



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



**“ANÁLISIS TÉCNICO - ECONÓMICO DE LA UTILIZACIÓN DE  
EMULSIÓN VS. DINAMITA EN LAS LABORES DE  
DESARROLLO HORIZONTAL EN LA UNIDAD MINERA  
YANAQUIHUA – AREQUIPA EN EL AÑO 2019.”**

**TESIS**

**PRESENTADO POR:**

**Bach. MIGUEL ÁNGEL TITO MAMANI**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2020**



## DEDICATORIA

A Dios, por ser mi guía espiritual por concederme el privilegio de estudiar en esta prestigiosa Escuela Profesional y haberla concluido en Ingeniería de Minas, con el gran apoyo de mis padres.

Mis más profundos reconocimientos a mis padres Vidal Tito Ramos y Herminia Mamani Laura son el mejor ejemplo; gracias por la vida y por todo lo que me han dado, simplemente los amo, para ustedes es cada triunfo, este es uno más importante hasta hoy porque estoy convencido que llegaran más, ahora les puedo decir misión cumplida.

A mis hermanos y hermanas, todos juntos han hecho posible para realizarme como tal y a mi motor y motivo mi querido hijo Ángel Aoi Esteban lo más hermoso que me ha dado Dios.

A la Srta. Betty. Por el apoyo constante e incondicional hacia mi persona para culminar el presente trabajo de investigación y así lograr el éxito de mi vida profesional.

A todos ellos mi más profunda gratitud para siempre.

*Miguel Ángel Tito Mamani*



## AGRADECIMIENTO

*A Dios, que guía el sendero de la sabiduría, para aportar a la sociedad y a las nuevas generaciones.*

*Mi agradecimiento a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano Puno, 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 experiencia, conocimiento y enseñanza, aportaron sus conocimientos en bien de mi formación académica y profesional.*

*Mi agradecimiento infinito a mis padres a mis hermanas y hermanos por su apoyo incondicional que hicieron posible mi formación profesional.*

*Agradezco al Ing. M.sc. Aníbal Sucari León como asesor del presente trabajo de investigación por su invaluable ayuda en el presente trabajo de investigación.*

*Agradezco también a la unidad minera YANAQUIHUA S.A.C. – y a la E.C.M. PRODUCE S.A.C. por haberme dado la oportunidad de desarrollar éste trabajo de investigación.*

*Agradezco al Residente de la Contrata Minera PRODUCE S.A.C. Ing. Eudes Flores Ojeda por sus consejos y su orientación en todo momento, por darme la oportunidad de realizar mis practicas pre profesionales, profesionales mi más sincero agradecimiento.*

*Agradezco al Asistente de Residente de la Contrata Minera PRODUCE S.A.C. Ing. Samuel Huasaja Condori por sus consejos y su orientación en todo momento mi más sincero agradecimiento.*

*Mi sincero reconocimiento al ing. Emerson Choque Velarde por su acertada dirección y apoyo incondicional durante la ejecución del presente trabajo de investigación.*

*Agradezco a los Supervisores, maestros perforistas, compañeros de trabajo, y a mis compañeros de estudio quienes me dieron su aliento durante la ejecución del presente trabajo de investigación.*



## ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTO**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE ANEXOS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

**RESUMEN ..... 19**

**ABSTRACT..... 20**

### CAPITULO I

#### INTRODUCCIÓN

**1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN ..... 21**

**1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA ..... 23**

1.2.1. Pregunta general ..... 23

1.2.2. Pregunta específica ..... 23

**1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS ..... 24**

1.3.1. Hipótesis general ..... 24

1.3.2. Hipótesis específico ..... 24

**1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN ..... 24**

**1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 25**

1.5.1. Objetivo general..... 25

1.5.2. Objetivo específico ..... 26

### CAPITULO II

#### REVISIÓN DE LITERATURA

**2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN ..... 27**

**2.2. MARCO TEÓRICO ..... 29**

2.2.1. Perforación y voladura ..... 29

2.2.2. Diseño de mallas de perforación en minería subterránea..... 29

2.2.3. La perforación de rocas ..... 30

2.2.4. Principios de perforación ..... 30

2.2.5. Métodos de perforación ..... 30



2.2.6. Acciones básicas en la perforación .....	32
2.2.7. Accesorios de perforación.....	34
2.2.8. Condiciones de perforación.....	36
2.2.9. Errores y defectos en la perforación.....	37
2.2.9.1. Hueco de alivio de diámetro muy pequeño.....	37
2.2.9.2.Desviación en el paralelismo .....	37
2.2.9.3. Espaciamientos irregulares entre taladros .....	38
2.2.9.4. Irregular longitud entre taladros.....	38
2.2.9.5. Intersección de taladros.....	38
2.2.9.6. Sobrecarga (excesiva densidad de carga).....	39
2.2.10. Diseño de arranque en minería subterránea .....	39
2.2.10.1. Métodos de corte .....	41
2.2.10.2. Corte quemado .....	42
2.2.10.3. Corte en cuña o en “V” .....	43
2.2.10.4. Corte en diagonal o pirámide .....	44
2.2.10.5. Corte en cuña de arrastre.....	44
2.2.10.6. Corte en abanico.....	45
2.2.10.7. Corte combinado en cuña y abanico .....	45
2.2.11. Distribución y denominación de taladros.....	46
2.2.11.1. Taladros de arranque .....	46
2.2.11.2. Taladros de ayuda .....	47
2.2.11.3. Taladros de producción .....	47
2.2.11.4. Taladros cuadradores .....	47
2.2.11.5. Taladros de alzas o techos.....	47
2.2.11.6. Taladros de arrastre .....	47
2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes .....	48
2.2.12.1. Propiedades físicas que intervienen en la voladura de frentes.....	49
2.2.12.2. Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.....	49
2.2.13. Condiciones geológicas.....	50
2.2.14. Condiciones de carga .....	50
2.2.15. Evaluación de la voladura .....	51
2.2.16. Métodos postulados por Roger Holmberg .....	54
2.2.17. Sistemas de avances .....	56



2.2.18. Mecánica de fragmentación .....	58
2.2.19. Procesos de fragmentación.....	59
2.2.20. Condiciones para la fragmentación del macizo rocoso.....	62
<b>2.3. EXPLOSIVOS EMPLEADOS PARA LA VOLADURA EN LOS FRENTE</b>	
<b>HORIZONTALES .....</b>	<b>65</b>
2.3.1. Explosivos .....	65
2.3.2. Características generales de los explosivos.....	65
2.3.3. Tipos de explosivos.....	70
2.3.3.1. Dinamitas .....	71
2.3.3.2. Anfo .....	72
2.3.3.3. Heavyanfo .....	72
2.3.3.4. Heavyanfo gasificado.....	73
2.3.3.5. Emulsiones .....	73
2.3.3.6. Emulnor.....	75
2.3.3.7. Objetivos de su uso del emulnor .....	75
2.3.3.8. Aplicaciones de uso del emulnor .....	75
2.3.3.9. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo	77
2.3.3.10. Tipos de emulnor que se usan en Minera Yanaquihua .....	78
2.3.4. Parámetros de explosivos .....	78
2.3.5. Criterios de para la selección del explosivo.....	80
2.3.5.1. Precios de los explosivos .....	80
2.3.5.2. Diámetro de carga .....	80
2.3.5.3. Volumen de roca a volar .....	81
2.3.5.4. Condiciones de seguridad .....	81
2.3.5.5. Condiciones atmosféricas.....	81
2.3.5.6. Presencia de agua .....	81
2.3.5.7. Problemas de contorno .....	82
2.3.5.8. Humos .....	82
2.3.5.9. Atmosferas explosivas .....	82
2.3.5.10. Problemas de suministro .....	83
2.3.6. Accesorios de voladura .....	83
2.3.6.1. Fulminante común N° 8 .....	83
2.3.6.2. Carmex .....	84



2.3.6.3. Mecha rápida.....	84
2.3.6.4. Cordón detonante .....	85
<b>2.4. CÁLCULOS PARA EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR MÉTODO DE ROGER HOLMBERG.....</b>	<b>86</b>
2.4.1. Cálculos para el diseño de arranque con tres secciones.....	92
2.4.2. Calculo para el 1° cuadrante: .....	102
2.4.3. Cálculos para el 2° cuadrante:.....	106
2.4.4. Cálculos para el 3° cuadrante:.....	109
2.4.5. Cálculos para el 4° cuadrante:.....	113
2.4.6. Cálculos para taladros de ayuda de hastiales o paredes: .....	117
2.4.7. Cálculos para taladros de ayuda de corona: .....	121
2.4.8. Cálculos para taladros ayuda de arrastre:.....	125
2.4.9. Cálculos para taladros de hastiales o paredes .....	129
2.4.10. Cálculos para taladros de corona o techos .....	133
2.4.11. Cálculos para taladros de arrastre o pisos .....	136
<b>2.5. MARCO CONCEPTUAL .....</b>	<b>141</b>
2.5.1. Definiciones conceptuales.....	141
2.5.2. Conceptos de voladura deficientes.....	146
2.5.2.1. Tiro retardado.....	146
2.5.2.2. Tiro soplado .....	146
2.5.2.3. Frente soplado .....	146
2.5.2.4. Tiro cortado.....	147
2.5.2.5. Tiro confinado.....	147
2.5.2.6. Taladro anillado .....	147
2.5.2.7. Tacos .....	147
2.5.2.8. Tiros prematuros .....	148
2.5.3. Descripción del proceso operativo en mina .....	148
2.5.3.1. Labores de desarrollo .....	148
2.5.3.2. Labores de exploración .....	148
2.5.3.3. Labores de explotación o producción .....	149
2.5.3.4. Labores de preparación .....	149
2.5.4. Costos unitarios.....	149
2.5.5. Evaluación técnica – económica .....	150



2.5.5.1. Evaluación.....	150
2.5.5.2. Evaluación técnica .....	150
2.5.5.3. Evaluación económica .....	150

### **CAPITULO III**

#### **MATERIALES Y MÉTODOS**

<b>3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO .....</b>	<b>151</b>
3.1.1. Ubicación .....	151
3.1.1.1. Ubicación en coordenadas UTM.....	151
3.1.1.2. Ubicación en coordenadas geográficas .....	152
3.1.2. Accesibilidad.....	152
3.1.3. Organización .....	153
<b>3.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>153</b>
<b>3.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>154</b>
<b>3.4. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN .....</b>	<b>154</b>
<b>3.5. POBLACIÓN .....</b>	<b>155</b>
<b>3.6. MUESTRA.....</b>	<b>156</b>
<b>3.7. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....</b>	<b>157</b>
3.7.1. Variables independientes (VI).....	157
3.7.2. Variables dependientes (VD).....	157
<b>3.8. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>158</b>
3.8.1. Técnicas para el procesamiento de información .....	158
3.8.2. Instrumentos de recolección de datos .....	158
3.8.2.1. Formato de avance por guardia .....	158
3.8.2.2. Reporte diario de operación por guardia.....	158
<b>3.9. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....</b>	<b>159</b>
3.9.1. Procedimiento .....	159

### **CAPITULO IV**

#### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

<b>4.1. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS .....</b>	<b>161</b>
4.1.1. Descripción del Crucero 555.....	161
4.1.2. Condiciones para el diseño de mallas de perforación .....	161





## **4.2. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA USANDO**

### **DINAMITA..... 162**

4.2.1. Diseño de la malla de perforación anterior del Cx 555 usando dinamitas .....	162
4.2.2. Voladura utilizando dinamitas en los frentes de sección 2.20m x 2.50m .....	165
4.2.3. Parámetros obtenidos de la perforación y voladura usando dinamitas.....	165
4.2.4. Calculo del área de la sección de perforación .....	165
4.2.5. Calculo de la longitud efectiva de avance .....	165
4.2.6. Calculo de volumen roto.....	165
4.2.7. Calculo de tonelaje roto .....	166
4.2.8. Calculo del factor de carga de explosivo .....	166
4.2.9. Calculo de factor de carga lineal .....	166
4.2.10. Calculo de factor de potencia.....	167
4.2.11. Resultados obtenidos en la perforación y voladura con dinamita .....	167
4.2.12. Costos de perforación y voladura usando dinamitas .....	168
4.2.13. Resumen de costo de perforación y voladura usando dinamitas .....	172
4.2.14. Resumen de costos por pie perforado.....	172

## **4.3. APLICACIÓN DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN**

### **POR EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG USANDO EMULNOR.. 174**

4.3.1. Parámetros de diseño de perforación y voladura.....	174
4.3.2. Aplicaciones en el crucero 555 .....	176
4.3.3. Cálculos y diseño de perforación y voladura.....	176
4.3.4. Cálculos para el diseño de arranque con tres secciones.....	179
4.3.5. Cálculos para el 1 ° cuadrante:.....	186
4.3.6. Cálculos para el 2° cuadrante:.....	190
4.3.7. Cálculos para el 3° cuadrante:.....	193
4.3.8. Cálculos para el 4 ° cuadrante:.....	196
4.3.9. Cálculos para taladros de ayuda de hastiales o paredes: .....	200
4.3.10. Cálculos para taladros de ayuda de corona:.....	205
4.3.11. Cálculos para taladros de ayuda de arrastre: .....	209
4.3.12. Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	213
4.3.13. Cálculos para taladros de corona o techos: .....	216
4.3.14. Cálculos para taladros de arrastre o piso: .....	219
4.3.15. Resumen de los cálculos de diseño .....	223



<b>4.4. CÁLCULOS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA USANDO EMULNOR.....</b>	<b>227</b>
4.4.1. Área de la sección de perforación .....	227
4.4.2. Longitud efectiva de avance .....	227
4.4.3. Volumen roto .....	227
4.4.4. Tonelaje roto .....	227
4.4.5. Factor de carga de explosivo .....	228
4.4.6. Factor de carga lineal.....	228
4.4.7. Factor de potencia.....	228
4.4.8. Resumen de los parámetros obtenidos en la voladura con Emulnor.....	229
<b>4.5. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN USANDO EMULSIONES .....</b>	<b>230</b>
4.5.1. Resumen de costos de perforación y voladura con el nuevo diseño de malla de perforación .....	234
4.5.2. Análisis técnico de perforación.....	235
4.5.2.1. Antecedentes – resultados de perforación y voladura usando dinamita.....	237
4.5.2.2. Parámetros optimizados de perforación y voladura usando Emulnor.....	238
4.5.2.3. Análisis comparativos de perforación .....	239
4.5.2.4. Análisis comparativo de tiempos de perforación .....	240
4.5.2.5. Análisis comparativos de KPIs de voladura.....	242
4.5.2.6. Análisis comparativo de eficiencia de avance según el tipo de explosivo utilizado dinamita vs emulnor.....	242
4.5.3. Análisis económico de la utilización del emulnor vs dinamita .....	244
4.5.3.1. Análisis de costos de perforación usando dinamita vs Emulnor por metro lineal de avance .....	245
4.5.3.2. Análisis de costos de accesorios de voladura usando dinamita vs Emulnor por metro lineal de avance .....	246
4.5.3.3. Resumen de análisis de costos en perforación y voladura por metro lineal de avance .....	247
4.5.3.4. Análisis de ahorro mensual y anual en perforación y voladura usando dinamitas vs emulnor.....	248
<b>4.6. RESULTADO DE LOS OBJETIVO.....</b>	<b>250</b>
4.6.1. Análisis para el objetivo general.....	250



4.6.2. Análisis para el objetivo específico .....	251
<b>4.7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....</b>	<b>254</b>
<b>V. CONCLUSIONES.....</b>	<b>257</b>
<b>VI. RECOMENDACIONES .....</b>	<b>259</b>
<b>VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</b>	<b>260</b>
<b>ANEXOS .....</b>	<b>262</b>

**Área** : Ingeniería de Minas

**Tema** : Análisis de Costos Mineros y Comercialización de Minerales

**FECHA DE SUSTENTACIÓN:** 18 de noviembre de 2020.



## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Especificaciones Técnicas de la Dinamita (Semexsa).....	71
Tabla 2: Composición de las emulsiones comparada con otros explosivos. ....	73
Tabla 3: Especificaciones Técnicas del EMULNOR.....	77
Tabla 4: Tipos de Emulnor que se usan en Minera Yanaquihua. ....	78
Tabla 5: Energía de los explosivos en MPa (Dinamita) .....	79
Tabla 6: Relación de la dureza de la roca con la distancia (dt).....	88
Tabla 7: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente (c).....	88
Tabla 8: Constantes y valores de fijación. ....	117
Tabla 9: Coordenadas UTM .....	151
Tabla 10: Coordenadas Geográficas .....	152
Tabla 11: Accesibilidad a la zona minera.....	152
Tabla 12: Operacionalización de variables .....	157
Tabla 13: Distribución de taladros del Cx 555 usando Dinamitas.....	163
Tabla 14: Control de tiempos en la perforación del Cx 555 usando Dinamita.....	163
Tabla 15: Promedio de Reporte de disparos por guardia según labores horizontales de sección 7” x 8”.....	164
Tabla 16: Parámetros de voladura con dinamita Semexsa 80% en el Cx 555 .....	167
Tabla 17: Mano de obra.....	168
Tabla 18: Máquina perforadora .....	168
Tabla 19: Materiales de perforación barra cónica y broca.....	169
Tabla 20 Materiales de perforación .....	169
Tabla 21: Accesorios de voladura.....	170
Tabla 22: Herramientas.....	170
Tabla 23: Implementos de seguridad.....	171
Tabla 24: Resumen de costo de perforación y voladura usando dinamitas .....	172



Tabla 25: Resumen de costo por pie perforado .....	172
Tabla 26: Parámetros de diseño del CX 555.....	175
Tabla 27: Distancia entre taladros (dt), Coeficiente de roca (C) .....	177
Tabla 28: Constantes y valores de fijación. ....	201
Tabla 29: Distribución de taladros según el cálculo realizado, usando Emulnor .....	224
Tabla 30: Control de tiempos de perforación nueva malla .....	224
Tabla 31: Resumen de cálculos obtenidos en la voladura con EMULNOR .....	229
Tabla 32: Mano de obra .....	230
Tabla 33: Máquina perforadora .....	230
Tabla 34: Materiales de perforación barra cónica y broca.....	231
Tabla 35 materiales perforación manguera de agua aire.....	231
Tabla 36: Accesorios y/o explosivos de voladura.....	232
Tabla 37: Herramientas y otros materiales .....	232
Tabla 38: Implementos de seguridad.....	233
Tabla 39: Resumen de costos de perforación y voladura con el nuevo diseño de malla de perforación .....	234
Tabla 40: Resumen de costo por disparo cambiando la dinamita vs Emulnor .....	235
Tabla 41: Resultado de perforación y voladura usando EMULNOR .....	238
Tabla 42: Análisis comparativo de taladros perforación en el CX 555 con el nuevo diseño de malla para el carguío con emulnor .....	239
Tabla 43: Análisis comparativo de parámetros perforación en el CX 555 .....	240
Tabla 44: Tiempo de perforación efectiva (neta) por taladro según diámetro .....	240
Tabla 45: Ahorro en el tiempo de perforación efectiva .....	241
Tabla 46: Indicadores de voladura KPIs.....	242
Tabla 47: Eficiencias de avance utilizando Dinamita VS Emulnor.....	243
Tabla 48: Costos de Dinamitas vs Emulnor y accesorios de voladura. ....	244
Tabla 49: Análisis de costos de perforación. ....	245



Tabla 50: Análisis de costos de explosivos de voladura.....	246
Tabla 51: Resumen de costos de perforación y voladura .....	247
Tabla 52: Costos por metro lineal de perforación y voladura por mes, año .....	248
Tabla 53: Resultados del análisis técnico en la utilización de Dinamita vs Emulnor. .....	252
Tabla 55: Análisis económicos del Costo de voladura por disparo.....	253
Tabla 55: Eficiencia de avance antes y después del análisis.....	254
Tabla 57: Ahorro al realizar el cambio de explosivos de dinamita a Emulnor .....	257
Tabla 58: Factor de avance real y eficiencia de perforación y voladura.....	258



## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Acciones básicas en la perforación rotoperkusiva.....	33
Figura 2: Acciones básicas en la perforación rotoperkusión.....	34
Figura 3: Hueco de alivio de diámetro muy pequeño. ....	37
Figura 4: Desviación en el paralelismo.....	37
Figura 5: Espaciamiento irregular entre taladros. ....	38
Figura 6: Irregular longitud entre taladros. ....	38
Figura 7: Interceptación de taladros.....	39
Figura 8: Sobre carga (excesiva densidad de carga.).....	39
Figura 9: Ubicación del arranque en un frente.....	40
Figura 10: Formación de la cavidad de un frente. ....	41
Figura 11: Tipos de corte quemado. ....	42
Figura 12: Corte quemado. ....	43
Figura 13: Corte en cuña o en V. ....	43
Figura 14: Corte en cuña o en V. ....	44
Figura 15: Corte en cuña de arrastre.....	45
Figura 16: Corte en cuña de arrastre.....	45
Figura 17: Denominación de los taladros. ....	46
Figura 18: Denominación de los taladros. ....	48
Figura 19: Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg. ....	55
Figura 20: Sistema de avances en galerías y túneles. ....	56
Figura 21: Sistema de avances en galerías y túneles. ....	57
Figura 22: Efectos del proceso de detonación .....	61
Figura 23: Área de influencia después de la detonación de un taladro.....	64
Figura 24: Esquema de producción de emulsiones.....	74
Figura 25: Fulminante común N° 8 .....	83



Figura 26: Carmex .....	84
Figura 27: Mecha rápida .....	85
Figura 28: Cordón detonante .....	85
Figura 29: Cálculo de área en sección 2.20 x 2.50. m .....	86
Figura 30: Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).....	87
Figura 31: Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).....	89
Figura 32: Influencia de la desviación en la perforación de taladros.....	92
Figura 33: Arranque de tres secciones .....	92
Figura 34: Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos. ....	93
Figura 35: Concentración lineal de carga en función al burden máximo. ....	94
Figura 36: Burden máximo (equivalente en el arranque). ....	94
Figura 37: Burden practico en el arranque para cuatro secciones.....	96
Figura 38: Ancho de abertura generado por los taladros de arranque .....	98
Figura 39: Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante .....	104
Figura 40: Burden práctico, ancho de abertura del 2° cuadrante .....	108
Figura 41: Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante .....	111
Figura 42: Burden práctico, ancho de abertura en el 4° cuadrante .....	114
Figura 43: Diseño de taladros de arrastre .....	136
Figura 44: Geometría de los taladros de arrastre. Idealizada .....	137
Figura 45: Proceso De Detonación De Una Mezcla Explosiva. ....	142
Figura 46: Organigrama general de la Minera Yanaquihua S.A.C.....	153
Figura 47: Esquema diseño metodológico.....	155
Figura 48: Población y muestra .....	156
Figura 49: Ancho de abertura generado por los taladros de arranque .....	182
Figura 50: Ancho de abertura en el 1° cuadrante.....	188
Figura 51: Ancho de abertura en el 2° cuadrante.....	191





Figura 52: Ancho de abertura en el 3° cuadrante.....	195
Figura 53: Ancho de abertura en el 4° cuadrante.....	198
Figura 54: Resumen de cálculos del nuevo diseño de malla de perforación .....	223
Figura 55: Nuevo diseño de malla de perforación y voladura según el cálculo realizado .....	226
Figura 56: Comparación de costos por disparo cambiando Dinamitas vs Emulnor .	236
Figura 57: Resumen de disparos deficientes.....	237
Figura 58: Resultados comparativos de perforación.....	241
Figura 59: Avance por disparo según el tipo de explosivo .....	243
Figura 60: Costos por metro lineal de avance en perforación y voladura.....	247
Figura 61: Análisis costos por metro por disparo mensual usando dinamita vs emulnor .....	249
Figura 62: Resultados notables en la reducción de disparos deficientes .....	250
Figura 63: Mejora de avances lineales según el tipo de sección usando Emulnor ...	251
Figura 64: Resultados del análisis técnico de la utilización de Dinamita vs Emulnor. .....	252
Figura 65: Análisis del Costo económico de voladura por disparo .....	253



## ÍNDICE DE ANEXOS

ANEXO 1: Jerarquía de los explosivos con respecto a la PRP del ANFO ...	262
ANEXO 2: Plano de ubicación de la U.E. YANAQUIHUA .....	263
ANEXO 3: Diseño de la malla de perforación anterior (Usando Dinamita).	264
ANEXO 4: Carga explosiva de la malla de perforación anterior (Usando Dinamita).....	265
ANEXO 5: Tabla Geomecánica .....	266
ANEXO 6: Marcado de la malla de perforación ayuda arranque en el frente según el cálculo .....	267
ANEXO 7: Se culmina con el marcado de la malla de perforación para estandarizar el diseño.....	268
ANEXO 8: Realizando el control de tiempos de perforación del Cx 555 ....	268
ANEXO 9: Taladros perforados de arranque y 1ra ayuda del Cx 555 .....	269
ANEXO 10: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 2.10mX2.10m .....	269
ANEXO 11: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 1.80mX2.10m .....	270
ANEXO 12: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 1.50mX1.80m .....	271
ANEXO 13: Preparado del cebo EMULNOR y Carmex.....	272
ANEXO 14: Frente cargado con carmex y Emulnor.....	273
ANEXO 15: Granulometría después de la voladura .....	273
ANEXO 16: Perímetro de la corona bien controlada se visualiza las cañas del CX 555.....	274
ANEXO 17: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 2.20mX2.50m .....	274
ANEXO 18: Carga explosiva de la malla de perforación optimizado (Usando Emulnor).....	275



## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

ANFO	: 94% de Nitrato de Amonio y 6% de Petróleo.
B	: Burden
BI	: Índice de la volabilidad
CC	: Carga de columna
CF	: Carga de fondo
C	: Coeficiente o factor de roca
Ce	: Columna explosiva
cm	: Centímetro
Dt	: Distancia entre taladros
DC	: Densidad de carga
E	: Espaciamiento
FR	: Factor de la roca
g	: Gramos
H	: Altura
kg/m <sup>3</sup>	: kilogramo por metro cubico
kg/disparo	: Kilogramo por disparo
kg/tal	: Kilogramos por taladro
L	: Longitud
min/tal	: Minuto por taladro
m.	: Metro
mm	: Milímetros
m/s	: Metros por segundo
mp.	: Metro perforado
Mysac	: Minera Yanaquihua s.a.
pp.	: Pies perforados
S	: Sección de la galería
T	: Taco
TM	: Toneladas métricas
TM/m <sup>3</sup>	: Tonelada métrica por metro cubico
US\$/m	: Dólares por metro lineal
V	: Volumen



## RESUMEN

Los problemas que se presentan en operación mina de la Empresa Contratista Produce S.A.C. son como la falta de un diseño de malla estándar para las diferentes labores de avance, consumo excesivo de explosivo generando unos avances deficientes en labores horizontales como promedio de 1.52m utilizando barrenos de 6 pies. Se planteó como **objetivo** demostrar el análisis técnico económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua –Arequipa en el año 2019. Aplicando la **metodología** de un diseño pre experimental longitudinal, porque se hicieron las mediciones de los avances y consumo de carga explosiva antes y después de implementar un nuevo diseño de malla de perforación en base al modelo de Roger Holmberg además cambiando el tipo de explosivo, para el trabajo de investigación se consideró como población a los cruceros (Cx 633, 627, 520, 555 y 755) de la una misma sección 2.20m x 2.50m y seleccionando como muestra al Crucero 555 de manera no probabilística según a los criterios del investigador, logrando como **resultado** en la reducción de 3 taladros por disparo, que representa disminuir costos de 39.81 US\$ / disparo a 38.13 US\$ / disparo (cambio 3.40 S/ por \$). Por otro lado, se determinó el análisis económico una reducción de costos de explosivos de voladura del diseño de malla anterior que fue 135.28 US\$ / disparo a 94.34 US\$ / disparo; obteniendo una reducción de 40.94 US\$ / disparo. Llegando a las siguientes **conclusiones**, cambiando el tipo de explosivo de dinamita por el Emulnor aumentó la eficiencia de avance en un 8.66 %; es decir, de una perforación efectiva de 1.73 m se consigue un avance de 1.53 m cuando se realiza el carguío con dinamitas y un avance de 1.68 m cuando se realiza el carguío con Emulnor de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

**Palabras clave:** Dinamita, emulsión, técnico, económico, eficiencia, Perforación, diseño.



## ABSTRACT

The problems that arise in the mine operation of the Contractor Produce S.A.C. They are like the lack of a standard mesh design for the different advance work, excessive explosive consumption generating poor advances in horizontal work as an average of 1.52m using 6 foot holes. The objective was to demonstrate the technical economic analysis of the use of Emulsion vs. Dynamite in the horizontal development work at the Yanaquihua -Arequipa Mining Unit in 2019. Applying the methodology of a longitudinal pre-experimental design, because the measurements of the advances and consumption of explosive charge were made before and after implementing a new perforation mesh design based on the Roger Holmberg model, in addition to changing the type of explosive, to The research work was considered as population to the cruise ships (Cx 633, 627, 520, 555 and 755) of the same section 2.20mx 2.50m and selecting as a sample the Cruise 555 in a non-probabilistic way according to the researcher's criteria, achieving as a result in the reduction of 3 holes per shot, which represents a reduction in costs from 39.81 US \$ / shot to 38.13 US \$ / shot (change 3.40 S / per \$). On the other hand, the economic analysis determined a reduction in blasting explosives costs from the previous mesh design, which was 135.28 US \$ / shot to 94.34 US \$ / shot; obtaining a reduction of 40.94 US \$ / shot. Reaching the following conclusions, changing the type of explosive from dynamite to Emulnor increased the advance efficiency by 8.66%; that is, from an effective drilling of 1.73 m, an advance of 1.53 m is achieved when loading with dynamites and an advance of 1.68 m when loading with Emulnor de la Minera Yanaquihua S.A.C. - Arequipa.

**Key Words:** Dynamite, emulsion, technical, economic, efficiency, perforation, design.



# CAPITULO I

## INTRODUCCIÓN

### 1.1. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN

La Campania Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, en la actualidad viene realizando diferentes trabajos en operaciones en interior de la mina como cruceros, cortadas, sub niveles inclinados, chimeneas, galerías y tajos en la zona de Esperanza, La 070, Consuelo I, II y Cerro Rico cuyo niveles se ubica entre los 1790 a 2220 m.s.n.m, el cual se realiza con fines de exploración y preparación para la explotación, cuya potencia aproximada de 15 cm, en los frentes de avances horizontales se observa los siguientes problemas como son: no cuentan con diseño de malla de perforación en el frente de avance por lo cual genera mala distribución de taladros, carga excesiva de explosivos, debido al mal cálculo de burden, espaciamiento, no llevaban un buen paralelismo de los taladros. como consecuencia se tiene un deficiente avance por disparo promedio que es de 87% del taladro perforado de 6 pies, la sección de la galería, cruceros, bypass es de (2,20 m por 2,50 m), que debe desarrollarse normalmente pero después de cada disparo los frentes de avances se encuentra reducida en su sección , que incurren a deficiencias en la operación; en el frente de perforación se realizan 39 taladros cargados más 4 taladros de alivio ver anexo 06, lo que es excesivo para la sección planeada; también se observa que la perforación de taladros es deficiente puesto que el avance promedio por disparo es de 1.52 m solo alcanza una eficiencia de 93 % del barreno de 6 pies que es equivalente a 1,80 m. causado por un deficiente paralelismo del frente de perforación, además de un mal posicionamiento como las habilidades del operador de la máquina de perforación, como consecuencia se observa una sobre carga de explosivos de 276 cartuchos frente de disparo ver anexo 07. En tal caso se implementa el nuevo diseño de mallas de perforación adecuada con el objetivo de estandarizar los frentes de la galería.

En la actualidad, la contrata minera Produce SAC. de la Compañía Minera Yanaquihua., viene ejecutando las labores de desarrollo horizontales, durante su



etapa inicial se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia de que constantemente quedaban disparos fallados donde se evidencio taladros cargados que no detonaban, tiros cortado y soplados, cartuchos de dinamita junto con la carga, todas estas deficiencias han implicado a elevados costos en perforación, también otro de los problemas observados fue la excesivo consumo de explosivo ya que se recurría a voladura secundaria y esto retrasa las actividades del ciclo de minado.

Como consecuencias de estas deficiencias que se presentan en los frentes de desarrollo se analizaron los costos operativos de perforación y voladura donde se llegó a la conclusión de que son muy elevados sobrepasando los Precios proyectados motivo por el cual, se decide realizar el cambio de explosivo de la Dinamita Semexsa 45%, 65% y 80% por la EMULSIONES 1000, 3000, 5000 y estandarizar el nuevo diseño de mallas de perforación de acuerdo a los cálculos teóricos y a las características de la roca que se presente en la ejecución de los frentes de avance horizontal todo esto con la meta de reducción de costos en perforación y voladura de igual forma se plantea la nueva distribución de explosivo e implicara en la reducción de costos de voladura.

Actualmente se vienen ejecutando labores de desarrollo y exploración, específicamente galerías y cruceros de sección 2.20 x 2.50 m, 2.10 x 2.10m, 1.50 x 1.80m, 0.90 m x 1.80 m, en donde se ha realizado la evaluación de los procesos de perforación y voladura mediante la elaboración de una hoja de verificación y/o checklist basado en la estrategia de las 5M, que es una herramienta del control de la calidad, donde se ha detectado varios problemas:

**Mano de obra:** Personal poco calificado, alta rotación de personal, actitud negativa, incumplimiento de procedimientos de trabajo, etc.

**Método de trabajo:** Falta de marcado de la malla y sección, falta de control del paralelismo y longitud de los taladros, Exceso de carga, supervisión deficiente, falta de zonificación geomecánica, no uso de taco inerte, etc.

**Materiales y herramientas:** Juego incompleto de barrenos, barrenos desgastados, falta de brocas, falta de guidores/atacadores, etc.



**Máquina y servicios:** Presión baja de aire/agua, máquina en mal estado, fugas de agua/aire, mantenimiento deficiente de equipos, exceso de empates en las instalaciones de agua/aire, etc.

**Medio ambiente y seguridad:** Mal desatado de labor, terreno fracturado, presencia de agua, presencias de terrenos panizos, etc.

Sumado a todo esto la permanente presencia de disparos fallados, tales como tiros soplados, tiros cortados y se tienen que realizar recargue de los taladros y se generan pérdidas.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1. Pregunta general**

¿Cómo será el análisis técnico - económico de la utilización de emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019?

### **1.2.2. Pregunta específica**

a) ¿Cuál es el análisis técnico de la utilización de emulsión vs. dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019?

b) ¿Cuál es el análisis económico de la utilización de emulsión vs. dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019?





### **1.3. FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS**

#### **1.3.1. Hipótesis general**

Existe diferencia en el análisis técnico - económico de la utilización de emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019

#### **1.3.2. Hipótesis específico**

- a) Existe diferencia en el análisis técnico de la utilización de emulsión vs. dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019
- b) Existe diferencia en el análisis económico de la utilización de emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.

### **1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

El presente trabajo de investigación es de vital importancia para la empresa Produce S.A.C. y para la minera Yanaquihua para poder tomar la decisión de cambiar el explosivo de la dinamita por la de las emulsiones en las labores de avance horizontal.

Por lo que se justifica plenamente de su ejecución y su aplicación permitirá reducir, optimizar los costos operativos en los frentes de laboreo convencional, servirá también como un modelo para realizar el cambio de explosivo en una operación minera con la finalidad de reducción de costos de perforación y voladura y lograr una influencia significativa.

La minera PRODUCE SAC. No es ajena a este tema, y viene realizando la estandarización de sus principales procesos operativos mina, entre ellos la perforación y voladura, que es el primer trabajo en operación mina de la cual dependen muchos trabajos que se derivan de ella.



El nuevo explosivo propuesto (Emulnor) al ser de mayor potencia puede otorgar la oportunidad de reducir la malla de perforación y por ende el tiempo destinado para esta actividad, por lo que conlleva a un ahorro en aceros de perforación.

Al incrementar la eficiencia de avance por disparo, contribuye a mejorar el cumplimiento del programa de avances y así llegar con mayor prontitud a las zonas mineralizadas, desarrollando nuevas zonas de minado.

Así mismo, los procesos de perforación y voladura, cambiar el explosivo de la dinamita por la de las emulsiones en las labores de avance horizontal contribuirá a:

- Fortalecer la gestión de los procesos en la Unidad Minera.
- Brindar condiciones de trabajo que aseguren una adecuada protección del personal, de los recursos, de los procesos y del medio ambiente.
- Contar con personal capacitado para realizar las tareas.
- Facilitar la ejecución de tareas, mejorar la ventilación en los frentes de avance.
- Mejorar la disponibilidad de los recursos, el clima laboral y la rentabilidad.
- Maximizar los recursos, optimizando los tiempos, reduciendo las pérdidas y aprovechando las capacidades de los recursos tanto materiales como humanos.

## **1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.5.1. Objetivo general**

Demostrar el análisis técnico económico de la utilización de emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.



### **1.5.2. Objetivo específico**

- a) Evaluar el análisis técnico de la utilización de emulsión vs. dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.
  
- b) Explicar el análisis económico de la utilización de emulsión vs. dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.



## CAPITULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Ames Lara, (2010) en su tesis de Maestría Perú Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica; 2008, sostiene que el cambio del ANFO PESADO por el ANFO ha llevado a obtener resultados satisfactorios en el aspecto técnico porque se puede apreciar que en la primera prueba el 69% de los fragmentos tenían dimensiones menores a 0,15m y en la segunda prueba el 90,7% de los fragmentos eran menores que dicho tamaño, los cuales son adecuados para el tratamiento por lixiviación, porque para este proceso se requiere que el material fragmentado tenga tamaños reducidos. Anteriormente cuando se usaba ANFO la evaluación era de forma visual después del disparo y de acuerdo a los ingenieros encargados de la voladura eran más grandes y en algunos casos tenía que realizase voladura secundaria para reducir el tamaño de los bancos.

Alejandro Garrido, (2001) elaboro y sustento su tesis doctoral: “Diagnostico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente”, en la Universidad de Chile en el año 2007. El objetivo general de este estudio fue efectuar un diagnostico técnico de las operaciones de Perforación y Tronadura de desarrollo horizontal en la “Mina Reservas Norte” de Codelco Chile División el Teniente, específicamente en el Nivel de Producción (Teniente Sub-6). Como instrumento de investigación se utilizó las fotografías de los disparos antes y después de cada tronadura, para posterior digitalización en software 2DFace y el monitoreo de las vibraciones producto de la tronadura. Cuy conclusión fue reducción del número de perforaciones por disparo un 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura.



Sena Leite, (2013) en su Tesis “Desarrollo de una herramienta de diseño de voladura en túneles”. Tesis de Maestría. Las emulsiones son explosivos que tienen una gran gama de productos con distintas energía y potencia (se utiliza aluminio para generar el aumento de energía). En términos de velocidad de detonación, las emulsiones toman valores muy altos y su sensibilidad está relacionada con cada tipo de densidad de los productos. Son mezclas resistentes al agua.

Poma Fernandez, (2015) en su tesis titulada “Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold mil”. Lima: TESIS PUCP. Sostiene que es importante lograr una buena impedancia (roca vs explosivo), ya que se aprovecha la energía del explosivo; en caso no se hubiese trabajado con HA 55, la reducción de los parámetros de perforación (burden y esponjamiento) no hubiese sido significativo, ya que la energía entregada por él HA 46 (305 Kcal/ton) es menor respecto que la del HA 55 (324 Kcal/ton). (p. 84).

EXSA, (2019) La perforación debe ser realizada, en el menor tiempo y con acabado de calidad. Evitando que se quede mineral en las cajas o que se diluya por deficiente perforación. También en las labores de desarrollo el avance debe ser el 95% de la longitud perforada de lo contrario no estamos realizando un trabajo eficiente.

FAMESA, (2019) El Emulnor es una emulsión encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura, Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como “cebos” de iniciación de columnas de nitro-carbohidratos. Debido a su buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.



## **2.2. MARCO TEÓRICO**

### **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 Gomez, & 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, 2019)

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, 2019)

### **2.2.3. La perforación de rocas**

### **2.2.4. Principios de perforación**

EXSA, (2019) se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el hastillamiento 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/cm<sup>3</sup>.(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)

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)

### **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 por rotopercusion.**

El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil (barra) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos según donde se encuentre colocado el martillo:



**Martillo en cabeza:** En estas perforadoras dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la broca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

**Martillo en fondo:** La percusión se realiza directamente sobre la broca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica.

**La perforación por rotopercusión se basa en la combinación de las siguientes acciones percusión y rotación:** La percusión se basa en 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 de fondo). Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones

#### **Perforación neumática.**

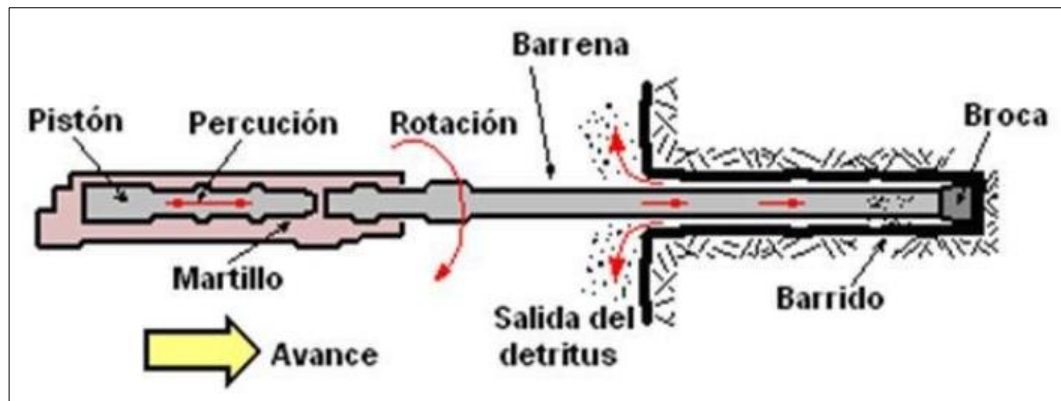
El fluido de accionamiento en el caso de la perforación neumática es aire comprimido a una determinada presión, normalmente de valores comprendidos entre 7 y 25 bar.

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).

#### **2.2.6. Acciones básicas en la perforación**

Las acciones básicas de la perforación se pueden observar en la Figura: 1



**Figura 1:** Acciones básicas en la perforación rotoperkusiva

Fuente: López Jimeno (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:**

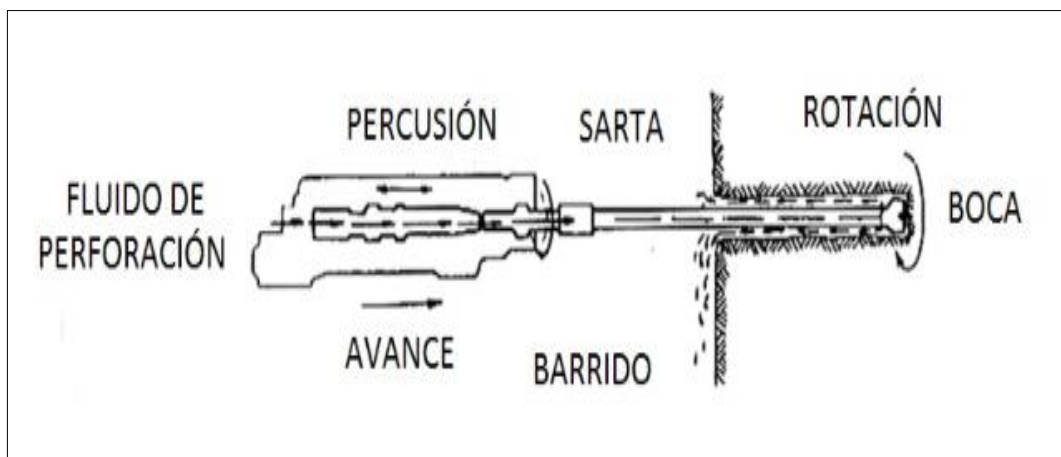
Es la energía generada por el mecanismo de impactos del martillo que debe transmitirse a la roca. Por lo que es necesario que la broca se encuentre en contacto permanente con el fondo del taladro. Esto se consigue con la fuerza de empuje

suministrado por un motor o cilindro de avance que debe adecuarse al tipo de roca y broca de perforación

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. Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.

### **Barrido:**

El fluido de barrido permite extraer el detritus del fondo del barreno.



**Figura 2:** Acciones básicas en la perforación rotoperforación

Fuente: López Jimeno (2005).

### **2.2.7. Accesorios de perforación**

#### **a) 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.

#### b) Brocas.

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

- Brocas de pastillas o plaquitas.
- Brocas de botones.
- Brocas escariadoras (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 (C. 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.

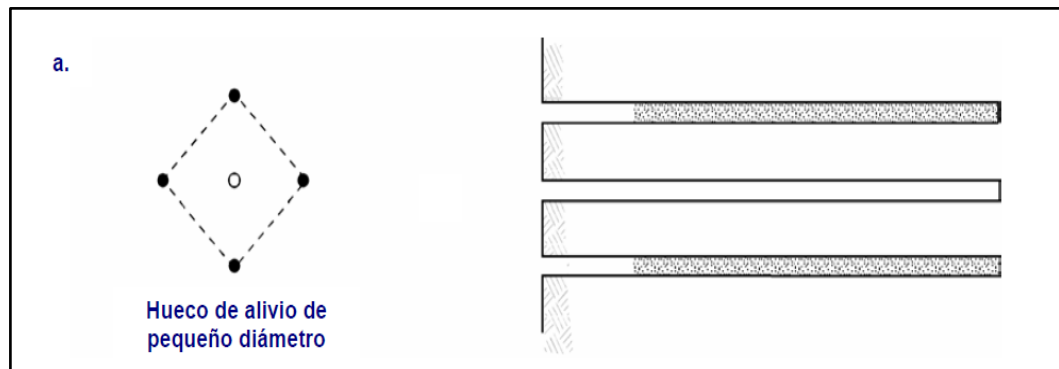
(Jáuregui Aquino, 2009) pag 64 indica que, en la estabilidad los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos sueltos tienden a desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos especiales para, poderlos cargar, también se puede aplicar técnicas 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.

### 2.2.9.1. Hueco de alivio de diámetro muy pequeño

Los errores son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo, ver Figura 3.

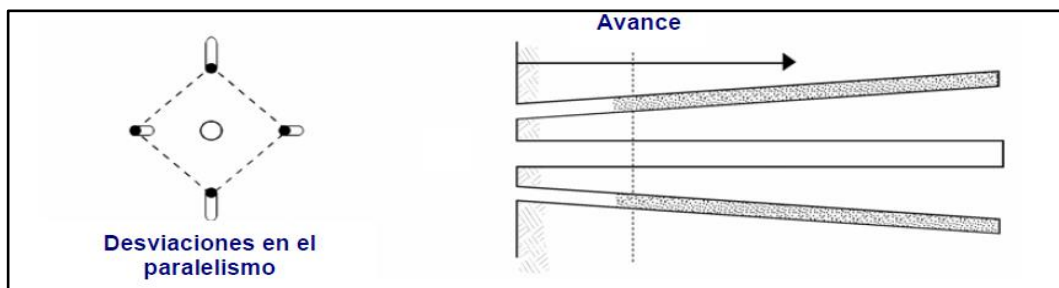


**Figura 3:** Hueco de alivio de diámetro muy pequeño.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.9.2. 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. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías, ver Figura 4

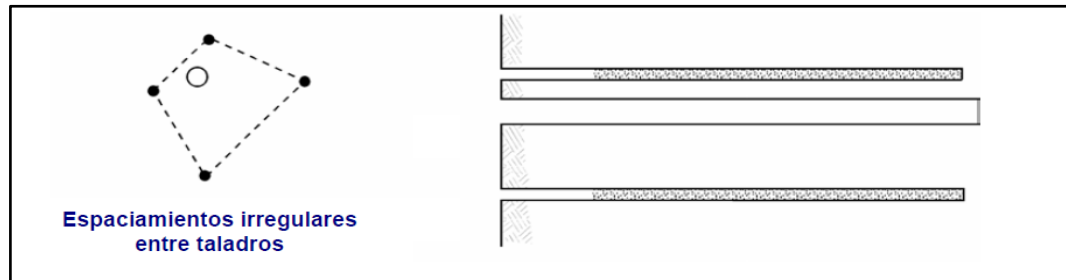


**Figura 4:** Desviación en el paralelismo.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.9.3. Espaciamientos irregulares entre taladros

Propician fragmentación gruesa, ver Figura 5

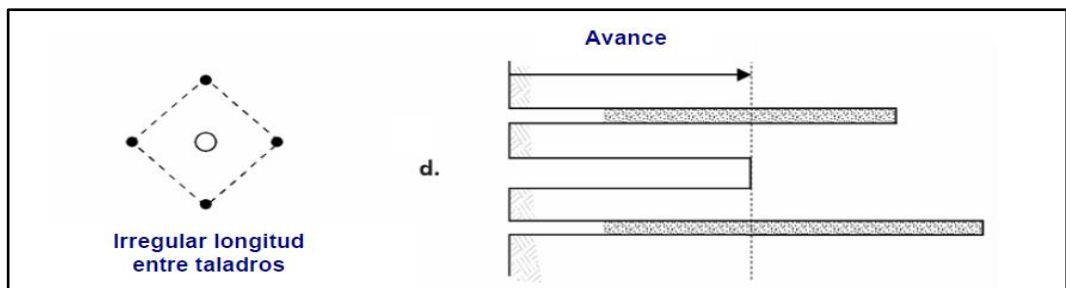


*Figura 5:* Espaciamiento irregular entre taladros.

Fuente: EXSA (2001).

### 2.2.9.4. Irregular longitud entre taladros

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular, ver Figura 6.

