

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

APLICACIÓN DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA
PARA MEJORAR EL RENDIMIENTO DE LA
VOLADURA EN LA EMPRESA MINERA
CATALINA HUANCA S.A.C.

TESIS

Presentada por:

Bach. Orlando Santiago Camacho Gómez

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

TACNA - PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE DE GROHMANN – TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**APLICACIÓN DE LA CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA PARA
MEJORAR EL RENDIMIENTO DE LA VOLADURA EN LA
EMPRESA MINERA CATALINA HUANCA S.A.C.**

Tesis sustentada y aprobada el lunes 31 de Octubre del 2016, estando integrado el jurado calificador por:

PRESIDENTE

.....
Dr. Julio Miguel Fernández Prado

1er. MIEMBRO
(SECRETARIO)

.....
MSc. Carlos Huisa Ccori

2do. MIEMBRO

.....
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

ASESOR

.....
MSc. Edgar Faustino Taya Osorio

DEDICATORIA

A Dios, por su iluminación e inmensa bendición; a mis padres, Beatriz y Santiago, por su inmenso amor y apoyo incondicional; a mi hija Ana Camila Camacho Cuellar por ser el motivo que me impulsa a seguir superándome, a mi esposa Melissa, por la paciencia y comprensión que siempre me brinda; y a todos mis hermanos, por estar a mi lado en todo momento.

AGRADECIMIENTO

El presente trabajo no hubiera sido posible sin el apoyo incondicional de ingenieros, técnicos y personal de la empresa minera Catalina Huanca S.A.C., quienes me brindaron su apoyo incondicional.

A los docentes de la Universidad Jorge Basadre de Grohmann, que gracias a su guía pude concretar el presente trabajo.

A todos ellos mi reconocimiento y mi gratitud.

ÍNDICE

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
ÍNDICE DE TABLAS	x
ÍNDICE DE FIGURAS	xii
RESUMEN.....	xvii
ABSTRACT.....	xviii
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema.....	3
1.1.1. Antecedentes del problema	3
1.1.2. Problemática de la investigación.....	3
1.2. Formulación del problema.....	4
1.3. Justificación e importancia	5
1.4. Limitaciones.....	6
1.5. Descripción de las características de la investigación.....	7
1.6. Objetivos	7

1.6.1. Objetivo general.....	7
1.6.2. Objetivo específico.....	7
1.7. Hipótesis de la investigación	8

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. Antecedentes de la investigación	9
2.2. Bases teóricas	10
2.2.1. La geología y sus efectos en la voladura.....	10
2.2.2. Estructura de las rocas	10
2.2.3. Influencia de estas estructuras	12
2.2.2. Clasificaciones geomecánicas para el diseño de la voladura	18
2.2.2.1. <i>Rock Mass Rating</i> (RMR)	18
2.2.2.2. Relaciones entre RMR y GSI	28
2.2.2.3. Clasificación geomecánica “Q” de Barton Lien y Lunde.....	29
2.2.3. Caracterización de macizo rocoso para el diseño de voladura	35
2.2.3.1. Factor de Borquez “Kv”	35
2.2.3.2. Propuesta de la compañía “Steffen Robertson and kirstenltd.” (1985).....	39

2.2.3.3.	Ecuación de Palmstrom (1974).....	40
2.2.3.4.	Propuesta de Ashby (1977)	42
2.2.3.5.	Constante “c” propuesto por Langefords (1978).....	47
2.2.3.6.	Factor de roca “A”	50
2.2.3.7.	Índice de volabilidad de Lilly (1986)	51
2.2.3.8.	Factor de energía (FE)	56
2.2.3.9.	Sísmica de refracción.....	57
2.2.4.	Diseño y cálculo de voladura en galerías y túneles	58
2.2.4.1.	Sistemas de avance.....	58
2.2.4.2.	Esquemas de voladura	60
2.2.4.3.	Tipos de arranques en paralelo	62
2.2.4.4.	Cálculo y diseño de voladura	74
2.4.5.	Teoría de <i>smooth blasting</i>	96
2.4.6.	Análisis de fragmentación.....	98
2.4.7.	Distribución “t” de <i>student</i>	102
2.4.8.	Aspectos generales	109
2.2.6.1.	Ubicación	109
2.2.6.2.	Acceso	109
2.2.6.3.	Clima y vegetación.....	111
2.2.6.4.	Fisiografía	111

2.2.6.5. Recursos de la zona	112
2.2.6.6. Antecedentes históricos	113
2.2.6.7. Ciclo de minado	114
2.3. Definición de términos	117

