$

Donde:

$$S_{\text{Ay.corona.}} = 0.98 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm. ay. corona.}} = 2.98 \text{ m}$$

Cálculo de N° de taladros para ayuda de corona

$$N^{\circ}_{\text{Tal.. ay. corona.}} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay. corona}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.65}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal.. ay. corona.}} = \left(\frac{2.94}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal.. ay. corona.}} = 4.0 \text{ Unidades..}$$

$$L_{\text{Segm. ay. corona.}} = 2.94 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de corona

$$A_{\text{h Ay. corona.}} = L_{\text{Segm. ay. corona}} \quad \text{Ec. 2.66}$$

$$A_{h \text{ Ay. corona.}} = 2.94$$

Donde:

$$A_{h \text{ Ay. corona.}} = 2.94 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm. ay. corona.}} = 2.94 \text{ m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_5) en los taladros de ayuda de corona

$$q_{5 \text{ Ay. corona.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. corona}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ Ay. corona.}}}{2 * B_{\text{Max. ay. corona}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.67}$$

$$Q_{5 \text{ Ay. corona.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.46 * 1.12}{1.00 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{2.94}{2 * 1.12})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_{5 \text{ Ay. corona.}} = 0.80 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

$$B_{\text{Max. ay. corona.}} = 1.12 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO.}} = 1.00$$

$$A_{h \text{ Ay. corona.}} = 2.94 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de corona

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{5 \text{ Ay. corona.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.68}$$

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{0.80 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos.}} = 8.0 \quad \text{Unidades.}$$

$$q_{5 \text{ Ay. corona.}} = 0.80 \quad \text{kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \quad \text{m}$$

$$\text{kg-Expl.} = 0.272 \quad \text{kg. emulnor de 3000 1 1/4 x 12}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Qe Ay. corona.)

$$Q_{e \text{ Ay. corona.}} = q_{5 \text{ Ay. corona.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.69}$$

$$Q_{e \text{ Ay. corona.}} = 0.80 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Ay. corona.}} = 2.189 \text{ kg/taladro}$$

$$q_{5 \text{ Ay. corona.}} = 0.80 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \text{ m}$$

4.7.7. Cálculos para taladros ayuda de arrastre

$$H_{\text{Disp tj}(\downarrow)} = 0.36 * (H_{\text{Túnel}} - A_{h \text{ Último cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.70}$$

$$H_{\text{Disp tj}(\downarrow)} = 0.36 * (4.0 - 1.99)$$

Donde:

$$H_{\text{Disp.tj}(\uparrow)} = 0.72 \text{ m}$$

$$H_{\text{Alto del túnel.}} = 4.00 \text{ m}$$

$$A_{h \text{ Último cuad.}} = 1.99 \text{ m}$$

Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre.

$$B_{\text{Max. ay. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.71}$$

$$B_{\text{Max. ay. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.070 * 1.00}{0.46 * 1.45 * (1.25)}}$$

Donde:

$$B_{\text{Max ay. arrast.}} = 1.02 \text{ m}$$

$$q_0 = 1.070 \text{ kg./m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$f = 1.45$$

$$S/B = 1.25$$

$$C'_{\text{Corregido}} = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de arrastre

$$B_{\text{Práct. ay. arrastre.}} = \frac{H_{\text{Disp. tj. (↑)}}}{2} \quad \text{Ec. 2.72}$$

$$B_{\text{Práct. ay. arrastre.}} = \frac{0.72}{2}$$

Donde:

$$B_{\text{Práct. ay. arrastre}} = 0.36 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp.tj. (↑)}} = 0.72 \text{ m}$$

Cálculo de la longitud del segmento. para los taladros de ayuda de arrastre

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre}} = 0.72 * A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.73}$$

$$L_{\text{segm. Ay. arrastre}} = 0.72 * 4.50$$

Donde:

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre}} = 3.24 \text{ m}$$

$$A_{\text{túnel}} = 4.50 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de arrastre

$$S_{\text{Ay. arrastre.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. arrastre}} \quad \text{Ec. 2.74}$$

$$S_{\text{Ay. arrastre.}} = 0.3333 * 3.24$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. arrastre.}} = 1.08 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm.ay. arrastre.}} = 3.24 \text{ m}$$

Cálculo de N° de taladros para ayuda de arrastre

$$N^{\circ}_{\text{Tal.ay. arrastre.}} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay. arrastre}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.75}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal.ay. arrastre.}} = \left(\frac{3.24}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal.ay. arrastre.}} = 4.0 \text{ Unidades.}$$

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre.}} = 3.24 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre

$$A_{h \text{ Ay. arrastre.}} = L_{\text{Segm. ay. arrastre.}} \quad \text{Ec. 2.76}$$

$$A_{h \text{ Ay. arrastre.}} = 3.24$$

Donde:

$$A_{h \text{ Ay. arrastre.}} = 3.24 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm. ay. arrastre.}} = 3.24 \text{ m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_{ϵ}) en los taladros de ayuda de arrastre

$$q_{\epsilon \text{ Ay. Arrastre.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. ay. arrastre.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ Ay. arrastre.}}}{2 * B_{\text{Max ay. arrastre}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.77}$$

$$q_{\epsilon \text{ Ay. arrastre.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.46 * 1.02}{1.00 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{3.24}{2 * 1.02})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_{\epsilon \text{ Ay. arrastre.}} = 0.76 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

$$B_{\text{Max. ay. arrastre.}} = 1.02 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO.}} = 1.00$$

$$A_{h \text{ Ay. arrastre.}} = 3.24 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de arrastre

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{\epsilon \text{ Ay. arrastre.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{kg} \cdot \text{Expl./cartucho}} \quad \text{Ec. 2.78}$$

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{0.76 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos.} = 8.0 \quad \text{Unidades..}$$

$$q_{6 \text{ Ay. arrastre.}} = 0.76 \quad \text{kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \quad \text{m}$$

$$\text{kg. Expl.} = 0.272 \quad \text{kg..}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de arrastre (Qe ay. Arrastre.)

$$Q_{e \text{ Ay. arrastre.}} = q_{6 \text{ Ay. arrastre.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.79}$$

$$Q_{e \text{ Ay. arrastre.}} = 0.76 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Ay. arrast.}} = 2.099 \quad \text{kg./taladro}$$

$$q_{6 \text{ Ay. arrast.}} = 0.76 \quad \text{kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \quad \text{m}$$

4.7.8. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{\text{Max. hast..}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.80}$$

$$B_{\text{Max. hast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.070 * 1.00}{0.46 * 1.45 * (1.25)}}$$

Donde:

$$B_{\text{Max hast.}} = 1.02 \quad \text{m}$$

$$q_0 = 1.070 \quad \text{kg./m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$f = 1.45$$

$$S/B = 1.25$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.46 \quad \text{kg./m}^3$$

Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales

$$B_{\text{Práct.t. hast.}} = \frac{0.2755 * A_{\text{Túnel}}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. 2.81}$$

$$B_{\text{Práct.t. hast.}} = \frac{0.2755 * 4.50}{2}$$

Donde:

$$B_{\text{Práct. hast.}} = 0.62 \text{ m}$$

$$A_{\text{Túnel}} = 4.50 \text{ m}$$

Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales

$$H_{\text{Disp. hast.}} = H_{\text{Túnel}} - r \quad \text{Ec. 2.82}$$

$$H_{\text{Disp. hast.}} = 4.00 - 1.25$$

Donde:

$$H_{\text{Disp. tal.hast.}} = 2.75 \text{ m}$$

$$H_{\text{Túnel}} = 4.00 \text{ m}$$

$$r = 1.25 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento de taladros en los hastiales

$$S_{\text{Tal. hast.}} = 0.3345 * H_{\text{Disp.tal. hast.}} \quad \text{Ec. 2.83}$$

$$S_{\text{Tal. Hast.}} = 0.3345 * 2.75$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. hast.}} = 0.92 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp. tal. hast.}} = 2.75 \text{ m}$$

Cálculo de N° de taladros para los hastiales

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hastiales.}} = \left(\frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.84}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hastiales.}} = \left(\frac{2.75}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hast.}} = 4.0 \text{ Unidades.}$$

$$H_{\text{Disp. hastiales}} = 2.75 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre

$$A_{h \text{ Hastiales.}} = H_{\text{Disp. hastiales}} \quad \text{Ec. 2.85}$$

$$A_{h \text{ Hastiales.}} = 2.75 \text{ m}$$

Donde:

$$A_{h \text{ Hastiales.}} = 2.75 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp. hastiales}} = 2.75 \text{ m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_7) en los taladros de hastiales

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. hast}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h \text{ Hast.}}}{2 * B_{\text{Max. hast.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.86}$$

$$q_{7 \text{ Tal.hast.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.46 * 1.02}{1.00 * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{2.75}{2 * 1.02})^{1.5})}$$

Donde:

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 0.81 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$C' = 0.46 \text{ kg./m}^3$$

$$B_{\text{Max. hast.}} = 1.02 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO.}} = 1.00$$

$$A_{h \text{ Hastiales.}} = 2.75 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{kg de expl./cart}} \quad \text{Ec. 2.87}$$

$$N^{\circ}_{\text{De cartuchos}} = \frac{0.81 * 2.75}{0.272}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ De cartuchos.} = 8.0 \quad \text{Unidades}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 0.81 \quad \text{kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \quad \text{m}$$

$$RWS_{\text{ANFO.}} = 1.00$$

$$\text{kg-Expl.} = 0.272 \quad \text{kg.}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales (Q_e hast.)