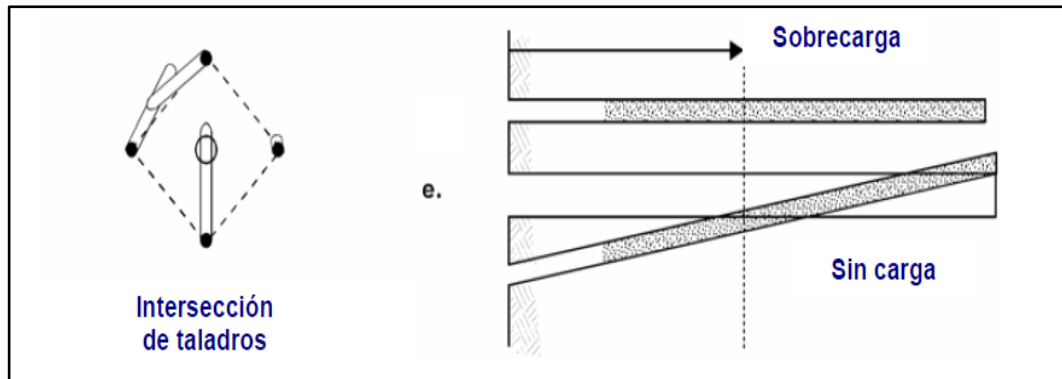


*Figura 6:* Irregular longitud entre taladros.

Fuente: EXSA (2001).

### 2.2.9.5. Intersección de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper, ver Figura 7.

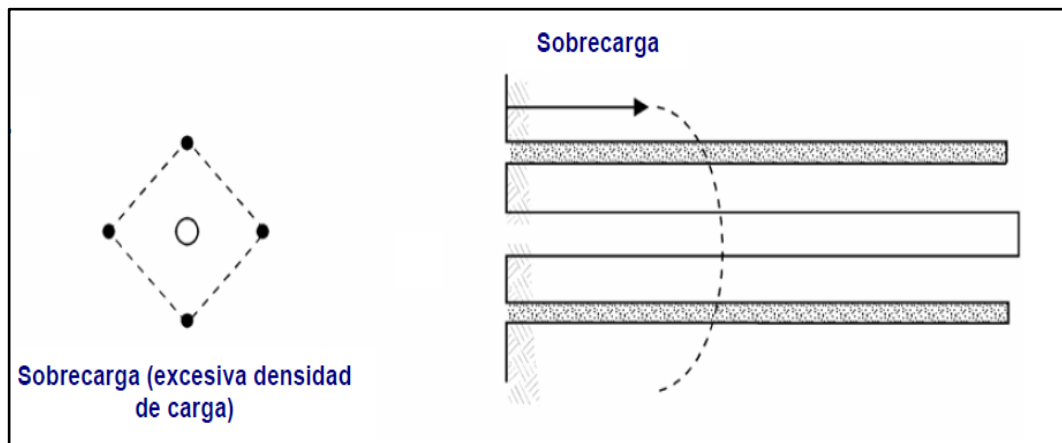


**Figura 7:** Interceptación de taladros.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.9.6. Sobrecarga (excesiva densidad de carga)

Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante, ver Figura 8.



**Figura 8:** Sobre carga (excesiva densidad de carga.)

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.10. Diseño de arranque en minería subterránea

El principio de la palabra voladura de túneles reside, por tanto, en la apertura de una cavidad inicial, denominada corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie.



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. Según las dimensiones de un túnel y el diámetro de los taladros, el área de la cavidad de arranque puede ser de 1 a 2 m<sup>2</sup>, normalmente adecuada para facilitar la salida de los taladros del núcleo hacia ella, pero con taladros de diámetros mayores el área necesaria puede llegar a 4 m<sup>2</sup>.

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.

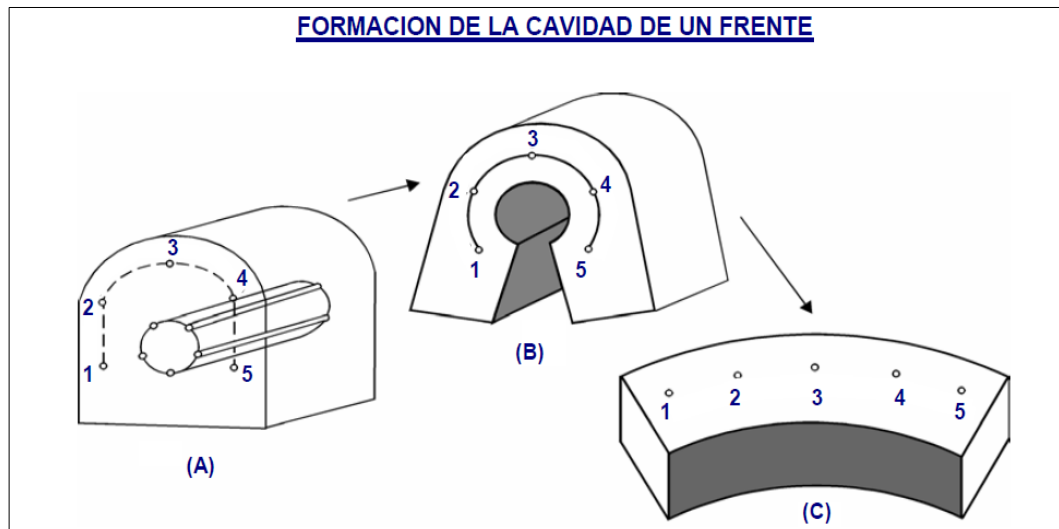
Por lo general, si se localiza cerca de uno de los flancos (a) se requerirá menos taladros en el frontón; cerca al techo (b) proporciona buen desplazamiento y centrado de la pila de escombros, pero con mayor consumo de explosivo; al piso (c) es conveniente solo cuando el material puede caer fácilmente por desplome. En general, la mejor ubicación es al centro de la sección ligeramente por debajo del punto medio (d). Manual práctico de voladura. (EXSA, 2019)



**Figura 9:** Ubicación del arranque en un frente.

**Fuente:** EXSA (2001).

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.



**Figura 10:** Formación de la cavidad de un frente.

**Fuente:** EXSA (2001).

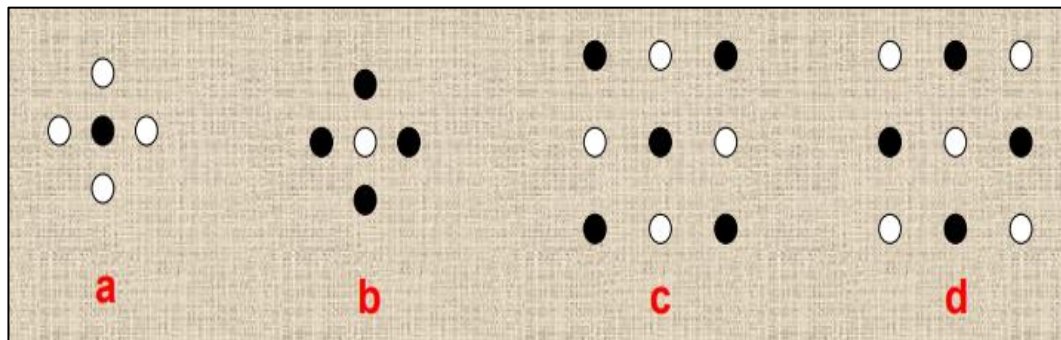
### 2.2.10.1. Métodos de corte

Corresponden a las formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte, que comprenden los siguientes:

- Corte quemado
- Corte en cuña o en “V”
- Corte en diagonal.
- Corte en cuña de arrastre.
- Corte en abanico
- Corte combinado en cuña y abanico

### 2.2.10.2. Corte quemado

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.



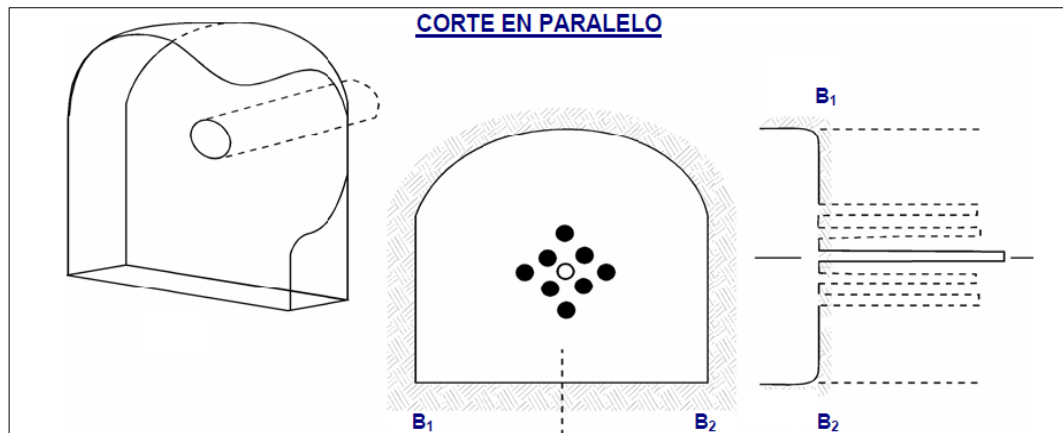
**Figura 11:** Tipos de corte quemado.

**Fuente:** EXSA (2001).

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 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 cilindros preferentemente aplicados.



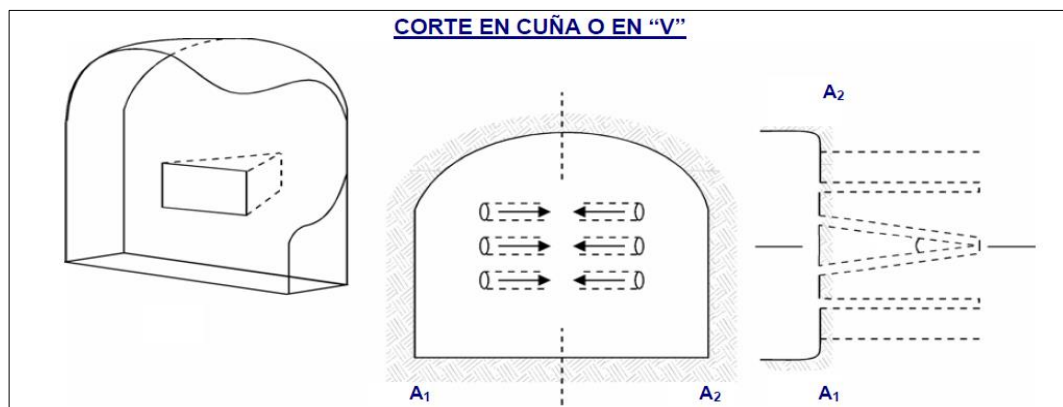
**Figura 12:** Corte quemado.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.10.3. Corte en cuña o en “V”

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 intermedias, mientras que el de la pirámide se aplica en rocas duras o tenaces.



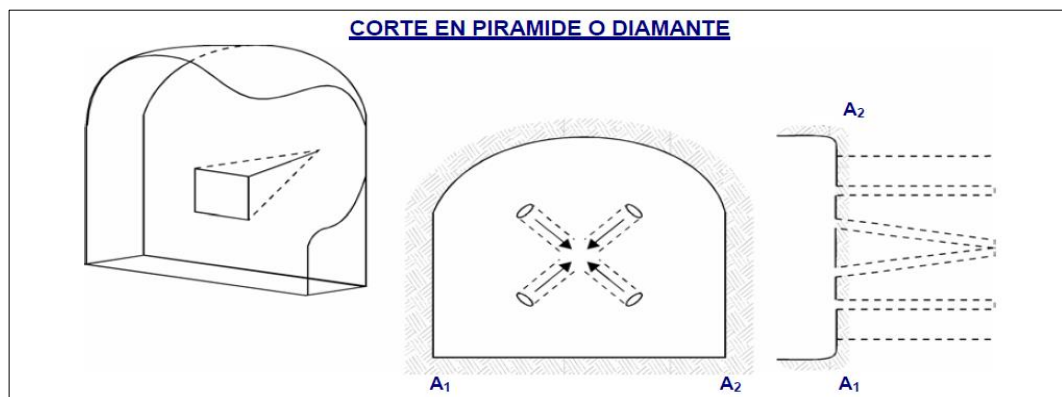
**Figura 13:** Corte en cuña o en V.

**Fuente:** EXSA (2001).

#### 2.2.10.4. Corte en diagonal o pirámide

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.

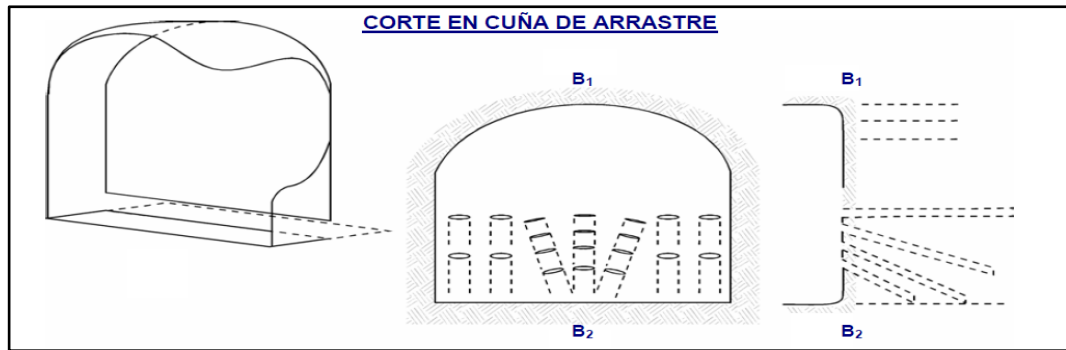


**Figura 14:** Corte en cuña o en V.

**Fuente:** EXSA (2001).

#### 2.2.10.5. Corte en cuña de arrastre

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.

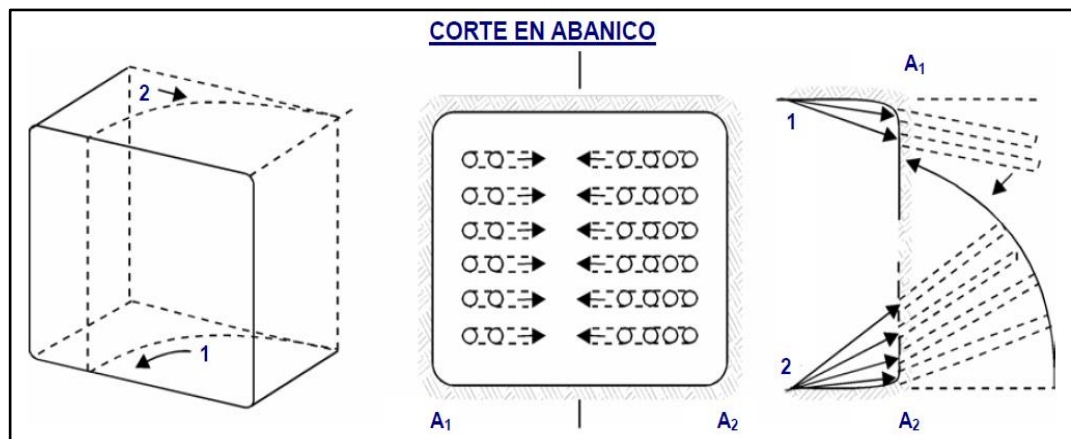


**Figura 15:** Corte en cuña de arrastre.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.10.6. Corte en abanico

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.



**Figura 16:** Corte en cuña de arrastre.

**Fuente:** EXSA (2001).

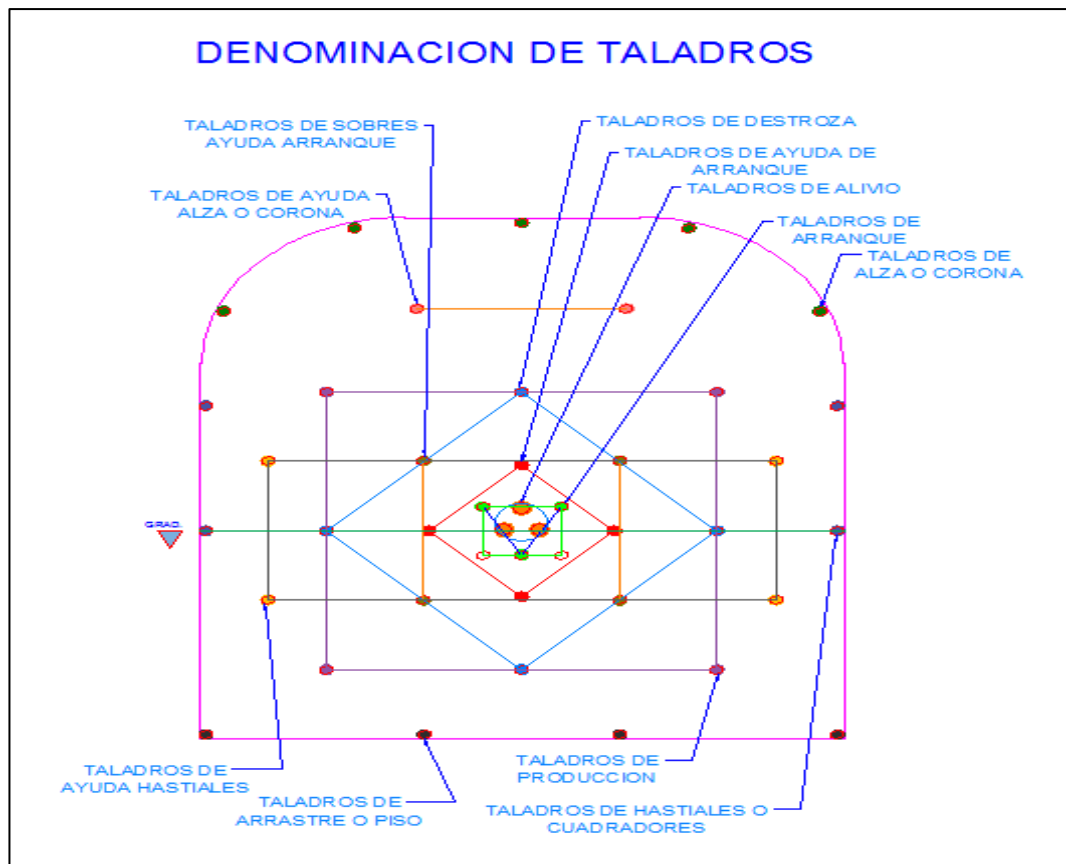
### 2.2.10.7. Corte combinado en cuña y abanico

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

### 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 Figura 17.



**Figura 17:** Denominación de los taladros.

**Fuente:** Autor de tesis.

#### 2.2.11.1. 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).

#### **2.2.11.2. 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.

#### **2.2.11.3. Taladros de producción**

Son taladros que sirven de segunda ayuda a los taladros de la ayuda.

#### **2.2.11.4. Taladros cuadradores**

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

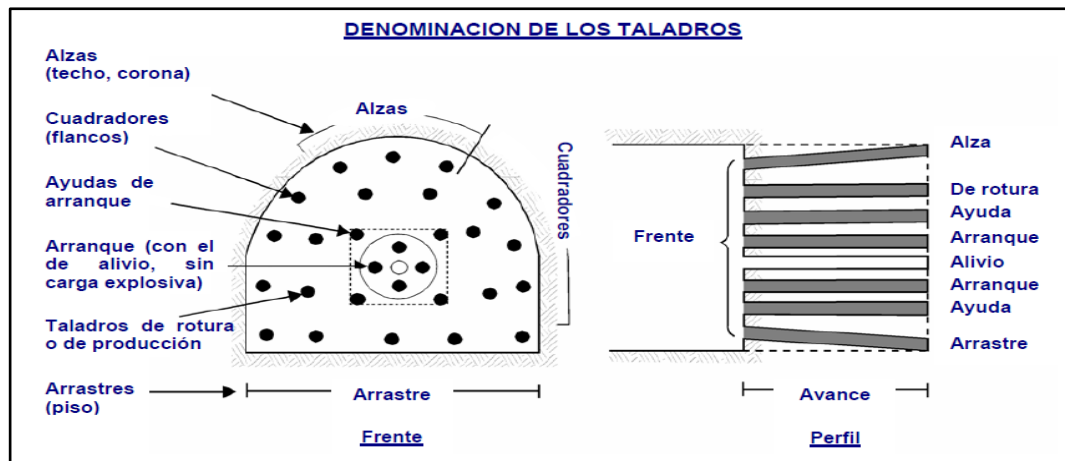
#### **2.2.11.5. Taladros de alzas o techos**

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”.

#### **2.2.11.6. Taladros de arrastre**

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 17 en donde se puede ver que los taladros se agrupan en grupos de 4 taladros de acuerdo al diseño para una sección de 2.20 x 2.50 m





*Figura 18:* Denominación de los taladros.

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.2.12. Condiciones básicas para voladuras en frentes

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.

- **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. (Jáuregui Aquino, 2009).

#### 2.2.12.1. Propiedades físicas que intervienen en la voladura de frentes

**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/cm<sup>3</sup> en promedio. Rocas densas requieren también explosivos rápidos para romperse. Densidad es igual al peso/volumen (g/cm<sup>3</sup>).

**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.

#### 2.2.12.2. 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 determinará 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 logrará con métodos de encendido convencional escalonados.

### 2.2.15. Evaluación 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 límite 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 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 (Pala neumática).

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,



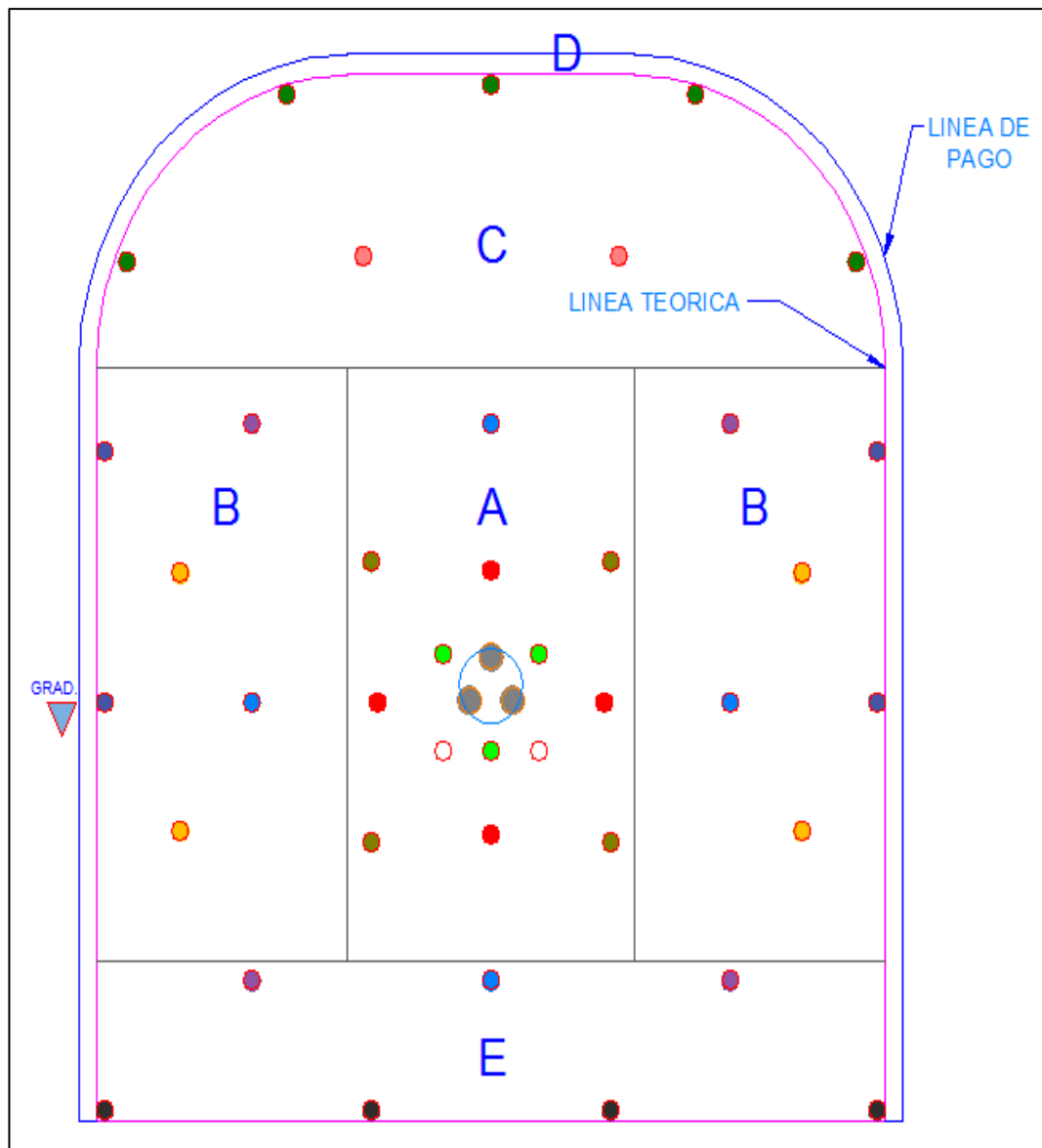
US\$/hora) se debe tener en cuenta los costos de carguío y acarreo del material triturado, más los adicionales de voladura secundaria de pedrones sobre dimensionados y los de empleo de equipo adicional para eliminar lomos al piso. Todos ellos, aparte del avance y del volumen o tonelaje movido, representan el real rendimiento o resultado económico de la voladura. (EXSA, 2001).

### **2.2.16. Métodos postulados 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 19.

Partes del túnel mostrando las diferentes secciones establecidas por Holmberg



**Figura 19:** Partes del túnel y sus secciones establecidas por Roger Holmberg.

**Fuente:** López Jimeno (2001).

**Donde:**

- 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)



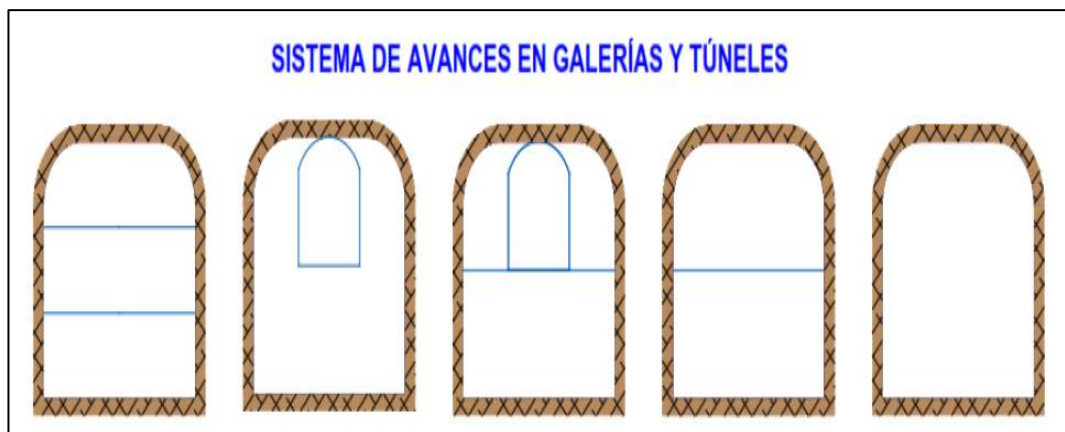
### 2.2.17. Sistemas de avances

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 m<sup>2</sup> 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 20.



**Figura 20:** Sistema de avances en galerías y túneles.

**Fuente:** López Jimeno (2001).

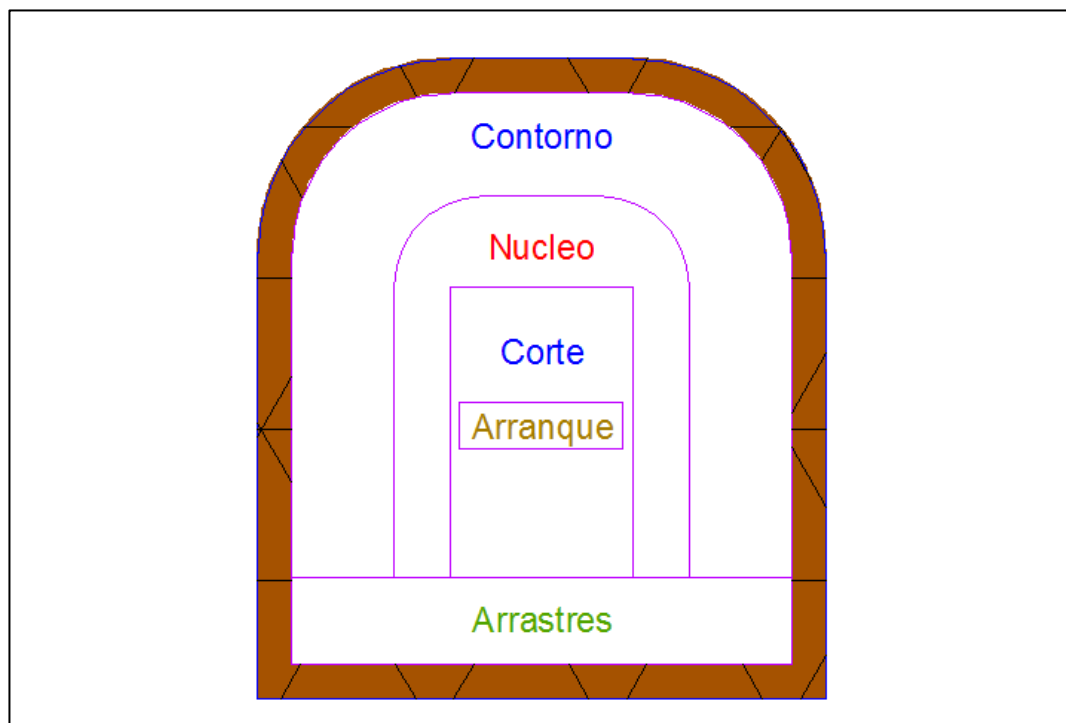
La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco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

superficie de 1 a 2 m<sup>2</sup>. Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m<sup>2</sup>.

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

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente 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 21.



**Figura 21:** Sistema de avances en galerías y túneles.

**Fuente:** López Jimeno (2001).

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)

### 2.2.18. Mecánica de fragmentación

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



### 2.2.19. Procesos de fragmentación

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 caracterización.
- 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:

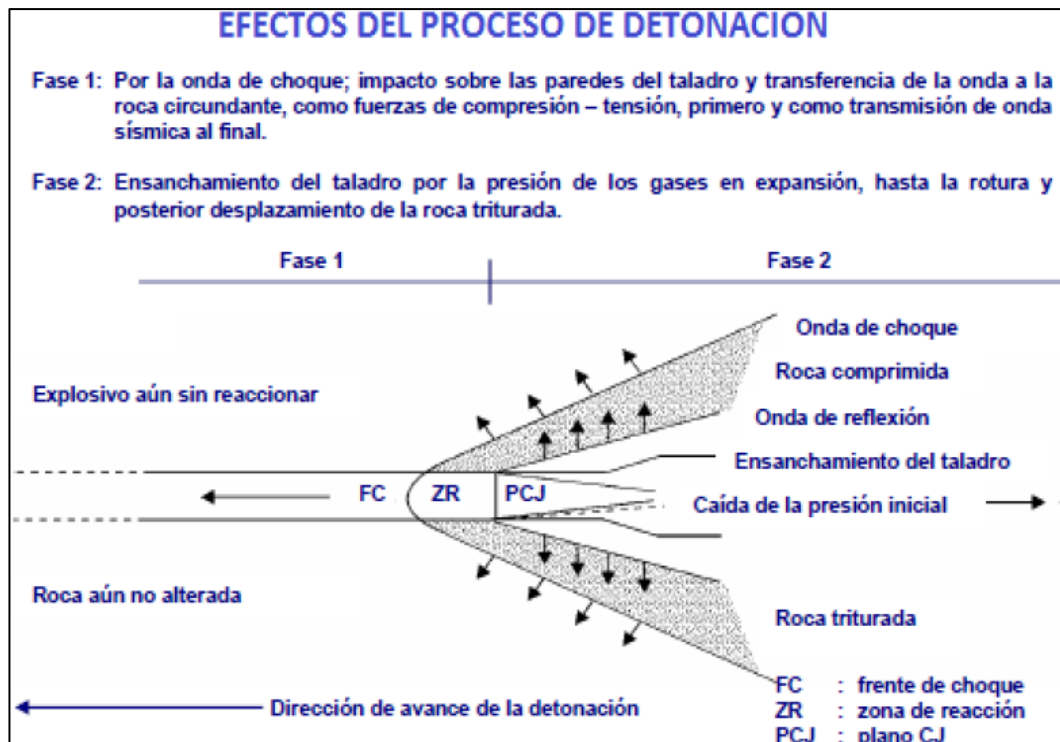


- a) Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- b) Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- c) Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- d) Desplazamiento de la 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: 22.



**Figura 22:** Efectos del proceso de detonación

**Fuente:** 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.

### **2.2.20. 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, difundiéndose 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 caracterización.

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, 2019).

### **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:

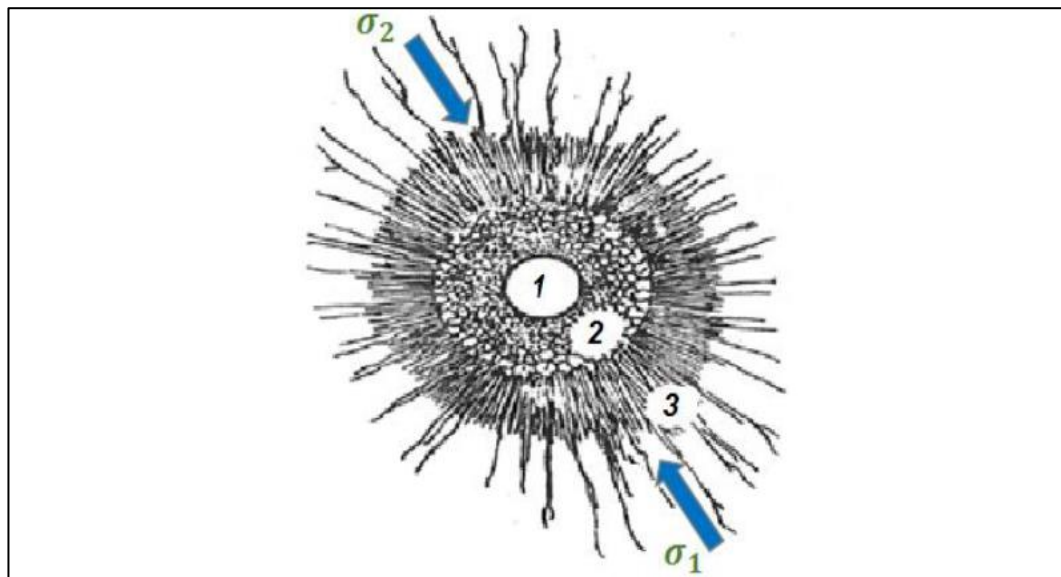
#### **A la distancia de un diámetro, pulverización.**

- 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, 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 23.



**Figura 23:** 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. EXPLOSIVOS EMPLEADOS PARA LA VOLADURA EN LOS FRENTE HORIZONTALES**

### **2.3.1. 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

### **2.3.2. 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 trasmite 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 nitrato 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.

### **2.3.3. 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 (Persson, P.A., R. Holmberg and J. Lee, 1994):

### 2.3.3.1. 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.

**Tabla 1: Especificaciones Técnicas de la Dynamita (Semexsa)**

Especificaciones Técnicas	Unid.	Semexsa		
		80%	65%	45%
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.18 ± 3%	1.12 ± 3%	1.08 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	4500	4200	3800
Velocidad de detonación **	m/s	5400	5000	4700



Presión de detonación	Kbar	86	70	60
Energía	Kcal/kg	1000	950	900
Volumen normal de gases	l/kg	916	932	939
Potencia relativa por peso (Anfo = 100)	%	110	104	99
Potencia relativa por volumen (Anfo = 100)	%	160	144	132
Resistencia al agua	Hora	12	6	4
Categorías de humos		1	1	1
Vida útil	Meses	18	18	18
* Sin confinar				
** Confinado en tubo 1½"				



**Fuentes:** EXSA, (2001).

### 2.3.3.2. Anfo

Es un agente explosivo, compuesto por 94% de Nitrato de Amonio y 6% de petróleo.

Jerarquía de los explosivos con respecto a la potencia relativa de peso (PRP) del ANFO (ver Anexo: 1).

### 2.3.3.3. Heavyanfo

Mezcla explosiva, compuesta de Emulsión y ANFO. El cual ofrece mayor resistencia al agua que el ANFO.

#### 2.3.3.4. Heavyanfo gasificado

Mezcla explosiva, compuesto por Emulsión, ANFO y Nitrito de Sodio. Siendo este último un reactivo químico al contacto con el HEAVY ANFO se generan puntos calientes (burbujas).

#### 2.3.3.5. Emulsiones

Son explosivos tipo agua en aceite, cuya fase dispersa está constituida por AN soluble y su fase continua por aceites, ceras y parafinas especiales, las que se mantienen unidas por un emulsificante y sensibilizadas por micro esperas de vidrio.

Debido a su buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo: obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad. Buena fragmentación y emisión inferior de gases. Eficiencia comprobada en frentes homogéneos y compactos de dureza media hacia arriba.

Está compuesto por:

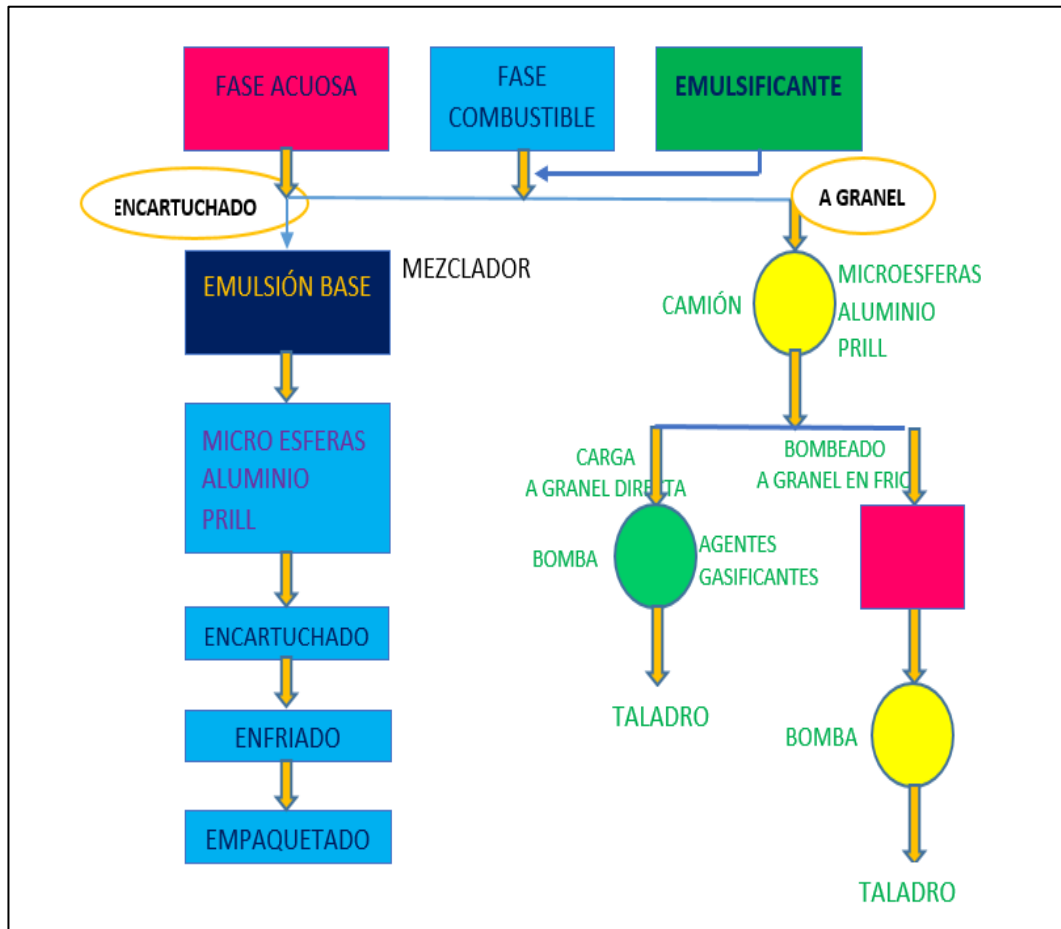
- Solución oxidante de nitrato de amonio y agua.
- Un combustible insoluble en agua.
- Un agente emulsificante, que estabiliza la emulsión y previene la separación de sus fases.
- Elementos potenciadores y sensibilizadores, que pueden ser burbujas de aire o microesferas para controlar la densidad y la sensibilidad del producto para su iniciación.

**Tabla 2: Composición de las emulsiones comparada con otros explosivos.**

<b>Grupo</b>	<b>Oxidante</b>	<b>Combustible</b>	<b>Sensibilizador</b>
Dinamita	Nitrato de amonio (molido)	Harina de madera (celulosa)	Nitroglicerina (orgánico)
Hidrogeles	Nitrato de amonio (solución)	Petróleo gomas	Animas glicol (orgánicos)

Emulsiones	Nitrato de amonio (solución)	petróleo aceites	Aire (contenido en micro esferas de vidrio)
Anfo	Nitrato de amonio granular	Petróleo	Aire (contenido en los poros del prill)
Anfo pesado	Nitrato de amonio granular (anfo) y en solución (emulsión)	Petróleo	Aire y los prill de nitrato de amonio)

**Fuente:** FAMESA (2019).



**Figura 24:** Esquema de producción de emulsiones.

**Fuente:** FAMESA (2019).



### **2.3.3.6. 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.

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en explotaciones y desarrollos mineros, obras de ingeniería civil, canteras, Taladros largos, secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva, “cebos” de iniciación de columnas de Nitro- carbonitratos.

### **2.3.3.7. Objetivos de su uso del emulnor**

Se usa como alternativa de mejora de los factores de voladura para labores de avances lineales y labores de producción, pues permite reemplazar ventajosamente al uso de las dinamitas con mejores rendimientos tanto técnica como económicamente. De igual manera si es comparado con el ANFO.

Mejorar los ciclos de trabajo, ya que siendo los gases más livianos se permite ventilar en menor tiempo la labor.

Realizar trabajos en zonas totalmente inundadas.

### **2.3.3.8. Aplicaciones de uso del emulnor**

#### **Iniciación:**

Al iniciar que la dinamita para su iniciación solo se requiere de la activación de un fulminante N° 6 se puede cargar los taladros totalmente con EMULNOR, cebando uno de ellos con una armada (ensamble mecha/fulminante), una pieza de fulminante eléctrico o del fulminante no eléctrico FANEL. También e puede usar como “cebo” de columna de nitrocarbonitratos (por ejemplo: ANFO cargado neumáticamente). Anotamos que con la finalidad de aprovechar la máxima velocidad de detonación de la columnas explosivas y de obtener consiguientemente rendimientos recomendable usar fulminante N° 8.



### **Cebado:**

El “cebo” puede prepararse observando distintamente la modalidad de “cebado directo” o “cebado trenzado”, práctica que está supeditada al grado de confianza del operador, siempre considerando el efecto direccional de la detonación del fulminante (orientación de su base hacia la columna de carga). En ambos casos el “cebado” resulta más fácil por la semirigidez y plasticidad de la masa del producto.

### **Atacado:**

Es importante realizar un moderado atacado del taladro para que el explosivo alcance un buen grado de confinamiento y se acople a las paredes del mismo para así aprovechar al máximo la energía del explosivo, pero sin golpear excesivamente la columna de cartuchos.

Al respecto debe señalarse que es imposible incrementar la densidad de la emulsión, ya que debido a su textura el atacado se realiza fácilmente

### **Carguío:**

En perforaciones horizontales basta con presionar los cartuchos para que se mantengan en contacto entre sí, sin necesidad de atacarlos fuertemente, con la seguridad de que se producirá la continuidad de la detonación de la columna.

En las perforaciones verticales o inclinados ascendentes se recomienda cortar lateralmente los cartuchos y atacarlos en el interior de los taladros para mantenerlos conformando una columna continua.

### **Sellado:**

Es recomendable colocar un “taco inerte” al final de cada columna de carga para evitar la expulsión de uno o más cartuchos durante la detonación, asegurándose así que está a lo largo de toda la columna y optimizando sus rendimientos.

### 2.3.3.9. Características técnicas de los explosivos empleados en el presente trabajo

**Tabla 3: Especificaciones Técnicas del EMULNOR.**

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS	UNID.	EMULNOR			
		500	1000	3000	5000
Densidad Relativa	g/cm <sup>3</sup>	0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación confinado *	m/s	4400	5,800	5,700	5,500
Velocidad de detonación sin confinar **	m/s	3500	4,500	4,400	4,200
Presión de detonación	Kbar	44	95	93	88
Energía	Kcal/kg	628	785	920	1,010
Volumen normal de gases	L/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso ***	%	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen ***	%	75	120	145	155
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categorías de humos		Primera	Primera	Primera	Primera
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8	N° 8

\* Velocidad de detonación en medio confinado de 1½" de diámetro

\*\* Velocidad de detonación en medio sin confinado como cartucho de 1" de diámetro

\*\*\* Potencia relativa al ANFO con potencia convencional de 100



**Fuente:** FAMESA (2014).

### 2.3.3.10. Tipos de EMULNOR que se usan en Minera Yanaquihua

**Tabla 4: Tipos de Emulnor que se usan en Minera Yanaquihua.**

Producto	Aplicación	Observaciones
EMULNOR en cartuchos de VALERON 1000	Para la voladura de rocas blandas e intermedias	
EMULNOR en cartuchos de VALERON 3000	Para la voladura de rocas intermedias a duras, las que requieren de altas velocidades de detonación.	Ofrecemos EMULNOR en longitudes de 8” y 12” y diámetros de 1”, a efectos de poder controlar su incidencia
EMULNOR en cartuchos de VALERON 5000	Para la voladura de rocas extremadamente duras. Por su alta presión de detonación también puede ser usado como “cebos de iniciación” de cualquier NCN.	económica cuando es utilizado como “cebo”.

**Fuente:** FAMESA (2014).

### 2.3.4. Parámetros de explosivos

**Densidad:** Peso específico en g/cm<sup>3</sup> (a mayor densidad, mayores potencias), varía entre 0.7 a 1.6 g/cm<sup>3</sup>, todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

**Velocidad de detonación (VOD):** Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.

**Transmisión o simpatía:** Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga, una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

**Resistencia al agua:** Es la habilidad de resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características. Varía desde nula hasta excelente (varias horas).

**Energía del explosivo:** Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.

**Sensibilidad a la iniciación:** Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N°8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).

**Volumen normal de gases:** Cantidad de gases en conjunto generados por la detonación de 1 kg de explosivo a 0 °C y 1 atm, de presión expresado en l/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 l/kg.

**Presión de taladro:** Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro se expresa en kg/cm<sup>2</sup>, en kilo bar (kbar) o en mega pascal (MPa) en el sistema SI.

Para evaluarla se aplican las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación del volumen. Esta presión varía con el confinamiento. Así, un explosivo con densidad 1,25 y g/cm<sup>3</sup> una presión de explosión de 3.500 MPa en taladro lleno al 100%, cuando se llena sólo al 90% llega aproximadamente a 2.600 MPa y cuando sólo se llena al 80% bajará hasta cerca de 1.900 MPa.

**Categoría de humos:** Factor de seguridad que califica su toxicidad (todos los explosivos generan gases de CO y NO en diferentes proporciones).

**Tabla 5: Energía de los explosivos en MPa (Dinamita)**

Tipo de explosivo	Dimensión del explosivo	Carga continua	Carga desacoplada	Carga desacoplada y espaciada
Semexsa 80 %	1 ½ " x 8"	2986,88	1924,43	781,56
Semexsa 80 %	7/8" x 8"	2986,88	464,69	188,72
Semexsa 65 %	1 ½ " x 8"	2469,60	1591,15	646,21
Semexsa 65 %	7/8" x 8"	2469,60	384,21	156,04

**Fuente:** EXSA (2003).





### **2.3.5. Criterios de para la selección del explosivo**

La elección del tipo de explosivo forma parte importante de una voladura, según los resultados a obtener. Los usuarios de explosivos a menudo caen en la rutina y en el espejismo de unos costos mínimos y baratos.

En la Campania Minera Yanaquihua S.A. los explosivos usados son: Dinamita Semexsa 80 % Semexsa 65 % y Exsadit 45 % de tipo EXSA, y en la actualidad se viene cambiando del tipo de explosivo a Emulsiones como son: Emulnor 1000, Emulnor 3000 y Emulnor 5000, fulminante número 8, Carmex, mecha lenta (mecha blanca), mecha rápida Z-20.

#### **2.3.5.1. Precios de los explosivos**

En la actualidad existe en el mercado explosivos que nos prestan garantía de su eficiencia, seguridad en el momento de su manipulación, en cuanto a los fabricantes asistencia técnica para sus clientes y en cuanto a los precios están al alcance de los titulares mineros. Lo recomendable es seleccionar el explosivo más adecuado acorde a las características de nuestro macizo rocoso con tal de obtener resultados exitosos y así evitar la realización de voladuras secundarias que a la larga incrementan nuestros costos en voladura. El explosivo más barato del mercado siempre ha sido el nitrato de amonio y por esa razón es el más utilizado.

#### **2.3.5.2. Diámetro de carga**

Cuando se utilizan explosivos con una velocidad de detonación que varía 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.



### **2.3.5.3. Volumen de roca a volar**

Los volúmenes de excavación 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 utilización a granel ya que posibilitan la carga mecanizada desde las propias unidades de transporte, se reducen los costos de mano obra dedicada a dicha operación y se aprovecha mejor el volumen de roca perforado.

### **2.3.5.4. 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 un poco por algún motivo (desacoplamiento de taladros, rotura de cordón detonante, etc.), restos de explosivos y es necesario el empleo de maquinaria pesada:

### **2.3.5.5. 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.

### **2.3.5.6. 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 g/cm<sup>3</sup>; 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.