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y diseño de la investigación	119
3.2. Población y muestra	121
3.3. Operacionalización de variables	122
3.4. Método de investigación.....	123
3.5. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos	125
3.6. Procesamiento y análisis de datos	128
3.7. Tamaño de muestra.....	128

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados.....	129
4.1.1. Cálculo de la parte geomecánica	129
4.1.1.1. RMR (<i>Rock Mass Rating</i>)	130
4.1.1.2. Índice de calidad de la masa rocosa (Q).....	136

4.1.1.3. Relaciones entre RMR y GSI	137
4.1.2. Adaptación de índices GSI, RMR y RQD en la ecuación de Ashby.....	138
4.1.3. Determinación de constantes, índices y factores de voladura	139
4.1.4. Aplicación del método de diseño en la labor piloto	140
4.2. Discusión.....	204
4.2.1. Análisis de resultados de las voladuras realizadas antes y después del proyecto	204
4.2.2. Prueba de hipótesis	212
4.2.3. Formulación de la hipótesis de la investigación	213
4.2.4. Determinación del nivel de significancia	214
4.2.5. Aplicando la distribución de probabilidad calculando “t” de student	215
4.2.6. Decisión estadística.....	217
4.2.7. Conclusión estadística.....	218
CONCLUSIONES	219
RECOMENDACIONES.....	221
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	223

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Clasificación de calidad de rocas.....	19
Tabla 2: Parámetros y valores para la clasificación geomecánica RMR ₈₉	27
Tabla 3: Índice del número de familias de fracturas.....	30
Tabla 4: Índice de rugosidades en las fracturas.....	31
Tabla 5: Índice de alteración de las paredes de las fracturas	32
Tabla 6: Índice del caudal afluente	33
Tabla 7: Índice del estado de tensión del macizo	34
Tabla 8: Intervalos del RMR y Q.....	35
Tabla 9: Índice de calidad de la roca equivalente	37
Tabla 10: Factor de volabilidad de roca	38
Tabla 11: Tabla de clasificación de bloques de Jv y RQD del maciso rocoso	41
Tabla 12: Comportamiento de voladura.....	49
Tabla 13: Índice de volabilidad de Lily	53
Tabla 16: Factor de fijación y relación E/B.....	95
Tabla 17: Tabla de distribución de la t de <i>student</i>	107
Tabla 18: Cuadro de operacionalización de variables	122
Tabla 19: De recolección de datos.....	127

Tabla 20: Espaciamiento de discontinuidades.....	133
Tabla 21: Evaluación del estado de discontinuidades	134
Tabla 22: Determinación del RMR	135
Tabla 23: Especificaciones técnicas de las dinamitas	143
Tabla 24: Parámetros de las dinamitas.....	143
Tabla 25: Resumen de los parámetros de la malla del proyecto	196
Tabla 26: Costo por metro lineal en frente con perforación de 14 pies	197
Tabla 27: Resumen de los parámetros de la malla de la compañía	199
Tabla 28: Costo/metro lineal en frente con perforación de 11pies	200
Tabla 29: Tabla de avances lineales.....	205
Tabla 30: Comparación de parámetros y rendimiento entre ambos diseños de malla	206
Tabla 31: Cuadro resumen de avance y su costo por avance y metro lineal.....	207
Tabla 32: Resumen de costos de avances mensuales.....	208
Tabla 33: Resumen promedio de avances mensuales para prueba de hipótesis.....	211

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Sistema de fracturas y juntas perpendicular al eje del túnel	15
Figura 2.	Sistema de fracturas o juntas paralelas al eje del túnel (planos axiales)	16
Figura 3.	Sistema de fracturas con relación al eje del túnel.....	17
Figura 4.	Abaco del índice de rebote del martillo de Smith.....	22
Figura 5:	Factor de volabilidad (K_v), en función del índice de calidad RQDE	37
Figura 6.	Consumo específico en función a los parámetros geomecánicos.....	40
Figura 7.	Relación entre RQD vs J_v	42
Figura 8.	Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo.....	43
Figura 9.	Relación entre “c” y “ce” encontrado por mínimos cuadrados	49
Figura 10.	Relación “CE” y factor “A” encontrado por mínimos cuadrados.....	51
Figura 11.	Cálculo de consumo específico y factores de energía a partir de índice de volabilidad	55