$$Q_{e \text{ Hastiales.}} = q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.88}$$

$$Q_{e \text{ Hastiales.}} = 0.81 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Hast.}} = 2.277 \quad \text{kg./taladro}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 0.81 \quad \text{kg./m}$$

$$L_{\text{carga.}} = 2.75 \quad \text{m}$$

4.7.9. Cálculos para taladros de corona o techo

Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_0 \quad \text{Ec. 2.89}$$

$$S_{\text{Corona}} = 15 * 0.045$$

Donde:

$$S_{\text{Corona.}} = 0.68 \quad \text{m}$$

$$K = 15$$

$$\phi_0 = 0.045 \quad \text{m}$$

Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{Max. corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ec. 2.90}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = \frac{0.68}{0.80}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.85 \quad \text{m}$$

Cálculo de burden práctico para taladros de corona

$$B_{\text{Práct. corona}} = B_{\text{Max. corona}} - L \text{ seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.91}$$

$$B_{\text{Práct. corona}} = 0.85 - 3.20 \text{ seno}(3^\circ) - 0.084$$

Donde:

$$B_{\text{Práct. corona}} = 0.60 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.85 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

$$\gamma = 3^\circ \quad \text{Para taladros de contorno}$$

$$\psi = 0.084 \text{ m}$$

Cálculo de N° de taladros para la corona

$$N^\circ_{\text{Tal. corona}} = \left(\frac{A_{\text{Túnel.}}}{B_{\text{Max. corona}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.92}$$

$$N^\circ_{\text{Tal. corona}} = \left(\frac{4.50}{0.85 * 0.80} \right) + 2$$

Donde:

$$N^\circ_{\text{Tal. corona}} = 8.0 \text{ Unidades}$$

$$A_{\text{Túnel}} = 4.50 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.85 \text{ m}$$

$$S/B = 0.80 \quad \text{Para taladros de corona}$$

Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

$$q_{8 \text{ Corona}} = 90 * \phi_0^2 \quad \text{Ec. 2.93}$$

$$q_{8 \text{ Corona}} = 90 * 0.045^2$$

Donde:

$$q_{8 \text{ Corona}} = 0.18 \text{ kg./m}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{8 \text{ Corona}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Peso de 01 cartucho de explosivo empleado}} \quad \text{Ec. 2.94}$$

$$N^{\circ} \text{De cartuchos} = \frac{0.18 * 2.75}{0.17}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{De cartuchos.} = 3.0 \text{ Unidades}$$

$$q_{8 \text{ Tal. corona.}} = 0.18 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \text{ m}$$

$$kg_{\cdot \text{Expl.}} = 0.17 \text{ kg./cartucho de emulnor de 3000 de 1x12}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona (Qe corona.)

$$Q_e \text{ Corona.} = q_{8 \text{ Corona.}} * L_{\text{Carga}} \tag{Ec. 2.95}$$

$$Q_e \text{ Corona.} = 0.18 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e \text{ Corona.} = 0.501 \text{ kg./taladro}$$

$$q_{8 \text{ Corona.}} = 0.18 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{carga.}} = 2.75 \text{ m}$$

4.7.10. Cálculos para taladros de arrastre o piso

Para los taladros de piso o arrastres considera los siguientes datos de factor de fijación y relación de burden y espaciamiento con sus valores respectivos:

$$F = 1.45.$$

$$S/B = 1.$$

De acuerdo a las ecuaciones 2.96 al 2.104

Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso.

$$B_{\text{Max. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \tag{Ec. 2.96}$$

$$B_{\text{Max. arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{1.070 * 1.05}{0.46 * 1.45 * (1)}}$$

Donde:

$$\begin{aligned}
 B_{\text{Max arrast.}} &= 1.16 \text{ m} \\
 q_0 &= 1.070 \text{ kg./m} \\
 RWS_{\text{ANFO}} &= 1.05 \text{ Emulnor de } 5000 \text{ 1 } 1/4 \times 12 \\
 f &= 1.45 \\
 S/B &= 1 \\
 C'_{\text{Corregido}} &= 0.46 \text{ kg./m}^3
 \end{aligned}$$

Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso

$$\begin{aligned}
 B_{\text{Práct.t. arrast.}} &= B_{\text{Max. arrast.}} - L \text{ seno } \gamma - \psi && \text{Ec. 2.97} \\
 B_{\text{Práct.t. arrast.}} &= 1.16 - 3.20 \text{ seno } (3^\circ) - 0.084
 \end{aligned}$$

Donde:

$$\begin{aligned}
 B_{\text{Práct.t. arrast.}} &= 0.91 \text{ m} \\
 B_{\text{Max. arrast.}} &= 1.16 \text{ m} \\
 L &= 3.20 \text{ m} \\
 \gamma &= 3^\circ \text{ Para taladros de contorno} \\
 \psi &= 0.084 \text{ m}
 \end{aligned}$$

Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso

$$\begin{aligned}
 N^\circ_{\text{Tal. arrastre.}} &= \left(\frac{A_{\text{Túnel.}} + 2 L * \text{seno}(\gamma)}{B_{\text{Max. arrast.}} * S/B} \right) + 2 && \text{Ec. 2.98} \\
 N^\circ_{\text{Tal. arrastre.}} &= \left(\frac{4.50 + 2 (3.20) * \text{seno}(3^\circ)}{1.16 * 1} \right) + 2
 \end{aligned}$$

Donde:

$$\begin{aligned}
 N^\circ_{\text{Tal. arrast.}} &= 7.0 \text{ Unidades.} \\
 A_{\text{Túnel}} &= 4.50 \text{ m} \\
 L &= 3.20 \text{ m} \\
 \gamma &= 3^\circ \text{ Para taladros de contorno} \\
 B_{\text{Max. arrast.}} &= 1.16 \text{ m} \\
 S/B &= 1
 \end{aligned}$$

Del resultado solo perforaremos 6 taladros de acuerdo a los trabajos realizados en campo.

Cálculo de espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre

$$S_{\text{Tal. arrastre.}} = \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{Tal. arrast.}} - 1} \quad \text{Ec. 2.99}$$

$$S_{\text{Tal. arrastre.}} = \frac{4.50 + 2 * 3.20 * \text{seno}(3^{\circ})}{6 - 1}$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. arrast.}} = 0.97 \text{ m}$$

$$A_{\text{Túnel.}} = 4.50 \text{ m}$$

$$L = 3.20 \text{ m}$$

$$\gamma = 3^{\circ} \quad \text{Taladros de contorno}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Arrast.}} = 6.0 \quad \text{Unidades.}$$

Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre

$$S_{\text{Tal. Arrastre. esquinas.}} = 0.97 - (A_{\text{Túnel}} * \text{seno}(\gamma)) \quad \text{Ec. 2.100}$$

$$S_{\text{Tal. arrastre. esquinas.}} = 0.97 - (4.50 * \text{seno}(3^{\circ}))$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. arrastre. esquinas}} = 0.73 \text{ m}$$

$$A_{\text{Túnel.}} = 4.50 \text{ m}$$

$$\gamma = 3^{\circ} \quad \text{Taladros de contorno}$$

Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre

$$A_{\text{h Arrastre.}} = A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.101}$$

$$A_{\text{h Arrastre.}} = 4.50$$

Donde:

$$A_{\text{h Arrastre.}} = 4.50 \text{ m}$$

$$A_{\text{Túnel}} = 4.50 \text{ m}$$

Cálculo de la densidad de carga (q_9) en los taladros de arrastre

$$q_{9 \text{ Tal. arrastre.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. arrast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_h \text{ Arrastre.}}{2 * B_{\text{Max. arrast.}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. 2.102}$$

$$q_{9 \text{ Tal. arrastre.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.46 * 1.16}{1.05 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{4.50}{2 * 1.16})^{1.5})}$$

Donde:

$$\begin{aligned} q_{9 \text{ Tal. arrast.}} &= 0.80 \text{ kg./m} \\ \phi_0 &= 0.045 \text{ m} \\ C' &= 0.46 \text{ kg./m}^3 \\ B_{\text{Max. arrast.}} &= 1.16 \text{ m} \\ RWS_{\text{ANFO}} &= 1.05 \text{ Emulnor de 5000 de } 1 \frac{1}{4} \times 12 \\ A_h \text{ Arrastre.} &= 4.50 \text{ m} \end{aligned}$$

Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{q_{9 \text{ Tal. arrast.}} * L_{\text{Carga}}}{\text{kg. expl./cartucho}} \quad \text{Ec. 2.103}$$

$$N^\circ_{\text{De cartuchos}} = \frac{0.80 * 2.75}{0.278}$$

Donde:

$$\begin{aligned} N^\circ_{\text{De cartuchos.}} &= 8.0 \text{ Unidades.} \\ q_{9 \text{ Tal. arrast.}} &= 0.80 \text{ kg./m} \\ L_{\text{Carga.}} &= 2.75 \text{ m} \\ \text{kg. Expl.} &= 0.278 \text{ kg./ cartucho} \end{aligned}$$

Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre (Q_e arrast.)

$$Q_e \text{ Arrast.} = q_{9 \text{ Tal. arrast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.104}$$

$$Q_e \text{ Arrast.} = 0.80 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ arrast.}} = 2.218 \text{ kg./taladro}$$

$$q_{9 \text{ Tal. arast.}} = 0.80 \text{ kg./m}$$

$$L_{\text{Carga.}} = 2.75 \text{ m}$$

4.7.11. Resumen de los cálculos de diseño.

El resumen de los cálculos se presenta en el anexo ccc en donde se detalla todo el resultado del diseño