#### **2.3.5.7. 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.

#### **2.3.5.8. 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.

#### **2.3.5.9. 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.

### 2.3.5.10. 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.

### 2.3.6. Accesorios de voladura

#### 2.3.6.1. Fulminante común N° 8

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.



**Figura 25:** Fulminante común N° 8

**Fuente:** EXSA (2001).

### 2.3.6.2. 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.



**Figura 26:** Carmex

**Fuente:** FAMESA (2019).

### 2.3.6.3. Mecha rápida

Es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. La mecha rápida produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del conector para mecha rápida, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad.



**Figura 27:** Mecha rápida

**Fuente:** FAMESA (2019).

#### 2.3.6.4. Cordón detonante

El Cordón Detonante es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (Pentaeritritol tetranitrato) que está recubierto por varias fibras sintéticas e hilos de algodón. Su cobertura exterior plástica varía según el tipo de cordón, simple o reforzado permitiéndole flexibilidad, resistencia a la tracción e impermeabilidad.



**Figura 28:** Cordón detonante

**Fuente:** EXSA (2019).

## 2.4. CÁLCULOS PARA EL DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR MÉTODO DE ROGER HOLMBERG

### Cálculo del área de la sección del túnel (m<sup>2</sup>):

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 : Área de la sección del túnel

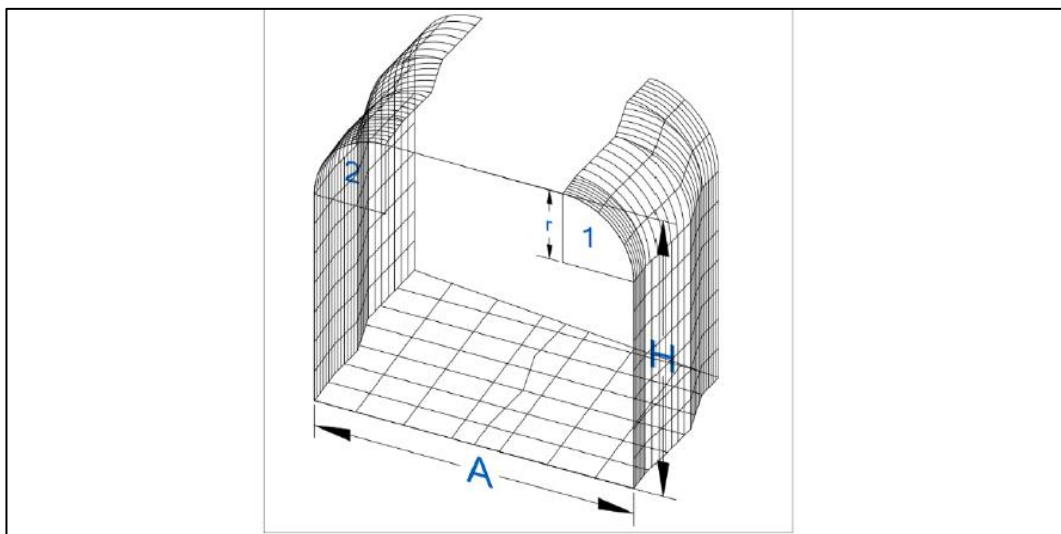
A : Ancho del túnel

H : Alto del túnel

r : Radio del arco de la bóveda

$\pi$  : 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 29.



**Figura 29:** Cálculo de área en sección 2.20 x 2.50. m

### 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 30.

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

#### Donde:

P : Perímetro de la sección del túnel

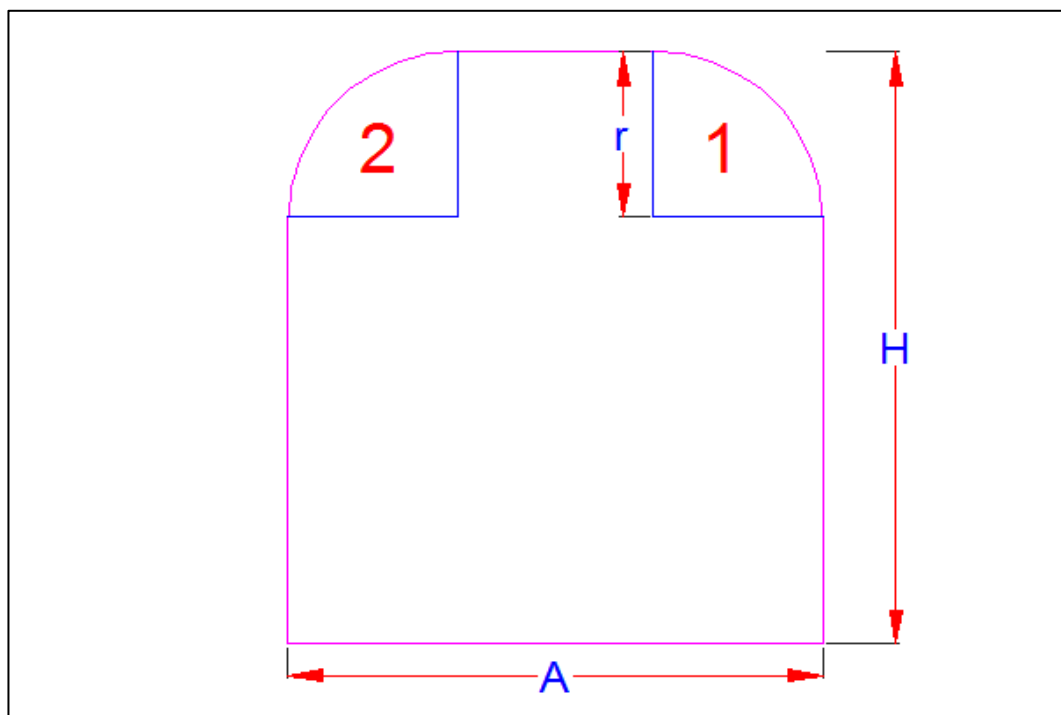
A : Ancho del túnel

H : Alto del túnel

r : Radio del arco de la bóveda del tunel

$\pi$  : Valor constante

Para realizar los cálculos del perímetro se debe tener presente el tipo de diseño de excavación ver Figura 30.



**Figura 30:** Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m)



### 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 Tabla 6 y 7.

**Tabla 6: Relación de la dureza de la roca con la distancia (dt)**

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Roca dura	0,50 a 0,55
Roca intermedia	0,60 a 0,65
Roca suave o friable	0,70 a 0,75

**Fuente:** EXSA (2001).

En la Tabla 6 tenemos los valores de “dt”, distancia entre taladros según tipo de roca que se tiene en los frentes de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca dura y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

**Tabla 7: Relación de la dureza de la roca con el coeficiente (c).**

Dureza de la roca	Coficiente de la roca (m)
Roca dura	2
Roca intermedia	1,5
Roca suave o friable	1

**Fuente:** EXSA (2001).

En la Tabla 7 tenemos los valores de “C”, coeficiente o factor de roca según tipo de roca que se tiene en los frentes de trabajo en nuestro caso se considera para un tipo de roca dura y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

**Calculamos con la siguiente ecuación:**

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

**Donde:**

$N^{\circ}$  : Numero de taladros

P : Perímetro de la sección del túnel

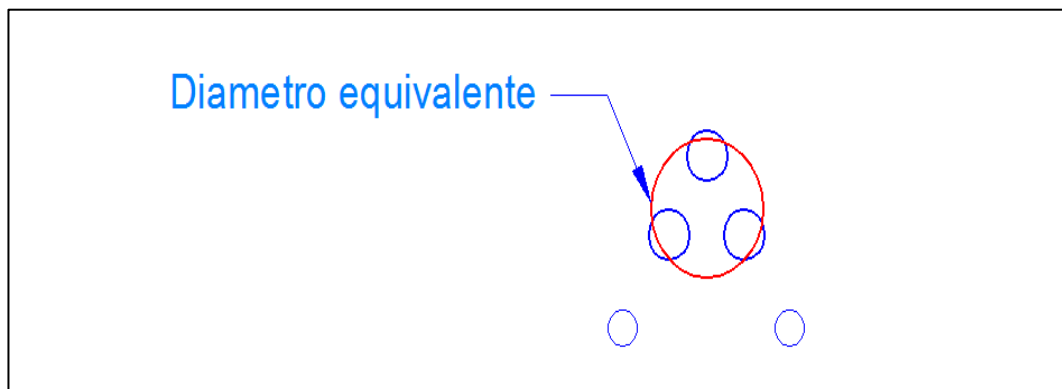
Dt : Distancia entre taladros (Tabla N° 2.2)

C : Coeficiente o factor de roca (c)

S : Área de la sección del túnel

**Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\phi_2$ ):**

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 31.



**Figura 31:** Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m)

**Fuente:** Autor de tesis

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

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



**Donde:**

$\emptyset_2$  : Diámetro equivalente

$\emptyset_1$  : Diámetro de los taladros de alivio

Nº: Numero de taladros de alivio

**Calculamos longitud de taladro, según diámetro equivalente " $\emptyset_2$ ":**

Con n cantidad de taladros de alivio y su respectivo diámetro equivalente ( $\emptyset_2$ ). 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.

$$L = 0.15 + 34.1 * \emptyset_2 - 39.4 * (\emptyset_2)^2 \quad \text{Ec. 2.5}$$

**Donde:**

L : Longitud de taladro con respecto al diámetro equivalente

$\emptyset_2$  : 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 " $\psi$ ":

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 32.

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

#### Donde:

$\psi$  : Error de perforación

L : Profundidad del taladro

$\alpha$  : Desviación angular

e : Error de emboquille

### Calculamos error de perforación por otra fórmula " $\psi$ ":

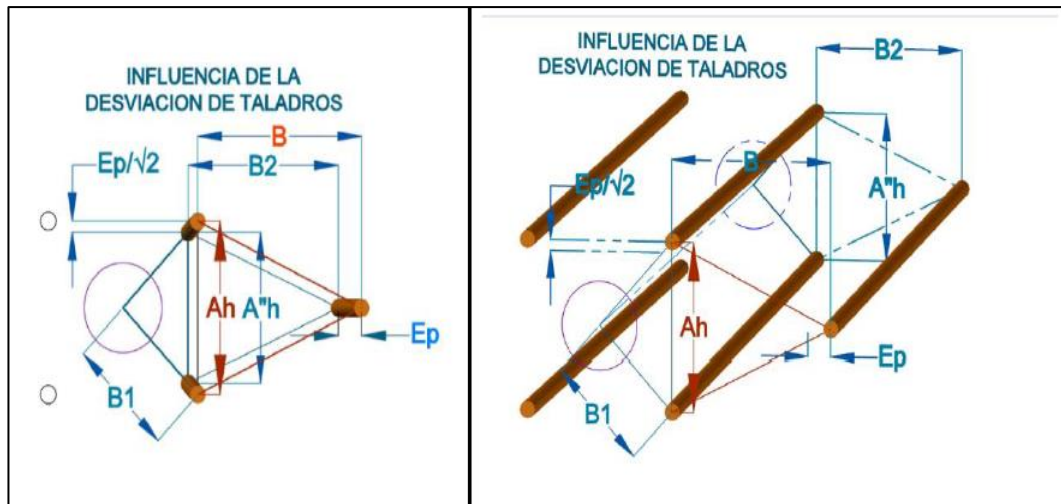
$$\psi = 0.0013 * L^2 + 0.078 * L + 0.0014 \quad \text{Ec. 2.8}$$

#### Donde:

$\psi$  : Error de perforación

L : Longitud de perforación

Según la influencia de la desviación de los taladros:

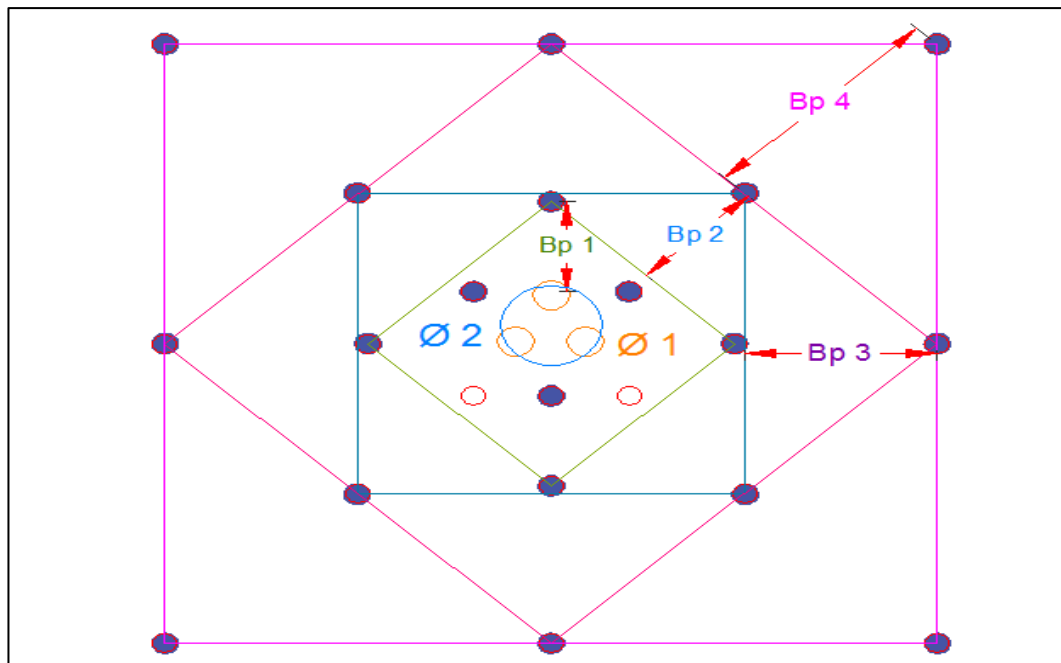


**Figura 32:** Influencia de la desviación en la perforación de taladros

**Fuente:** López Jimeno (2001).

#### 2.4.1. Cálculos para el diseño de arranque con tres secciones

López Jimeno, (2001) el esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros en paralelos ver Figura 33.



**Figura 33:** Arranque de tres secciones

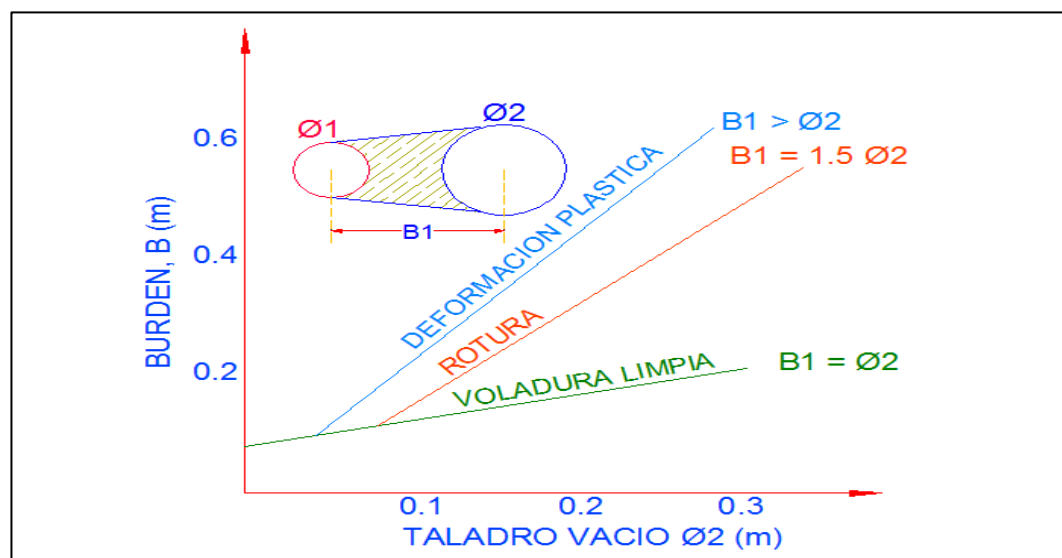
**Fuente:** López Jimeno (2001).

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

Varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío. Ver Figura 35.

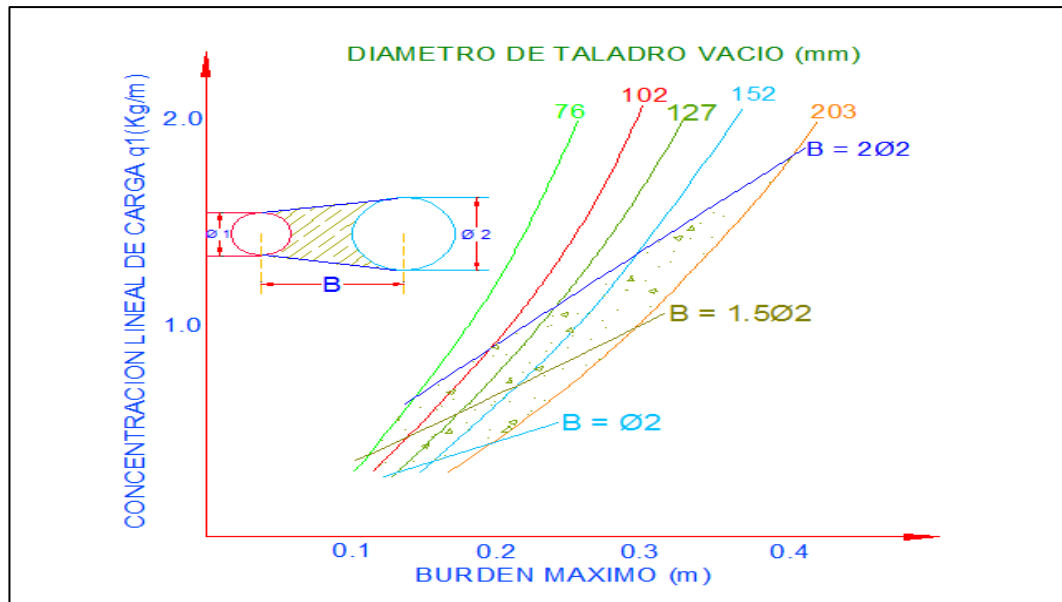
Para piedras mayores de  $(2 \varnothing_2)$  el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si la piedra es inferior a  $(\varnothing_2)$ , pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca 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 35. 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 34:** Distancias de los taladros cargados hacia los taladros vacíos.

**Fuente:** López Jimeno (2001).

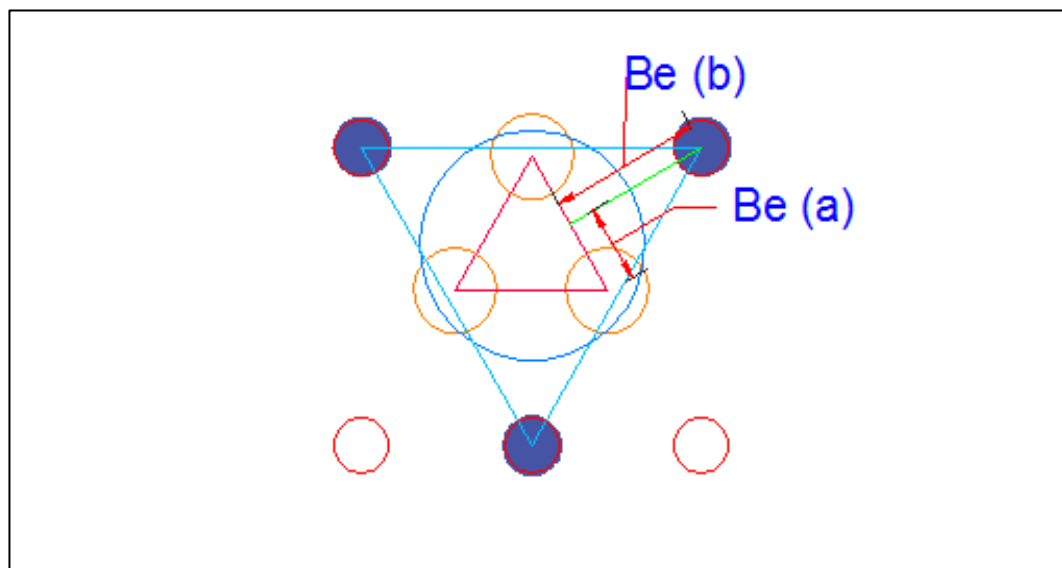


**Figura 35:** Concentración lineal de carga en función al burden máximo.

**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.



**Figura 36:** Burden máximo (equivalente en el arranque).



### Calculamos por principio de longitud de arco:

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

$$B_{e \text{ Max.}} = 1.5 * \phi_2$$

#### Donde:

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

$\pi$  : Valor constante

$\phi_2$  : Diámetro equivalente

### Cálculo de burden práctico ( $B_P$ ):

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

#### Donde:

$B_{Practico}$  : Burden practico en arranque

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

$\psi$  : Error de perforación

El burden práctico calculado en los diseños de arranque con cuatro secciones utilizaremos lo siguiente  $B_p(a)$  y  $B_p(b)$  a ello 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 37.

### Calculamos el burden práctico (a):

$$B_{Practico (a)} = B_{Practico} - 0.02 \quad \text{Ec. 2.11}$$

#### Donde:

$B_{Practico (a)}$  : Burden practico (a)

$B_{Practico}$  : Burden practico en arranque



0.02 : Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos el burden práctico (b):**

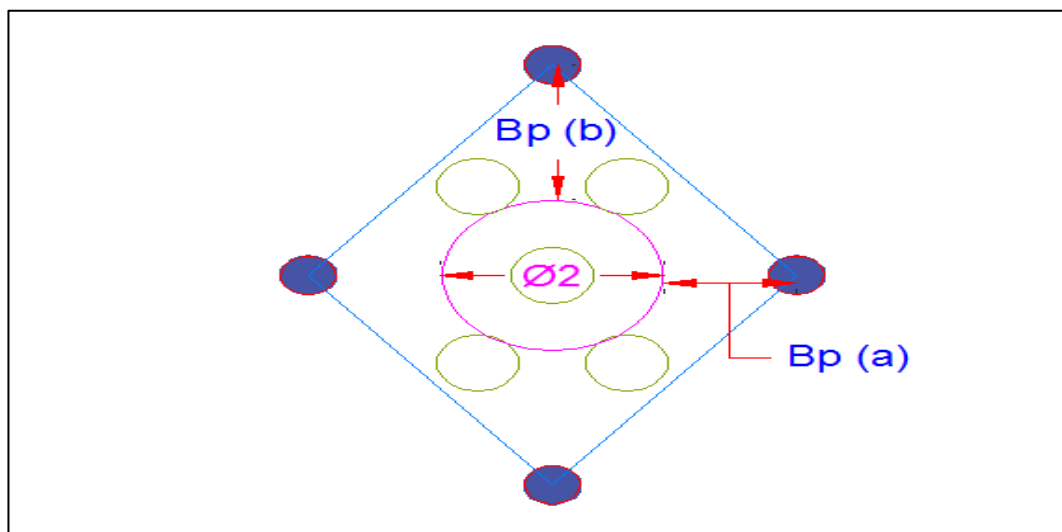
$$B_{Practico (b)} = B_{Practico} + 0.05 \quad \text{Ec. 2.12}$$

Donde:

$B_{Practico (b)}$  : Burden práctico (b)

$B_{Practico}$  : Burden practico en arranque

0.05 : Factor de adecuación a nuestro diseño



**Figura 37:** Burden practico en el arranque para cuatro secciones.

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  $X_a$  y  $Y_b$ , para calcular el ancho de abertura “ $A_{h0}$ ”:**

**Calculamos longitud de  $X_a$ :**

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

Donde:



$X_a$  : Longitud medido desde el centro del arranque

$\phi_2$  : Diámetro equivalente

$B_{Pract(a)}$  : Burden practico (a)

**Calculamos longitud de  $X_b$ :**

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

**Donde:**

$X_b$  : Longitud medido desde el centro del arranque

$\phi_2$  : Diámetro equivalente

$B_{Pract(b)}$  : Burden práctico (b)

**Calculo del ancho de abertura " $A_{h0}$ " de acuerdo con la siguiente ecuación:**

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

**Donde:**

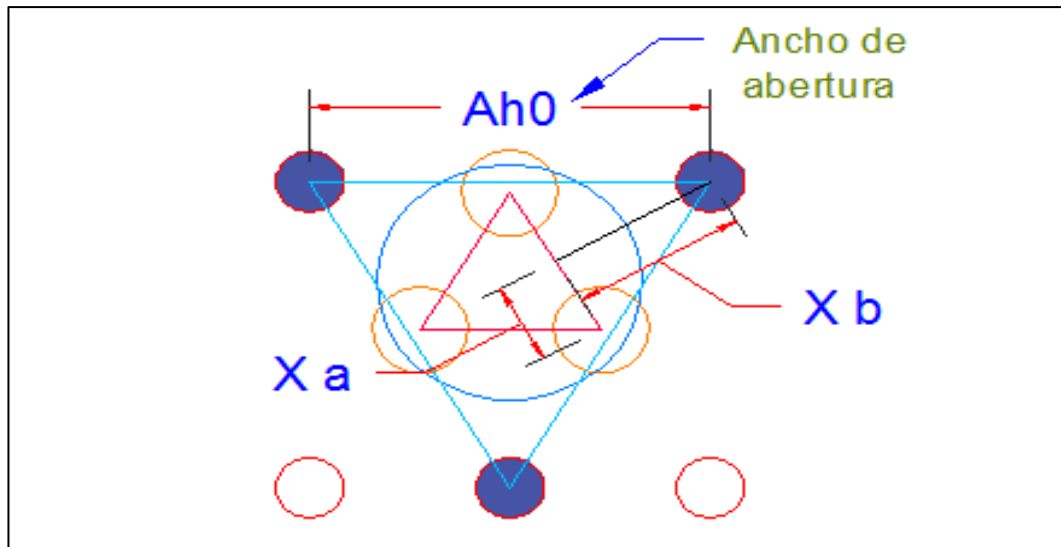
$A_{h0}$  : Ancho de abertura de los taladros de arranque

$X_a$  : Longitud medida desde el eje del taladro de alivio

$X_b$  : Longitud medida 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 tres taladros.

Los detalles del cálculo de ancho de abertura se detallan en la Figura 38, en donde se puede observar cual es la longitud de abertura que se generará con la voladura del arranque.



**Figura 38:** Ancho de abertura generado por los taladros de arranque

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

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

**Donde:**

C.E. : Consumo específico de explosivos

GSI : Según tabla U.O. YANAQUIHUA

RQD: Según tabla U.O. YANAQUIHUA

$\rho_{roca}$  : Densidad de roca dato dpto. de geomecánica

**Calculamos la constante de roca “C” Suecia con la siguiente formula:**

$$C = 0.8784 (C.E.) + 0.0052 \quad \text{Ec. 2.17}$$

**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 ( $A_{F\text{ roca}}$ ):**

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

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

**Donde:**

$A_{F\text{ roca}}$  : Factor de roca

C.E. : Consumo específico de explosivos en el arranque

**Calculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.L.”:**

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

**Donde:**

B.I. : Índice de volabilidad

C.E. : Consumo específico de explosivo

0.004 : Constante

**Calculo de factor de energía “F.E.”:**

Calculando 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 explosivo

**Cálculo de la densidad de carga en el arranque “ $q_0$ ”:**

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 35. 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:

$$q_o = \frac{55 * \phi_1 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{\frac{3}{2}} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right]}{\text{PRP de Explosivo Usado}} \quad \text{Ec. 2.21}$$

También se calcula por esta ecuación:

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

**Donde:**

$q_o$  : Densidad de carga inicial (arranque)

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$\phi_2$  : Diámetro equivalente

$B_e$  : Burden equivalente

$C$  : Constante de roca Suecia

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

**Calculo de la longitud de taco con la ecuación:**

$$L_{TACO} = (10 * \phi_0) \quad \text{Ec. 2.23}$$

**Donde:**

$L_{TACO}$  : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte

$\phi_0$  : Diámetro del taladro de producción



### Calculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

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

$$L_{CARGA} = L - L_{TACO} \quad \text{Ec. 2.24}$$

#### Donde:

$L_{CARGA}$  : Longitud ocupada por el explosivo

$L_{TACO}$  : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte

L : Longitud del taladro o profundidad del taladro

### Calculo 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 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:

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_0 * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.25}$$

#### Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$  : Numero de cartuchos por taladro

$L_{Carga}$  : Longitud de carga con explosivos

$Q_0$  : Densidad de carga inicial en arranques

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

### Cálculo de masa explosiva "Qe" 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 de carga con explosivo

$q_0$  : 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:

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

**Donde:**

$X$  : Tamaño medido de los fragmentos

$A_{F.roca}$  : Factor de roca

$Q_e$  : Masa de explosivo/taladro

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

### **2.4.2. Calculo 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:



$$B_{Max\ 1} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_0 * C}} \right) \quad Ec. 2.28$$

**Donde:**

- $B_{Max\ 1}$  : Burden 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  
 $\emptyset_0$  : Diámetro del taladro de producción  
 $C$  : Constante de roca Suecia

**Cálculo de "Bp 1" 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  $ah_0$

El burden práctico 1 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{P\ (1)} = B_{Max\ 1} - \psi + 0.02 \quad Ec. 2.29$$

**Donde:**

- $B_{P\ (1)}$  : Burden practico en el 1° cuadrante  
 $B_{Max\ 1}$  : Burden máximo en el 1° cuadrante  
 $\Psi$  : Error de perforación  
 $0.02$  : Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos longitud de Xc y Yd, de acuerdo a la siguiente ecuación:**

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

**Donde:**

- $X_C = X_d$  : Longitud de la línea de ( $A_{h0}$ ) hacia la esquina del 1° cuadrante  
 $A_{h(0)}$  : Ancho de abertura en el arranque

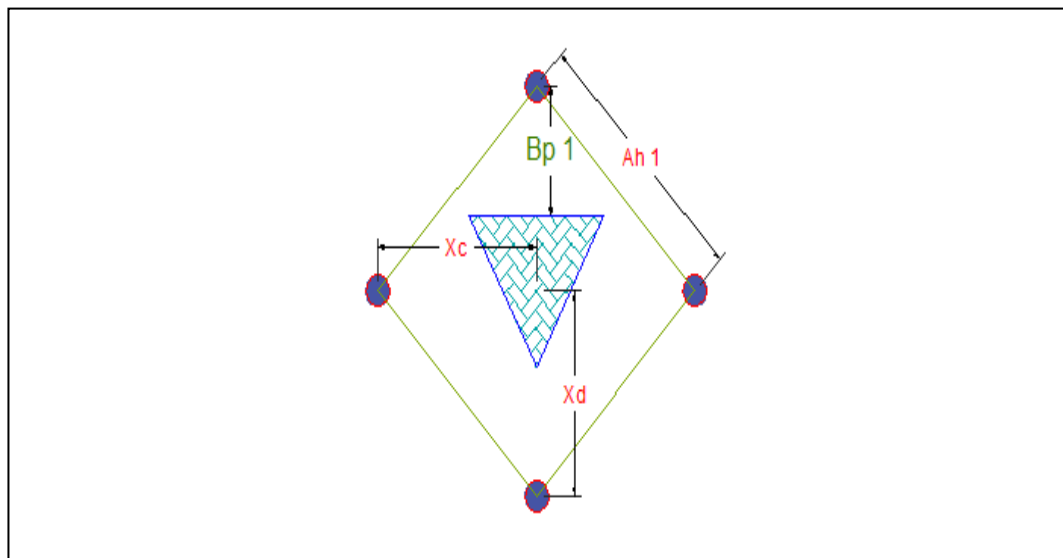


$B_{P(1)}$  : Burden practico en el 1° cuadrante

Las longitudes de los segmentos que definirán el ancho de abertura en el primer cuadrante se detalla en la Figura 39.

### Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante “ $A_{h1}$ ”:

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 2.40. Se trata de un triángulo recto por lo cual se utiliza el teorema de Pitágoras para poder determinar la longitud del ancho de abertura ( $ah 1$ ).



**Figura 39:** Burden práctico, ancho de abertura del 1° cuadrante

Calculamos con la siguiente ecuación “ $A_{h1}$ ”:

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

Donde:

$A_{h1}$  : Ancho de abertura en el 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:

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{Max\ 1^\circ\ Cuadrante}}{RWS_{ANFO} * Seno \left( Arcotang \left( \left( \frac{A_{h\ 0}}{2 * B_{Max\ 1^\circ\ Cuadrante}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.32}$$

Donde:

$q_1$  : Densidad de carga lineal en el 1° cuadrante

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$B_{Max\ 1^\circ\ Cuad.}$  : Burden máximo en 1° cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$A_{h\ 0}$  : Ancho de abertura 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:

$$N^\circ\ de\ Cartuchos = \frac{q_1 * L_{CARGA}}{Peso\ de\ 1\ cartucho\ del\ expl.\ empleado\ (1*12)"} \quad \text{Ec. 2.33}$$

Donde:

$N^\circ_{Cartuchos}$  : Numero de cartuchos por taladro

$L_{Carga}$  : Longitud de carga con explosivos

$q_1$  : Densidad de carga lineal en el 1° cuadrante

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

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

Donde:

$Q_{e1}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro

$q_1$  : Densidad de carga lineal en el 1° cuadrante

$L_{carga}$  : Longitud de carga con explosivo

#### 2.4.3. Cálculos para el 2° cuadrante:

El diseño y detalles gráficos se detallan en la Figura 40.

##### Cálculo de burden " $B_{Max1}$ " en el 2° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h1}$ ). 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:

$$B_{Max2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.35}$$

Donde:

$B_{Max2}$  : Burden en el 2° cuadrante

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

$q_0$  : Densidad de carga explosiva en el arranque

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$\phi_0$  : Diámetro del taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia



### **Cálculo de " $B_{P2}$ " 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 ah1.

El burden práctico 2 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{P(2)} = B_{Max2} - \psi \quad \text{Ec. 2.36}$$

Donde:

$B_{P(2)}$  : Burden practico en el 2° cuadrante

$B_{Max2}$  : Burden máximo en el 2° cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

### **Calculamos longitud de $X_e$ y $Y_f$ , de acuerdo a la siguiente ecuación:**

Los cálculos y longitudes para determinar el ancho de abertura en segundo cuadrante se detallan en la Figura: 2.40.

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

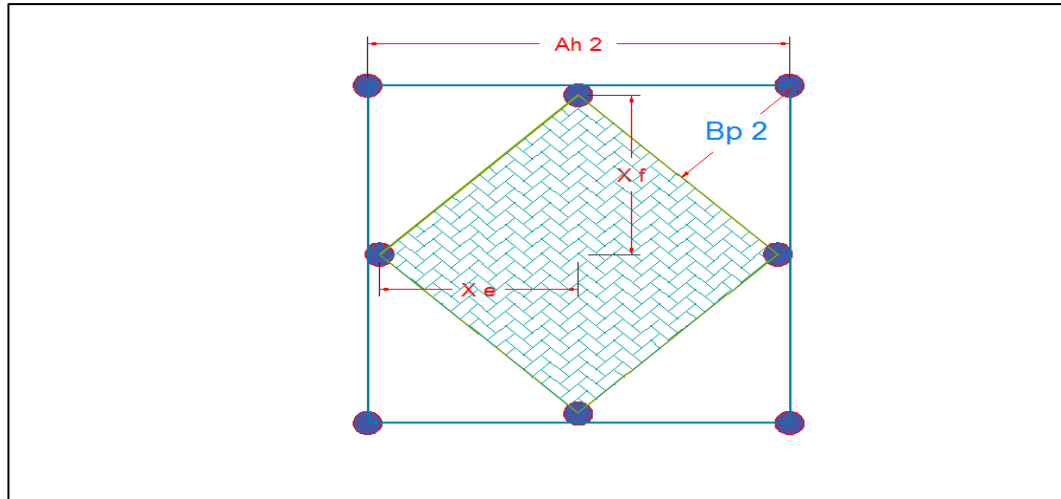
Donde:

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

$A_{h(1)}$  : Ancho de abertura en el 1° cuadrante

$B_{P(2)}$  : Burden practico en el 2° cuadrante

### **Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante " $A_{h2}$ ":**



**Figura 40:** Burden práctico, ancho de abertura del 2° cuadrante

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

**Donde:**

$A_{h2}$  : Ancho de abertura en el 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:

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.39}$$

Donde:

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2° cuadrante

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

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

$C$  : Constante de roca Suecia

$RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo empleado

$A_{h1}$  : 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:

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_2 * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.40}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}}$  : Numero de cartuchos por taladro

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga con explosivos

$P_{\text{Cartucho}}$  : Peso de 01 cartucho del explosivo 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 1° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga con explosivo

#### 2.4.4. Cálculos para el 3° cuadrante:

En la Figura 41 se detalla gráficamente los cálculos para el tercer cuadrante.

#### Diseño y, cálculo de burden " $B_{Max3}$ " en el 3° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $Ah_2$ ). 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:

$$B_{\text{Max } 3} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{\emptyset_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.42}$$

Donde:

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

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

$q_0$  : Densidad de carga explosiva en el arranque

$RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$\emptyset_0$  : Diámetro del taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

#### **Cálculo de " $B_P$ " 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

$$B_{P(3)} = B_{\text{Max } 3} - \psi \quad \text{Ec. 2.43}$$

**Donde:**

$B_{P(3)}$  : Burden practico en el 3° cuadrante

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

$\psi$  : Error de perforación

#### **Calculamos longitud de $X_g$ y $Y_h$ , de acuerdo a la siguiente ecuación:**

Los cálculos y longitudes para determinar el ancho de abertura en segundo cuadrante se detallan en la Figura 2.41.

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

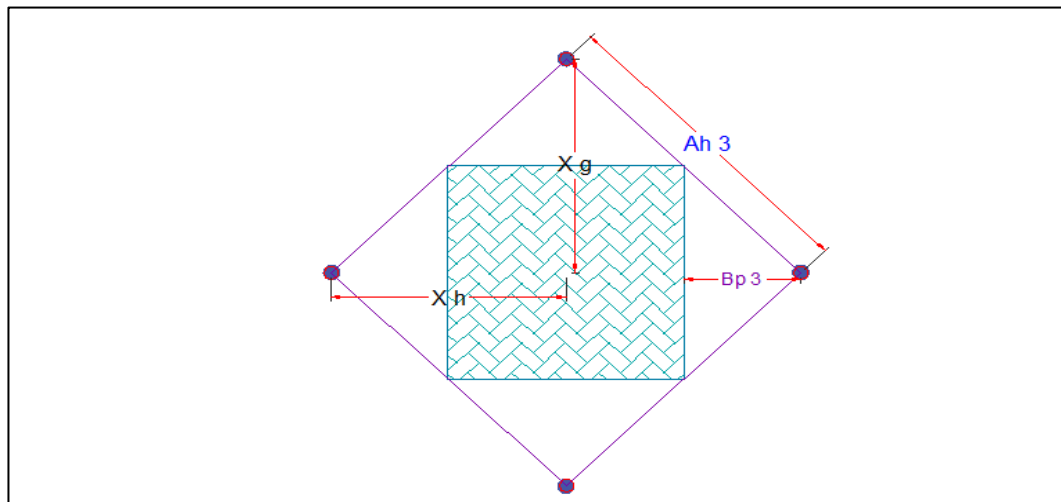
Donde:

$X_g = X_h$  : Longitud del centro hacia la esquina del 2° cuadrante

$A_{h(2)}$  : Ancho de abertura en el 2° cuadrante

$B_{P(3)}$  : Burden practico del 3° cuadrante

**Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante “ $A_{h3}$ ”:**



**Figura 41:** Burden práctico, ancho de abertura en el 3° cuadrante

**Se calcula con la siguiente ecuación:**

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

**Donde:**

$A_{h3}$  : Ancho de abertura en el 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 “q<sub>3</sub>”:

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

$$q_3 = \frac{32.3 * \varnothing_0 * C * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h2}}{2 * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.46}$$

Donde:

q<sub>3</sub> : Densidad de carga lineal en el 3° cuadrante

∅<sub>0</sub> : Diámetro de taladro de producción

B<sub>Max 3° Cuad.</sub> : Burden máximo en el 3° cuadrante

C : Constante de roca Suecia

RWS<sub>ANFO</sub> : PRP del explosivo empleado

A<sub>h2</sub> : Ancho de abertura 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:

$$N^\circ \text{ de Cartuchos} = \frac{q_3 * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.47}$$

Donde:

N<sup>o</sup><sub>Cartuchos</sub> : Numero de cartuchos por taladro

q<sub>3</sub> : Densidad de carga lineal en el 3° cuadrante

L<sub>Carga</sub> : Longitud de carga en un taladro

P<sub>Cartucho</sub> : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

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

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

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

Donde:

$Q_{e3}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro

$q_3$  : Densidad de carga lineal en el 3° cuadrante

$L_{Carga}$  : Longitud de carga con explosivo

#### 2.4.5. Cálculos para el 4° cuadrante:

En la Figura: 42. Se detalla gráficamente los cálculos para el cuarto cuadrante.

##### Diseño y, cálculo de burden " $B_{Max4}$ " en el 4° cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h3}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque ( $q_0$ ), entonces el valor del burden en el 4° cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{Max4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.49}$$

Donde:

$B_{Max4}$  : Burden máximo en el 4° cuadrante

$A_{h3}$  : Ancho de abertura en el 3° cuadrante

$q_0$  : Densidad de carga explosiva en el arranque

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$\emptyset_0$  : Diámetro del taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

##### Cálculo de " $B_p4$ " en el 4° cuadrante.

El burden práctico 4 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 4° cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $ah3$

El burden práctico 4 se calcula con la siguiente ecuación

$$B_{P(4)} = B_{Max 4} - \psi - 0.02 \quad \text{Ec. 2.50}$$

Donde:

$B_{P(4)}$  : Burden practico en el 4° cuadrante

$B_{Max 4}$  : Burden máximo en el 4° cuadrante

$\psi$  : Error de perforación

0.02 : Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos longitud de  $X_i$  y  $Y_j$ , de acuerdo a la siguiente ecuación:**

Los cálculos y longitudes para determinar el ancho de abertura en el cuarto cuadrante se detallan en la Figura 42.

$$X_i = X_j = \frac{A_{h(3)}}{2} + B_{P(4)} \quad \text{Ec. 2.51}$$

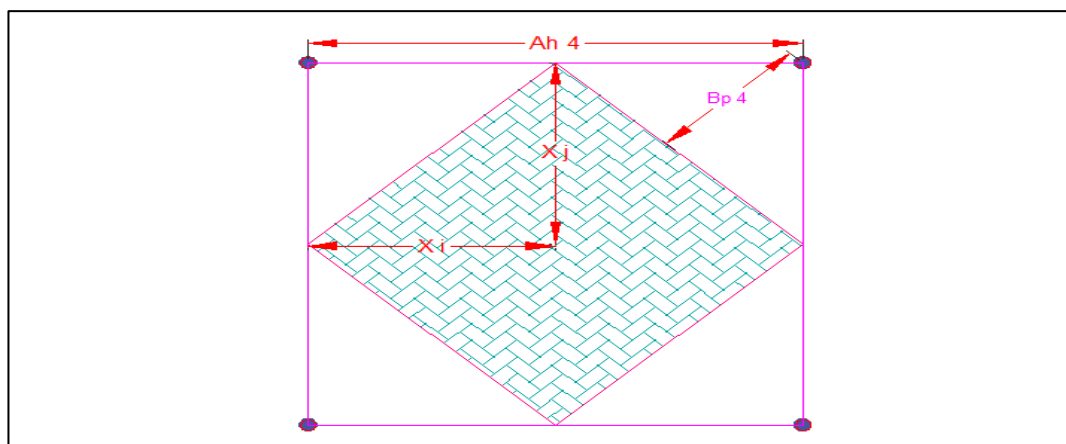
Donde:

$X_i = X_j$  : Longitud del centro hacia la esquina del 4° cuadrante

$A_{h(3)}$  : Ancho de abertura en el 3° cuadrante

$B_{P(4)}$  : Burden practico del 4° cuadrante

**Cálculo de ancho de abertura en el 4° cuadrante “ $A_{h 4}$ ”:**



**Figura 42:** Burden práctico, ancho de abertura en el 4° cuadrante

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h4} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2} \quad \text{Ec. 2.52}$$

Donde:

$A_{h4}$  : Ancho de abertura en el 4° cuadrante

$X_i$  : Longitud del centro hacia la esquina del 4° cuadrante

$X_j$  : Longitud del centro hacia la esquina del 4° cuadrante

**Cálculo de densidad de carga en el 4° cuadrante “ $q_4$ ”:**

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

$$q_4 = \frac{32.3 * \varnothing_0 * C * B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h3}}{2 * B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.53}$$

Donde:

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el 4° cuadrante

$\varnothing_0$  : Diámetro de taladro de producción

$B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuad.}}$  : Burden máximo en el 4° cuadrante

$C$  : Constante de roca Suecia

$RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo empleado

$A_{h3}$  : Ancho de abertura en el 3° cuadrante

**Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 4° cuadrante**

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

$$N^\circ \text{ de Cartuchos} = \frac{q_4 * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.54}$$



Donde:

$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}}$  : Numero de cartuchos por taladro

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el 4° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

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

### **Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 4° cuadrante**

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

$$Q_{e4} = q_4 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.55}$$

Donde:

$Q_{e4}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el 4° cuadrante

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga con explosivo

### **Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes**

Esta comprobación se realiza con la siguiente ecuación:

$$A_{h4} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 2.56}$$

Donde:

$A_{h4}$  : Ancho de abertura en el 4° cuadrante

$L$  : Longitud del taladro o profundidad

La longitud lateral del último cuadrante es decir el ( $A_{h4}$ ) ancho de abertura del 4° 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.

#### 2.4.6. Cálculos para taladros de 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:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 2.57}$$

Donde:

L : Longitud del taladro o profundidad

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

**Para:**

$$B \geq 1.40 \text{ m} \Rightarrow C' = C + 0.05 \quad \text{Ec. 2.58}$$

**Para el caso que:**

$$B < 1.40 \text{ m} \quad C' = C + \frac{0.07}{b}$$

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 Tabla 8. 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 Tabla 8.

**Tabla 8: 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 horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	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 ( $B_{Max}$ ).

$$B_{Max. \text{ hast.}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right) \quad \text{Ec. 2.59}$$

Donde:

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

$q_0$  : Densidad de carga inicial

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$F$  : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

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

$C'_{\text{Corregido}}$  : 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:

$$B_{Pract. \text{ Ay. hast.}} = \frac{A_{Tunel} - A_h 4^{\circ} \text{ cuad.}}{4} \quad \text{Ec. 2.60}$$

Donde:



$B_{Pract. Ay. hast.}$  : Burden para taladros de ayuda de hastiales

$A_{Tunel}$  : Ancho del túnel

$A_{h 4^\circ \text{cuad.}}$  : Ancho de abertura del 4° 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:

$$N^{\circ}_{Tal. Ay. Hast.} = \left( \frac{A_{Tunel} - A_{h 4^\circ \text{Cuad.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.61}$$

Donde:

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

$A_{Tunel}$  : Ancho de túnel

$A_{h 4^\circ \text{Cuad.}}$  : Ancho de abertura del 4° cuadrante

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

### **Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales**

$$S_{Ay. Hast.} = \left( \frac{A_{h 4^\circ \text{Cuad.}}}{N^{\circ}_{Tal. Ay. Hast.} - 2} \right) \quad \text{Ec. 2.62}$$

Donde:

$S_{Ay. Hast.}$  : Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

$A_{h 4^\circ \text{Cuad.}}$  : Ancho de abertura del 4° cuadrante

$N^{\circ}_{Tal. Ay. Hast.}$  : Numero de taladros para 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:

$$A_{h \text{ Ay. Hast.}} = A_{h 4^\circ \text{ Cuad}} + (2 * B_{\text{Pract. Ay. Hast.}} * S_{\text{Ay. Hast.}}) \quad \text{Ec. 2.63}$$

Donde:

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

$A_{h 4^\circ \text{ Cuad.}}$  : Ancho de abertura del 4° cuadrante

$B_{\text{Pract. Ay. Hast.}}$  : Burden practico de ayuda de hastiales

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

### **Cálculo de la densidad de carga (q5) en los taladros de ayuda de hastiales**

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

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Hast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h \text{ Ay. Hast.}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Hast.}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.64}$$

Donde:

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

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregida para tajeo horizontal

$B_{\text{Max ay. Hast.}}$  : Burden máximo en ayuda de hastiales

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

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

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



$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_{5 \text{ Ay. Hast.}} * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.65}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}}$  : Numero de cartuchos por taladro en 01 taladro

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

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

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

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

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

$$Q_{e \text{ Ay. Hast.}} = q_{5 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.66}$$

Donde:

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

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

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga con explosivo

#### **2.4.7. Cálculos para taladros de ayuda de corona:**

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

$$H_{\text{Disp Tj (l)}} = 0.64 * (H_{\text{Tunel}} - A_h \text{ Utimo Cuad.}) \quad \text{Ec. 2.67}$$



Donde:

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

$H_{Tunel}$  : Alto del túnel

$A_h\ Utimo\ Cuad.$  : Ancho de abertura último cuadrante

### **Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona.**

$$B_{Max.\ Ay.\ Corona} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad Ec. 2.68$$

Donde:

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

$q_0$  : Densidad de carga inicial

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$F$  : Factor de fijación (tajeo en hacia abajo) según tabla N° 8

$S/B$  : Relación espaciamento y burden para tajeo hacia abajo

$C'$  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 último cuadrante para tajeo hacia abajo, lo cual se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{Pract.\ Ay.\ Corona} = 0.51 * H_{Disp\ Tj\ (\downarrow)} \quad Ec. 2.69$$

Donde:

$B_{Pract.\ Ay.\ Corona}$  : Burden practico para taladros de ayuda de corona

$H_{Disp\ Tj\ (\downarrow)}$  : Alto 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:

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 0.6533 * A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.70}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. Ay. Corona}}$  : Longitud del segmento para taladros de ayuda de corona

$A_{\text{Túnel}}$  : Ancho de túnel

#### **Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona**

$$S_{\text{Ay. Corona}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. Ay. Corona}} \quad \text{Ec. 2.71}$$

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:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Corona}} = \left( \frac{L_{\text{Segm. Ay. Corona}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.72}$$

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:

$$A_{h. \text{ Ay. Corona}} = L_{\text{Segm. Ay. Corona}} \quad \text{Ec. 2.73}$$

Donde:

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

$L_{\text{Segm. Ay. Corona}}$  : Longitud del segmento para taladros de ayuda de corona

### **Cálculo de la densidad de carga ( $q_6$ ) en los taladros de ayuda de corona**

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

$$Q_6 \text{ Ay. Corona} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Corona}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h. \text{ Ay. Corona}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Corona}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.74}$$

Donde:

$Q_6 \text{ Ay. Corona}$  : Densidad de carga en ayuda de corona

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregido 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:**

$$N^\circ \text{ de Cartuchos} = \frac{q_6 \text{ Ay. Corona} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.75}$$

Donde:



$N^{\circ}$  Cartuchos : Numero de cartuchos por taladro

$q_6$  Ay. Corona : Densidad de carga lineal en ayuda de corona

$L_{Carga}$  : Longitud de carga en un taladro

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo a emplear

$Kg$  Cartucho : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

### **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Qe 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:

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = q_{6 \text{ Ay. Corona}} * L_{Carga} \quad \text{Ec. 2.76}$$

Donde:

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

$q_{6 \text{ Ay. Corona}}$ : Densidad de carga lineal en ayuda de corona

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

### **2.4.8. Cálculos para taladros ayuda de arrastre:**

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

$$H_{Disp \text{ Tj } (\downarrow)} = 0.36 * (H_{Tunel} - A_{h \text{ Utimo Cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.77}$$

Donde:

$H_{Disp \text{ Tj } (\downarrow)}$  : Alto disponible para tajeo hacia arriba zona "E"

$H_{Tunel}$  : Alto del túnel



$A_h$  Utimo Cuad. : Ancho de abertura último cuadrante (Ah4)

### Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre:

$$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.78}$$

Donde:

$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}$  : Burden máximo para ayuda de arrastre

$q_0$  : Densidad de carga inicial

$RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO

$f$  : Factor de fijación (tajeo en hacia arriba) según tabla N° 8

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

$C'$  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 último cuadrante para tajeo hacia arriba, lo cual se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{\text{Pract. Ay. Arrastre}} = \frac{H_{\text{Disp. Tj. (t)}}}{2} \quad \text{Ec. 2.79}$$

Donde:

$B_{\text{Pract. Ay. Arrastre}}$  : Burden practico para taladros de ayuda de arrastre

$H_{\text{Disp Tj (t)}}$  : Alto 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:

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 0.72 * A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.80}$$

Donde:

$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}}$  : Longitud del segmento para taladros de ayuda de arrastre

$A_{\text{Túnel}}$  : Ancho de 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 último cuadrante).