Figura 12.	Correlación entre velocidad sísmica y “CE”	57
Figura 13.	Sistemas de avances en la excavación de túneles y galerías	59
Figura 14.	Zonas de una voladura en el frente de un túnel	61
Figura 15.	Ejemplo de arranques quemados	65
Figura 16.	Distancia entre taladro central vacío y los taladros de Arranque	66
Figura 17.	Ejemplos de arranques para eliminar el efecto de simpatía	68
Figura 18.	Arranque cilíndrico modificado por Hagan	69
Figura 19.	Arranque cilíndrico en espiral.	70
Figura 20.	Arranque y corte con doble espiral	71
Figura 21.	Arranque Coromant	72
Figura 22.	Arranque Fagersta	73
Figura 23.	Arranque de cuatro secciones	76
Figura 24.	Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos	77
Figura 25.	Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca	80
Figura 26.	Influencia en la desviación de los taladros	81
Figura 27.	Geometría de los taladros de arrastres	87

Figura 28.	Esquema geométrico de la malla calculada por el método sueco Sección: 4,5 x 4,5 m	96
Figura 29.	Generación de grietas radiales (amarillo) y grieta planar (roja)	97
Figura 30.	Corte periférico entre taladros	98
Figura 31.	Distribución t de student	108
Figura 32.	Acceso y ubicación de la Mina Catalina Huanca S.A.C	110
Figura 33.	Diagrama de flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura.....	120
Figura 34.	Muestras determinadas estadísticamente	133
Figura 35.	Taladro vacío equivalente.....	150
Figura 36.	Burden a partir del taladro vacío equivalente.....	152
Figura 37.	Diámetro equivalente, burden y espaciamiento de los taladros del primer cuadrante	159
Figura 38.	Burden y espaciamiento de los taladros del segundo cuadrante	163
Figura 39.	Burden y espaciamiento de los taladros del tercer cuadrante	166
Figura 40.	Burden y espaciamiento de los taladros del cuarto cuadrante	169

Figura 41. Burden y espaciamiento de los taladros de arrastre.....	177
Figura 42. Burden y espaciamiento de los taladros de corona	183
Figura 43. Accesorios parra voladura controlada.....	185
Figura 44. Espaciamiento y burden de los taladros del hastial.....	190
Figura 45. Burden de los taladros del contorno y de las destrozadas D y E.....	195
Figura 46. Diseño final de la malla de perforación del proyecto de 4,50 m x 4,50 m, señalando el burden.....	196
Figura 47. Diseño estandarizado de malla de perforación de 4,50 m x 4,50 m, para 3,5 metros a 3,0 metros de avance (antes de la prueba)	198
Figura 48. Imagen de las cañas y la granulometría después de la voladura	202
Figura 49. Imagen de la granulometría después de la voladura	203
Figura 50. Imagen de las cañas después de la voladura.....	203
Figura 51. Resumen de costos de avances por metro lineal mensual	209

Figura 52. Resumen de costos de explosivos por metro avance mensual.....	209
Figura 53. Resumen de costos de accesorios de perforación por metro de avance mensual.....	210
Figura 54. Promedio de avances mensuales por guardia representado por barras.....	212
Figura 55. Determinación gráfica de “t” de <i>student</i>	217

RESUMEN

La voladura es la principal operación en la actividad minería y su diseño no se involucra de manera justificada con las variables geomecánicas. Por tal motivo se plantea un diseño de voladura basado en la obtención de variables de clasificaciones geomecánicas, para involucrarlas en el de diseño de la voladura. El objetivo es optimizar la distribución de energía en el diseño de malla según la calidad de la roca. En el presente trabajo de investigación se aplicó las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1989); se modificó la ecuación de Ashby (1977), para relacionar las variables geomecánicas y así poder calcular el consumo específico del explosivo; se empleó la tabla de Sanchidrián (2002), para poder relacionar el índice de volabilidad de Lilly, la constante de roca “c”, factor de roca “A” y el factor de energía, mediante un análisis gráfico de mínimos cuadrados. Se realizado pruebas de campo por tanto el método de investigación es científico-experimental. Se ha adoptado la metodología sueca de Roger Holmberg para la aplicación de este proyecto. Finalmente comprobaremos mediante un análisis de resultados con datos de voladuras obtenidas antes y después de este proyecto.

Palabras clave: Voladura, geomecánica.

ABSTRACT

Blasting is the main operation in mining activity and its design is not involved justifiably with the geomechanical variables. For this reason a design of blasting is proposed based on the obtaining of variables of geomechanical classifications, to involve them in the design of the blasting. The objective is to optimize the distribution of energy in the mesh design according to the quality of the rock. In the present research work the geomechanical classifications of Bieniawski (1989) were applied; The Ashby equation (1977) was modified to relate the geomechanical variables and thus calculate the specific consumption of the explosive; The table of Sanchidrián (2002) was used to relate the Lilly volatility index, the rock constant "c", rock factor "A" and the energy factor, by means of a least squares graphic analysis. Field tests were performed so the research method is scientific-experimental. The Swedish methodology of Roger Holmberg has been adopted for the implementation of this project. Finally we will verify by means of an analysis of results with data of blasting obtained before and after this project.

