

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD

DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



ESTANDARIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU  
INFLUENCIA EN COSTOS”. CASO CX 200, UNIDAD MINERA UNTUCA- CORI  
PUNO SAC.

TESIS PRESENTADO POR:

BACH. EDWAR AQUEPUCHO CRUZ

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS.

ASESOR:

ING. LEONARDO PERALTA ZANABRIA

CUSCO – PERÚ

2019

## DEDICATORIA

*A mi padre Valentín Ticona,  
quien se involucró en todo  
momento de mi formación  
profesional.*

*A mi madre Celia Cruz y  
mamá Antonia Sullcarani,  
por toda su motivación y  
confianza.*

*Y a quienes me alentaron en  
todo momento para hacer  
realidad el presente trabajo de  
investigación.*

## AGRADECIMIENTO

*A mi asesor.*

*Ing. Leonardo Peralta Zanabria por su apoyo en el desarrollo de la tesis sus enseñanzas, toda su paciencia y su tiempo dedicado.*

*A mi Alma Mater.*

*Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco que me ha acogido durante todos los años de mi formación académica profesional, dejándome una experiencia tan maravillosa e inolvidable.*

*A mi escuela profesional.*

*Ingeniería de minas, a todos los ingenieros que me han inculcado el amor, respeto por la carrera y la ética profesional, Por todos sus conocimientos compartidos y sobre todo por esos consejos que me ayudaron a inicio de esta vida profesional.*

*A mi familia.*

*A mis padres, abuelos, tíos, primos, por todo su apoyo incondicional a lo largo de mi vida. Sus consejos, sus motivaciones, su respaldo, estaré eternamente agradecido.*

*A Yessica.*

*Por todo su apoyo incondicional y su motivación,*

*A mis amigos.*

*De la carrera, los cuales hemos pasado muchas experiencias y apoyado mutuamente.*

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado “Estandarización de malla de perforación y voladura y su influencia en costos” caso Cx 200, Unidad Minera Untuca, Cori Puno S.A.C.; está orientado a mejorar la deficiencia en los avances lineales por disparo dadas en el Cx 200 (Crucero 200), y a la influencia de los costos por metro de avance.

En el Cx 200 (Crucero 200) se observó deficiencias en la perforación durante el marcado de malla el cual se realizaba a criterio del operador de jumbo electrohidráulico y jefe de guardia, paralelismo de los taladros del arranque, mala distribución de carga, etc. Y esto producía un defectuoso avance por disparo el cual afecta en el programa semanal, programa mensual de avances y a la rentabilidad obtenida en dicha labor.

Para el cálculo y diseño de la malla de perforación se utiliza el modelo de Roger Holmberg, que involucra en sus cálculos, características geomecánicas como, el RMR, GSI, RQD, la resistencia a la compresión uniaxial y la resistencia a la tensión, cuyos cálculos son para secciones mayores las cuales se deben de perforar con jumbo electrohidráulico, en nuestro caso se aplicó en la labor de preparación Cx 200 (Crucero 200) Nv. 4925.

Realizado los cálculos del diseño de perforación y voladura, son puestos en campo para realizar las pruebas, dichos cálculos son reajustados en base a pruebas de error, y a través del cálculo de áreas de influencia se determina que la distribución de energía en los taladros de la corona no afecta al macizo rocoso del Cx 200 Nv. 4925.

Con la estandarización de la malla de perforación y voladura en el Cx 200, los avances lineales logran una eficiencia por disparo en promedio de 3.10 metros, esto hace que se llegue a cumplir con el programa semanal y programa mensual.

La influencia en costos se da en función al nuevo avance/Disparo obtenido con el precio unitario (P.U.).

**Palabra Clave:** Estandarización, perforación, voladura, costos.

## ABSTRACT

This research paper entitled "Standardization of drilling and blasting mesh and its influence on costs" case Cx 200, Unidad Minera Untuca, Cori Puno S.A.C.; It is aimed at improving the deficiency in linear advances per shot given in the Cx 200 (Cruise 200), and the influence of costs per meter of progress.

In the Cx 200 (Cruise 200), drilling deficiencies were observed during mesh marking which was carried out at the discretion of the electrohydraulic jumbo operator and guard chief, parallelism of the starter holes, poor load distribution, etc. And this produced a defective advance per shot which affects in the weekly program, monthly progress program and the profitability obtained in said work.

For the calculation and design of the perforation mesh, the Roger Holmberg model is used, which involves in its calculations, geomechanical characteristics such as RMR, GSI, RQD, uniaxial compressive strength and tensile strength, whose calculations they are for larger sections which must be drilled with electro-hydraulic jumbo, in our case it was applied in the preparation work Cx 200 (Cruise 200) Nv. 4925

Performed the drilling and blasting design calculations, they are placed in the field to perform the tests, said calculations are readjusted based on error tests, and through the calculation of areas of influence it is determined that the distribution of energy in the drills of the The crown does not affect the rock mass of the Cx 200 Nv. 4925

With the standardization of the perforation and blasting mesh in the Cx 200, the linear advances achieve an efficiency per shot on average of 3.10 meters, this means that the weekly and monthly programs are fulfilled.

The influence on costs is based on the new advance / Shot obtained with the unit price (P.U.).

Keyword: Standardization, drilling, blasting, costs.

## INTRODUCCIÓN

En la Unidad Minera Untuca, de la Empresa Cori Puno S.A.C., las actividades de perforación y voladura constituyen una de las etapas más importantes para su ejecución y es muy necesario tener mucha atención en el diseño de la malla de perforación y voladura y su influencia en costos, para así alcanzar los mejores resultados en el desarrollo del Cx 200 (Crucero 200) Nv.4925, y considerando estos fundamentos se desarrolla la presente tesis titulado “ESTANDARIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU INFLUENCIA EN COSTOS”. CASO CX 200, UNIDAD MINERA UNTUCA- CORI PUNO SAC.”

En la actualidad para el desarrollo del Cx 200(Crucero 200) Nv. 4925, de la Empresa Minera Cori Puno S.A.C., se tiene problemas en la eficiencia por disparo y su influencia en costos, por lo que se ha planteado como objetivo principal, estandarizar mallas de perforación y voladura en relación al tipo de roca presentes en la zona.

Para el mayor entendimiento, la presente investigación, se ha dividido en 05 capítulos, los cuales contiene:

**El Capítulo I**, describe la realidad problemática de la investigación; en donde se visualiza el planteamiento y formulación del problema, los objetivos de la investigación, la justificación seguido de las limitaciones de la investigación. finalmente, la definición de términos básicos utilizados en la investigación, seguido de la hipótesis y las variables de la investigación.

**El Capítulo II**, muestra el marco teórico conceptual de la investigación; donde se aprecia primero los antecedentes respecto al trabajo y luego la información teórica relevante sobre las variables de estudio, es decir sobre como diseñar mallas de perforación y voladura para su estandarización en el Cx 200(Crucero 200), sustentado en teorías y

bibliografía actualizada. Finalmente, la definición de términos básicos utilizados en la investigación.

**Capítulo III**, se detalla la caracterización del área de estudio; describiendo la unidad de estudio, la ubicación, topografía, fisiografía, clima, seguido de las características geológicas y el proceso productivo de la operación minera y metalúrgica.

**Capítulo IV**, Se realiza los cálculos para un diseño de malla de perforación y voladura previo mapeo geomecánico de la zona.

**Capítulo V**, Análisis y discusión de resultados.

Al final se da cumplimiento con las conclusiones, recomendaciones, referencias bibliográficas, y los correspondientes anexos del presente trabajo de investigación.

## CONTENIDO

DEDICATORIA .....	i
AGRADECIMIENTO .....	ii
RESUMEN .....	iii
ABSTRACT.....	v
INTRODUCCIÓN .....	vi
CAPITULO I .....	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....	1
1.1 Descripción de la realidad problemática .....	1
1.2 Formulación del problema .....	2
1.2.1 Problema general .....	2
1.2.2 Problemas específicos.....	2
1.3 Objetivos de la investigación .....	2
1.3.1 Objetivo general.....	2
1.3.2 Objetivos específicos .....	2
1.4 Formulación de Hipótesis.....	2
1.4.1 Hipótesis general.....	2
1.4.2 Hipótesis específica .....	3
1.5 Justificación de la investigación.....	3
1.6 Limitaciones del estudio.....	4
1.7 Metodología de la investigación .....	4

1.7.1	Diseño metodológico .....	4
1.7.2	Tipo de investigación.....	4
1.8	Población y muestra .....	5
1.8.1	Población .....	5
1.8.2	Muestra .....	5
1.9	Procedimientos para la selección de la información .....	5
1.9.1	Técnicas empleadas .....	5
1.9.2	Instrumentos empleados .....	5
1.10	Procedimientos para el procesamiento de la información .....	6
1.11	Operacionalización de variables.....	6
1.12	Matriz de consistencia .....	7
2	CAPITULO II.....	8
	MARCO TEORICO .....	8
2.1	Antecedentes de la investigación .....	8
2.2	Bases teóricas .....	10
2.2.1	Diseño de malla de perforación y voladura. ....	10
2.2.2	Clasificación de Bieniawski RMR.....	12
2.2.3	Índice de calidad de la roca RQD (1988) .....	14
2.2.4	Perforación de rocas.....	15
2.2.5	Avance lineal. ....	22
2.2.6	Voladura subterránea. ....	23
2.2.7	Modelo matemático de Roger Holmberg.....	32

2.2.8	Cálculo y diseño de perforación y voladura en base al modelo matemático de Roger Holmberg .....	33
2.2.9	Cálculo matemático de áreas de influencia.....	69
2.2.10	El Modelo de Kuz – Ram.....	72
3	CAPITULO III .....	76
	CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN.....	76
3.1	Generalidades .....	76
3.2	Ubicación del proyecto.....	77
3.3	Accesibilidad.....	77
3.4	Clima y vegetación.....	78
3.5	Topografía y fisiografía.....	78
3.6	Geología regional .....	79
3.6.1	Formación Sandia (Os-s) .....	79
3.6.2	Formación Ananea (SD-a).....	79
3.6.3	Depósitos Cuaternarios .....	80
3.6.4	Rocas Intrusivas .....	80
3.7	Geología local .....	80
3.8	Geología estructural .....	81
3.9	Geología económica.....	82
3.9.1	Sector Pomarani.....	83
3.10	Hidrogeología.....	83
3.10.1	Hidrogeología del yacimiento Pomarani.....	83

3.11	Minado sector subterráneo - Pomarani .....	84
3.11.1	Recursos minerales.....	84
3.11.2	Reservas minerales.....	85
3.11.3	Operaciones unitarias en minado subterráneo.....	85
3.12	Descripción general del proceso metalúrgico.....	86
4	CAPITULO IV .....	89
	DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA SU ESTANDARIZACION EN EL CX 200, NV 4925 .....	89
4.1	Descripción del Cx 200 antes de la estandarización de la malla de perforación y voladura .....	89
4.1.1	Parámetros que inciden en la perforación y voladura.....	89
4.1.2	Costos antes de la estandarización.....	92
4.2	Especificaciones técnicas de los explosivos a emplear.....	92
4.3	Estudio geomecánico de la mina Pomarani - Cx 200 NV 4925.....	93
4.3.1	Litología y mineralización. ....	93
4.3.2	Agua subterránea. ....	93
4.3.3	Meteorización. ....	94
4.3.4	Análisis estereográfico de datos estructurales. ....	94
4.3.5	Clasificación geomecánica. ....	96
4.3.6	Zonificación geomecánica. ....	97
4.3.7	Propiedades de resistencia. ....	97
4.3.8	Estado tensional. ....	98

4.4	Tabla GSI .....	101
4.5	Diseño de perforación y voladura .....	102
4.6	Cálculo del diseño de perforación y voladura para la estandarización del Crucero 200. ....	102
4.6.1	Cálculo del área de la sección del Crucero 200 (m <sup>2</sup> ). ....	102
4.6.2	Cálculo del perímetro del Crucero 200 (m). ....	103
4.6.3	Cálculo de numero de taladros según la sección: .....	103
4.6.4	Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\emptyset_2$ ):.....	104
4.6.5	Calculamos error de perforación “ $\Psi$ ”: .....	104
4.6.6	Calculo para el diseño de arranque – primer cuadrante.....	105
4.6.7	Cálculos para el 2 <sup>o</sup> cuadrante .....	110
4.6.8	Cálculo para el 3 <sup>o</sup> cuadrante .....	112
4.6.9	Cálculo para el 4 <sup>o</sup> cuadrante .....	115
4.6.10	Calculo para el 5 <sup>o</sup> cuadrante.....	117
4.6.11	Cálculo de la constante de roca “ C' ” .....	120
4.6.12	Calculo para taladros en ayuda de corona.....	120
4.6.13	Cálculos para taladros de hastiales o paredes.....	124
4.6.14	Cálculos para taladros de corona.....	127
4.6.15	Cálculos para taladros de arrastre o piso.....	132
4.6.16	Resumen de los cálculos de diseño .....	135
5	CAPITULO V .....	138
	DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS .....	138

5.1	Resultado de la hipótesis .....	138
5.1.1	Análisis de hipótesis general.....	138
5.1.2	Análisis de Hipótesis específicas .....	138
5.2	Diseño de malla de perforación y voladura.....	138
5.3	Influencia en los costos .....	140
5.3.1	Comparación de costos operativos .....	140
5.3.2	Comparación de costos de avances por disparo en función al Precio Unitario	140
5.3.3	Comparación de rentabilidad en función al programa mensual.....	141
	CONCLUSIONES .....	143
	RECOMENDACIONES.....	144
	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS .....	145
	ANEXOS .....	146

## ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1: OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES .....	6
TABLA 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA .....	7
TABLA 3: INTERPRETACIÓN DE LOS VALORES DE RMR, (BIENIAWSKI, 1989).....	12
TABLA 4 CLASIFICACIÓN DE PARÁMETROS Y SUS VALORES (BIENIAWSKI).....	13
TABLA 5: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO EN FORMACIÓN DE BLOQUES.....	14
TABLA 6 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO CON EL RQD.....	14
TABLA 7 PARÁMETROS DE DUREZA Y RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN.....	23
TABLA 8 DISTRIBUCIÓN DE LA ENERGÍA DEL EXPLOSIVO .....	26
TABLA 9 EFICIENCIA DE LOS EXPLOSIVOS .....	29
TABLA 10 DENSIDAD DE EXPLOSIVO MÁS COMERCIALES .....	29
TABLA 11 DISTANCIA ENTRE TALADROS EN FUNCIÓN A LA DUREZA DE LA ROCA .....	35
TABLA 12 RELACIÓN DE LA DUREZA DE LA ROCA CON EL COEFICIENTE .....	35
TABLA 13 :RUTA DE ACCESO A LA UNIDAD MINERA UNTUCA .....	78
TABLA 14 DISTRIBUCIÓN DE RECURSOS POMARANI .....	85
TABLA 15 CARACTERÍSTICAS DEL Cx 200.....	91
TABLA 16 COSTOS OPERATIVOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR METRO LINEAL DE AVANCE .....	92
TABLA 17 DATOS TÉCNICOS DEL EXPLOSIVO EMULNOR.....	92
TABLA 18 SISTEMA DE CONTINUIDADES ESTRUCTURALES.....	95
TABLA 19 CRITERIO PARA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA.....	96
TABLA 20 PROPIEDADES DE RESISTENCIA EN LA MASA ROCOSA.....	98
TABLA 21:ORIENTACIÓN DE ESFUERZOS PRINCIPALES.....	99
TABLA 22 MAGNITUD DE ESFUERZOS PRINCIPALES.....	100
TABLA 23 CONTRASTACIÓN DE RESULTADOS .....	139

TABLA 24 COMPARACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS .....	140
TABLA 25: COMPARACIÓN DE COSTOS POR DISPARO LINEAL .....	140
TABLA 26 RENTABILIDAD OBTENIDA EN 1 MES .....	141

## INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1: PASOS PARA MARCAR LA LÍNEA DE GRADIENTE Y LA LÍNEA DE DIRECCIÓN. ....	11
FIGURA 2: LÍNEA GRADIENTE Y LÍNEA DE DIRECCIÓN EN EL FRENTE DE AVANCE .....	11
FIGURA 3: PRINCIPIOS QUE INTERVIENEN EN LA PERFORACIÓN DE ROCAS .....	15
FIGURA 4: SECCIONES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN UN FRENTE .....	19
FIGURA 5: TIPOS DE CORTE QUEMADO .....	21
FIGURA 6: CORTE CON DOBLE ESPIRAL .....	21
FIGURA 7: CORTE COROMANT .....	22
FIGURA 8: CÁLCULO DEL PERÍMETRO DEL TÚNEL .....	34
FIGURA 9: DIAMETRO EQUIVALENTE .....	36
FIGURA 10: ARRANQUE DE 5 SECCIONES .....	38
FIGURA 11: DISTANCIA DE LOS TALADROS CARGADOS HACIA LOS TALADROS VACÍOS .....	39
FIGURA 12: CONCENTRACIÓN LINEAL DE CARGA EN FUNCIÓN AL BURDEN MÁXIMO .....	39
FIGURA 13: BURDEN PRÁCTICO EN EL 1ER CUADRANTE (ARRANQUE) .....	40
FIGURA 14: ANCHO DE ABERTURA GENERADO POR LOS TALADROS DEL 1ER CUADRANTE (ARRANQUE) .....	42
FIGURA 15: BURDEN PRÁCTICO Y ANCHO DE ABERTURA EN EL 2° CUADRANTE .....	47
FIGURA 16: BURDEN PRÁCTICO, ANCHO DE ABERTURA EN EL 3° CUADRANTE .....	50
FIGURA 17: BURDEN PRACTICO, ANCHO DE ABERTURA EN EL 4° CUADRANTE .....	53
FIGURA 18: BURDEN PRÁCTICO Y ANCHO DE ABERTURA EN EL 5° CUADRANTE .....	56
FIGURA 19: ÁREA DE INFLUENCIA DE UN TALADRO DESPUÉS DE LA VOLADURA .....	70
FIGURA 20: REPRESENTACIÓN GRÁFICA DEL ÁREA DE INFLUENCIA DE UN TALADRO .....	70
FIGURA 21: DIAGRAMA DE CUERPO LIBRE “D.C.L.” DEL CORTE A-A’ .....	71
FIGURA 22: ÁREA DE INFLUENCIA DEL TALADRO CON RELACIÓN AL BURDEN Y ESPACIAMIENTO .....	71
FIGURA 23: PLANO DE UBICACIÓN DEL PROYECTO .....	77

FIGURA 24:PLANO DE GEOLOGÍA LOCAL. ....	81
FIGURA 25:RECURSOS MINERALES – SECTOR POMARANI.....	84
FIGURA 26:DIAGRAMA DE FLUJO DE CHANCADO PARA EL TONELAJE DE 1900 TMH. ....	87
FIGURA 27:DIAGRAMA DE FLUJO DE MOLIENDA, GRAVIMETRÍA, FLOTACIÓN Y FILTRADO. .....	88
FIGURA 28:DIAGRAMA DE PLANOS PRINCIPALES DE DIACLASAS, MINA POMARANI. ....	95
FIGURA 29:DIAGRAMA ESTEREOGRÁFICO DE ESFUERZOS PRINCIPALES, MINA POMARANI .....	100
FIGURA 30:CARTILLA GEOMECÁNICA - CORI PUNO SAC. ....	101
FIGURA 31:MALLA DE PERORACIÓN Y VOLADURA PARA TIPO DE ROCA III A .....	136
FIGURA 32:MALLA DE PERORACIÓN Y VOLADURA PARA TIPO DE ROCA III B .....	137
FIGURA 33:DIAGRAMA COMPARATIVO DE FACTOR DE VOLADURA .....	139
FIGURA 34:TENDENCIA DE LOS COSTOS Y AVANCES POR DISPARO.....	141

## INDICE DE ANEXOS

ANEXO 1: CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL Cx 200 .....	147
ANEXO 2: PLANO GEOMECÁNICO- Cx 200 Nv. 4925.....	148
ANEXO 3: CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE AVANCES EN EL MES DE ENERO .....	149
ANEXO 4: CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE AVANCES EN EL MES DE FEBRERO.....	149
ANEXO 5: CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE AVANCES EN EL MES DE MARZO .....	150
ANEXO 6: CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE AVANCES EN EL MES DE ABRIL .....	150
ANEXO 7: CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DE AVANCES EN EL MES DE MAYO.....	151
ANEXO 8: TRAZADO Y PERFORACIÓN DEL 1ER CUADRANTE (ARRANQUE) .....	151

## **CAPITULO I**

### **PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1 Descripción de la realidad problemática**

En la actualidad en CIA Minera Cori Puno S.A., viene ejecutando el Cx 200 (Crucero 200) en el nivel 4925, con la finalidad de acceder al proyecto Gallo-Cunca el cual tiene proyectado para su ejecución actual una longitud de 510 metros. Durante su etapa inicial se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales debido a que cada jefe de guardia realiza a su propio criterio en el diseño de malla para la perforación y voladura, y al presente no se está cumpliendo con el avance programado (3 m/disparo), llegando a obtener solo 2.7 m por día en promedio, además, se encontró deficiencia en el número de taladros, con burden y espaciamiento inadecuados. Todo esto debido a la falta de estandarización del diseño de malla de perforación y voladura según la clasificación Geomecánica y sección de la labor.

Como consecuencia de estas deficiencias que se presentan en el Cx 200(Crucero 200), se tienen pérdidas económicas en función a los metros de avances lineales.

## **1.2 Formulación del problema**

### **1.2.1 Problema general**

¿Cuál es el estándar de malla de perforación y voladura que permita la mayor eficiencia en los avances y la reducción de costos operativos?

### **1.2.2 Problemas específicos**

¿Cuáles son los factores que influyen en la perforación y voladura para aumentar la eficiencia en el avance?

¿Cómo influye la estandarización de malla de perforación y voladura en los costos operativos?

## **1.3 Objetivos de la investigación**

### **1.3.1 Objetivo general**

Estandarizar la malla de perforación y voladura para incrementar la eficiencia del avance por disparo y reducir los costos operativos.

### **1.3.2 Objetivos específicos**

- Identificar los factores que influyen en la perforación y voladura según el tipo de roca presentes en el Cx 200, Nv 4925 para así incrementar la eficiencia en el avance.
- Reducir los costos operativos de perforación y voladura en función a los metros lineales en el Cx 200.Nv 4925, zona Pomarani

## **1.4 Formulación de Hipótesis**

### **1.4.1 Hipótesis general**

Con la estandarización de la malla de perforación y voladura se mejorará la eficiencia del avance por disparo y se reducirá los costos operativos.

#### **1.4.2 Hipótesis específica**

- Con la identificación de los factores que influyen en las operaciones de perforación y voladura según el tipo de roca se mejorará el avance programado del Cx 200 Nv.4925.
- Con la aplicación de nuevas mallas se optimizará los costos operativos de perforación y voladura en función a los metros lineales de avance.

#### **1.5 Justificación de la investigación**

Una de las principales operaciones unitarias en minería es la voladura, ya que esta juega un rol importante en la producción, por tanto, se busca optimizar constantemente todas sus actividades y costos, y en esto consiste el presente trabajo de investigación, el incrementar la eficiencia del avance por disparo ya sería un logro importante

En la actualidad la zona en estudio, Unidad Minera Untuca- Cori Puno SAC, de acuerdo al cálculo de reservas, posee un gran potencial del yacimiento aurífero el cual su explotación está programado para mediados del presente año, por tanto, la ejecución del Cx 200 llevara a dicho yacimiento, en consecuencia, es necesario cumplir con el avance programado el cual establece 3 m de avance en promedio, por día.

Razón por lo que el presente trabajo de investigación es implementar estándares de perforación y voladura para cumplir con las metas programadas en avance lineal y reducir los costos operativos.

Por otra parte, los resultados obtenidos en este trabajo servirán como antecedentes para la aplicación a labores de desarrollo que posean condiciones similares en la unidad minera Untuca – Coripuno SAC.

## **1.6 Limitaciones del estudio.**

El presente trabajo de investigación se aplicará en el Cx 200 Nv. 4925, y no tiene limitaciones en el proceso de su ejecución, se tiene el apoyo de la empresa minera Unidad Minera Untuca- Cori Puno SAC durante la ejecución de las pruebas realizadas.

## **1.7 Metodología de la investigación**

### **1.7.1 Diseño metodológico**

De acuerdo a su naturaleza y las características del presente trabajo de investigación, la metodología de la investigación será de tipo descriptivo - aplicativo, el estudio se enfoca en la estandarización de mallas de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avances lineales por disparo durante la ejecución del Cx 200. NV 4925. Zona Pomarani.

El diseño metodológico de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura y posteriormente se seleccionará un nuevo estándar de malla de perforación y voladura, estimando los siguientes parámetros: cantidad de numero de taladros, espaciamiento, burden y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararán para encontrar una mayor eficiencia en los avances lineales por disparo y la generación de mayor ganancia económica al finalizar el mes.

### **1.7.2 Tipo de investigación**

El presente trabajo reúne las condiciones metodológicas de una investigación no experimental, de causa-efecto, la causa básica será la estandarización de la malla de perforación y una buena distribución de tiempos de retardos, que busca como efecto un buen avance lineal por disparo del frente.

Asimismo, los principales métodos a utilizar en el trabajo de investigación son:

- Método general: Análisis y comparación.
- Método específico: Observación y medición.

## **1.8 Población y muestra**

### **1.8.1 Población**

La población o universo para este trabajo de investigación está constituida por las labores de preparación y desarrollo en la zona Pomarani Unidad Minera Untuca, CPSAC.

### **1.8.2 Muestra**

En nuestra investigación la muestra está constituida por la labor de desarrollo Cx 200, Nv. 4925, zona Pomarani.

## **1.9 Procedimientos para la selección de la información**

### **1.9.1 Técnicas empleadas**

- a. *antecedentes bibliográficos.* - Se hizo la revisión de antecedentes bibliográficos para tener una mejor información y comprensión acerca del diseño de malla de perforación y voladura en túneles, así mismo, del modelo de Roger Holmberg.
- b. *Observación in-situ.* - Se realizó observaciones in-situ en el Cx 200, donde se pudo observar que había deficiencia durante la perforación y carguío del frente, así como en la eficiencia del disparo.
- c. *Entrevistas no estructuradas.* - La entrevista no estructurada o informal, se realizó por medio de pláticas y preguntas simples e informales al operador de turno, en el área de estudio, con la finalidad de buscar ideas y obtener más información acerca del diseño de malla empleado.

### **1.9.2 Instrumentos empleados**

*Herramientas:*

- ✓ Medición de la malla de perforación y voladura
- ✓ Vales de salida de explosivo
- ✓ Programación y orden de trabajo

- ✓ entrevistas

*Equipos:*

- ✓ Cámara fotográfica
- ✓ Distanciómetro

*Software:*

- ✓ Microsoft Office (Word, Excel)

*Lugar de recolección de datos:*

- ✓ Oficinas mina
- ✓ Labor minera (Cx 200)

**1.10 Procedimientos para el procesamiento de la información**

Para el procesamiento de los datos se aplicarán instrumentos y procedimientos de acuerdo a la siguiente información, cuadros estadísticos de los reportes de avance por guardia, Información de costos operativos en perforación y voladura.

**1.11 Operacionalización de variables**

*Tabla 1:  
Operacionalización de variables*

Variables	Factores	Indicadores
· Independiente	✓ Resistencia a la compresión simple.	GPa
<b>Macizo rocoso</b>	✓ Densidad de la roca.	Kg/m <sup>3</sup>
	✓ Calidad del macizo rocoso.	RMR, RQD, GSI y Q
	✓ Discontinuidades.	cm
	✓ Fallas.	cm
	✓ Sección de labor	m <sup>2</sup>
· Dependientes	▪ Diámetro del taladro	mm
<b>Malla de perforación y voladura</b>	▪ Longitud de taladro	pies o m
	▪ Burden	m
	▪ Espaciamiento	m
	▪ Longitud de carga	m
	▪ Factor de carga	Kg/m <sup>3</sup>
	▪ Factor de potencia	Kg/TM
	▪ Avance lineal	m/Disparo
	▪ Costos	US\$/ml, US\$/Disparo, US\$/Mes
	▪ Volumen roto	m <sup>3</sup>
	▪ Numero de taladros	Unidades

Fuente: (Elaboración propia)

## 1.12 Matriz de consistencia

Tabla 2:  
Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN
<b>Problema general</b>  ¿Cuál es el estándar de malla de perforación y voladura que permita la mayor eficiencia en los avances y la reducción de costos operativos?	<b>Objetivos generales</b>  Estandarizar la malla de perforación y voladura para incrementar la eficiencia del avance por disparo y reducir los costos operativos.	<b>Hipótesis general</b>  Hipótesis general  Con la estandarización de la malla de perforación y voladura se mejorará la eficiencia del avance por disparo y se reducirá los costos operativos.	<b>VARIABLE INDEPENDIENTE:</b> <ul style="list-style-type: none"><li>• Macizo rocoso</li></ul>	De acuerdo a su naturaleza y las características del presente trabajo de investigación, la metodología de la investigación será de tipo descriptivo - aplicativo, el estudio se enfoca en la estandarización de mallas de perforación y voladura para la reducción de costos operativos en la ejecución del Cx 200, Nv 4925. Zona Pomarani.  El diseño metodológico de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones de perforación y voladura y posteriormente se seleccionará un nuevo estándar de malla de perforación y voladura, considerando los siguientes parámetros: Burden, espaciamiento, número de taladros y la carga explosiva utilizada, finalmente estos resultados se compararán para encontrar una mayor eficiencia en los avances por disparo y la reducción de costos de perforación y voladura.	La población o universo para este trabajo de investigación está constituida por las labores de preparación y desarrollo en la zona Pomarani.
<b>Problema específico</b>  ¿Cuáles son los factores que influyen en la perforación y voladura para aumentar la eficiencia en el avance?	<b>Objetivos específicos</b>  Identificar los factores que influyen en la perforación y voladura según el tipo de roca presentes en el Cx 200, Nv 4925 para así incrementar la eficiencia en el avance.	<b>Hipótesis específica</b>  Con la identificación de los factores que influyen en las operaciones de perforación y voladura según el tipo de roca se mejorará el avance programado del Cx 200 Nv.4925.		<b>Tipo de investigación</b>  1. Método general: análisis y comparación.  2. Método específico: observación y medición	<b>Muestra</b>  En nuestra investigación la muestra está constituida por la labor de desarrollo Cruceiro 200, Nv 4925 zona Pomarani.
<b>¿Cómo influye la estandarización de malla de perforación y voladura en los costos operativos?</b>	Con la aplicación de nuevas mallas se optimizará los costos operativos de perforación y voladura en función a los metros lineales de avance.	Con la aplicación de nuevas mallas se optimizará los costos operativos de perforación y voladura en función a los metros lineales de avance.	<b>VARIABLES DEPENDIENTES:</b> <ul style="list-style-type: none"><li>• Malla de perforación y voladura</li></ul>		

Fuente: (Elaboración propia)

## **CAPITULO II**

### **MARCO TEORICO**

#### **2.1 Antecedentes de la investigación**

- **UNIVERSIDAD:** Universidad Nacional Del Altiplano

**AUTOR:** Emerson Choque Velarde

**TESIS:** "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”

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

**CONCLUSIONES:** 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.

Se logra una eficiencia de voladura en cuanto a avances lineales, de un promedio de: 2.33 m/disparo a un avance promedio de 2.97 m/disparo. En el mes de julio, estos resultados se reflejan en el cumplimiento mensual de los metrajes programados durante el mes (Choque, 2017).