#### **Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de arrastre:**

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

$$S_{\text{Ay. Arrastre}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} \quad \text{Ec. 2.81}$$

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:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Arrastre}} = \left( \frac{L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.82}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Arrastre}}$  : Número de taladros para ayuda arrastre





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

S/B : Relación espaciamento 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:

$$A_{\text{h. Ay. Arrastre}} = L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} \quad \text{Ec. 2.83}$$

Donde:

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

$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}}$  : Longitud del segmento para taladros de ayuda de arrastre

### Cálculo de la densidad de carga ( $q_7$ ) en los taladros de ayuda de arrastre:

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

$$q_{7 \text{ Ay. Arrastre}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Ay. Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.84}$$

Donde:

$q_{7 \text{ Ay. Arrastre}}$  : Densidad de carga en ayuda de arrastre

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregido para tajeo

$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}$  : Burden máximo en ayuda de arrastre

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

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

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

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_{7 \text{ Ay. Arrastre}} * L_{\text{Carga}}}{\text{Kg de expl./cart empleado (1*12")}} \quad \text{Ec. 2.85}$$

Donde:

- $N^{\circ}$  Cartuchos : Numero de cartuchos en 01 taladro  
 $q_{7 \text{ Ay. Arrastre}}$  : Densidad de carga lineal en ayuda de arrastre  
 $L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro  
 $RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo a emplear  
 $\text{Kg Cartucho}$  : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

### Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de arrastre (Qe 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:

$$Q_{e \text{ Ay. Arrastre}} = q_{7 \text{ Ay. Arrastre}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.86}$$

Donde:

- $Q_{e \text{ Ay. Arrastre}}$ : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de ayuda de arrastre  
 $q_{7 \text{ Ay. Arrastre}}$ : Densidad de carga lineal en ayuda de arrastre  
 $L_{\text{Carga}}$  : Longitud o espacio que ocupa el explosivo en el taladro

### 2.4.9. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{\text{Max. Hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{c' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.87}$$

Donde:



$B_{Max. Hastiales}$	: Burden máximo para taladros de hastiales
$q_0$	: Densidad de carga inicial
$RWS_{ANFO}$	: PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
$f$	: Factor de fijación (tajeo horizontal) según tabla N° 8
$S/B$	: Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal
$C'_{Corregido}$	: 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:

$$B_{Pract. Hastiales} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. 2.88}$$

Donde:

$B_{Pract. Hastiales}$  : Burden practico para taladros de hastiales

$A_{Tunel}$  : Ancho de 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 espaciamento y cantidad de taladros calculados, con la siguiente ecuación:

$$H_{Disp Hastiales} = H_{Tunel} - r \quad \text{Ec. 2.89}$$

Donde:

$H_{Disp Hastiales}$  : Altura disponible para tal. de hastiales

$H_{Tunel}$  : Longitud o alto del túnel

$r$  : Radio del baúl del túnel

### **Cálculo de espaciamento de taladros en los hastiales:**

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

$$S_{\text{Tal. Hastiales}} = 0.3345 * H_{\text{Disp. Tal. Hastiales}} \quad \text{Ec. 2.90}$$

Donde:

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

$H_{\text{Disp. Tal. Hastiales}}$  : 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:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Hastiales}} = \left( \frac{H_{\text{Disp. Hastiales}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.91}$$

Donde:

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

$H_{\text{Disp. Hastiales}}$  : 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:

$$A_{\text{h. Hastiales}} = H_{\text{Disp. Hastiales}} \quad \text{Ec. 2.92}$$

Donde:

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

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

### **Cálculo de la densidad de carga ( $q_8$ ) en los taladros de hastiales:**

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



$$Q_8 \text{ Tal. Hastiales} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Hastiales}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Hastiales}}}{2 * B_{\text{Max. Hastiales}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.93}$$

Donde:

$Q_8 \text{ Tal. Hastiales}$  : Densidad de carga en tal. de hastiales

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregido para tajeo

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

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

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

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{Q_8 \text{ Tal. Hastiales} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Kg de expl./cart. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.94}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$  : Numero de cartuchos en 01 taladro

$Q_8 \text{ Tal. Hastiales}$  : Densidad de carga lineal en tal hastial

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

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

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

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Qe hastiales.):**

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

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

Donde:

$Q_{e \text{ Hastiales}}$  : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de hastiales

$q_{8 \text{ Tal. Hastiales}}$  : Densidad de carga lineal en los hastiales

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

#### 2.4.10. Cálculos para taladros de corona o techos

##### Cálculo de espaciamiento en taladros de corona ( $S_{\text{Corona}}$ ):

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

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_o \quad \text{Ec. 2.96}$$

Donde:

$S_{\text{Corona}}$  : Espaciamiento de los taladros en la corona o techo

$K$  : Constante que toma valores entre {15,16}

$\phi_o$  : 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 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:

$$\frac{s}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{Max. Corona}} = \frac{s}{0.80} \quad \text{Ec. 2.97}$$

Donde:

$B_{\text{Max. Corona}}$  : Burden máximo de la corona



### **Cálculo de burden práctico para taladros de corona:**

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

$$B_{\text{Pract. Corona}} = B_{\text{Max. Corona}} - L * \text{Seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.98}$$

Donde:

$B_{\text{Pract. Corona}}$  : Burden práctico para tal. Corona

$B_{\text{Max. Corona}}$  : Burden máximo en la corona

L : Profundidad del taladro

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$\psi$  : 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:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Corona}} = \left( \frac{A_{\text{Túnel}}}{B_{\text{Max. Corona}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.99}$$

Donde:

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

$A_{\text{Túnel}}$  : Ancho del túnel

$B_{\text{Max. Corona}}$  : Burden máximo corona

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

### **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:



$$q_{9 \text{ Corona}} = 90 * \varnothing_0^2$$

Ec. 2.100

Donde:

$q_{9 \text{ Corona}}$  : Densidad de carga explosiva en la corona

$\varnothing_0$  : Diámetro del taladro de producción

### **Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en la corona:**

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{9 \text{ Corona}} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.101}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$  : Numero de cartuchos por taladro

$q_{9 \text{ Corona}}$  : Densidad de carga lineal en tal. Corona

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

$Kg_{\text{Expl.}}$  : Peso de 01 cartucho del explosivo a emplear

### **Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro en la corona (Q<sub>e</sub> corona.):**

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

$$Q_{e \text{ Corona}} = q_{9 \text{ Corona}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.102}$$

Donde:

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

$q_{9 \text{ Corona}}$  : Densidad de carga lineal en la corona

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

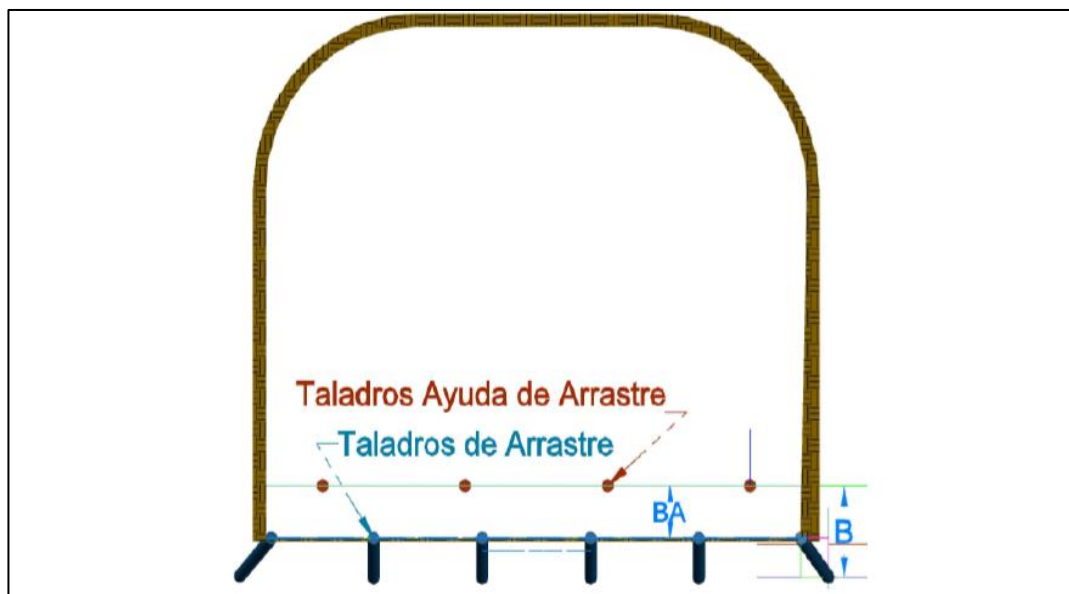


### 2.4.11. Cálculos para taladros de arrastre o pisos

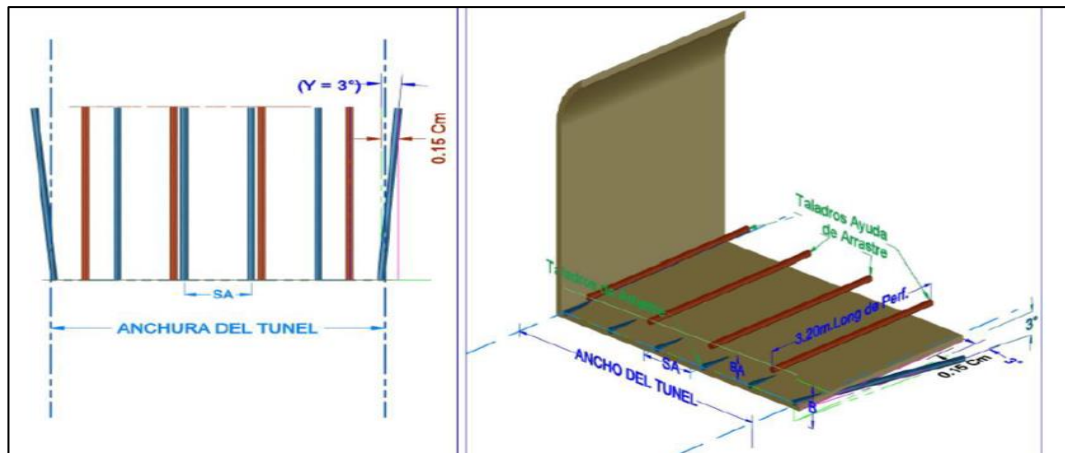
Para determinar los cálculos respectivos en los taladros de arrastre se debe de considerar los valores de la Tabla 8 ( $f = 1.45$ ), ( $S/B = 1$ ) y de acuerdo con estos datos procedemos a los cálculos.

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 43, 44.



**Figura 43:** Diseño de taladros de arrastre



**Figura 44:** Geometría de los taladros de arrastre. Idealizada

**Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso:**

$$B_{\text{Max. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.103}$$

Donde:

- $B_{\text{Max. Arrastre}}$  : Burden máximo para taladros de arrastre
- $q_0$  : Densidad de carga inicial
- $RWS_{\text{ANFO}}$  : PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO
- $f$  : Factor de fijación para tal. Arrastre según tabla N° 8
- $S/B$  : 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 arrastre o piso:**

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

$$B_{\text{Pract. Arrastre}} = B_{\text{Max. Arrastre}} - L * \text{Seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.104}$$

Donde:

- $B_{\text{Pract. Arrastre}}$  : Burden práctico para taladros de arrastre
- $B_{\text{Max. Arrastre}}$  : Burden máximo en tal. Arrastre



- L : Profundidad del taladro  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno  
 $\psi$  : 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:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{Sen}(\gamma)}{B_{\text{Max. Arrastre}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.105}$$

Donde:

- $N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}}$  : Número de taladros para arrastre  
 $A_{\text{Túnel}}$  : Ancho del túnel  
L : Profundidad del taladro  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno  
 $B_{\text{Max. Arrastre}}$  : Burden máximo en tal. Arrastre  
S/B : Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia abajo

### 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:

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{Sen}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} - 1} \right) \quad \text{Ec. 2.106}$$

Donde:

- $S_{\text{Tal. Arrastre}}$  : Espaciamiento de taladros de arrastre  
 $A_{\text{Túnel}}$  : Ancho del túnel



- L : Profundidad del taladro  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno  
 $N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}}$  : Cantidad de taladros de arrastre  
S/B : Relación espaciamento y burden para tajeo hacia abajo

### **Cálculo de espaciamento 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:

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = 0.97 - (A_{\text{Túnel}} * \text{Seno}(\gamma)) \quad \text{Ec. 2.107}$$

Donde:

$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}}$  : Espaciamento de taladros de arrastre en las esquinas

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

$\gamma$  : 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:

$$A_{\text{h. Arrastre}} = A_{\text{Túnel}} \quad \text{Ec. 2.108}$$

Donde:

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

$A_{\text{Túnel}}$  : Ancho de túnel

### **Cálculo de la densidad de carga ( $q_{10}$ ) en los taladros de arrastre:**

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

$$Q_{10 \text{ Tal. Arrastre}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.109}$$

Donde:

$Q_{10 \text{ Tal. Arrastre}}$  : Densidad de carga en taladros de arrastre

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

$C'$  : Factor de roca corregido para tajeo

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

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

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

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{10 \text{ Tal. Arrastre}} * L_{\text{CARGA}}}{Kg. \text{ Expl. en 01 cartucho empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.110}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$  : Numero de cartuchos en 01 taladro

$Q_{10 \text{ Tal. Arrastre}}$  : Densidad de carga lineal en taladros de arrastre

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud de carga en un taladro

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

$Kg \text{ Cartucho}$  : Peso de 01 cartucho del explosivo empleado

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Qe arrastre.):**



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

$$Q_{e \text{ Arrastre}} = q_{10 \text{ Tal. Arrastre}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.111}$$

Donde:

$Q_{e \text{ Arrastre}}$  : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre

$q_{10 \text{ Tal. Arrastre}}$  : Densidad de carga lineal en taladros de arrastre

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

## 2.5. MARCO CONCEPTUAL

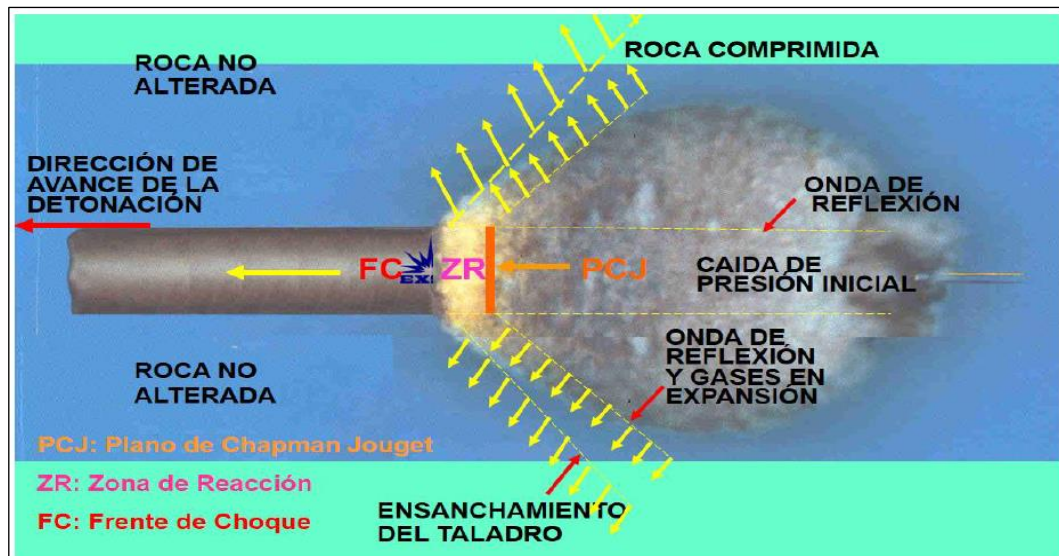
### 2.5.1. Definiciones conceptuales

#### a) Combustión o deflagración.

La combustión de una sustancia condensada, significa una reacción exotérmica que toma lugar en la superficie de los granos que componen el material. Esta reacción es mantenida por el calor transmitido de los productos gaseosos de la reacción.

#### b) Detonación.

La detonación es una reacción exotérmica específica la cual es asociada con una onda de choque. La reacción química empieza debido al calor, el cual es un resultado de la compresión por la onda de choque. La energía liberada en la reacción mantiene la onda de choque. Una característica muy importante de la detonación es que los productos de la reacción tienen inicialmente una densidad más alta que la sustancia sin reacción.



*Figura 45: Proceso De Detonación De Una Mezcla Explosiva.*

**Fuente:** Atlas Powder, (1987).

### c) 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.

### d) 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).



**e) 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<sup>2</sup>.

**f) 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”.

**g) 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

**h) 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 ósea ensancha el vacío creado por los taladros de arranque.

**i) 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





**j) Cuadradores**

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

**k) Alzas o techos**

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

**l) Arrastre o pisos**

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

**m) Carguío**

El carguío 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.

**n) 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.

**o) Burden**

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



**p) Desplazamiento**

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

**q) Espaciamiento**

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

**r) 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.

**s) 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.

**t) 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.

**u) 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.

**v) Taladro**

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

**w) 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

## **2.5.2. Conceptos de voladura deficientes**

### **2.5.2.1. 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.

### **2.5.2.2. 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.

### **2.5.2.3. 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



#### **2.5.2.4. 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.

#### **2.5.2.5. Tiro 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

#### **2.5.2.6. Taladro anillado**

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 cascaron de roca y que en el fondo la roca ha sido fragmentada pero no desplazada.

#### **2.5.2.7. 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.



### **2.5.2.8. 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 sopladados

### **2.5.3. Descripción del proceso operativo en mina**

Dentro de los trabajos mineros de la Unidad Alpacay, se tiene labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación y viene siendo ejecutado por la Empresa Minera Produce S.A.C. El acceso hacia los frentes de trabajo se realizará por una galería principal, desde donde se realizan las demás labores como inclinados, subniveles, cruceros, echaderos, entre otros los cuales se detallan a continuación:

#### **2.5.3.1. Labores de desarrollo**

Luego que los cruceros llegan a su objetivo (vetas, mantos) se realizan labores horizontales e inclinadas siguiendo la estructura de la veta o el manto y que permiten su reconocimiento y la confirmación de leyes y potencias a lo largo de su recorrido, estas labores permiten la cubicación de reservas minerales y son:

- Galerías: 2.20 x 2.50 m en mineral, sobre riel.
- Inclinados: 2.40 x 2.10 m, buzamiento aproximado de 45°.

#### **2.5.3.2. Labores de exploración**

En esta etapa se realizan labores horizontales y verticales cuyo objetivo es llegar a las proyecciones de las vetas, mantos para su posterior desarrollo y se tienen las siguientes labores:

- Cruceros: 2.20 x 2.50 m en estéril, sobre riel.
- Estocadas: 2.10 x 2.10 m en estéril, sobre riel.



- Chimeneas: 1.20 x 1.20 m simples
- Chimeneas: 2.10 x 2.40 m de doble compartimiento
- Piques: 2.10 x 2.40 m en estéril

### **2.5.3.3. Labores de explotación o producción**

Es la etapa final en que se extrae en forma sistemática el recurso mineral preparado y cubicado en las zonas de trabajo llamadas “tajos”.

El método de explotación actual que se aplica en la mina Yanaquihua es por corte relleno ascendente.

- Tajos en mineral.

### **2.5.3.4. Labores de preparación**

Esta etapa, es realizada después o en forma paralela al desarrollo, se realizan labores horizontales que permiten la preparación de blocks de mineral que conformarán las zonas a explotación y se tiene solo uno en este tipo de labor:

- Subniveles 1.20 x 1.80 m en mineral.

### **2.5.4. Costos unitarios**

Son los costos incurridos para extraer y tratar una tonelada de mineral en el proceso de explotación expresado en \$/ton, este es el método de los costos detallados. Para ello es necesario conocer índices como consumo de combustible por hora de operación, vida de los útiles de perforación, indicadores de consumo de explosivos, plantillas, ratios de consumo de tratamiento, etc. Este procedimiento es lento y laborioso pero constituye el único método seguro para estimar los costos de operación de un proyecto.



## **2.5.5. Evaluación técnica – económica**

### **2.5.5.1. Evaluación**

Proceso que tiene como finalidad determinar el grado de eficacia y eficiencia, conque han sido empleados los recursos destinados a alcanzar los objetivos previstos, posibilitando la determinación de las desviaciones y la adopción de medidas correctivas que garanticen el cumplimiento adecuado de las metas presupuestadas.

### **2.5.5.2. Evaluación técnica**

Define la factibilidad técnica a llevar a cabo un proyecto y procura establecer los criterios de diseño que cumplan plenamente con los objetivos y además, con las normas y regulaciones de ingeniería, al menor costo posible. Además busca identificar un diseño que, basado en una tecnología apropiada, sea compatible con la disponibilidad de recursos e insumos en el área de influencia del proyecto.

### **2.5.5.3. Evaluación económica**

La evaluación económica de proyectos tiene por objeto identificar las ventajas y desventajas asociadas a la inversión de un proyecto antes y después de la implementación del mismo.

La evaluación económica es un método de análisis útil para adoptar decisiones racionales ante diferentes alternativas.



## CAPITULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 2.6. ÁMBITO DE ESTUDIO

##### 2.6.1. Ubicación

La Minera Yanaquihua S.A.C. - Arequipa., se encuentra ubicado en la costa sur del Perú, a 200 Km al noroeste de la Ciudad de Arequipa y a 600 Km de la Ciudad de Lima, dentro de la jurisdicción de: (ver Anexo: 2)

- Paraje : Alpacay
- Distrito : Yanaquihua
- Provincia : Condesuyo
- Departamento : Arequipa
- Altura promedio : 2 250 m.s.n.m.

##### 2.6.1.1. Ubicación en coordenadas UTM

El Perú para sus concesiones mineras utiliza el sistema de coordenadas UTM, el área de las operaciones de la U.E.A. MYSAC se ubica dentro de las siguientes coordenadas UTM. (Ver Tabla 9)

**Tabla 9: Coordenadas UTM**

Coordenada Norte	Coordenada Este
8 253 997	722 278

**Fuente:** Geología y planeamiento – Minera Yanaquihua



### 2.6.1.2. 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.E.A. MYSAC se ubica dentro de las siguientes coordenadas geográficas, (Ver Tabla 10)

**Tabla 10: Coordenadas Geográficas**

Latitud Sur	Longitud Oeste
15° 46' 52"	73° 09' 40"

**Fuente:** Geología y planeamiento – Minera Yanaquihua

El área total de estudio es de 13.77 hás y un perímetro de 1649 m, las altitudes promedio se encuentran entre los 2680 y 2700 msnm.

### 2.6.2. Accesibilidad

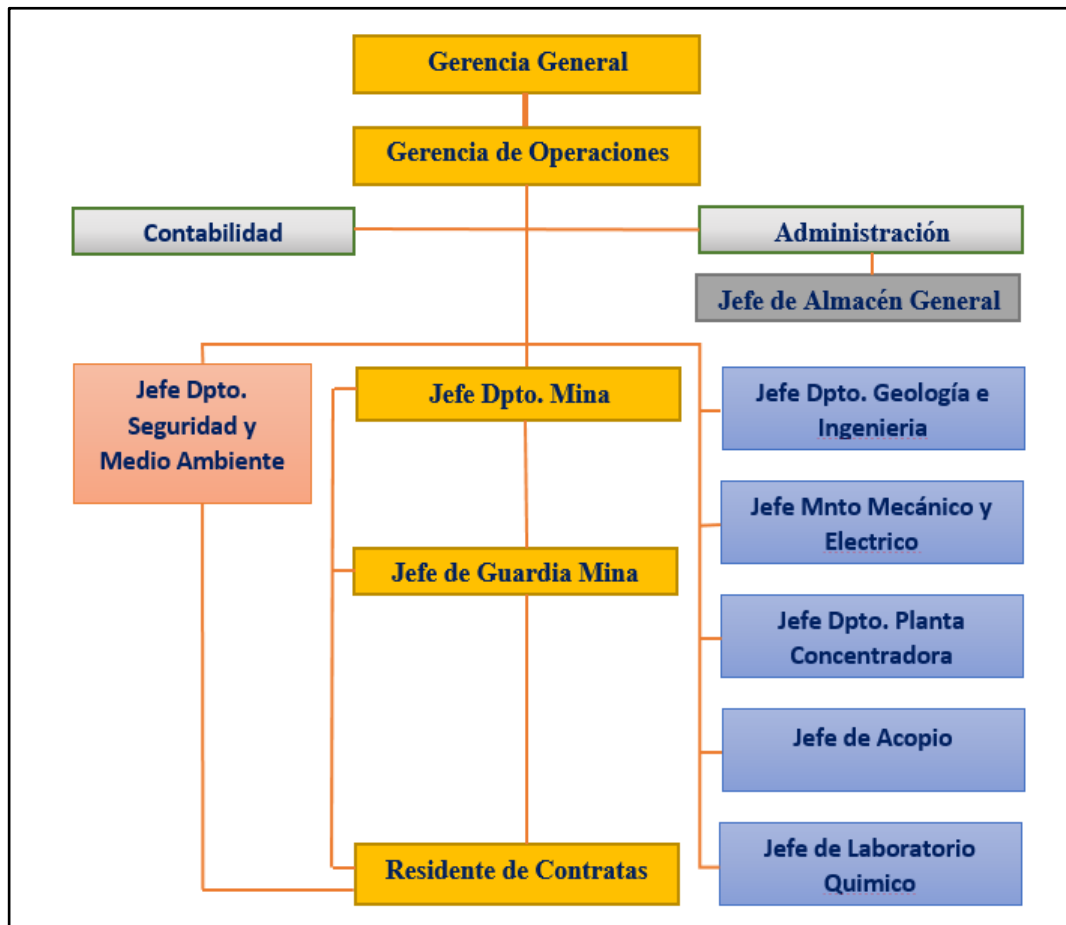
El área donde se ubica la concesión minera es accesible desde la Ciudad de Arequipa y/o Lima, El acceso a la mina se realiza a través de la carretera Panamericana Sur siguiendo la ruta del siguiente cuadro: (Ver Tabla 11).

**Tabla 11: Accesibilidad a la zona minera**

RUTA	DISTANCIA (Km)	TIEMPO	TIPO DE CARRETERA
Arequipa - Corire	158	3 horas 45 min	Pavimentada
Corire - Aplao	25	0 horas 30 min	Asfaltada
Aplao - Chuquibamba	50	1 hora	Asfaltada
Chuquibamba - Yanaquihua	60	1 hora 45 min	Afirmada
Yanaquihua - mina	30	1 hora 30 min	Afirmada
Total	323	8 horas 30 min	

**Fuente:** Minera Yanaquihua S.A.C.

### 2.6.3. Organización



**Figura 46:** Organigrama general de la Minera Yanaquihua S.A.C.

**Fuente:** Administración Mysac.

### 2.7. TIPO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo a la naturaleza del trabajo de investigación, por su nivel y las características de estudio es de tipo no probabilística o dirigida según al propósito del investigador.

Según (Hernández-Sampieri, 2014) define a la muestra no probabilística a un subgrupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación.



## **2.8. NIVEL DE INVESTIGACIÓN**

El estudio es cuantitativo y con un alcance pre experimental porque en el estudio de investigación se realiza una experimentación y los controles respectivos en un solo grupo.

Por otra parte (Hernández-Sampieri, 2014) indica que consiste en administrar un estímulo o tratamiento a un grupo y después aplicar una medición de una o más variables para observar cuál es el nivel del grupo en éstas.

## **2.9. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN**

El diseño de investigación viene a ser pre-experimental y de tipo longitudinal por que se tomarán los datos en varias guardias (Guardias turno día y noche 20) y se manipularon la variable independiente realizando un nuevo diseño de malla de perforación y una nueva carga explosiva, donde se cambia el tipo de explosivo de la dinamita por la emulsión en la ejecución de labores de avance horizontal que está a cargo la empresa Produce S.A.C. en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.- Arequipa.

Según (Hernandez Sampiere, 2014) define al diseño pre-experimental como la investigación que se realiza al manipular deliberadamente variables. Es decir, se trata de estudios en los que existe un pre test y un post test de un solo grupo

La metodología para el proceso de desarrollo del proyecto es descrita mediante el siguiente flujograma de procesos que se presentan a continuación, donde se expresa desde el inicio hasta el fin de la investigación para demostrar la hipótesis.

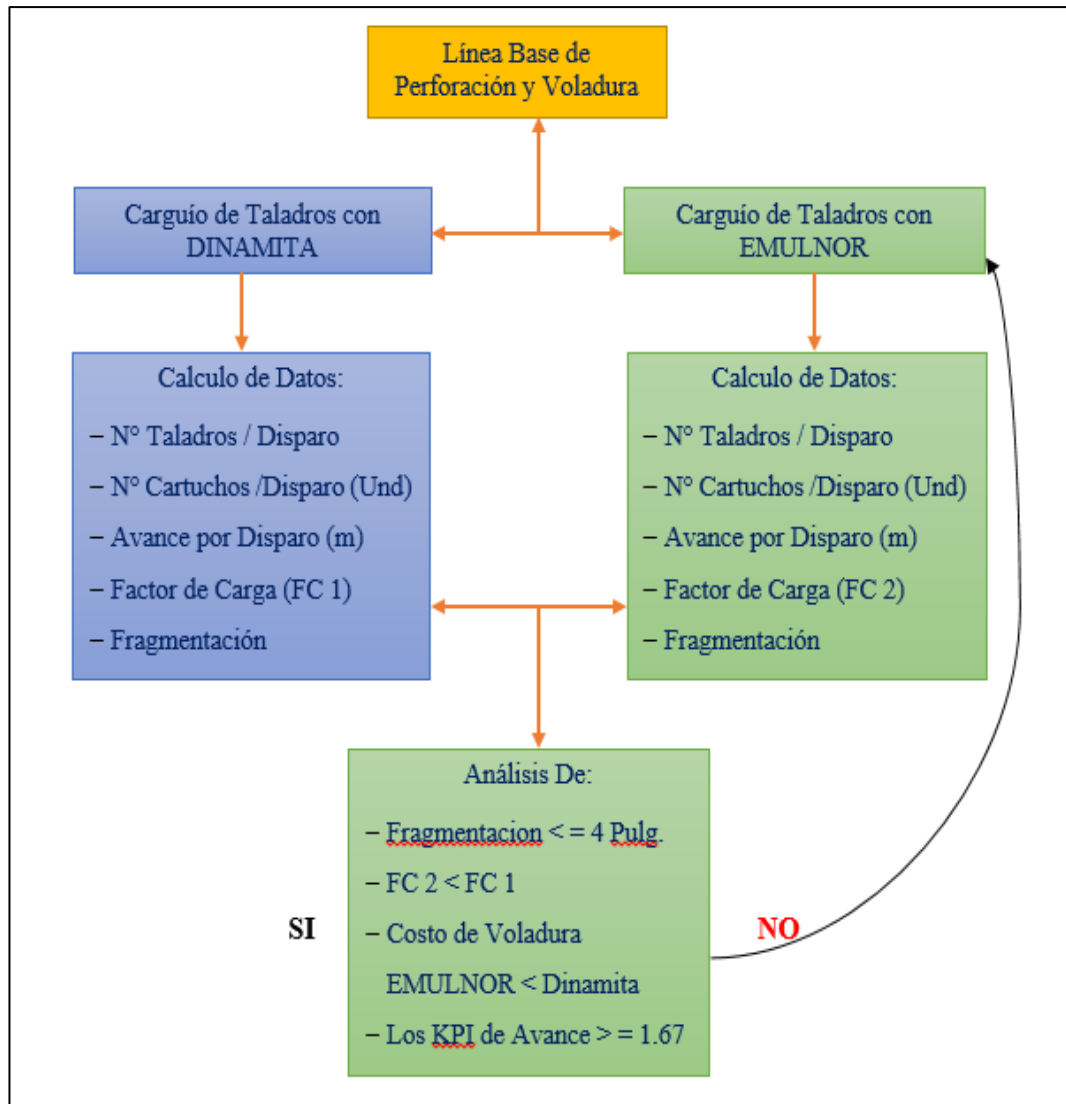


Figura 47: Esquema diseño metodológico

## 2.10. POBLACIÓN

Según (Hernandez Sampiere, 2014) Define a la población como un conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.

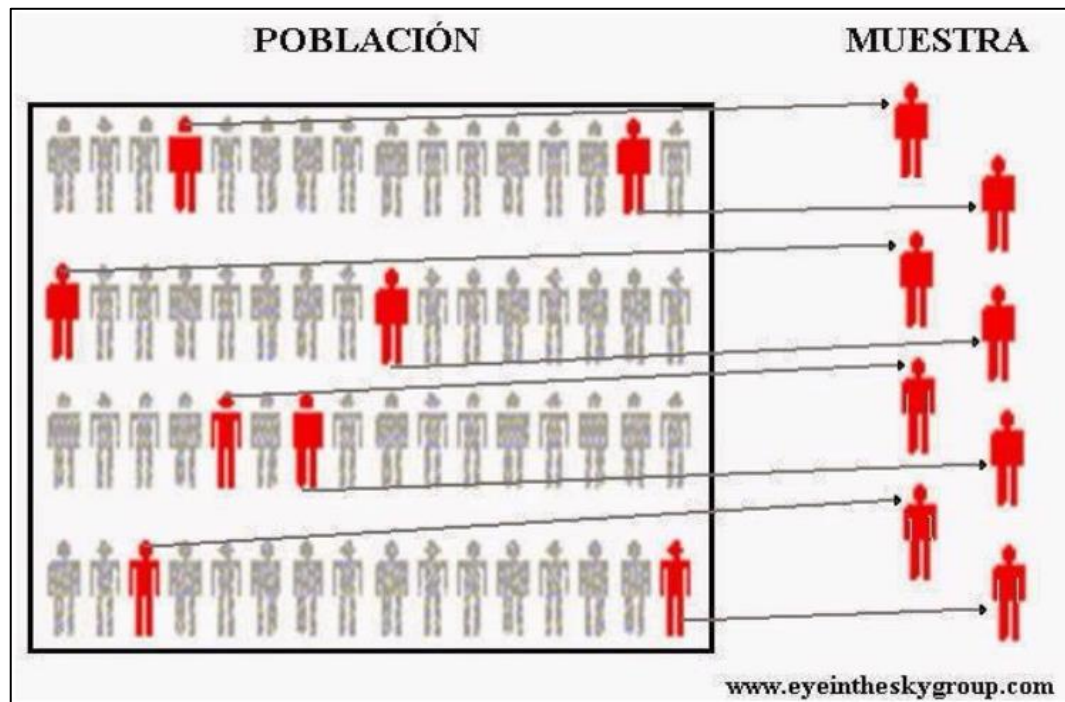
En nuestro trabajo de investigación consideramos como población a los cruceros que tienen la misma sección (Crucero 633, Crucero 627, Crucero 520, Crucero 555, Crucero 755). Desarrollados en roca dura de la zona Esperanza – Huáscar Nv. 2050, en la E.C.M. PRODUCE SAC. De la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

## 2.11. MUESTRA

Según (Hernandez Sampiere, 2014) Define que la muestra es, en esencia, un subgrupo de la población. Digamos que es un subconjunto de elementos que pertenecen a ese conjunto definido en sus características al que llamamos población.

En nuestro trabajo de investigación se toma como muestra el cruce 555 de sección 2.20 m x 2.50 m, y una longitud de 70 m programados para cada mes por el departamento de planeamiento en la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

Puesto que todos los cruces, de la zona Esperanza Huáscar tienen las mismas posibilidades de ser investigadas.



**Figura 48:** Población y muestra

**Fuente:** [www.eyeintheskygroup.com](http://www.eyeintheskygroup.com)

## 2.12. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

### 2.12.1. Variables independientes (VI).

Análisis técnico - económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita y el factor de carga explosiva adecuada en función de sus características geométricas de los frentes de avance horizontal en la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

### 2.12.2. Variables dependientes (VD).

Análisis económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita de los frentes de avance horizontal en la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.

**Tabla 12: Operacionalización de variables**

Variables	Indicadores	Escala de medición
<b>Variable independiente:</b> Análisis técnico - económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita y el factor de carga explosiva adecuada en función de sus características geométricas de los frentes de avance horizontal en la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa.	<ul style="list-style-type: none"><li>• Sección de las labores</li><li>• Numero taladros</li><li>• Burden</li><li>• Espaciamiento</li><li>• Factor de carga</li><li>• Factor de potencia</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>• m<sup>2</sup></li><li>• N°</li><li>• Pies</li><li>• m.</li><li>• kg/m<sup>3</sup></li><li>• kg/TM</li></ul>
<b>Variable dependiente:</b> Análisis económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita de los frentes de avance horizontal en la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa	<ul style="list-style-type: none"><li>• Costo de perforación</li><li>• Costo de Voladura</li><li>• Costo de explosivo</li></ul>	<ul style="list-style-type: none"><li>• US\$/m</li><li>• US\$/m</li><li>• US\$/m</li></ul>

**Fuente:** Autor de tesis.



## 2.13. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas e instrumentos que se utilizó son los siguientes:

### 2.13.1. Técnicas para el procesamiento de información

**Observación:** A través de esta técnica se recogió los datos de la investigación lo cual nos permite conocer datos en forma directa en el control operacional, hoja de reporte diario en el sistema; para determinar los resultados en operación.

Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos del campo, observaciones y mediciones, trabajos inéditos para determinar los resultados de la operación en los frente de avance horizontal de la Compañía Minera Yanaquihua S.A.C.

### 2.13.2. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos que se utilizaron en el presente estudio son los avances tomados por el tesista, reporte diario de explosivo por cada disparo, y cantidad de taladros de perforación, como también se tomaron los parámetros de la roca, formatos de avance por guardia y reporte diario de operación por guardia, ver anexos 07

#### 2.13.2.1. Formato de avance por guardia

- Los avances lineales obtenidos en metros por cada guardia
- N° de taladros perforados
- N° de taladros disparados
- Consumo de explosivos por guardia
- Granulometría

#### 2.13.2.2. Reporte diario de operación por guardia

- Número de taladros
- Cantidad de explosivos utilizados



- Metros lineales de avance por guardia

## 2.14. TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

El procesamiento que se realizó en el presente trabajo de investigación son los siguientes:

**Primero:** En el software Auto cad se diseñó diferentes diseños de mallas de perforación para su ejecución de la investigación.

**Segundo:** Se presentó el proyecto al Residente de la contrata minera produce sac, para que nos autorice la ejecución de la investigación en coordinación con operación mina de las diferentes zonas de trabajo.

**Tercero:** Implementamos el nuevo diseño de mallas de perforación para su ejecución con los parámetros establecidos burden y espaciamiento, y el análisis técnico económico al cambiar los explosivos de las dinamitas por las emulsiones.

**Cuarto:** se llevó a cabo el tratamiento apropiadamente dicho.

**Quinto:** Se aplica el nuevo diseño de mallas de perforación con el fin de verificar los objetivos requeridos para su estandarización utilizando las emulsiones en los frentes de avance horizontal.

**Sexto:** Finalmente se procedió al análisis e interpretación de los resultados de los resultados obtenidos durante la aplicación del proyecto de investigación.

### 2.14.1. Procedimiento

**Primero:** Obtenido los datos después de la ejecución del diseño de mallas de perforación utilizando emulsiones en el proyecto de investigación, se procede a





evaluar cuidadosamente y luego comparar los objetivos planteados antes y después de la investigación.

**Segundo:** Ordenamiento y tabulación de los resultados obtenidos antes y después de la investigación.

**Tercero:** En base a los datos, se procede a elaborar los cuadros y gráficos estadísticos, utilizando para ello los respectivos estadígrafos

**Cuarto:** Se interpretan y explican los datos obtenidos del análisis realizado.



## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 3.1. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS

Se realizaron las pruebas en campo en el Crucero 555, de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa. Se realizó el cambio de explosivo de Dinamita (EXSA) por las Emulsiones (FAMESA) en las labores horizontales, obteniendo así una adecuada distribución de taladros en la malla de perforación, y una buena distribución de carga adecuada, con un buen cálculo de burden, espaciamiento y obteniendo así resultados favorables que son los siguientes.

##### 3.1.1. Descripción del Crucero 555

Para desarrollar el Crucero 555 del nivel 2050 m.s.n.m. de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, se ha utilizado para la perforación del frente el Corte Quemado de 09 taladros paralelos de los cuales 04 taladros son de alivio y los otros 05 taladros son de producción cargados con explosivos y la malla de perforación utilizada no ha sido la adecuada según las características geomecánica del macizo rocoso.

##### 3.1.2. Condiciones para el diseño de mallas de perforación

La perforación y voladura es generalmente la primera y tal vez la más importante operación minera unitaria en el ciclo total del minado.

Los diseños de voladura son resultados del buen diseño de malla de perforación y los resultados también influyen a través de programas de capacitación, empezando en la voladura misma y prosiguiendo a través de las operaciones mineras unitaria de carguío, acarreo.



Una buena optimización de malla de perforación nos permite tener un incremento en la productividad de la perforación y voladura y para el análisis de perforación y voladura se utilizó las formulas propuestas de Roger Holmberg.

## **3.2. DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA USANDO DINAMITA**

### **3.2.1. Diseño de la malla de perforación anterior del Cx 555 usando dinamitas**

Anteriormente al diseñar la malla de perforación no se ha considerado estrictamente las características de la roca encajonante en los frentes de avance horizontal del Cx 555 de la Minera Yanaquihua S.A.C. – Arequipa, se ha realizado según la experiencia del perforista, como tal ha tenido deficiencias en su aplicabilidad.

En la sección del Crucero 555, se ha perforado un total de 43 taladros de 6 pies de longitud y 38 mm de diámetro. Para el arranque se ha utilizado el corte quemado de 09 taladros paralelos de los cuales 04 taladros perforados han sido de alivio que constituyen las caras libres para facilitar la rotura y los otros 05 taladros son cargados con explosivos (Ver Anexo: 3), y la carga explosiva de la malla de perforación anterior usando dinamita se muestra en (ver Anexo 4).



**Tabla 13: Distribución de taladros del Cx 555 usando Dinamitas**

Distribución de taladros	N° de taladros	
	Cargados	Vacíos
Tal. Arranque	5	4
Tal. Alivio	4	
Tal. Ayuda arranque	4	
Tal. 1° Ayuda cuadradores	4	
Tal. 2° Ayuda cuadradores	6	
Tal. Producción	4	
Tal. Cuadradores	2	
Tal. Ayuda de corona	5	
Tal. Corona	5	
<b>Sub total</b>	<b>39</b>	<b>4</b>
<b>Total taladros</b>	<b>43</b>	

**Fuente:** Minera Yanaquihua S.A.C.

**Tabla 14: Control de tiempos en la perforación del Cx 555 usando Dinamita**

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación / Tal.	Tiempo total de perforación / Tal.
		H : Min : S	H : Min : S
Tal. Arranque	5	00:04:56	00:24:40
Tal. Alivio	4	00:05:21	00:21:24
Tal. Ayuda arranque	4	00:04:52	00:19:28
Tal. 1° Ayuda cuadradores	4	00:04:55	00:19:40
Tal. 2° Ayuda cuadradores	4	00:05:23	00:21:32
Tal. Producción	6	00:05:50	00:35:00
Tal. Cuadradores	4	00:05:35	00:22:20
Tal. Ayuda de corona	2	00:05:51	00:11:42
Tal. Corona	5	00:05:58	00:29:50
Tal. Arrastre	5	00:04:57	00:24:45
<b>Total Taladros</b>	<b>43</b>	<b>00:05:22</b>	<b>04:02:03</b>

Según el control de tiempos realizados en la perforación del Cx 555 usando Dinamita, se especifica en la Tabla 14, que para los 04 taladros perforados de alivio se ha empleado un tiempo promedio de 21 minutos con 40 segundos; para los 05 taladros de arranque se ha utilizado un tiempo promedio de 24 minutos con 40

segundos; para los 04 taladros de ayuda de arranque, un tiempo promedio de 19 minutos con 28 segundos; para los 04 taladros de 1° ayuda de cuadradores se ha utilizado un tiempo promedio de 19 minutos; para los 04 taladros de la 2° ayuda de cuadradores se ha empleado un tiempo promedio de 21 minutos con 32 segundos; para los 06 taladros de producción se ha utilizado un tiempo promedio de 35 minutos con 00 segundos; para los 04 taladros de cuadradores, se empleó un tiempo promedio de 22 minutos con 20 segundos; para los 02 taladros de ayuda de corona se ha empleado un tiempo promedio de 11 minutos con 42 segundos y para los 05 taladros de la corona se ha utilizado un tiempo promedio de 29 minutos con 50 segundos, y para los 05 taladros de arrastre se ha utilizado un tiempo promedio de 24 minutos con 45 segundos haciendo un tiempo total de 03 horas con 50 minutos y 21 segundos para perforar los 43 taladros de 6 pies de longitud, utilizando la máquina perforadora tipo Jack Leg, Marca Atlas Copco.

**Tabla 15: Promedio de Reporte de disparos por guardia según labores horizontales de sección 7” x 8”**

Fecha	Labor 2	Nivel	Veta	Ancho (pies)	Alto (pies)	Long perf (pies)	N° de tal perf.	N° de tal cargados	Avance (m)
12/07/19	CX 555	2050	ESTERIL	7	8	6	42	38	1.20
15/07/19	CX 555	2050		7	8	6	40	40	1.45
18/07/19	CX 555	2050		7	8	6	45	42	1.20
19/07/19	CX 555	2050		7	8	6	43	39	1.55
20/07/19	CX 555	2050		7	8	6	43	39	1.50
02/07/19	BP 520	2120	ESTERIL	7	7	4	41	38	1.20
03/07/19	BP 520	2120		7	7	6	43	40	1.40
04/07/19	BP 520	2120		7	7	6	43	40	1.50
05/07/19	BP 520	2120		7	7	6	44	40	1.40
06/07/19	BP 520	2120		7	7	6	44	40	1.40
15/07/19	BP 520	2120		7	7	6	43	39	1.50
17/07/19	BP 520	2120		7	7	4	43	39	0.90

**Fuente:** Minera Produce S.A.C.



En la tabla 15 se observa el reporte de operaciones de las labores de avance del Cx 555 y el Bp 520, como son la longitud de perforación 6 pies, numero de taladros perforados promedio 43, numero de taladros cargados promedio 39 y por último el avance por disparo promedio de 1.40 metros por disparo.

### **3.2.2. Voladura utilizando dinamitas en los frentes de sección 2.20m x 2.50m**

La carga explosiva utilizada en la voladura del Cx 555 utilizando Dinamita, ha sido en mayor proporción debido a la falta de conocimiento del comportamiento del macizo rocoso en las labores horizontales de sección de 2.20 m x 2.50, de la Minera Yanaquihua S.A.C.