Keywords: *Blasting, geomechanics.*

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación tuvo como objetivo el mejoramiento de la voladura a través de los principios *blastability* de Kaushik, Dey & Phalguni, Sen (Escuela de Minas de la India) ya que está relacionado directamente a la calidad del macizo rocoso al interpretar y emplear las clasificaciones geomecánica del macizo rocoso.

Dentro de las variables más importantes tenemos clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso, y el tipo de explosivo a utilizar. Calculando así la cantidad de explosivo para poder diseñar la voladura aplicando las clasificaciones geomecánicas de la roca (RQD, RMR o GSI).

En el diseño de voladuras, las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas; así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso; juegan un papel importante pues determinan la geometría en el diseño de la malla y el consumo específico de explosivo tanto en voladuras a cielo abierto como subterráneas.

El trabajo de investigación se desarrolla en cinco capítulos:

En el capítulo I, denominado Problema de investigación se da a conocer el planteamiento del problema, formulación del problema, justificación, objetivos, hipótesis de la investigación, variables e indicadores y las limitaciones.

El capítulo II, denominado Marco teórico de la investigación presenta aspectos generales sobre las clasificaciones geomecánicas, diseño de malla y aplicación del método de Holmberg en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C.

El Marco metodológico se incluye en el capítulo III, allí se da a conocer el tipo de método utilizado y los instrumentos utilizados para la recolección de datos de campo.

En el capítulo IV se dan a conocer los resultados y discusión allí se describe la determinación de los parámetros de diseño para nuestra voladura, descripción del método, análisis del problema de estudio, análisis de resultados obtenidos en campo, costos y validación de la hipótesis.

Finalmente se dan a conocer las conclusiones, recomendaciones y las referencias bibliográficas.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

1.1.1. Antecedentes del problema

La voladura es la principal operación en la actividad minera y sus diseños están basados en varios tipos de modelos matemáticos, pero en la actualidad existen muchos problemas en su diseño, esto muchas veces producido por un diseño de voladura deficiente al ponerlo en práctica.

1.1.2. Problemática de la investigación

Se optó por relacionar la voladura con las características que presenta la roca, como solución para poder optimizar los problemas en los avances en secciones de 4,50 metros x 4,50 metros; que según el registro presentan mayores problemas

en el diseño de voladura y avance, por ello se tomó como datos las voladuras realizadas anteriores al presente diseño entre los meses de noviembre de 2012 a marzo de 2013, y las pruebas realizadas con el diseño de la presente investigación se dieron entre los meses de marzo a abril de 2013; luego entre ambos se realizó la comparación con el diseño de voladura.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Se podrá mejorar el rendimiento de la voladura si se basa en las características geomecánicas de la roca en la compañía minera Catalina Huanca S.A.C.?

1.2.2. Problema específico

¿Cómo involucrar las variables geomecánicas en los cálculos para el diseño de voladura?

1.3. Justificación e importancia

El presente trabajo de investigación y evaluación de diseño de voladura se involucra más con las clasificaciones geomecánicas, en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C., para proyectarnos a la mejora requerida.

La actividad más importante en minería es la voladura ya que es la manera en que damos inicio a las labores de acceso hacia un yacimiento mineral para luego comenzar con su explotación. Se sabe que toda organización busca optimizar al máximo todas sus actividades y el presente trabajo de investigación apostará enormemente en este aspecto.

Para el diseño de la voladura tanto las características físicas, químicas y mecánicas de las rocas, así como la estratigrafía y los rasgos estructurales del macizo rocoso, juegan un papel importante pues a partir de ello se determinará la energía necesaria para romper el macizo rocoso. Este macizo rocoso en una mina no es igual pues este tiende a cambiar al aumentar la profundidad.

En la actualidad existen teorías o métodos con modelos matemáticos para diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, como: La teoría de la *Comminución*, para diseños de mallas en rampas; los métodos empíricos, que calculan número de taladros. Pero no hay ningún método práctico para diseñar una malla de perforación y voladura subterránea que involucre las variables de la calidad del macizo rocoso, para el diseño de galerías, rampas, túneles, etc.