- UNIVERSIDAD: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo

AUTOR: Yetson Rossel Chávez Flores

TESIS: “Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona COTORCAN en la mina HUANCAPETI- año 2015”

OBJETIVO GENERAL: Mejorar la granulometría mediante el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la Galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti año 2015.

CONCLUSIONES: Se determinó que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg, mejora la granulometría de la Galería 370, técnicamente hablando el 50 % del material roto son de tamaño menores o iguales a 12 pies (27.34 cm).

Se diseñó la malla de perforación y voladura con base a las clasificaciones geomecánicas para tipo de roca III-A (Regular A) y a las propiedades físicas químicas de los explosivos (Emulex 65%, Emulex 80% y Exsablock 45%), logrando reducir el factor de carga de 2.61 Kg/m<sup>3</sup> a 2.08 Kg/m<sup>3</sup> el cual representa un ahorro significativo en consumo de explosivos (Chávez, 2018).

- UNIVERSIDAD: Universidad Nacional Del Altiplano

AUTOR: Ludtwin Cáceres Navarro

TESIS: "Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el Crucero 10014 de la empresa minera MARSAS"

OBJETIVO GENERAL: optimizar las operaciones de perforación y voladura en el cruceo 10014 en la empresa minera MARSAS, mediante un nuevo diseño de malla de perforación.

CONCLUSIONES: Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se pudo maximizar la programación mina que era de 75 a 95 metros lineal de avance con un tonelaje de desmonte de 3500 a 4082.4 TM.

Se reducen los costos operativos de perforación y voladura por metro lineal de avance de US\$ 342.32 a US\$ 247.61, teniendo una diferencia de US\$ 94.71.

En la voladura del frente cruceo 10014 nivel 2870 se redujo el consumo de explosivos de 21.01 kg a 16.24 kg., prescindiéndose de la gelatina 75% por el Semexa 65% y Exadit 45%. Obteniendo una voladura controlada en la sobre-rotura y mayor control de la corona, y además teniendo una buena fragmentación para una mejor limpieza y acarreo de material (Cáceres, 2017).

## **2.2 Bases teóricas**

### **2.2.1 Diseño de malla de perforación y voladura.**

Es el gráfico que se representa en el frente a perforar en donde se indica el espaciamiento y burden en la distribución de los taladros, la cantidad de carga explosiva en los taladros y secuencia de encendido a aplicarse.

Para el diseño de la malla se requiere de pintura para el marcado de las líneas horizontales y líneas verticales que ya vendrán estandarizadas de acuerdo al tipo de roca y sección de la labor y que servirán como guía al perforista. Pasos para el marcado de la malla de perforación y voladura:

- ✓ El área de topografía proporciona la línea de dirección y la línea de gradiente.

- ✓ Dichas líneas permiten ubicar el punto central del diseño de la malla para el avance de la labor con forma y dimensión correcta.
- ✓ Realizado el pintado de la malla en el frente se procede a la perforación con jumbo electrohidráulico cumpliendo con todos los factores de perforación.

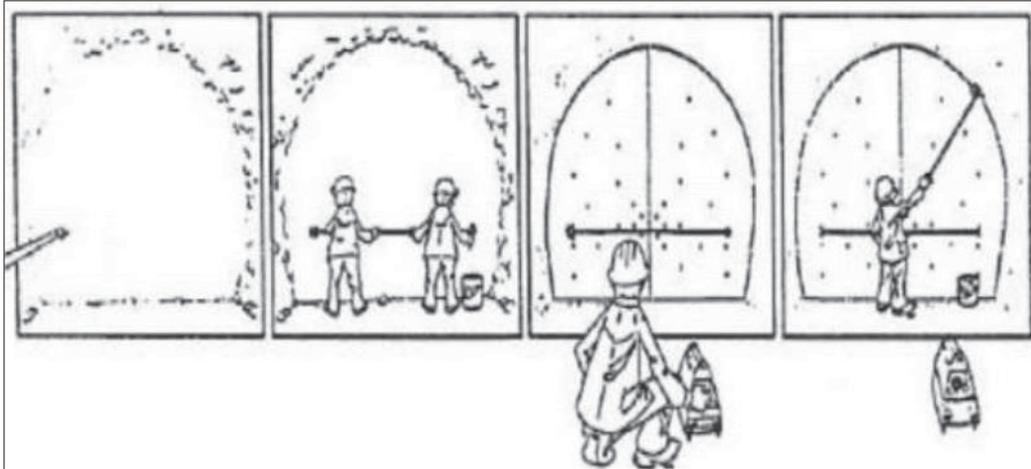


Figura 1: Pasos para marcar la línea de gradiente y la línea de dirección.

Fuente: (Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno)

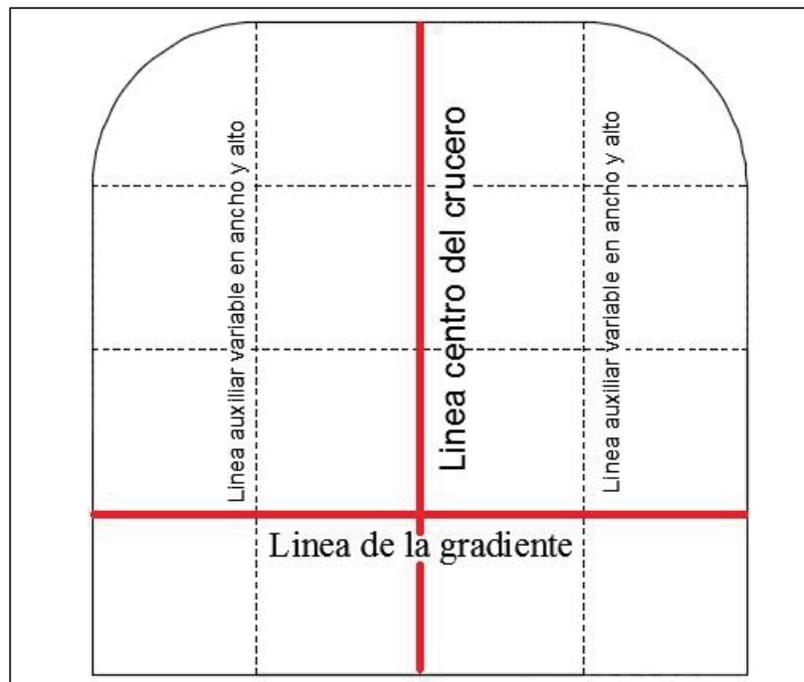


Figura 2: Línea gradiente y línea de dirección en el frente de avance

Fuente: (Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno)

### 2.2.2 Clasificación de Bieniawski RMR

(Huaman & Ardiles, 2017). El sistema Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollado por Bieniawski, y clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos.

Las versiones más usadas son el RMR<sub>76</sub> y el RMR<sub>89</sub>. Ambas incorporan la valoración de parámetros como:

- La resistencia a compresión simple de la roca.
- El RQD (Rock Quality Designation).
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- La presencia de agua freática.

Estos factores se calculan mediante una serie de parámetros obteniéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100, Ver Tabla Nro.3.

Tabla 3:  
*Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989)*

<b>Descripcion</b>	<b>RMR</b>	<b>Clase de Macizo Rocoso</b>
Roca Muy Buena	81 - 100	I
Roca Buena	61 - 80	II
Roca Regular	41 - 60	III
Roca Mala	21 - 40	IV
Roca Muy Mala	0 - 20	V

Fuente: Bienawski (1989)

Tabla 4  
Clasificación de parámetros y sus valores (Bieniawski).

parámetro		Escala de valores				
Resistencia de la roca inalterada	Índice de la carga de la muestra	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia
	Resistencia a la compresión	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	
<b>Valuación</b>		15	12	7	4	1 0
Índice de calidad de la roca, RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%
<b>Valuación</b>		20	17	13	8	3
Espaciamiento de juntas		> 3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	< 50 mm
<b>Valuación</b>		30	25	20	10	5
Estado de las discontinuidades	Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación.	Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm o fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm o fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas
	Paredes de roca blanda					
<b>Valuación</b>		25	20	12	6	0
Aguas subterráneas	Cantidad de infiltración por 10 m de túnel	Ninguna	< 25 litros/min		25-125 litros/min	> 125 litros/min
	Presión de agua relación esfuerzo principal o mayor	Cero	0.0-0.2		0.2-0.5	> 0.5
	Situación general	Totalmente seco	Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua		Serios problemas de agua
<b>Valuación</b>		10	7	4	0	0

Fuente: Bieniawski (1989).

### 2.2.3 Índice de calidad de la roca RQD (1988)

(Huaman & Ardiles, 2017). El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, ver Ecuación Nro. 2, como función de esos parámetros, se visualiza en la Tabla 5 y Tabla 6.

Tabla 5:

*Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques.*

<b>Jv</b>	<b>Características del macizo rocoso</b>
< 1	Bloques masivos
1 - 3	Bloques grandes
3 - 10	Bloques tamaño medio
10 - 30	Bloques pequeños
> 30	Bloque muy pequeños

Fuente: Barton, N., Lén, R. y Lunde, J. (1988). Según Barton, Lén y Lunde (1988)

$$RQD = 115 - 3.3Jv \dots \dots \dots (\%) \quad \text{Ec.( 1)}$$

$$Jv = \frac{n^{\circ}J1}{L1} + \frac{n^{\circ}J2}{L2} + \frac{n^{\circ}J3}{L3} \quad \text{Ec.( 2)}$$

n°Ji: Número de discontinuidades.

Li: Longitud media.

Jv: Número de Juntas en un metro cubico.

Tabla 6

*Caracterización del macizo rocoso con el RQD.*

<b>RQD (%)</b>	<b>Calidad de roca</b>
0 - 25	Muy Mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena

Fuente: Barton, Lén y Lunde (1988).

## 2.2.4 Perforación de rocas.

(Jimeno & Carcedo, 2004). El fin de la perforación es realizar agujeros con diámetro simétrico y a una longitud deseada que se realiza a través de las siguientes acciones mecánicas, donde se realiza golpes continuos con filos cortantes en un extremo de mayor dureza que la roca; y en el otro extremo es golpeado y girado en forma continua, de tal manera que cada golpe produce un corte en la roca en diferente posición.

En general se puede considerar la perforación de Rocas como una combinación de las siguientes acciones:

a) *Percusión*. Corresponde a los impactos ejercidos por el golpe del pistón, los que a su vez dan origen a ondas de choque que se transfieren a la broca a través del varillaje.

b) *Rotación*. Es en donde se hace girar la broca para que los golpes se generen sobre la roca en diferentes posiciones.

c) *Empuje/Avance*. Se refiere a la fuerza mecánica necesaria para mantener en contacto la broca con la roca.

d) *Barrido*. Permite extraer el detritus del fondo de la perforación.

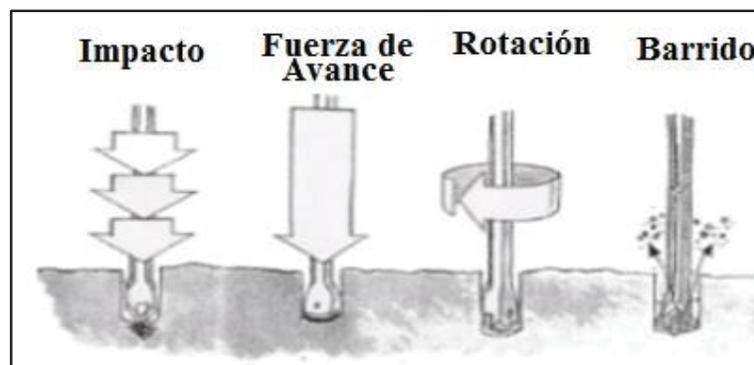


Figura 3: Principios que intervienen en la perforación de rocas

Fuente: Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno

La perforación de rocas en el campo de la voladura es la primera acción operativa que se realiza y tiene como propósito generar huecos, con la distribución y geometría simétrica dentro de los macizos, donde serán introducidas las cargas de explosivo y sus

accesorios iniciadores. A pesar de la enorme variedad de sistemas posibles de penetración de la roca en minería la perforación se realiza usando energía mecánica.

#### **2.2.4.1 Componentes o accesorios principales de un sistema de perforación.**

Para tener un taladro perforado de buenas condiciones se va a requerir de lo siguiente:

- a) *La Perforadora.* Es donde se genera la fuente de energía mecánica.
- b) *Las Broca.* Que sobre ella se ejerce la energía a la roca. Son las herramientas cortantes de acero altamente férreo al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro férreos a la abrasión producidos con Carburo de tungsteno (Jimeno & Carcedo, 2004).
- c) *Barras o Barrenos (Varillaje).* Que es el medio de transmisión de esa energía. Son varillas de acero acoplables que transfieren el impacto del martillo hacia la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser hexagonales, rígidas, tubulares ,etc. y su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. (Jimeno & Carcedo, 2004).
- d) *El Fluido de Barrido.* Se trata a la limpieza y evacuación del detrito generado durante la perforación.

#### **2.2.4.2 Perforación con martillo en cabeza.**

En las perforadoras de martillo en cabeza dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se generan fuera del barreno, transfiriéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la boca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento hidráulico o neumático (Jimeno & Carcedo, 2004).

#### **2.2.4.3 Perforación con martillo en fondo.**

En perforadoras con martillo en fondo la acción se realiza directamente sobre la boca de perforación, en tanto que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El

accionamiento del pistón se efectúa neumáticamente, mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica (Jimeno & Carcedo, 2004).

#### **2.2.4.4 Ventajas principales de perforación roto-percusiva.**

- ✓ Se utiliza en todos los tipos de roca, desde suaves a duras.
- ✓ El diámetro de los taladros a perforación es amplia.
- ✓ Los equipos son versátiles, pues se adaptan bien a los diferentes trabajos y tienen una gran movilidad.
- ✓ Necesitan un solo hombre para su manejo y operación.
- ✓ El mantenimiento es fácil y rápido.
- ✓ El precio de adquisición no es elevado.

#### **2.2.4.5 Condiciones de Perforación.**

Para obtener una voladura eficaz, la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que éste trabajo debe efectuarse con buen discernimiento y cuidado, lastimosamente la supervisión de la correcta operación de perforación aun no es controlada adecuadamente en muchas unidades mineras, producto de ello ocurren deficiencias en la calidad de trabajo, como son los taladros desviados, mal espaciados, de longitud irregular etc. que ocasionan pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible.

Usualmente la calidad de los taladros a ser perforados está dada por cuatro condiciones, Diámetro, longitud, rectitud y estabilidad:

- *Diámetro.* – Dependerá a la sección de la labor en donde el “menor diámetro factible” será más adecuado y económico de realizar.
- *Longitud.* – Va a depender de la sección de la labor, el avance por disparo y al equipo perforador.

- *Rectitud.* Varía según al tipo de roca, método de perforación y características del equipo perforador. el paralelismo entre taladros es de vital importancia para la interacción de las cargas explosivas en toda la voladura especialmente en el arranque.
- *Estabilidad.* – Dependerá al tipo de roca en donde los taladros deben mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo. En terrenos donde el material es suelto, suele desmoronarse por lo que puede ser necesario revestirlo interiormente con tubos PVC similar al diámetro del taladro perforado y así poderlos cargar.
- *Velocidad de Penetración.* Estará en función al equipo perforador el cual tendrá que aplicar la fuerza sino también buena presión de aire y agua para realizar la limpieza del detritus, tipo de roca el cual afectara al acero y al dinamismo de perforación.
- *Orientación de los Taladros en una Perforación.* Es muy impórtate orientar los taladros paralelamente a las superficies libres con el propósito de ayudar la disgregacion del macizo rocoso en dirección de la superficie libre, estando el efecto eficaz perpendicular a la dirección del taladro, la orientación requiere de los siguientes factores:

Tipo de terreno, números de caras libres de la labor, grado de fragmentación,

Otros (Tipo de explosivo, método de disparo, etc.)

#### **2.2.4.6 Esquema de Perforación.**

La perforación y voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna cara libre de salida excepto el propio frente de ataque. El principio de ejecución consiste en crear un espacio vacío con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección.

Dicho espacio vacío generalmente en diámetros de perforación grandes se alcanza 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 del frente. En el núcleo, a pesar de que sea similar geoméricamente a las voladuras en banco, demanda consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, ya que hay errores de perforación, menor espacio vacío de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor colaboración entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.



*Figura 4:* Secciones de perforación y voladura en un frente

Fuente: (Manual de Perforación y Voladura – López Jimeno)

Los taladros de contorno son los que determinan la forma final de una labor, y se emplean con un menor espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar espacio vacío a las perforadoras el emboquille y avance.

#### ***2.2.4.7 Perforación de Corte o Arranque o Cueles.***

En voladuras subterráneas el trabajo es más complejo ya que no se cuenta con cara libre disponible para que el explosivo pueda fragmentar la roca que será finalmente desplazada por los gases de voladura. De esta forma, los taladros en el arranque pretenden generar una cara libre. En esta sección, los consumos específicos son muy. Los burden y el espaciamiento, son muy estrechos, así que es necesario conjugar dos factores:

- ✓ Requiere explosivos suficientemente insensibles para evitar la detonación por “simpatía”.
- ✓ Explosivos con velocidades de detonación alta, para que no se insensibilizaren por el efecto canal.

Existen varios tipos de arranques, cada uno para una determinada situación.

Cada tipo de corte debe ser realizado mediante el tipo de equipamiento que hay disponible, el porcentaje de avance y el ancho de la sección de la zona. A continuación, se presenta el tipo de arranque a utilizar.

##### ***A) Corte de barrenos paralelos.***

*A.1) Corte quemados.* Con diámetros iguales y con barrenos vacío de mayor diámetro. Los arranques quemados fueron los primeros en utilizarse y el inconveniente presentado en relación a los arranques cilíndricos es que los de este tipo poseen una gran concentración de carga lo que, como es de esperar, habrá una fragmentación excesiva. Los avances no sobrepasan los 2.5 metros, aunque en términos de equipamiento se trata de un método muy accesible.

La proyección de escombros suele alcanzar los 5m a 6m y los avances suele ser de 80% a 95%, por ejemplo, el cuele Sarrois permite avances de 95% a 100%. Ver figura 8.

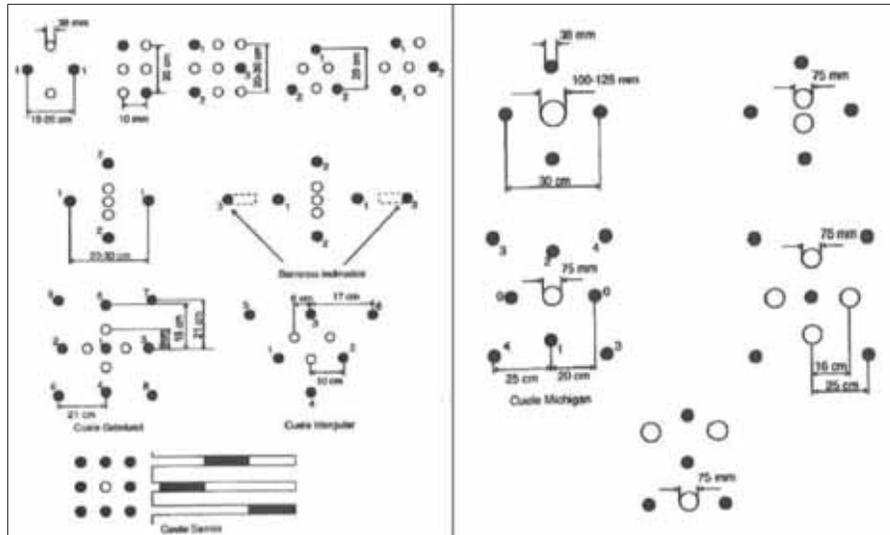


Figura 5:Tipos de corte quemado

Fuente: Manual de EXSA

A.2) *Corte cilíndrico*. Como ha sido referido una de las preocupaciones en los barrenos del corte son las proximidades de unos y otros y la consecuente detonación por simpatía o insensibilización de los mismos. Hay que añadir que la técnica empleada en estos arranques consiste en detonar barreno a barreno e ir construyendo el hueco (cara libre) sucesivamente. Los tipos de cortes cilíndricos más comunes pueden ser analizados en las figuras Nro. 6 y 7 donde se refieren algunas de sus particularidades.

Aplicación figura Nro. 6: Con este tipo de cuele se consiguen avances de 100% (de la longitud de los barrenos) para barrenos de menos de 4 m y de 85% para 6 m.

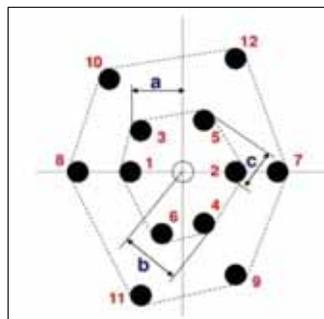


Figura 6:Corte con doble espiral

Fuente: (Manuel F. Peña- 2011)

Figura 7: Barreno vacío; Dos barrenos secantes (en forma de “8”) de igual diámetro de 55 mm.

Necesidad de precisión: recurso a plantillas de chapa.

Aplicación: Buenos resultados en arenisca

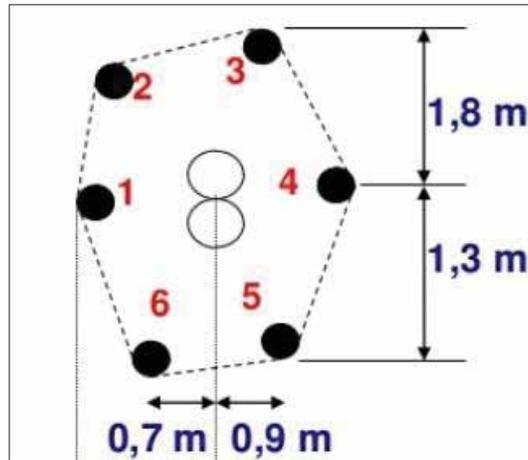


Figura 7: Corte coromant

Fuente: (Manuel F. Peña- 2011)

El cuele de la figura 10, que es un tipo de corte cilíndrico incluido en el método Sueco, empezó por ser un método empírico de diseño de voladura subterránea y es empleado para túneles de sección superior a 10m. Este tipo de cuele es de barrenos paralelos y fue establecido en Suecia, por Langefors y Kihlström (1963) finalizado por Holmberg (1982) y renovado por Persson et al. (2001).

### 2.2.5 Avance lineal.

Un avance lineal óptimo, depende mucho del paralelismo de los taladros, longitud perforada hasta el fondo y la habilidad del perforista, en algunos arranques la sección del frente, en este caso del ancho de la sección limita, en otras palabras, la profundidad máxima de voladura que se puede conseguir en un frente con un solo disparo, será igual al ancho de la rampa, galería, crucero, etc. Esta regla cumple para arranques en “Cuña,

“V” es por ello en muchas minas ya no se perfora estos tipos de arranques o trazos como se puede denominar, depende el avance también de los siguientes factores:

- *Dureza de la roca.* Si la roca es muy dura se tendrá dificultad durante la perforación de los taladros y esta será limitada, para esto sería necesario utilizar explosivo de alto poder rompedor en cantidad necesaria, para lograr buenos avances.

Tabla 7  
Parámetros de dureza y resistencia a la compresión

CLASIFICACION	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)
MUY DURA	7	200
DURA	6 a 7	120 a 200
MEDIA DURA	4 a 6	60 a 120
MEDION BLANDA	3 a 5	30 a 60
BLANDA	2 a 3	10 a 30
MUY BLANDA	1 a 2	10

Fuente: (Manual de Perforación y voladura – López Jimeno)

- *Fracturas.* La presencia de fracturas en el terreno durante la perforación influye también en el avance de una labor, porque en el caso nos encontremos con fracturas se pueda atrapar la barra y a la vez durante el carguío a través de este puede haber escapes de gases. Para ello es situar las cargas antes o después de las fracturas, y en el carguío se debe utilizar los tacos inertes (Arcilla) para compensar las fugas de gases.
- *Tiempo disponible.* En esto influye la efectividad del equipo y destreza del operador, para poder terminarse la perforación completa a una longitud deseada

### 2.2.6 Voladura subterránea.

La voladura de rocas, es la actividad final que se realiza, es el cierre con éxito de la guardia. Para realizar tal efecto en la roca se utiliza los explosivos comerciales en el

carguío de los taladros previamente perforados, desde luego el cargador tiene que tener bien presente, la actividad que se realiza es de suma consideración y atención en el uso del explosivo.

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos, fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos a su distribución y porcentajes por tamaños mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una óptima fragmentación es importante para facilitar la removimiento y transporte del material roto y esta relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “Mejor” fragmentación. Así la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminación en las plantas metalúrgicas, mientras que el desplazamiento y la forma de acumulación del material volado se proyectan de la manera más conveniente para el paleo o acarreo de acuerdo al tipo y dimensiones de las palas y vehículos disponibles (Jimeno & Carcedo, 2004).

#### ***2.2.6.1 Condiciones para una voladura de rocas.***

Existe una diversidad de factores o variables que participan directa o indirectamente en la voladura que son recíprocamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no son controlables, por ejemplo, las variables de diseño de perforación o del explosivo a emplear, en tanto que no podemos modificar la geología o las características de la roca. Para facilidad de interpretación se resume a estos factores afines en grupos, que suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales que comprende:

a) *Propiedades Físicas.*

- *Dureza.* - Indica aproximadamente la dificultad de perforarla.
- *Tenacidad.* - Indica aproximadamente entre la dificultad de romperse bajo el efecto de fuerza de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).
- *Densidad.* – Hace referencia a la dificultad para volarla y varía entre 1.0 a 4.5 g/cm<sup>3</sup> en promedio. Rocas densas requieren también explosivos y rápidos para romperse.

$$\text{Densidad} = \text{peso/volumen (g/cm}^3\text{)}.$$

- *Textura.* Forma de amarre de los cristales o granos y su grado de concentración o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- *Porosidad.* - Capacidad de captar agua el cual discurrirá a través de ella.
- *Grado de alteración.* Deterioro producido por acción del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

b) *Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas.*

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

c) *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 apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- *Presencia de Agua.* - Define incluso el tipo de explosivo a utilizar.

**2.2.6.2 Parámetros del proceso de voladura.**

A) *Energía utilizada en voladura.* La energía es la característica más importante de una mezcla explosiva. La energía explosiva está almacenada como energía química, y durante la detonación es liberada y usada en eventos como los mostrados en la Tabla 7.

Tabla 8  
*Distribución de la energía del explosivo*

<b>EVENTO</b>	<b>(%)</b>
DESMENUZAMIENTO DE LA PARED DEL TALADRO	5
FORMACION DE LA FRACTURA (RADIAL Y TENSION)	10
CORTE	5
CALOR Y LUZ	20
MOVIMIENTO DE LA MASA ROCOSA	15
VIBRACION DEL TERRENO	30
PRESION DE AIRE	15
<b>TOTAL</b>	<b>100</b>

Fuente: (Manual de Perforación y voladura – López Jimeno)

Hagan (1977) estima que el 15% de la energía total generada en la voladura es aprovechada en los mecanismos de fracturamiento y desplazamiento de la roca.

Según Rascheff y Goemans (1977) han establecido que la energía aprovechada varía entre el 5% y 50% de la energía total dependiendo del tipo y la clase de explosivo utilizado. La utilización de la energía explosiva está gobernada por las leyes

de conservación de la energía, masa y tiempo. La energía de la mezcla explosiva es liberada en la roca circundante en dos formas diferentes: Presión de detonación (energía de tensión) que ejerce una fuerza de fragmentación sobre la roca y la Presión de taladro (energía de burbuja) que se debe a la formación de gases y es causa principal del

desplazamiento de la masa rocosa. La energía de burbuja puede ser calculada con la siguiente ecuación:

$$Eb = 0.684 * Ph^{2.5} * t^3 * \rho_w^{-1.5} \quad \text{Ec.( 3)}$$

Donde:

Eb: Energía de burbuja

Ph: Presión hidrostática

t: Periodo de tiempo entre la pulsación del choque y la primera implosión de la burbuja

$\rho_w$  : Densidad del agua

*A.1.- Determinación de la energía.* La energía explosiva puede ser medida o calculada para determinar su rendimiento termoquímico de la mezcla explosiva.

*A.2.- Medición de la energía.* La medición de la energía de una mezcla explosiva, generalmente, se realiza por comprobación a otra de características ya conocidas. Para esta medición se usa los métodos siguientes:

- a. Ensayo del mortero balístico.
- b. Ensayo de Trauzl en bloque de plomo.
- c. Ensayo de brisance.
- d. Concepto de potencia por peso.
- e. Ensayo de energía de burbuja bajo el agua. El método más usado es el ensayo de energía de burbuja bajo el agua; éste es el más recomendable.

*A.3.- Cálculo de la energía.* La energía explosiva es calculada usando técnicas basadas en las leyes de la termodinámica, siguiendo estrictamente principio químicos y matemáticos. La energía de los explosivos se puede expresar en Kcal/kg o MJ/kg.

*B) Potencia de los explosivos.* La potencia es la medida de la cantidad de energía de un explosivo. Se expresa como potencia absoluta por peso (AWS) y potencia absoluta por volumen (ABS). También se puede expresar como una comparación de la energía de

un explosivo respecto al del ANFO, el cual es tomado como el 100%, obteniéndose la potencia relativa por peso o la potencia relativa por volumen.

*B.1.- Potencia absoluta por peso (AWS).* Esta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías), en cada gramo de explosivo. Ejemplo: la AWS del ANFO es 900 cal/g.

*B.2.- Potencia absoluta por volumen (ABS).* Esta es le medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS * d \text{ explosivo} \quad \text{Ec.( 4)}$$

*B.3.- Potencia relativa por peso (RWS).* Esta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Esta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RWS = \frac{AWS_{\text{explosivo}}}{AWS_{\text{ANFO}}} * 100 \quad \text{Ec.( 5)}$$

*B.4.- Potencia relativa por volumen (RBS).* Esta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100.

$$RBS = \frac{ABS_{\text{explosivo}}}{ABS_{\text{ANFO}}} * 100 \quad \text{Ec.( 6)}$$

*C.-) Eficiencia de los explosivos.* Este factor es un índice del grado de aprovechamiento práctico de la energía liberada por una mezcla explosiva, en relación a los parámetros termodinámicos calculados en forma teórica.