### **3.2.3. Parámetros obtenidos de la perforación y voladura usando dinamitas**

#### **3.2.4. Calculo del área de la sección de perforación**

$$A = 2,20 \text{ m} * 2,50 \text{ m}$$

$$A = 5,50 \text{ m}^2$$

#### **3.2.5. Calculo de la longitud efectiva de avance**

$$\text{Longitud de perforación} : 1,65 \text{ m.}$$

$$\text{Eficiencia de la voladura} : 93\%$$

$$1,65 \text{ m} * 0,93 = 1.53 \text{ m.}$$

#### **3.2.6. Calculo de volumen roto**

$$V = 5.50 \text{ m}^2 * 1,53 \text{ m}$$

$$V = 8,414 \text{ m}^3$$



### 3.2.7. Calculo de tonelaje roto

$$TM = V * dr$$

Donde:

TM = Tonelaje roto

V = Volumen roto

dr = Densidad de roca

$$TM = \frac{8,414 \text{ m}^3}{1} * \frac{2,7 \text{ Kg}}{\text{m}^3}$$

$$TM = 22,38 \text{ TM}$$

### 3.2.8. Calculo del factor de carga de explosivo

$$Fc = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$Fc = \frac{23,00}{8,44}$$

$$Fc = 2,73 \text{ Kg /m}^3$$

### 3.2.9. Calculo de factor de carga lineal

$$Fc = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Metro Lineal}}$$

$$Fc = \frac{23,016}{1,53}$$

$$Fc = 15,043 \text{ Kg /m}$$

### 3.2.10. Calculo de factor de potencia

$$Fp = \frac{Kg\text{-explosivo}}{\text{Tonelaje Roto}}$$

$$Fp = \frac{23,016}{22.384}$$

$$Fp = 1,028 \text{ Kg /TM}$$

### 3.2.11. Resultados obtenidos en la perforación y voladura con dinamita

**Tabla 16: Parámetros de voladura con dinamita Semexsa 80% en el Cx 555**

Parámetros obtenidos en la voladura con dinamita Semexsa 80%		
Descripción	Valor	Unidades
Área	5.500	m <sup>2</sup>
Avance	1.530	m
Densidad de roca	2.660	Kg/ m <sup>3</sup>
Volumen	8.415	m <sup>3</sup>
Kg. Expl. /Disp.	23.016	Kg
Toneladas	22.384	TM
Factor de carga	2.735	Kg/ m <sup>3</sup>
Factor de potencia	1.028	Kg/TM
Factor de carga lineal	15.043	Kg/m

En la Tabla 16, se resume los resultados obtenidos en la voladura anterior, es decir en el disparo del frente del Cx 555, observamos que el área obtenido del frente es de 5.50 m<sup>2</sup>, y un avance lineal de 1.53 m, utilizando un total de 23.02 kg de explosivo dinamita semexsa de 80%, removiendo un volumen de 8,42 m<sup>3</sup> de desmonte, equivalente a 22.38 Tm, con un factor de carga de 2.73 kg/m<sup>3</sup>, un factor de potencia de 1.02 kg/Tm y un factor de carga lineal de 15,04 kg/m



### 3.2.12. Costos de perforación y voladura usando dinamitas

#### a) Mano de obra

**Tabla 17: Mano de obra**

		T.C. =	3.40
Mano de obra	Número de personal	Salario en Soles	Costo US\$/disparo
Supervisor de mina	1	90	26.47
Maestro perforista	1	70	20.59
Ayudante perforista	1	60	17.65
Bodeguero	1	58	17.06
<b>Sub total</b>			<b>81.76</b>
Beneficios sociales	60.059%		49.11
<b>Total</b>			<b>130.87</b>

En la Tabla 17, se resume los costos de mano de obra por disparo, teniendo los costos operativos siguientes; supervisor de mina 26.47 US\$/disparo, seguido por el maestro perforista con un costo de 20.59 US\$/disparo, ayudante perforista igual a 17.65 US\$/disparo, y por último tenemos los costos operativos del bodeguero que viene a ser un total de 17.06 US\$/disparo,

#### b) Máquina perforadora

**Tabla 18: Máquina perforadora**

			T.C. =	3.4
Equipo	Costo Maq. US\$	Vida útil Pies/perforados	Costo US\$/Pie	Pies perforados US\$/Disparo
Máquina Perforadora	4500	100000	0.045	258 11.61
<b>TOTAL</b>				<b>11.61</b>

En la Tabla 18, se observa los costos de máquina perforadora por disparo, teniendo la vida útil de la máquina perforadora de 100000 pies perforados y un costo por pie perforado de 0.045 US\$/Pie, obteniendo así el costo de 11.61 US\$/Disparo.

c) **Materiales de perforación barra cónica y brocas****Tabla 19: Materiales de perforación barra cónica y broca**

Accesorios	Ca nt.	Costo S/ Unid.	Costo US\$/ Und.	Vida Útil (P.P.)	Pies Perf.	US\$/ Pie Perf.	US\$/ Disp
Barra Cónica 4 pies	1	267.86	78.782	1250	172	0.063	10.840
Barra Cónica 6 pies	1	337.15	99.162	1250	86	0.079	6.822
<b>Sub Total Barra</b>						<b>0.071</b>	<b>17.663</b>
Broca de 36 mm	1	95.41	28.062	400	86	0.070	6.033
Broca de 38 mm	1	98.49	28.968	400	172	0.072	12.456
<b>Sub Total Broca</b>						<b>0.071</b>	<b>18.489</b>
<b>TOTAL</b>						<b>0.142</b>	<b>36.152</b>

En la Tabla 19, se observa que el costo de la barra cónica de 4 pies es más alto 10.84 US\$/ Disp. Seguido de la barra cónica de 6 pies cuyo costo es de 6.82 US\$/ Disp. Entonces podemos resumir que debemos tener mucho cuidado en el uso de los barras cónicas de 4, 6 pies ya que deben de cumplir su vida útil cual es de 1250 pies perforados. También podemos observar el costo de la broca de 38 mm es de 12.45 US\$/ Disp. Y la broca 36 mm es de 6.03 US\$/ Disp, teniendo una vida útil de 400 pies perforados.

**Tabla 20 Materiales de perforación**

Equipo	Cant. (mts)	Costo US\$	Vida Útil (P.P.)	Costo US\$/Disparo
Manguera de ½ pulgada (agua)	30	3.176	15000	0.0064
Manguera de 1 pulgada (aire)	30	3.176	15000	0.0064
Aceite de perforación (gl/p.p.)	0.25	14.46	1	3.6154
Mant. Maq. Perf. Repuestos (70%)	1	3150.00	100000	0.0315
<b>TOTAL</b>				<b>3.660</b>

En la Tabla 20, se observa que el costo del aceite de perforación es más alto 3.61 US\$/disparo; seguido del mantenimiento de máquina perforadora de 0.03 US\$/disparo; y en un menos costo como son la manguera de agua, aire con 0.0064 US\$/disparo.

#### d) Accesorios de voladura

**Tabla 21: Accesorios de voladura**

Insumos	Unidad	Costo S./Unid.	Costo US\$/Und.	Cantidad por Disp.	Costo US\$/Disp.
Dinamita 65 %	Cartucho	1.05	0.309	137	42.618
Dinamita 80 %	Cartucho	1.26	0.371	137	51.141
Fulminante N° 8	Capsula	0.65	0.191	39	7.456
Mecha de seguridad	Metros	1.59	0.468	64.01	29.934
Mecha rápida	Metros	1.17	0.344	10	3.441
<b>TOTAL</b>					<b>135.280</b>

En la Tabla 21, se observa que se ha utilizado el explosivo Semexsa 65%, 80%, en un total de 274 cartuchos, fulminante N° 8, 39 unidades, mecha de seguridad 64.01 m. y mecha rápida de 10 metros.

#### e) Herramientas

**Tabla 22: Herramientas**

Descripción	Medida	Cant.	Costo US\$/Unid	Vida Útil /Disparo	Costo US\$/Disparo
Juego de Barretillas	Unid	1	23.53	120	0.196
Lampas	Unid.	1	7.35	90	0.082
Picos	Unid.	1	9.41	90	0.105
Llave stilson 16"	Unid.	1	34.71	360	0.096
Llave francesa 12"	Unid.	1	9.85	360	0.027
Cucharilla	Unid.	1	2.26	60	0.038
Atacador	Unid.	1	1.91	60	0.032
Punzón de cebo	Unid.	1	4.89	720	0.007
Flexómetro	Unid.	1	1.47	60	0.025
Ocre	Unid.	1	1.12	15	0.075
Llave saca barreno	Unid.	1	2.26	180	0.013
Aceitera	Unid.	1	3.40	150	0.023
Comba de 6lb	Unidad	1	5.59	90	0.062
Comba de 12lb	Unidad	1	11.76	90	0.131
Alambre 8,16"(mts)	Unidad	1	82.35	800	0.103
Corvina	Unidad	1	92.65	360	0.257
Azuela	Unidad	1	14.20	90	0.158
Cordel	Unidad	1	8.53	80	0.107
Santiago	Unidad	1	367.65	2800	0.131
Arco sierra	Unidad	1	4.41	90	0.049
Hoja sierra	Unidad	1	1.32	8	0.165
<b>TOTAL</b>					<b>2.145</b>

En la Tabla 22, se observa el resumen de herramientas en el cual el juego de barretillas tiene un alto costo 0.196 US\$/disparo; seguido del pico con un costo de 0.105 US\$/disparo; Y por último la herramienta de la lampa, y la comba de 12 lb con un costo de 0.131 US\$/disparo;

#### f) Implementos de seguridad

**Tabla 23: Implementos de seguridad**

Descripción	Medida	Cant.	Costo US\$/Unid	Vida Útil /Disp.	Costo US\$/Disp.
Mamelucos	Pza	1	29.41	180	0.16
Botas de jebe	Pza	1	22.18	90	0.25
Guantes de cuero	Pza	1	4.41	15	0.29
Pantalón de jebe	Pza	1	19.61	100	0.20
Sacos de jebe	Pza	1	18.57	100	0.19
Correa de cuero	Pza	1	4.71	360	0.01
Casco protector	Pza	1	13.82	360	0.04
Respiradores	Pza	1	18.53	180	0.10
Cartuchos 3m	Pza	1	7.06	20	0.35
Tapón de oído	Pza	1	0.74	60	0.01
Lámparas eléctricas	Pza	1	60.29	360	0.17
Lentes de seguridad	Pza	1	4.41	60	0.07
Barbiquejos	Pza	1	0.74	360	0.00
Tafilete para casco	Pza.	1	3.53	360	0.01
Guantes de jebe (neopreno)	Pza.	1	2.06	15	0.14
Mant. lámpara minera 15%	Pza	1	9.04	360	0.03
<b>TOTAL</b>					<b>2.021</b>

En la Tabla 23, podemos observar el resumen de los implementos de seguridad donde se puede ver que los epps de perforación son los que tienen un alto costo como son: mamelucos 0.16 US\$/disparo; botas de jebe 0.25 US\$/disparo; guante de cuero 0.29 US\$/disparo; pantalón de jebe 0.20 US\$/disparo; saco de jebe 0.19 US\$/disparo.

### 3.2.13. Resumen de costo de perforación y voladura usando dinamitas

**Tabla 24: Resumen de costo de perforación y voladura usando dinamitas**

Descripción	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/mts
Mano de obra	130.87	15.51
Máquina perforadora	11.61	1.38
Materiales de perforación	39.81	4.72
Accesorios de voladura	135.28	16.03
Herramientas y materiales	2.14	0.25
Implementos de seguridad	2.02	0.24
<b>COSTO TOTAL : US\$</b>	<b>321.05</b>	<b>38.12</b>

Según los resultados en la Tabla 24 referentes a los costos de perforación usando dinamita en el Cx 555 de la E.C.M. Produce S.A.C.- Minera Yanaquihua. el costos de mano de obra que ha sido un total de 130,87 US\$/disparo; costos de máquina perforadora de 11.61 US\$/disparo; costos de materiales de perforación de 39.81 US\$/disparo; costos de accesorios de voladura de 135.28 US\$/disparo; herramientas y materiales de 2.14 US\$/disparo y costos de implementos de seguridad de 2.02 US\$/disparo, haciendo un total de 321.05 US\$/disparo; en el disparo se ha logrado un avance lineal promedio de 1.53 metros, entonces al realizar las operaciones matemáticas se ha requerido un costo total de 321.05 US\$/m, para el avance lineal en el Cx 555 de la E.C.M. Produce S.A.C. – Minera Yanaquihua.

### 3.2.14. Resumen de costos por pie perforado

**Tabla 25: Resumen de costo por pie perforado**

<b>T.C. =</b>	<b>3.4</b>
---------------	------------



<b>Equipo</b>	<b>Vida Útil (P.P.)</b>	<b>Precio S/.</b>	<b>Costo S/ (P.P.)</b>	<b>Costo US\$/(P.P)</b>
Máquina Perforadora	100000	15300	0.15	<b>0.045</b>
Aceite de perforación (gl/pp)	0.001	49.17	0.05	<b>0.014</b>
Mant. Maq. Perf. Repuestos (70%)	100000	10710.00	0.11	<b>0.032</b>
Manguera de 1 pulgada (aire)	15000	324.000	0.02	<b>0.006</b>
Manguera de ½ pulgada (agua)	15000	324.000	0.02	<b>0.006</b>
Sub Total Barra Cónica			0.24	<b>0.071</b>
Sub Total Broca			0.24	<b>0.071</b>
<b>COSTO TOTAL (P.P.)</b>			<b>0.83</b>	<b>0.25</b>

En la Tabla 25, se especifica el resumen de costo por pie perforado, según la nomenclatura de la tabla. Máquina perforadora 0.045 US\$/pie perforado; aceite de perforación 0.014 US\$/pie perforado; repuestos de la máquina perforadora 0.032 US\$/pie perforado; mangueras de agua y aire 0.006 US\$/pie perforado; barra cónica de 0.071 US\$/pie perforado; y por último el costo de la broca de 0.071 US\$/pie perforado, entonces el costo de perforación por pie perforado es de 0.83 US\$/pie perforado.



### **3.3. APLICACIÓN DEL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN POR EL MÉTODO DE ROGER HOLMBERG USANDO EMULNOR**

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 Máquina Perforadora Jack Leg, (RNP) y la limpieza con pala neumática (Atlas Copco) de 0.16 m<sup>3</sup> (0.20 Yd<sup>3</sup>). De acuerdo al análisis de la malla de perforación anterior utilizando la dinamitas, el mismo que ha tenido una serie de deficiencias en su aplicación como tal, se ha realizado el diseño de la nueva malla de perforación utilizando las emulsiones, las características geológicas y geomecánica de la roca encajonante la cual se trataba de la roca volcánica ígnea, la granodiorita, que es una roca dura la que está formada en su mayor parte por cuarzo según se muestra tabla geomecánica (Ver Anexo 5).

#### **3.3.1. 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 de (1" x 12").
- También se considera diámetro de taladros de producción de 0.038 metros, taladros de alivio con diámetro de 0.055 metros.

**Tabla 26: Parámetros de diseño del CX 555**

<b>DESCRIPCIÓN DEL LUGAR</b>		
<b>LABOR</b>	Zona	Esperanza
	Nivel	2,050
	Labor	Cx, Bp
	Sección (m)	2.20 x 2.50
	Radio de Arco (m)	0.70
<b>PARÁMETROS DE LA ROCA</b>		
<b>DATOS DE CAMPO</b>	Tipo Roca	Granodiorita
	RMR	61
	GSI	56
	RQD	75
	Resistencia a la compresión	70
	Densidad de la roca (TM/m <sup>3</sup> )	2.66
	<b>PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN</b>	
	Equipo de perforación	Yackleg
	Diámetro de la broca (mm)	38
	Diámetro de la rimadora (mm)	55
Longitud del barreno (pies)	6	
Eficiencia de la perforación (%)	95	
Angulo de los taladros de contorno	3	
Desviación angular (mm)	20	
Error de emboquille (mm)	20	
<b>TIPO DE EXPLOSIVO EMULNOR 3000 1" X 12"</b>		
<b>DATOS DE CAMPO</b>	Densidad relativa (g/cm <sup>3</sup> )	1.14
	Diámetro del EMULNOR (cm)	2.5
	Longitud del EMULNOR (cm)	30
	Velocidad de detonación (m/s)	5700
	Presión de detonación (kbar)	93
	Energía (kcal/kg)	920
	Volumen normal de gases (l/kg)	80
	Potencia relativa en peso (%)	100
	Potencia relativa en volumen (%)	145
	Sensibilidad al fulminante N°	8
	Resistencia al agua	Excelente
	Categoría de humos	Primera

**Fuente:** Minera Produce S.A.C.





### 3.3.2. Aplicaciones en el crucero 555

En la ejecución del Crucero 555 se realiza con perforación de Máquina Perforadora Jack Leg, (RNP) y la limpieza con pala neumática (Atlas Copco) de 0.16 m<sup>3</sup> (0.20 Yd<sup>3</sup>). Con barra de 6, 8 pies, la pendiente del Crucero es de 6%(+).

### 3.3.3. Cálculos y diseño de perforación y voladura

#### Cálculo del área de la sección del túnel (m<sup>2</sup>):

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

$$\text{Área}(S) = \left(\frac{3.1416 * (0.70)^2}{2}\right) + (0.70 * (2.20 - (2 * 0.70))) + (2.20 * (2.50 - 0.70))$$

Donde:

$$S = 5.2897 \quad \text{m}^2$$

$$A = 2.20 \quad \text{m}$$

$$H = 2.50 \quad \text{m}$$

$$r = 0.70 \quad \text{m}$$

$$\pi = 3.1416 \quad \text{rad}$$

#### Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m):

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

$$P_{\text{Perimetro}} = (3.1416 * 0.70) + 2(2.50 - 0.70) + 2(2.50 - 0.70)$$

Donde:

$$P = 8.7991 \quad \text{m}$$

$$A = 2.20 \quad \text{m}$$

$$H = 2.50 \quad \text{m}$$



$$r = 0.70 \quad \text{m}$$

$$\pi = 3.1416 \quad \text{rad}$$

**Calculo de número de taladros con la siguiente ecuación:**

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

**Tabla 27: Distancia entre taladros (dt), Coeficiente de roca (C)**

Dureza de roca	Distancia entre taladros (dt)	Coeficiente de roca ( C )
Roca dura	0.50 a 0.55	2
Roca intermedia	0.60 a 0.65	1.5
Roca suave	0.70 a 0.75	1

**Fuente:** Manual práctico de voladura EXSA, 2003.

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left( \frac{8.7991}{0.50} \right) + (2 * 5.2897)$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \mathbf{29} \quad \text{Tal.}$$

$$P = 8.7991 \quad \text{m}$$

$$Dt = 0.50 \quad (\text{Tabla 27})$$

$$C = 2 \quad (\text{Tabla 27})$$

$$S = 5.2897 \quad \text{m}^2$$

En el frente trabajaremos con 36 taladros para cargar y 5 taladros de alivio porque no se obtuvo los resultados con 29 taladros a consecuencia de la litología que presentan la roca, esto es demasiado dura por su formación geológica.

**Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\phi_2$ ):**

$$\phi_2 = \phi_1 * \sqrt{N}$$

Cuando:  $N = 3$

$$\phi_{e1} = 0.055 * \sqrt{3}$$

$$\phi_{e1} = 0.0953 \text{ m}$$

Cuando:  $N = 2$



$$\phi_{e2} = 0.038 * \sqrt{2}$$

$$\phi_{e2} = 0.0537 \text{ m}$$

Entonces el diámetro equivalente será:

$$\phi_2 = \phi_{e1} + \phi_{e2}$$

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

$$\phi_2 = \mathbf{0.1490 \text{ m}}$$

**Calculamos longitud de taladro, según diámetro equivalente " $\phi_2$ ":**

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

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.1490 - 39.4 * (0.1490)^2$$

**Donde:**

$$L = \mathbf{4.3562 \text{ m}}$$

$$\phi_2 = 0.1490 \text{ m}$$

**Calculamos longitud de avance requerido por disparo "L":**

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

$$L = 0.95 * (6 * 0.3048)$$

Donde:

$$L = \mathbf{1.7374 \text{ m}}$$

$$H = 6 * 0.3048 \text{ m}$$

**Calculamos error de perforación " $\psi$ ":**

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

$$\psi = (0.02 * 1.7374) - 0.02$$

Donde:



$$\begin{aligned}\psi &= 0.0147 \quad \text{m} \\ L &= 1.7374 \quad \text{m} \\ \alpha &= 0.02 \quad \text{m/m} \\ e &= 0.02 \quad \text{m/m}\end{aligned}$$

**Calculamos error de perforación por otra fórmula " $\psi$ ":**

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

$$\psi = 0.0013 * (1.7374)^2 + 0.078 * (1.7374) + 0.0014$$

Donde:

$$\begin{aligned}\psi &= 0.1408 \quad \text{m} \\ L &= 1.7374 \quad \text{m}\end{aligned}$$

### 3.3.4. Cálculos para el diseño de arranque con tres secciones

**Calculamos burden equivalente por principio de longitud de arco " $B_e$ ":**

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

$$B_{e \text{ Max.}} = \frac{3.1416 * 0.1490}{2} \Rightarrow B_e = 1.5 * 0.1490$$

Donde:

$$\begin{aligned}B_{e \text{ Max.}} &= 0.2340 \quad \text{m} \\ \pi &= 3.1416 \quad \text{rad} \\ \phi_2 &= 0.1490 \quad \text{m}\end{aligned}$$

**Cálculo de burden práctico (  $B_p$  ):**

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

$$B_p = 0.2340 - 0.1490 + 0.03$$



Donde:

$$B_{Practico} = 0.1293 \text{ m}$$

$$B_{e \text{ Max.}} = 0.2340 \text{ m}$$

$$\psi = 0.1408 \text{ m}$$

0.03 = Factor de adecuación al diseño

**Calculamos el burden práctico (a):**

$$B_{Practico (a)} = B_{Practico} - 0.124 \quad \text{Ec. 2.11}$$

$$B_{Practico (a)} = 0.1293 - 0.124$$

Donde:

$$B_{Practico (a)} = 0.0053 \text{ m}$$

$$B_{Practico} = 0.1293 \text{ m}$$

0.124 = Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos el burden práctico (b):**

$$B_{Practico (b)} = B_{Practico} + 0.05 \quad \text{Ec. 2.12}$$

$$B_{Practico (b)} = 0.1293 - 0.075$$

Donde:

$$B_{Practico (b)} = 0.0548 \text{ m}$$

$$B_{Practico} = 0.1293 \text{ m}$$

0.075 = Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos longitud de  $X_a$  y  $Y_b$ , para calcular el ancho de abertura**

**“ $A_{h0}$ ”:**



**Calculamos longitud de Xa:**

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

$$X_a = \frac{0.1490}{2} + 0.0053$$

Donde:

$$X_a = \mathbf{0.0798 \text{ m}}$$

$$\phi_2 = 0.1408 \text{ m}$$

$$B_{Pract(a)} = 0.0053 \text{ m}$$

**Calculamos longitud de Xb:**

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

$$X_b = \frac{0.1490}{2} + 0.0548$$

Donde:

$$X_b = \mathbf{0.1200 \text{ m}}$$

$$\phi_2 = 0.1490 \text{ m}$$

$$B_{Pract(b)} = 0.0548 \text{ m}$$

**Calculo del ancho de abertura “A<sub>h0</sub>” de acuerdo con la siguiente ecuación:**

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

$$A_{h(0)} = (\sqrt{(0.0798)^2 + (0.1200)^2}) * 2$$

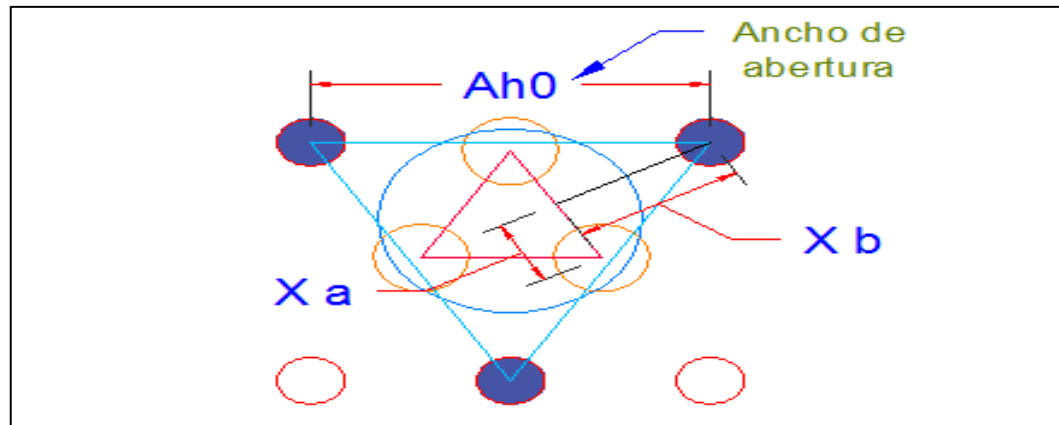
Donde:

$$A_{h0} = \mathbf{0.2770 \text{ m}}$$

$$X_a = 0.0798 \quad \text{m}$$

$$X_b = 0.1200 \quad \text{m}$$

2 = Numero de caras del triangulo



**Figura 49:** Ancho de abertura generado por los taladros de arranque

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

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

$$C. E. = \frac{0.56 * 2.66 * \text{TAN} \left( \frac{56 + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 75}{3.3}}}$$

Donde:

$$\text{C.E.} = 0.4044 \quad \text{Kg/m}^3$$

$$\rho_{\text{roca}} = 2.66 \quad \text{Ton/m}^3$$

$$\text{GSI} = 56$$

$$\text{RQD} = 75$$

**Calculamos la constante de roca “C” Suecia con la siguiente formula:**

$$C = 0.8784 (C.E.) + 0.0052 \quad \text{Ec. 2.17}$$



$$C = 0.8784 (0.4044) + 0.0052$$

Donde:

$$C = 0.3604 \quad \text{Kg/m}^3$$

$$\text{C.E.} = 0.4044 \quad \text{Kg/m}^3$$

**Para predecir el grado de fragmentación de la roca calculamos el factor de roca ( $A_{F \text{ roca}}$ ):**

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

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

$$A_{F \text{ roca}} = 96.667 * (0.4044)^3 - 138.5 * (0.4044)^2 + 75.883 * 0.4044 - 4.41$$

Donde:

$$A_{F \text{ roca}} = 10.0199$$

$$\text{C.E.} = 0.4044 \quad \text{Kg/m}^3$$

**Calculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “B.L.”:**

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

$$B. I. = \frac{0.4044}{0.004}$$

Donde:

$$B.I. = 101.10$$

$$\text{C.E.} = 0.4044 \quad \text{Kg/m}^3$$

$$0.004 = \text{Constante}$$

**Calculo de factor de energía “F.E.”:**

Calculando de acuerdo a la siguiente ecuación:





$$F.E. = 30 * (C.E.)$$

Ec. 2.20

$$F.E. = 30 * (0.4044)$$

Donde:

$$F.E. = 12.1320 \quad \text{Mj/Ton}$$

$$C.E. = 0.4044 \quad \text{Kg/m}^3$$

### Cálculo de la densidad de carga en el arranque “q<sub>o</sub>”:

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_o = \frac{55 * \phi_1 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{\frac{3}{2}} * \left[B_e - \frac{\phi_2}{2}\right] * \left[\frac{C}{0.4}\right]}{\text{PRP de Explosivo Usado}} \quad \text{Ec. 2.21}$$

También se calcula por esta ecuación:

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

$$q_o = 55 * 0.038 * \left(\frac{0.2340}{0.1490}\right)^{1.5} * \left[0.2340 - \frac{0.1490}{2}\right] * \left[\frac{0.3604}{0.4}\right] * \left[\frac{1}{1.00}\right]$$

Donde:

$$q_o = 0.5911 \quad \text{Kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \quad \text{m}$$

$$\phi_2 = 0.1490 \quad \text{m}$$

$$B_e = 0.2340 \quad \text{m}$$

$$C = 0.3604 \quad \text{Kg/m}^3$$

$$\text{PRP} = 1.00 \quad \text{Emulnor de 3000 (1''x12'')}$$

Calculo de la longitud de taco con la ecuación:

$$L_{\text{TACO}} = (10 * \phi_0) \quad \text{Ec. 2.23}$$

$$L_{\text{TACO}} = (10 * 0.038)$$



Donde:

$$L_{TACO} = 0.38 \text{ m}$$

$$\emptyset_o = 0.038 \text{ m}$$

**Calculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:**

$$L_{CARGA} = L - L_{TACO} \quad \text{Ec. 2.24}$$

$$L_{CARGA} = 1.7374 - 0.38$$

Donde:

$$L_{CARGA} = 1.3574 \text{ m}$$

$$L_{TACO} = 0.38 \text{ m}$$

$$L = 1.7374 \text{ m}$$

**Calculo de N° de cartuchos/taladro en el arranque:**

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_0 * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.25}$$

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{0.5911 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 5 \quad \text{Unds}$$

$$L_{Carga} = 1.3574 \text{ m}$$

$$q_0 = 0.5911 \text{ kg/m}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.1736 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**Cálculo de masa explosiva "Qe" utilizado por taladro en el arranque:**

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

$$Q_e = 0.5911 * 1.3574$$



Donde:

$$Q_e = 0.8024 \quad \text{kg/taladro}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \quad \text{m}$$

$$q_0 = 0.5911 \quad \text{Kg/m}$$

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

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

$$X = 10.0199 * (0.4044)^{0.8} * (0.8024)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{100}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

$$X = 5.1147 \quad \text{cm}$$

$$A_{F.\text{roca}} = 10.0199 \quad \text{kg/m}^3$$

$$Q_e = 0.8024 \quad \text{kg/taladro}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 100 \quad \% \text{ Emulnor de 3000 (1''x12'')}$$

$$K = C.E. = 0.4044 \quad \text{kg/m}^3$$

Esto nos indica que del material roto por la voladura del arranque tendremos en promedio  $X = 5.1147$  cm. de diámetro.

### 3.3.5. Cálculos para el 1° cuadrante:

**Cálculo de burden " $B_{\text{Max 1}}$ " en el 1° cuadrante**

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

$$B_{\text{Max 1}} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.2770 * 0.5911 * 1.00}{0.038 * 0.3604}} \right)$$

Donde:



$$\begin{aligned}B_{\text{Max } 1} &= 0.3043 \text{ m} \\A_{h0} &= 0.2770 \text{ m} \\q_0 &= 0.5911 \text{ kg/m}^3 \\RWS_{\text{ANFO}} &= 1.00 \\\emptyset_0 &= 0.038 \text{ m} \\C &= 0.3604 \text{ kg/m}^3\end{aligned}$$

**Cálculo de "Bp 1" en el 1° cuadrante:**

$$B_{P(1)} = B_{\text{Max } 1} - \psi + 0.02 \quad \text{Ec. 2.29}$$

$$B_{P(1)} = 0.3043 - 0.1408 + 0.02$$

Donde:

$$B_{P(1)} = \mathbf{0.1810 \text{ m}}$$

$$B_{\text{Max } 1} = 0.3043 \text{ m}$$

$$\Psi = 0.1408 \text{ m}$$

0.02 = Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos longitud de Xc y Yd, de acuerdo a la siguiente ecuación:**

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

$$X_c = X_d = \frac{0.2770}{2} + 0.1810$$

Donde:

$$X_c = X_d = 0.3195 \text{ m}$$

$$A_{h(0)} = 0.2770 \text{ m}$$

$$B_{P(1)} = 0.1810 \text{ m}$$

**Cálculo de ancho de abertura en el 1° cuadrante "A<sub>h1</sub>":**

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

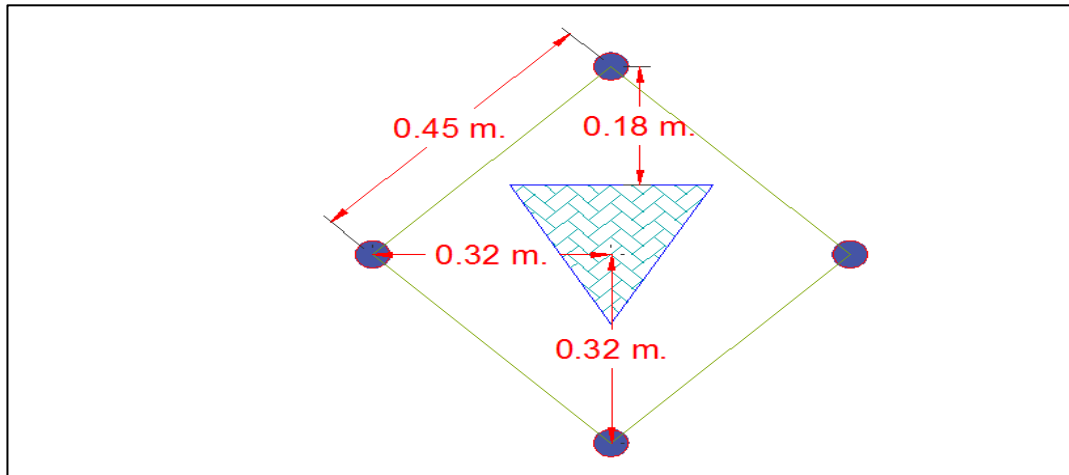
$$A_{h1} = \sqrt{(0.3195)^2 + (0.3195)^2}$$

Donde:

$$A_{h1} = 0.4518 \text{ m}$$

$$X_c = 0.3195 \text{ m}$$

$$X_d = 0.3195 \text{ m}$$



**Figura 50:** Ancho de abertura en el 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:

$$q_1 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{Max\ 1^\circ\ Cuadrante}}{RWS_{ANFO} * Seno \left( Arcotang \left( \left( \frac{A_{h0}}{2 * B_{Max\ 1^\circ\ Cuadrante}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.32}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.3604 * 0.3043}{1.00 * Seno \left( Arcotang \left( \left( \frac{0.2770}{2 * 0.3043} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_1 = 0.4859 \text{ kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \text{ m}$$

$$B_{Max\ 1^\circ\ Cuad.} = 0.3043 \text{ m}$$



$$\begin{aligned}C &= 0.3604 \text{ kg/m}^3 \\RWS_{ANFO} &= 1.00 \text{ Emulnor de 3000 (1''x12'')} \\A_{h0} &= 0.2770 \text{ m}\end{aligned}$$

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

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

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_1 * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1''x12'')}} \quad \text{Ec. 2.33}$$

$$N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} = \frac{0.4859 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$\begin{aligned}N^{\circ}_{\text{Cartuchos}} &= 4 \quad \text{Und.} \\L_{\text{Carga}} &= 1.3574 \text{ m} \\q_1 &= 0.4859 \text{ kg} \\P_{\text{Cartucho}} &= 0.1736 \text{ kg. Emulnor de 3000 (1''x12'')}\end{aligned}$$

### 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:

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

$$Q_{e1} = 0.4859 * 1.3574$$

Donde:

$$\begin{aligned}Q_{e1} &= \mathbf{0.6596 \text{ kg/taladro}} \\q_1 &= 0.4859 \text{ kg} \\L_{\text{Carga}} &= 1.3574 \text{ m}\end{aligned}$$

### 3.3.6. Cálculos para el 2° cuadrante:

#### Cálculo de burden " $B_{Max 1}$ " en el 2° cuadrante

$$B_{Max 2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.35}$$

$$B_{Max 2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.4518 * 0.5911 * 1.00}{0.038 * 0.3604}} \right)$$

Donde:

$$B_{Max 2} = 0.3886 \quad \text{m}$$

$$A_{h1} = 0.4518 \quad \text{m}$$

$$q_0 = 0.5911 \quad \text{kg/m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.00$$

$$\emptyset_0 = 0.038 \quad \text{m}$$

$$C = 0.3604 \quad \text{kg/m}^3$$

#### Cálculo de " $B_{P 2}$ " en el 2° cuadrante:

$$B_{P (2)} = B_{Max 2} - \psi \quad \text{Ec. 2.36}$$

$$B_{P (2)} = 0.3886 - 0.1408$$

Donde:

$$B_{P (2)} = 0.25 \quad \text{m}$$

$$B_{Max 2} = 0.3886 \quad \text{m}$$

$$\psi = 0.1408$$

Calculamos longitud de  $X_e$  y  $Y_f$ , de acuerdo a la siguiente ecuación:

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

$$X_e = X_f = \frac{0.4518}{2} + 0.25$$

Donde:

$$X_e = X_f = 0.4759 \text{ m}$$

$$A_{h(1)} = 0.4518 \text{ m}$$

$$B_P(2) = 0.25 \text{ m}$$

**Cálculo de ancho de abertura en el 2° cuadrante “A<sub>h2</sub>”:**

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

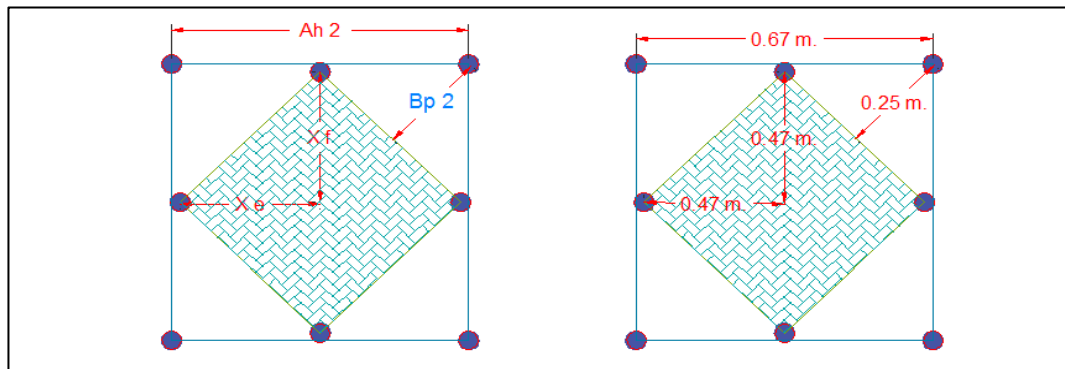
$$A_{h2} = \sqrt{(0.4759)^2 + (0.4759)^2}$$

Donde:

$$A_{h2} = 0.6730 \text{ m}$$

$$X_e = 0.4759 \text{ m}$$

$$X_f = 0.4759 \text{ m}$$



**Figura 51:** Ancho de abertura en el 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:

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h1}}{2 * B_{\text{Max } 2^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.39}$$





$$q_2 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.3604 * 0.3886}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{0.4518}{2 * 0.3886} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_2 = 0.4542 \text{ kg/m}$$

$$\phi_o = 0.038 \text{ m}$$

$$B_{\text{Max } 2^\circ \text{ Cuad.}} = 0.3886 \text{ m}$$

$$C = 0.3604 \text{ kg/m}^3$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{h1} = 0.4518 \text{ m}$$

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

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_2 * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.40}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.4542 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 4 \quad \text{Und.}$$

$$q_2 = 0.4542 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.1736 \text{ kg/cart.}$$

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

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

$$Q_{e2} = 0.4542 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_{e2} = 0.6165 \text{ kg/taladro}$$

$$q_2 = 0.4542 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

### 3.3.7. Cálculos para el 3° cuadrante:

Diseño y, cálculo de burden " $B_{Max3}$ " en el 3° cuadrante

$$B_{Max3} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.42}$$

$$B_{Max3} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.6730 * 0.5911 * 1.00}{0.038 * 0.3604}} \right)$$

Donde:

$$B_{Max3} = 0.4743 \text{ m}$$

$$A_{h2} = 0.6730 \text{ m}$$

$$q_0 = 0.5911 \text{ kg/m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.00$$

$$\phi_0 = 0.038 \text{ m}$$

$$C = 0.3604 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de " $B_{P3}$ " en el 3° cuadrante.

$$B_{P(3)} = B_{Max3} - \psi \quad \text{Ec. 2.43}$$

$$B_{P(3)} = 0.4743 - 0.1408$$

Donde:

$$B_{P(3)} = 0.3335 \text{ m}$$

$$B_{Max3} = 0.4743 \text{ m}$$

$$\psi = 0.1408 \text{ m}$$



Calculamos longitud de  $X_g$  y  $Y_h$ , de acuerdo a la siguiente ecuación:

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

$$X_g = X_h = \frac{0.6730}{2} + 0.3335$$

Donde:

$$X_g = X_h = 0.6700 \text{ m}$$

$$A_{h(2)} = 0.6730 \text{ m}$$

$$B_{P(3)} = 0.3335 \text{ m}$$

Cálculo de ancho de abertura en el 3° cuadrante " $A_{h3}$ ":

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

$$A_{h3} = \sqrt{(0.6700)^2 + (0.6700)^2}$$

Donde:

$$A_{h3} = 0.9475 \text{ m}$$

$$X_g = 0.6700 \text{ m}$$

$$X_h = 0.6700 \text{ m}$$

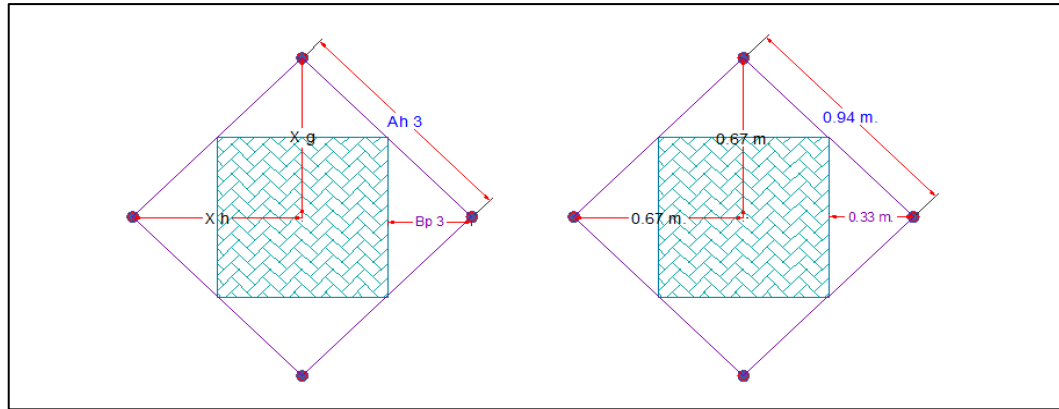


Figura 52: Ancho de abertura en el 3° cuadrante

### Cálculo de densidad de carga en el 3° cuadrante “ $q_3$ ”:

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

$$q_3 = \frac{32.3 * \phi_0 * C * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h2}}{2 * B_{\text{Max } 3^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.46}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.3604 * 0.4743}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{0.6730}{2 * 0.4743} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_3 = 0.4490 \quad \text{kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \quad \text{m}$$

$$B_{\text{Max } 3^\circ \text{ Cuad.}} = 0.4743 \quad \text{m}$$

$$C = 0.3604 \quad \text{kg/m}^3$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{h2} = 0.6730 \quad \text{m}$$

### Cálculo del N° de cartuchos por taladro en el 3° cuadrante

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

$$N^{\circ}\text{Cartuchos} = \frac{q_3 * L_{CARGA}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.47}$$

$$N^{\circ}\text{Cartuchos} = \frac{0.4490 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ}\text{Cartuchos} = 4 \quad \text{Und.}$$

$$q_3 = 0.4490 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{Carga} = 1.3574 \quad \text{m}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.1736 \quad \text{kg}$$

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

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

$$Q_{e3} = 0.4490 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_{e3} = 0.6095 \quad \text{kg/taladro}$$

$$q_3 = 0.4490 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{Carga} = 1.3574 \quad \text{m}$$

### 3.3.8. Cálculos para el 4° cuadrante:

Diseño y, cálculo de burden " $B_{Max4}$ " en el 4° cuadrante

$$B_{Max4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * q_0 * RWS_{ANFO}}{\phi_0 * C}} \right) \quad \text{Ec. 2.49}$$

$$B_{Max4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.9475 * 0.5911 * 1.00}{0.038 * 0.3604}} \right)$$

Donde:

$$B_{Max4} = 0.5628 \quad \text{m}$$



$$\begin{aligned}A_{h3} &= 0.9475 \quad \text{m} \\q_0 &= 0.5911 \quad \text{kg/m} \\RWS_{ANFO} &= 1.00 \\ \emptyset_0 &= 0.038 \quad \text{m} \\C &= 0.3604 \quad \text{kg/m}^3\end{aligned}$$

#### **Cálculo de "B<sub>P4</sub>" en el 4° cuadrante.**

El burden práctico 4 se calcula con la siguiente ecuación

$$B_{P(4)} = B_{Max4} - \psi - 0.02 \quad \text{Ec. 2.50}$$

$$B_{P(4)} = 0.5628 - 0.1408 - 0.02$$

Donde:

$$B_{P(4)} = \mathbf{0.4020} \quad \text{m}$$

$$B_{Max4} = 0.5628 \quad \text{m}$$

$$\Psi = 0.1408 \quad \text{m}$$

0.02 = Factor de adecuación a nuestro diseño

**Calculamos longitud de Xi y Yj, de acuerdo a la siguiente ecuación:**

$$X_i = X_j = \frac{A_{h(3)}}{2} + B_{P(4)} \quad \text{Ec. 2.51}$$

$$X_i = X_j = \frac{0.9475}{2} + 0.4020$$

Donde:

$$X_i = X_j = \mathbf{0.8758} \quad \text{m}$$

$$A_{h(3)} = 0.9475 \quad \text{m}$$

$$B_{P(4)} = 0.4020 \quad \text{m}$$

**Cálculo de ancho de abertura en el 4° cuadrante "A<sub>h4</sub>":**

$$A_{h4} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2} \quad \text{Ec. 2.52}$$

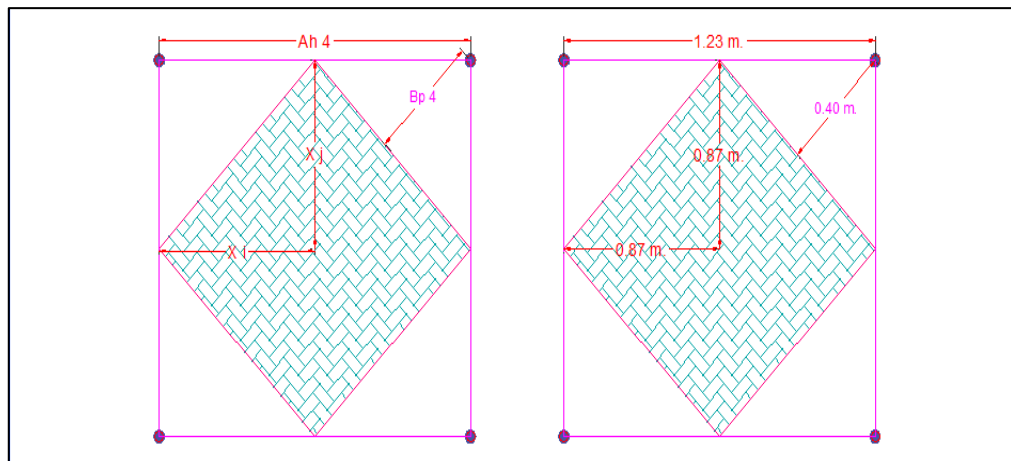
$$A_{h4} = \sqrt{(0.8758)^2 + (0.8758)^2}$$

Donde:

$$A_{h4} = 1.2386 \quad \text{m}$$

$$X_i = 0.8758 \quad \text{m}$$

$$X_j = 0.8758 \quad \text{m}$$



**Figura 53:** Ancho de abertura en el 4° cuadrante

### Cálculo de densidad de carga en el 4° cuadrante “q<sub>4</sub>”:

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

$$q_4 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuadrante}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h3}}{2 * B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuadrante}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.53}$$

$$q_4 = \frac{32.3 * 0.038 * 0.3604 * 0.5628}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{0.9475}{2 * 0.5628} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:



$$\begin{aligned}q_4 &= 0.4473 \text{ kg/m} \\ \emptyset_o &= 0.038 \text{ m} \\ B_{\text{Max } 4^\circ \text{ Cuad.}} &= 0.5628 \text{ m} \\ C &= 0.3604 \text{ kg/m}^3 \\ RWS_{\text{ANFO}} &= 1.00 \\ A_{h3} &= 0.9475 \text{ m}\end{aligned}$$

### Cálculo del número de cartuchos por taladro en el 4° cuadrante

$$N^\circ_{\text{Cartuchos}} = \frac{q_4 * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.54}$$

$$N^\circ_{\text{Cartuchos}} = \frac{0.4473 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$\begin{aligned}N^\circ_{\text{Cartuchos}} &= 4 \quad \text{Und.} \\ q_4 &= 0.4473 \text{ kg/m} \\ L_{\text{Carga}} &= 1.3574 \text{ m} \\ P_{\text{Cartucho}} &= 0.1736 \text{ kg/cart.}\end{aligned}$$

### Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 4° cuadrante

$$Q_{e4} = q_4 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.55}$$

$$Q_{e4} = 0.4473 * 1.3574$$

Donde:

$$\begin{aligned}Q_{e4} &= 0.6072 \text{ kg/taladro} \\ q_4 &= 0.4473 \text{ kg/m} \\ L_{\text{Carga}} &= 1.3574 \text{ m}\end{aligned}$$

Comprobación si se requiere diseñar más cuadrantes





$$A_{h4} \leq \sqrt{L} \quad \text{Ec. 2.56}$$

$$1.2386 \leq \sqrt{1.7374}$$

$$1.2386 \leq 1.3181$$

Este valor nos indica que estamos por encima de la restricción lo cual significa que no se requiere diseñar más cuadrantes.

Donde:

$$A_{h4} = 1.2386 \quad \text{m}$$

$$L = 1.7374 \quad \text{m}$$

### 3.3.9. Cálculos para taladros de ayuda de hastiales o paredes:

$$B \leq 0.6 * L \quad \text{Ec. 2.57}$$

$$B \leq 0.6 * 1.7374$$

$$B \leq 1.0424 \text{ m}$$

Donde:

$$L = 1.7374 \text{ m}$$

Con este resultado se determina en que rango estamos para hacer los reajustes del factor de roca “C”, como nuestro resultado es 1.0424 m entonces emplearemos la ecuación de reajuste siguiente:

Para el caso que:

$$B < 1.40 \text{ m} \quad C' = C + \frac{0.07}{b} \quad \text{Ec. 2.58}$$

Calculamos “b”

$$b = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$



$$b = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{0.3604 * 1.45 * 1.00}} \right)$$

Donde:

$$\begin{aligned} B &= 0.9572 \quad \text{m} \\ q_0 &= 0.5911 \quad \text{kg/m} \\ RWS_{ANFO} &= 1.00 \\ C &= 0.3604 \quad \text{kg/m}^3 \\ f &= 1.45 \\ S/B &= 1.00 \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$\begin{aligned} B < 1.40 \text{ m} \quad C' &= C + \frac{0.07}{b} \\ 1.0424 < 1.40 \text{ m} \quad C' &= 0.3604 + \frac{0.07}{0.9572} \\ C' &= 0.4335 \quad \text{kg/m}^3 \end{aligned}$$

Donde:

$$\begin{aligned} C' &= 0.4335 \quad \text{kg/m}^3 \quad \text{Factor de roca corregido} \\ C &= 0.3604 \quad \text{kg/m}^3 \quad \text{Factor de roca Suecia} \\ B &= 1.024 \quad \text{m} \quad \text{Burden para taladros de tajeo} \end{aligned}$$

Para nuestros cálculos también emplearemos los datos de la siguiente Tabla 28 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.