Cuadro N° : 4.3: Resumen de cálculos de diseño

RESUMEN DE CALCULOS DE DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PROPUESTO															
DESCRIPCIÓN	BURDEN PRACTICO DE DISEÑO		ESPACIA MIENTO	N° DE TALADROS		DENSIDAD DE CARGA LINEAL	EXPLOSIVOS - EMULNOR (1 1/4 X 12)								
				SIN CARGA	CARGADOS		PESO.CART.	CART./TAL.	Kg./TAL.	EM-3000	EM-3000	EM-3000 I	EM-3000 I	EM-5000 I	EM-5000 I
										1x12 (Und.)	1x12 (Kg.)	1/4x12 (Und.)	1/4x12 (Kg.)	1/4x12 (Und.)	1/4x12 (Kg.)
TAL. ARRANQUE	Bp(a):	0.21	0.56	5	2	1.07	0.28	10	2.94			10	2.70	10	2.70
	Bp(b):	0.34	0.56		2	1.07	0.28	10	2.94			10	2.70	10	2.70
TAL. 1° CUADRANTE.		0.36	0.89		4	0.82	0.28	8	2.26			24	6.48	8	2.16
TAL. 2° CUADRANTE.		0.56	1.41		4	0.74	0.27	8	2.04			24	6.48	8	2.16
TAL. 3° CUADRANTE.		0.71	1.99		4	0.78	0.27	8	2.13			24	6.48	8	2.16
TAL. AYUDA DE HASTIALES.		0.63	1.00		4	0.76	0.27	8	2.10			28	7.56	4	1.08
TAL. AYUDA DE CORONA.		0.65	0.98		4	0.90	0.27	9	2.48			35	9.50	9	2.38
TAL. AYUDA DE ARRASTRES.		0.36	1.08		4	0.76	0.27	8	2.10			25	6.80	4	0.97
TAL. HASTIALES		0.62	0.92		4	0.81	0.27	8	2.23			29	7.94	4	1.13
TAL. CORONA		0.59	0.68		9	0.18	0.17	3	0.50	26	4.42			8	2.16
TAL. ARRASTRES		0.91	0.84		7	0.80	0.28	8	2.19			48	12.83	7	1.83
TOTAL TALADS PERFORADOS				5	48					26	4.42	257	69.47	79	21.44
TOTAL EXPLOSIVOS				53						Unidades: 363		Kilogramos: 95.33			

Fuente: Autor de tesis

En la Cuadro N°: 4.3 se tiene los resultados de todos los cálculos realizados para el diseño de perforación y voladura de la rampa (-) 5360 con una sección de 4.5 x 4.0.m Para secciones menores de excavación los cálculos serán los mismos, con la única variación que los taladros perforados disminuirán de acuerdo al área de la excavación y en el diseño en cuanto a la corona o techo del túnel ya sea en forma de baúl o en bóveda.

En la Figura: 4.7, se detalla los resultados de los cálculos con sus respectivas dimensiones en todas las secciones desde el arranque hasta los taladros de contorno. Este diseño se implementó como estándar de trabajo y se hizo seguimiento para su aplicación en cada una de las labores.

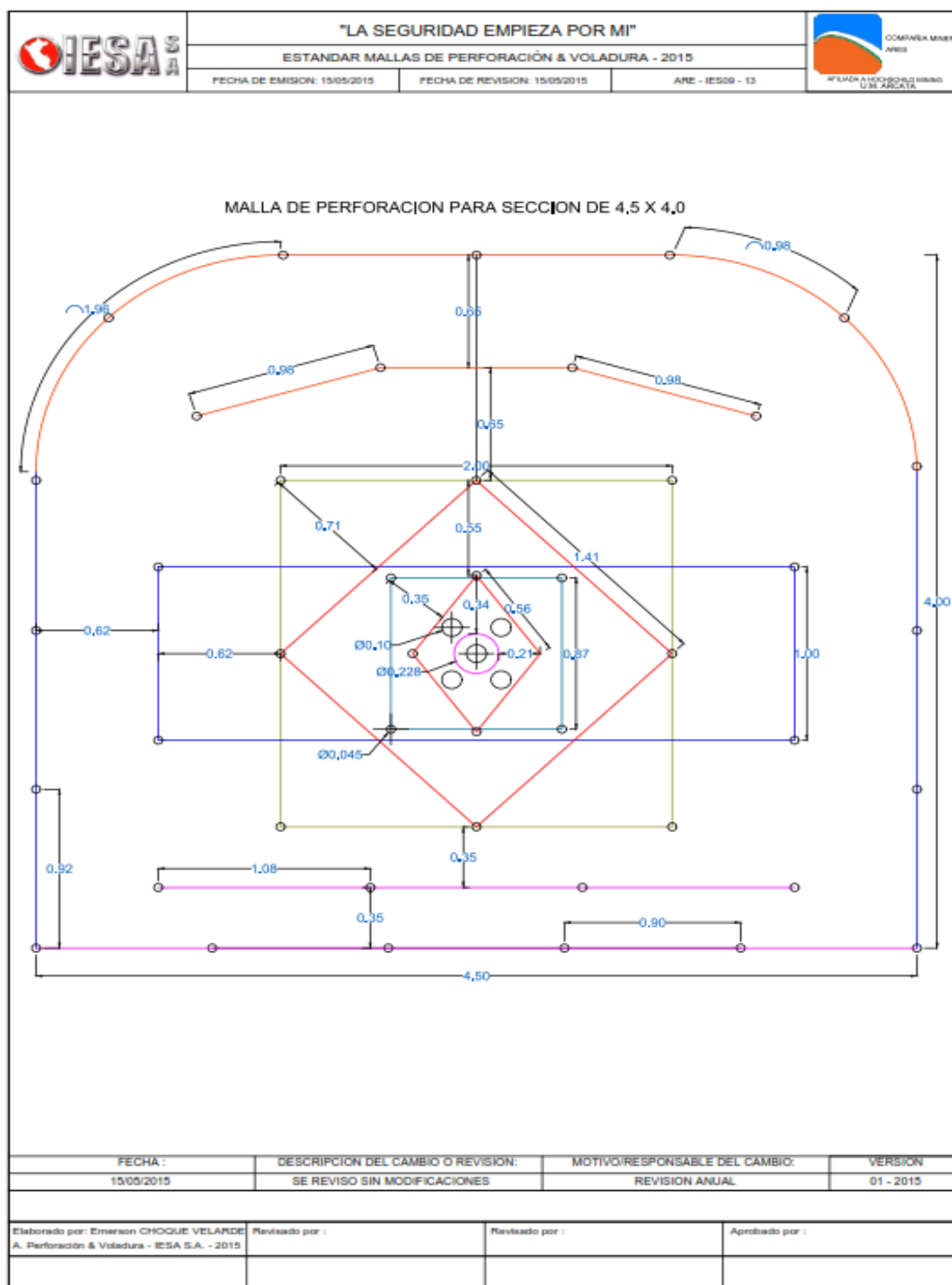


Figura: 4.7. Diseño de malla de perforación y voladura según cálculos

Fuente: Autor de tesis

4.8. Resultado de la hipótesis.

4.8.1. Análisis de hipótesis general:

“Es posible reducir las incidencias de voladuras deficientes con el nuevo diseño de perforación y voladura, con una carga explosiva adecuada en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

Los resultados obtenidos con la aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura Son satisfactorios y se aprecia una notable reducción de incidencias en cuanto a voladuras deficientes. Se mejora también los avances lineales en toda las labores en general y son cicladas normalmente tema que antes de la aplicación del nuevo diseño no se lograba; se logra alcanzar el cumplimiento del planing mensual en cuanto a metros lineales, ver Figura 4.9 y 4.10.

4.8.2. Análisis de hipótesis específicas:

“Es posible la implementar una adecuada malla de perforación de acuerdo a las características del macizo rocoso y los parámetros controlables y así reducir las incidencias de voladuras deficiente en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

Para demostrar la hipótesis específica nos basamos en los trabajos de campo en los resultados obtenidos en cada una de las pruebas realizadas durante el tiempo que duró la ejecución del presente trabajo de investigación y también a los reportes diarios de avances lineales por labor que obran en la base de datos de la U.O. ARCATA

Es posible diseñar una adecuada distribución de faneles, con respecto a los retardos y determinar una adecuada carga explosiva y así reducir las las incidencias de voladuras deficientes en labores de preparación, desarrollo e infraestructura de la E.E. IESA S.A. en la U.O. ARCATA de la CÍA Minera ARES S.A.C.

De la misma manera para reducir las incidencias de voladuras deficientes se tuvo que rediseñar la malla de voladura en lo que respecta a la distribución de faneles tanto de periodo corto y periodo largo, también se replantea la distribución de carga explosiva por taladro realizando cálculos empleando todos los parámetros de la roca en nuestros cálculos ver anexo 3 resumen de los cálculos de diseño.