Tabla 9  
Eficiencia de los explosivos

MEZCLA EXPLOSIVA	EFICIENCIA(%)
EXPLOSIVOS MOLECULARES	95 - 100
EMULSIONES	90 - 95
ANFO PESADO BOMBEABLE	75 - 90
ANFO PESADO COMUNES	65 - 85
ACUAGELES	55 - 70
ANFO	60 - 80
SANFO	50 - 70

Fuente: (Manual de Perforación y voladura – López Jimeno)

### 2.2.6.3 Parámetros de explosivos (Propiedades Físico - Químicas).

- Densidad. - Es el peso del explosivo por unidad de volumen, expresada en gramos por centímetro cúbico, varía entre 0.7 a 1.6 g/cc; ejemplo, el ANFO a granel tiene densidad aproximada de 0.85 gr/cc. Una densidad menor a 1.0 gr/cc flotará en agua, la densidad de un elemento (explosivo) es un factor muy importante para el cálculo de carga, mayor sea la densidad del explosivo, tanto mayor será su potencia y eficiencia ya que el taladro podrá arrojar mayor cantidad de explosivo. Todo explosivo tiene una densidad crítica encima de la cual ya no detona.

Tabla 10  
densidad de explosivo más comerciales

Tipo de explosivo	Densidad(gr/cm3)	Resistencia al agua
Semigelatina 45	1.12	Buena
semigelatina 65	1.14	Muy Buena
semigelatina 80	1.16	Muy Buena
Emulnor 500	0.9	Excelente
Emulnor 1000	1.13	Excelente
Emulnor 3000	1.14	Excelente
Emulnor 5000	1.16	Excelente

Fuente: (Famesa explosivos)

- Resistencia al agua. - Capacidad del explosivo de resistir a la exposición del agua sin perder sensibilidad ni eficiencia expresada en términos cualitativos, los explosivos varían ampliamente en su capacidad de resistir al agua. El ANFO no resiste la humedad, en cambio las emulsiones, acuageles resisten bien la humedad. Varía desde nula hasta excelente (varias horas).
- 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.
- Energía del explosivo. - Calculada en base a su formulación, aplicable para calcular su capacidad de trabajo.
- Sensibilidad a la iniciación. - Es la facilidad de iniciación de un explosivo o del detonador mínimo requerido variando de acuerdo a la composición del explosivo, diámetro, temperatura, presión del ambiente. Cada explosivo requiere de un iniciador o cebo mínimo para iniciarse (usualmente se tiene como referencia al detonador N.º 8 para calificarlos como altos explosivos (sensibles) y agentes de voladura (insensibles), por lo que requieren un cebo más potente).
  - ✓ Las dinamitas son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N.º 8 o a cordón detonante.
  - ✓ Los agentes explosivos, no son sensibles a la cápsula detonadora de potencia N.º 8, necesita detonador (booster).
- 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 litros/kg, indica aproximadamente la “cantidad de energía disponible” para el trabajo a efectuar y generalmente varía entre 600 y 1000 litros/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).

- Estabilidad química. - Capacidad para mantenerse químicamente estable y retener su sensibilidad cuando ha sido almacenado bajo las condiciones especificadas, los factores que afectan la estabilidad química incluyen: calor, frío, humedad, materias primas de calidad, contaminación, envases e instalaciones de almacenamiento. Los signos de deterioro del producto son: cristalización, aumento de viscosidad y aumento de densidad.
- Categoría de humos. - Factor de seguridad que califica su toxicidad. Los explosivos al detonar pueden generar humos no-tóxicos (CO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>O) y tóxicos (NO, NO<sub>2</sub>, CO), factores que aumentan la generación de gases tóxicos son primado inapropiado, falta de confinamiento, humedad, composición inapropiada del explosivo, tiempos inadecuados y reacción adversa con la roca (mineral de sulfuro o carbonato).

#### **2.2.6.4 Parámetros 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 cartucho se acerca al diámetro del taladro. El desacoplamiento es recomendable sólo 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 cartucho 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 distancia entre los taladros). Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura.
- Distribución de carga en el taladro. - La carga explosiva puede ser de un solo tipo en todo el taladro (carga única) o tener primero explosivo más denso y potente (carga de fondo) y luego explosivo menos denso (carga de columna).
- Intervalos de iniciación de las cargas (Timing). - 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 logra con los detonadores de retardo o con métodos de encendido convencional escalonados.

### **2.2.7 Modelo matemático de Roger Holmberg.**

Roger Holmberg, actualiza la metodología de las teorías suecas, de cálculo de perforación y voladura en túneles, esta metodología considera en facilitar los cálculos dividiendo el frente de operación en cinco secciones diferentes, por lo que estima la malla de perforación para cada una de las secciones del frente en su conjunto, el avance lineal por disparo está restringido por el diámetro de taladro de alivio y las desviaciones de los taladros, estipulándose alcanzar, un avance lineal por disparo de 95% de la longitud del taladro perforado, la metodología considera indispensablemente las condiciones

geomecánicas del macizo rocoso, propiedades físico química de las mezclas explosivas y dimensiones de los accesorios de perforación. Para continuar con la construcción de túneles, se tiene que usar taladros de diámetros cada vez mayores y el uso de mezclas explosivas en mayor cantidad. Las observaciones y cálculos efectuados solamente tienen sentido comprobando que la perforación de los taladros sea correcta en su distribución, longitud, diámetro, dirección, sean cargados con el explosivo necesario, de esta forma se asegura que en la detonación de cada taladro se cumpla con el avance planificado. Eso implica que en los diseños de perforación y voladura se tenga que poner especial cuidado en los cálculos.

## **2.2.8 Cálculo y diseño de perforación y voladura en base al modelo matemático de Roger Holmberg**

### **2.2.8.1 Cálculo del área de la sección del Crucero ( $m^2$ ).**

Para nuestro diseño debemos de conocer el área, dato importante para calcular más adelante el número de taladros del frente y se calcula de la siguiente formula:

$$\text{Area}(S) = \left( \frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \quad \text{Ec.( 7)}$$

Donde:

S : Área de la sección del túnel

A : Ancho del túnel

H : Altura del túnel

r : Radio del arco de la bóveda

$\pi$  : Valor constante

### **2.2.8.2 Cálculo del perímetro del Crucero (m).**

El perímetro se calcula a través de la siguiente formula:

$$\text{Perimetro } (P) = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r) \quad \text{Ec.( 8)}$$

Donde:

P : Perímetro de la sección del túnel

A : Ancho del túnel

H : Altura del túnel

r : Radio del arco de la bóveda del túnel

$\pi$  : Valor constante

Para realizar los cálculos del perímetro y la sección se debe tener presente el tipo de diseño de excavación ver Figura 11.

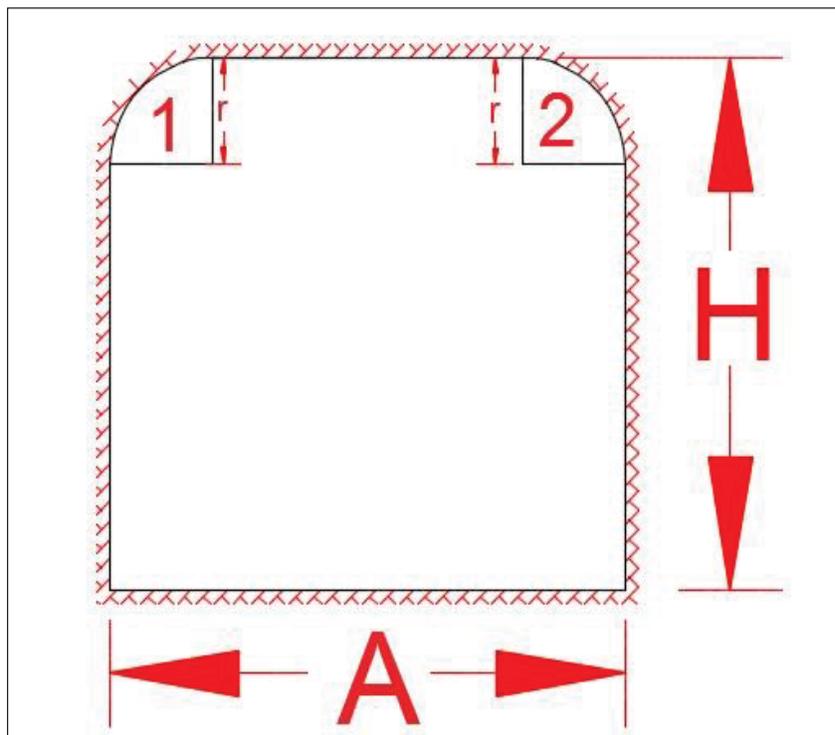


Figura 8: Cálculo del perímetro del túnel

Fuente: (Elaboración propia)

### 2.2.8.3 Cálculo de número de taladros según la sección:

El cálculo de número de taladros se hará a Trávez de una fórmula que estará en función de la sección, perímetro, distancia entre taladros y el factor de roca. Ver tabla Nro. 11 y 12

En la tabla Nro.11, tenemos los valores de la distancia entre taladros que estará en función de la dureza de la roca que se tiene en el frente, para nuestro caso será la de roca intermedia.

Tabla 11

*Distancia entre taladros en función a la dureza de la roca*

DUREZA DE ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (m)
Roca dura	0,50 a 0,55
Roca Intermedia	0,60 a 0,65
Roca Suave	0,70 a 0,75

Fuente: (Manual práctico de voladura EXSA, 2001)

En la tabla Nro. 12 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 intermedia y con el valor que corresponde se calcula el número de taladros a perforar.

Tabla 12

*Relación de la dureza de la roca con el coeficiente*

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE O FACTOR DE ROCA (C)
Roca dura	2
Roca intermedia	1.5
Roca suave	1

Fuente: (Manual práctico de voladura EXSA, 2001)

El número de taladros se calcula con la siguiente ecuación:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left( \frac{P}{Dt} \right) + (C * S) \quad \text{Ec. (9)}$$

Donde:

$N_{\text{Taladros}}$  = Numero de taladros

P = Perímetro de la sección del túnel

Dt = Distancia ente taladros

C = Coeficiente o factor de roca (C)

S = Área de la sección del túnel.

#### 2.2.8.4 Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\emptyset_2$ ):

Para el cálculo del diámetro equivalente se aplica la ecuación Nro.10, donde nos indica que el diámetro equivalente será la suma de taladros de alivio presentes en nuestro diseño, ver Figura Nro. 9.

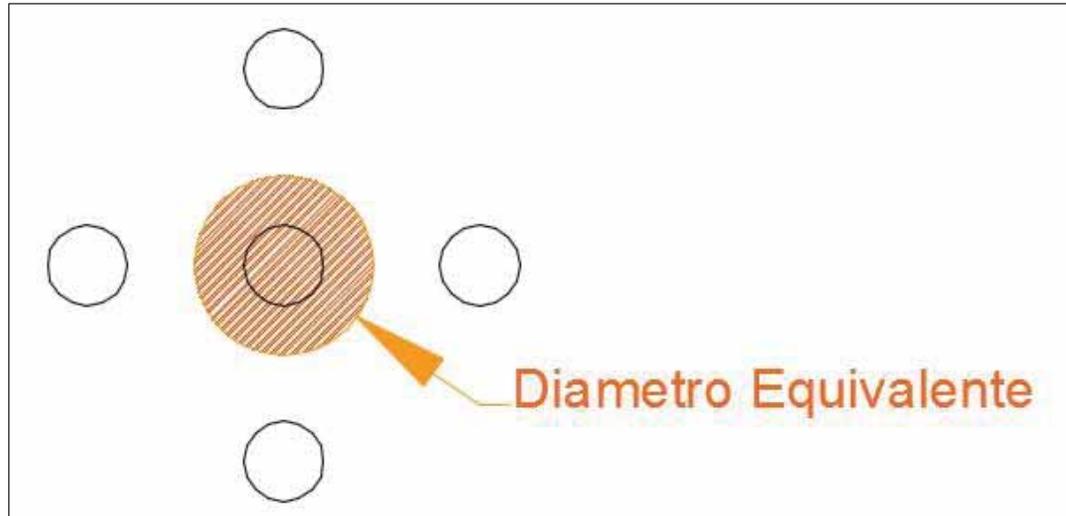


Figura 9: Diámetro equivalente

Fuente: Elaboración propia

El cálculo del diámetro equivalente se realiza con la ecuación Nro.10:

$$\emptyset_2 = \emptyset_1 * \sqrt{N} \quad \text{Ec.( 10)}$$

Donde:

$\emptyset_2$  : Diámetro equivalente

$\emptyset_1$  : Diámetro de los taladros de alivio

N : Numero de taladros de alivio

**Calculamos la longitud del taladro. Según el diámetro equivalente “  $\emptyset_2$  ”:**

El resultado de la longitud del taladro, nos indicara hasta que distancia podemos alcanzar con cierto diámetro equivalente y a este resultado se tiene que castigar con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$L_e = 015 + 34.1(\emptyset)_2 - 39.4(\emptyset_2)^2 \quad \text{Ec.( 11)}$$

Donde:

$L_e$  : 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.

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \quad \text{Ec.( 12)}$$

Donde:

$L$  : Longitud de taladro requerido

$H_{LBE}$  : Longitud de barra efectiva

***Calculamos error de perforación “Ψ”:***

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

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

Para nuestro trabajo se tomará el caso  $\geq 1\%$ . Se realiza con la ecuación Nro.13.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad \text{Ec.( 13)}$$

Donde:

$\Psi$  : Error de perforación

$L$  : Profundidad de taladro

$A$  : Desviación angular

$e$  : Error de emboquille o empate

### 2.2.8.5 Cálculo para el diseño de arranque – primer cuadrante

López Jimeno, (2001) el esquema geométrico general de un arranque a través de los cuadrantes (secciones) con taladros en paralelos, ver Figura Nro.10.

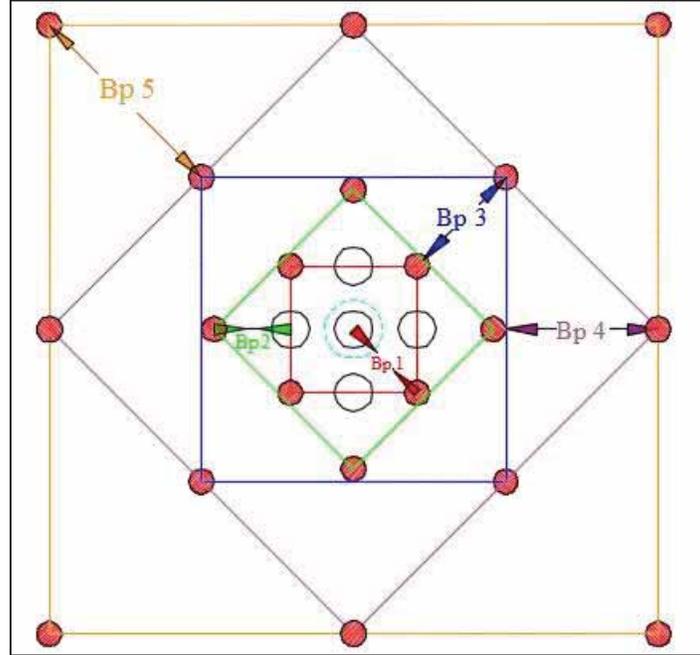


Figura 10: Arranque de 5 secciones

Fuente: Manual de P & V - López Jimeno.

Lopez Jimeno, (2001) la distancia entre el taladro central de expansión y los taladros de la primera sección, no debe exceder de  $(1,7 \text{ } \varnothing_2)$  para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kihlström, 1963). Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío. ver Figura Nro. 10.

Para piedras mayores de  $(2 \text{ } \varnothing_2)$  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  $(B_1 = 1.5 \text{ } \varnothing_2)$ .

En la Figura Nro.11 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

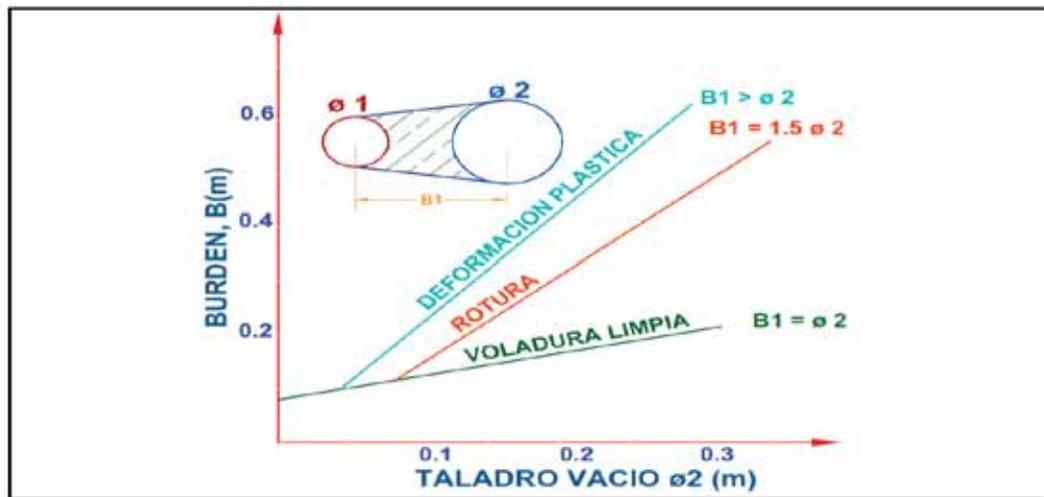


Figura 11: Distancia de los taladros cargados hacia los taladros vacíos

Fuente: (Manual de P & V Lopez Jimeno.)

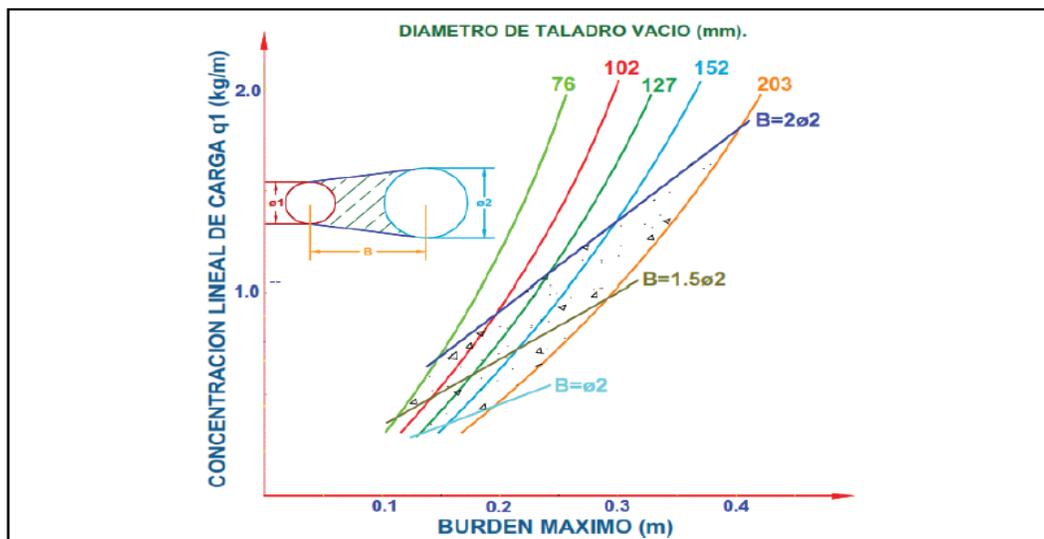


Figura 12: Concentración lineal de carga en función al burden máximo

Fuente: (Larsson y Clark.)

1) *Calculamos burden equivalente “B<sub>e</sub>”, para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca se tiene 2 casos:*

- Si la desviación del taladro es (0.5% - 1.0%) entonces el BURDEN Será:

$$B_{e \max} = 1.5 * \phi_2 \quad \text{Ec.( 14)}$$

- En cambio, para desviaciones de Taladro mayor o igual a 1.0% el BURDEN será:

$$B_{e \max} = 1.7 * \phi_2 \quad \text{Ec.( 15)}$$

Donde:

B<sub>e max</sub> = Burden equivalente

Ø<sub>2</sub> = Diámetro equivalente

2) *Cálculo de “B<sub>p1</sub>” burden practico*

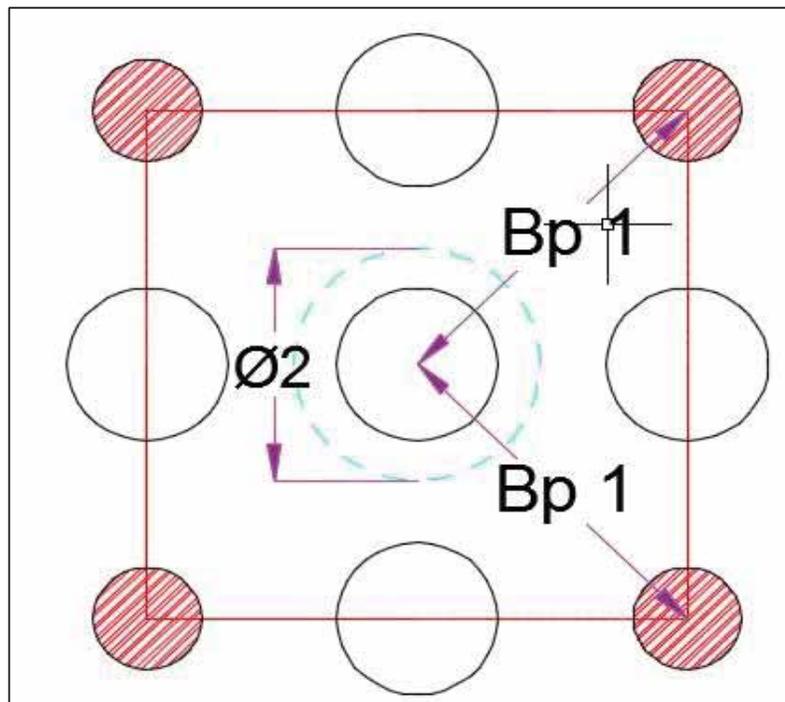


Figura 13: Burden práctico en el 1er cuadrante (Arranque)

Fuente: (Elaboración propia)

$$B_{p1} = (B_{e \max} - \psi) * k \quad \text{Ec.( 16)}$$

Donde:

$B_{p1}$  = Burden practico en el primer cuadrante

$B_{e\ max}$  = Burden máximo en el primer cuadrante

$\Psi$  = Error de perforación.

$K$  = Factor de adecuación a nuestro diseño

**3) Calculamos longitudes de  $X_a$  y  $X_b$ , para cálculo de ancho de abertura “  $A_{h1}$  ”:**

Aquí las longitudes de los catetos serán iguales al burden practico ya que todos parten del centro del arranque con el mismo destino.

$$X_a = X_b = B_{p1} \quad \text{Ec.( 17)}$$

Donde:

$X_a = X_b$  = Longitud medido desde el centro del arranque

$\emptyset_2$  = Diámetro equivalente

$B_{p1}$  = Burden practico en el primer cuadrante

**4) Cálculo de ancho de abertura “  $A_{h1}$  ”:**

$$A_{h1} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ec.( 18)}$$

Donde:

$A_{h1}$  = Ancho de abertura de los taladros de arranque

$X_a = X_b$  = Longitud medido desde el centro del arranque

El ancho de abertura es el hoyo que quedara abierta después de detonar los 4 taladros del primer cuadrante (arranque)

Los detalles del cálculo de ancho de abertura se detallan en la Figura Nro.17.

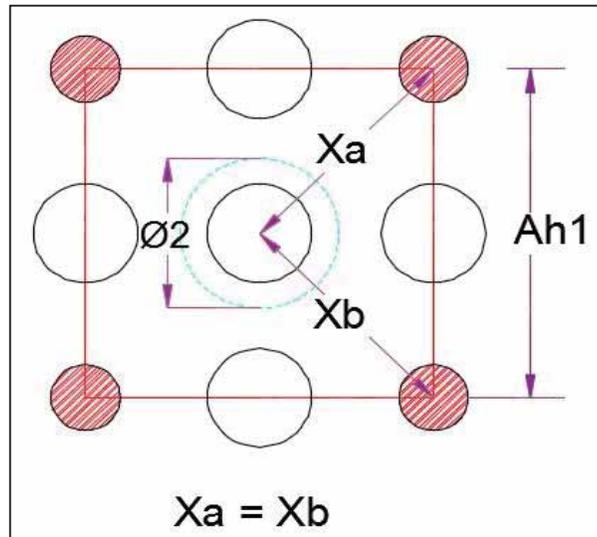


Figura 14: Ancho de apertura generado por los taladros del 1er cuadrante (arranque)

Fuente: Elaboración propia

### 5) Cálculo de la constante de roca “c”.

Para el cálculo de la constante de roca, primero calculamos el:

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

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * TAN\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{0.3}}} \quad \text{Ec.( 19)}$$

Donde:

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

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

GSI : Según tablas CIA CORI PUNO SAC

RQD : Según tablas CIA CORI PUNO SAC

Ahora calculamos la constante de roca “C” Suecia por la siguiente ecuación:

$$C = 0.88784 * (C.E.) + 0.052 \quad \text{Ec.( 20)}$$

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:

$$A_{F\text{ roca}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * (C.E.) - 4.41 \quad \text{Ec.( 21)}$$

Donde:

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

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

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

Por la ecuación:

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.004} \quad \text{Ec.( 22)}$$

Donde:

B.I. = Índice de volabilidad

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

0.004 = Constante

**7) Cálculo de factor de energía “F.E.”:**

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E = 30 * (C.E.) \quad \text{Ec.( 23)}$$

Donde:

F.E. = Factor de energía.

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

**8) Cálculo de la densidad de carga en el primer cuadrante “ $q_1$ ”:**

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.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_1 = 55 * \phi_0 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right) \quad \text{Ec.( 24)}$$

Donde:

$q_1$  = Densidad de carga inicial primer cuadrante

$\phi_0$  = 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

**9) Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:**

$$L_{taco} = (10 * \phi_0) \quad \text{Ec.( 25)}$$

Donde:

$L_{taco}$  : Longitud donde se coloca el taco

$\phi_0$  : Diámetro de taladro de producción

**10) Cálculo de ( $L_c$ ) longitud de carga en el arranque:**

La longitud de carga es la medida que va a ocupar el explosivo y que se estima mediante la resta entre la longitud del taladro y la longitud del taco:

$$L_c = L - L_{Taco} \quad \text{Ec.( 26)}$$

Donde:

$L_{Carga}$  : Longitud que ocupa el explosivo

$L$  : Longitud del taladro

$L_{taco}$  : Longitud que ocupa el taco

**11) Cálculo de  $N^0$  de cartuchos / taladro en el arranque / primer cuadrante**

El número de cartuchos por taladro va a depender del peso del cartucho de explosivo y la longitud de carga.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 * l_{carga}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec. (27)}$$

Donde:

$N^0_{\text{de cartuchos}}$  : Cantidad de cartuchos por taladro

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud que ocupa el explosivo

$q_1$  : Densidad de carga inicial primer cuadrante

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

### ***12) Cálculo de la masa explosiva “ $Q_e$ ” utilizado por taladro en el arranque.***

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

$$Q_e = q_1 * L_{carga} \quad \text{Ec. (28)}$$

Donde:

$Q_e$  : Masa de explosivo utilizado / taladro

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud que ocupa el explosivo

$q_1$  : Densidad de carga inicial primer cuadrante

### ***13) 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 (8 x 8) pulgadas.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$X = A * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. (29)}$$

Donde:

$X$  : Tamaño medio de los fragmentos

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

$PRP$  : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

$K = C.E.$ : Factor triturante.

### 2.2.8.6 Cálculos para el 2º 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 ( $q_1$ ), entonces el valor del burden en el 2º cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

1) *Cálculo de burden “ $B_{max 2}$ ” en el 2º cuadrante.*

$$B_{max 2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h1} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 30)}$$

Donde:

$B_{max 2}$  : Burden máximo en el 2º cuadrante

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

$q_1$  : Densidad de carga explosiva en el 1º cuadrante

$\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

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

2) *Cálculo de “ $B_{p2}$ ” en el 2º cuadrante.*

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

$$B_{p2} = (B_{Max 2} - \psi) * k \quad \text{Ec.( 31)}$$

Donde:

$B_{p2}$  : Burden practico en el 2º cuadrante

$B_{max 2}$  : Burden máximo en el 2º cuadrante

$\Psi$  : Error de perforación

K : Factor de adecuación a nuestro diseño

3) *Calculamos longitud de  $X_c$  y  $X_d$  de acuerdo a la siguiente ecuación:*

Para el cálculo de las longitudes, se considera una cuadrado por ende los catetos son iguales, ver ecuación Nro.32.

$$X_c = X_d = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2} \quad \text{Ec.( 32)}$$

Donde:

$X_c = X_d$  : Longitud de la línea de ( $a_{h1}$ ) hacia la esquina del 2<sup>o</sup> cuadrante

$A_{h1}$  : Longitud de abertura del 1<sup>o</sup> cuadrante

$B_{p2}$  : Burden practico del 2<sup>o</sup> cuadrante

4) *Cálculo de ancho de abertura del 2<sup>o</sup> cuadrante:*

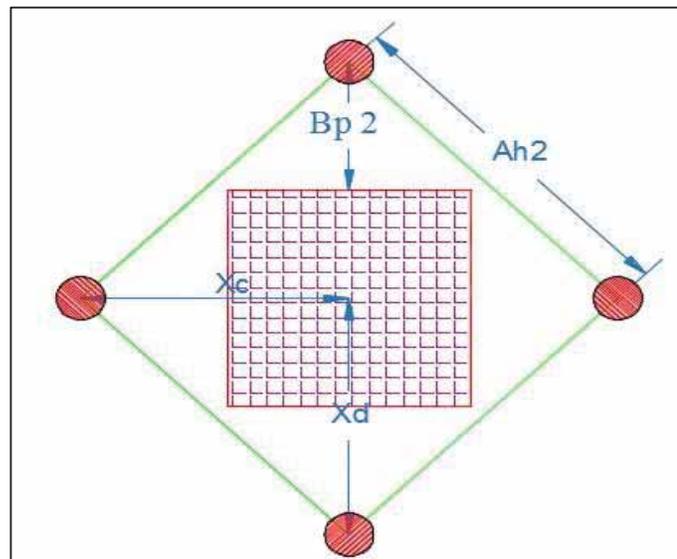


Figura 15: Burden práctico y ancho de abertura en el 2<sup>o</sup> cuadrante

Fuente: Elaboración propia

El ancho de abertura se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h2} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec.( 33)}$$

Donde:

$A_{h2}$  : Ancho de abertura en el 2<sup>o</sup> cuadrante

$X_c = X_d$  : Longitud del centro hacia la esquina del 2<sup>o</sup> cuadrante.