**Tabla 28: 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 horizontal	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	1.00

**Fuente:** Postulado por Roger Holmberg

**Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de hastiales ( $B_{Max}$ ).**

$$B_{Max. Ay. hast.} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right) \quad \text{Ec. 2.59}$$

$$B_{Max. Ay. hast.} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{0.4335 * 1.45 * 1.25}} \right)$$

Donde:

$$B_{Max. Ay. hast.} = \mathbf{0.7806 \quad m}$$

$$q_0 = 0.5911 \quad \text{kg/m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.00$$

$$F = 1.45$$

$$S/B = 1.25$$

$$C'_{Corregido} = 0.4335 \quad \text{kg/m}^3$$

**Cálculo del burden práctico con respecto a la sección del túnel**

$$B_{Pract. Ay. hast.} = \frac{A_{Tunel} - A_{h 4^\circ \text{cuad.}}}{4} \quad \text{Ec. 2.60}$$

$$B_{Pract. Ay. hast.} = \frac{2.20 - 1.2386}{4}$$

Donde:

$$B_{Pract. Ay. hast.} = \mathbf{0.2404 \quad m}$$

$$A_{Tunel} = 2.20 \quad \text{m}$$

$$A_{h 4^\circ \text{cuad.}} = 1.2386 \quad \text{m}$$



### 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:

$$N^{\circ} \text{ Tal. Ay. Hast.} = \left( \frac{A_{\text{Tunel}} - A_{h \ 4^{\circ} \text{ Cuad.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.61}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal. Ay. Hast.} = \left( \frac{2.20 - 1.2386}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Tal. ay. Hast.} = 4 \quad \text{Und.}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 2.20 \quad \text{m}$$

$$A_{h \ 4^{\circ} \text{ Cuad.}} = 1.2386 \quad \text{m}$$

$$S/B = 1.25$$

### Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales

$$S_{\text{Ay. Hast.}} = \left( \frac{A_{h \ 4^{\circ} \text{ Cuad.}}}{N^{\circ} \text{ Tal. Ay. Hast.} - 2} \right) \quad \text{Ec. 2.62}$$

$$S_{\text{Ay. Hast.}} = \left( \frac{1.2386}{4 - 2} \right)$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. Hast.}} = 0.6193 \quad \text{m}$$

$$A_{h \ 4^{\circ} \text{ Cuad.}} = 1.2386 \quad \text{m}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal. Ay. Hast.} = 4 \quad \text{Und.}$$

### Cálculo de ancho de abertura de ayuda de hastiales

$$A_{h \text{ Ay. Hast.}} = A_{h \ 4^{\circ} \text{ Cuad.}} + (2 * B_{\text{Pract. Ay. Hast.}} * S_{\text{Ay. Hast.}}) \quad \text{Ec. 2.63}$$



$$A_{h \text{ Ay. Hast.}} = 1.2386 + (2 * 0.2404 * 0.6193)$$

Donde:

$$A_{h \text{ Ay. Hast.}} = 1.5363 \text{ m}$$

$$A_{h \text{ 4° Cuad.}} = 1.2386 \text{ m}$$

$$B_{\text{Pract. Ay. Hast.}} = 0.2404 \text{ m}$$

$$S_{\text{Ay. Hast.}} = 0.6193 \text{ m}$$

### Cálculo de la densidad de carga (q5) en los taladros de ayuda de hastiales

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Hast.}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h \text{ Ay. Hast.}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Hast.}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.64}$$

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4335 * 0.7606}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{1.5363}{2 * 0.7606} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = 0.5681 \text{ kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \text{ m}$$

$$C'_{\text{Corregido}} = 0.4335 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{\text{Max ay. Hast.}} = 0.7606 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{h \text{ Ay. Hast.}} = 1.5363 \text{ m}$$

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{5 \text{ Ay. Hast.}} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1*12)}} \quad \text{Ec. 2.65}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.5681 * 1.3574}{0.1736}$$



Donde:

$$N^{\circ} \text{Cartuchos} = 4 \quad \text{Und.}$$

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = 0.5681 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \quad \text{m}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.1736 \quad \text{kg/cart.}$$

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

$$Q_{e \text{ Ay. Hast.}} = q_{5 \text{ Ay. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.66}$$

$$Q_{e \text{ Ay. Hast.}} = 0.5681 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Ay. Hast.}} = 0.7711 \quad \text{kg/taladro}$$

$$q_{5 \text{ Ay. Hast.}} = 0.5681 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \quad \text{m}$$

**3.3.10. Cálculos para taladros de ayuda de corona:**

$$H_{\text{Disp Tj} (\downarrow)} = 0.64 * (H_{\text{Tunel}} - A_{\text{h Utimo Cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.67}$$

$$H_{\text{Disp Tj} (\downarrow)} = 0.64 * (2.50 - 1.2386)$$

Donde:

$$H_{\text{Disp Tj} (\downarrow)} = 0.7568 \quad \text{m}$$

$$H_{\text{Tunel}} = 2.50 \quad \text{m}$$

$$A_{\text{h Utimo Cuad.}} = 1.2386 \quad \text{m}$$

**Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona.**

$$B_{\text{Max. Ay. Corona}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * (\frac{S}{B})}} \quad \text{Ec. 2.68}$$

$$B_{\text{Max. Ay. Corona}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{(0.4335 * 1.20 * 1.25)}}$$

Donde:

$$\begin{aligned} B_{\text{Max. Ay. Corona}} &= \mathbf{0.8581 \text{ m}} \\ q_0 &= 0.5911 \text{ kg/m} \\ RWS_{ANFO} &= 1.00 \\ f &= 1.20 \quad \text{según tabla N}^\circ 8 \\ S/B &= 1.25 \quad \text{según tabla N}^\circ 8 \\ C'_{\text{Corregido}} &= 0.435 \text{ kg/m}^3 \end{aligned}$$

#### **Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de corona**

$$B_{\text{Pract. Ay. Corona}} = 0.51 * H_{\text{Disp Tj}} (\downarrow) \quad \text{Ec. 2.69}$$

$$B_{\text{Pract. Ay. Corona}} = 0.51 * 0.7568$$

Donde:

$$\begin{aligned} B_{\text{Pract. Ay. Corona}} &= \mathbf{0.40 \text{ m}} \\ H_{\text{Disp Tj}} (\downarrow) &= 0.7568 \text{ m} \end{aligned}$$

#### **Cálculo de la longitud del Segm. Donde ira los taladros de ayuda de corona**

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 0.6533 * A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. 2.70}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 0.6533 * 2.20$$

Donde:

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = \mathbf{1.4372 \text{ m}}$$



$$A_{\text{Tunel}} = 2.20 \text{ m}$$

### Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona

$$S_{\text{Ay. Corona}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. Ay. Corona}} \quad \text{Ec. 2.71}$$

$$S_{\text{Ay. Corona}} = 0.3333 * 1.4372$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. Corona}} = 0.50 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 1.4372 \text{ m}$$

### Cálculo de N° de taladros para ayuda de corona

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Corona}} = \left( \frac{L_{\text{Segm. Ay. Corona}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.72}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Corona}} = \left( \frac{1.4372}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Corona}} = 3 \text{ Und.}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 0.50 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

### Cálculo de ancho de abertura en ayuda de corona

$$A_{\text{h. Ay. Corona}} = L_{\text{Segm. Ay. Corona}} \quad \text{Ec. 2.73}$$

$$A_{\text{h. Ay. Corona}} = 1.4372$$

Donde:

$$A_{\text{h. Ay. Corona}} = 1.4372 \text{ m}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Corona}} = 1.4372 \text{ m}$$



### Cálculo de la densidad de carga ( $q_6$ ) en los taladros de ayuda de corona

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

$$q_{6 \text{ Ay. Corona}} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Corona}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Ay. Corona}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Corona}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.74}$$

$$q_{6 \text{ Ay. Corona}} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4335 * 0.8581}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{1.4372}{2 * 0.8581} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_{6 \text{ Ay. Corona}} = 0.7506 \quad \text{kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \quad \text{m}$$

$$C' = 0.4335 \quad \text{kg/m}^3$$

$$B_{\text{Max. Ay. Corona}} = 0.8581 \quad \text{m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{\text{h. Ay. Corona}} = 1.4372 \quad \text{m}$$

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{6 \text{ Ay. Corona}} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1"x12")}} \quad \text{Ec. 2.75}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.7506 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 5 \quad \text{Und.}$$

$$q_{6 \text{ Ay. Corona}} = 0.7506 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \quad \text{m}$$

$$Kg \text{ Cartucho} = 0.1736 \quad \text{kg emulnor de 3000 (1x12)''}$$

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Q<sub>e</sub> ay. corona.):**

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = q_{6 \text{ Ay. Corona}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.76}$$

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = 0.7506 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Ay. Corona}} = \mathbf{1.0189} \quad \text{kg/taladro}$$

$$q_{6 \text{ Ay. Corona}} = 0.7506 \quad \text{kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \quad \text{m}$$

**3.3.11. Cálculos para taladros de ayuda de arrastre:**

$$H_{\text{Disp Tj (l)}} = 0.36 * (H_{\text{Tunel}} - A_{\text{h Utimo Cuad.}}) \quad \text{Ec. 2.77}$$

$$H_{\text{Disp Tj (l)}} = 0.36 * (2.50 - 1.2386)$$

Donde:

$$H_{\text{Disp Tj (l)}} = \mathbf{0.4541} \quad \text{m}$$

$$H_{\text{Tunel}} = 2.50 \quad \text{m}$$

$$A_{\text{h Utimo Cuad.}} = 1.2386 \quad \text{m}$$

**Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de arrastre:**

$$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{c' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.78}$$

$$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{0.4335 * 1.45 * 1.25}}$$

Donde:

$$B_{\text{Max. Ay. Arrastre}} = \mathbf{0.7806} \quad \text{m}$$

$$q_0 = 0.5911 \quad \text{kg/m}$$



$$\begin{aligned}RWS_{ANFO} &= 1.00 \\f &= 1.45 \quad \text{según tabla N° 8} \\S/B &= 1.25 \quad \text{según tabla N° 8} \\C'_{\text{Corregido}} &= 0.4335 \quad \text{kg/m}^3\end{aligned}$$

**Cálculo del burden práctico para taladros de ayuda de arrastre:**

$$B_{\text{Pract. Ay. Arrastre}} = \frac{H_{\text{Disp. Tj. (t)}}}{2} \quad \text{Ec. 2.79}$$

$$B_{\text{Pract. Ay. Arrastre}} = \frac{0.4541}{2}$$

Donde:

$$B_{\text{Pract. Ay. Arrastre}} = \mathbf{0.2271 \quad m}$$

$$H_{\text{Disp Tj (t)}} = 0.4541 \quad m$$

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

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 0.72 * A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. 2.80}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 0.72 * 2.20$$

Donde:

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = \mathbf{1.5840 \quad m}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 2.20 \quad m$$

**Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de arrastre:**

$$S_{\text{Ay. Arrastre}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} \quad \text{Ec. 2.81}$$

$$S_{\text{Ay. Arrastre}} = 0.3333 * 1.5840$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. Arrastre.}} = \mathbf{0.5279 \quad m}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 1.5840 \quad m$$



### Cálculo de N° de taladros para ayuda de arrastre:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Arrastre}} = \left( \frac{L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.82}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Arrastre}} = \left( \frac{1.5840}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Ay. Arrastre}} = 3 \quad \text{Und.}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 1.5840 \quad \text{m}$$

$$S/B = 1.25 \quad \text{m}$$

### Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre:

$$A_{\text{h. Ay. Arrastre}} = L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} \quad \text{Ec. 2.83}$$

$$A_{\text{h. Ay. Arrastre}} = 1.5840$$

Donde:

$$A_{\text{h. Ay. Arrastre}} = 1.5840 \quad \text{m}$$

$$L_{\text{Segm. Ay. Arrastre}} = 1.5840 \quad \text{m}$$

### Cálculo de la densidad de carga ( $q_7$ ) en los taladros de ayuda de arrastre:

$$q_7 \text{ Ay. Arrastre} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Ay. Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Ay. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.84}$$

$$q_7 \text{ Ay. Arrastre} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4335 * 0.7806}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{1.5840}{2 * 0.7806} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:



$q_7$ Ay. Arrastre	= 0.5811 kg/m
$\emptyset_o$	= 0.038 m
$C'$	= 0.4335 kg/m <sup>3</sup>
$B_{Max.}$ Ay. Arrastre.	= 0.7806 m
$RWS_{ANFO}$	= 1.00
$A_h$ . Ay. Arrastre	= 1.5840 m

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_7 \text{ Ay. Arrastre} * L_{Caraga}}{\text{Kg de expl./cart empleado (1*12")}} \quad \text{Ec. 2.85}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.5811 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$N^{\circ}$ Cartuchos	= 4	Und
$q_7$ Ay. Arrastre	= 0.5811	kg/m
$L_{Carga}$	= 1.3574	m
$RWS_{ANFO}$	= 1.00	
$Kg$ Cartucho	= 0.1736	kg

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de arrastre (Qe ay. arrastre.):**

$$Q_e \text{ Ay. Arrastre} = q_7 \text{ Ay. Arrastre} * L_{Carga} \quad \text{Ec. 2.86}$$

$$Q_e \text{ Ay. Arrastre} = 0.5811 * 1.3574$$

Donde:

$Q_e$ Ay. Arrastre	= 0.7888 kg/taladro
$q_7$ Ay. Arrastre	= 0.5811 kg/m
$L_{Carga}$	= 1.3574 m

### 3.3.12. Cálculos para taladros de hastiales o paredes

#### Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales.

$$B_{\text{Max. Hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.87}$$

$$B_{\text{Max. Hastiales}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{0.4335 * 1.45 * 1.25}}$$

Donde:

$B_{\text{Max. Hastiales.}}$	$= 0.7806$	m
$q_0$	$= 0.5911$	kg/m
$RWS_{ANFO}$	$= 1.00$	
$f$	$= 1.45$	según tabla N° 8
$S/B$	$= 1.25$	según tabla N° 8
$C'_{\text{Corregido}}$	$= 0.4335$	kg/m <sup>3</sup>

#### Cálculo del burden práctico para taladros de hastiales:

$$B_{\text{Pract. Hastiales}} = \frac{0.2755 * A_{\text{Tunel}}}{2 \text{ Flancos}} \quad \text{Ec. 2.88}$$

$$B_{\text{Pract. Hastiales}} = \frac{0.2755 * 2.20}{2}$$

Donde:

$B_{\text{Pract. Hastiales.}}$	$= 0.3030$	m
$A_{\text{Tunel}}$	$= 2.20$	m

#### Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales:

$$H_{\text{Disp Hastiales}} = H_{\text{Tunel}} - r \quad \text{Ec. 2.89}$$



$$H_{\text{Disp. Hastiales}} = 2.50 - 0.70$$

Donde:

$$H_{\text{Disp. Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

$$H_{\text{Tunel}} = 2.50 \text{ m}$$

$$r = 0.70 \text{ m}$$

**Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales:**

$$S_{\text{Tal. Hastiales}} = 0.3345 * H_{\text{Disp. Tal. Hastiales}} \quad \text{Ec. 2.90}$$

$$S_{\text{Tal. Hastiales}} = 0.3345 * 1.80$$

Donde:

$$S_{\text{Ay. Hast.}} = 0.6021 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp. Tal. Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

**Cálculo de N° de taladros para los hastiales:**

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Hastiales}} = \left( \frac{H_{\text{Disp. Hastiales}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.91}$$

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

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Hastiales}} = 4.0 \text{ Und}$$

$$H_{\text{Disp. Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

**Cálculo de ancho de abertura de hastiales:**

$$A_{\text{h. Hastiales}} = H_{\text{Disp. Hastiales}} \quad \text{Ec. 2.92}$$

$$A_{\text{h. Hastiales}} = 1.80$$

Donde:



$$A_{h. \text{ Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp. Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

### Cálculo de la densidad de carga ( $q_8$ ) en los taladros de hastiales:

$$q_8 \text{ Tal. Hastiales} = \frac{32.3 * \phi_0 * C' * B_{\text{Max. Hastiales}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{h. \text{ Hastiales}}}{2 * B_{\text{Max. Hastiales}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \text{ Ec. 2.93}$$

$$q_8 \text{ Tal. Hastiales} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4335 * 0.7806}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{1.80}{2 * 0.7806} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_8 \text{ Tal. Hastiales} = 0.5339 \text{ kg/m}$$

$$\phi_0 = 0.038 \text{ m}$$

$$C' = 0.4335 \text{ kg/m}^3$$

$$B_{\text{Max. Hastiales.}} = 0.7806 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$

$$A_{h. \text{ Hastiales}} = 1.80 \text{ m}$$

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_8 \text{ Tal. Hastiales} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Kg de expl./cart. empleado (1*12)}} \text{ Ec. 2.94}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.5339 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 4.0 \text{ Und.}$$

$$q_8 \text{ Tal. Hastiales} = 0.5339 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.00$$





$$Kg_{\text{ Expl.}} = 0.1736 \text{ kg}$$

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (Q<sub>e</sub> hastiales.):**

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

$$Q_{e \text{ Hastiales}} = 0.5339 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Hastiales}} = \mathbf{0.7247 \text{ kg/taladro}}$$

$$q_{8 \text{ Tal. Hastiales}} = 0.5339 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

### 3.3.13. Cálculos para taladros de corona o techos:

**Cálculo de espaciamento en taladros de corona (S<sub>Corona</sub>):**

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_o \quad \text{Ec. 2.96}$$

$$S_{\text{Corona}} = 15 * 0.038$$

Donde:

$$S_{\text{Corona}} = \mathbf{0.57 \text{ m}}$$

$$K = 15$$

$$\phi_o = 0.038 \text{ m}$$

**Cálculo de burden máximo para taladros de corona:**

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{Max. Corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ec. 2.97}$$

$$\frac{S}{B} = 0.80 \Rightarrow B_{\text{Max. Corona}} = \frac{0.57}{0.80}$$

Donde:



$$B_{Max. Corona} = 0.7125 \text{ m}$$

$$S_{Corona} = 0.57 \text{ m}$$

### Cálculo de burden práctico para taladros de corona:

$$B_{Pract. Corona} = B_{Max. Corona} - L * \text{Seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.98}$$

$$B_{Pract. Corona} = 0.7125 - (1.7374 * \text{Seno } 3^\circ) - 0.1408$$

Donde:

$$B_{Pract. Corona} = 0.4899 \text{ m}$$

$$B_{Max. Corona} = 0.7125 \text{ m}$$

$$L = 1.7374 \text{ m}$$

$$\gamma = 3^\circ \quad \text{Para taladros de contorno}$$

$$\psi = 0.1408 \text{ m}$$

### Cálculo de N° de taladros para la corona:

$$N^\circ_{Tal. Corona} = \left( \frac{A_{Tunel}}{B_{Max. Corona} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.99}$$

$$N^\circ_{Tal. Corona} = \left( \frac{2.20}{0.7125 * 0.80} \right) + 2$$

Donde:

$$N^\circ_{Tal. Corona} = 5.0 \quad \text{Und}$$

$$A_{Tunel} = 2.20 \text{ m}$$

$$B_{Max. Corona} = 0.7125 \text{ m}$$

$$S/B = 0.80 \quad \text{Para taladros de corona}$$

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

$$q_{9 Corona} = 90 * \phi_0^2 \quad \text{Ec. 2.100}$$



$$q_{9 \text{ Corona}} = 90 * (0.038)^2$$

Donde:

$$q_{9 \text{ Corona}} = 0.1399 \text{ kg/m}$$

$$\emptyset_o = 0.038 \text{ m}$$

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{9 \text{ Corona}} * L_{\text{CARGA}}}{\text{Peso de 1 cartucho del expl. empleado (1"12")}} \quad \text{Ec. 2.101}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.1399 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = 3.0 \text{ Und.}$$

$$q_{9 \text{ Corona}} = 0.1399 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

$$Kg_{\text{Expl.}} = 0.1736 \text{ kg. /cartucho de emulnor de 3000 (1"x12")}$$

**Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro en la corona (Qe corona.):**

$$Q_e \text{ Corona} = q_{9 \text{ Corona}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. 2.102}$$

$$Q_e \text{ Corona} = 0.1399 * 1.3574$$

Donde:

$$Q_e \text{ Corona} = 0.1899 \text{ kg/taladro}$$

$$q_{9 \text{ Corona}} = 0.1399 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 1.3574 \text{ m}$$

### 3.3.14. 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 espaciamento con sus valores respectivos:

$$f = 1.45 \text{ Según tabla N}^\circ 8$$

$$S/B = 1 \text{ Según tabla N}^\circ 8$$

#### Cálculo de burden máximo para taladros de arrastre o piso:

$$B_{\text{Max. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad \text{Ec. 2.103}$$

$$B_{\text{Max. Arrastre}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.5911 * 1.00}{0.4335 * 1.45 * 1}}$$

Donde:

$$B_{\text{Max. Arrastre}} = \mathbf{0.8727 \text{ m}}$$

$$q_0 = 0.5911 \text{ kg/m}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.00$$

$$f = 1.45 \text{ Según tabla N}^\circ 8$$

$$S/B = 1 \text{ Según tabla N}^\circ 8$$

$$C'_{\text{Corregido}} = 0.4335 \text{ kg/m}^3$$

#### Cálculo del burden práctico para taladros de arrastre o piso:

$$B_{\text{Pract. Arrastre}} = B_{\text{Max. Arrastre}} - L * \text{Seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec. 2.104}$$

$$B_{\text{Pract. Arrastre}} = 0.8727 - (1.7374 * \text{Seno } 3^\circ) - 0.1408$$

Donde:

$$B_{\text{Pract. Arrastre}} = \mathbf{0.35 \text{ m}}$$

$$B_{\text{Max. Arrastre}} = 0.8727 \text{ m}$$

$$L = 1.7374 \text{ m}$$



$$\begin{aligned}\gamma &= 3^\circ && \text{Para taladros de contorno} \\ \psi &= 0.1408 && \text{m}\end{aligned}$$

### Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{Sen}(\gamma)}{B_{\text{Max. Arrastre}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec. 2.105}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{2.20 + 2 * 1.7374 * \text{Sen}(3^\circ)}{0.8727 * 1.0} \right) + 2$$

Donde:

$$\begin{aligned}N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} &= \mathbf{4.0} && \mathbf{Unidades} \\ A_{\text{Túnel}} &= 2.20 && \text{m} \\ L &= 1.7374 && \text{m} \\ \gamma &= 3^\circ && \text{taladros de contorno} \\ B_{\text{Max. Arrastre}} &= 0.8727 && \text{m} \\ S/B &= 1.00\end{aligned}$$

### 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:

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{A_{\text{Túnel}} + 2 * L * \text{Sen}(\gamma)}{N^{\circ}_{\text{Tal. Arrastre}} - 1} \right) \quad \text{Ec. 2.106}$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre}} = \left( \frac{2.20 + 2 * 1.7374 * \text{Sen}(3^\circ)}{4 - 1} \right)$$

Donde:

$$\begin{aligned}S_{\text{Tal. Arrastre}} &= 0.7878 && \text{m} \\ A_{\text{Túnel}} &= 2.20 && \text{m} \\ L &= 1.7374 && \text{m} \\ \gamma &= 3^\circ && \text{Taladros de contorno}\end{aligned}$$



$$N^{\circ} \text{ Tal. Arrastre} = 4.0 \quad \text{und}$$

### Cálculo de espaciamiento para taladros (esquinas) de arrastre:

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = 0.97 - (A_{\text{Tunel}} * \text{Seno}(\gamma)) \quad \text{Ec. 2.107}$$

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = 0.97 - (2.20 * \text{Seno}(3^{\circ}))$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. Arrastre Esquinas}} = \mathbf{0.8664} \quad \text{m}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 2.20 \quad \text{m}$$

$$\gamma = 3^{\circ} \quad \text{Taladros de contorno}$$

### Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre:

$$A_{\text{h. Arrastre}} = A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. 2.108}$$

$$A_{\text{h. Arrastre}} = 2.20$$

Donde:

$$A_{\text{h. Arrastre}} = \mathbf{2.20} \quad \text{m}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 2.20 \quad \text{m}$$

### Cálculo de la densidad de carga ( $q_{10}$ ) en los taladros de arrastre:

$$q_{10} \text{ Tal. Arrastre} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C' * B_{\text{Max. Arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{A_{\text{h. Arrastre}}}{2 * B_{\text{Max. Arrastre}}} \right)^{1.5} \right) \right)} \quad \text{Ec. 2.109}$$

$$q_{10} \text{ Tal. Arrastre} = \frac{32.3 * 0.038 * 0.4335 * 0.8727}{1.00 * \text{Seno} \left( \text{Arcotang} \left( \left( \frac{2.20}{2 * 0.8727} \right)^{1.5} \right) \right)}$$

Donde:

$$q_{10} \text{ Tal. Arrastre} = \mathbf{0.5886} \quad \text{kg/m}$$



$\emptyset_o$	= 0.038	m
$C'$	= 0.4335	kg/m <sup>3</sup>
$B_{Max. Arrastre}$	0.8727	m
$RWS_{ANFO}$	= 1.00	
$A_h. Arrastre$	= 2.20	m

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

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{q_{10 \text{ Tal. Arrastre}} * L_{CARGA}}{Kg. Expl. en 01 cartucho empleado (1*12)''} \quad \text{Ec. 2.110}$$

$$N^{\circ} \text{ Cartuchos} = \frac{0.5886 * 1.3574}{0.1736}$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ Cartuchos}$	= 5.0	Und
$q_{10 \text{ Tal. Arrastre}}$	= 0.5886	kg/m
$L_{Carga}$	= 1.3574	m
$RWS_{ANFO}$	= 1.00	
$Kg \text{ Cartucho}$	= 0.1736	kg/cartucho

### Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona ( $Q_e$ arrastre.):

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_{10 \text{ Tal. Arrastre}} * L_{Carga} \quad \text{Ec. 2.111}$$

$$Q_e \text{ Arrastre} = 0.5886 * 1.3574$$

Donde:

$Q_e \text{ Arrastre}$	= 0.7989	kg/taladro
$q_{10 \text{ Tal. Arrastre}}$	= 0.5686	kg/m
$L_{Carga}$	= 1.3574	m

### 3.3.15. Resumen de los cálculos de diseño

El resumen de los cálculos en donde se detalla todo el resultado del nuevo diseño de mallas de perforación.

RESUMEN DE CALCULOS DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION											
DESCRIPCION	BURDEN PRACTICO DE DISEÑO	ESPACIA MIENTO	N° TALADOS		DENSIDAD DE CARGA LINEAL	EXPLOSIVO - EMULNOR (1"x12")					
			SIN CARGA	CON CARGA		PESO/CART. (Kg.)	CART./TAL	Kg./TAL.	EM-3000 1"x12" (Und.)	EM-3000 1"x12" (Kg.)	
ARRANQUE	Bp	0.120	0.277	5	3	0.5911	0.1736	5	0.8680	15	2.60
TAL 1º CUADRANTE		0.181	0.452		4	0.4859	0.1736	5	0.8680	20	3.47
TAL 2º CUADRANTE		0.248	0.673		4	0.4542	0.1736	5	0.8680	20	3.47
TAL 3º CUADRANTE		0.334	0.948		4	0.4490	0.1736	5	0.8680	20	3.47
TAL 4º CUADRANTE		0.402	1.230		4	0.4473	0.1736	5	0.8680	20	3.47
TAL AYUDA DE HASTIALES		0.240	1.536		2	0.5681	0.1736	4	0.6944	8	1.39
TAL AYUDA DE CORONA		0.400	0.500		2	0.7506	0.1736	4	0.6944	8	1.39
TAL DE HASTIALES		0.303	1.800		4	0.5339	0.1736	4	0.6944	16	2.78
TAL DE CORONA		0.490	0.570		5	0.1300	0.1736	3	0.5208	15	2.60
TAL DE ARRASTRES		0.350	0.827		4	0.5886	0.1736	5	0.8680	20	3.47
<b>TOTAL TAL. PERFORADOS</b>				<b>5</b>	<b>36</b>				<b>Total Emulnor</b>	<b>162</b>	
<b>TOTAL EXPLOSIVO</b>				<b>41</b>					<b>Kilogramo</b>		<b>28.12</b>

**Figura 54:** Resumen de cálculos del nuevo diseño de malla de perforación

En la Figura 54 se tiene los resultados de todos los cálculos realizados para el nuevo diseño de perforación y voladura del Cx 555 de la zona Esperanza Huascar con una sección de 2.20 m x 2.50 m (ver Anexo 6) marcado de malla de perforación en el primer cuadrantes del Cx 555, Se culmina con el marcado de la malla de perforación del frente (ver Anexo 7), también se realiza el control de tiempos de la perforación del cx 555 según se aprecia en (ver Anexo 8), se puede observar los taladros perforados en el arranque y los taladros de la primera ayuda en el (ver Anexo 9).

Para secciones menores de excavación, los cálculos serán los mismos, con la única variación que los taladros perforados disminuirán de acuerdo a la sección de





excavación y en el diseño en cuanto a la corona o techo del túnel ya sea en forma de baúl o en bóveda (ver Anexo 10), Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 2.10m x 2.10m, (ver Anexo 11), Estándar de perforación y voladura de sección 1.80m x 2.10m, (ver Anexo 12) Estándar de perforación y voladura de sección 1.50m x 1.80m

**Tabla 29: Distribución de taladros según el cálculo realizado, usando Emulnor**

Distribución de taladros	N° de taladros	
	Cargados	Vacíos
Alivio	0	5
Arranque	3	
1° Cuadrante	4	
2° Cuadrante	4	
3° Cuadrante	4	
4° Cuadrante	4	
Tal Ayuda Hastiales	2	
Tal Ayuda Corona	2	
Tal. Hastiales	4	
Tal de Corona	5	
Tal. de Arrastres	4	
<b>Subtotal de taladros perforados</b>	<b>36</b>	<b>5</b>
<b>Total taladros</b>	<b>41</b>	

**Tabla 30: Control de tiempos de perforación nueva malla**

Taladros	N° de Taladros	Tiempo de perforación / Tal.	Tiempo total de perforación / Tal.
Tal. Arranque	3	00:05:16	00:15:48
Tal. Alivio	5	00:04:51	00:24:15
Tal. 1° Cuadrante	4	00:04:47	00:19:08
Tal. 2° Cuadrante	4	00:04:45	00:19:00
Tal. 3° Cuadrante	4	00:04:55	00:19:40



Tal. 4° Cuadrante	4	00:04:50	00:19:20
Tal. Ayuda Hastiales	2	00:04:47	00:11:21
Tal. Ayuda de corona	2	00:05:40	00:12:00
Tal. De Hastiales	4	00:04:40	00:18:40
Tal. De Corona	5	00:04:57	00:24:45
Tal. De Arrastre	4	00:04:52	00:19:28
<b>Total Taladros</b>	<b>41</b>	<b>00:04:57</b>	<b>03:31:25</b>

Según el control de tiempos realizados en la perforación del Cx 555 usando Dinamita, se especifica en la Tabla 30, que para los 05 taladros perforados de alivio se ha empleado un tiempo promedio de 24 minutos con 15 segundos; para los 03 taladros de arranque se ha utilizado un tiempo promedio de 15 minutos con 48 segundos; para los 04 taladros de 1° cuadrante, un tiempo promedio de 19 minutos con 08 segundos; para los 04 taladros de 2° cuadrante se ha utilizado un tiempo promedio de 19 minutos; para los 04 taladros del 3° cuadrante se ha empleado un tiempo promedio de 19 minutos con 40 segundos; para los 04 taladros del 4° cuadrante se ha utilizado un tiempo promedio de 19 minutos con 20 segundos; para los 02 taladros de ayuda de hastiales, se empleó un tiempo promedio de 11 minutos con 21 segundos; para los 02 taladros de ayuda de corona se ha empleado un tiempo promedio de 12 minutos con 00 segundos y para los 04 taladros de los hastiales se ha utilizado un tiempo promedio de 18 minutos con 40 segundos, y para los 05 taladros de corona se ha utilizado un tiempo promedio de 24 minutos con 45 segundos, y para los 04 taladros de los arrastres se ha utilizado un tiempo promedio de 19 minutos con 28 segundos, haciendo un tiempo total de 03 horas con 31 minutos y 25 segundos para perforar los 41 taladros de 6 pies de longitud, utilizando la máquina perforadora tipo Jack Leg, Marca Atlas Copco (ver Anexo 7) el control de tiempos de perforación.

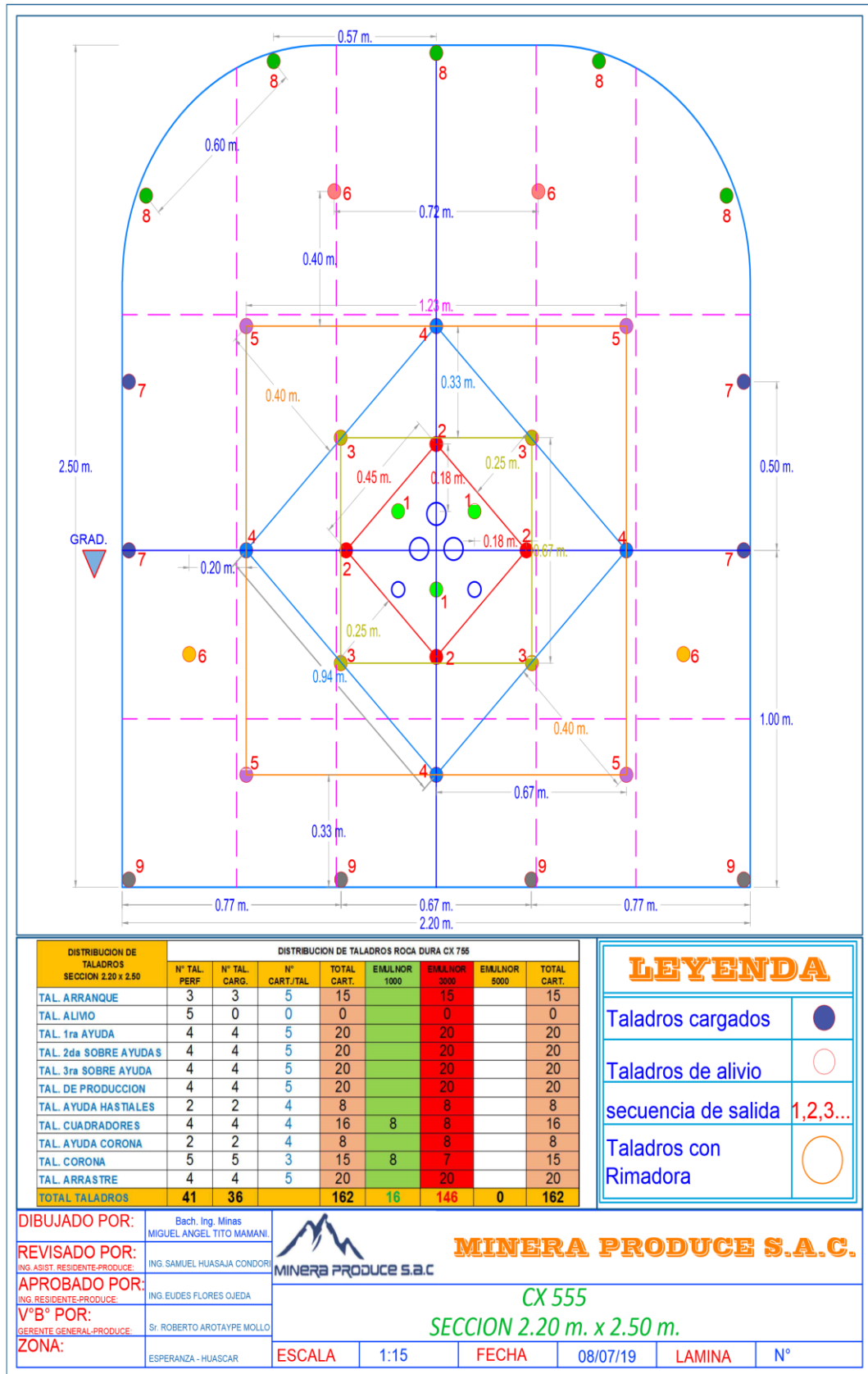


Figura 55: Nuevo diseño de malla de perforación y voladura según el cálculo realizado



### 3.4. CÁLCULOS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA USANDO EMULNOR

#### 3.4.1. Área de la sección de perforación

Ver ecuación 2.1

$$A = 5,29 \text{ m}^2$$

#### 3.4.2. Longitud efectiva de avance

Longitud de perforación : 1,73 m.

Eficiencia de la voladura : 97%

$$1,73 \text{ m} * 0,97 = \mathbf{1.68 \text{ m.}}$$

#### 3.4.3. Volumen roto

$$V = 5.29 \text{ m}^2 * 1,68 \text{ m}$$

$$V = \mathbf{8,91 \text{ m}^3}$$

#### 3.4.4. Tonelaje roto

$$TM = V * dr$$

Donde:

TM = Tonelaje roto

V = Volumen roto

dr = Densidad de roca

$$TM = \frac{8,9151 \text{ m}^3}{1} * \frac{2,66 \text{ tm}}{\text{m}^3}$$

$$TM = \mathbf{23,64 \text{ TM}}$$



### 3.4.5. Factor de carga de explosivo

$$F_c = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Volumen roto}}$$

$$F_c = \frac{28.061}{8,91}$$

$$F_c = 3,15 \text{ Kg /m}^3$$

### 3.4.6. Factor de carga lineal

$$F_c = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Metro Lineal}}$$

$$F_c = \frac{28,061}{1,68}$$

$$F_c = 16,70 \text{ Kg /m}$$

### 3.4.7. Factor de potencia

$$F_p = \frac{\text{Kg-explosivo}}{\text{Tonelaje Roto}}$$

$$F_p = \frac{28,061}{23.639}$$

$$F_p = 1,187 \text{ Kg /TM}$$

### 3.4.8. Resumen de los parámetros obtenidos en la voladura con Emulnor

**Tabla 31: Resumen de cálculos obtenidos en la voladura con EMULNOR**

Parámetros obtenidos en la voladura con Emulnor		
Descripción	Valor	Unidades
Área	5.290	m <sup>2</sup>
Avance	1.68	m
Densidad de roca	2.660	Kg/ m <sup>3</sup>
Volumen	8.887	m <sup>3</sup>
Kg. Expl./Disp.	28.061	Kg
Toneladas	23.639	TM
Factor de carga	3.158	Kg/ m <sup>3</sup>
Factor de potencia	1.187	Kg/TM
Factor de carga lineal	16.703	Kg/m

**Fuente:** Autor de tesis

En la Tabla 31, se resume los resultados obtenidos en la voladura con el nuevo diseño de malla de perforación, es decir en el disparo del frente del Cx 555, observamos que el área obtenido del frente es de 5.29 m<sup>2</sup>, y un avance lineal de 1.68 m, utilizando un total de 28.06 kg de explosivo Emulnor 3000, removiendo un volumen de 8.88 m<sup>3</sup> de desmonte, equivalente a 23.63 Tm, con un factor de carga de 3.15 kg/m<sup>3</sup>, un factor de potencia de 1.18 kg/Tm y un factor de carga lineal de 16.70 kg/m

### 3.5. COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CON EL NUEVO DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN USANDO EMULSIONES

#### a) Mano de obra

**Tabla 32: Mano de obra**

		T.C. =	3.40
Mano de obra	Número de personal	Salario en Soles	Costo US\$/disparo
Supervisor de mina	1	90	26.47
Maestro perforista	1	70	20.59
Ayudante perforista	1	60	17.65
Bodeguero	1	58	17.06
<b>Sub total</b>			<b>81.76</b>
Beneficios sociales	60.059%		49.11
<b>Total</b>			<b>130.87</b>

En la Tabla 32, se resume los costos de mano de obra por disparo, teniendo los costos operativos siguientes; supervisor de mina 26.47 US\$/disparo, seguido por el maestro perforista con un costo de 20.59 US\$/disparo, ayudante perforista igual a 17.65 US\$/disparo, y por último tenemos los costos operativos del bodeguero que viene a ser un total de 17.06 US\$/disparo, haciendo un total de 130.87 US\$/disparo.

#### b) Máquina perforadora

**Tabla 33: Máquina perforadora**

Equipo	Costo Maq. US\$	Vida útil Pies/perforados	Costo US\$/Pie	Pies perforados	US\$/Disparo
Máquina Perforadora	4500	100000	0.045	246	11.07
<b>TOTAL</b>					<b>11.07</b>

En la Tabla 33, se observa los costos de máquina perforadora por disparo, teniendo la vida útil de la máquina perforadora de 100000 pies perforados y un costo por pie perforado de 0.045 US\$/Pie, obteniendo así el costo de 11.07 US\$/Disparo.

### c) Materiales de perforación barra cónica y broca

**Tabla 34: Materiales de perforación barra cónica y broca**

Accesorios	Ca nt.	Costo S/ Unid.	Costo US\$/ Unid.	Vida Util (P.P.)	Pies Perf.	T.C 3.4	
						US\$/ Pies Perf.	US\$/ Disp.
Barra Cónica 4 pies	1	267.86	78.78	1250	164	0.063	10.336
Barra Cónica 6 pies	1	337.15	99.16	1250	82	0.079	6.505
<b>Sub Total Barra</b>						<b>0.071</b>	<b>16.841</b>
Broca de 36 mm	1	95.41	28.06	400	82	0.070	5.753
Broca de 38 mm	1	98.49	28.96	400	164	0.072	11.877
<b>Sub Total Broca</b>					<b>246</b>	<b>0.071</b>	<b>17.629</b>
<b>TOTAL</b>						<b>0.142</b>	<b>34.471</b>

En la Tabla 34, se observa que el costo de la barra cónica de 4 pies es más alto 10.33 US\$/ Disp. Seguido de la barra cónica de 6 pies cuyo costo es de 6.50 US\$/ Disp. Entonces podemos resumir que debemos tener mucho cuidado en el uso de los barras cónicas de 4, 6 pies ya que deben de cumplir su vida útil cual es de 1250 pies perforados. También podemos observar el costo de la broca de 38 mm es de 11.87 US\$/ Disp. Y la broca 36 mm es de 5.75 US\$/ Disp, teniendo una vida útil de 400 pies perforados, haciendo un total de 34.47 US\$/ Disp.

**Tabla 35 materiales perforación manguera de agua aire**

Equipo	Cantidad (mts)	Costo US\$	T.C. = 3.4	
			Vida Util (P.P.)	Costo US\$/Disp.
Manguera de ½ pulgada (agua)	30	3.176	15000	0.0064
Manguera de 1 pulgada (aire)	30	3.176	15000	0.0064
Aceite de perforación (gl/pp)	0.25	14.46	1	3.6154
Mant. Maq. Perf. Repuestos (70%)	1	3150.00	100000	0.0315
<b>TOTAL</b>				<b>3.660</b>

En la Tabla 35, se observa que el costo del aceite de perforación es más alto 3.61 US\$/disparo; seguido del mantenimiento de máquina perforadora de 0.03 US\$/disparo; y en un menos costo como son la manguera de agua, aire con 0.0064 US\$/disparo, equivalente a un total de 3.66 US\$/disparo.



#### d) Materiales de voladura

**Tabla 36: Accesorios y/o explosivos de voladura**

Insumos	Unid.	Costo S./ /Unid.	Costo US\$/ Und.	Cant. Por Disp.	Costo US\$/ Disp.
Emulnor 1000	Cartucho	1.05	0.309	9	2.78
Emulnor 3000	Cartucho	1.14	0.335	153	51.30
Fulminante N° 8	Capsula	0.65	0.191	36	6.88
Mecha de seguridad	Metros	1.59	0.468	64.01	29.93
Mecha rápida	Metros	1.17	0.344	10	3.44
<b>TOTAL</b>					<b>94.34</b>

En la Tabla 36, se observa que se ha utilizado el explosivo Emulnor de 3000, en un total de 162 cartuchos, fulminante N° 8, 36 unidades, mecha de seguridad 64.01 m. y mecha rápida de 10 metros, haciendo un total en accesorios de voladura de 94.34 US\$/disparo

#### e) Herramientas y otros materiales

**Tabla 37: Herramientas y otros materiales**

Descripción	Med.	Can t.	Costo S./ Unid.	Costo US\$/ Unid	Vida Útil /Disp.	Costo US\$/ Disp.
Juego de Barretillas	Und.	1	80.00	23.53	120	0.196
Lampas	Und.	1	25.00	7.35	90	0.082
Picos	Und.	1	32.00	9.41	90	0.105
Llave stilson 16"	Und.	1	118.00	34.71	360	0.096
Llave francesa 12"	Und.	1	33.50	9.85	360	0.027
Cucharilla	Und.	1	7.70	2.26	60	0.038
Atacador	Und.	1	6.50	1.91	60	0.032
Punzón de cebo	Und.	1	16.63	4.89	720	0.007
Flexómetro	Und.	1	5.00	1.47	60	0.025
Ocre	Und.	1	3.80	1.12	15	0.075
Llave saca barreno	Und.	1	7.70	2.26	180	0.013
Aceitera	Und.	1	11.55	3.40	150	0.023
Comba de 6lb	Und.	1	19.00	5.59	90	0.062
Comba de 12lb	Und.	1	40.00	11.76	90	0.131
Piedra esmeril	Und.	1	85.00	25.00	150	0.167
Alambre 8 y 16"(mts)	Und.	1	280.00	82.35	800	0.103
Corvina	Und.	1	315.00	92.65	360	0.257
Azuela	Und.	1	48.29	14.20	90	0.158
Cordel	Und.	1	29.00	8.53	80	0.107
Punta	Und.	1	10.00	2.94	30	0.098

Santiago	Und.	1	1250.0 0	367.65	2800	0.131
Arco sierra	Und.	1	15.00	4.41	90	0.049
Hoja sierra	Und.	1	4.50	1.32	8	0.165
<b>TOTAL</b>						<b>2.145</b>

En la Tabla 37, se observa el resumen de herramientas en el cual el juego de barretillas tiene un alto costo 0.196 US\$/disparo; seguido del pico con un costo de 0.105 US\$/disparo; Y por último la herramienta de la lampa, y la comba de 12 lb con un costo de 0.131 US\$/disparo, teniendo un total de 2.14 US\$/disparo.

#### f) Implementos de seguridad

**Tabla 38: Implementos de seguridad**

Descripción	Med.	Cant.	Costo US\$/Unid	Vida Útil /Disparo	Costo US\$/Disparo
Mamelucos	Pza	1	29.41	180	0.16
Botas de jebe	Pza	1	22.18	90	0.25
Guantes de cuero	Pza	1	4.41	15	0.29
Pantalón de jebe	Pza	1	19.61	100	0.20
Sacos de jebe	Pza	1	18.57	100	0.19
Correa de cuero	Pza	1	4.71	360	0.01
Casco protector	Pza	1	13.82	360	0.04
Respiradores	Pza	1	18.53	180	0.10
Cartuchos 3m	Pza	1	7.06	20	0.35
Tapón de oído	Pza	1	0.74	60	0.01
Lámparas eléctricas	Pza	1	60.29	360	0.17
Lentes de seguridad	Pza	1	4.41	60	0.07
Barbiquejos	Pza	1	0.74	360	0.00
Tafilete para casco	Pza.	1	3.53	360	0.01
Guantes de jebe (neopreno)	Pza.	1	2.06	15	0.14
Mant. lámpara minera 15%	Pza	1	9.04	360	0.03
<b>TOTAL</b>					<b>2.021</b>

En la Tabla 38, podemos observar el resumen de los implementos de seguridad donde se puede ver que los epps de perforación son los que tienen un alto costo como son: mamelucos 0.16 US\$/disparo; botas de jebe 0.25 US\$/disparo; guante de cuero 0.29 US\$/disparo; pantalón de jebe 0.20 US\$/disparo; saco de jebe 0.19 US\$/disparo, haciendo un total de 2.02 US\$/disparo.

### 3.5.1. Resumen de costos de perforación y voladura con el nuevo diseño de malla de perforación

Para obtener una voladura eficiente del frente del Crucero se ha tenido en cuenta las características estructurales del macizo rocoso, y se ha seleccionado el tipo de explosivo EMULNOR 3000 y también se ha considerado el confinamiento en carguío de taladros.

**Tabla 39: Resumen de costos de perforación y voladura con el nuevo diseño de malla de perforación**

Descripción	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/m3
Mano de obra	130.87	14.69
Máquina perforadora	11.07	1.24
Materiales de perforación	38.13	4.28
Accesorios de voladura	94.34	10.59
Herramientas y materiales	2.14	0.24
Implementos de seguridad	2.02	0.23
<b>COSTO TOTAL : US\$</b>	<b>278.57</b>	<b>31.27</b>

Según los resultados en la Tabla 39 referentes a los costos de perforación usando la nueva malla y cambiando los explosivos a Emulnor 3000 en el Cx 555 de la E.C.M. Produce S.A.C.- Minera Yanaquihua. el costos de mano de obra que ha sido un total de 130,87 US\$/disparo; costos de máquina perforadora de 11.07 US\$/disparo; costos de materiales de perforación de 38.13 US\$/disparo; costos de accesorios de voladura de 94.34 US\$/disparo; herramientas y materiales de 2.14 US\$/disparo y costos de implementos de seguridad de 2.02 US\$/disparo, haciendo un total de 278.57 US\$/disparo; en el disparo se ha logrado un avance lineal promedio de 1.68 metros, entonces al realizar las operaciones matemáticas se ha requerido un costo total de 278.57 US\$/m, para el avance lineal en el Cx 555 de la E.C.M. Produce S.A.C. – Minera Yanaquihua.