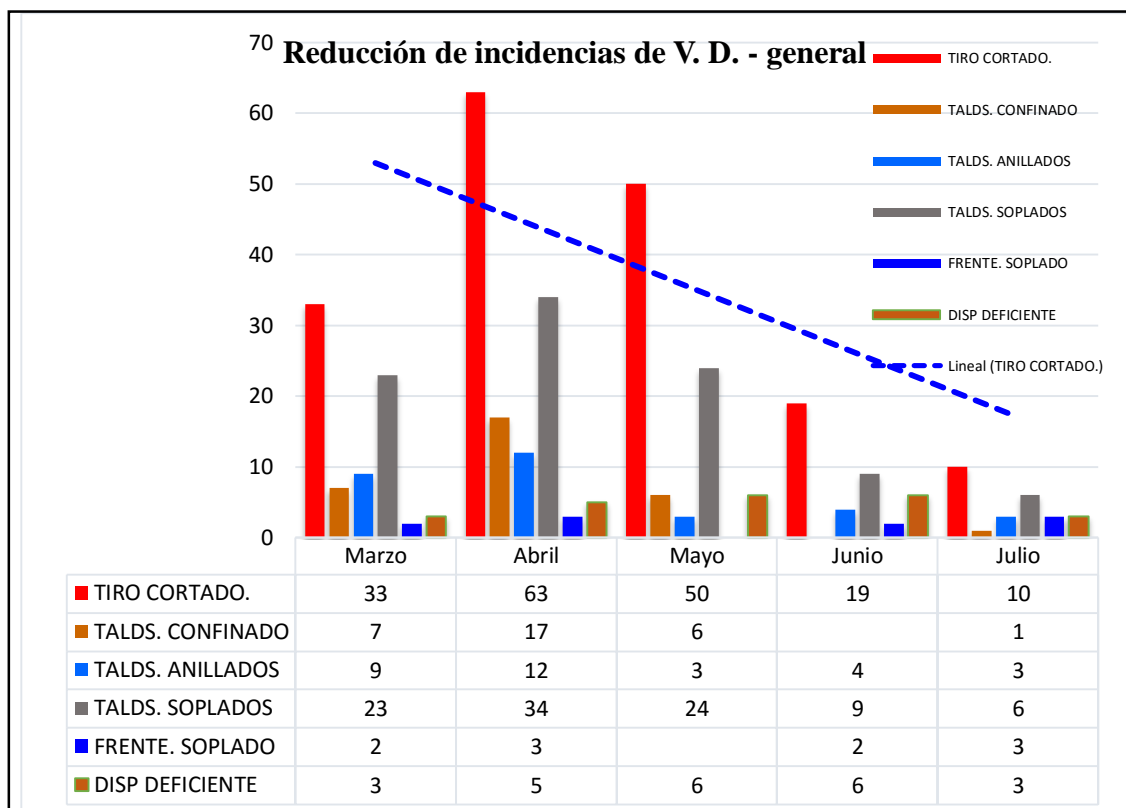


Figura: 4.8. Resultados de la hipótesis en la notable reducción de incidencias

Fuente: Autor de tesis

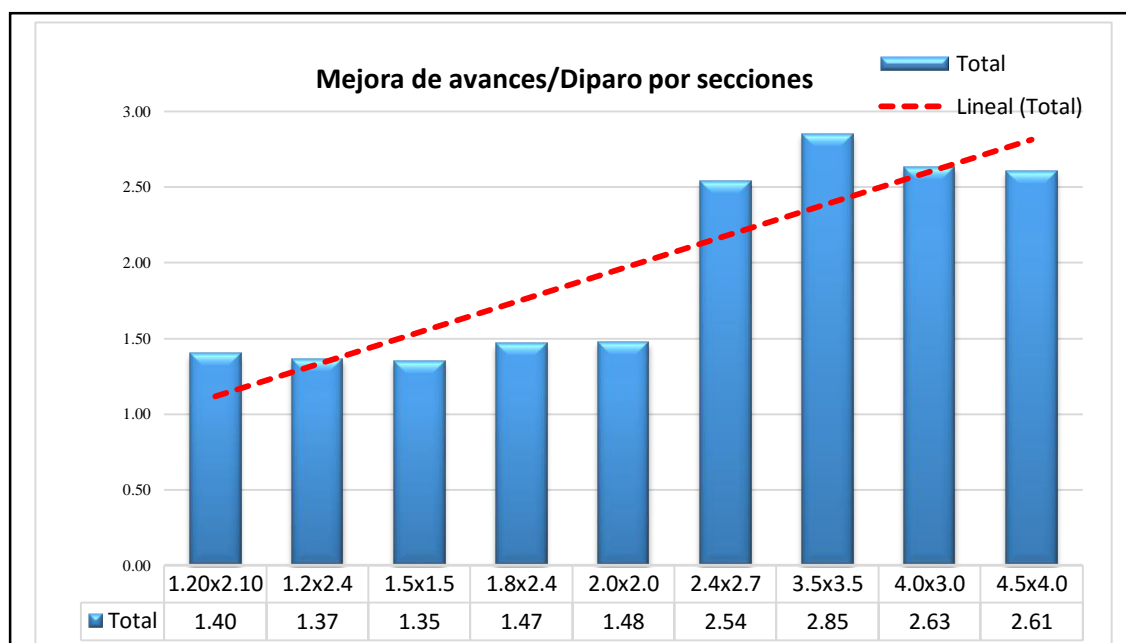


Figura: 4.9. Mejora de avances lineales por tipo de sección

Fuente: Autor de tesis

4.8.3. Discusiones de los resultados.

Venegas Villero Cristian Daniel, en su informe profesional “diseño del esquema de perforación y voladura para el mejoramiento de la fragmentación de la caliza en el frente uno de explotación de argos planta tolceamento”. Menciona que las propiedades estructurales del macizo rocoso son las que más afectan la perforación y voladura el rendimiento de estas operaciones se ve afectado en gran proporción por la presencia de numerosas críticas que disminuyen la velocidad de perforación y hacen excesivo el trabajo de cargue de explosivos. Las características geomecánicas del macizo rocoso son un conjunto de propiedades que no podemos cambiar en el diseño de la voladura el esquema que se debe amoldar a dichas propiedades de manera que sea óptimo, esto se logra calculando parámetros controlados de la voladura.

Chambi Flores Alan en su trabajo de investigación “optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – unidad vinchos – volcan s.a.a.” conclusión número cinco menciona que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad vinchos - cerro de pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8,0 kg de explosivo por disparo.

Cháhuas Sairitupa Félix Cipriano, en su trabajo de investigación “nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, mina el cofre”. Concluye que con el nuevo diseño de malla de perforación se ha reducido el número de taladros, de 41 taladros a 36 taladros, siendo la profundidad del taladro de 1,45 metros y en la voladura se ha reducido el consumo de explosivo de 18 kg /disparo a 15 kg /disparo. Con respecto al costo de explosivos se reduce de 57,89 US\$ /disparo a 50,1 US\$ /disparo.

Del mismo modo al implementar y estandarizar el nuevo diseño de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg, se reduce las incidencias de voladuras deficientes notablemente, se mejora también los avances lineales y se cumple los planeamientos mensuales y semanales, ver Cuadro N°: 4.4 y 4.5.m En donde se detalla la evolución de la reducción de voladuras deficientes y la mejora de los avances lineales en promedio por mes.

Cuadro N° : 4.4. Reducción de incidencias en promedio/mes

Semana	(todas)
Fecha	(todas)
Zona	(todas)

Mes	Tiro cortado.	Tal. Confinado	Tal. Anillados	Tal. Soplados	Frente. Soplado	Disp. deficiente	Promedio
Marzo	33	7	9	23	2	3	13
Abril	63	17	12	34	3	5	22
Mayo	50	6	3	24		6	18
Junio	19		4	9	2	6	8
Julio	10	1	3	6	3	3	4.3
Total acumulado	175	31	31	96	10	23	65

Fuente: Autor de tesis

Cuadro N° : 4.5. Mejora de avances lineales en promedio/mes

Semana	(todas)
Fecha	(todas)
Zona	(todas)
Tipo Maquina. perforadora.	J.E.H.

Labores	Avance (m.)
Marzo	2.33
Abril	2.43
Mayo	2.67
Junio	2.80
Julio	2.97
Promedio	2.61

Fuente: Autor de tesis

CONCLUSIONES

1. Con el nuevo diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la U.O. ARCATA se logró reducir las estadísticas en incidentes de voladuras deficientes de un promedio de: 61 reportes/mes de voladuras deficientes a: 4 reportes/mes en promedio.
2. Se logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 2.33 m/disparo a un avance promedio de 2.97 m/disparo. En el mes de julio, estos resultados se reflejan en el cumplimiento mensual de los metrajes programados durante el mes
3. Con el nuevo diseño de perforación y voladura implementado en la U.O. ARCATA se logra reducir los tiempos muertos durante el ciclo de minado esto por la mínima existencia de voladuras deficientes.
4. Se cumple el planeamiento mensual al 110% ya que se tenía metros de avance acumulados.

RECOMENDACIONES

1. Un factor más importante para reducir las incidencias de las voladuras deficientes es el de realizar evaluación constante a los diseños de perforación y voladura, seguimiento a las operaciones unitarias de perforación y voladura y en el momento de carguío de taladros y minimizar las prácticas empíricas que realiza el personal.
2. Es importante considerar que hay otros factores que influyen en los rendimientos subestándar de los disparos como son: la geología del yacimiento, la falta de simetría de los taladros, falta de paralelismo, equivocada distribución de retardos, guidores inadecuados, taladros tapados, etc, factores que generan una condición no deseada que finalmente desfavorece a los resultados de las voladuras.
3. Para una empresa dedicada a ejecutar labores mineras en cuanto a preparación, desarrollo e infraestructura es importante que su personal esté comprometido con su trabajo diario y también con la empresa a la cual presta sus servicios. Solo así los resultados en las distintas operaciones se reflejarán en resultados óptimos, no hay forma de lograr resultados satisfactorios si no existe un compromiso de todo el equipo de trabajo, desde el ingeniero residente hasta el último colaborador
4. Las capacitaciones continuas por parte de instituciones externas a la empresa son muy recomendables y motiva más a los trabajadores a mejorar sus habilidades desechando así los conocimientos empíricos luego estos optan por los conocimientos técnicos, teóricos y que posteriormente con el apoyo de la supervisión aplicarlos en el campo.