1.4. Limitaciones

En el desarrollo de la presente investigación se tuvo en como limitante al tiempo, debido a que se tenía que reiniciar, cuanto antes, las labores de avance, para poder comenzar con la profundización y ampliación para la extracción del mineral. Se tuvo que coordinar con otras guardias para poder realizar las pruebas correspondientes del presente proyecto.

1.5. Descripción de las características de la investigación

El tipo de investigación es experimental ya que se aplicará una estrategia científico-experimental, de relación causa efecto, entonces la causa es la utilización de las clasificaciones geomecánicas y su efecto son los resultados del diseño de voladura que se obtuvieron, para demostrar que si se puede utilizar estas clasificaciones en el diseño de voladura.

1.6. Objetivos

1.6.1. Objetivo general

Mejorar el rendimiento de la voladura utilizando los parámetros de las clasificaciones geomecánicas.

1.6.2. Objetivo específico

- Determinar las variables geomecánicas del *by pass* 823, utilizando las clasificaciones RQD, RMR y GSI.

- Demostrar la utilización de las variables geomecánicas en la ecuación matemática de voladura de rocas.
- Demostrar estadísticamente que es óptimo el diseño de voladura aplicando las clasificaciones geomecánicas para lograr una optimización en el avance.

1.7. Hipótesis de la investigación

1.7.1. Hipótesis general

La aplicación de la clasificación geomecánicas permite mejorar el rendimiento de la voladura en en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C.

1.7.2. Hipótesis específica

La optimización en los frentes de avance dependerá únicamente de que el diseño de voladura esté en función de la determinación de las clasificaciones geomecánicas en la unidad minera Catalina Huanca S.A.C.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. Antecedentes de la investigación

Jiménez (2006) afirma que “en el diseño y cálculo de la voladura en una galería, hay que seleccionar el tipo de explosivo que se utilizará teniendo en cuenta las características del mismo, todo en base al diseño y cálculos realizados para la voladura” (p.7). Todo esto para tener un frente seguro y estable y no una mala voladura por los daños que causa el explosivo y culpar a la roca de una estabilidad insuficiente cuando no se tomaron las precauciones correspondientes.

Ojeda (2007) afirma que “el diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando el modelo matemático áreas de influencia, es realizado para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, en entónces el método de investigación es experimental, de causa efecto” (p.4). El

diseño utilizó parámetros de perforación, de explosivo y en parámetro de roca, para poder determinar si el diseño es el óptimo.

Loza (2013) afirma que “el desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura aplicando el método de Holmberg en la Minera Aurífera Retamas S.A. implica la ejecución de una investigación que involucra la cantidad máxima de variables, y las condiciones geomecánicas” (p.7).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. La geología y sus efectos en la voladura

2.2.1.1. Estructura de las rocas

EXSA (2009) afirma que “debido a su formación, edad y a los diversos eventos geológicos que han sufrido, las rocas presentan diversas estructuras secundarias que influyen en su fracturamiento con explosivos” (p.65). Entre ellas tenemos:

- **Estratificación o bandeamiento**

Son los planos que dividen a las capas o estratos de las rocas sedimentarias de iguales o diferentes características físicas (litológicas).

- **Esquistocidad**

Es el bandeamiento laminar que presentan ciertas rocas metamórficas de grano fino a medio con tendencia a desprender láminas (se rompen fácilmente).

- **Fractura**

En las rocas, en las que no hay desplazamiento, se presentan en forma perpendicular o paralela a los planos de estratificación o mantos en derrames ígneos, con grietas de tensión (diaclasas), grietas de enfriamiento (disyunción) y otras.

- **Fallas**

Fracturas en las que se presenta el desplazamiento entre dos bloques. Usualmente contienen material de relleno de grano fino (arcilla, panizo, milonita) o mineralización importante para la minería. En perforación reducen los rangos de penetración, y pueden apretar o trabar los barrenos. Las rocas son propicias a sobrerotura, junto a los planos de falla.

- **Contactos**

Planos de contacto o discontinuidades entre estratos o capas del mismo material o de diferentes tipos de roca.