**5) Cálculo de densidad de carga en el 2<sup>o</sup> cuadrante**

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

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_1 * C * B_{\max 2}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\max 2}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 34)}$$

Donde:

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2<sup>o</sup> cuadrante

$\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción

$B_{\max 2}$  : Burden máximo en el 2<sup>o</sup> cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

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

$A_{h1}$  : Ancho de apertura en el 1<sup>o</sup> cuadrante

**6) Cálculo de N<sup>o</sup> de cartuchos por taladro en el 2<sup>o</sup> cuadrante.**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_2 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 35)}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{DE CARTUCHOS}}$  : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2<sup>o</sup> cuadrante

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

$P_{\text{Cartucho}}$  : Es el peso de 01 cartucho del explosivo empleado

**7) Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2<sup>o</sup> cuadrante.**

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 36)}$$

Donde:

$Q_{e2}$  : Masa de explosivo utilizado por taladro.

$q_2$  : Densidad de carga lineal en el 2<sup>o</sup> cuadrante.

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud que está ocupado por el explosivo

### 2.2.8.7 Cálculo para el 3º cuadrante

#### 1) Diseño y cálculo de burden “ $B_{max3}$ ” en el 3º cuadrante

Para el cálculo de las demás secciones se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h2}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el arranque ( $q_0$ ), entonces el valor del burden en el 3º cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max3} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 37)}$$

Donde:

$B_{max3}$  : Burden máximo en el 3º cuadrante

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

$q_1$  : Densidad de carga explosiva en el 1º cuadrante

$\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

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

#### 2) Cálculo de “ $B_{p3}$ ” en el 3º cuadrante.

El burden práctico 3 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del segundo cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $ah_1$ .

El burden práctico 3 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p3} = (B_{Max3} - \psi) * k \quad \text{Ec.( 38)}$$

Donde:

$B_{p3}$  : Burden practico en el 3º cuadrante

$B_{max3}$  : Burden practico en el 3º cuadrante

$\Psi$  : Error de perforación

$K$  : Factor de adecuación a nuestro diseño.

3) *Calculamos las longitudes de  $X_e$  y  $X_f$ :*

$$X_e = X_f = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3} \quad \text{Ec.( 39)}$$

Donde:

$X_e = X_f$  : Longitud del centro hacia la esquina del 3<sup>o</sup> cuadrante

$A_{h2}$  : Ancho de abertura del 2<sup>o</sup> cuadrante

$B_{p3}$  : Burden practico del 3<sup>o</sup> cuadrante

4) *Cálculo de ancho de abertura en el 3<sup>o</sup> cuadrante:*

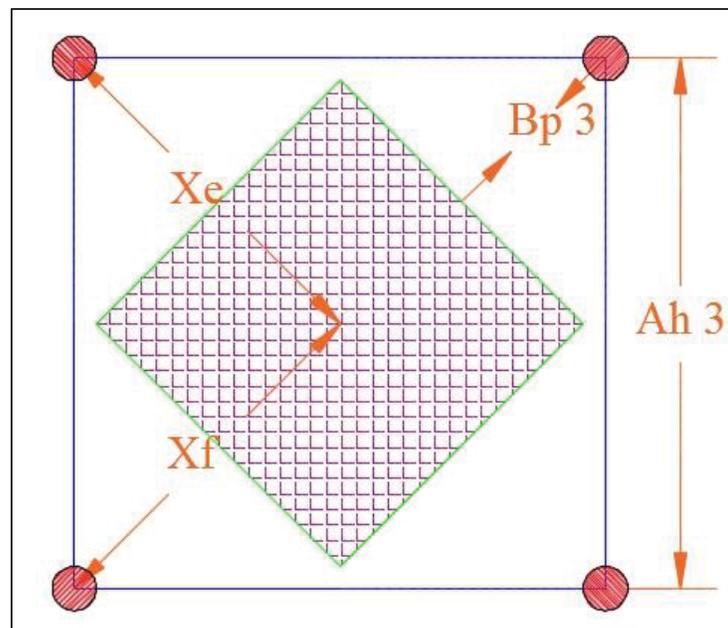


Figura 16: Burden práctico, ancho de abertura en el 3<sup>o</sup> cuadrante.

Fuente: (Elaboración propia)

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$A_{h3} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \quad \text{Ec.( 40)}$$

Donde:

$A_{h3}$  : Ancho de abertura del 3<sup>o</sup> cuadrante

$X_e = X_f$  : Longitud del centro hacia la esquina del 3<sup>o</sup> cuadrante

**5) Cálculo de densidad de carga en el 3º cuadrante.**

$$q_3 = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C * B_{\max 3}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h2}}{2 * B_{\max 3}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 41)}$$

Donde:

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

$\emptyset_1$  : Diámetro del taladro de producción

$B_{\max 3}$  : Burden máximo en el 3º cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

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

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

**6) Cálculo del Nº de cartuchos por taladro en el 3º cuadrante**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_3 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 42)}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{DE CARTUCHOS}}$  : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

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

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

$P_{\text{Cartucho}}$  : Es el peso de 01 cartucho del explosivo empleado

**7) Cálculo de masa explosiva utilizando por taladro en el 3º cuadrante**

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

$$Q_{e3} = q_3 * L_{\text{carga}} \quad \text{Ec.( 43)}$$

Donde:

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

$q_3$  : Densidad de carga lineal en el 2º cuadrante.

$L_{\text{Carga}}$  : Longitud ocupada por el explosivo

### 2.2.8.8 Cálculo para el 4º cuadrante

#### 1) Diseño y cálculo de burden “ $B_{max 4}$ ” en el 4º cuadrante

Para el cálculo de esta sección se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h3}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el primer cuadrante (arranque  $q_1$ ), entonces el valor del burden en el 4º cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max 4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 44)}$$

Donde:

$B_{max 4}$  : Burden máximo en el 4º cuadrante

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

$q_1$  : Densidad de carga explosiva en el arranque

$\phi_1$  : Diámetro de taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

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

#### 2) Cálculo de “ $B_{p4}$ ” en el 4º cuadrante

El burden práctico 4 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 4º cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $A_{h3}$ .

El burden práctico 4 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p4} = (B_{Max 4} - \psi) * K \quad \text{Ec.( 45)}$$

Donde:

$B_{p4}$  : Burden práctico en el 4º cuadrante

$B_{max 4}$  : Burden máximo en el 4º cuadrante

$\Psi$  : Error de perforación

$K$  : Factor de adecuación a nuestro diseño

3) *Calculamos longitudes de  $X_g$  y  $X_h$ :*

$$X_g = X_h = \frac{A_{h3}}{2} + B_{p4} \quad \text{Ec.( 46)}$$

Donde:

$X_g = X_h$  : Longitud del centro hacia la esquina del 4<sup>o</sup> cuadrante

$A_{h3}$  : Ancho de abertura del 3<sup>o</sup> cuadrante

$B_{p4}$  : Burden practico del 4<sup>o</sup> cuadrante

4) *Cálculo de ancho de abertura en el 4<sup>o</sup> cuadrante*

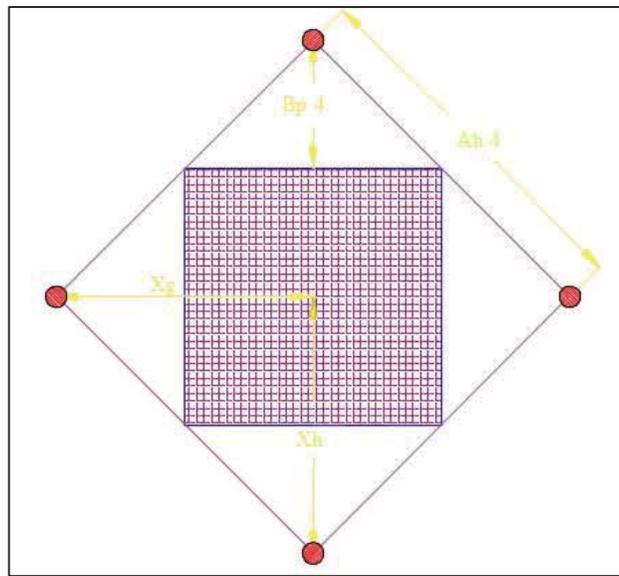


Figura 17: Burden practico, ancho de abertura en el 4<sup>o</sup> cuadrante.

Fuente: (elaboración propia)

$$A_{h4} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2} \quad \text{Ec.( 47)}$$

Donde:

$A_{h4}$  : Ancho de abertura del 4<sup>o</sup> cuadrante

$X_g = X_h$  : Longitud del centro hacia la esquina del 4<sup>o</sup> cuadrante

5) **Cálculo de densidad de carga en el 4<sup>o</sup> cuadrante.**

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

$$q_4 = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C * B_{\max 4}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h3}}{2 * B_{\max 4}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 48)}$$

Donde:

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el cuarto taladro cuadrante

$\emptyset_1$  : Diámetro del taladro de producción

$B_{\max 4}$  : Burden máximo en el 4<sup>o</sup> cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

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

$A_{h3}$  : Ancho de apertura en el 3<sup>o</sup> cuadrante

**6) Cálculo del N<sup>o</sup> de cartuchos por taladro en el 4<sup>o</sup> cuadrante**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_4 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 49)}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{DE CARTUCHOS}}$  : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

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

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el 4<sup>o</sup> cuadrante

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

**7) Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 4<sup>o</sup> cuadrante.**

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

$$Q_{e4} = q_4 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 50)}$$

Donde:

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

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

$q_4$  : Densidad de carga lineal en el 4<sup>o</sup> cuadrante

### 2.2.8.9 Cálculo para el 5º cuadrante

#### 1) Diseño y cálculo de burden “ $B_{max\ 5}$ ” en el 5º cuadrante

Para el cálculo de esta sección se debe considerar, que ya existe una abertura de ancho ( $A_{h4}$ ). También conocemos la concentración lineal de explosivos en el primer cuadrante (arranque  $q_1$ ), entonces el valor del burden en el 5º cuadrante se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$B_{max\ 5} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h4} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 51)}$$

Donde:

$B_{max\ 5}$  : Burden máximo en el 5º cuadrante

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

$q_1$  : Densidad de carga explosiva en el arranque

$\emptyset_1$  : Diámetro de taladro de producción

$C$  : Constante de roca Suecia

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

#### 2) Cálculo de “ $B_{p5}$ ” en el 5º cuadrante

El burden práctico 5 es la distancia o longitud con la cual se dibujará el diseño del 5º cuadrante, el cual es medido desde la abertura  $A_{h4}$ .

El burden práctico 5 se calcula con la siguiente ecuación:

$$B_{p5} = (B_{Max\ 5} - \psi) * K \quad \text{Ec.( 52)}$$

Donde:

$B_{p5}$  : Burden practico en el 5º cuadrante

$B_{max\ 5}$  : Burden máximo en el 5º cuadrante

$\Psi$  : Error de perforación

$K$  : Factor de adecuación a nuestro diseño

3) *Calculamos longitudes de  $X_i$  y  $X_j$ :*

$$X_i = X_j = \frac{A_{h4}}{2} + B_{p5} \quad \text{Ec.( 53)}$$

Donde:

$X_i = X_j$  : Longitud del centro hacia la esquina del 5<sup>o</sup> cuadrante

$A_{h4}$  : Ancho de abertura del 4<sup>o</sup> cuadrante

$B_{p5}$  : Burden práctico del 5<sup>o</sup> cuadrante

4) *Cálculo de ancho de abertura en el 5<sup>o</sup> cuadrante*

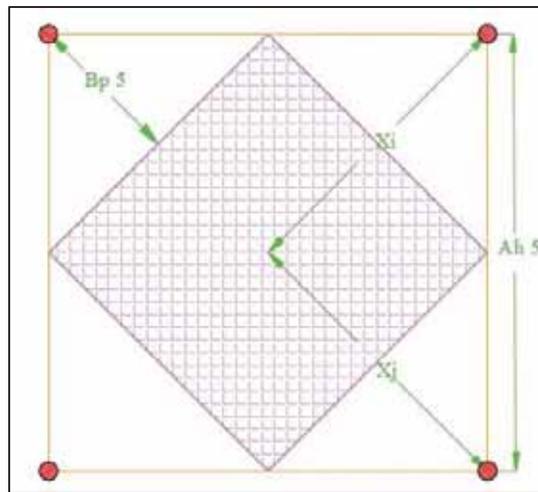


Figura 18: Burden práctico y ancho de abertura en el 5<sup>o</sup> cuadrante

Fuente: (Elaboración propia)

$$A_{h5} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2} \quad \text{Ec.( 54)}$$

Donde:

$A_{h5}$  : Ancho de abertura del 5<sup>o</sup> cuadrante

$X_i = X_j$  : Longitud del centro hacia la esquina del 5<sup>o</sup> cuadrante

5) *Cálculo de densidad de carga en el 5<sup>o</sup> cuadrante*

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

$$q_5 = \frac{32.3 * \phi_1 * C * B_{\max 5}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h4}}{2 * B_{\max 5}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 55)}$$

Donde:

$q_5$  : Densidad de carga lineal en el quinto taladro cuadrante

$\phi_1$  : Diametro del taladro de produccion

$B_{\max 5}$  : Burden máximo en el 4<sup>0</sup> cuadrante

$C$  : Factor de roca Suecia

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

$A_{h4}$  : Ancho de apertura en el 4<sup>0</sup> cuadrante

**6) Cálculo del N<sup>0</sup> de cartuchos por taladro en el 5<sup>0</sup> cuadrante**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_5 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 56)}$$

Donde:

$N^0_{\text{DE CARTUCHOS}}$  : Cantidad de cartuchos que se cargara al taladro

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

$q_5$  : Densidad de carga lineal en el 5<sup>0</sup> cuadrante

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

**7) Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 5<sup>0</sup> cuadrante.**

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

$$Q_{e4} = q_4 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 57)}$$

Donde:

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

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

$q_5$  : Densidad de carga lineal en el 5<sup>0</sup> cuadrante

### 2.2.8.10 Cálculo de la constante de roca “C’”.

Es la corrección de la constante de roca Suecia y se calcula a través de los siguientes parámetros:

$$C' = (C + 0.05), \text{ para cuando } B_{\text{ultimo cuadrante}} > 1.4 \text{ m} \quad \text{Ec. (58)}$$

$$C' = (C + 0.07/B), \text{ para cuando } B_{\text{ultimo cuadrante}} < 1.4 \text{ m} \quad \text{Ec. (59)}$$

### 2.2.8.11 Cálculo para taladros en ayuda de corona

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

$$H_{\text{Disp Tj}(\downarrow)} = 0.64 * (H_{\text{Tunel}} - A_{h \text{ Ultimo cuad.}}) \quad \text{Ec. (60)}$$

Donde:

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

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

$A_{h \text{ ultimo cuad.}}$  : Ancho de abertura ultimo cuadrante

#### 1) Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona

$$B_{\text{max ay. corona}} = 0.9 * \left( \frac{q_1 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) \quad \text{Ec. (61)}$$

Donde:

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

$q_1$  : Densidad de carga inicial

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

$Ff$  : Factor de fijación (tajeo hacia abajo) según cuadro

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

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

## 2) Cálculo del burden practico para taladros de ayuda de corona

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

$$B_{p \text{ ay. corona}} = 0.51 * H_{Disp. \text{ tj.}(\downarrow)} \quad \text{Ec.( 62)}$$

Donde:

$B_{p \text{ ay. corona}}$  : Burden practico para taladros de ayuda de corona

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

## 3) Cálculo de la longitud del segmento de 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 espaciamento y cantidad de taladros calculados, se calcula con la siguiente ecuación:

$$L_{Segm. \text{ ay. corona}} = 0.6533 * A_{Tunel} \quad \text{Ec.( 63)}$$

Donde:

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

$A_{Tunel}$  : Ancho del tunel

## 4) Cálculo de espaciamento de taladros en ayuda de corona

$$S_{ay. corona} = 0.3333 * L_{segm. \text{ ay. corona}} \quad \text{Ec.( 64)}$$

Donde:

$S_{ay. corona}$  : Espaciamento de taladros de ayuda de corona

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

## 5) Cálculo de $N^0$ de taladros para ayuda de corona

$$N_{Tal \text{ ay. corona.}} = \left( \frac{L_{Segm. \text{ ay. corona}}}{S/B} \right) \quad \text{Ec.( 65)}$$

Donde:

$N^0_{Tal. \text{ ay. corona.}}$  : Numero de taladros para ayuda de corona.

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

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

**6) Cálculo de ancho de abertura de ayuda de corona**

$$A_{h \text{ Ay.corona}} = L_{\text{segm. ay.corona}} \quad \text{Ec.( 66)}$$

Donde:

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

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

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

$$q_{6 \text{ Ay.Corona}} = \frac{32.3 * \phi_1 * C' * B_{\text{max Ay. Corona}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h \text{ Ay. corona}}}{2 * B_{\text{max 4}}})^{1.5}} \quad \text{Ec.( 67)}$$

Donde:

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

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

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

$\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción

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

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

$B_{\text{max ay. corona}}$  : Burden máximo en ayuda de corona

**8) Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de corona**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{6 \text{ Ay. corona}} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 68)}$$

Donde:

$N^{\circ}$  de cartuchos : Cantidad de cartuchos en 01 taladro

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

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

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

**9) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona ( $Q_e$  Ay. corona)**

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

$$Q_{e \text{ Ay. corona}} = q_{6 \text{ Ay. corona}} * L_{Carga} \quad \text{Ec. ( 69)}$$

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 en ayuda de corona

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

**10) Cálculos para taladros de hastiales o paredes**

Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{\text{max. hast.}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right) \quad \text{Ec. ( 70)}$$

Donde:

$B_{\text{max. hast.}}$  : Burden maximo para taladros de hastiales

$q_1$  : Densidad de carga inicial

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

$F$  : Factor de fijacion (tajeo horizontal) segun cuadro N<sup>0</sup> : 2.6

$S/B$  : Relacion espaciamento y burden para tajeo horizontal

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

**11) Cálculo del burden practico para los taladros de hastiales**

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

$$B_{P \text{ hastial}} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2} \quad \text{Ec. ( 71)}$$

Donde:

$B_{P \text{ hastial}}$  : Burden practico para taladros de hastiales

$A_{Tunel}$  : Ancho del Crucero.

### ***12) Cálculo de la altura disponible donde se ubicará los taladros hastiales***

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

$$H_{Disp\ hastial} = H_{Tunel} - r \quad Ec.(72)$$

Donde:

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

$H_{Tunel}$  : Altura de túnel

$r$  : Radio del baúl del túnel

### ***13) Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales***

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

$$S_{Tal.\ hast.} = 0.3345 * H_{Disp.\ tal.\ hast.} \quad Ec.(73)$$

Donde:

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

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

### ***14) Cálculo de N° de taladros para los hastiales***

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

$$N_{Ta.\ hastiales.} = \left( \frac{H_{Disp.\ hast.}}{S/B} \right) + 2 \quad Ec.(74)$$

Donde:

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

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

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

### ***15) Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre***

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

$$A_{h \text{ hastiales}} = H_{\text{disp. hastiales}} \quad \text{Ec. (75)}$$

Donde:

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

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

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

$$q_{7 \text{ Tal.hast.}} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{\text{max hastiales}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_h \text{ Hastiales}}{2 * B_{\text{max hastiales}}})^{1.5})} \quad \text{Ec. (76)}$$

Donde:

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

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

$\emptyset_1$  : Diámetro del taladro de producción

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

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

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

**17) Cálculo de  $N^\circ$  de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{7 \text{ Tal. hast.}} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec. (77)}$$

Donde:

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

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

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

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

**18) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ( $Q_e$  hastiales)**

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

$$Q_{e \text{ hastiales}} = q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 78)}$$

Donde:

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

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

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

#### **2.2.8.12 Cálculos para taladros de corona**

Para nuestro caso utilizaremos voladura controlada (smooth blasting) los daños en el techo y en las paredes se minimizan. Experiencia de campo (Persson 1973) han establecido que el espaciamiento es función general del diámetro.

##### **1) Cálculo de espaciamiento en taladros de corona**

El espaciamiento de los taladros en la corona, Por lo que en caso de tener que realizar voladuras de contorno el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de:

$$S_{\text{Corona}} = K * \emptyset_1 \quad \text{Ec.( 79)}$$

Donde:

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

K : Constante que toma valores entre (15;16)

$\emptyset_1$  : Diámetro del taladro de producción

##### **2) Cálculo de burden máximo para taladros de corona.**

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

$$\frac{S}{B} = 0.80 \quad \text{Ec.( 80)}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ec.( 81)}$$

Donde:

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

### 3) *Cálculo de burden practico para taladros de corona*

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

$$B_{P. corona} = B_{Max. corona} + Lsen\gamma - \psi \quad \text{Ec.( 82)}$$

Donde:

$B_{P. corona}$  : Burden practico para taladros de corona

$B_{Max. corona}$  : Burden máximo para taladros de corona

L : Profundidad del taladro

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$\Psi$  : Error de perforacion

### 4) *Cálculo de N° de taladros para la corona*

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

$$N_{Tal.corona} = \left( \frac{A_{Tunel.}}{B_{Max. corona} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 83)}$$

Donde:

$N^{\circ}_{Tal corona}$  : Numero de taladros para la corona

$A_{Tunel}$  : Ancho del tunel

$B_{Max. corona}$  : Burden máximo para taladros de corona

S/B : Relación espaciamiento y burden para contornos

### 5) *Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona*

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

$$q_{8 Corona} = 90 * \phi_0^2 \quad \text{Ec.( 84)}$$

Donde:

$q_{8 Corona}$  : Densidad de carga explosiva en la corona

$\phi_1$  : Diámetro del taladro de producción

**6) Cálculo de N° de cartucho de explosivos por taladro en la corona**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_8 \text{ Corona} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 85)}$$

Donde:

N° de cartuchos : Cantidad de cartuchos en 01 taladro

q<sub>8 Tal. hast.</sub> : Densidad de carga lineal en taladros de corona

L<sub>Carga</sub> : Longitud que ocupa el explosivo en el taladro

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

**7) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona (Q<sub>e</sub> corona)**

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

$$Q_e \text{ Corona} = q_8 \text{ Corona} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 86)}$$

Donde:

Q<sub>e</sub> Corona. : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de corona

q<sub>8 Tal. hast.</sub> : Densidad de carga lineal de la corona

L<sub>Carga</sub> : Longitud que ocupa el explosivo en el taladro

**2.2.8.13 Cálculos para taladros de arrastre o piso**

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

El burden de los taladros de arrastres dispuestos en filas se calcula básicamente con la misma fórmula que se emplea en voladuras en banco a cielo abierto. La altura del banco es solo intercambiada por el avance y un factor de fijación más alto se utiliza debido al efecto gravitacional y a un intervalo de tiempo mayor entre los taladros:

**1) Cálculo de burden máximo para los taladros de arrastre o piso.**

$$B_{\text{max. arrastre.}} = 0.9 * \left( \frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) \quad \text{Ec.( 87)}$$

Donde:

$B_{\text{max. arrastre.}}$  : Burden máximo para taladros de arrastre

$q_1$  : Densidad de carga lineal

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo empleado

$F$  : Factor de fijación para taladros de arrastre

$S/B$  : Relación espaciamento y burden para taladros de arrastre

$C'$  corregido : Factor de roca corregido para taladros de tajeo

**2) Cálculo de burden practico para taladros de arrastre o piso**

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

$$B_{P. \text{ arrastre}} = B_{\text{Max. arrastre}} - L \text{ seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec.( 88)}$$

Donde:

$B_{P. \text{ arrastre}}$  : Burden practico para taladros de arrastre

$B_{\text{max. arrastre.}}$  : Burden máximo para taladros de arrastre

$L$  : Profundidad del taladro o avance

$\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

$\Psi$  : error de perforacion

**3) Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso**

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

$$N_{\text{tal. arrastre}} = \left( \frac{A_{\text{Tunel}} + 2L * \text{seno}(\gamma)}{B_{\text{Max. arrastre}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 89)}$$

Donde:

$N^{\circ}_{\text{Tal. arrastre}}$  : Numero de taladros para arrastre

$A_{\text{Tunel}}$  : Ancho de túnel

- $B_{\text{max. arrastre}}$  : Burden máximo para taladros de arrastre  
 $L$  : Profundidad del taladro de avance  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno  
 $S/B$  : Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

#### 4) *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:

$$S_{\text{Tal. arrastre}} = \frac{A_{\text{Tunel}} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N_{\text{Tal. arrastre}} - 1} \quad \text{Ec.( 90)}$$

Donde:

- $S_{\text{Tal. arrastre}}$  : Espaciamiento de taladros de arrastre  
 $N^{\circ}_{\text{Tal. arrastre}}$  : Numero de taladros para arrastre  
 $A_{\text{Tunel}}$  : Ancho de túnel  
 $L$  : Profundidad del taladro de avance  
 $\gamma$  : Angulo de los taladros de contorno

#### 5) *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:

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec.( 91)}$$

Donde:

- $A_{h \text{ arrastre}}$  : Ancho de abertura de taladro de arrastre  
 $A_{\text{Tunel}}$  : Ancho de túnel

#### 6) *Cálculo de la densidad de carga ( $q_9$ ) en los taladros de arrastre*

$$q_{9 \text{ Tal.}} = \frac{32.3 * \phi_1 * C' * B_{\text{max arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arctang.}(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 * B_{\text{max arrastre}}})^{1.5})} \quad \text{Ec.( 92)}$$

Donde:

$q_9$  Tal. arrastre : Densidad de carga en taladros de arrastre

$A_h$  arrastre : Ancho de abertura de taladro de arrastre

$\emptyset_1$  : Diámetro del taladro de producción

$RWS_{ANFO}$  : PRP del explosivo empleado

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

$B_{\text{max arrastre}}$  : Burden máximo en arrastre

### 7) *Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre*

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_9 \text{ tal. arrastre} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 93)}$$

Donde:

$N^{\circ}$  de cartuchos : Cantidad de cartuchos en 01 taladro

$q_9$  Tal. arrastre : Densidad de carga en taladros de arrastre

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

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

### 8) *Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre ( $Q_e$ arrastre)*

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

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_9 \text{ tal. arrastre} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 94)}$$

Donde:

$Q_e$  tal. arrastre. : Masa de explosivo utilizado en 01 taladro de arrastre

$q_9$  Tal. arrastre : Densidad de carga en taladros de arrastre

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

## 2.2.9 Cálculo matemático de áreas de influencia.

➤ *Nueva teoría para calcular el burden.*

Es un nuevo modelo matemático para diseñar malla de perforación y voladura, calculando el área de influencia por taladro y fue desarrollada de la siguiente manera:

Este método de diseño nace de la siguiente figura:

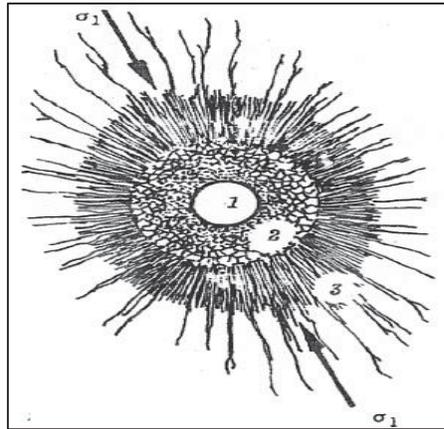


Figura 19: Área de influencia de un taladro después de la voladura

Fuente: E. HOEK / E.T. BROWM, "Excavaciones subterráneas en rocas"

En donde la zona 1, es el diámetro del taladro; la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.

En este caso, la nueva teoría calcula el espesor fracturado por el explosivo y que luego se demostrara el burden.

Esta teoría es realizada con los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación.

➤ *Reformulación del modelo matemático.*

La reformulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando dos tipos de explosivo: de fondo y columna.

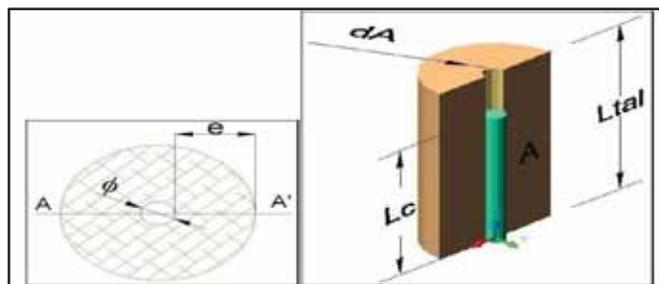


Figura 20: Representación gráfica del área de influencia de un taladro

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

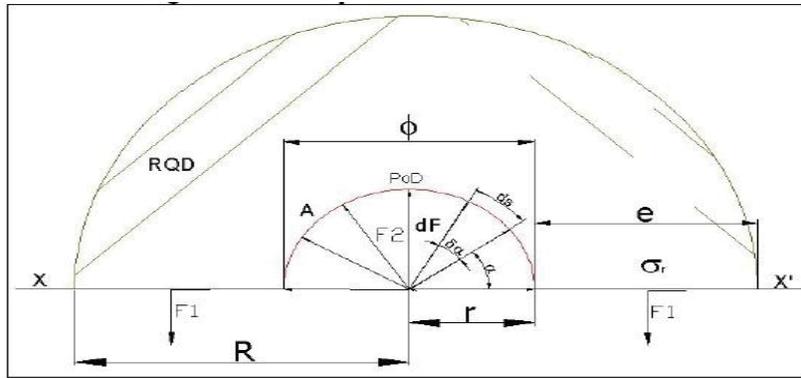


Figura 21: Diagrama de cuerpo libre "D.C.L." del corte A-A'

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

Donde:

$D_p$  = Desviación de perforación

$B_n$  = Burden nominal (m)

$S_n$  = Espaciamiento nominal (m)

RQD = Índice de calidad de la roca

$\phi$  = Diámetro del taladro (m)

$P_{oDtal}$  = Presión de detonación en el taladro (kg/cm<sup>2</sup>)

$\sigma_r$  = Resistencia a la compresión de la roca o mineral (kg/cm<sup>2</sup>)

$F_s$  = Factor de seguridad

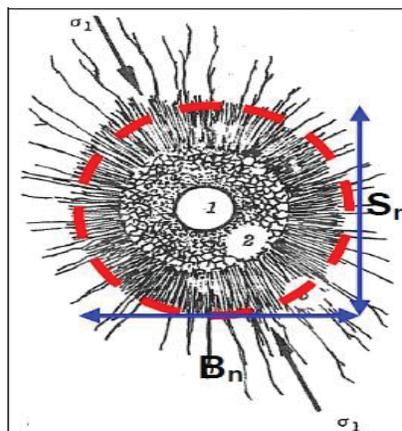


Figura 22: Área de influencia del taladro con relación al burden y espaciamiento

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET"

### 2.2.10 El Modelo de 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 8pulg. X 8 pulg.

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$X = A * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec.( 95)}$$

Donde:

X : Tamaño medio de los fragmentos

A<sub>F roca</sub> : Factor de roca

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo utilizado

K = C.E. : Factor triturante.