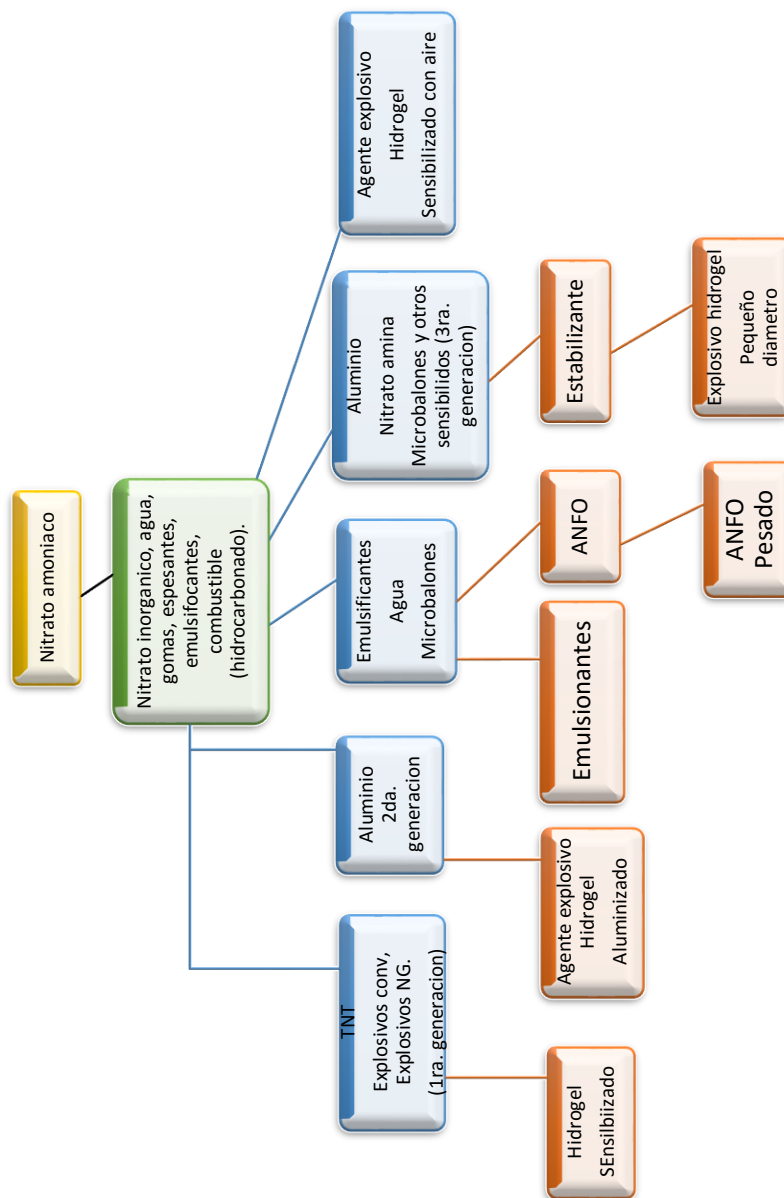
BIBLIOGRAFÍA

- Ojeda Mestas, R. W. (2007). Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de Areas de Influencia.
- Aquino Jáuregui, O. A. (2009). Reducción de los costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Artigas, Z., & Maria, T. (2011). Sistemas de perforación. Artigas Z.; Maria T.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y voladura de rocas en minería. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Camac Torres, A. (2001). Tecnología de explosivos. Puno: FIM-UNA.
- Camac Torres, A. (2001). Voladura de rocas. Puno: FIM-UNA.
- Carhuavilca Mechato, C. (2010). Elementos para determinación del costo horario de los equipos y maquinaria del sector construcción. Lima.
- Cháhuares Sairitupa, F. C. (2012). Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE. Puno - Perú: Universidad Nacional del Altiplano.
- Chambi Flores, A. (2011). Optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Puno: Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Daza Correa, P. J. (2011). Explosivos utilizados en minería. Boyaca.
- EXSA. (2009). Diseño de voladuras subterráneas, tuneles y galerías.
- EXSA, S. (2009). Manual práctico de voladuras EXSA S.A. Lima: EXSA S.A.
- Farge Vergaray, I. (2006). Perforación y voladura en minería a cielo abierto. Lima: Universidad Nacional de San Marcos.
- Jauregui Aquino, O. A. (2009). Estabilidad de taladros. Lima.

- Jauregui Aquino, O. A. (2009). Estabilidad de Taladros. Lima: Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Konya Calvin, J. (2000). Manual de perforación y voladura de rocas. España: Konya Calvin J.
- Lopez Jimeno, C. (2001). Manual de perforación y voladura de rocas. España: Instituto Tecnológico GeoMinero de España.
- Ordoñez Reátegui, C. (2011). Costos de perforación y voladura en minería superficial. Lima - Perú: Cámara Minera del Perú.
- Penia Llera, D., Lopez Jimeno, D., Pla Ortiz de Urbina, D., & Lopez Jimeno, D. (1987). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid - España: Instituto geológico y minero de España.
- Perforación en minería subterránea. (Junio de 2007).
- Pernia Llera, J. M., Lopez Jimeno, C., Pla Ortiz de Urbina, F., & Lopez Jimeno, E. (2009). Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid - España: Instituto Geológico Minero de España.
- Piñas Esteban, Y. A. (2007). Aplicación del principio de la velocidad pico de partícula (PPV) para minimizar el daño al macizo rocoso, utilizando tecnología electrónica-minera aurífera retamas S.A. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Proaño Cadena, G. (2010). Potencias de los explosivos. Perú.
- S.A., E. (2001). Manual de voladura de rocas. Lima: EXSA S.A.
- Uribari Urbina, M. (2008). Perforación. Lima.
- Vega Delgado, J. (2010). Planificación en minería subterránea y superficial. Chile: Universidad de Antofagasta Chile.
- Venegas Villero, C. D. (2009). Diseño del esquema de perforación y voladura para el mejoramiento de la fragmentación de la caliza en el frente Uno de explotación de argos planta tolcemento. Colombia: Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia Escuela de Ingeniería de Minas.

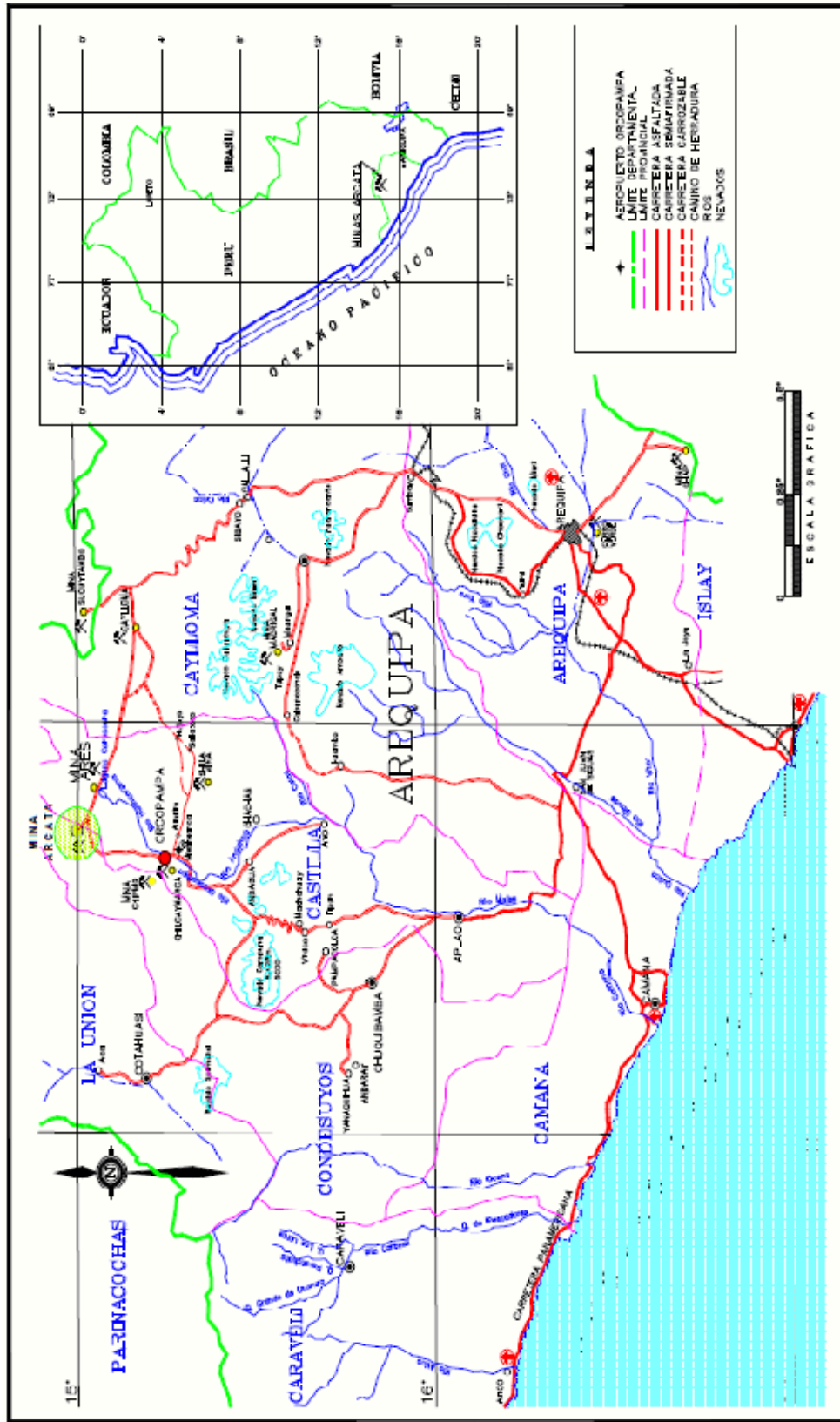
ANEXOS

Anexo: 1 Jerarquía de los explosivos con respecto a la PRP del Anfo



Fuente: Artículos de minería

Anexo: 2 Mapa de ubicación geográfica de la U.O. ARCATA.