2.2.1.2. Influencia de estas estructuras

EXSA (2009) afirma: “Las principales desventajas que presentan son la pérdida de energía

por fuga de gases y la preformación de pedrones sobredimensionados” (p.68). Principales casos:

a. Pocas estructuras o estructuras ampliamente separadas

Pueden ser una desventaja para la fragmentación por los siguientes motivos:

- Interrupción de las ondas sísmicas o de tensión.
- Fallas de confinamiento.
- A menudo enormes variaciones en dureza y densidad entre los estratos (incompetencia).
- Sopladura de taladros por escape de gases.
- En perforación, menor rango de perforación y desviación cuando no se perfora perpendicularmente al bandeamiento.

b. Estructuras apretadas

Normalmente son una ventaja, mejor transmisión de las ondas de tensión con mejor fragmentación y control del disparo. Las rocas con baja resistencia junto con bandeamiento apretado, con las lutitas y esquistos presentan buena fragmentación.

c. Estratificación plana u horizontal

La perforación perpendicular a estratos horizontales, reduce la probabilidad de que se traben o agarren los barrenos. Los taladros son verticales y rectos ya que estos planos no afectan por desviación.

d. Estructuras en trabajos subterráneos

Las mismas consideraciones sobre estructuras geológicas se aplican en trabajos de

subsuelo. Caso especial son los túneles, galerías, rampas y piques donde los sistemas de fracturas dominantes afectan a la perforación y voladura.

Los sistemas dominantes clasificados con relación al eje del túnel son los siguientes:

- **Sistema de fracturas y juntas perpendiculares al eje del túnel**

Por lo general se esperan los mejores resultados de voladura en estas condiciones (ver Figura 1).

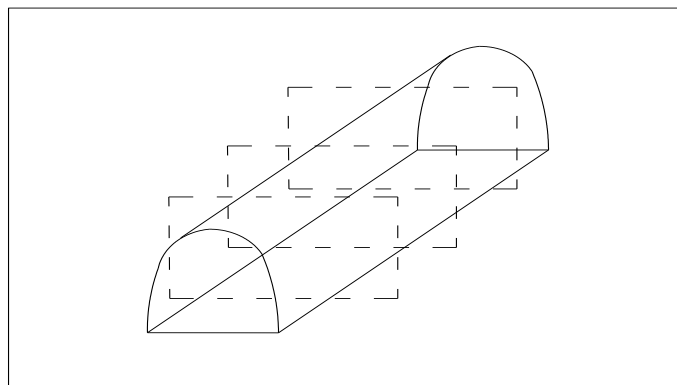


Figura 1. Sistema de fracturas y juntas perpendicular al eje del túnel

Fuente: EXSA, 2009.

- **Sistema de fracturas o juntas paralelas al eje del túnel (planos axiales)**

En estas condiciones a menudo resultan taladros quedados de distintas longitudes y excesivamente irregulares condiciones en la nueva cara libre (ver Figura 2).

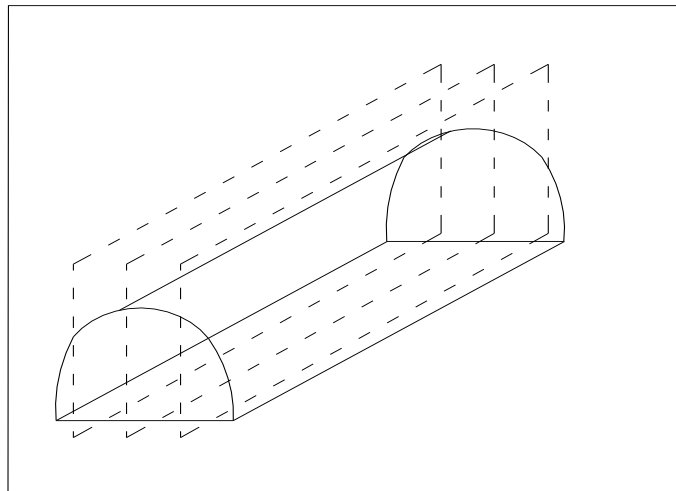


Figura 2. Sistema de fracturas o juntas paralelas al eje del túnel (planos axiales)

Fuente: EXSA, 2009.

- **Sistema de fracturas o juntas en ángulos variables con relación al eje del túnel**

En estos casos usualmente los taladros de un flanco trabajan mejor que los del otro. Puede decirse que los del lado favorable trabajan a favor del buzamiento. La situación real a veces se complica cuando estos sistemas (y sus subsistemas) se intercalan, dificultando la perforación y facilitando la fuga de gases, aunque la fragmentación puede ser menuda (ver Figura 3).

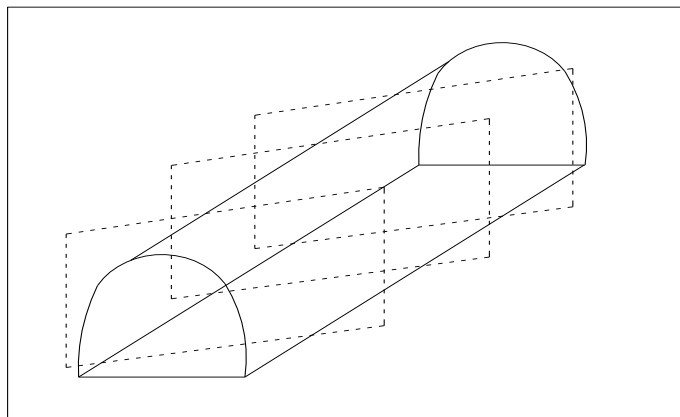


Figura 3. Sistema de fracturas con relación al eje del túnel

Fuente: EXSA, 2009.