### 2.2.11 Definición de términos

*Desarrollo.* - Son las labores que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.

*Preparación.* - Son los trabajos que se ejecutan una vez que se ha limitado el yacimiento. La preparación se hace de acuerdo al método de explotación seleccionado.

*Perforación.* - Es una operación mecánica que consiste en hacer taladros en mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda depositar carga explosiva, que al detonar sean capases de arrancar del seno de estos materiales, porciones de roca o mineral. (Cámac Torres 2005).

*Malla de perforación.* - Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (López Jimeno 2003).

*Subterráneo.* - Excavación natural o hecha por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

*Frente.* - Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance de una galería o crucero, mediante perforación y voladura. (Universidad Nacional de Ingeniería, Metodología de Costo de Operación en Minería.)

*Parámetros.* - Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo. (D. F. Coates, 1973)

*Burden.* - Distancia desde el barreno al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara, distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura. (Jay A. Rodgers, 2002).

*Explosivos.* - Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia.

*Arranque o cueles.* - Los del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto. (Cámac Torres, 2005).

*Factor de carga (kg/m<sup>3</sup>).* - Es la cantidad de explosivo usada por m<sup>3</sup> de roca volada.

*Sensibilidad.* - Cualidad del explosivo, para propagar la onda explosiva a través de la columna o taladro.

*Macizo rocoso.* - Es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

*Voladura.* - Es la acción de fracturar un trozo de roca o mineral mediante el empleo de explosivos. (EXSA, 2008).

*Rendimiento.* - En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad,

donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización. (López Jimeno, 2003).

*Explotación.* - Trabajo realizado para extraer el mineral de las labores mineras. Las explotaciones mineras pueden clasificarse genéricamente en dos grandes grupos: subterráneas y a cielo abierto. Existen casos intermedios en los que se combinan o coexisten técnicas propias de cada uno de los grupos y se dice que son explotaciones mixtas. (López Jimeno 2003).

*Arranque o cueles.* - Los del centro, que se disparan primero para formar la cavidad inicial. Por lo general se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto. (Cámac Torres, 2005).

*Espaciamiento.* - Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

*Disparo soplado.* - Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla explotó.

*Paralelismo.* - El paralelismo en perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección de labor.

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

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

*Alzas o techos.* - Son los taladros que forman el techo o bóveda del túnel, también se le denomina taladros de corona

*Arrastre o pisos.* - Son los taladros que corresponden al piso del frente, por lo general se dispara al final de toda la tanda

*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.

*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.

## **CAPITULO III**

### **CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN**

#### **3.1 Generalidades**

Cori Puno S.A.C. del grupo Consorcio Minero Horizonte (CMH), colocó los primeros denuncios mineros en el distrito de Quiaca localidad de Untuca el año 2006, inicia sus operaciones en setiembre del mismo año, con una capacidad de planta instalada de 250 TMSD y con el tratamiento del desmonte antiguos almacenados por la minería artesanal. A inicios del año 2009, se logra llevar la capacidad de tratamiento de la planta a 350 TMSD con los mismos equipos instalados inicialmente. Esta operación fue ejecutada bajo la razón jurídica de Minera Cartagena S.A.C. para posteriormente hacerlo como Cori Puno S.A.C. perteneciente al grupo CMH.

A inicios del mismo año se iniciaron las operaciones de explotación en el Tajo abierto (Open Pit) Cerro La Torre y Pullucunoyoc, y en vía de regularización se logra la última autorización para la Unidad de Producción Untuca para la explotación subterránea Pomarani y Santa Rosa con una producción total de 350 TMSD y dentro de este contexto y con el objetivo de incrementar la producción el tonelaje a explotar y tratar. Cori Puno S.A.C. ha tomado la decisión de presentar un instrumento ambiental ITS (Instrumento

Técnico Sustentatorio) para una producción de 1900 TMSD tanto en tajo abierto y subterráneo (Soncco, 2016).

### 3.2 Ubicación del proyecto

La Unidad Minera Untuca (UMU), de la corporación Consorcio Minero Horizonte, está localizada en la zona sur del distrito de Quiaca, Provincia de Sandía, Departamento de Puno, en el flanco oriental de los Andes del Sur y que está conformada por cumbres que logran alcanzar hasta altitudes mayores a 5000 m.s.n.m. El campamento de Unidad Minera Untuca, se localiza a 205 km al noreste de Juliaca, a una altura de 4305 m.s.n.m. y la zona de operaciones a 4900 m.s.n.m. Ver Figura Nro. 26.

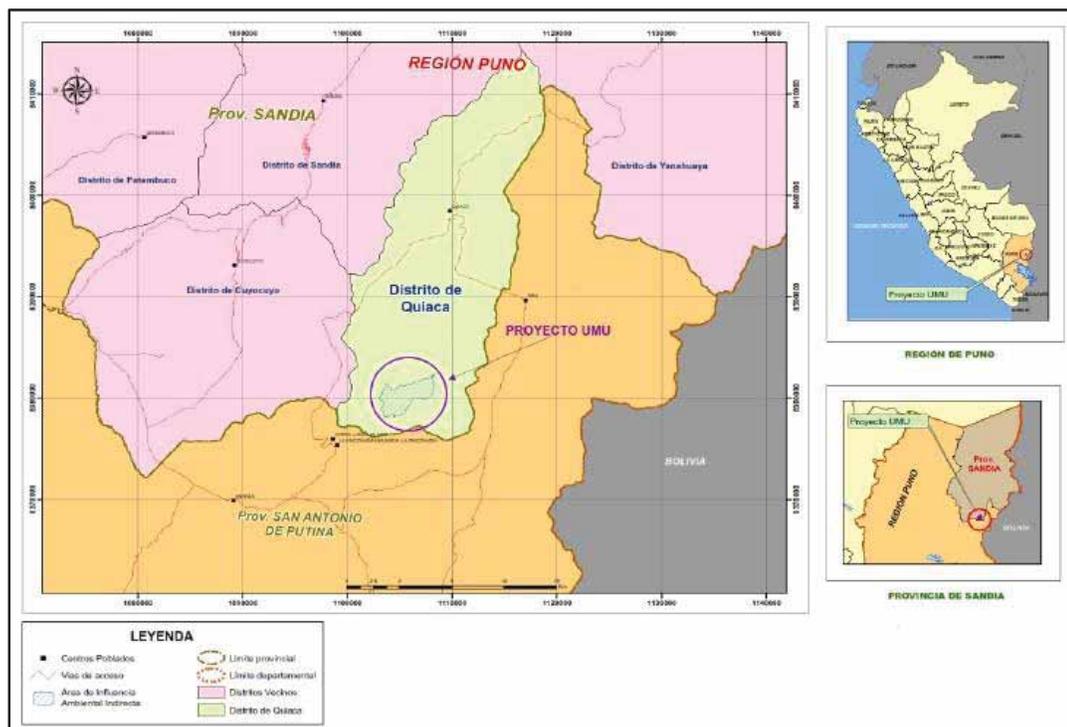


Figura 23: Plano de ubicación del proyecto

Fuente: (Área-Planeamiento-Cori Puno SAC, 2018)

### 3.3 Accesibilidad

El área de estudio es accesible desde la ciudad de Lima, por vía aérea: Lima – Juliaca y de allí por vía terrestre, vía San Antonio de Putina por carretera asfaltada, se muestra en el siguiente cuadro:

Tabla 13 :Ruta de acceso a la Unidad Minera Untuca

ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA(Km)	TIPO DE CARRETERA	TIEMPO DE VIAJE (min)	
Juliaca	Putina	90	Asfaltada	100	minutos
Putina	Pampilla	54	Asfaltada	80	minutos
Pampilla	Ananea	10	Trocha	12	minutos
Ananea	Untuca	45	Afirmada	55	minutos
Untuca	Unidad Minera Untuca	6	Trocha	10	minutos
<b>Dist. total, hacia UMU- CPSAC. =</b>		205 km			
<b>Tiempo aproximado de viaje =</b>		4 horas 17 min			

Fuente: (Elaboración propia)

El tiempo de viaje desde Juliaca hacia la Unidad Minera Untuca es aproximadamente de 4 horas 17 minutos si las condiciones climáticas lo ameritan.

### 3.4 Clima y vegetación

La zona de Untuca presenta un clima de bajas temperaturas entre los meses mayo hacia agosto, llegando hasta los 25°C bajo cero. La vegetación es incipiente, a causa del clima frígido, donde la principal vegetación es el ichu.

### 3.5 Topografía y fisiografía

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra, en los cuales los procesos de geodinámica externa se han sobre puesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfoestructural. Cretáceo - Cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres. Las lomas y colinas se localizan por el lado Norte y Sur de la Unidad Minera Untuca, estos son premonitorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30° a 40° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvio-glaciar.

Las zonas de depresión se localizan al pie del flanco de la zona de alta cordillera, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvio-glaciar, que

posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud (Soncco, 2016).

### **3.6 Geología regional**

En el área de la cadena Oriental Sur de la Cordillera de los Andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del Paleozoico, integrado por la formación Sandia, la más antigua y la formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas (Soncco, 2016).

#### **3.6.1 Formación Sandia (Os-s)**

Es la unidad lito estratigráfica más antigua del Paleozoico en el área. Fue definido inicialmente por Laubacher (1978) en el valle de Sandia, constituida por una secuencia detrítica de pizarras oscuras e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milímetros de ancho. Se ha catalogado como edad Caradociana del Ordovícico. Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a flaser bedding, lenticular bedding, wave bedding y otras, indicarían que la formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal (Soncco, 2016).

#### **3.6.2 Formación Ananea (SD-a)**

Fue denominada así por Laubacher (1978) en la Cordillera Oriental. Consiste en una gruesa serie de esquistos pizarrosos con composición mineralógica de muscovita, cuarzo, sericita, clorita, que están afectados por un metamorfismo de tipo epizonal.

Se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino. Sus contactos estratigráficos con la formación infrayacente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la Formación Sandia cabalgando sobre la Formación Ananea, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa. Catalogado perteneciente al Silúrico-Devónico (Soncco, 2016).

### **3.6.3 Depósitos Cuaternarios**

Los depósitos cuaternarios se encuentran distribuidos en el área de estudio, como los depósitos morrénicos conformado por clastos sin ningún arreglo, disperso en una matriz limo-arcillosa-arenosa. En estos depósitos existen variaciones en la composición litológica de los clastos, dependiendo de su lugar de origen. Los depósitos morrénicos tienen una importancia económica debido a sus contenidos de placeres auríferos. Los depósitos aluviales están constituidos por limos y arcillas re trabajados de substratos pliocénicos. Los depósitos aluviales son producto de la meteorización del substrato rocoso el cual es transportado muy lentamente o en forma muy violenta por la acción fluvial y depositada en las depresiones. Los depósitos coluviales se localizan al pie de los flancos de los cerros producto de la meteorización (Soncco, 2016).

### **3.6.4 Rocas Intrusivas**

Se localizan al NW del área de estudio en el Cerro Utccuccaca, de composición granítico ácido que ha intruído a las rocas del Paleozoico Inferior (Formación Sandia). Probablemente controlada por un sistema de fallamiento de dirección NW. En la zona intruída se observan rocas esquistosas, producto del metamorfismo de contactos (Soncco, 2016).

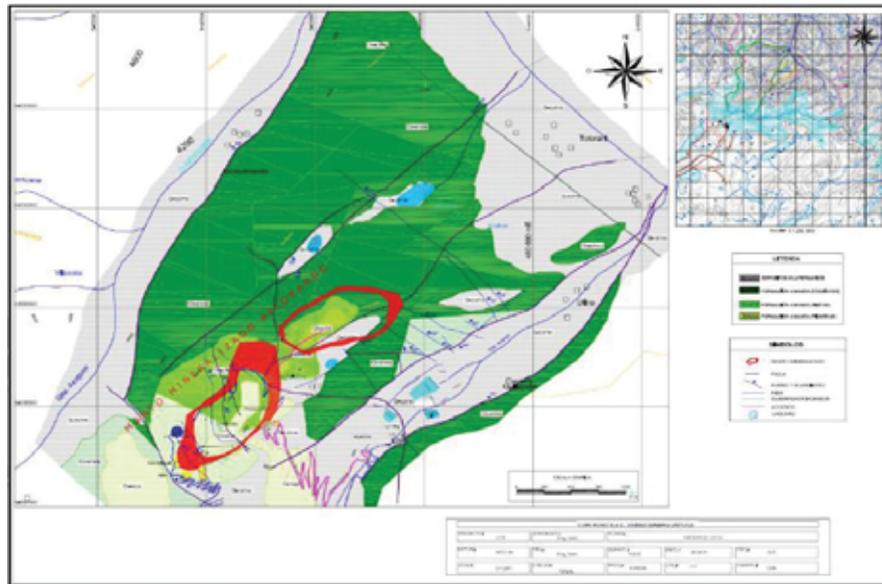
### **3.7 Geología local**

El yacimiento de Pomarani se encuentra localizado en la formación Sandia. Este sector litológicamente está compuesto por rocas pizarras - filitas de color negro, de grosores milimétricos a centímetros, de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de muscovita y clorita. Estas filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas y grises de grano fino a medio. El azimut de las capas es de N100°-155°E y buzamiento de 7°-22°SW. Dichas rocas han sufrido fallamiento debido a esfuerzos tectónicos.

En la zona de estudio se observan depósitos morrénicos ubicados alrededor de la laguna Ananea, originados por la acción glaciár, constituido por material removido y acarreado por

el hielo, integrado por bloques sub-angulosos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos, envueltos en una matriz arenosa-arcillosa. También se observan depósitos aluviales conformados por gravas y arenas de filitas, pizarras, cuarcitas, limos y arcillas en espesores variables y depositados en quebradas.

Finalmente se observan depósitos coluviales localizados en las zonas La Torre, Llactapata, Lomada, Gallocunca y Pomarani, depositadas como producto de la meteorización del sustrato rocoso, el cual es transportado por el viento o por la gravedad, compuestos por partículas finas a gruesas que engloban a clastos y bloques angulosos a subangulosos del mismo sustrato (Soncco, 2016).



*Figura 24:*Plano de geología local.

Fuente: (Área-Planeamiento-CoriPunoSAC, 2018)

### **3.8 Geología estructural**

El área de estudio ha sido afectada desde el Paleozoico hasta el Cretácico por esfuerzos compresivos y tensionales a través del tiempo, los cuales han producidos áreas de cizallamientos y plegamientos que originaron zonas de debilidad en donde se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa, de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene

buzamiento de 30°E, con espesor de 80 m, de forma simoidal, que se encuentra rellena en un primer evento por feldespato, luego por cuarzo hialino y posteriormente por diseminado por pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino.

La zona de Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo Noroeste (sistema Andino). La presencia de fallas tensionales es muy importante, ya que en estos sectores hay concentración de valores de oro.

El sistema de fallas secundarias y de tercer orden Noroeste se encuentra mayormente relleno de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespato. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva (Soncco, 2016).

### **3.9 Geología económica**

Este yacimiento es aurífero y es uno de los más importantes de la Cordillera Oriental del sur del Perú. El yacimiento es de tipo estratiforme, stock work y diseminado dentro de las rocas del Paleozoico Inferior.

La característica estructural del sistema son vetas, mantos y diseminaciones debido a la acción de productos hidrotermales que ascendieron por medio de fracturas y microfracturas, llevando iones libres de oro y sulfuros. El oro se encuentra en los sulfuros de hierro, como metal libre diseminado en las rocas y dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado, además existe oro blanco denominado calaverita, por ser de fluidos de teluros.

Entre los sulfuros se tiene los minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma diseminada, en lentes, motas y acompañando a los mantos de cuarzo gris. La pirita, es común en la zona, se presenta en forma cúbica, se encuentra en las vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros de fierro, plata y cobre. La estibina asociada a minerales de antimonio, plomo y en diseminados o en estructuras de mantos lenticulares de cuarzo gris emplazados en rocas filitas. La calcopirita, es la mena principal de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades asociadas a la pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, etc. Es de origen hidrotermal.

Los óxidos provienen de la oxidación de los sulfuros por reacciones químicas, en la zona su presencia es débil, entre los principales tenemos a la hematita, la limonita, la jarosita.

En el sector de Pomarani la presencia de vetas, lentes, venillas y microvenillas de cuarzo lechoso - cuarzo gris - feldespatos, cerca de las fallas es un buen indicativo, por otro lado, los sulfuros diseminados a lo largo de la secuencia de pizarras y cuarcita, indica la continuidad de la mineralización en este sector (Soncco, 2016).

### **3.9.1 Sector Pomarani**

Pomarani es un yacimiento aurífero que forma parte de la Unidad Minera Untuca, la mineralización tiene forma tabular a manera de un manto, con rumbo N30°W y buzamiento S12°W, ocurre a partir de la cota 4890 msnm hasta los 4960 msnm, el ancho de estas zonas de falla con vetillas es de 0.5 – 4.0 metros, presentando halos de mineralización de interés geológica y económica. Las dimensiones aproximadas según los planos y secciones son 385 m de ancho x 500 m de largo, la potencia promedio del paquete que alberga la mineralización económica es de 30 m.

La mineralización del yacimiento aún no está bien reconocida, la principal característica de esta es que no es uniforme sino generalmente ocurre en pequeños lentes dentro del paquete de las dimensiones nombradas en los párrafos anteriores (Soncco, 2016).

### **3.10 Hidrogeología**

Realizado los estudios hidrogeológicos en la zona del proyecto, se determinó la existencia de 03 lagunas (Ananea, Umalanta y Pulluncuyunoc).

#### **3.10.1 Hidrogeología del yacimiento Pomarani**

En las investigaciones geotécnicas por medio de calicatas de exploración y perforaciones diamantinas, se ha encontrado niveles freáticos que varían desde 1 metro a los 5 metros de profundidad. Estos niveles de agua son considerados superficiales, y corresponden al agua retenida en materiales cuaternarios conformado por gravas limosas con contenido de arenas y arcillas. Estos niveles de agua son el producto de las precipitaciones pluviales y la

escorrentía superficial que se produce en el área de estudio, los cuales sufren un ascenso en la época húmeda haciendo más conspicua la presencia de bofedales y un descenso en la época de estiaje respectivamente (Soncco, 2016).

### 3.11 Minado sector subterráneo - Pomarani

El plan de minado establecido para el proyecto obedece primeramente a la necesidad de confirmar la interpretación geológica hecha en base a los sondajes diamantinos, mediante un programa de desarrollos exploratorios que permitan recategorizar recursos de la condición de inferidos a la de medido indicados, delimitando también las formas geométricas de las estructuras mineralizadas económicamente explotables en forma selectiva, esto debido a la naturaleza marginal de la mineralización (Soncco, 2016).

#### 3.11.1 Recursos minerales

A través del plan de minado se ejecuta los modelos de bloques de cada sector, la distribución de recursos permite guiar el planeamiento y definir una adecuada secuencia de explotación. Se muestra la distribución de recursos del Sector Pomarani. Ver figura Nro. 28.

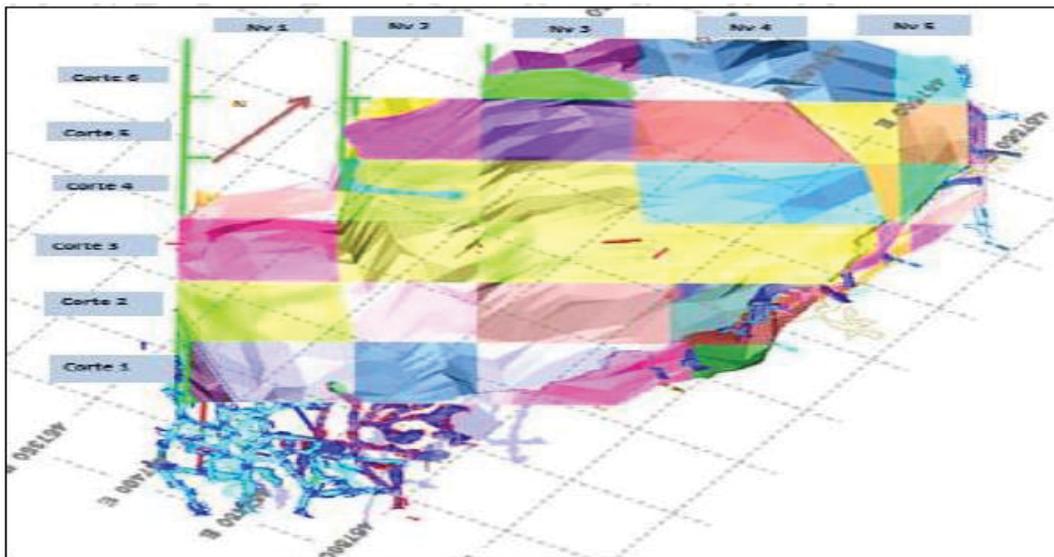


Figura 25: Recursos minerales – Sector Pomarani

Fuente: (Área-Planeamiento-CoriPunoSAC, 2016)

En la tabla Nro.14, se muestra el total de recursos del sector Pomarani, de este total un porcentaje se ha evaluado y ha pasado a reservas.

Tabla 14  
*Distribución de recursos Pomarani*

<b>Sector</b>	<b>Mineral en toneladas</b>	<b>Ley gr Au/ton</b>
Manto 1	332,006	2.92
Manto 2	285,135	2.68
Manto 3	186,015	2.92
Manto 4	500,020	3.53
Manto 5	338,338	2.98
Manto 6	34,234	2.98
<b>Total general</b>	<b>1,675,748</b>	<b>3</b>

Fuente: (Área-Planeamiento-CoriPunoSAC, 2018)

### **3.11.2 Reservas minerales**

Las reservas estimadas para sector Pomarani se determinó sobre el cut off (Ley de Corte) de 3.00 gr/tn, con una reserva de 555 531 toneladas de mineral.

### **3.11.3 Operaciones unitarias en minado subterráneo**

#### **3.11.3.1 Perforación**

La perforación se realiza con equipo mecanizado Jumbo de un brazo, la distribución de la malla de perforación se hará dependiendo de la sección de la labor.

#### **3.11.3.2 Voladura**

Para la voladura o disparo, se usa altos explosivos (Emulnor), esta es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica de los cuales se utiliza los siguientes tipos: EMULNOR 1000 (Para la voladura de rocas suaves a intermedias); EMULNOR 3000 (Para la voladura de rocas intermedias a duras.) y como iniciadores conectores carmex unidos por cordón detonante de 12 pies.

#### **3.11.3.3 Sostenimiento**

El sostenimiento se realiza con Split set 7' para labores temporales y Split set de 8' mas malla electro-soldada para labores de ancho mayor o igual a 6m. Pernos helicoidales de 7'

para labores permanentes, el uso de malla electrosoldada se realiza cuando las condiciones del techo de la labor estén muy fracturadas, bajo la recomendación del área de geomecánica

#### ***3.11.3.4 Acarreo de mineral***

El acarreo de mineral se realiza con Scooptram R1300 de 4.5 yd<sup>3</sup> que carga y transporta el mineral desde el frente hasta las cámaras de acumulación, de las cámaras de acumulación se procederá a cargar con Scooptram R 1600-G de 6 yd<sup>3</sup> a volquetes de 20 cubos.

#### ***3.11.3.5 Transporte***

Esta operación se lleva a cabo mediante el uso de camiones que se desplazaran solo en el nivel principal de transporte (Manto 1 y 5) de sección 4.0 x 4.0 m<sup>2</sup>. se emplea “Camiones de mina” de 25 toneladas para extraer el mineral marginal hasta superficie y de leyes por encima de ley de corte serán trasladados directamente hasta la planta concentradora.

#### ***3.11.3.6 Ventilación***

El servicio de ventilación es un tema bastante importante por la forma del yacimiento (mantos) y por el encampane que existe en la zona de explotación que bordea los 150 metros para ello se hizo un estudio del sistema de ventilación usando el software Ventsim Visual diseñando un nuevo sistema de ventilación de mina, teniendo en cuenta los siguientes considerandos: Demandas de aire para una producción de 700 TMD, método de explotación por cámaras y pilares, número de personas y operación de equipos diésel (Soncco, 2016).

### **3.12 Descripción general del proceso metalúrgico.**

La planta concentradora Untuca actualmente cuenta con áreas, equipos y maquinarias implementados para lograr una producción hasta 1900 TM/D.

Nuestra planta procesa mineral aurífero (pirita, pirrotita, limonita) para lo cual cuenta con las secciones de chancado, molienda, gravimetría, flotación; de estos dos últimos se obtiene los concentrados.

El relave es vertido por gravedad hacia nuestro depósito de relaves del cual el agua es recuperada en un 100%.

La planta concentradora procesa minerales de oro con ley de 2.5 gr Au/TM con una capacidad de 1900 TM/D en sus diferentes operaciones como el chancado y molienda para la liberación de la partícula valiosa, pasando a los procesos de concentración gravimétrica y flotación. Los concentrados obtenidos pasan al proceso de Filtrado cuyo producto son concentrados con 12.5% de humedad, mientras que los relaves son depositados en nuestro depósito de relaves, recirculando toda el agua hacia la planta (Soncco, 2016). Ver Figura Nro.26 y Figura Nro.27.

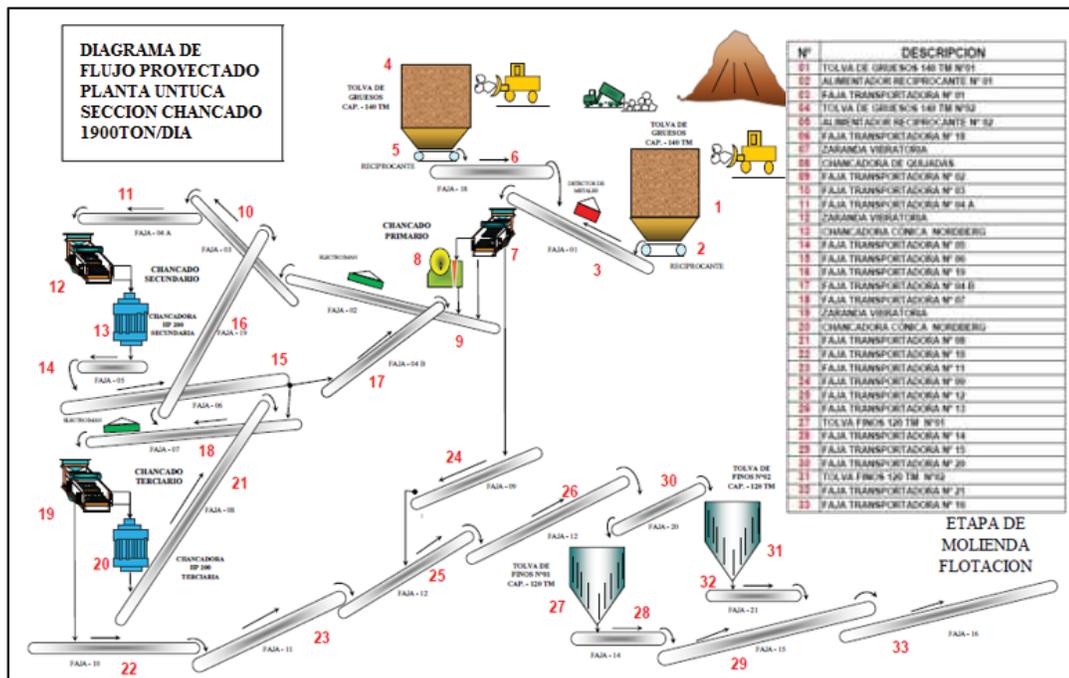


Figura 26: Diagrama de flujo de chancado para el tonelaje de 1900 TMH.

Fuente: (Área-Planeamiento-CoriPunoSAC, 2018)

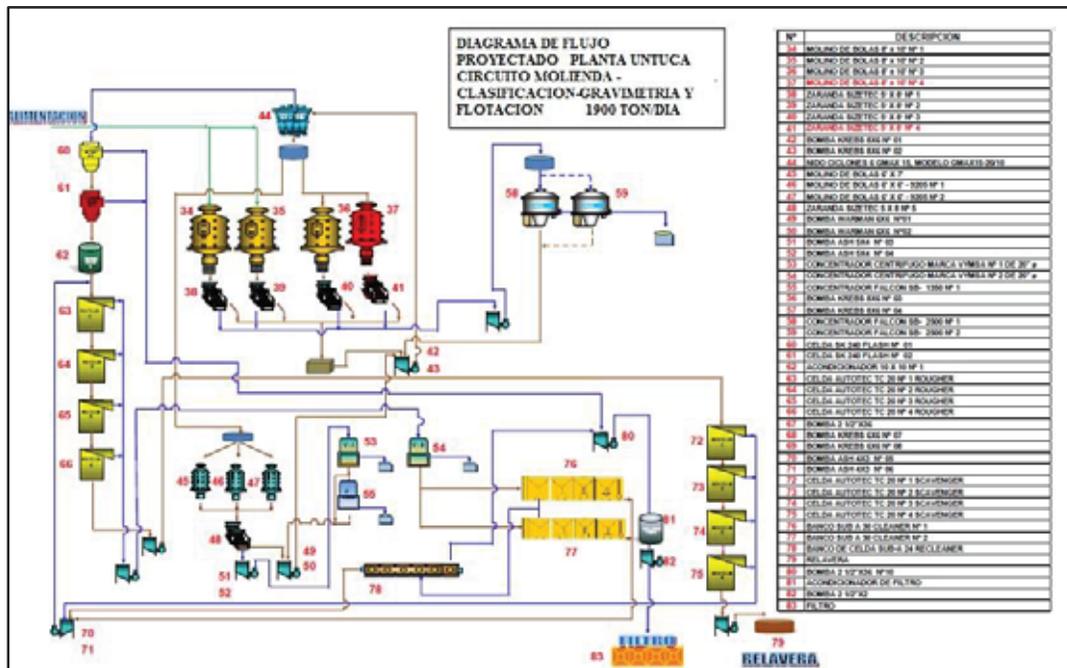


Figura 27: Diagrama de flujo de molienda, Gravimetría, flotación y filtrado.