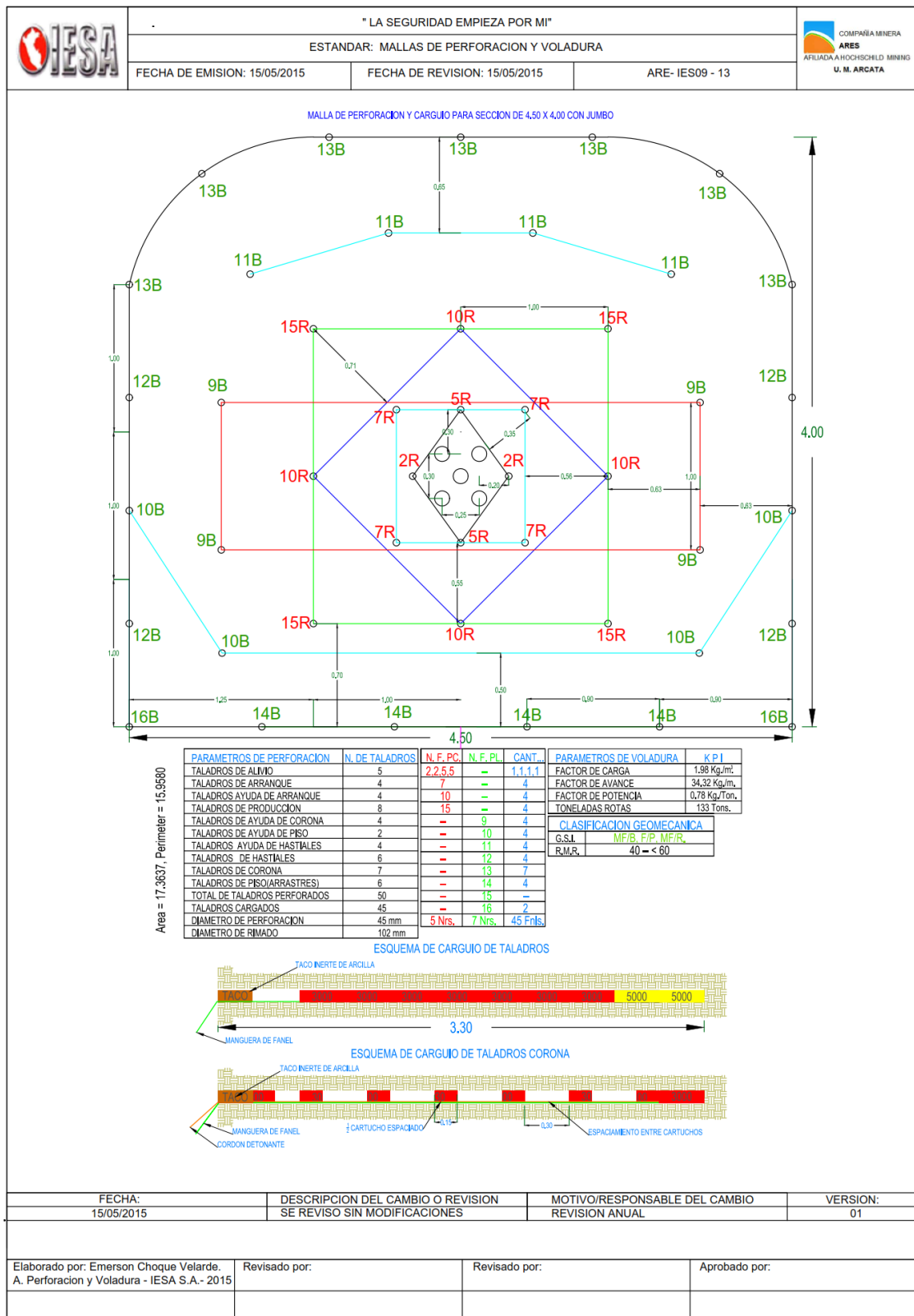
Fuente: Geología y planeamiento U.O. ARCATA

Anexo: 3 Cuadro resumen de los cálculos del diseño

RESUMEN DE CALCULOS DE DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PROPUESTO																
DESCRIPCIÓN	BURDEN PRACTICO DE DISEÑO		ESPACIA MIENTO	N° DE TALADROS		DENSIDAD DE CARGA LINEAL	EXPLOSIVOS - EMULNOR (1/4 X 12)									
	Bp(a):	Bp(b):		SIN CARGA	CARGADOS		PESO/CART.	CART./TAL.	Kg./TAL.	EM-3000 1x12 (Und.)	EM-3000 1/4x12 (Und.)	EM-3000 1/4x12 (Kg.)	EM-5000 1/4x12 (Und.)	EM-5000 1/4x12 (Kg.)		
TAL. ARRANQUE	0.21	0.34	0.56	5	2	1.07	0.28	10	2.94		10	2.70	10	2.70		
TAL. 1° CUADRANTE.			0.89		4	0.82	0.28	8	2.26		24	6.48	8	2.16		
TAL. 2° CUADRANTE.			1.41		4	0.74	0.27	8	2.04		24	6.48	8	2.16		
TAL. 3° CUADRANTE.			1.99		4	0.78	0.27	8	2.13		24	6.48	8	2.16		
TAL. AYUDA DE HASTIALES.			1.00		4	0.76	0.27	8	2.10		28	7.56	4	1.08		
TAL. AYUDA DE CORONA.			0.98		4	0.90	0.27	9	2.48		35	9.50	9	2.38		
TAL. AYUDA DE ARRASTRES.			1.08		4	0.76	0.27	8	2.10		25	6.80	4	0.97		
TAL. HASTIALES			0.92		4	0.81	0.27	8	2.23		29	7.94	4	1.13		
TAL. CORONA			0.68		9	0.18	0.17	3	0.50	26	4.42		8	2.16		
TAL. ARRASTRES			0.84		7	0.80	0.28	8	2.19		48	12.83	7	1.83		
TOTAL TALADS PERFORADOS				5	48						26	4.42	257	69.47	79	21.44
TOTAL EXPLOSIVOS				53							Unidades:		363	Kilogramos:		95.33

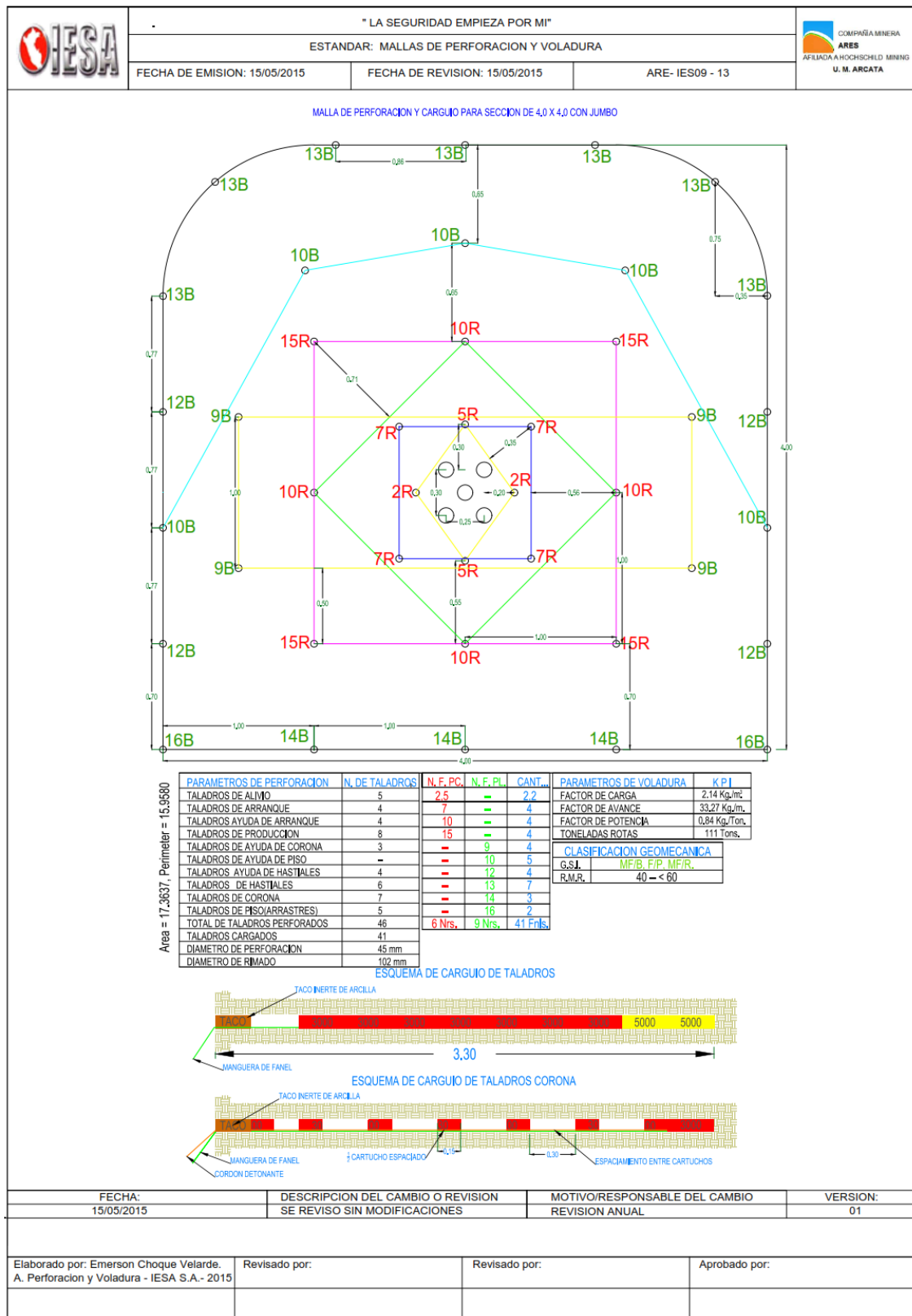
Fuente: Autor de tesis

Anexo: 4. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 4.50 x 4.0 m.