### 3.5.2. Análisis técnico de perforación

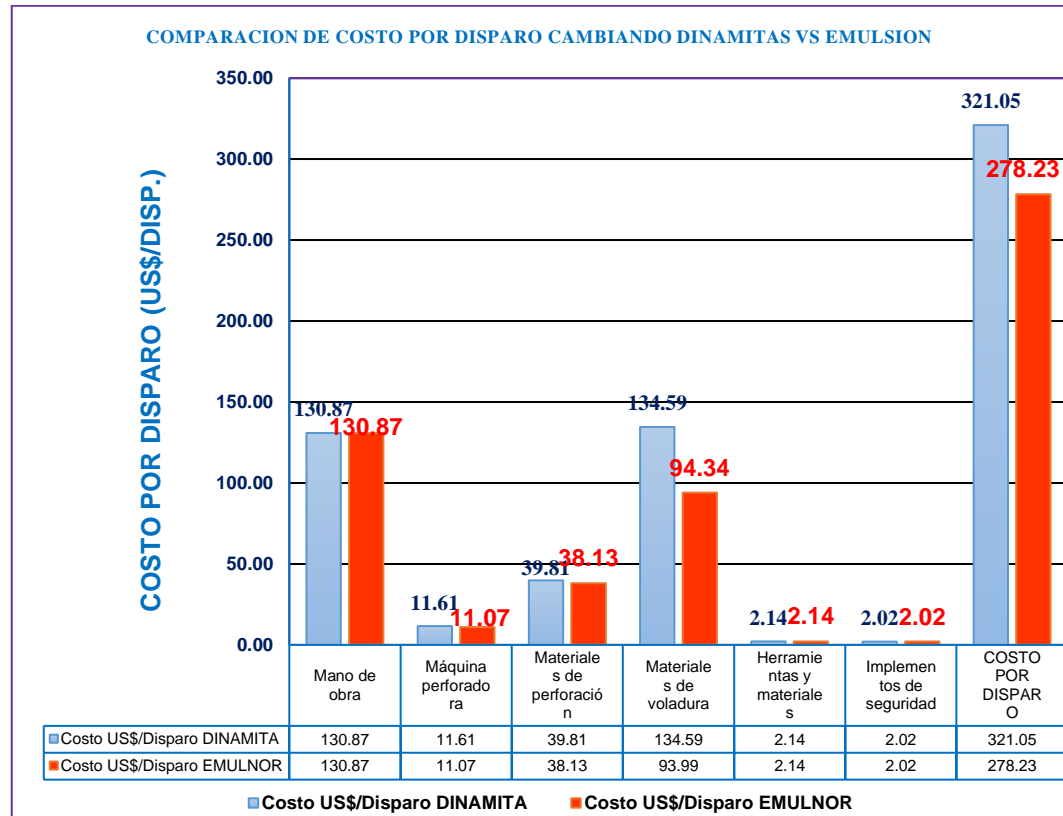
**Tabla 40: Resumen de costo por disparo cambiando la dinamita vs Emulnor**

Descripción	Dinamita		Emulnor	
	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/m3	Costo US\$/Disparo	Costo US\$/m3
Mano de obra	130.87	15.51	130.87	14.69
Máquina perforadora	11.61	1.38	11.07	1.24
Materiales de perforación	39.81	4.72	38.13	4.28
Accesorios de voladura	135.28	15.95	94.34	10.55
Herramientas y materiales	2.14	0.25	2.14	0.24
Implementos de seguridad	2.02	0.24	2.02	0.23
<b>TOTAL</b>	<b>321.05</b>	<b>38.04</b>	<b>278.57</b>	<b>31.23</b>

Según el análisis de los resultados en la Tabla 40, referente a los costos de perforación anterior usando Dinamita y el nuevo diseño usando Emulnor, se muestra que hay una diferencia en los costos de perforación en el Cx 555 de la Empresa Minera PRODUCE S.A.C. de la compañía Minera Yanaquihua.

El costo de mano obra se mantiene igual para ambos casos en 130.87 US\$/Disparo, el costo de maquinaria de 11.61 US\$/Disparo a 11.07 US\$/Disparo, con una diferencia de 0.54 US\$/Disparo, el costo de materiales de perforación de 39.81 US\$/Disparo a 38.13 US\$/Disparo, con una diferencia de 1.68 US\$/Disparo, el costo de accesorios de voladura de 135.28 US\$/Disparo a 94.34 US\$/Disparo, con una diferencia de 40.94 US\$/Disparo, el costo de herramientas y materiales no sufre ninguna diferencia se mantiene igual 2.14 US\$/Disparo y el costo de implementos de seguridad sufre ninguna diferencia se mantiene igual 2.02 US\$/Disparo En resumen los costos totales de perforación se ha optimizado de 321.05 US\$/Disparo a 278.57 US\$/Disparo con una diferencia de 42.48 US\$/Disparo en el Cx 555 de la Empresa Minera PRODUCE S.A.C. de la compañía Minera Yanaquihua.

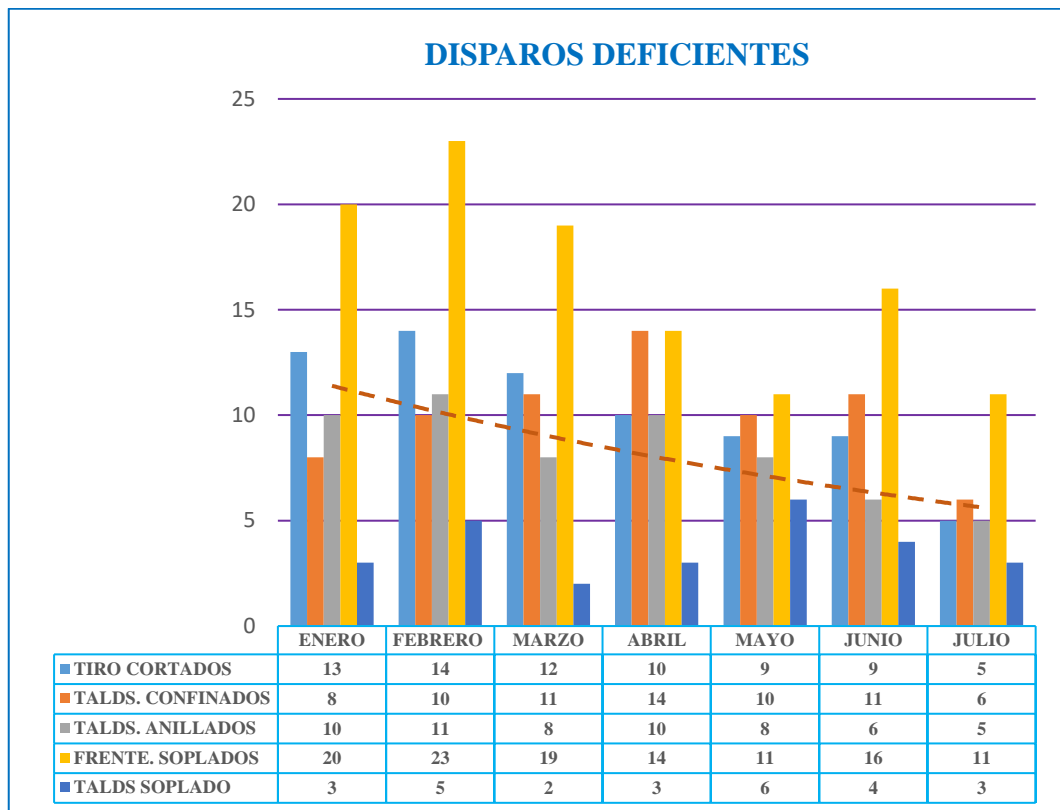
Se debe precisar, la variable que más ha variado es el costo de materiales de perforación que ha tenido una diferencia de 1.68 US\$/Disparo, y la segunda variable ha sido los accesorios de voladura, que ha variado en 40.94 US\$/Disparo.



**Figura 56:** Comparación de costos por disparo cambiando Dinamitas vs Emulnor

Según el análisis de resultados en la Figura 56 de los costos por disparo de la perforación anterior y el optimizado se concluye que existe una variación en los costos de materiales de perforación de 39.81 US\$/disparo a 38.13 US\$/disparo. De la misma forma también existe la variación de los costos de accesorios de voladura de 134.59 US\$/disparo. A 94.34 US\$/disparo. Teniendo una variación de 40.25 US\$/disparo. En resumen los costó cuando se emplea la dinamita resulta la suma de 321.05 US\$/disparo. En cambio cuando cambio de explosivo a Emulnor el costo por disparo es 278.23 US\$/disparo, teniendo un ahorro de 42.82 US\$/disparo.

### 3.5.2.1. Antecedentes – resultados de perforación y voladura usando dinamita



**Figura 57:** Resumen de disparos deficientes

Si observamos la Figura 57 es la estadística de disparos deficientes desde el mes de enero y analizamos cantidad de disparos deficientes como son los frentes sopladados en dicho mes de enero 20 disparos deficientes, en el mes de febrero tenemos 23 disparos deficientes, 14 tiros cortados, y así podemos ver de los siguientes meses hasta llegar al mes de Julio en donde ya se empezó a realizar las pruebas y el nuevo diseño de mallas de perforación cambiando el tipo de explosivo de dinamita por las emulsiones.

### 3.5.2.2. Parámetros optimizados de perforación y voladura usando Emulnor

**Tabla 41: Resultado de perforación y voladura usando EMULNOR**

Descripción	Unidades	Emulnor
		Emulnor 3000
Labor		CX 555
Sección	m	2.20 x 2.50
Taladros Perforados	Tal. /Disp.	41
Taladros Cargados	Tal. /Disp.	36
Longitud de barra perforación	m	1.80
Longitud efectiva de perforación	m	1.73
Avance/Disp.	m	1.68
Rendimiento de perforación y voladura	%	97%
Explosivo/Disp.	Cart. /Disp.	162
Consumo de Explosivo	Kg/Disp.	28.061
Roca Fragmentada	m <sup>3</sup> /Disp.	8.94
Toneladas Rotas	Ton/Disp.	23.779
Factor de carga	Kg/ m <sup>3</sup>	3.139
Factor de potencia	Kg/TM	1.18
Factor de carga Lineal	Kg/m	16.604

En la Tabla 41, se resume los resultados en la voladura usando Emulnor en el disparo del frente del Cx 555 de sección (2.20m por 2.50 m), se ha perforado un total de 41 taladros, se cargaron 36 taladros, cuya longitud de perforación es de 6 pies, obteniendo así un avances por disparo de 1.68 m y utilizando 162 cartuchos de Emulnor que convertido en peso es igual a 28.06 kg de explosivo Emulnor 3000, removiendo un volumen de 8.94 m<sup>3</sup> de desmonte, equivalente a 23.77 Tm, con un factor de carga de 3.13 kg/m<sup>3</sup>, un factor de potencia de 1.18 kg/Tm y un factor de carga lineal de 16,60 kg/m.

### 3.5.2.3. Análisis comparativos de perforación

Este nuevo explosivo permitió reducir la malla de perforación en 02 taladros perforados en frentes horizontales como es el Cx, 555. Así mismo, el número de taladros cargados se redujo en 03 taladros en frentes horizontales.

**Tabla 42: Análisis comparativo de taladros perforación en el CX 555 con el nuevo diseño de malla para el carguío con emulnor**

Descripción	Dinamita	Emulnor
	N° TAL.	N° TAL.
Alivio	4	5
Arranque	5	3
1° Cuadrante	4	4
2° Cuadrante	4	4
3° Cuadrante	4	4
4° Cuadrante	4	4
Tal Ayuda Hastiales	0	2
Tal Ayuda Corona	4	2
Tal. Hastiales	4	4
Tal de Corona	5	5
Tal. de Arrastres	5	4
<b>Total taladros</b>	<b>43</b>	<b>41</b>
<b>Taladros Perforados</b>	<b>43</b>	<b>41</b>
<b>Taladros Cargados</b>	<b>39</b>	<b>36</b>

Si observamos en la Tabla 42 y analizamos el número de taladros distribuidos antes de la investigación es mayor, tal como se observa en la tabla que es de 39 taladros cargados y 04 taladros de alivio por frente, sin embargo los resultados después de la investigación es de 36 taladros cargados y 05 taladros de alivio por frente, son un tanto atractivo en el frente que difieren en 03 taladros con respecto al anterior el frente de perforación es como producto del diseño de malla de perforación con una sección de (2.20 m por 2.50).



**Tabla 43: Análisis comparativo de parámetros perforación en el CX 555**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Semexa 80%	Emulnor 3000
Labor		CX 755	CX 755
Sección	m	2.20 x 2.50	2.20 x 2.50
Taladros Perforados	Tal./Disp.	43	41
Taladros Cargados	Tal./Disp.	39	36
Longitud de barra perforación	m	1.8	1.8
Longitud efectiva de perforación	m	1.65	1.73
Avance/Disp.	m	1.53	1.68
Rendimiento de perforación y voladura	%	92%	97%

En la Tabla 43, se resume los taladros perforación anterior y el optimizado, es decir se han optimizado de 43 taladros a 41 taladros, con una diferencia de 02 taladros perforados, Los taladros cargados se han optimizado de 39 taladros a 36 taladros con una diferencia de 03 taladros, el avance por disparo se ha optimizado de 1.53 m a 1.68 m, y por último la eficiencia de perforación se logra optimizar de 92% al 97%.

#### 3.5.2.4. Análisis comparativo de tiempos de perforación

Producto de la reducción de taladros de la malla de perforación, trae consigo una disminución en 30 min del tiempo de perforación cuando se realiza la perforación de los frentes horizontales. Los cuales se muestran en la tabla siguiente:

**Tabla 44: Tiempo de perforación efectiva (neta) por taladro según diámetro**

Descripción	Und.	Antes Dinamita	Después Emulnor
Tiempo Efectico Perf. /tal.			
38 mm	min	00:05:22	00:04:57
55 mm	min	00:00:00	00:07:39

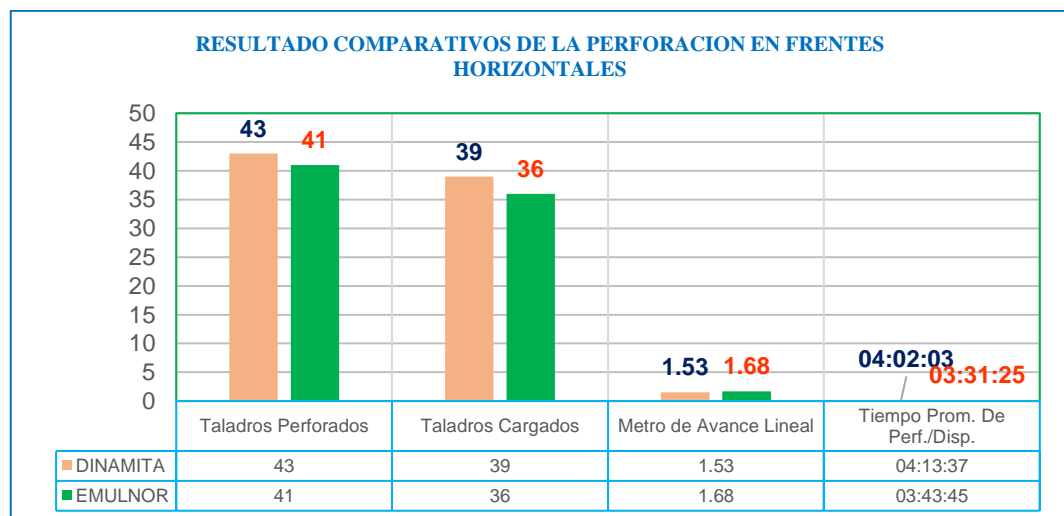
En la Tabla 44, se resume los resultados obtenidos del control de tiempo optimizada, en donde el tiempo de perforación por taladros se ha optimizado de 0h: 05m: 22seg. A 0h: 04m: 57seg. Teniendo un ahorro de tiempo por taladro de 0h: 0m: 21seg. Del Cx 555.

**Tabla 45: Ahorro en el tiempo de perforación efectiva**

Descripción	Und.	Antes Dinamita	Después Emulnor
Tiempo Efectico Perf. /tal.			
38 mm	Tal.	43	38
55 mm	Tal.	0	3
Tiempo Efectico Perf. /tal.	min	03:24:15	03:04:27
Tiempo de Empate	min	00:18:58	00:14:29
Tiempo de Sacado	min	00:20:24	00:13:49
Tiempo Total de Perforación	min	04:04:03	03:31:25
Tiempo Total de Perforación	horas	04:04:03	03:31:25
<b>AHORRO</b>	<b>min</b>	<b>00:30:38</b>	<b>Disp.</b>

**Fuente:** Autor de tesis

En la Tabla 45, se resume los resultados obtenidos del control de tiempo optimizado, en donde el tiempo de perforación por frente se ha optimizado de 04h: 04 m: 03seg. A 3h: 31m: 25seg. Teniendo un ahorro de tiempo por frente de 0h: 30m: 38seg.



**Figura 58:** Resultados comparativos de perforación

En el diseño de la malla de perforación anterior se ha utilizado 43 taladros perforados y con el nuevo diseño de la malla de perforación, 41 taladros perforados, haciendo una diferencia de 02 taladros perforados, taladros cargados con dinamita por frente es 39 taladros, cambiando a Emulnor 36 taladros con una diferencia de 03 taladros, el tiempo de perforación anterior es de 04h: 02m: 03seg, optimizando el tiempo con la nueva malla es de 03h31m: 25seg. Teniendo un ahorro de 0h: 30m: 38seg.

### 3.5.2.5. Análisis comparativos de KPIs de voladura

El detalle se muestra en el anexo 10, pero a continuación se muestra un resumen de los siguientes indicadores

**Tabla 46: Indicadores de voladura KPIs.**

Descripción	Und.	Antes Dinamita	Después Emulnor	Dif.
FACTOR DE CARGA	Kg/m <sup>3</sup>	2.735	3.138	15%
FACTOR DE POTENCIA	Kg/TM	1.028	1.180	15%
FACTOR DE AVANCE	Kg/ml	15.043	16.600	10%
EXPLOSIVO POR TALADRO	Kg/Tal	2.500	2.550	2%

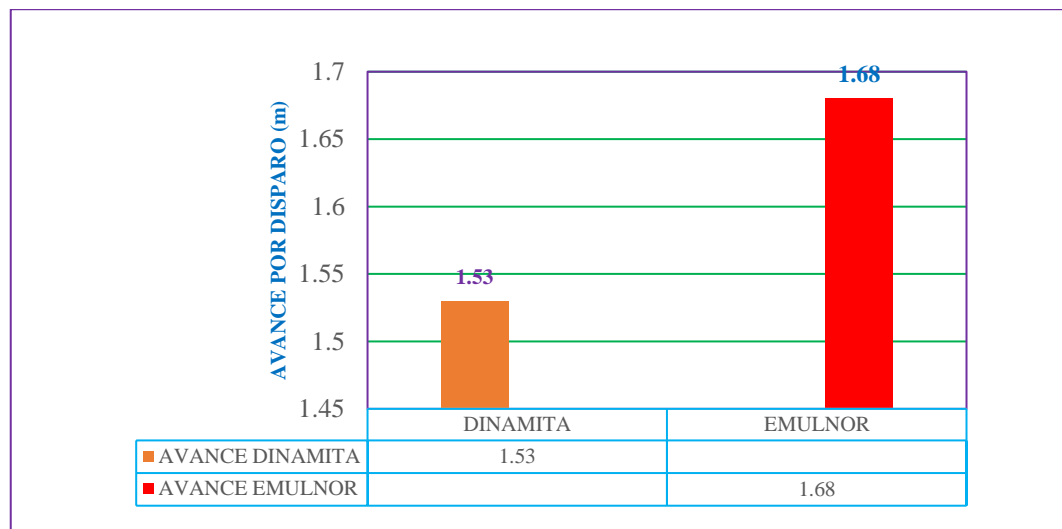
En la Tabla 46, se resume los resultados del factor de carga anterior 2.735 kg/m<sup>3</sup> actual de 3.13 kg/m<sup>3</sup>, factor de potencia anterior de 1.028 kg/tm a 1.180 kg/tm, y el factor de avances anterior de 15.04 kg/ml a 16.60 kg/ml, y por último el explosivo por taladro antes fue de 2.50 kg/tal. A 2.55 kg/tal.

### 3.5.2.6. Análisis comparativo de eficiencia de avance según el tipo de explosivo utilizado dinamita vs Emulnor

Para la Minera YANAQUIHUA SAC. Uno de los indicadores más importantes en labores de preparación o accesos es el rendimiento de avance lineal/Disparo, llevando la sección planificada sin tener sobre roturas.

Con el empleo de EMULNOR en los disparos, se obtuvo avance lineal, promedio alcanzada en todos los proyectos donde se realizó el análisis fue 1.68 m/Disparo. Después de haber realizado las pruebas con el nuevo explosivo, se obtuvieron los siguientes avances promedio con sus respectivas eficiencias.

El detalle de cada prueba se puede visualizar en la figura 57



**Figura 59:** Avance por disparo según el tipo de explosivo

Si observamos la Figura 59 el avance por disparo antes de realizar la investigación es menor tal como se observa en la figura que es de 1.53 m en el frente, sin embargo los resultados después de la investigación el avance por disparo incrementa en 1.68 m, que difieren en 0.15 m con respecto al anterior el frente de perforación, es como producto del nuevo diseño de la malla de perforación, con una sección de (2.20 m por 2.50 m).

**Tabla 47: Eficiencias de avance utilizando Dinamita VS Emulnor**

Descripción	Und.	Antes Dinamita	Después Emulnor
LONG. PERFORACIÓN.	m	1.73	1.73
AVANCE REAL	m	1.53	1.68
<b>EFICIENCIA</b>	<b>%</b>	<b>88.44%</b>	<b>97.10%</b>

En la Tabla 47 se muestra la eficiencia de perforación, para una perforación de 1.73 m se obtiene un avance de 1.53 m usando dinamita y 1.68 cuando se usa Emulnor obteniendo así una eficiencia de perforación al 88.44 % cuando usamos dinamita y un 97.10% cuando usamos Emulnor.

### 3.5.3. Análisis económico de la utilización del emulnor vs dinamita

Con la implementación del Emulnor se obtiene los siguientes costos que se muestran a continuación.

**Tabla 48: Costos de Dinamitas vs Emulnor y accesorios de voladura.**

		Explosivos			
	Explosivos	KG/Cart.	Und/Caja	S/Cart	Dimensiones
DINAMITAS	Semexsa 80%	0.0856	292.00	S/1.26	
	Semexsa 65%	0.0812	308.00	S/1.05	
	Semexsa 45%	0.0791	316.00	S/1.01	
	Exadit 65%	0.0781	320.00	S/0.91	
	Exadit 45%	0.0790	328.00	S/0.62	
EMULNOR	Emulnor 5000	0.1157	216.00	S/0.80	(1" X 8")
	Emulnor 3000	0.1736	144.00	S/1.14	(1" X 12")
	Emulnor 1000	1.1667	150.00	S/1.05	(1" X 12")
ACCESORIOS DE VOLADURA	Carmex		300.00	S/2.24	und.
	Mecha rápida		150.00	S/1.17	mts.
	Fulminante		100.00	S/0.65	und.
	Mecha lenta		1.00	S/0.48	mts.
	Cordón Detonante				

**Fuente:** Autor de tesis

En la tabla 48 se puede observar los distintos precios de los explosivos tanto de las dinamitas como de las Emulsiones cuyo costos son los siguiente Kg/Cartucho, Unidades/Caja y soles por cartucho, también se puede observar los costos de los accesorios de voladura tanto por Unidad/Caja, Soles/unidad.

### 3.5.3.1. Análisis de costos de perforación usando dinamita vs Emulnor por metro lineal de avance

También como resultado del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura usando Emulnor se obtuvo la siguiente reducción en los costos por metro lineal.

**Tabla 49: Análisis de costos de perforación.**

descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Frente Hz.	Frente Hz.
Long. Perforación	Pies	6	6
Avance Real	ml	1.53	1.68
Taladros Perforados	Tal.	43	41
Taladros Cargados	Tal.	39	36
Pies Perforados	pp	258.00	246.00
Metros Perforados	Mp/Disp	78.64	74.98
Costo por Pie Perforado	US\$/(P.P.)	0.25	0.25
Costo por Disparo/Pie Perforado	US\$/(Disp.)	64.50	61.50
<b>Costo por Metro Avance</b>	<b>US\$/(ml.)</b>	<b>42.16</b>	<b>36.60</b>
<b>Perforación</b>			
Avance Ejecutado x Mes	M/Mes	70	70
Nº Disparos x Mes	Disparos/mes	46	41
Costo Mensual Perforación	US\$/(mes)	2895.50	2547.34
Costo Por Año Perforación	US\$/(año)	34746.02	30568.05
Ahorro Mes	US\$/(mes)	-348.16	
Ahorro Mes	%	-12.02	
Ahorro Año	US\$/(año)	-4177.98	
Ahorro Año	%	-144.29	

En la Tabla 49, se resume los costos de perforación anterior y el optimizado, cambiando el nuevo diseño de malla de perforación y el tipo de explosivo de Dinamita al Emulnor es decir los costos de perforación se han optimizado de 42.15

US\$/m a 36.60 US\$/m, con una diferencia de 5.54 US\$/m. en pies perforados por frente Cx 555.

### 3.5.3.2. Análisis de costos de accesorios de voladura usando dinamita vs Emulnor por metro lineal de avance

**Tabla 50: Análisis de costos de explosivos de voladura.**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Frente Hz.	Frente Hz.
Long. Perf.	Pies	6	6
Avance Real	ml	1.53	1.68
Taladros Perforados	Tal.	43	41
Taladros Cargados	Tal.	39	36
Costo por Disparo (Tabla: d P/V)	US\$/ (Disp.)	135.28	94.34
<b>Costo por Metro Avance</b>	<b>US\$/(ml.)</b>	<b>88.42</b>	<b>56.15</b>
Nº Disparos x Mes	Disparos/mes	46	42
Costo Mensual Voladura	US\$/(mes)	6189.20	3930.71
Costo Por Año Voladura	US\$/(año)	74270.39	47168.51

<b>Ahorro Mes</b>	US\$/(mes)	-2258.49
<b>Ahorro Mes</b>	%	-36.49
<b>Ahorro Año</b>	US\$/(año)	-27101.88

**Fuente:** Autor de tesis

En la Tabla 50, se resume los costos de accesorios de voladura anterior y el optimizado, el tipo de explosivo de Dinamita al Emulnor es decir los costos de voladura se han optimizado de 88.42 US\$/metro lineal a 56.15 US\$/metro lineal, con una diferencia de 32.27 US\$/m. en accesorios de voladura en el frente del Cx 555.

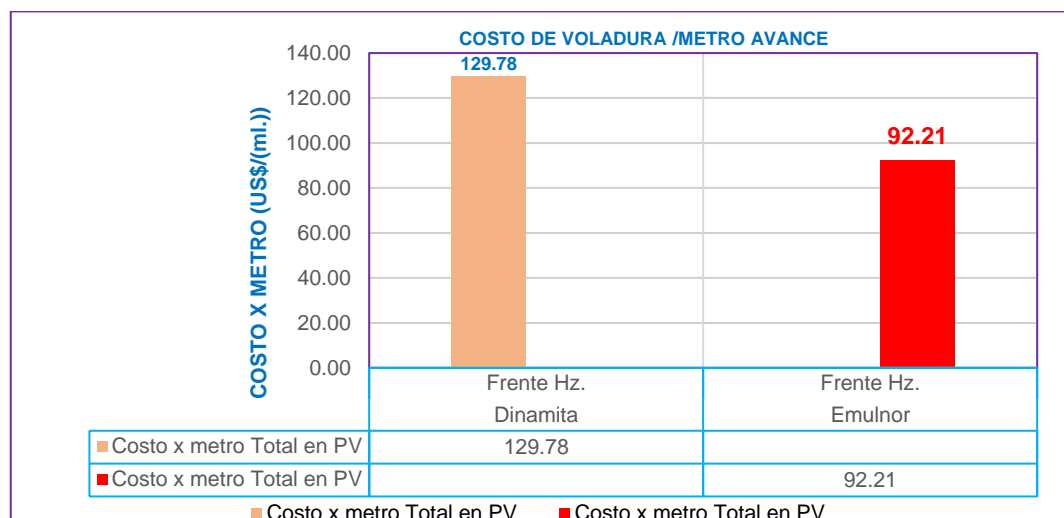
### 3.5.3.3. Resumen de análisis de costos en perforación y voladura por metro lineal de avance

**Tabla 51: Resumen de costos de perforación y voladura**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor	Diferenci.
		Frente HZ.	Frente HZ.	
Costo de Perforación	US\$/(ml.)	41.36	36.61	4.75
Costo de Voladura	US\$/(ml.)	88.42	56.16	32.26
<b>Costo x metro Total en PV</b>	<b>US\$/(ml.)</b>	<b>129.78</b>	<b>92.76</b>	<b>37.02</b>
Ahorro	US\$/(ml.)	-37.02		
Ahorro	%	-28.53		

En la Tabla 51, se resume los costos de perforación y voladura anterior y el optimizado cambiando de explosivos y aplicando la nueva malla de perforación, es decir los costos de perforación se han optimizado de 41.36 US\$/m a 36.61 US\$/m, con una diferencia de 4.75 US\$/m. Los costos de accesorios de voladura se han optimizado de 88.42 US\$/m a 56.16 US\$/m, con una diferencia de 32.26 US\$/m.

El costo total de perforación y voladura se ha optimizado de 129.78 US\$/m a 92.76 US\$/m, con una diferencia de 37.02 US\$/m. Que representa el 28.95 % de ahorro por metro lineal en el frente del Cx 555 de la Empresa Minera PRODUCE S.A.C. – Minera Yanaquihua.



**Figura 60:** Costos por metro lineal de avance en perforación y voladura



Según el análisis en la Figura 60 se concluye que de acuerdo al análisis de costos usando Dinamita y al cambiar a Emulsiones (antes y después), los costos se ha reducido de 129.79 US\$/metro a 92.21 US\$/metro, haciendo una diferencia de 37.02 US\$/metro.

#### 3.5.3.4. Análisis de ahorro mensual y anual en perforación y voladura usando dinamitas vs emulnor

**Tabla 52: Costos por metro lineal de perforación y voladura por mes, año**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Frente HZ.	Frente HZ.
Metro x Mes	ml.	70.00	70.00
Costo x metro (PV)	US\$/(ml.)	129.78	92.21
Costo x Mes en (PV)	US\$/(ml.)	9084.70	6454.79
Costo x Año	US\$	109016.41	77457.46
Ahorro x Mes	US\$	-2629.91	
Ahorro x Año	US\$	-31558.95	

**Fuente:** Autor de tesis

#### Ahorro de costos al mes:

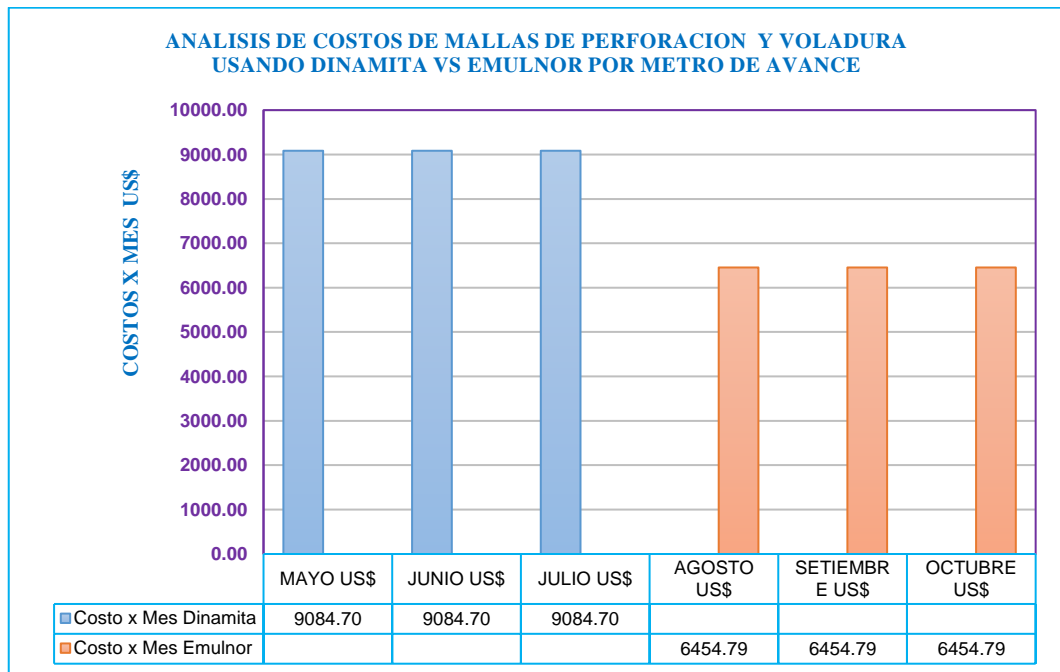
Según el análisis de la Tabla 52 los costos de perforación y voladura será, Antes (usando DINAMITA): Costo de perforación y voladura por metro lineal de avance al mes será: 9084.70 US\$/ml. Optimizado (usando EMULNOR) el Costo de perforación y voladura por metro lineal de avance al mes será: 6454.79 US\$/ml.

Podemos analizar que al cambiar los explosivos de dinamitas por las emulsiones nos permite el ahorro significativo de 2629.91 US\$/ml. Al mes.

### Ahorro de costos al Año:

Según el análisis de la Tabla 52 los costos en perforación y voladura será Antes (usando DINAMITA): Costo de perforación y voladura por metro lineal de avance al año será: 109016.41 US\$/ml. Optimizado (usando EMULNOR): Costo de perforación y voladura por metro lineal de avance al año será: 77457.46 US\$/ml.

Podemos analizar que al cambiar los explosivos de dinamitas por las emulsiones nos permite el ahorro significativo de 31558.95 US\$/ml. Al año.



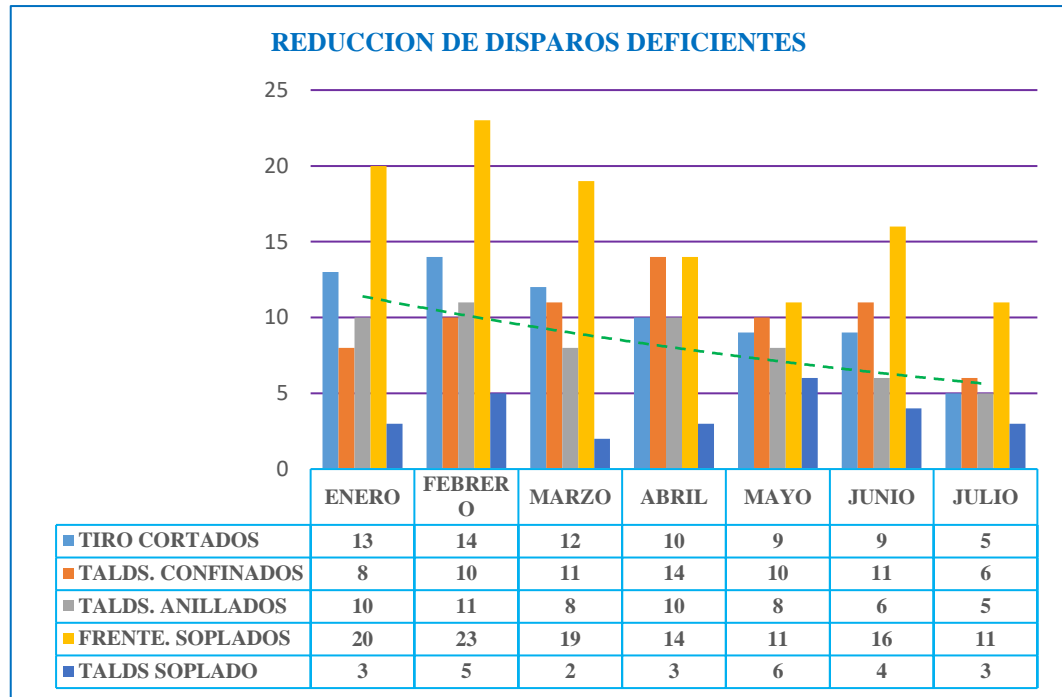
**Figura 61:** Análisis costos por metro por disparo mensual usando dinamita vs Emulnor

Según la Figura 61 que al realizar la comparación del diseño de malla de perforación anterior y optimizando nos resulta en el Crucero 555 el costo total anterior es de s/. 9084.70 US\$/mes en los tres primeros meses y los últimos tres meses de propuesto es 6454.79 US\$/mes con una reducción de costos en un 28.94% debido a la capacitación continua del personal y al cambio de explosivo de dinamita al Emulnor como también en la aplicación del nuevo diseño de malla de Perforación y Voladura se nota una diferencia en costos en la E.C.M. – PRODUCE de la Compañía Minería Yanaquihua.

### 3.6. RESULTADO DE LOS OBJETIVO

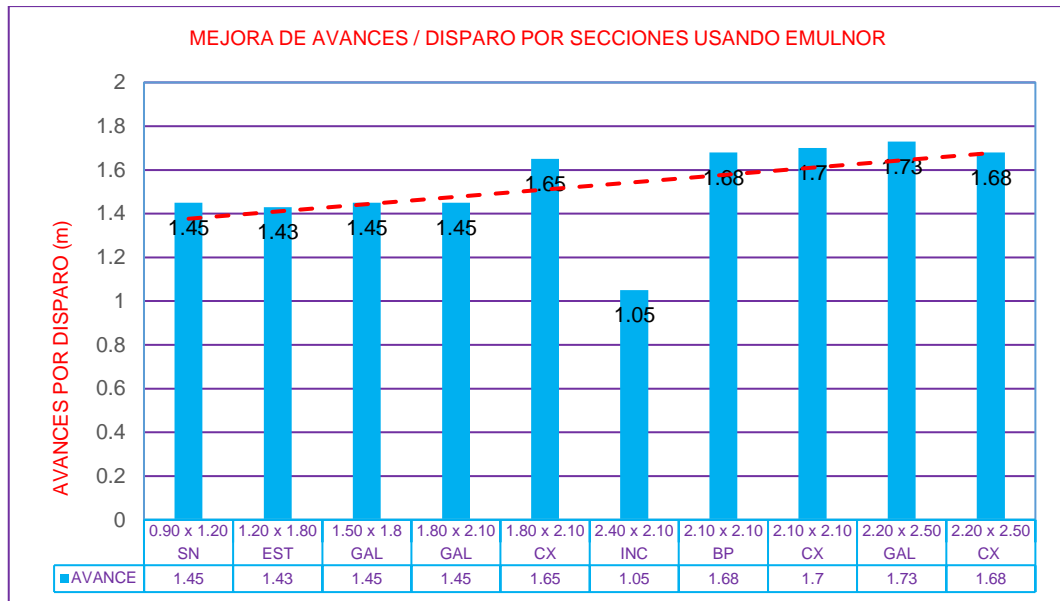
#### 3.6.1. Análisis para el objetivo general

Es posible demostrar el análisis técnico económico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.



**Figura 62:** Resultados notables en la reducción de disparos deficientes

Los resultados obtenidos en la Figura 62 con el análisis técnico económico en la utilización del cambio de explosivos de dinamita a emulsión y la aplicación del nuevo diseño de perforación y voladura en el Cx 555 Son satisfactorios y se aprecia una notable reducción de incidencias en cuanto a voladuras deficientes.



**Figura 63:** Mejora de avances lineales según el tipo de sección usando Emulnor

En la figura 63 se observa las mejoras en los avances lineales en todas las labores, se reduce los costos de perforación y voladura, en general y son cicladas normalmente tema que antes de la aplicación del nuevo diseño de malla no se lograba; se logra alcanzar el cumplimiento del planeamiento mensual en cuanto a metros lineales según el departamento de planeamiento lo solicita.

### 3.6.2. Análisis para el objetivo específico

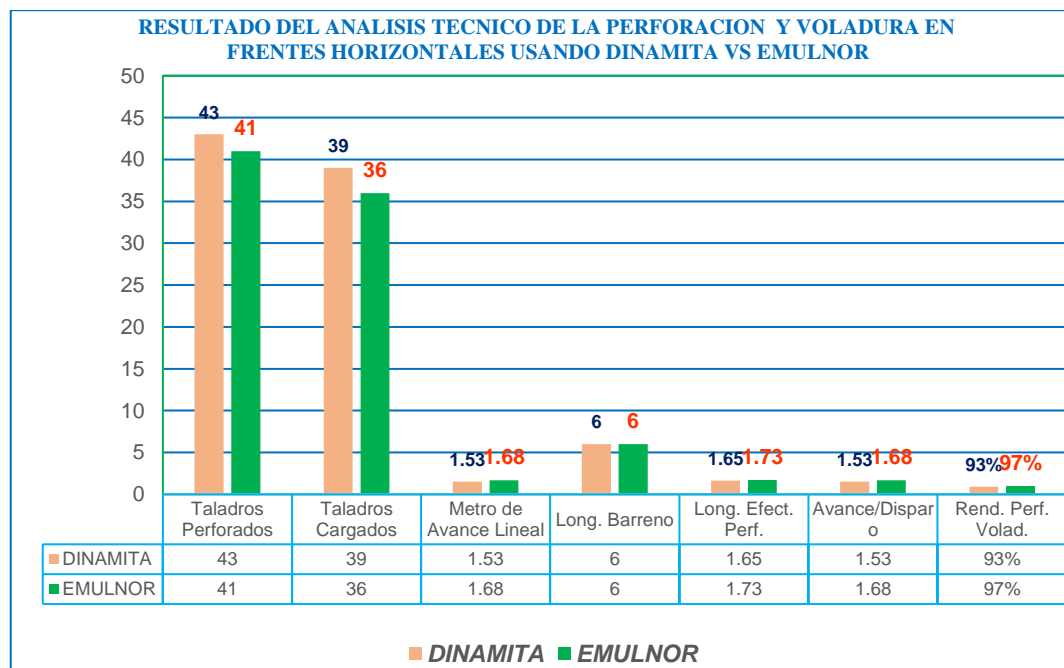
“Es posible la evaluar el análisis técnico de la utilización de Emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019.”

Para demostrar el objetivo especifica 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 ECM PRODUCE SAC. En donde se observa los resultados favorables y avances óptimos.

**Tabla 53: Resultados del análisis técnico en la utilización de Dinamita vs Emulnor.**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Semexa 80% CX 755	Emulnor 3000 CX 755
Labor Sección	m	2.20 x 2.50	2.20 x 2.50
Taladros Perforados	Tal./Disp.	43	41
Taladros Cargados	Tal./Disp.	39	36
Longitud de barra perforación	m	1.8	1.8
Longitud efectiva de perforación	m	1.65	1.73
Avance/Disp.	m	1.53	1.68
Rendimiento de perforación y voladura	%	92%	97%

En la Tabla 53, se resume los taladros perforación anterior y el optimizado, es decir se han optimizado de 43 taladros a 41 taladros, con una diferencia de 02 taladros perforados, Los taladros cargados se han optimizado de 39 taladros a 36 taladros con una diferencia de 03 taladros, el avance por disparo se ha optimizado de 1.53 m a 1.68 m, y por último la eficiencia de perforación de logra optimizar de 92% al 97%.



**Figura 64:** Resultados del análisis técnico de la utilización de Dinamita vs Emulnor.

“Es posible explicar el análisis económico de la utilización de emulsión vs. Dinamita en las labores de desarrollo horizontal en la Unidad Minera Yanaquihua – Arequipa en el año 2019”

**Tabla 54: Análisis económicos del Costo de voladura por disparo.**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Semexsa 80 %	Emulnor 3000
Peso Explosivo	Kg.	0.0834	0.1736
Nro Taladros Perforados	Tal.	43	41
Nro Taladros Cargados	Tal.	39	36
Explosivo/Disparo	Cartuchos	276	162
Consumo de explosivo	Kg/Disp.	23.02	28.12
Fulminante N° 8	Capsula	39	36
Mecha de seguridad	Metros	64	60
Mecha rápida	Metros	12	10
<b>COSTO TOTAL DE VOLADURA / DISP.</b>		<b>\$135.28</b>	<b>\$94.34</b>
<b>AHORRO / DISPARO</b>		<b>40.94</b>	<b>\$/Disparo</b>

Según la Tabla 55 con el análisis económico se logró la reducción del costo de voladura por disparo un ahorro de 40.94 \$/Disparo siendo un ahorro significativo para la empresa ver figura 65, así también se replantea la distribución de carga explosiva por taladro y así reduciendo nuestros costos de voladura.



**Figura 65:** Análisis del Costo económico de voladura por disparo

### 3.7. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los disparos con dinamita generan eficiencias de avance de 88.44% mientras que con emulnor se consigue eficiencias de alrededor del 97.10%.

Esto genera un ahorro significativo el cual se muestra en la Tabla 55

**Tabla 55: Eficiencia de avance antes y después del análisis**

Descripción	Und.	Antes Dinamita	Después Emulnor
EFICIENCIA	%	88.44%	97.10%

Los primeros disparos tuvieron eficiencias de avance de alrededor del 93%, pues las pruebas fueron yendo de menos a más hasta obtener los resultados esperados, hasta inclusive realizar la disminución de taladros al diseñar la nueva malla de perforación y voladura para el carguío con emulnor.

Adamson en su conferencia “The influence of cartridge length and tamping practices on the efficiency of packaged emulsion explosives in development blasting” comenta que utilizó las mejores técnicas del atacado, como resultado se produjo una relación de acoplamiento de solo el 60 por ciento del volumen del taladro, mientras que con el uso de la emulsión y cualquier otro producto a granel se consigue un acoplamiento y confinamiento del 100 %. La teoría dice que a mayor acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca permite una mayor transferencia de la onda de choque entre ellas, teniendo un carácter muy significativo sobre el rompimiento y trituración. Es por ello, que este mayor confinamiento, que trae como consecuencia mayor energía, nos permite aumentar el burden y espaciamiento de los taladros de producción, tal como lo comenta Ames, V. (2018) en su tesis “Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas” dice al respecto que a nivel mundial la tendencia a utilizar explosivos de gran potencia y energía, como es el caso en el Canadá y otros países se están desarrollando los explosivos físicos los cuales liberan energía desde 2 200 a 3 865 Kcal/kg.



Se puede apreciar que el factor de carga aumenta en un 15%, esto puede aparentar que se requiere una mayor cantidad de explosivo para romper una misma cantidad de metros cúbicos de desmonte, sin embargo al usar el emulnor y tener un mayor avance, los metros cúbicos se extienden más en la dimensión lineal. Prueba de ello, es el porcentaje de sobre rotura que muestra la tabla 45 Indicadores de voladura KPIs.

Solórzano Avalos Cesar Alberto, (2019) en su trabajo de investigación “Aumento de la eficiencia de avance por disparo cambiando el tipo de explosivo de emulsión encartuchada por emulsión a granel en los frentes de avance de sección 3.5mx3.0m - Unidad Minera San Vicente – SIMSA, 2018” Concluye que con el aumento de la eficiencia de avance por disparo en los frentes de sección 3.5mx3.0m cambiando el tipo de explosivo de emulsión encartuchada por emulsión a granel (Emulfrag MS) aumentó en un 2.6 %; es decir, de una perforación efectiva de 3.19 m se consigue un avance de 2.95 m cuando se realiza el carguío con emulsión encartuchada (Emulnor) y un avance de 3.03 m cuando se realiza el carguío con emulsión a granel (Emulfrag MS) ambos de la marca FAMESA

En nuestra investigación cuyo resultado cambiando el tipo de explosivo de la Dinamita por el Emulnor aumento en un 8.66 % es decir de una perforación efectiva de 1.73 m se consigue un avance de 1.53 cuando se realiza el carguío con Dinamita (Semexsa 80%) de la marca EXSA y un avance de 1.68 m cuando se realiza el carguío con Emulnor 3000 este último de la marca FAMESA.

Cháhuares Sairitupa Félix Cipriano, (2012) 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.

En nuestra investigación cuyo resultado obtenido es de 36 taladros cargados 5 taladros de alivio logrando un avance óptimo de 1.68 mts, con respecto al costo de





explosivo se reduce de 135.28 US\$ /disparo a 94.34 US\$ /disparo, teniendo un ahorro significativo de 40.94 US\$ /disparo.

Choque Velarde Emerson, (2017) en su trabajo de investigación “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” Concluye que 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.

En nuestra investigación cuyo resultado cambiando el tipo de explosivo de la Dinamita por el Emulnor se logró reducir las incidencias de voladuras deficientes en un promedio de 52 reportes/mes de voladuras deficientes a 7 reportes/mes en promedio ver anexo 6 y 7.

Narciso Paredes Ely Robert, (2018) en su trabajo de investigación “Optimización de la voladura al reducir el factor de carga cambiando la dinamita por emulnor en la mina consuelo de poderosa, la libertad” Concluye que con el cambiando la dinamita por emulnor Se tiene una reducción del costo de voladura 1.22 \$/Ton, a consecuencia de la reducción del consumo de explosivo/Disparo, que es parte de la mejora de este proyecto.

En nuestra investigación cuyo resultado cambiando el tipo de explosivo de la Dinamita por el Emulnor se logró reducir los costos de voladura en un 40.94 US\$ /disparo.