Fuente: (Área- Planeamiento-CoriPunoSAC, 2018)

**CAPITULO IV**

**DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACION Y VOLADURA PARA SU  
ESTANDARIZACION EN EL CX 200, NV 4925**

**4.1 Descripción del Cx 200 antes de la estandarización de la malla de perforación y voladura**

Los indicadores de voladura para la línea base se obtienen de la toma de datos in-situ; además de obtener reportes y levantamiento de parámetros de voladura de las áreas de Planeamiento y Mina. También se recopila una serie de observaciones de desvíos operacionales de las 3 guardias direccionados a estandarizar una malla de perforación y voladura para mejorar los resultados en cuanto a eficiencia en el avance del CX 200.

Evaluación de las causas de voladura deficiente para determinar las causas de voladura deficiente en el Cx 200 se realiza el seguimiento a la perforación y voladura donde se observa una serie de desvíos operacionales en las 3 guardias.

**4.1.1 Parámetros que inciden en la perforación y voladura**

Para ello residencia me otorga potestad para plantear un plan de contingencia para evaluar los parámetros que involucran en la perforación y voladura.

- Programa mensual de avances

- Mano de obra maestro de labor
- Mano de obra técnicos operadores de equipos jumbo
- Parámetros de perforación y voladura
- Características del macizo rocoso

*a) Programa mensual de avances*

El programa mensual de avances es la actividad que se lleva a cabo para concretar lo propuesto en función a los metros de avance y se da en el inicio de cada mes.

Para el cumplimiento de ejecución del programa mensual se tiene que dar un cumplimiento de 100%. Debido a los malos resultados en la eficiencia del avance por disparo no se logrará el objetivo.

*CAUSAS:*

Debido a la deficiente voladura se tiene irregularidad en el frente lo que dificulta en el sostenimiento y este a la vez retrasa con el ciclo de minado del Cx 200.

*b) Mano de obra del maestro de labor*

El maestro de obra es importante durante el carguío del Cx 200, ya que este se encarga de introducir el explosivo dentro de los taladros así mismo distribuir la secuencia de salida de la voladura.

*CAUSAS:*

El maestro de labor y su ayudante son personal que tiene poco conocimiento en frentes mecanizados (proceso de carguío) ya que ellos provienen de una mina convencional.

*c) Operador de equipo*

El operador técnico de un equipo jumbo electrohidráulico, es aquella persona capacitada teórica, practica y mecánicamente en relación al equipo, cuya función en el frente es el de realizar la malla y estimar la cantidad de taladros que se tiene que perforar en el frente de acuerdo a su criterio y experiencia.

**CAUSAS:**

Se hizo el seguimiento a los operadores de jumbo Atlas Copco S1D con los cuales se hizo los trabajos de campo en el Cx 200, se verifico que tienen deficiencias en el paralelismo, desviación de perforación, falta de simetría en la distribución de taladros, no utilizan guidores para perforar los taladros de arranque y la longitud de perforación no está completa según la longitud del barreno.

*d) parámetros de perforación y voladura*

Los parámetros de perforación y voladura son los estándares que precisan la cantidad de taladros y explosivos a utilizar en un frente según el tipo de roca, y estos deben de estar en las labores donde se está realizando perforación.

**CAUSAS:**

No se cuenta con un estándar de perforación y voladura, a raíz de esto se ha estado trabajando con diseños empíricos según a criterio del operador e ingeniero jefe de guardia.

Características del CX 200 que se usa para los avances lineales, ver tabla Nro.14.

Tabla 15

*Características del Cx 200*

<b>ITEM</b>	<b>DESCRIPCION</b>
LABOR	CX 200
SECCION	4 m x 4 m
TIPO DE ROCA	III (REGULAR A Y B)
TIPO DE MATERIAL	DESMONTE
RMR	65
LONGITUD DE BARRENO	12 PIES
LONG. DE TALADRO PERFORADO	11 PIES
N° DE TALADROS PERFORADOS*	36
N° DE TALADROS RIMADOS*	5
N° DE TALADROS CARGADOS*	36
DIAMETRO DEL TAL. PERFORADO	0.045 m
DIAMETRO DEL TAL. RIMADO	0.102 m

Fuente: (Elaboración propia)

(\*) Se refiere al promedio realizado entre las 3 guardias.

#### 4.1.2 Costos antes de la estandarización

Los costos utilizados antes de la estandarización están en función a los costos operativos, dado para un metro de avance en una sección de 4m x 4m. ver tabla Nro.16.

Tabla 16

*Costos Operativos de perforación y voladura por metro lineal de avance*

Operaciones Unitarias			Costo operativo anterior
		unidad	
<b>Perforacion</b>	Equipo Jumbo	USD/ml	71.59
	Op. De Jumbo	USD/ml	8.52
	Ay. Jumbo	USD/ml	5.57
	Materiales	USD/ml	69.62
	<b>total</b>	USD/ml	<b>155.3</b>
<b>Voladura</b>	Explosivo	USD/ml	100.02
	M. Cargador	USD/ml	5.57
	Ay. Cargador	USD/ml	4.99
	Materiales	USD/ml	8.9
	<b>total</b>	USD/ml	<b>119.48</b>
<b>Limpieza</b>	Equipo Scoop	USD/ml	8.1
	Op. De scoop	USD/ml	52.56
	<b>total</b>	USD/ml	<b>60.66</b>
<b>costo total</b>		USD/ml	335.44

#### 4.2 Especificaciones técnicas de los explosivos a emplear.

Tabla 17

*Datos técnicos del explosivo Emulnor*

CARACTERISTICAS		EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR
		1000	3000	5000
Densidad relativa (g/cm <sup>2</sup> )		0.13 ± 0.1	1.14 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de detonacion (m/s)	confinado (*)	5800 ±300	5700 ±300	5500 ±300
	sin confinar (**)	4500 ±300	4400 ±300	4200 ±300
Presion de detonacion (kbar)		95	93	88
Energia (kcal/Kg)		785	920	1010
Volumen normal de gases(l/kg)		920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)		87	102	112
Potencia relativa en Volumen (%) (***)		120	142	159
Sensibilidad al fulminante		N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente

Fuente: Famesa explosivos

\* Velocidad de detonación en tubo de 1 1/2 pulgadas de diámetro

\*\* Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro

\*\*\* Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100

#### **4.3 Estudio geomecánico de la mina Pomarani - Cx 200 NV 4925**

##### **4.3.1 Litología y mineralización.**

En base a investigaciones geomecánicas de campo (registro geomecánico de excavaciones subterráneas y afloramientos rocosos en superficie, ensayos de mecánica de rocas y descripción petrográfica macroscópica) realizadas en las estructuras mineralizadas y su entorno físico se exponen las siguientes litologías:

- Las rocas encajonantes de la estructura mineralizada en Mina Pomarani presenta “pizarras oscuras intercaladas con niveles delgados de cuarcitas”, los cuales presumiblemente se habrían formado en un ambiente de llanuras de marea (tidal flats) como estructuras tipo "lenticular bedding, flaser bedding y wave bedding" (estructuras sedimentarias caracterizadas por la alternancia de capas onduladas de arena y lodo).
- La estructura mineralizada en la mina “Pomarani”, se presentan en “pizarras oscuras intercaladas con niveles delgados de cuarcitas”, secuencias de “esquistos de textura porfidoblástica" y "esquistos micáceos" con minerales de "moscovita, cuarzo, sericita y clorita" afectados por un metamorfismo de tipo "epizonal" intercalados con niveles de areniscas. La mineralización se constituye por “vetas de cuarzo, cuarzo lechoso, pirita, pirita oquerosa, arsenopirita y pirrotita”.

##### **4.3.2 Agua subterránea.**

El efecto más importante del agua en la masa rocosa es la reducción de la resistencia al esfuerzo de corte en discontinuidades, el cual ocurre a consecuencia de las presiones

del agua en los poros. En las inspecciones realizadas en campo en mina Pomarani se puede deducir que en la zona de interés no se observan rasgos visibles del nivel freático; sin embargo, en base a características de permeabilidad “natural e inducida en las rocas” se puede afirmar que existen condiciones desfavorables (húmedo, mojado, goteo) a consecuencia del agua de infiltración.

#### **4.3.3 Meteorización.**

La meteorización, interpretada como “desintegración, descomposición y disgregación física-mecánica de la estructura rocosa” cercana a la superficie del terreno como consecuencia de su exposición a la acción de agentes exógenos (atmosféricos, fisicoquímicos y biológicos) afecta considerablemente a las masas rocosas en el área de interés a través del deterioro de la estructura rocosa, mostrando superficies de discontinuidades definidas como descompuestas (fallas-zonas de corte), muy meteorizadas, altamente meteorizadas, meteorizadas y ligeramente meteorizadas”.

#### **4.3.4 Análisis estereográfico de datos estructurales.**

Para el análisis estereográfico de datos estructurales (fallas y diaclasas) que involucran las masas rocosas asociadas a las estructuras mineralizadas y su entorno físico” en CPSAC, se ha considerado la información estructural (fallas y diaclasas) contenida en planos de labores (CPSAC), esta información ha sido procesada en el formato de orientación de discontinuidades estructurales como “Buzamiento/Dirección de buzamiento” (Anexo 1), diferenciando principalmente “fallas, pseudo-estratificaciones, diaclasas”. Estos datos de discontinuidades estructurales, se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular empleando el programa de cómputo “DIPS, versión 6.103 de Rocscience”, cuyos resultados se muestran en la tabla 1 y figuras 1-4.

Tabla 18  
Sistema de continuidades estructurales

TIPO DE ESTRUCTURA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL *			
	D1	D2	D3	D3
Diaclasas	74/075	21/238	79/332	43/286
TIPO DE ESTRUCTURA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL *			
	F1	F2	F3	F3
Fallas	82/156	79/332	70/067	

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

PROYECCIÓN ESTEREOGRÁFICA DE DIACLASAS y FALLAS

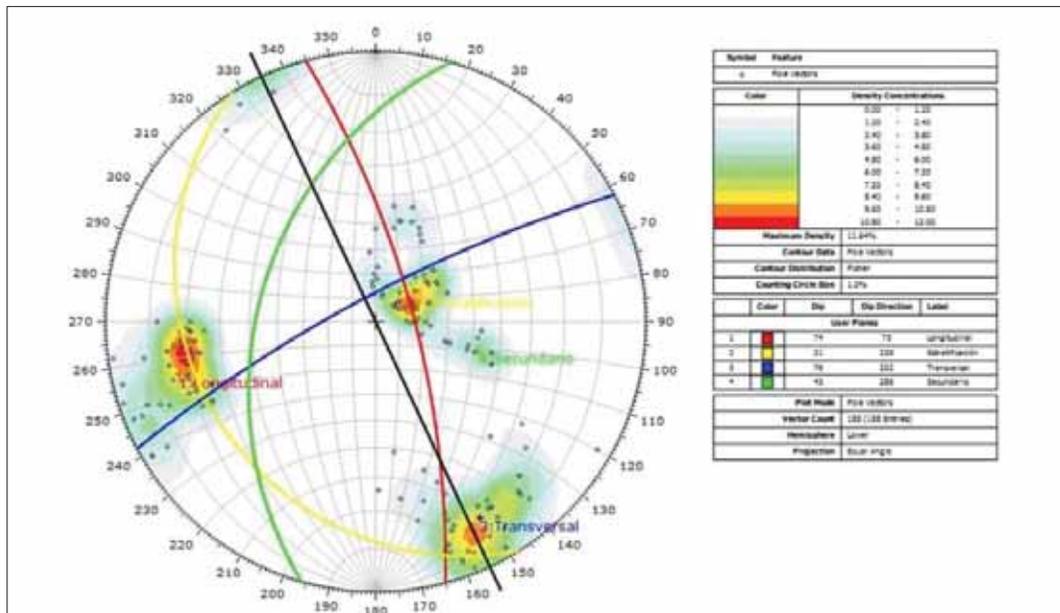


Figura 28: Diagrama de planos principales de diaclasas, mina Pomarani.

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

Los resultados del proceso de datos estructurales, mostrados en la tabla 18 y figura 31, constituyen información válida para estimar la “dirección de esfuerzos principales, orientación de ejes preferenciales de minado, el análisis de estabilidad estructuralmente controlada, definir y dimensionar el sostenimiento” en función a las dimensiones de las excavaciones y el arreglo estructural que presenta la masa rocosa.

#### 4.3.5 Clasificación geomecánica.

El proceso de clasificación geomecánica de la masa rocosa implica “analizar e interpretar” información desarrollada en etapas previas, usando el sistema de “Clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana el 2000”. Los valores de resistencia a compresión de la roca fueron estimados usando “martillo de rebote y picota de geólogo”, los valores del índice de calidad de roca “R.Q.D.” fueron determinados mediante el registro volumétrico de diaclasas utilizando la relación propuesta por Palmstrom “ $RQD=110-2.5J_v$ ,  $J_v$ : Número de discontinuidades/m<sup>3</sup>”.

Según información obtenida en campo, se ha determinado la calidad de masa rocosa usando el sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski-1989, modificada por Romana-2000, con adaptaciones de GLSA, definiendo dominios geomecánicos en rangos de calidad según el criterio mostrado en la tabla 2.

Tabla 19  
*Criterio para clasificación geomecánica.*

TIPO DE ROCA	RANGO "RMR"	CLASIFICACION "RMR"
I	81 - 100	Muy Buena
II	71 - 80	Buena A
	61 - 70	Buena B
III	51 - 60	Regular A
	41 - 50	Regular B
IV	31 - 40	Mala A
	21 - 30	Mala B
V	< 21	Muy Mala

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

Nota: Clasificación “RMR”, según Romana 2000, con adaptaciones de GLSA para fines del informe en CPSAC

La clasificación geomecánica de la masa rocosa para propósitos de este informe en el área de interés, se obtiene del “proceso, análisis e interpretación” de información litológica estructural registrada por GLSA e información proporcionada por CPSAC.

Los resultados del proceso de clasificación geomecánica en este informe se expresan en términos del RMR. En los siguientes párrafos se presenta el resumen de las características “litológicas, estructurales y geomecánicas” que definen a los dominios conceptuados en áreas de interés.

#### **4.3.6 Zonificación geomecánica.**

Para la utilización lógica de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es imprescindible que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

A razón de esto, el personal de Cori Puno ha realizado la zonificación geomecánica del yacimiento Pomarani, la cual es mostrada en el Anexo 3. En este plano se puede apreciar que el mayor porcentaje de calidad de masa rocosa es Regular (IIIA) y Regular (IIIB) Se observa que hay pequeños sectores donde la calidad es superior inferior variando desde calidad Mala (IV) hasta Buena (II).

#### **4.3.7 Propiedades de resistencia.**

*Masa rocosa.* - Para evaluar las propiedades de resistencia en la masa rocosa, se ha realizado el tratamiento estadístico a resultados de cálculos obtenidos aplicando los criterios de "Hoek & Brown: 2002-2006; Serafín & Pereyra: 1983, Karzulovic: 1999, Kalamaras-Bieniawski; Aydan-Ulusay-Kawamoto, Sen-Sadagh", resultados de ensayos de mecánica de suelos y mecánica de rocas realizados en “Campo y Laboratorio” según procedimientos sugeridos por "I.S.R.M." y Normas "A.S.T.M.". En la tabla Nro.20 se muestra el resumen de las propiedades de resistencia en la masa rocosa para fines del informe.

Tabla 20  
Propiedades de resistencia en la masa rocosa.

CALIDAD DE MASA ROCOSA					PROPIEDADES GEOMECANICAS DE LA MASA ROCOSA*										
MINA	UBICACIÓN	DOMINIO	RMR	GSI	Peso específico (MN/m <sup>3</sup> )	$\sigma_{ci}$	$m_i$	$m_b$	$s$	$a$	$\sigma_M$ (Mpa)	E (Mpa) Young	Poisson	Angulo de fricción $\phi$ (°)	C (Mpa)
MINA POMARANI	ROCAS ENCAJONANTES DE ESTRUCTURA	6	65	60	0.0272	E0	13.3	1.23	0.0023	0.503	34.7	15516	0.23	37	5.1
		7	55	50	0.0271	82	12.82	0.65	0.0005	0.506	19.1	10559	0.25	34	5.9
		8	45	40	0.0271	56	8.58	0.24	0.0001	0.511	10.3	4183	0.28	28	1.79
		9	35	30	0.027	41	8.27	0.13	0.00002	0.522	5.3	2216	0.3	25	1.01
		10	25	20	0.0269	26	8.1	0.07	0.00001	0.544	2.3	1153	0.33	22	0.47
	ESTRUCTURA MINERALIZADA	11	55	50	0.0271	79	12.82	0.07	0.0005	0.506	18.8	10508	0.25	34	5.88
		12	45	40	0.0271	58	8.58	0.24	0.0001	0.511	10.4	4209	0.28	28	1.8
		13	35	30	0.027	44	8.27	0.13	0.00002	0.522	5.4	2242	0.3	25	1.03
		14	25	20	0.0269	27	8.1	0.07	0.00001	0.544	2.3	1158	0.33	22	0.47

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

Nota: Las propiedades de resistencia de los dominios geomecánicos se han obtenido mediante el tratamiento estadístico a los resultados de cálculos realizados aplicando los criterios de “Hoek y Brown: 2002 – 2006; 1983, Karzulovic: 1999, Kalamarca-Bienawski; Aydan-Ulusay-Kawamiti, Sen-Sadagh”, Ensayos de mecánica de Rocas en campo y laboratorio según procedimientos por “ISRM” Y Normas “ASTM”.

Los resultados mostrados en la tabla 3, son propiedades físicas-mecánicas que caracterizan a los dominios geomecánicos conceptuados en CPSAC.

#### 4.3.8 Estado tensional.

La masa rocosa en profundidad está sometida a una serie de esfuerzos resultantes de múltiples factores:

- Carga litostática sobre yacente (caso puramente geo-estático).
- Esfuerzos de origen tectónico-residual, sismológico y carga litostática sobre yacente (caso no geoestático)

Independientemente del caso (geoestático o no geoestático) al realizar excavaciones en masas rocosas sometidas a un estado de esfuerzos pre-existentes (esfuerzos pre-minado) se van a generar un desequilibrio en el estado tensional, el cual resulta en un

nuevo estado de esfuerzos (esfuerzos inducidos) en el entorno físico de las excavaciones, cuya “magnitud y orientación” es necesario evaluar el estado tensional. Evaluar el estado tensional en la masa rocosa, entre otros aspectos implica definir la “magnitud y orientación” del tensor de esfuerzos principales; para este propósito existen diversas metodologías.

A. Orientación de esfuerzos. - Para estimar la orientación de esfuerzos principales en la zona de interés, se parte de la Hipótesis de ocurrencia de fallas conjugadas. Esta Hipótesis postula que la orientación de los esfuerzos principales a nivel local (p.e: Mina) en alguna medida están controladas estructuralmente por las fallas principales, en base a resultados del análisis estereográfico de datos estructurales (ver tabla 18 y figura 31), se obtiene un par estereográfico conformado por los sistemas que denominaremos sistemas conjugados 1-2 asociados al control estructural y usando la técnica de proyección estereográfica equiangular en el hemisferio inferior se determina la orientación conceptual del tensor de esfuerzos principales ( $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ , y  $\sigma_3$ ) cuyos resultados se resumen en la tabla Nro.21.

Tabla 21: *Orientación de esfuerzos principales*

MINA	ORIENTACION DE ESFUERZOS PRINCIPALES *		
	ID	TREND	PLUNGE
POMARANI	$\sigma_1$	45	83
	$\sigma_2$	245	7
	$\sigma_3$	155	2

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

En la figura Nro.32, se muestran los resultados de la estimación conceptual de la orientación de los esfuerzos principales asociados a las zonas de interés.

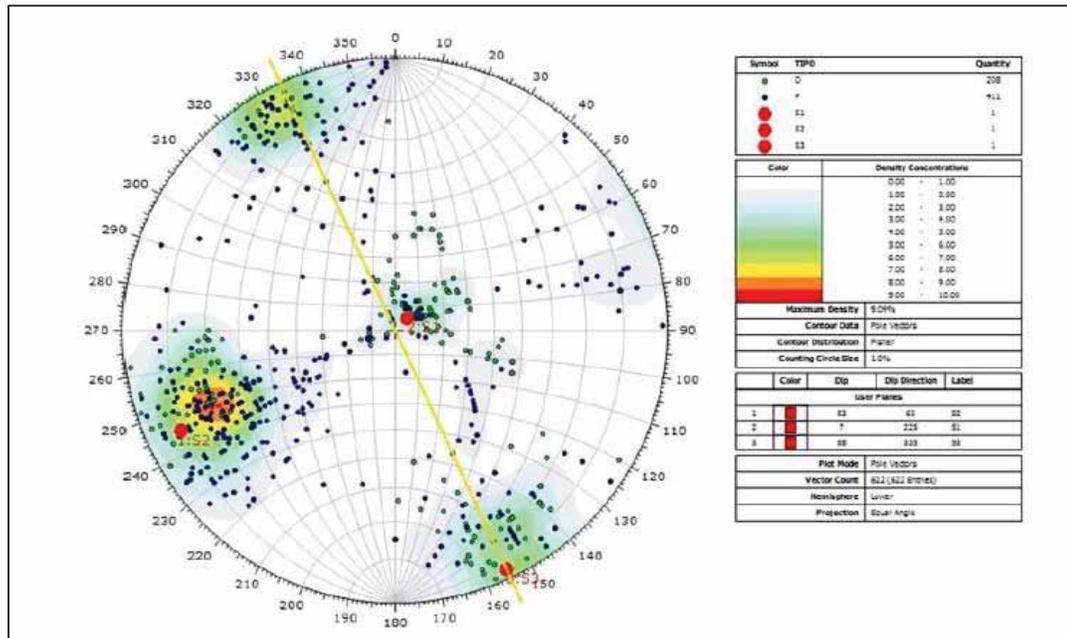


Figura 29: Diagrama estereográfico de esfuerzos principales, Mina Pomarani

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

Magnitud de esfuerzos. - Como indica en el acápite 4.4.9, para estimar la magnitud de esfuerzos principales se ha tomado como base algunas tendencias del comportamiento tectónico andino en la región y mediante aplicación de los criterios de “Sheorey-1994 e Hipótesis de Fallas Conjugadas” se estima la constante de transmisión de esfuerzos (K) y la orientación del tensor de esfuerzos pre-minado para fines del informe cuyos resultados se resumen en la tabla 22.

Tabla 22

*Magnitud de esfuerzos principales.*

MAGNITUD DE ESFUERZOS PRINCIPALES			
ESFUERZOS	MINA POMARANI		
Peso específico (TN/m <sup>3</sup> )	2.7		
Modulo de elasticidad MR(Gpa)	10.51		
Masa rocosa representativa de zona	III- A		
Profundidad media (m)	100	150	200
Constante de transmision de esfuerzos (K)	1.06	0.81	0.69
Esfuerzo maximo (Mpa)..... $\sigma_1$	2.7	4.1	5.4
Esfuerzo medio (Mpa)..... $\sigma_2$	2.8	3.7	4.6
Esfuerzo minimo (Mpa)..... $\sigma_3$	2.9	3.3	3.7

Fuente: Area de Planeamiento – Cori Puno SAC, (Empresa consultora geomecánica latina S.A.)

Nota: Para estimar la magnitud de esfuerzos principales, se considera que en toda su extensión la masa rocosa estará sometida a condiciones de esfuerzo-deformación CONSTANTES (caso geo-estático).

La información mostrada en las tablas 18, 20-21 y figuras 31-32, constituyen la base de datos estructural para el análisis de estabilidad estructuralmente controlada (AEEC).

#### 4.4 Tabla GSI

El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown.

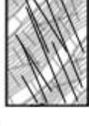
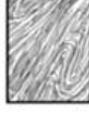
 Cori Puno S.A.C. <b>CARTILLA GEOMECAÁNICA</b> Versión 3 – Enero 2018		Condiciones superficiales rugosa, escalonada, fresca (BUENA)													
<table border="1"> <tr><td>70 - 85</td><td>I</td></tr> <tr><td>54 - 70</td><td>II</td></tr> <tr><td>47 - 54</td><td>III - A</td></tr> <tr><td>40 - 47</td><td>III - B</td></tr> <tr><td>25 - 40</td><td>IV</td></tr> <tr><td>&lt;25</td><td>V</td></tr> </table>		70 - 85	I	54 - 70	II	47 - 54	III - A	40 - 47	III - B	25 - 40	IV	<25	V	Solo se astilla con golpes de picota o barretilla. Se rompe con varios golpes de picota.	
70 - 85	I														
54 - 70	II														
47 - 54	III - A														
40 - 47	III - B														
25 - 40	IV														
<25	V														
Composición y Estructura		Rugosa, levemente meteorizada (REGULAR)													
 <p><b>FRACTURADA (F)</b> BLOQUES DE GRAN ESPESOR O ESTRATOS GRUESOS. FORMADOS POR 2 O 3 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (RQD: 51 - 75) (6 A 12 FRACT/METRO)</p>	I	II	N/A												
 <p><b>MUY FRACTURADA (MF)</b> ESTRATOS GRUESOS CON ESTRATOS FINOS INTERCALADOS. 3 O 4 FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (12 A 20 FRACT/METRO)</p>	III - A	III - B	IV												
 <p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</b> ESTRATOS FINOS CON MUCHAS DISCONTINUIDADES FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS (RQD &lt; 25) (MÁS DE 20 FRACT/METRO)</p>	IV	V													
 <p><b>TRITURADA (T)</b> TECTONICAMENTE DISTORSIONADA, INTENSAMENTE PLEGADA CON ESTRUCTURAS ROTAS Y FRACTURADAS DENTRO DE ELLA (SIN RQD)</p>	N/A		V												
		Lisa, moderadamente meteorizada (POBRE)													
		Se rompe con dos o tres golpes de picota.													
		Lisa, moderadamente meteorizada (POBRE)													
		Se indenta superficialmente, se puede rasgar con una navaja de bolsillo.													
		Muy lisa, con relleno arcilloso (MUY POBRE)													
		Se indenta profundamente con la picota se puede rasgar con la uña													

Figura 30: Cartilla geomecánica - Cori Puno SAC.

Fuente: Área de planeamiento- Geomecánica Cori Puno SAC.

#### 4.5 Diseño de perforación y voladura

Para nuestro diseño de malla de perforación y voladura utilizaremos en algoritmo de Roger Holmberg que involucra en sus cálculos características geomecánicas como, el RMR, GSI, RQD, la resistencia a la compresión uniaxial y la resistencia a la tensión, cuyos cálculos son para secciones mayores las cuales se deben de perforar con jumbo electro hidráulico, en nuestro caso se aplicará en labores de preparación y desarrollo Cx 200 y como también en cámaras de acumulación, etc.

*Para realizar los Cálculos de diseño consideramos los parámetros de roca:*

- ✓ RQD (Rock Quality Designation)
- ✓ RMR (Rock Mass Rating)
- ✓ GSI (Geological Strength Index)
- ✓ Densidad de roca
- ✓ Factor de carga Suecia (C)
- ✓ Coeficiente de roca (C)

*Parámetros controlables:*

- ✓ Cartuchos de emulsión (FAMESA): emulnor de 1000 (1 1/2 x 12) y emulnor de 3000 de (1 1/2 x 12)
- ✓ También se considera diámetro de taladros de producción de 0.045 metros, taladros de alivio con diámetro de 0.102 metros.

#### 4.6 Cálculo del diseño de perforación y voladura para la estandarización del Crucero 200.

##### 4.6.1 Cálculo del área de la sección del Crucero 200 (m<sup>2</sup>).

$$\text{Area}(S) = \left( \frac{\pi * r^2}{2} \right) + (r * (A - (2 * r))) + (A * (H - r)) \quad \text{Ec. (96)}$$

$$\text{Area}(S) = \left( \frac{\pi * 1.3^2}{2} \right) + (1.3 * (4 - (2 * 1.3))) + (4 * (4 - 1.3))$$

$$\text{Area}(S) = 15.27 \text{ m}^2.$$

Donde:

$$S = 15.27 \text{ m}^2.$$

$$A = 4 \text{ m.}$$

$$H = 4 \text{ m.}$$

$$r = 1.3 \text{ m.}$$

$$\pi = 3.1416 \text{ m.}$$

#### 4.6.2 Cálculo del perímetro del Crucero 200 (m).

$$\text{Perimetro } (P) = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r) \quad \text{Ec. (97)}$$

$$\text{Perimetro } (P) = (3.1416 * 1.3) + 2(4 - 1.3) + 2(4 - 1.3)$$

Donde:

$$P = 14.88 \text{ m.}$$

$$A = 4 \text{ m.}$$

$$H = 4 \text{ m.}$$

$$r = 1.3 \text{ m.}$$

$$\pi = 3.1416 \text{ rad.}$$

#### 4.6.3 Cálculo de numero de taladros según la sección:

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{P}{Dt}\right) + (C * S) \quad \text{Ec. (98)}$$

$$N^{\circ}_{\text{Taladros}} = \left(\frac{14.88}{0.625}\right) + (1.5 * 15.27)$$

Donde:

$$N_{\text{Taladros}} = 46 \text{ taladros.}$$

$$P = 15.27 \text{ m.}$$

$$Dt = 0.625 \text{ m.}$$

$$C = 1.25 \text{ m.}$$

$$S = 15.27 \text{ m}^2.$$

#### 4.6.4 Cálculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio ( $\emptyset_2$ ):

$$\emptyset_2 = \emptyset_1 * \sqrt{N} \quad \text{Ec. (99)}$$

$$\emptyset_2 = 0.102 * \sqrt{5}$$

Donde:

$$\emptyset_2 = 0.228 \text{ m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.102 \text{ m.}$$

$$N = 5 \text{ Unidades.}$$

*Calculamos la longitud del taladro. Según el diámetro equivalente " $\emptyset_2$ ":*

$$L_e = 015 + 34.1(\emptyset)_2 - 39.4(\emptyset_2)^2 \quad \text{Ec. (100)}$$

$$L_e = 015 + 34.1(0.228) - 39.4(0.228)^2$$

Donde:

$$L_e = 5.88 \text{ m.}$$

$$\emptyset_2 = 0.228 \text{ m.}$$

*Calculamos longitud de avance requerido por disparo " $L$ ":*

$$L = 0.95 * H_{\text{Longitud de barra efectiva}} \quad \text{Ec. (101)}$$

$$L = 0.95 * 3.35$$

Donde:

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$H_{\text{LBE}} = 3.35 \text{ m.}$$

#### 4.6.5 Calculamos error de perforación " $\Psi$ ":

Para caso  $\geq 1\%$ .