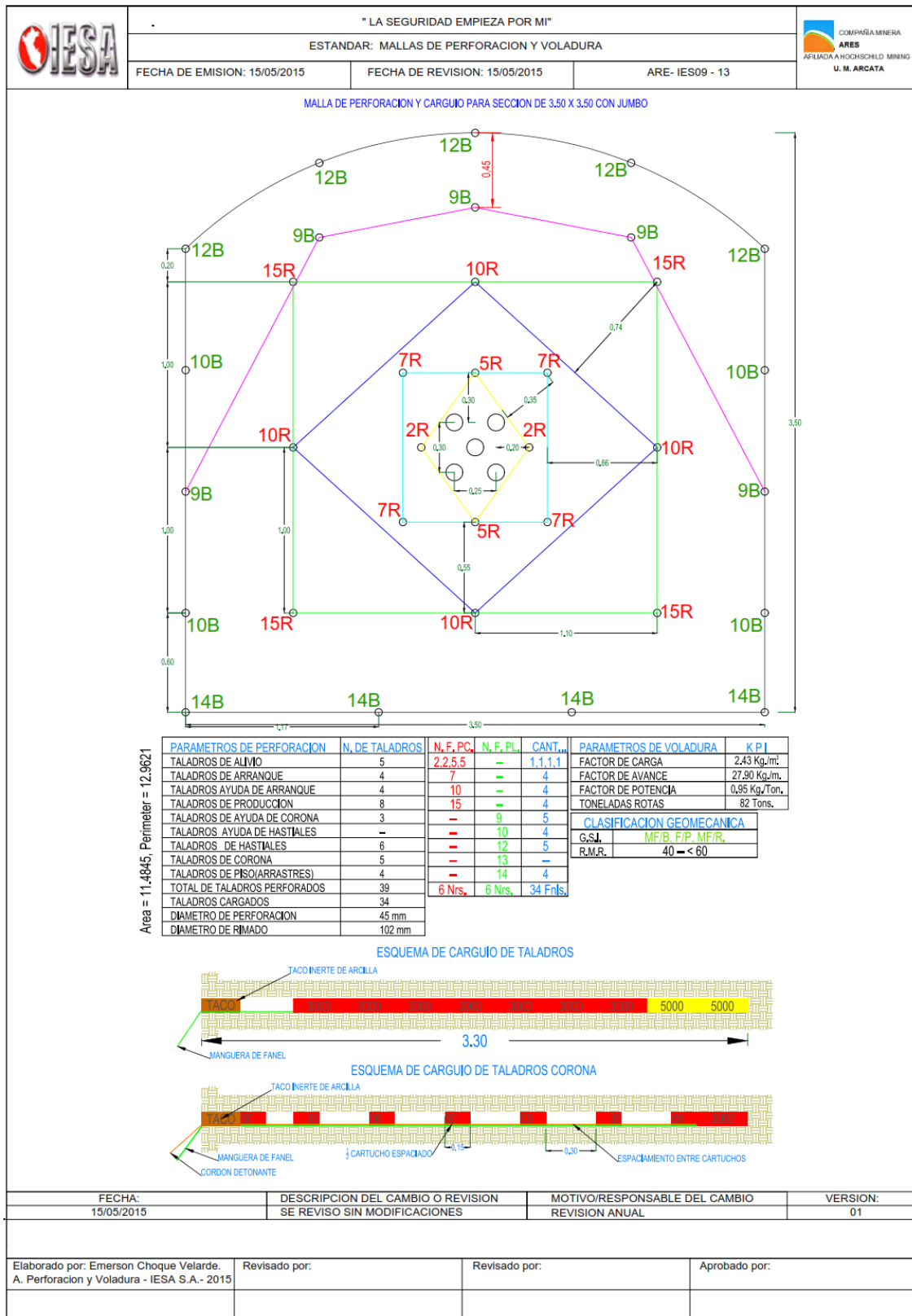


Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 5. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 4.0 x 4.0 m.

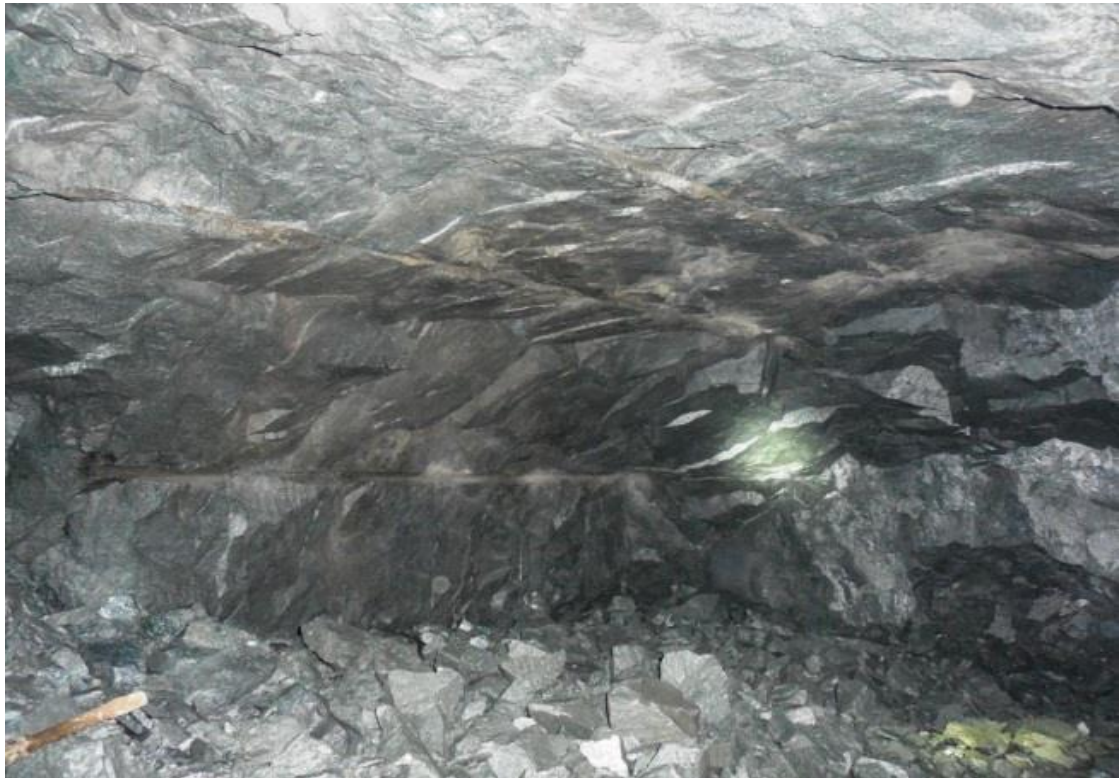


Anexo: 6. Malla de perforación y su distribución de faneles sección 3.50 x 3.50 m.



Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 7. Perímetro de la corona bien controlada se visualiza las cañas



Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 8. Apilamiento del material roto y avance óptimo.



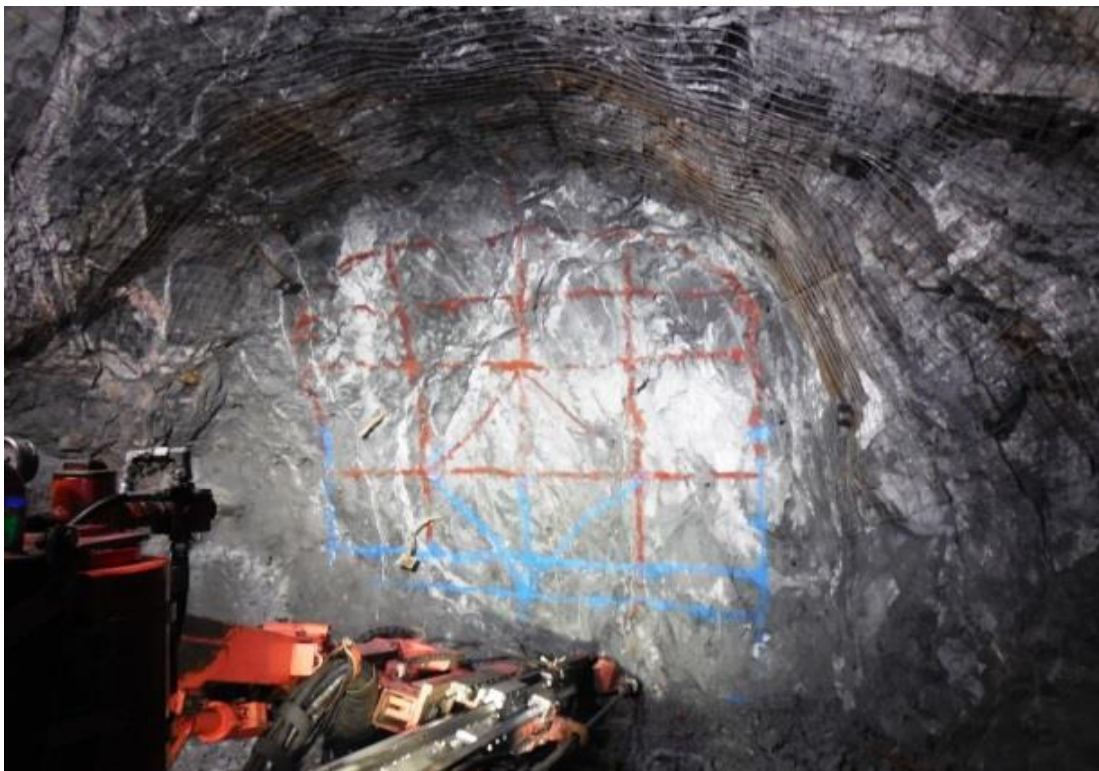
Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 9. Ingreso del jumbo a la rampa (-) 5360 para iniciar la perforación.