## V. CONCLUSIONES

1. Con el aumento de la eficiencia de avance por disparo en los frentes de sección 2.20 m x 2.50 m cambiando el tipo de explosivo de dinamitas encartuchada por el Emulnor en la Unidad Minera Yanaquihua aumentó en un 8.66 %; es decir, de una perforación efectiva de 1.73 m se consigue un avance de 1.53 m cuando se realiza el carguío con dinamitas Semexsa 80% (EXSA) y un avance de 1.68 m cuando se realiza el carguío con Emulnor (FAMESA)
2. El Emulnor en la minería en desarrollo tienen el potencial de reducir los costos de explosivos en un 36% por disparo/ al mes y reducir los costos generales de perforación y voladura en un 28.95%. Al mes por ml.

Para una operación subterránea típica tanto la empresa contratista como la compañía minera que realiza 70 ml con sección 2.20 m x 2.50 m y gradiente horizontal (+6%), ahorraría más de **US\$/ 2591.49** al mes, o más de **US\$/ 31097.90** al año en costos de perforación y voladura.

**Tabla 56: Ahorro al realizar el cambio de explosivos de dinamita a Emulnor**

Descripción	Unid.	Dinamita	Emulnor
		Frente Hz.	Frente Hz.
Metro x Mes	ml.	70.00	70.00
Costo x metro (PV)	US\$/(ml.)	129.78	92.76
Costo x Mes en (PV)	US\$/(ml.)	9084.70	6493.21
Costo x Año	US\$	109016.41	77918.51
Ahorro x Mes	US\$	-2591.49	
Ahorro x Año	US\$	-31097.90	

3. El Cx 555 de la E.C.M. Produce S.A.C.-Minera Yanaquihua, para una sección de 2.20m por 2.50 m., aplicando el nuevo diseño de malla de perforación se ha disminuido de 39 taladros cargados por disparo a 36 taladros cargados por disparo, en función a las condiciones geomecánica del macizo rocoso y los cálculos matemáticos basados al método de Roger Holmberg.
4. El Emulnor al ser un explosivo encartuchado, confina mejor en el taladro y penetra por las fracturas aumentando los kilogramos por disparo y por ende los



KPIs de voladura. Este producto a mostrado resultados significativos en los resultados de sobre rotura, avance, y costos para la compañía minera. El promedio de avance real y la eficiencia de perforación en las pruebas son los siguientes:

**Tabla 57: Factor de avance real y eficiencia de perforación y voladura**

<b>Descripción</b>	<b>Und.</b>	<b>Antes Dinamita</b>	<b>Después Emulnor</b>
LONGITUD DE BARRENO	Pie	6	6
LONGITUD DE PERFORACIÓN	m	1.73	1.73
AVANCE REAL	m	1.53	1.68
EFICIENCIA	%	88.44%	97.10%

- De las diferentes pruebas realizadas se puede concluir que la diferencia de precios unitarios entre la Dinamita y el Emulnor (4.31 \$/Kg y 1.93 \$/Kg respectivamente) genera un ahorro en explosivo siempre y cuando se llevase un adecuado control en el carguío. Es así como se pudo elaborar un previo estándar de carguío con Emulnor (que se muestra en el anexo 15 PUs de explosivos) el cual puede ser mejorado con un mayor número de pruebas; este previo estándar se presenta en los anexos, el cual utiliza el Emulnor como explosivo principal para cargar todos los taladros con excepción de las coronas, donde se utiliza las cañas de bambú, tubos de pvc (espaciadores) para conservar el manejo de las cargas desacopladas.



## VI. RECOMENDACIONES

1. Realizar el marcado de mallas de perforación antes de realizar la perforación, de manera que durante la ejecución del trabajo se pueda minimizar los costos en función al tipo de roca, dimensiones de la labor, entre otros que nos conduzcan a una buena perforación y voladura.
2. Se recomienda realizar la buena distribución de taladros combinando el método matemático de Holmberg, la experiencia, habilidad del maestro perforista y teniendo en cuenta la realidad del macizo rocoso, para así obtener una buena voladura.
3. Continuar con el uso del EMULNOR en el carguío de taladros en todos los proyectos de la Unidad Minera Yanaquihua, ya que el uso de este explosivo nos permite mantener un costo dentro de lo presupuestado.
4. Se recomienda realizar el cambio del tipo de explosivo de dinamitas por emulsión encartuchada en los taladros de Arranque, Ayudas, producción, arrastre, y cuadradores. Así como continuar con el uso de cañas, tubos de pvc (espaciadores) en los taladros de corona para conservar las cargas desacopladas y realizar voladura controlada.
5. Se recomienda el uso de EMULNOR por lo siguiente:
  - Son 100 % resistentes al agua.
  - Por su balance de oxígeno, genera menos gases tóxicos residuales, permitiendo el reingreso de personal en un menor tiempo que cuando se usa dinamitas o ANFO.
  - No provoca dolores de cabeza.
  - Por su reología (semirigidez y plasticidad) se acomoda con facilidad a las paredes del taladro y permiten, de otro lado, la preparación del “cebo” con facilidad.
  - Se presenta en una diversidad de potencias y dimensiones.



- Son más seguros para manipular que los explosivos convencionales, pues son mucho menos sensibles a los estímulos de golpe, choque, fricción, fuego e impacto.

## VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Alejandro Music, G. A. (2001). Diagnostico y Optimizacion de Disparos en



Desarrollo Horizontal, Mina El Teniente. In *Journal of Number Theory* (Vol. 280). Universidad de Chile.

Ames Lara, V. A. (2008). *Diseño de las Mallas de Perforacion y Voladura Utilizando la Energia Producida por las Mezclas Explosivas*. Universidad Nacional de Ingenieria.

Bernaola Alonso, J., Castilla Gomez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). Perforación y Voladura de Roca en Minería. In *Journal of Investment Management*. Universidad Politecnica de Madrid.

C. Lopez Jimeno. (2001). *Manual de Perforacion y Voladura*.

Choque Velarde, E. (2017). *Diseño de perforación y voladura por el método Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA Minera Ares S.A.C. – U.O. Arcata*. Universidad Nacional del Altiplano - Puno.

EXSA. (2009). Manual práctico de voladuras EXSA S.A. Lima: EXSA S.A. *Journal of Chemical Information and Modeling*, 53(9), 1689–1699.

EXSA. (2019). *Manual Practico de Voladura Edicion Especial*.

FAMESA. (2019). *Sistemas de Iniciacion para Voladuras*.

Hernandez Sampiere. (2014). *Metodología de la Investigación*.

Jáuregui Aquino, O. A. (2009). *Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perioración y Voladura*. Pontifice Universidad Catolica del Peru.

Narciso Paredes, E. R. (2018). Optimizacion de la Voladura al Reducir al Factor de Carga Cambiando la Dinamita por Emulnor en la Mina Consuelo de Poderosa, la Libertad. In *Lexus* (Vol. 4, Issue None). Universidad Nacional de Trujillo.

Oce, C. (1972). *Conceptos Basicos Sobre Voladuras*. 100–116.

Persson, P.A., R. Holmberg and J. Lee, 1994. (1994). Rock Blasting and Explosives Engineering”, CRC Press. *Mining Engineering*, 49(6), 103–108.



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.*

Poma Fernandez, J. L. (2012). *Importancia de la Fragmentacion de la Roca en el Proceso Gold Mill (Caso Minera Yanacocha) (Vol. 3, Issue 2). Pontificie Univerdidad Catolica del Peru.*

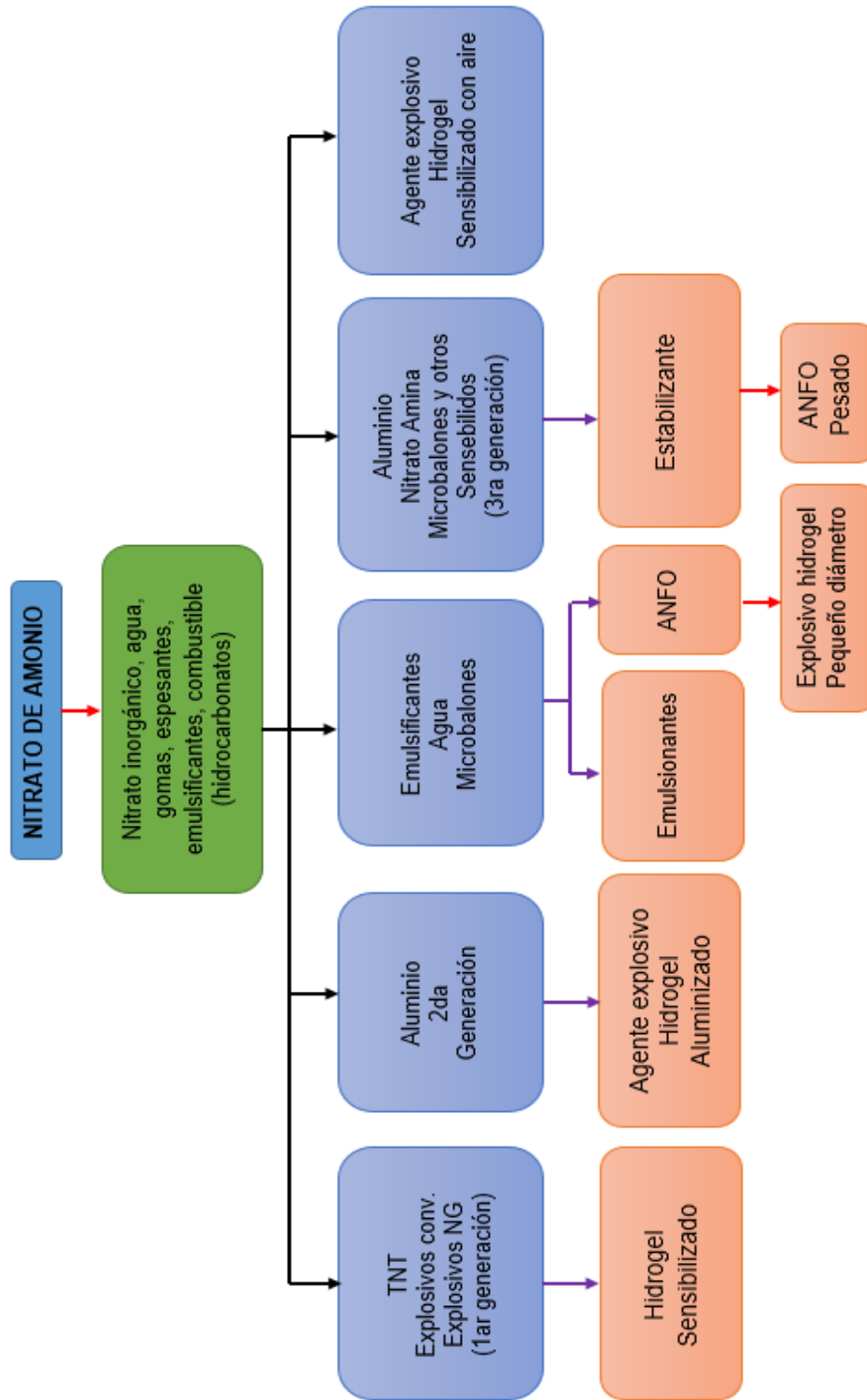
Sena Leite, F. (2013). *Desarrollo De Una Herramienta De Diseño De Voladuras En Túneles. Escuela Tecnica Superior de Ingenieros de Minas-UPM.*

Solórzano Avalos, C. A. (2019). Aumento de la eficiencia de avance por disparo cambiando el tipo de explosivo de emulsión encartuchada por emulsión a granel en los frentes de avance de sección 3.5mx3.0m - Unidad Minera San Vicente – SIMSA, 2018. In *Lexus* (Issue None). Universidad Nacional de Trujillo.

### 3.8. ANEXOS

ANEXO 1: Jerarquía de los explosivos con respecto a la PRP del ANFO

ANEXO 4: Jerarquía de los explosivos con respecto a la PRP del ANFO

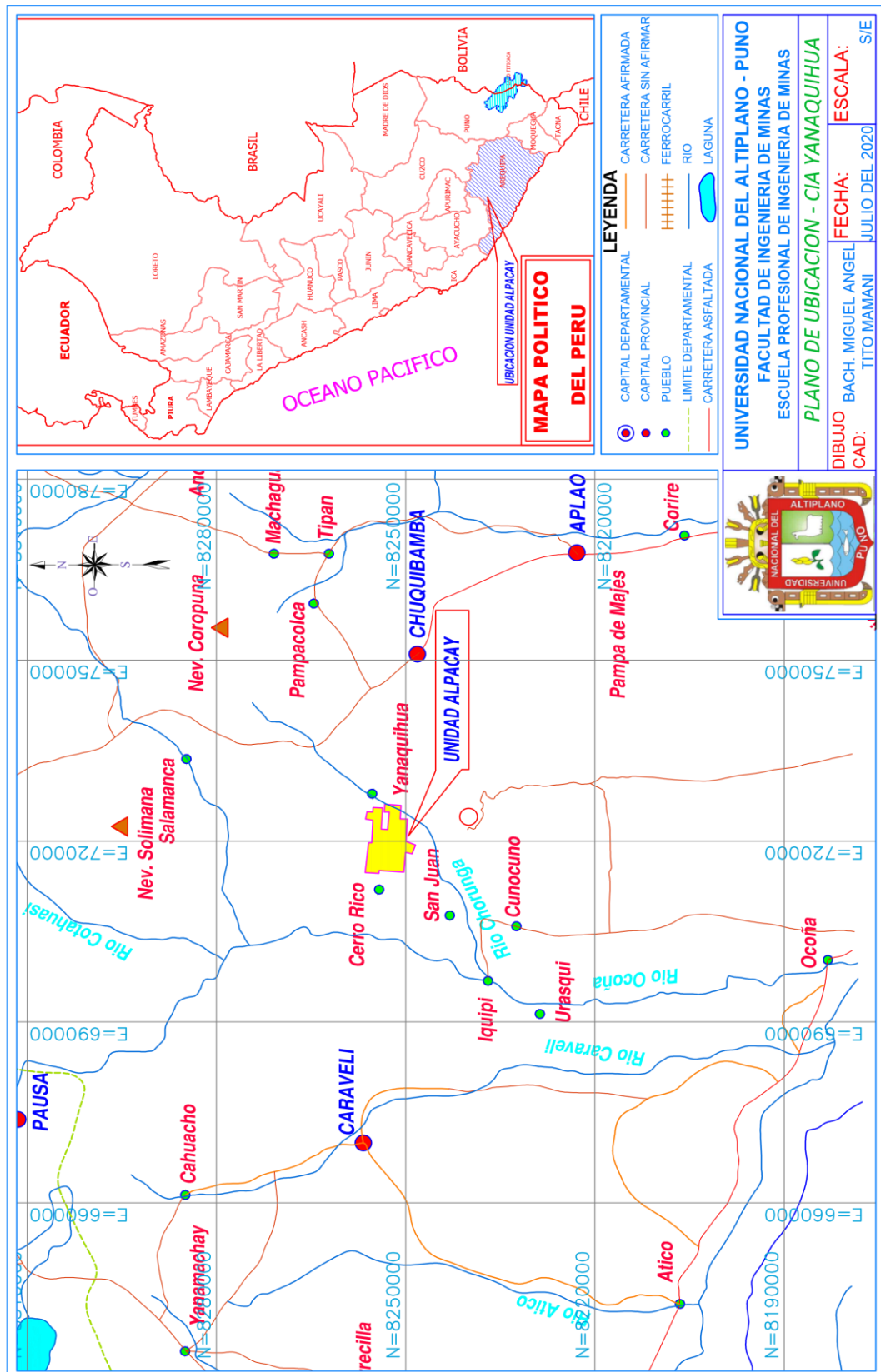


Fuente: Autor de tesis

Fuente: Autor de tesis

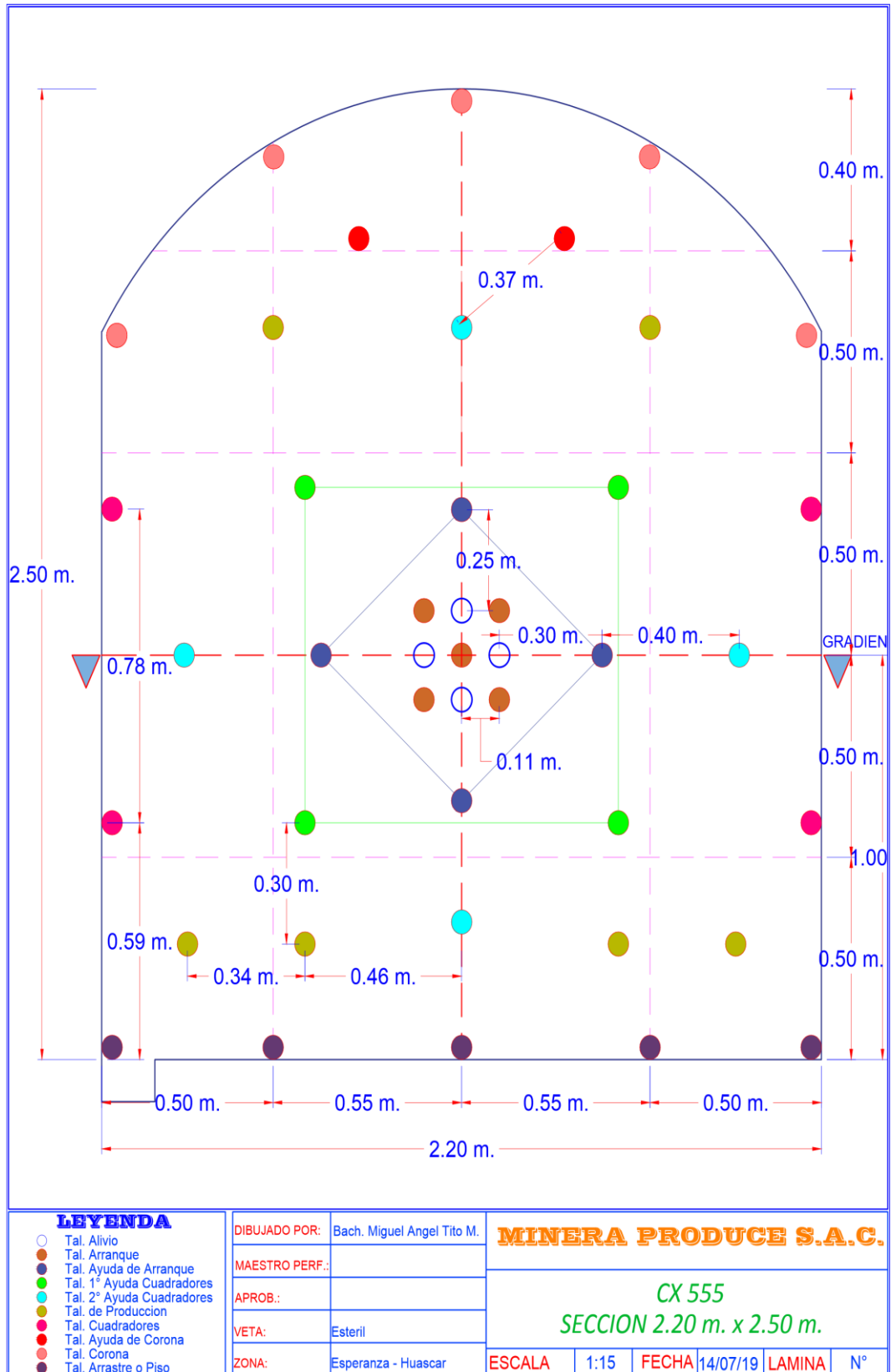
ANEXO 2: Plano de ubicación de la U.E. YANAQUIHUA





Fuente: Departamento de Geología - MYSAC

ANEXO 3: Diseño de la malla de perforación anterior (Usando Dinamita)



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 4: Carga explosiva de la malla de perforación anterior (Usando Dinamita)



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 5: Tabla Geomecánica

RECOMENDACION DEL TIPO DE SOSTENIMIENTO EN FUNCION DEL INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA (GSI) MINERA YANAKIQUJA - 2019		CONDICION SUPERFICIAL	
<b>LABORES AVANCE (CX,CA,BP) 2.1x2.4m</b> <b>SIN SOSTENIMIENTO / TC: 2 AÑOS.</b> <b>SS 4' OCASIONAL / TC: 2 MESES</b> <b>SS SIST 4' E= 0.8x0.8m / TC: 1 SEMANA</b> <b>SS SIST 4' E=0.8x0.8m+MALLA/ TC: 1 DIA</b> <b>CUADRO DE MADERA E=1.2m o SS SIST 4' E=0.8x0.8m + SH 2" / TC: INMEDIATO</b> <b>CIMBRA E= 1m / TC: INMEDIATO</b> <b>INTERSECCION DE LABORES</b> <b>SIN SOSTENIMIENTO / TC: 1 AÑO</b> <b>SS SIST 5' E=0.9x0.9m / TC: 1 MES</b> <b>SS SIST 5' E=0.9m x 0.9m+MALLA /TC: 4 DIAS</b> <b>CUADROS DE MADERA E=1.2m o SS SIST 5' E=0.9x0.9m + SH 2" / TC: INMEDIATO</b> <b>CUADRO DE MADERA E=1.0m o SS SIST 5' E=0.9x0.9m + SH 3" / TC: INMEDIATO</b> <b>CIMBRA E=1.0m / TC:INMEDIATO</b>		<b>BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE, ALTERADA) DISCONTINUIDADES LIGERAS, MOD. ABRIERTAS. (RIC &gt; 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</b> <b>REGULAR (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTER.) DISCONTINUIDADES LIGERAS, MOD. ABRIERTAS. (RIC &gt; 80 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</b> <b>POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) RELENO COMPACTO CON FRAGMENTOS DE ROCAS (RIC 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</b> <b>MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMAD. ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA, MUY ABIERTA CON RELENO DE ARCILLAS BLANDAS. (RIC &lt; 25 MPa) (SE DESBREGA O INDEBNTA PROFUNDAMENTE CON GOLPES DE PALAS)</b>	
<b>ESTRUCTURA</b> LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (ROD > 75). (2 A 5 FRACT. POR METRO2). FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO2) MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO2) INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR M2) TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (ROD = 0%)		<b>CONDICION SUPERFICIAL</b> <b>CONDICION SUPERFICIAL</b> <b>CONDICION SUPERFICIAL</b> <b>CONDICION SUPERFICIAL</b> <b>CONDICION SUPERFICIAL</b>	

U. P. ALPACAY  
G.S.I.

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES:  
LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O (MARTILLO, EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO), EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

CON FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA O (MARTILLO), LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A:

1. ORIENTACION DESFAVORABLE DE DISCONTINUIDADES.
2. PRESIONES EN EL MACIZO ROCOSO: PUENTES, FILARES, LABORES CERCANAS.
3. FLUIDO CONSTANTE DE AGUA.
4. MALA VOLADURA.
5. PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES.

EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR

**TIPO DE ROCA**

TIPO	INDICE "GSI"	INDICE "RMR"	CALIDAD DE ROCA	TAS
II	LF/B, LF/R, F/B	61-80	Buena	-
III A	F/B, F/R, F/P, MF/B, MF/R	51-60	Regular A	2Meses
III B	F/P, MF/R, MF/P, IF/R	41-50	Regular B	7 Dias
IV A	MF/P, MF/MP, IF/R, IF/P	31-40	Mala A	1 Dia
IV B	MF/MP, IF/P, IF/MP, T/P	21-30	Mala B	8Horas
V	IF/MP, T/P, T/MP	< 20	Muy Mala	1 Hora

**CONSIDERACIONES DE SEGURIDAD PARA EL SOSTENIMIENTO DE LABORES MINERAS**  
 CUANDO EN EL AVANCE DE LAS LABORES MINERAS SE ENCUENTRE ROCAS INCOMPETENTES SE PROCEDERA A SU SOSTENIMIENTO INMEDIATO ANTES DE CONTINUAR LAS PERFORACIONES EN EL FRENTE DE AVANCE APLICANDO EL PRINCIPIO DE "LABOR AVANZADA, LABOR SOSTENIDA".  
 EN EL PLAN DE MINADO DEBEN CONSIDERARSE LAS CONDICIONES MAS DESFAVORABLES DE LA MASA ROCOSA PARA ELEGIR EL METODO DE EXPLOTACION DE MENOR RIESGO QUE PERMITA LA SEGURIDAD DEL PERSONAL, MAQUINARIAS, ESTABILIDAD DE LAS EXCAVACIONES Y LA BUENA PRODUCTIVIDAD.  
 CONSIDERAR INSPECCIONAR LAS LABORES, VERIFICAR LAS CONDICIONES DEL TERRENO ANTES DE ENTRAR A LA ZONA NO SOSTENIDA, DESATAR TODAS LAS ROCAS SUELTAS ANTES DURANTE Y DESPUES DE LOS CICLOS DE MINADO, CONSERVAR EL ORDEN Y LIMPIEZA EN EL AREA DE TRABAJO Y TENER LAS SALIDAS DE ESCAPE DESPEJADAS.

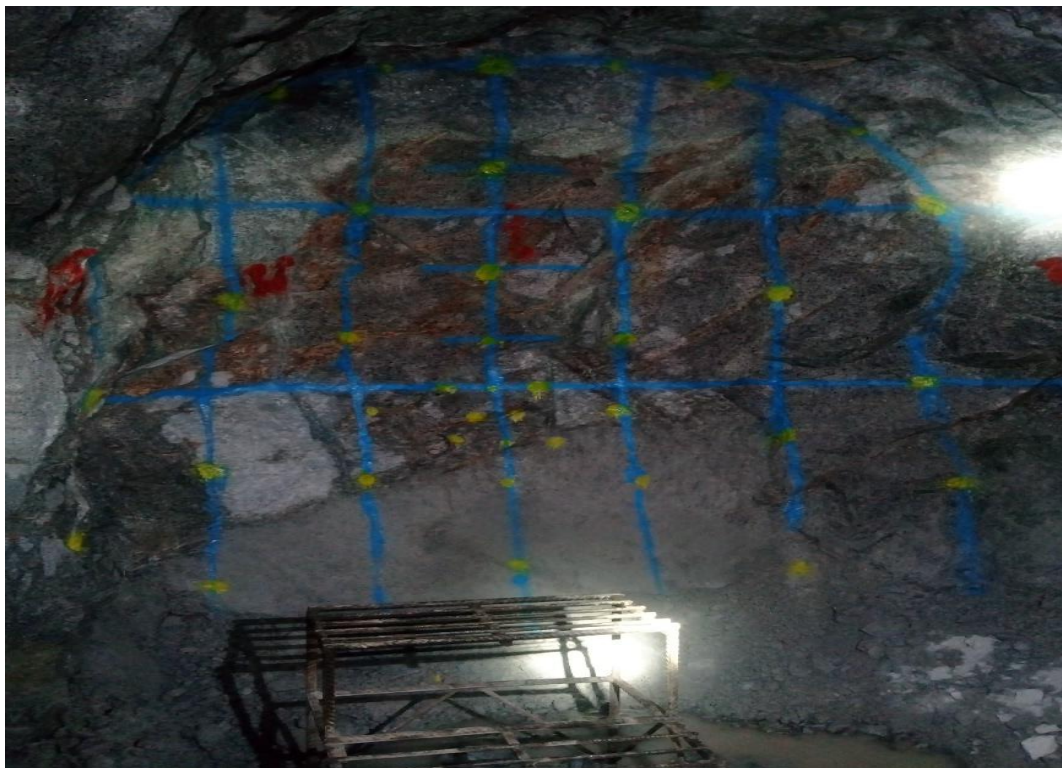
Fuente: Autor de tesis

ANEXO 6 Marcado de la malla de perforación ayuda arranque en el frente según el cálculo



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 7 Se culmina con el marcado de la malla de perforación para estandarizar el diseño



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 8: Realizando el control de tiempos de perforación del Cx 555



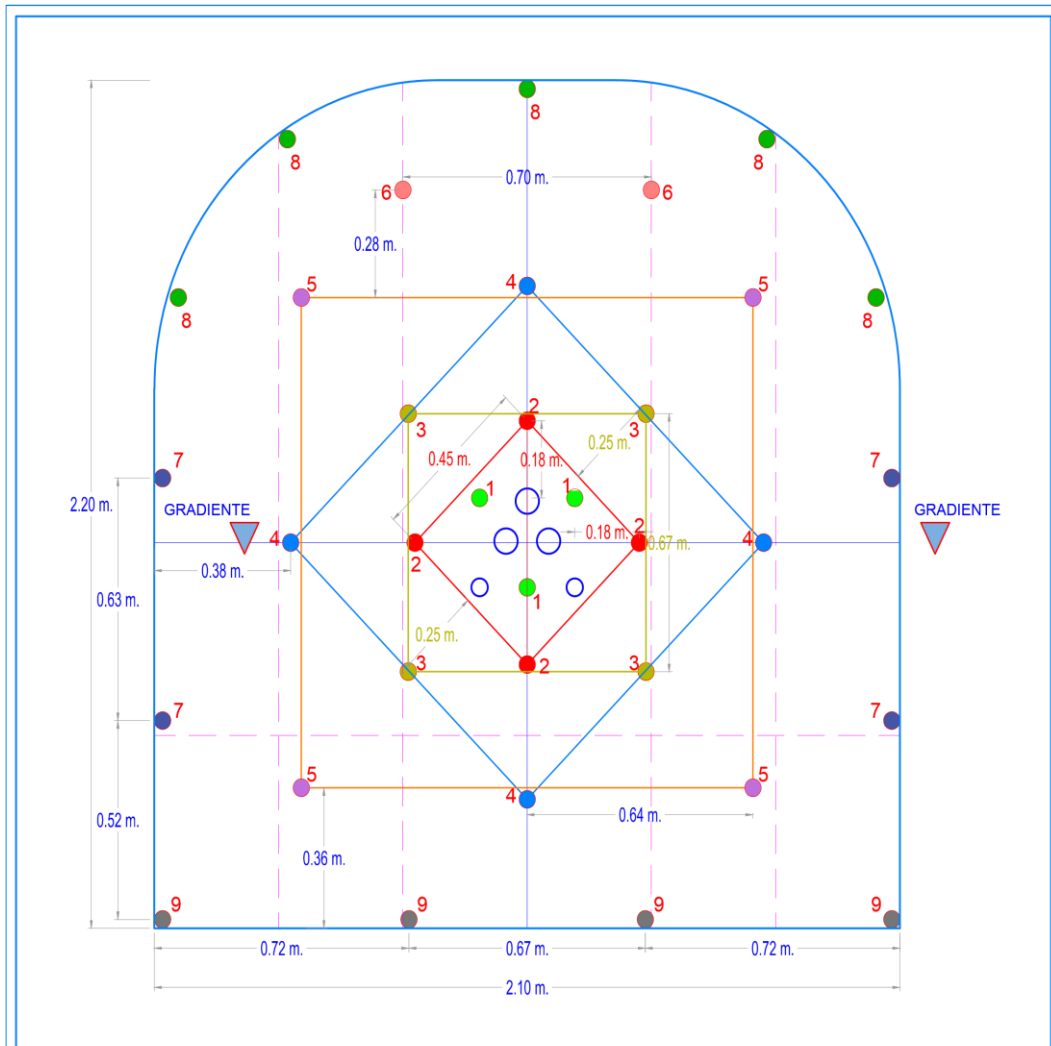
Fuente: Autor de tesis

ANEXO 9: Taladros perforados de arranque y 1ra ayuda del Cx 555



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 10: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección  
2.10mX2.10m



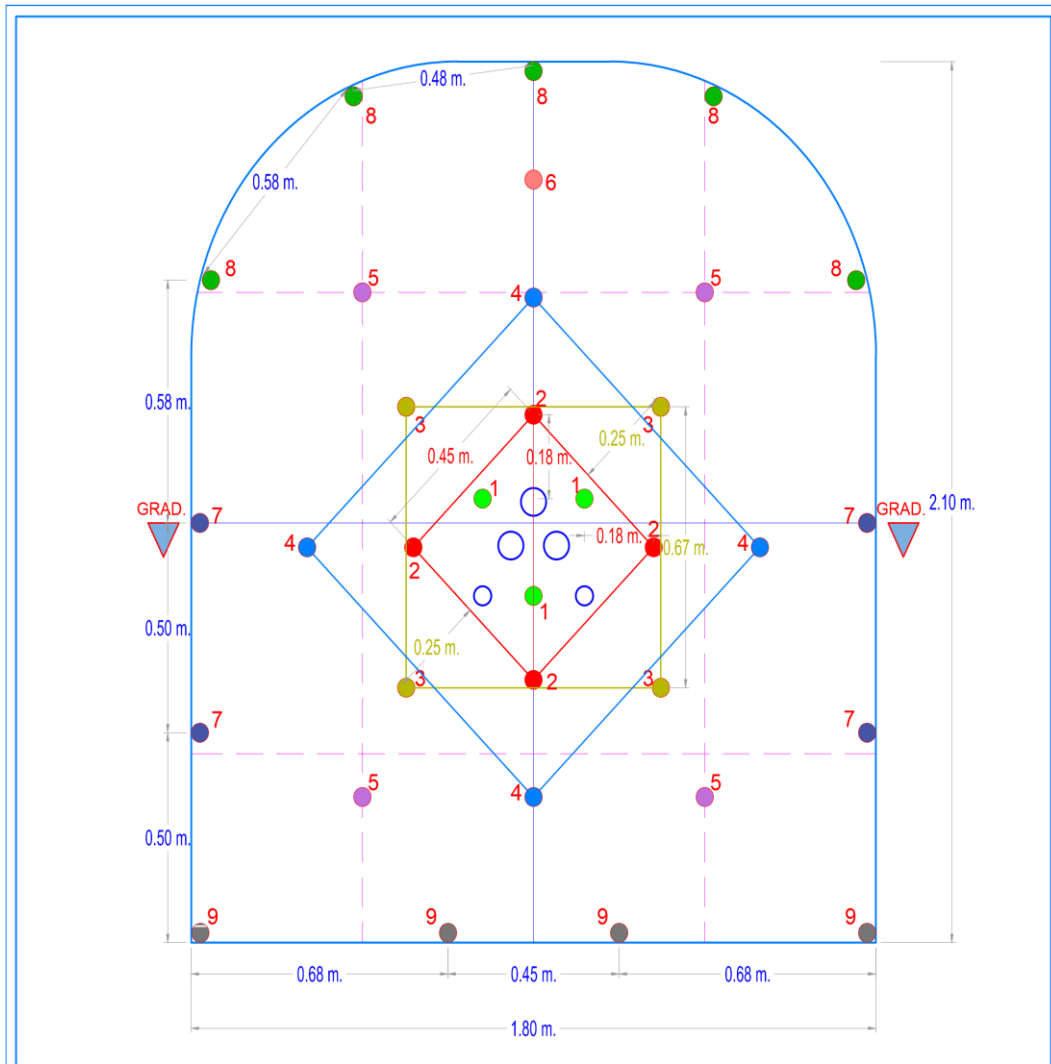
DISTRIBUCION DE TALADROS SECCION 2.10 x 2.10		DISTRIBUCION DE TALADROS ROCA DURA BP 520						
	N° TAL. PERF.	N° TAL. CARG.	N° CART./TAL.	TOTAL CART.	EMULNOR 1000	EMULNOR 2000	EMULNOR 5000	TOTAL CART.
TAL. ARRANQUE	3	3	5	15		15		15
TAL. ALIVIO	5	0	0	0		0		0
TAL. 1ra AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. 2da SOBRE AYUDAS	4	4	5	20		20		20
TAL. 3ra SOBRE AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. DE PRODUCCION	4	4	5	20	10	10		20
TAL. CUADRADORES	4	4	4	16	8	8		16
TAL. AYUDA CORONA	2	2	4	8		8		8
TAL. CORONA	5	5	3	15	8	7		15
TAL. ARRASTRE	4	4	5	20		20		20
<b>TOTAL TALADROS</b>	<b>39</b>	<b>34</b>		<b>154</b>	<b>26</b>	<b>128</b>	<b>0</b>	<b>154</b>

LEYENDA	
Taladros cargados	●
Taladros de alivio	○
secuencia de salida	1,2,3...
Taladros con Rimadora	○

DIBUJADO POR:	Bach. Ing. Minas MIGUEL ANGEL TITO MAMANI		<b>MINERA PRODUCE S.A.C.</b> BP 520 SECCION 2.10 m. x 2.10 m.				
REVISADO POR:	ING. ASIST. RESIDENTE-PRODUCE: ING. SAMUEL HUASAJA CONDORI						
APROBADO POR:	ING. RESIDENTE-PRODUCE: ING. EUDES FLORES OJEDA						
V°B° POR:	GERENTE GENERAL-PRODUCE: Sr. ROBERTO AROTAYPE MOLLO						
ZONA:	ESPERANZA - HUASCAR	ESCALA	1:15	FECHA	13/07/19	LAMINA	N°: 02

Fuente: Autor de tesis

ANEXO 11: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 1.80mX2.10m



DISTRIBUCION DE TALADROS SECCION 1.80 M x 2.10 M		DISTRIBUCION DE TALADROS ROCA DURA EST 691						
	Nº TAL. PERF.	Nº TAL. CARG.	Nº CARJ./TAL.	TOTAL CART.	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000	TOTAL CART.
TAL. ARRANQUE	3	3	5	15		15		15
TAL. ALIVIO	5	0	0	0		0		0
TAL. 1ra AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. 2da SOBRE AYUDA S	4	4	5	20		20		20
TAL. 3ra SOBRE AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. DE PRODUCCION	4	4	5	20	10	10		20
TAL. CUADRADORES	4	4	4	16	8	8		16
TAL. AYUDA CORONA	1	1	4	4	4	4		4
TAL. CORONA	5	5	3	15	8	7		15
TAL. ARRASTRE	4	4	5	20		20		20
<b>TOTAL TALADROS</b>	<b>38</b>	<b>33</b>		<b>150</b>	<b>26</b>	<b>124</b>	<b>0</b>	<b>150</b>

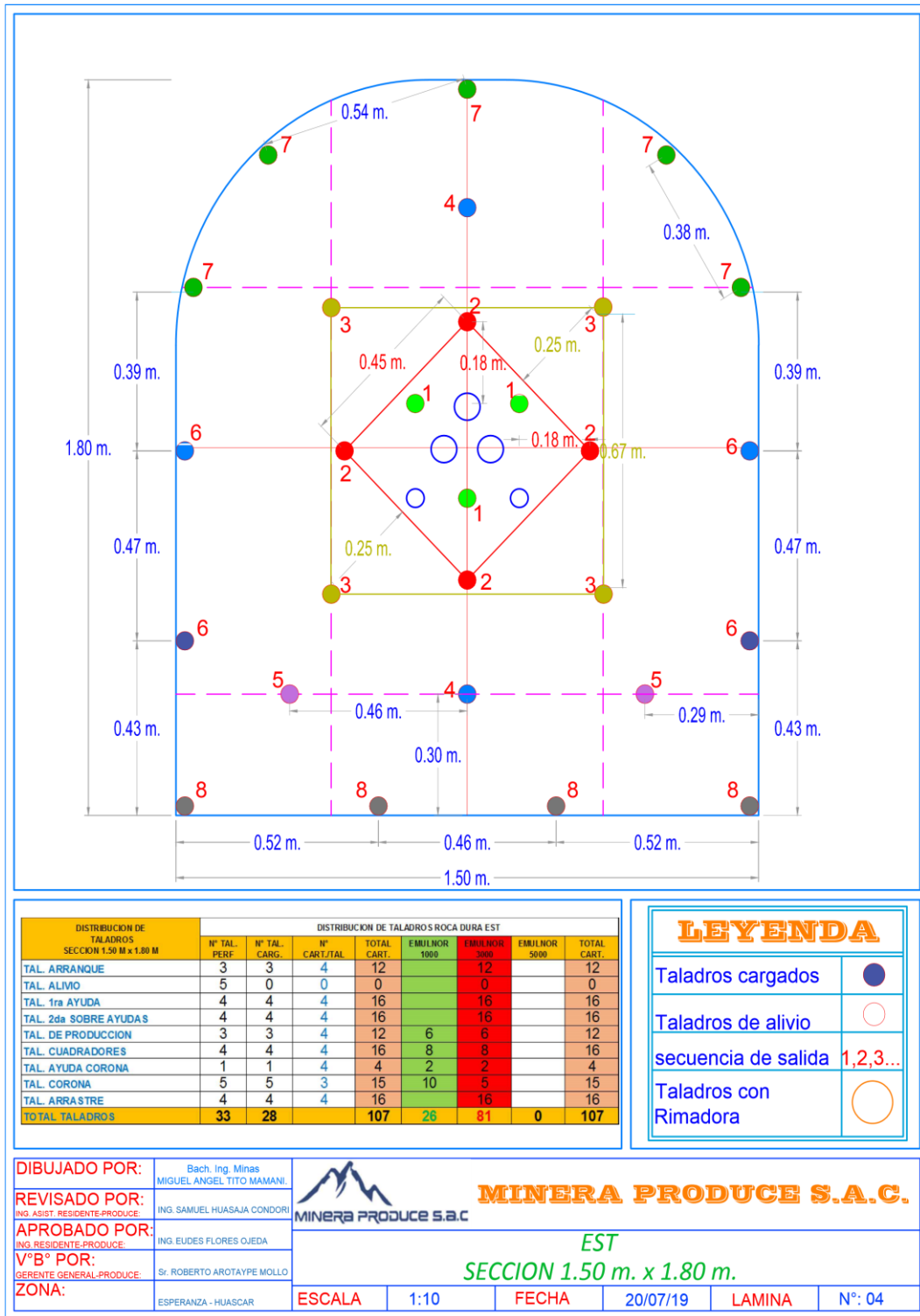
LEYENDA	
Taladros cargados	●
Taladros de alivio	○
secuencia de salida	1,2,3...
Taladros con Rimadora	○

<b>DIBUJADO POR:</b>	Bach. Ing. Minas MIGUEL ANGEL TITO MAMANI.		<b>MINERA PRODUCE S.A.C.</b>			
<b>REVISADO POR:</b>	ING. ASIST. RESIDENTE-PRODUCE: ING. SAMUEL HUASAJA CONDORI					
<b>APROBADO POR:</b>	ING. RESIDENTE-PRODUCE: ING. EUDES FLORES OJEDA	<b>EST 691</b>				
<b>V°B° POR:</b>	GERENTE GENERAL-PRODUCE: Sr. ROBERTO AROTAYPE MOLLO					
<b>ZONA:</b>	ESPERANZA - HUASCAR	<b>SECCION 1.80 m. x 2.10 m.</b>				
<b>ESCALA</b>	1:15	<b>FECHA</b>	15/07/19	<b>LAMINA</b>	Nº: 03	

Fuente: Autor de tesis

ANEXO 12: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección 1.50mX1.80m





Fuente: Autor de tesis

ANEXO 13: Preparado del cebo EMULNOR y Carmex



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 14: Frente cargado con carmex y Emulnor



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 15: Granulometría después de la voladura



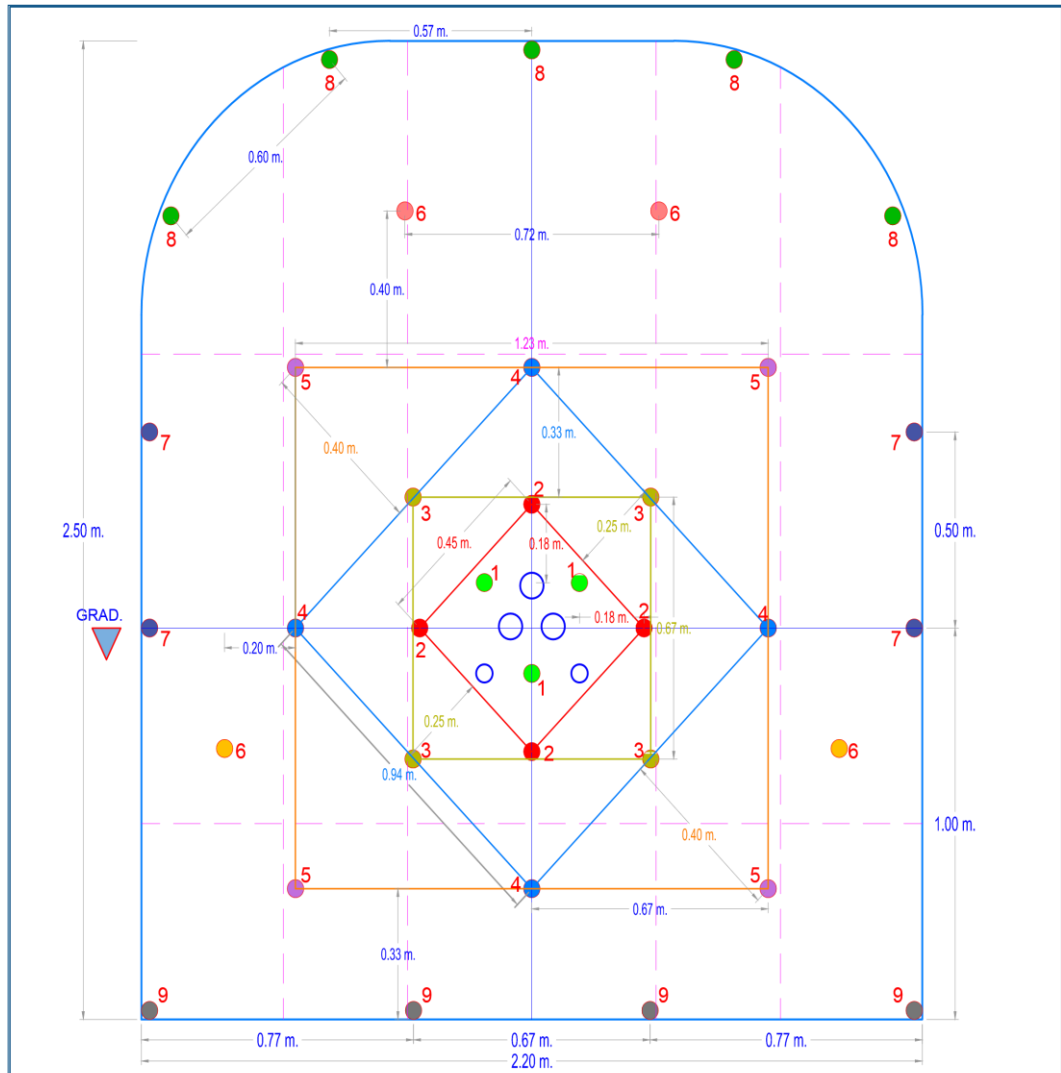
Fuente: Autor de tesis

ANEXO 16: Perímetro de la corona bien controlada se visualiza las cañas del CX 555



Fuente: Autor de tesis

ANEXO 17: Estándar de perforación y voladura para frentes horizontales sección  
2.20mX2.50m



DISTRIBUCION DE TALADROS SECCION 2.20 x 2.50		DISTRIBUCION DE TALADROS ROCA DURA CX 755						
	N° TAL. PERF.	N° TAL. CARG.	N° CART./TAL.	TOTAL CART.	EMULNOR 1000	EMULNOR 3600	EMULNOR 5000	TOTAL CART.
TAL. ARRANQUE	3	3	5	15		15		15
TAL. ALIVO	5	0	0	0		0		0
TAL. 1ra AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. 2da SOBRE AYUDAS	4	4	5	20		20		20
TAL. 3ra SOBRE AYUDA	4	4	5	20		20		20
TAL. DE PRODUCCION	4	4	5	20		20		20
TAL. AYUDA HASTIALES	2	2	4	8		8		8
TAL. CUADRADORES	4	4	4	16	8	8		16
TAL. AYUDA CORONA	2	2	4	8		8		8
TAL. CORONA	5	5	3	15	8	7		15
TAL. ARRASTRE	4	4	5	20		20		20
<b>TOTAL TALADROS</b>	<b>41</b>	<b>36</b>		<b>162</b>	<b>16</b>	<b>146</b>	<b>0</b>	<b>162</b>

**LEYENDA**

Taladros cargados	●
Taladros de alivio	○
secuencia de salida	1,2,3...
Taladros con Rimadora	○

DIBUJADO POR:	Bach. Ing. Minas MIGUEL ANGEL TITO MAMANI	 <b>MINERA PRODUCE S.A.C.</b>	<b>CX 755</b> <b>SECCION 2.20 m. x 2.50 m.</b>			
REVISADO POR:	ING. ASIST. RESIDENTE-PRODUCE ING. SAMUEL HUASAJA CONDOR		ESCALA	1:15	FECHA	08/07/19
APROBADO POR:	ING. RESIDENTE-PRODUCE ING. EUDES FLORES OJEDA					
V°B° POR:	Sr. ROBERTO AROTAYPE MOLLO	LAMINA				
ZONA:	ESPERANZA - HUASCAR	N°				

Fuente: Autor de tesis

ANEXO 18: Carga explosiva de la malla de perforación optimizado (Usando Emulnor)

EFICIENCIA DE PERFORACIÓN	96%
EFICIENCIA DE VOLADURA	97%



ESPECIFICACIONES TÉCNICAS		
TIPO DE ROCA	GRANODIORITA	
RMR	70	
CALIDAD	II - DURA	
PESO ESPECIFICO DE LA ROCA	2.66	KG/M <sup>3</sup>
DIÁMETRO DE TALADROS	38	mm
LONG. DE BARRENO	6.00	PIES
LONG. DE PERF. (96%)	1.72	M
PESO TOTAL DE EXPLOSIVO	28.01	KG.
KG. EXP./ METRO LINEAL	16.76	KG/M
AVANCE / DISPARO	1.67	M
VOLUMEN ROTO /DISPARO	8.70	M <sup>3</sup>
TONELADAS ROTAS /DISPARO	23.13	TM
Nº DE CARROS / METRO	17	CARROS
FACTOR DE CARGA	3.22	KG/M3
FACTOR DE POTENCIA	1.21	KG/TM
FACTOR DE AVANCE	16.76	KG/M



Fuente: Autor de tesis