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad \text{Ec. (102)}$$

$$\Psi = (0.015 * 3.20) + 0.02$$

Donde:

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\alpha = 0.015 \text{ m/m}$$

$$e = 0.02 \text{ m/m}$$

#### 4.6.6 Cálculo para el diseño de arranque – primer cuadrante

Calculamos burden equivalente “ $B_e$ ”, para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca se toma la ecuación Nro. 15.

$$B_{e \max} = 1.7 * \phi_2 \quad \text{Ec.( 103)}$$

$$B_{e \max} = 1.7 * 0.228$$

Donde:

$$B_{e \max} = 0.39 \text{ m.}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m.}$$

##### 1) Cálculo de “ $B_{p1}$ ” burden práctico.

$$B_{p1} = (B_{e \max} - \psi) * k \quad \text{Ec.( 104)}$$

$$B_{p1} = (0.39 - 0.07) * 1.129$$

Donde:

$$B_{p1} = 0.35 \text{ m.}$$

$$B_{e \max} = 0.39 \text{ m.}$$

$$\Psi = 0.07 \text{ m.}$$

K = factor de adecuación a nuestro diseño

##### 2) Calculamos longitudes de $X_a$ y $X_b$ , para cálculo de ancho de abertura “ $A_{h1}$ ”:

$$X_a = X_b = B_{p1} \quad \text{Ec.( 105)}$$

$$X_a = X_b = 0.35$$

Donde:

$$X_a = X_b = 0.35 \text{ m.}$$

$$\varnothing_2 = 0.228 \text{ m.}$$

$$B_{p1} = 0.32 \text{ m.}$$

3) *Cálculo de ancho de abertura “A<sub>h1</sub>”:*

$$A_{h1} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2} \quad \text{Ec.( 106)}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.35^2 + 0.35^2}$$

Donde:

$$A_{h1} = 0.49 \text{ m.}$$

$$X_a = X_b = 0.35 \text{ m.}$$

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

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * \text{TAN}\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{0.3}}} \quad \text{Ec.( 107)}$$

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.70 * \text{TAN}\left(\frac{55 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 65}{3.3}}}$$

Donde:

$$C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

$$P_{roca} = 2.70 \text{ Ton/m}^3.$$

$$GSI = 55$$

$$RQD = 65$$

5) *Calculamos la constante de roca “C” sueco por la siguiente formula:*

$$C = 0.88784 * (C.E.) + 0.052 \quad \text{Ec.( 108)}$$

$$C = 0.88784 * (0.427) + 0.052$$

Donde:

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

**6) 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:

$$A_{F \text{ roca}} = 96.667 * (C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * (C.E.) - 4.41 \quad \text{Ec.( 109)}$$

$$A_{F \text{ roca}} = 96.667 * (0.427)^3 - 138.5 * (0.427)^2 + 75.883 * (0.427) - 4.41$$

Donde:

$$A_{F \text{ roca}} = 10.27 \text{ cm.}$$

$$C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

**7) Cálculo de los factores complementarios índice de volabilidad de Lilly “ $B.I.$ ”:**

$$B.I. = \frac{C.E.}{0.004} \quad \text{Ec.( 110)}$$

$$B.I. = \frac{0.427}{0.004}$$

Donde:

$$B.I. = 106.75$$

$$C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

$$0.004 = \text{Constante}$$

**Cálculo de factor de energía “ $F.E.$ ”:**

Se calcula de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$F.E = 30 * (C.E.) \quad \text{Ec.( 111)}$$

$$F.E = 30 * (0.427)$$

Donde:

$$F.E. = 12.81 \text{ MJ/ton.}$$

$$C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

**8) Cálculo de la densidad de carga en el primer cuadrante “q<sub>1</sub>”:**

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$q_1 = 55 * \phi_0 * \left(\frac{B_e}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right) \quad \text{Ec.( 112)}$$

$$q_1 = 55 * 0.045 * \left(\frac{0.39}{0.228}\right)^{1.5} * \left(0.39 - \frac{0.228}{2}\right) * \left(\frac{0.43}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.02}\right)$$

Donde:

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$\phi_0 = 0.045 \text{ m.}$$

$$\phi_2 = 0.228 \text{ m.}$$

$$B_e = 0.39 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

PRP= 1.02 Emulnor de 3000 (1 ¼ \* 12)

**9) Cálculo de la longitud de taco con la ecuación:**

$$L_{taco} = (10 * \phi_1) \quad \text{Ec.( 113)}$$

$$L_{taco} = (10 * 0.045)$$

Donde:

$$L_{taco} = 0.45 \text{ m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

**10) Cálculo de (L<sub>c</sub>) longitud de carga en el arranque:**

$$L_c = L - L_{Taco} \quad \text{Ec.( 114)}$$

$$L_c = 3.20 - 0.45$$

Donde:

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$L_{taco} = 0.40 \text{ m.}$$

### 11) Cálculo de N° de cartuchos / taladro en el arranque

Se calcula con la siguiente ecuación:

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_0 * l_{carga}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec. (115)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.61 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 11 \text{ unidades.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

### 12) Cálculo de la masa explosiva “ $Q_e$ ” utilizado por taladro en el arranque.

$$Q_e = q_1 * L_{carga} \quad \text{Ec. (116)}$$

$$Q_e = 1.61 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e = 4.43 \text{ kg/tal}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

### 13) Cálculo de la predicción de fragmentación “ $X$ ” por el método Kuz Ram.

$$X = A * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec. (117)}$$

$$X = A * (0.427)^{0.8} * (4.43)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{102}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Donde:

$$X = 7.19 \text{ cm.}$$

$$A_{F \text{ roca}} = 10.27$$

$$PRP = 1.02 \text{ Emulnor de 3000 (1 } \frac{1}{2} * 12)$$

$$K = C.E. = 0.427 \text{ kg/m}^3.$$

#### 4.6.7 Cálculos para el 2º cuadrante

##### 1) Cálculo de burden “ $B_{max 2}$ ” en el 2º cuadrante.

$$B_{max 2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h1} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 118)}$$

$$B_{max 2} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.49 * 1.61 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

Donde:

$$B_{max 2} = 0.57 \text{ m.}$$

$$A_{h1} = 0.49 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

##### 2) Cálculo de “ $B_{p2}$ ” en el 2º cuadrante.

$$B_{p2} = (B_{Max 2} - \psi) * k \quad \text{Ec.( 119)}$$

$$B_{p2} = (0.46 - 0.07) * 0.73$$

Donde:

$$B_{p2} = 0.30 \text{ m.}$$

$$B_{max 2} = 0.57 \text{ m.}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

0.73 = Factor de adecuación a nuestro diseño

##### 3) Calculamos longitud de $X_c$ y $X_d$ de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$X_c = X_d = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2} \quad \text{Ec.( 120)}$$

$$X_c = X_d = \frac{0.49}{2} + 0.30$$

Donde:

$$X_c = X_d = 0.55 \text{ m.}$$

$$A_{h1} = 0.49 \text{ m.}$$

$$B_{p2} = 0.30 \text{ m.}$$

**4) Cálculo de ancho de abertura del 2º cuadrante**

$$A_{h2} = \sqrt{X_c^2 + X_d^2} \quad \text{Ec.( 121)}$$

$$A_{h2} = \sqrt{0.55^2 + 0.55^2}$$

Donde:

$$A_{h2} = 0.78 \text{ m.}$$

$$X_c = X_d = 0.55 \text{ m.}$$

**5) Cálculo de densidad de carga en el 2º cuadrante.**

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

$$q_2 = \frac{32.3 * \phi_1 * C * B_{\max 2}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{\max 2}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 122)}$$

$$q_2 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.43 * 0.57}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{0.49}{2 * 0.57}))^{1.5}}$$

Donde:

$$q_2 = 1.29 \text{ kg/m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$B_{\max 2} = 0.57 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$A_{h1} = 0.49 \text{ m.}$$

6) *Cálculo de N<sup>0</sup> de cartuchos por taladro en el 2<sup>0</sup> cuadrante.*

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_2 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 123)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.29 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^0_{\text{DE CARTUCHOS}} = 9 \text{ unidades}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

7) *Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 2<sup>0</sup> cuadrante.*

$$Q_{e2} = q_2 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 124)}$$

$$Q_{e2} = 1.29 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e2} = 3.55 \text{ kg/tal}$$

$$q_2 = 1.29 \text{ kg/m.}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

#### 4.6.8 Cálculo para el 3<sup>0</sup> cuadrante

1) *Diseño y cálculo de burden “ B<sub>max 3</sub> ” en el 3<sup>0</sup> cuadrante*

$$B_{\text{max 3}} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h2} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 125)}$$

$$B_{\text{max 3}} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{0.78 * 1.61 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

Donde:

$$B_{\text{max 3}} = 0.72 \text{ m.}$$

$$A_{h2} = 0.78 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

**2) Cálculo de “ $B_{p3}$ ” en el 3º cuadrante.**

$$B_{p3} = (B_{Max\ 3} - \psi) * k \quad \text{Ec. (126)}$$

$$B_{p3} = (0.60 - 0.08) * 0.67$$

Donde:

$$B_{p3} = 0.45 \text{ m.}$$

$$B_{max\ 3} = 0.72 \text{ m.}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

0.67 = factor de adecuación a nuestro dise;o

**3) Calculamos longitudes de  $X_e$  y  $X_f$ :**

$$X_e = X_f = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3} \quad \text{Ec. (127)}$$

$$X_e = X_f = \frac{0.78}{2} + 0.45$$

Donde:

$$X_e = X_f = 0.84 \text{ m.}$$

$$A_{h2} = 0.78 \text{ m.}$$

$$B_{p3} = 0.45 \text{ m.}$$

**4) Cálculo de ancho de abertura en el 3º cuadrante:**

$$A_{h3} = \sqrt{X_e^2 + X_f^2} \quad \text{Ec. (128)}$$

$$A_{h3} = \sqrt{0.84^2 + 0.84^2}$$

Donde:

$$A_{h3} = 1.19 \text{ m.}$$

$$X_e = X_f = 0.84 \text{ m.}$$

5) *Cálculo de densidad de carga en el 3º cuadrante.*

$$q_3 = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C * B_{\max 3}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h2}}{2 * B_{\max 3}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 129)}$$

$$q_3 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.43 * 0.72}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{0.78}{2 * 0.72}))^{1.5}}$$

Donde:

$$q_3 = 1.19 \text{ kg/m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$B_{\max 3} = 0.72 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$A_{h2} = 0.78 \text{ m.}$$

6) *Cálculo del Nº de cartuchos por taladro en el 3º cuadrante*

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_3 * L_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 130)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.19 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{DE CARTUCHOS}} = 8 \text{ unidades}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_3 = 1.19 \text{ kg/m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

7) *Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 3º cuadrante*

$$Q_{e3} = q_3 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 131)}$$

$$Q_{e3} = 1.19 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e2} = 3.27 \text{ kg/tal}$$

$$q_2 = 1.19 \text{ kg/m.}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

#### 4.6.9 Cálculo para el 4<sup>o</sup> cuadrante

##### 1) Diseño y cálculo de burden “ $B_{\text{max } 4}$ ” en el 4<sup>o</sup> cuadrante

$$B_{\text{max } 4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h3} * q_1 * RWS_{\text{ANFO}}}{\emptyset_1 * C}} \right) \quad \text{Ec. (132)}$$

$$B_{\text{max } 4} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{1.19 * 1.61 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

Donde:

$$B_{\text{max } 4} = 0.89 \text{ m.}$$

$$A_{h3} = 1.19 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.02$$

##### 2) Cálculo de “ $B_{p4}$ ” en el 4<sup>o</sup> cuadrante

$$B_{p4} = (B_{\text{Max } 4} - \psi) * K \quad \text{Ec. (133)}$$

$$B_{p4} = (0.78 - 0.08) * 0.74$$

Donde:

$$B_{p4} = 0.60 \text{ m.}$$

$$B_{\text{max } 4} = 0.89 \text{ m.}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

0.09 = factor de adecuación a nuestro diseño

3) *Calculamos longitudes de  $X_g$  y  $X_h$ :*

$$X_g = X_h = \frac{A_{h3}}{2} + B_{p4} \quad \text{Ec.( 134)}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.19}{2} + 0.60$$

Donde:

$$X_g = X_h = 1.20 \text{ m.}$$

$$A_{h3} = 1.19 \text{ m.}$$

$$B_{p4} = 0.60 \text{ m.}$$

4) *Cálculo de ancho de abertura en el 4º cuadrante*

$$A_{h4} = \sqrt{X_g^2 + X_h^2} \quad \text{Ec.( 135)}$$

$$A_{h4} = \sqrt{1.20^2 + 1.20^2}$$

Donde:

$$A_{h4} = 1.70 \text{ m.}$$

$$X_g = X_h = 1.20 \text{ m.}$$

5) *Cálculo de densidad de carga en el 4º cuadrante.*

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

$$q_4 = \frac{32.3 * \phi_1 * C * B_{\max 4}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h3}}{2 * B_{\max 4}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 136)}$$

$$q_4 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.43 * 0.89}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{1.19}{2 * 0.89}))^{1.5}}$$

Donde:

$$q_4 = 1.14 \text{ kg/m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$B_{\max 4} = 0.89 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$A_{h3} = 1.19 \text{ m.}$$

**6) Cálculo del N<sup>0</sup> de cartuchos por taladro en el 4<sup>o</sup> cuadrante**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_4 * l_{carga}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 137)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.14 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^0_{\text{DE CARTUCHOS}} = 8 \text{ unidades}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_4 = 1.14 \text{ kg/m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**7) Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 4<sup>o</sup> cuadrante.**

$$Q_{e4} = q_4 * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 138)}$$

$$Q_{e4} = 1.14 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e4} = 3.14 \text{ kg/taladro}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_4 = 1.14 \text{ kg/m.}$$

**4.6.10 Calculo para el 5<sup>o</sup> cuadrante**

**1) Diseño y cálculo de burden “B<sub>max 5</sub>” en el 5<sup>o</sup> cuadrante**

$$B_{\text{max } 5} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{A_{h4} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right) \quad \text{Ec.( 139)}$$

$$B_{\text{max } 5} = 0.088 * \left( \sqrt{\frac{1.70 * 1.61 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

Donde:

$$B_{\max 5} = 1.06 \text{ m.}$$

$$A_{h4} = 1.43 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

### 2) Cálculo de “ $B_{p5}$ ” en el 5º cuadrante

$$B_{p5} = (B_{Max 5} - \psi) * K \quad \text{Ec.( 140)}$$

$$B_{p5} = (1.06 - 0.08) * 0.87$$

Donde:

$$B_{p5} = 0.85 \text{ m.}$$

$$B_{\max 5} = 1.06 \text{ m.}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

### 3) Calculamos longitudes de $X_i$ y $X_j$ :

$$X_i = X_j = \frac{A_{h4}}{2} + B_{p5} \quad \text{Ec.( 141)}$$

$$X_i = X_j = \frac{1.70}{2} + 0.85$$

Donde:

$$X_i = X_j = 1.70 \text{ m.}$$

$$A_{h5} = 2.4 \text{ m.}$$

$$B_{p5} = 0.85 \text{ m.}$$

### 4) Cálculo de ancho de abertura en el 5º cuadrante

$$A_{h5} = \sqrt{X_i^2 + X_j^2} \quad \text{Ec.( 142)}$$

$$A_{h5} = \sqrt{1.70^2 + 1.70^2}$$

Donde:

$$A_{h5} = 2.08 \text{ m.}$$

$$X_i = X_j = 1.47 \text{ m.}$$

**5) Cálculo de densidad de carga en el 5º cuadrante.**

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

$$q_5 = \frac{32.3 * \phi_1 * C * B_{\max 5}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h4}}{2 * B_{\max 5}}))^{1.5}} \quad \text{Ec.( 143)}$$

$$q_5 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.43 * 1.06}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{1.70}{2 * 1.06}))^{1.5}}$$

Donde:

$$q_5 = 1.11 \text{ kg/m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$B_{\max 5} = 1.06 \text{ m.}$$

$$C = 0.43 \text{ kg/m}^3.$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$A_{h4} = 1.70 \text{ m.}$$

**6) Cálculo del N<sup>0</sup> de cartuchos por taladro en el 5º cuadrante**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_5 * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 144)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.11 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^0_{\text{DE CARTUCHOS}} = 8 \text{ unidades}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_5 = 1.11 \text{ kg/m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.520 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

7) *Cálculo de masa explosiva utilizado por taladro en el 5<sup>o</sup> cuadrante.*

$$Q_{e5} = q_5 * L_{Carga} \quad \text{Ec.( 145)}$$

$$Q_{e5} = 1.11 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e5} = 3.05 \text{ kg/taladro}$$

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m.}$$

$$q_5 = 1.11 \text{ kg/m.}$$

**4.6.11 Cálculo de la constante de roca “ C' ” .**

Es la corrección de la constante de roca Suecia y se calcula a través de los siguientes parámetros:

$$C' = (C + 0.05), \text{ para cuando } B_{\text{ultimo cuadrante}} > 1.4 \text{ m} \quad \text{Ec.( 146)}$$

$$C' = (C + 0.07/B), \text{ para cuando } B_{\text{ultimo cuadrante}} < 1.4 \text{ m} \quad \text{Ec.( 147)}$$

$$C' = (0.43 + 0.07/1.06)$$

Donde

$$C' = 0.47$$

$$C = 0.43$$

$$B = 1.06, \text{ burden máximo del ultimo cuadrante}$$

**4.6.12 Calculo para taladros en ayuda de corona**

$$H_{Disp Tj(\downarrow)} = 0.64 * (H_{Tunel} - A_{h \text{ Ultimo cuad.}}) \quad \text{Ec.( 148)}$$

$$H_{Disp Tj(\downarrow)} = 0.64 * (4 - 2.40)$$

Donde:

$$H_{Disp.tj(\downarrow)} = 1.024 \text{ m.}$$

$$H_{\text{Alto del túnel.}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$A_{h \text{ ultimo cuad.}} = 2.40 \text{ m.}$$

**1) Cálculo de burden máximo para taladros de ayuda de corona**

$$B_{\max \text{ ay. corona}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right) \quad \text{Ec. (149)}$$

$$B_{\max \text{ ay. corona}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{1.61 * 1.02}{0.47 * 1.20 * 1.25}} \right)$$

Donde:

$$B_{\max \text{ ay. corona}} = 1.37 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$F = 1.20 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m.}$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3$$

**2) Cálculo del burden practico para taladros de ayuda de corona**

$$B_{p \text{ ay. corona}} = 0.51 * H_{\text{Disp. tj.}(\downarrow)} \quad \text{Ec. (150)}$$

$$B_{p \text{ ay. corona}} = 0.51 * 1.024$$

Donde:

$$B_{p \text{ ay. corona}} = 0.52 \text{ m.}$$

$$H_{\text{Disp.tj}(\downarrow)} = 1.024 \text{ m.}$$

**3) Cálculo de la longitud del segmento de los taladros de ayuda de corona**

$$L_{\text{Segm. ay. corona}} = 0.6533 * A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. (151)}$$

$$L_{\text{Segm. ay. corona}} = 0.6533 * 4$$

Donde:

$$L_{\text{Segm. ay. corona}} = 2.61 \text{ m.}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 4.0 \text{ m.}$$

#### 4) Cálculo de espaciamiento de taladros en ayuda de corona

$$S_{ay.corona} = 0.3333 * L_{segm. ay.corona} \quad \text{Ec.( 152)}$$

$$S_{ay.corona} = 0.3333 * 2.61$$

Donde:

$$S_{ay. corona} = 0.90 \text{ m.}$$

$$L_{Segm. ay. corona} = 2.61 \text{ m.}$$

#### 5) Cálculo de $N^0$ de taladros para ayuda de corona

$$N_{Tal ay. corona.} = \left( \frac{L_{Segm. ay. corona}}{S/B} \right) \quad \text{Ec.( 153)}$$

$$N_{Tal ay. corona.} = \left( \frac{2.61}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^0_{Tal. ay. corona.} = 4 \text{ unidades.}$$

$$L_{Segm. ay. corona} = 2.61 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.25$$

#### 6) Cálculo de ancho de abertura de ayuda de corona

$$A_{h Ay.corona} = L_{segm. ay.corona} \quad \text{Ec.( 154)}$$

$$A_{h Ay.corona} = 2.61 \text{ m.}$$

Donde:

$$A_{h Ay. corona.} = 2.61 \text{ m.}$$

$$L_{Segm. ay. corona} = 2.61 \text{ m.}$$

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

$$q_{6 Ay.Corona} = \frac{32.3 * \phi_1 * C' * B_{\max Ay. Corona}}{RWS_{ANFO} * \text{seno}(\text{arcotang.} \left( \frac{A_{h Ay. corona}}{2 * B_{\max 4}} \right)^{1.5}} \quad \text{Ec.( 155)}$$

$$q_{6 Ay.Corona} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.47 * 1.37}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.} \left( \frac{2.61}{2 * 1.37} \right)^{1.5}}$$

Donde:

$$q_6 \text{ Ay. corona} = 1.35 \text{ kg/m}$$

$$A_h \text{ Ay. corona} = 2.61 \text{ m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3$$

$$B_{\text{max ay. corona}} = 1.37 \text{ m.}$$

**8) Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro de ayuda de corona**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_6 \text{ Ay. corona} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec. (156)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.35 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 9 \text{ unidades.}$$

$$q_5 \text{ Ay. corona} = 1.35 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho Emulnor de 3000}$$

**9) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de ayuda de corona (  $Q_e$  Ay. corona)**

$$Q_e \text{ Ay. corona} = q_6 \text{ Ay. corona} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. (157)}$$

$$Q_e \text{ Ay. corona} = 1.35 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e \text{ Ay. corona.} = 3.71 \text{ kg/tal.}$$

$$q_5 \text{ Ay. corona} = 1.35 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

#### 4.6.13 Cálculos para taladros de hastiales o paredes

##### 1) Cálculo de burden máximo para taladros de hastiales

$$B_{\max. \text{ hast.}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right) \quad \text{Ec.( 158)}$$

$$B_{\max \text{ hast.}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{1.61 * 0.87}{0.47 * 1.45 * 1.25}} \right)$$

Donde:

$$B_{\max. \text{ hast.}} = 1.15 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$RWS_{ANFO} = 0.87$$

$$F = 1.45 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m.}$$

$$C'_{\text{ corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3$$

##### 2) Cálculo del burden practico para los taladros de hastiales

$$B_{P \text{ hastial}} = \frac{0.2755 * A_{Tunel}}{2} \quad \text{Ec.( 159)}$$

$$B_{P \text{ hastial}} = \frac{0.2755 * 4.0}{2}$$

Donde:

$$B_{P \text{ hastial}} = 0.56 \text{ m.}$$

$$A_{Tunel} = 4.0 \text{ m.}$$

##### 3) Cálculo de la altura disponible donde se ubicara los taladros hastiales

$$H_{Disp \text{ hastial}} = H_{Tunel} - r \quad \text{Ec.( 160)}$$

$$H_{Disp \text{ Tj}(\downarrow)} = 4 - 1$$

Donde:

$$H_{Disp. \text{ tal hast.}} = 3.0 \text{ m.}$$

$$H_{\text{Tunel}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$r = 1.0 \text{ m.}$$

#### 4) Cálculo de espaciamiento de taladros en los hastiales

$$S_{\text{Tal. hast.}} = 0.3345 * H_{\text{Disp. tal. hast.}} \quad \text{Ec.( 161)}$$

$$S_{\text{ay.corona}} = 0.3345 * 3$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. hast.}} = 1.00 \text{ m}$$

$$H_{\text{Disp. tal hast.}} = 3.0 \text{ m.}$$

#### 5) Cálculo de N° de taladros para los hastiales

$$N_{\text{Ta. hastiales.}} = \left( \frac{H_{\text{Disp. hast.}}}{S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 162)}$$

$$N_{\text{Tal. hast.}} = \left( \frac{3.00}{1.25} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{\text{Tal. hast.}} = 4.0 \text{ unidades}$$

$$H_{\text{Disp. tal hast.}} = 3.0 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.25 \text{ m.}$$

#### 6) Cálculo de ancho de abertura de ayuda de arrastre

$$A_h \text{ hastiales} = H_{\text{disp. hastiales}} \quad \text{Ec.( 163)}$$

Donde:

$$A_h \text{ hastiales} = 3.0 \text{ m.}$$

$$H_{\text{Disp. tal hast.}} = 3.0 \text{ m.}$$

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

$$q_{7 \text{ Tal.hast.}} = \frac{32.3 * \emptyset_1 * C' * B_{\text{max hastiales}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.} \left( \frac{A_h \text{ Hastiales}}{2 * B_{\text{max hastiales}}} \right)^{1.5}} \quad \text{Ec.( 164)}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.47 * 1.15}{0.87 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{3.00}{2 * 1.15}))^{1.5}}$$

Donde:

$$Q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

$$A_{\text{hastiales}} = 3.0 \text{ m.}$$

$$\emptyset_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 0.87$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3$$

$$B_{\text{max hast.}} = 1.15 \text{ m.}$$

**8) Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en los hastiales**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{7 \text{ Tal. hast.}} * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 165)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.09 * 2.75}{0.370}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 8 \text{ unidades}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.370 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**9) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de hastiales ( $Q_e$  hastiales)**

$$Q_e \text{ hastiales} = q_{7 \text{ Tal. hast.}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec.( 166)}$$

$$Q_e \text{ hastiales} = 1.09 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e \text{ hastiales} = 3.00 \text{ Kg/tal.}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

#### 4.6.14 Cálculos para taladros de corona

##### 4.6.14.1 Calculo para tipo de roca III A

###### 1) Cálculo de burden máximo para los taladros de la corona

$$B_{\text{max. corona III A}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$

$$B_{\text{max corona IIIA}} = 0.9 * \left( \sqrt{\frac{1.61 * 0.87}{0.47 * 1.20 * 0.8}} \right)$$

Donde:

$$B_{\text{max. corona IIIA.}} = 1.59 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$RWS_{ANFO} = 0.87$$

$$F = 1.20 \text{ m.}$$

$$S/B = 0.8 \text{ m.}$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3.$$

###### 2) Cálculo de burden practico para taladros de la corona

$$B_{P. corona} = B_{Max. corona} + L \text{sen} \gamma - \psi \quad \text{Ec.( 167)}$$

$$B_{P. corona IIIA} = 1.59 - 3.20 * \text{seno} (3^0) - 0.08$$

Donde:

$$B_{P. corona IIIA} = 1.34 \text{ m}$$

$$B_{\text{max. corona}} = 1.59 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^0 \text{ para taladros de contorno}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

### 3) Cálculo de N° de taladros en la corona

$$N_{Tal.corona} = \left( \frac{A_{Tunel.}}{B_{Max. corona} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 168)}$$

$$N_{tal. corona} = \left( \frac{4 + 2(3.20) * \text{seno}(3^\circ)}{1.59 * 0.8} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{Tal. corona} = 5 \text{ unidades.}$$

$$A_{Tunel} = 4.0 \text{ m.}$$

$$B_{max. corona} = 1.59 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^\circ \text{ para taladros de contorno}$$

$$S/B = 0.8$$

### 4) Cálculo de espaciamiento para taladros en la corona

$$S_{Tal. corona} = \frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N_{Tal. arrastre} - 1}$$

$$S_{Tal. corona} = \frac{4 + 2 * 3.20 * \text{seno}(3^\circ)}{5 - 1}$$

Donde:

$$S_{Tal. corona} = 1.0 \text{ m.}$$

$$N^{\circ}_{Tal. corona} = 5 \text{ unidades.}$$

$$A_{Tunel} = 4.0 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^\circ \text{ para taladros de contorno}$$

### 5) Cálculo de ancho de abertura de los taladros de la corona

$$A_{h corona} = A_{Tunel}$$

$$A_{h corona} = 4.0$$

Donde:

$$A_{h \text{ corona}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 4.0 \text{ m.}$$

**6) Cálculo de la densidad de carga ( $q_8$ ) en los taladros de la corona**

$$q_{8 \text{ Tal. corona}} = \frac{32.3 * \phi_1 * C' * B_{\text{max arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 * B_{\text{max arrastre}}})^{1.5}}$$

$$q_{7 \text{ Tal. corona}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.47 * 1.59}{0.87 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{4.00}{2 * 1.59})^{1.5}}$$

Donde:

$$Q_{7 \text{ Tal. corona}} = 1.53 \text{ kg/m}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 0.87$$

$$C'_{\text{ corregido}} = 0.47 \text{ Kg/m}^3$$

$$B_{\text{max corona}} = 1.59 \text{ m.}$$

**7) Cálculo de  $N^o$  de cartuchos de explosivo por taladro en la corona**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{8 \text{ tal. corona}} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.53 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^o_{\text{de corona}} = 8 \text{ unidades}$$

$$Q_{7 \text{ Tal. corona}} = 1.53 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{Carga}} = 2.75 \text{ m.}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**8) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona ( $Q_e$  corona)**

$$Q_e \text{ corona} = q_{8 \text{ tal. corona}} * L_{\text{Carga}}$$

$$Q_{e \text{ corona}} = 1.53 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ tal. corona}} = 4.2 \text{ kg/tal.}$$

$$q_{8 \text{ Tal. corona}} = 1.53 \text{ kg/m}$$

#### 4.6.14.2 Cálculo para tipo de roca III B

##### 1) Cálculo de espaciamiento en taladros de corona

$$S_{\text{Corona}} = K * \phi_1 \quad \text{Ec.( 169)}$$

$$S_{\text{Corona}} = 16 * 0.045$$

Donde:

$$S_{\text{Corona.}} = 0.72 \text{ m}$$

$$K = 16$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

##### 2) Cálculo de burden máximo para taladros de corona.

$$\frac{S}{B} = 0.80 \quad \text{Ec.( 170)}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = \frac{S}{0.80} \quad \text{Ec.( 171)}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = \frac{0.72}{0.80}$$

Donde:

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.90 \text{ m.}$$

##### 3) Cálculo de burden practico para taladros de corona

$$B_{P. \text{ corona}} = B_{\text{Max. corona}} + L \text{sen} \gamma - \psi \quad \text{Ec.( 172)}$$

$$B_{P. \text{ corona}} = 0.90 - 3.20 * \text{seno}(3^\circ) - 0.08$$

Donde:

$$B_{P. \text{ corona}} = 0.65 \text{ m.}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.90 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^\circ \text{ para taladros de contorno}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

#### 4) Cálculo de N° de taladros para la corona

$$N_{Tal.corona} = \left( \frac{A_{Tunel.}}{B_{Max. corona} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 173)}$$

$$N_{Tal.corona} = \left( \frac{4}{0.90 * 0.8} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{Tal corona} = 7 \text{ unidades}$$

$$A_{Tunel} = 4.0 \text{ m.}$$

$$B_{Max. corona} = 0.90 \text{ m.}$$

$$S/B = 0.80 \text{ para taladros de corona}$$

#### 5) Cálculo de la densidad de carga explosiva para taladros de la corona

$$q_{8 Corona} = 90 * \phi_0^2 \quad \text{Ec.( 174)}$$

$$q_{8 Corona} = 90 * 0.045^2$$

Donde:

$$Q_{8 Corona.} = 0.18 \text{ kg/m}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