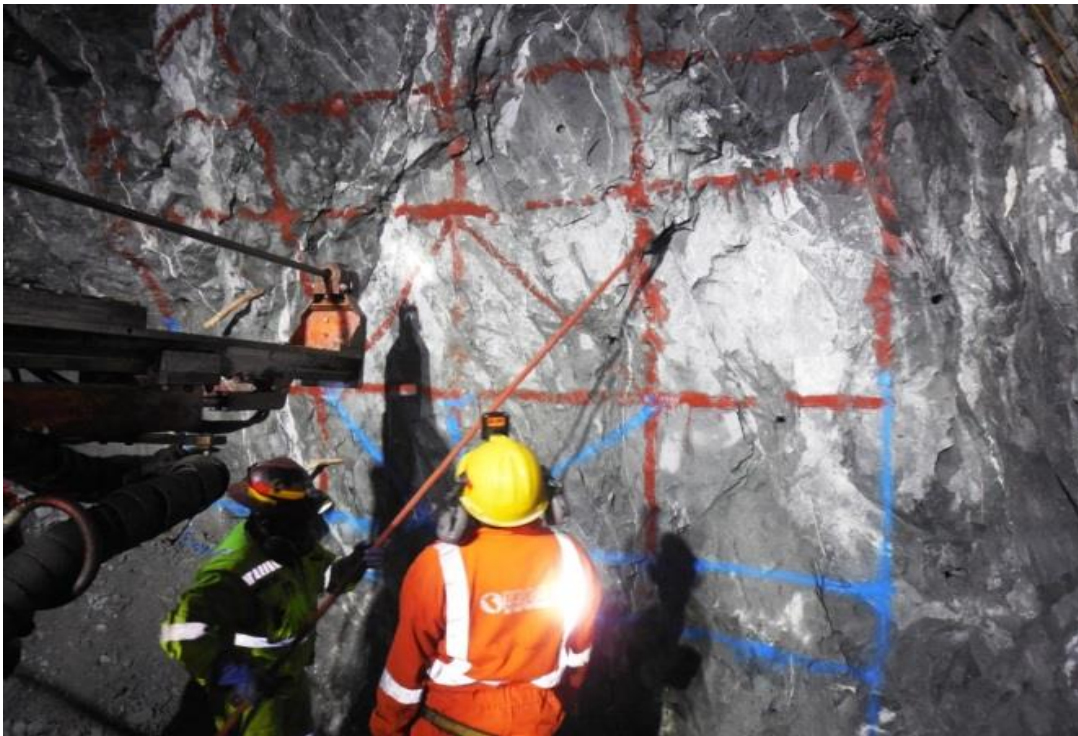
Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 10. Marcado de malla de perforación en el frente según cálculos y diseño



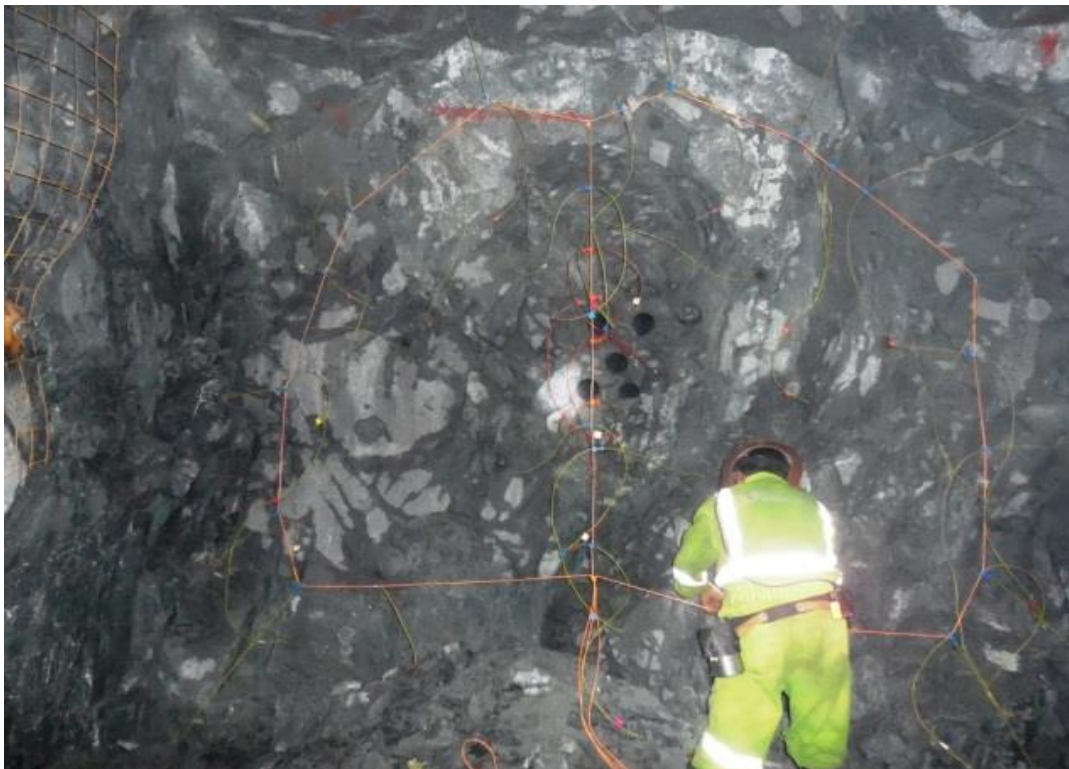
Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 11. Marcado de malla con la supervisión para estandarizar el diseño



Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 12. Personal realizando el amarre de los faneles al cordón detonante.



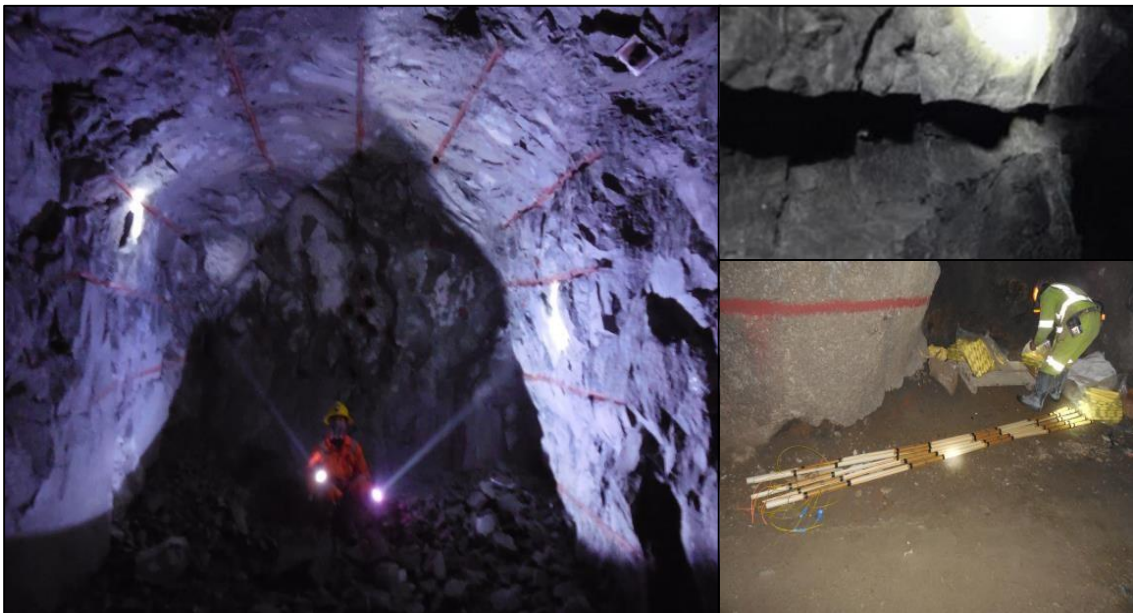
Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 13. Verificación de los resultados después de la voladura



Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 14. Resultados de la voladura controlada aplicado según el diseño.



Fuente: Autor de tesis.

Anexo: 15. Preparación de cañas para taladros de corona o techo (Smooth blasting)



Fuente: Autor de tesis

Anexo: 16. El equipo de trabajo de P & V-IESA S.A.



Fuente: Autor de tesis.