#### 6) Cálculo de N° de cartucho de explosivos por taladro en la corona

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{8 corona} * l_{carga}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec.( 175)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{0.18 * 2.75}{0.370}$$

Donde:

$$N^{\circ}_{de cartuchos} = 2 \text{ unidades}$$

$$q_{7 Tal. hast.} = 0.18 \text{ kg/m}$$

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m.}$$

$$P_{Cartucho} = 0.278 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**7) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de corona ( $Q_e$  corona)**

$$Q_{e \text{ Corona}} = q_{8 \text{ Corona}} * L_{Carga} \quad \text{Ec. (176)}$$

$$Q_{e \text{ Corona}} = 0.18 * 2.75$$

Donde:

$$Q_{e \text{ Corona.}} = 0.50 \text{ kg/tal.}$$

$$q_{7 \text{ Tal. hast.}} = 0.18 \text{ kg/m}$$

$$L_{Carga} = 2.75 \text{ m.}$$

**4.6.15 Cálculos para taladros de arrastre o piso**

Para los taladros de piso o arrastres se considera los siguientes datos de factores de fijación y relación de burden y espaciamiento con sus valores respectivos:

$$F = 1.45$$

$$S/B = 1.$$

**1) Cálculo de burden máximo para los taladros de arrastre o piso.**

$$B_{\text{max. arrastre.}} = 0.9 * \left( \frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)} \right) \quad \text{Ec. (177)}$$

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.9 * \left( \frac{1.61 * 1.02}{0.47 * 1.45 * 1} \right)$$

Donde:

$$B_{\text{max. arrastre.}} = 1.40 \text{ m.}$$

$$q_1 = 1.61 \text{ kg/m.}$$

$$RWS_{ANFO} = 1.02$$

$$F = 1.45 \text{ m.}$$

$$S/B = 1.0 \text{ m.}$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg./m}^3.$$

**2) Cálculo de burden practico para taladros de arrastre o piso**

$$B_{P. \text{ arrastre}} = B_{Max. \text{ arrastre}} - L \text{ seno } \gamma - \psi \quad \text{Ec.( 178)}$$

$$B_{P. \text{ arrastre}} = 1.40 - 3.20 * \text{seno} (3^0) - 0.08$$

Donde:

$$B_{P. \text{ arrastre}} = 1.15 \text{ m}$$

$$B_{max. \text{ arrastre.}} = 1.35 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^0 \text{ para taladros de contorno}$$

$$\Psi = 0.08 \text{ m.}$$

**3) Cálculo de N° de taladros en arrastre o piso**

$$N_{tal. \text{ arrastre}} = \left( \frac{A_{Tunel} + 2L * \text{seno}(\gamma)}{B_{Max. \text{ arrastre}} * S/B} \right) + 2 \quad \text{Ec.( 179)}$$

$$N_{tal. \text{ arrastre}} = \left( \frac{4 + 2(3.20) * \text{seno}(3^0)}{1.35 * 1} \right) + 2$$

Donde:

$$N^{\circ}_{Tal. \text{ arrastre}} = 5 \text{ unidades.}$$

$$A_{Tunel} = 4.0 \text{ m.}$$

$$B_{max. \text{ arrastre.}} = 1.40 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^0 \text{ para taladros de contorno}$$

$$S/B = 1$$

**4) Cálculo de espaciamento para taladros (centrales) de arrastre**

$$S_{Tal. \text{ arrastre}} = \frac{A_{Tunel} + 2 * L * \text{seno}(\gamma)}{N_{Tal. \text{ arrastre}} - 1} \quad \text{Ec.( 180)}$$

$$S_{Tal. \text{ arrastre}} = \frac{4 + 2 * 3.20 * \text{seno}(3^0)}{5 - 1}$$

Donde:

$$S_{\text{Tal. arrastre}} = 1.0 \text{ m.}$$

$$N^{\circ}_{\text{Tal. arrastre}} = 5 \text{ unidades.}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$L = 3.20 \text{ m.}$$

$$\gamma = 3^{\circ} \text{ para taladros de contorno}$$

**5) Cálculo de ancho de abertura de los taladros de arrastre**

$$A_{h \text{ arrastre}} = A_{\text{Tunel}} \quad \text{Ec. (181)}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.0$$

Donde:

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$A_{\text{Tunel}} = 4.0 \text{ m.}$$

**6) Cálculo de la densidad de carga ( $q_8$ ) en los taladros de arrastre**

$$q_{9 \text{ Tal.}} = \frac{32.3 * \phi_1 * C' * B_{\text{max arrastre}}}{RWS_{\text{ANFO}} * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{A_{h \text{ arrastre}}}{2 * B_{\text{max arrastre}}})^{1.5}} \quad \text{Ec. (182)}$$

$$q_{9 \text{ Tal. arrastre}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.47 * 1.40}{1.02 * \text{seno}(\text{arcotang.}(\frac{4.00}{2 * 1.40})^{1.5}}$$

Donde:

$$Q_{9 \text{ Tal. arrastre}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

$$A_{h \text{ arrastre}} = 4.0 \text{ m.}$$

$$\phi_1 = 0.045 \text{ m.}$$

$$RWS_{\text{ANFO}} = 1.02$$

$$C'_{\text{corregido}} = 0.47 \text{ Kg/m}^3$$

$$B_{\text{max arrastre.}} = 1.40 \text{ m.}$$

**7) Cálculo de N° de cartuchos de explosivo por taladro en el arrastre**

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{q_{9 \text{ tal. arrastre}} * l_{\text{Carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}} \quad \text{Ec. (183)}$$

$$N \text{ de cartuchos} = \frac{1.09 * 2.75}{0.390}$$

Donde:

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos} = 8 \text{ unidades}$$

$$q_{8 \text{ Tal. arrastre}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

$$P_{\text{Cartucho}} = 0.390 \text{ kg/cartucho emulnor de 3000}$$

**8) Cálculo de masa de explosivo utilizado por taladro de arrastre ( $Q_e$  arrastre)**

$$Q_e \text{ Arrastre} = q_{9 \text{ tal. arrastre}} * L_{\text{Carga}} \quad \text{Ec. (184)}$$

$$Q_e \text{ Arrastre} = 1.09 * 2.75$$

Donde:

$$Q_e \text{ tal. arrastre.} = 3.0 \text{ kg/tal.}$$

$$q_{8 \text{ Tal. arrastre}} = 1.09 \text{ kg/m}$$

**4.6.16 Resumen de los cálculos de diseño**

En la figura Nro.31, se plasma los resultados de los cálculos con sus respectivas dimensiones en todas las secciones desde el arranque hasta los taladros de contorno. Para el arranque se hizo adecuaciones en las distancias de los burden hechos en campo. Este diseño se implementó como estándar de trabajo para una sección de 4.0 x 4.0.m con un tipo de roca III A y se hizo seguimiento para su aplicación en el Cx 200.

Para labores con un tipo de roca III B, se aplicará una voladura de RECORTE, donde los cálculos serán los mismos, con la única variación que se añadirá taladros de alivio en la corona entre los taladros cargados. Para generar corte y así evitar daño al macizo rocoso en la corona. Ver la Figura Nro. 32.





## **CAPITULO V**

### **DISCUSIÓN Y ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS**

#### **5.1 Resultado de la hipótesis**

##### **5.1.1 Análisis de hipótesis general**

Con la investigación y cálculos realizados se propone un nuevo diseño de malla de perforación y voladura para tipo de roca III A y tipo de roca III B, como estándar en el Cx 200 Nv. 4925.

Con la estandarización de la malla de perforación y voladura se logra obtener una mayor eficiencia en el avance y se reduce los costos en consumo de explosivo.

##### **5.1.2 Análisis de Hipótesis específicas**

Con la estandarización de la malla de perforación y voladura en el Cx 200 si es posible mejorar el avance programado ya que se tiene una mayor eficiencia de disparo y menor incidencia de voladura deficiente.

De la misma manera se reduce el consumo de explosivo, también al tener mayor avance por disparo se logra superar el avance programado generando un plus económico.

#### **5.2 Diseño de malla de perforación y voladura**

Aplicado el modelo de Roger Holmberg para una nueva malla de perforación y voladura cuyo diseño será estándar en el CX 200, se presenta una tabla comparativa entre los datos

anteriores y datos actuales, para terrenos con tipo de roca III A y tipo de roca III B, Ver tabla 23.

Tabla 23  
*Contrastación de resultados*

ITEM	RESULTADOS ANTERIORES	RESULTADOS ACTUALES	
		TIPO DE ROCA III A	TIPO DE ROCA III B
TAL. CARGADOS	39	38	44
TAL. RIMADOS	4	5	5
CONSUMO DE ESPLOSIVO (Kg)	128	124.9	107
TONELADAS ROTAS (Tn)	116.6	133	133
AVANCE REAL/ DISPARO (m)	2.7	3.1	3.1
FACTOR DE CARGA (Kg/m <sup>3</sup> )	2.96	2.52	2.16
FACTOR DE CARGA LINEAL(Kg/m)	47.4	40.3	34.3
FACTOR DE POTENCIA (Kg/ton)	1.1	0.93	0.8

Fuente: Elaboración propia

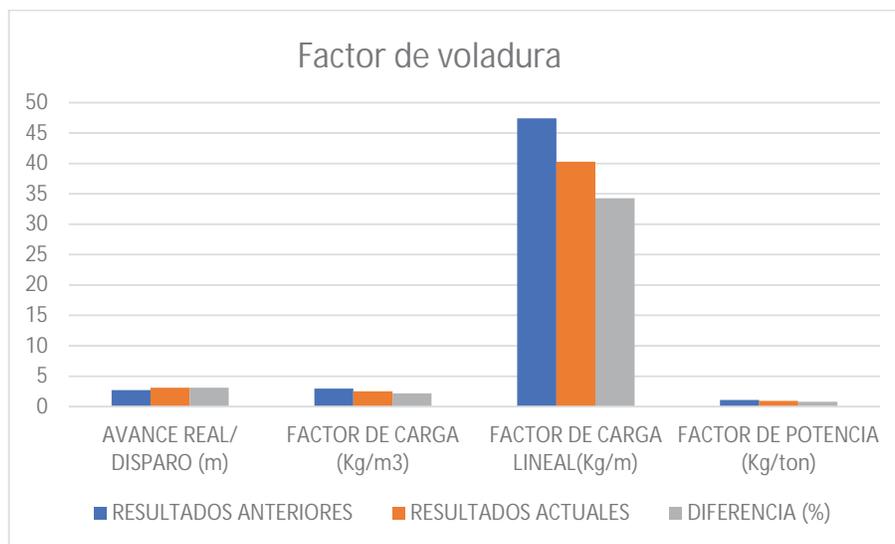


Figura 33:Diagrama comparativo de factor de voladura

Fuente: Elaboración propia

### 5.3 Influencia en los costos

#### 5.3.1 Comparación de costos operativos

Tabla 24

*Comparación de costos operativos*

Operaciones Unitarias			Costo operativo anterior	Costo operativo actual para tipo de roca III A	Costo operativo actual para tipo de roca III B
		unidad			
<b>Perforacion</b>	Equipo Jumbo	US\$/ml	71.59	71.59	78.93
	Op. De Jumbo	US\$/ml	8.52	8.52	8.52
	Ay. Jumbo	US\$/ml	5.57	5.57	5.57
	Materiales	US\$/ml	69.62	71.47	76.76
	<b>total</b>	US\$/ml	<b>155.3</b>	<b>157.15</b>	<b>169.78</b>
<b>Voladura</b>	Explosivo	US\$/ml	100.02	97.41	85.32
	M. Cargador	US\$/ml	5.57	5.57	5.57
	Ay. Cargador	US\$/ml	4.99	4.99	4.99
	Materiales	US\$/ml	8.9	8.9	9.53
	<b>total</b>	US\$/ml	<b>119.48</b>	<b>116.87</b>	<b>105.41</b>
<b>Limpieza</b>	Op. de Scoop	US\$/ml	8.1	8.1	8.1
	Equipo scoop	US\$/ml	52.56	53.6	53.6
	<b>total</b>	US\$/ml	<b>60.66</b>	<b>61.7</b>	<b>61.7</b>
<b>costo total</b>		US\$/ml	<b>335.44</b>	335.72	336.89
Diferencia de costo en función al costo operativo anterior				<b>0.28</b>	<b>1.45</b>

Fuente: Elaboración propia

En la tabla Nro.24, se muestra la comparación de los costos operativos anterior y actual (tipo de roca III A y III B), en donde la diferencia de los costos operativos es mínimo.

#### 5.3.2 Comparación de costos de avances por disparo en función al Precio Unitario

Con las nuevas mallas estandarizadas en el Cx 200, Nv 4925. Se realiza la comparación de costos, donde se aprecia que por nuestro nuevo avance se genera rentabilidad a comparación del anterior avance, donde solo generaba perdidas.

Tabla 25:

*Comparación de costos por disparo lineal*

<b>malla de perforacion</b>	<b>Avance/Disparo (m)</b>	<b>P.U. (US\$/ml)</b>	<b>\$/Disparo (US\$/Disp)</b>
anterior	2.7	384.75	1038.825
actual	3.1	384.75	1192.725

Fuente: Elaboración propia

### 5.3.3 Comparación de rentabilidad en función al programa mensual

En el programa mensual para el Cx 200 se tiene programado un avance de 132 metros de avance lineal, esto implica 44 disparos por mes.

Tabla 26  
Rentabilidad obtenida en 1 mes

mall de perforación	Avance/Disparo (m)	P.U. (US\$/ml)	\$/Disparo (US\$/Disp.)	Programa mensual	Disparo/mes	US\$/mes
anterior	2.7	384.75	1038.825	132	44	45708.3
actual	3.1	384.75	1192.725	132	44	52479.9
<b>Diferencia</b>	<b>0.4</b>		<b>153.9</b>			<b>6771.6</b>

Fuente: Elaboración propia

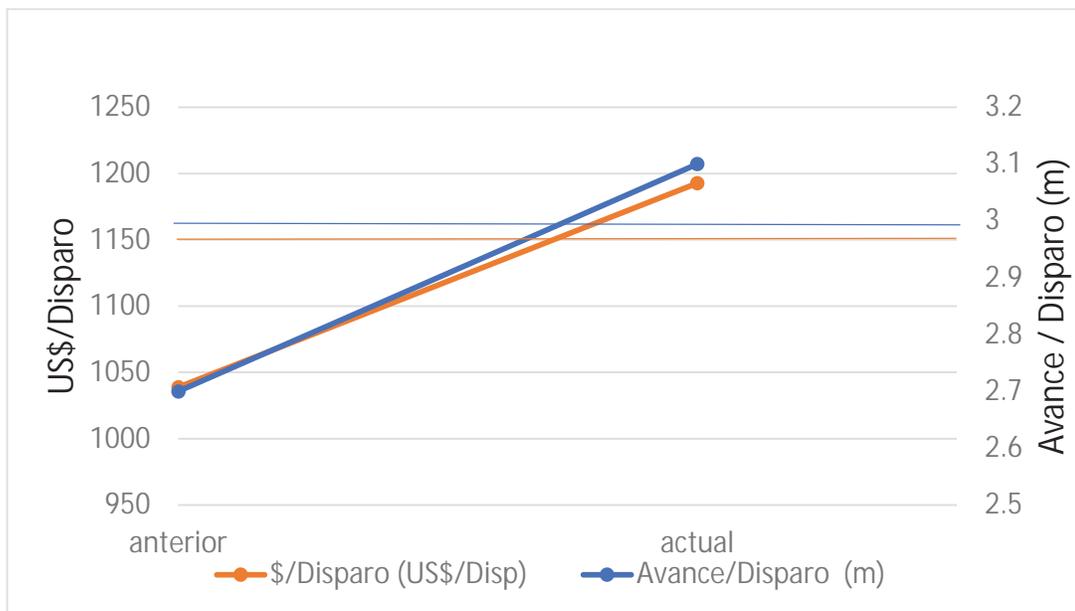


Figura 34: Tendencia de los costos y avances por disparo

Fuente: elaboración propia

La estructura del P.U. que se tiene es en base a 3m por disparo, con barra de 12 pies, como se observa en la Figura 37, la eficiencia de disparo anteriormente era de 2.70 m, el cual genera pérdidas económicas e incumplimiento al plan semanal y mensual.

Con la estandarización de nuevas mallas de perforación y voladura se logra resultados de eficiencia de disparo de 3.10 m, el cual es rentable y benéfico al plan mensual de avances.

En cuanto a costos con la nueva estandarización de malla de perforación y voladura, es mas rentable en 6771.6 US\$/Mes a comparación de los costos anteriores.

## CONCLUSIONES

- Con la estandarización de mallas de perforación y voladura según el tipo de roca en el Cx 200, aplicando el modelo de Roger Holmberg se logró obtener una mayor eficiencia de avance por disparo, de 2.70 m de avance/ disparo a: 3.10 m/disparo en promedio.
- Con la estandarización de mallas de perforación y voladura se logra obtener una rentabilidad de 6,771 US\$/mes, en función al P.U. y a los nuevos avances obtenidos.
- Los resultados obtenidos de la voladura controlada son favorables debido a la reducción de cantidad de explosivos en la corona, obteniendo también un buen control y seguridad en el área circundante del macizo rocoso.
- Con el nuevo avance obtenido de 3.10 metros por disparo, se logra cumplir y a la vez sobrepasar el programa mensual de avances del Cx 200 a un 103.28%.

## RECOMENDACIONES

- Para controlar e incrementar el avance por disparo se recomienda cumplir con las mallas estándar de perforación y procedimientos, así como el pintado y marcado de malla simétricamente, el uso de los guidores al momento de la perforación y un buen carguío para así evitar los tacos después de la voladura.
- Para mejorar el avance de los disparos es necesario retener y aprovechar mejor las energías explosivas, es muy importante el uso de los tacos inertes en todos los taladros cargados ya que de esta forma se estaría aprovechando mejor las energías explosivas dentro del taladro cargado.
- Las mallas estandarizadas en el Cx 200, tomarlos como muestra para el resto de labores, que contemplen similares medidas en sección y condiciones geomecánicas.
- Se recomienda la implementación de barras de 14 pies, para así obtener un mayor avance por disparo y realizar las pruebas necesarias.

## REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1988). *Engineering Classification of Rock Masses*.
2. Cáceres, L. (2017). Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el Crucero 10014 de la empresa minera MARSA. (*Tesis Pre - grado*). Universidad Nacional Del Altiplano, Puno.
3. Chávez, Y. (2018). Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona COTORCAN en la mina HUANCAPETI - año 2015. (*Tesis Pre- grado*). Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Huaraz.
4. Choque, E. (2017). Diseño de perforación y voladura por el metodo de Roger Holmberg para reducir las incidencias de voladuras deficientes en CIA Minera ARES S.A.C. - U.O. ARCATA. (*Tesis de pre- grado*). Universidad Nacional Del Altiplano, Puno.
5. Huaman, A., & Ardiles, R. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Lima: Osinergmin.
6. Jimeno, C., & Carcedo, F. (2004). *Manual de perforación y voladura*. Madrid: Instituto tecnologico GeoMinero de España.
7. Soncco, C. (2016). Diseño de un nuevo sistema de ventilacion para la disolucion de gases nocivos en la Unidad Minera Untuca, Sandia - Puno. (*Tesis de pre - grado*). Universidad Nacional del Altiplano, Puno.

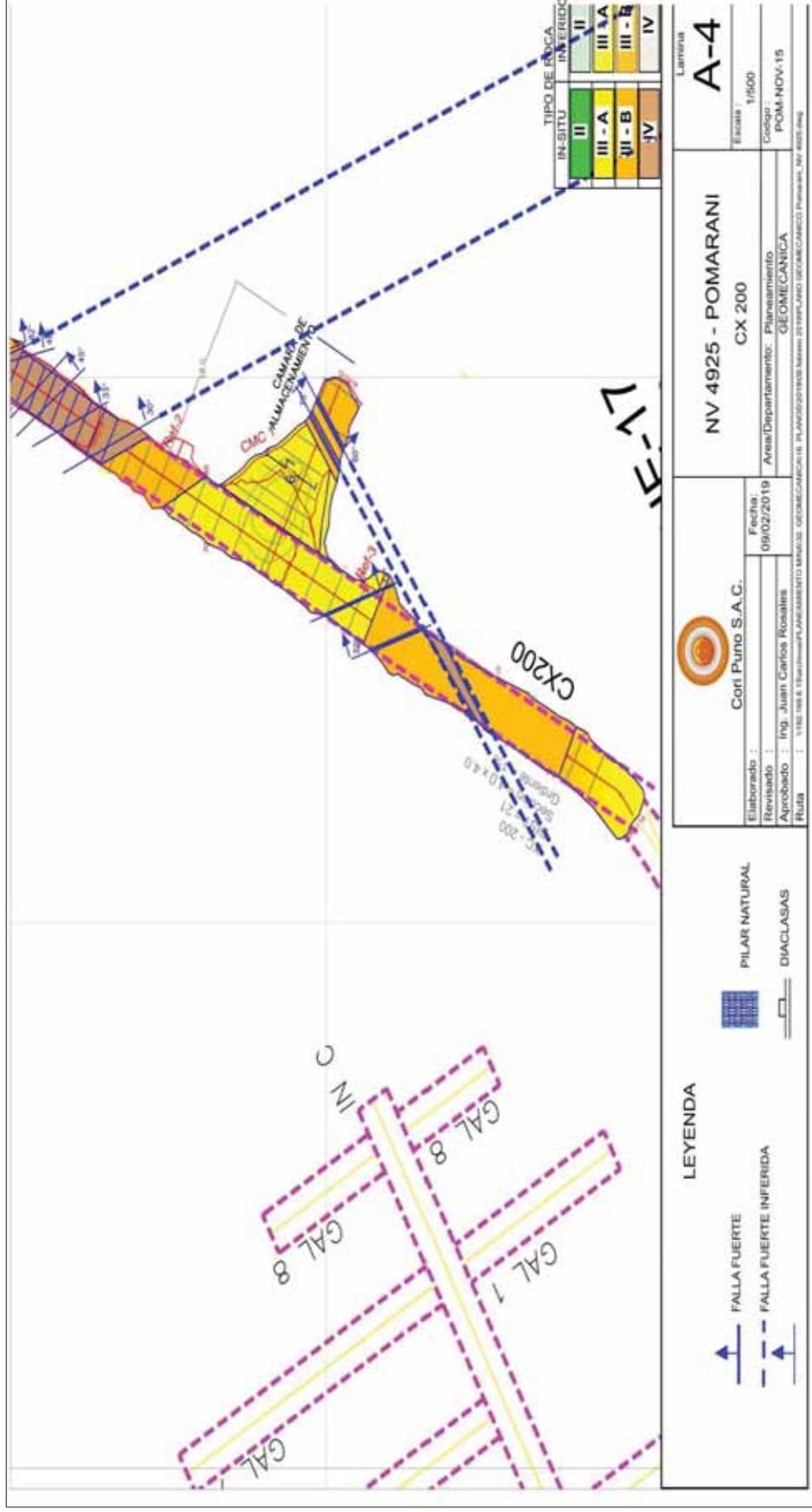
## **ANEXOS**

Anexo 1: Clasificación geomecánica del Cx 200

PROYECTO: Estudio Geomecánico de las minas Pomarani, Santa Rosa y Cerro la Torre										HOJA:	11/11			
CLIENTE: CORIPUNO SAC.										FECHA:				
LITOLOGÍA: Pizara										<b>EG-01</b>				
DOMINIO: Caja Techo														
CARACTERÍSTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES										CLASIFICACIÓN RMR (BINIAWSKI, 1976)				
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	FAMILIA 1		FAMILIA 2		FAMILIA 3		RESISTENCIA Roca Intacta UCS	PICO TA UCS	R6 >8 Mpa >200MPa (15)	R5 4-8 100-200 MPa (12)	R4 2-4 50-100MPa (7)	R3 1-2 25-50 (4)	R2 Se prefirere UCS 10-25 (2)	R1 3-10 (1)
	Per > 10m	PR	Per > 3m	R	Per > 3m	R								
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	> 10m	PR	> 3m	R	> 3m	R	85/70	85/335	>8 Mpa >200MPa (15)	4-8 100-200 MPa (12)	2-4 50-100MPa (7)	1-2 25-50 (4)	Se prefirere UCS 10-25 (2)	3-10 (1)
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	< 5 mm	Apr	1 mm	Apr	1 mm	Apr	1 mm	1 mm	100-200 MPa (12)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	25-50% (8)	<25% (3)
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	Clasif. 0	Reil	Oxido	S	Reil	Oxidos			>3m(30)	1-3m (25)	0.3-1m (20)	50-300mm (10)	<50mm (6)	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	10.0		35.0		50.0				Superficies muy rugosas, sin separación, sin continuidad, paredes de roca	Superficies algo rugosas, separación < 1mm, paredes de roca dura (20)	Superficies algo rugosas, separación < 1mm, paredes de roca suave (12)	Superficies pulidas relleno < 5mm, O fisuras abiertas y continuas de 1-5mm (6)	Superficies pulidas relleno < 5mm, O fisuras abiertas y continuas < 5mm (6)	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES									ESTADO DE LAS JUNTAS	TOTALMENTE SECO (10)	SOLO HUMEDO (7)	LIGERA PRESION DE AGUA (4)	FLUJOS DE AGUA (0)	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES									VALORACION	10				
FOTOGRAFIA DE LA ESTACION GEOMECANICA														
CLASIFICACION Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)														
ROD	65.0													
Jn	9													
Jr	1													
Ja	1													
RESULTADOS DE LA CLASIFICACION														
RMIR	60	SIN AJUSTE DE ORIENTACION												
RMIR'	60	CONSIDERANDO AGUA TOTALMENTE SECO												
Q'	5.9	CORRELACION EN BASE A RMIR'												
Q*	7	CALCULADO POR: ROD/Jn * Jr/Ja												
GSI	55													
OBSERVACIONES														
Se observa estructuras mineralizadas con cuezo formando geodas.														

Fuente: DCR Ingenieros S.R.Ltda. Geomecánica en minería y obras civiles

Anexo 2: Plano geomecánico- Cx 200 Nv. 4925



Fuente: (Área de planeamiento – Geomecánica-CPSAC)







Anexo 9: Estructura de Precio Unitario para una labor de 4.0 m. x 4.0 m.

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD	PU (USD)	PARCIAL	SUBTOTAL	TOTAL	
<b>1.00</b>	<b>MANO DE OBRA</b>						<b>39.08</b>	
	Operador de Jumbo	3.39	Hr	6.71	22.75	7.58		
	Ayudante de Operador de Jumbo	3.39	Hr	4.10	13.90	4.63		
	Maestro Cargador de Explosivos	2.64	Hr	4.84	12.79	4.26		
	Ayudante de Cargador de Explosivos	3.39	Hr	4.10	13.90	4.63		
	Operador de Scoop	3.39	Hr	6.33	21.49	7.16		
	Capataz	2.28	Hr	7.45	17.02	5.67		
	Alimentación	1.80	Und	8.55	15.37	5.12		
<b>2.00</b>	<b>MATERIALES</b>						<b>78.45</b>	
	Barra MF T38 - H35 - SR35 X 12'	491.57	PP	0.08	40.60	13.53		
	Broca de Botón SR35 x 45mm	491.57	PP	0.14	70.55	23.52		
	Acople T38/T38	469.06	PP	0.02	7.96	2.65		
	Broca Escariadora 12 x 102 mm	45.57	PP	0.36	16.24	5.41		
	Shank para COP1838 T38 X 435 mm	491.25	PP	0.05	23.22	7.74		
	Adaptador Piloto	45.57	PP	0.15	6.81	2.27		
	Copas de Afilado	491.25	PP	0.02	9.78	3.26		
	Afiladora de Brocas	491.25	PP	0.02	10.81	3.60		
	Válvula Esférica de 1"	1.00	Und	0.07	0.07	0.02		
	Abrazadera Mullenbach de 1" con 2 pernos	1.00	Und	0.02	0.02	0.01		
	Tubo PVC Agua 1 1/2" Liviano - Arrastres	6.50	Und	3.04	19.77	6.59		
	Tubo PVC Agua 1 1/4" Liviano - Cañas	2.50	Und	0.75	1.88	0.63		
	Cinta Aislante	1.50	Und	2.63	3.94	1.31		
	Alcayatas para Agua y Aire	1.00	Und	6.01	6.01	2.00		
	Alcayatas para Energía	1.00	Und	3.31	3.31	1.10		
	Alcayatas para Magas de Ventilación	1.00	Und	2.40	2.40	0.80		
	Alcayatas para Cable de Jumbo	1.00	Und	4.51	4.51	1.50		
	Alcayatas para Manguera de Jumbo	1.00	Und	2.37	2.37	0.79		
	Manguera de 1"	1.33	M	1.60	2.14	0.71		
	Escalera Telescopica	1.00	Und	0.90	0.90	0.30		
	Caja de Explosivos	1.00	Und	90.14	90.14	0.70		
<b>3.00</b>	<b>EXPLOSIVOS</b>						<b>100.02</b>	
	Emulnor 3000 1 1/2 x 16	193.0	0.5	100.5	kg	1.87	187.97	62.66
	Emulnor 1000 1 1/2 x 16	55.0	0.5	27.5	kg	1.91	52.53	17.51
	Faneles 4.2m	39.0	1.0	39.0	Und	1.31	51.09	17.03
	Carmex (2.1 m)	2.0	1.0	2.0	Und	0.69	1.38	0.46
	Mecha Rápida	0.2	1.0	0.2	m	0.34	0.07	0.02
	Pentacord	37.0	1.0	37.0	m	0.19	7.03	2.34
<b>4.00</b>	<b>EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL</b>						<b>3.60</b>	
	Implementos de Seguridad	2.31	Tarea	4.68	10.81	3.60		
<b>5.00</b>	<b>HERRAMIENTAS</b>						<b>2.93</b>	
	Herramientas Manuales	1.00	Glb	8.79	8.79	2.930		
<b>6.00</b>	<b>EQUIPOS</b>						<b>125.69</b>	
	Jumbo Atlas S1D 1 Brazo	2.25	Hr	95.59	214.77	71.59		
	Scoop 6.0 yd3	1.62	Hr	97.34	157.69	52.56		
	Cargador de Lámparas	18.49	Hr	0.25	4.61	1.54		
<b>COSTO DIRECTO</b>				<b>USD / ml</b>			<b>349.78</b>	
<b>UTILIDAD</b>				<b>10%</b>			<b>34.98</b>	
<b>COSTO TOTAL</b>				<b>USD / ml</b>			<b>384.75</b>	

Fuente: Cori Puno S.A.C.