2.2.2. Clasificaciones geomecánicas para diseño de la voladura

2.2.2.1. RMR (*Rock Mass Rating*)

Es posiblemente la clasificación geomecánica más usada, inicialmente pensado para valorar la estabilidad y los soportes requeridos en túneles. Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.

Barton (1973) afirma: “El RMR permite la obtención de la cohesión y ángulo de fricción, parámetros resistentes del criterio de Mohr-Coulomb” (p.287). En las siguientes fórmulas se muestran las relaciones entre RMR y los parámetros resistentes. (Ver Tabla 1)

$$C = 5 \text{ RMR (Kpa)} \quad [1]$$

$$\Phi = 5 + \frac{\text{RMR}}{2} \text{ (}^\circ\text{)} \quad [2]$$

Donde:

C = Cohesión.

Φ = Ángulo de fricción.

Tabla 1: Clasificación de calidad de rocas

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (kPa)	Ángulo de fricción (°)
I	Muy buena	81 – 100	> 400	> 45
II	Buena	61 – 80	300 – 400	35 – 45
III	Regular	41 – 60	200 – 300	25 – 35
IV	Mala	21 – 40	100 – 200	15 – 25
V	Muy mala	0 – 20	< 100	< 15

Fuente: Bieniawski, 1989.

Se clasifican las rocas en 5 categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso. Relación RMR y sus propiedades geomecánicas.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad del RMR que varía entre 0 – 100. El RMR se obtiene de la suma de:

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) \quad [3]$$

Parámetros para hallar el RMR:

(1) Resistencia a la compresión

Barton (1977) afirma: “La resistencia a la compresión (σ_c) de la roca lo determinaremos a partir de la dureza superficial” (p. 54). De las mismas mediante el martillo de Schmidt tipo L,

este permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca comprendidos entre 20 Mpa y 300 Mpa. Para hallar σ_c la usaremos la siguiente fórmula.

$$\text{Log}(\sigma_c) = 0,000\ 88(\rho) R + 1,01 \quad [4]$$

Donde:

σ_c = Esfuerzo a la compresión (Mpa).

ρ = Densidad de la roca (t/m^3).

R = Índice de Rebote.

Para el cálculo del presente estudio se despejará la fórmula 4 y se comprobará con la Figura 4:

$$\sigma_c = 10^{0,000\ 88(\rho) R + 1,01} \quad [5]$$

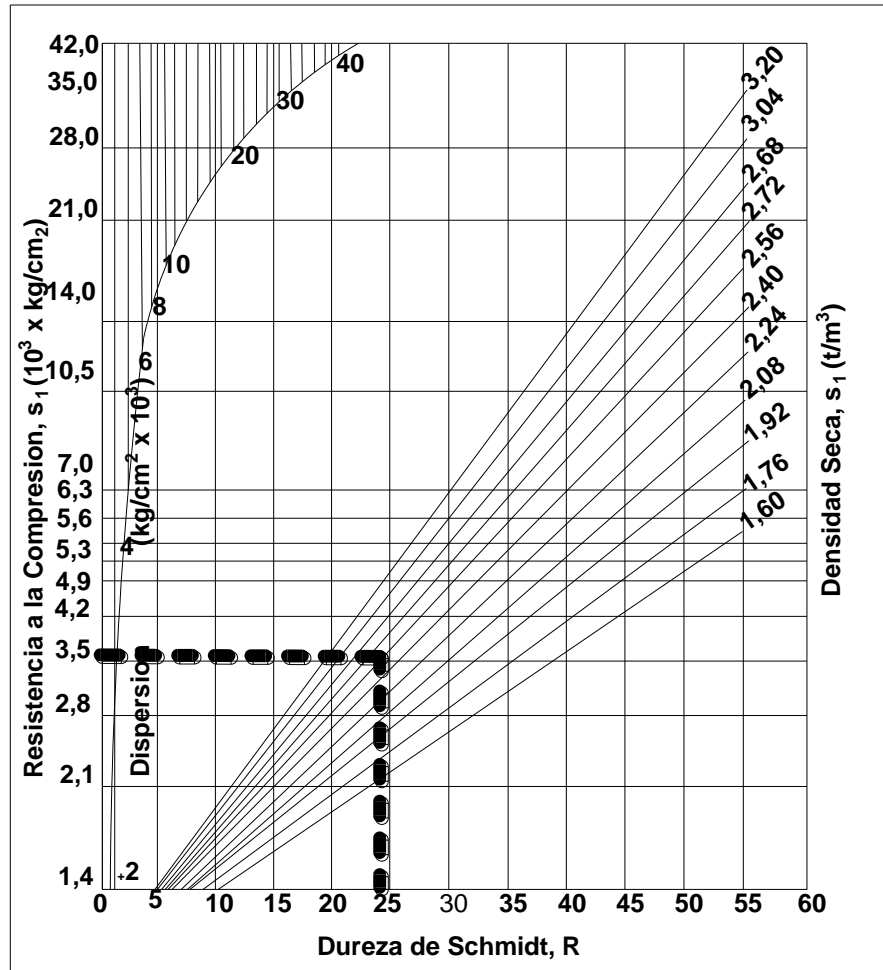


Figura 4. Abaco del índice de rebote del martillo de Smith
 Fuente: Gonzales, 2002.

(2) Índice de la calidad de la roca – RQD

Para obtener el RQD en una zona determinada en operación minera, existen tres procedimientos:

i. Cálculo del RQD por el tamaño de bloques cuando hay sondeos diamantinos

Deere (1989) afirma: “Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigos mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1,5 m. A partir de los testigos obtenidos en la exploración” (p.67).

Se determina el RQD a partir de:

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{Longitud Total de Taladro}} \quad [6]$$

ii. Cálculo del RQD por el número de fisuras

Priest (1976) afirma que: “Comprende el cálculo del RQD, en función del número de fisuras por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural *detail line*, en el área o zona predeterminada

de la operación minera” (p.135). El RQD es determinado en el campo, en un tramo longitudinal de pared expuesta, se usó la siguiente fórmula matemática:

$$RQD = 100 \lambda^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1) \quad [7]$$

$$\lambda = \frac{\text{Número de fisuras}}{\text{Longitud del sondeo}} \quad [8]$$

iii. Forma alternativa de calcular el RQD

Palmstrom (1982) afirma que: “El RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen, visibles en afloramientos rocosos o socavones” (p.221).

La relación sugerida para masas rocosas libres de arcillas es la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3,3 (J_v) \quad [9]$$

Dónde:

J_v = Número de dislocaciones identificadas en el macizo rocoso por m^3 .

(3) Espaciamiento de juntas

La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas. El espaciado de las juntas es el factor más influyente en esta disminución de resistencia (ver Tabla 2).

(4) Condición de juntas

Se tomó en cuenta los siguientes parámetros (tomando como referencia la tabla que se especifica en el Tabla 2):

- i. Aberturas de las discontinuidades.
- ii. Continuidad o persistencia de las discontinuidades.
- iii. Rugosidad de las discontinuidades.
- iv. Relleno de las discontinuidades
- v. Alteración de las discontinuidades

(5) Presencia de agua

Para calcular la valoración se toma como referencia la Tabla 2.

En el caso de la orientación por discontinuidades es un factor de suma importancia para determinar y diseñar el sostenimiento necesario de un túnel, no se tomará en cuenta para el diseño de voladura que se aplicará en la presente investigación.

Tabla 2: Parámetros y valores para la clasificación geomecánica RMR₈₉

Parámetros		Rango de valores						
1	Ensayo carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa			
	Resistencia de la roca intacta	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	< 1 MPa	
2	Compresión simple	15	12	7	4	2	1	0
	RQD	90 - 100 %	75 - 90 %	50 - 75 %	25 - 50 %	< 25 %		
3	Valor	20	17	13	8	3		
	Espaciado de las discontinuidades	> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	6 - 20 cm	< 6 cm		
4	Valor	20	15	10	8	5		
	Longitud de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m		
5	Abertura	6	5	3	1	0		
	Valor	6	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm		
6	Rugosidad	Nada	5	3	1	0		
	Valor	Nada	5	3	1	0		
7	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosidad	Ligeramente rugoso	Ondulado	Suave		
	Valor	6	4	2	1	0		
8	Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm		
	Valor	6	5	3	1	0		
9	Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
	Valor	6	5	3	1	0		
10	Flujo en cada 10 m de Túnel	Ninguno	< 10 l/min	10 - 25 l/min	25 - 125 l/min	25 - 125 l/min		
	Condiciones generales	Completamente seco	Ligeramente húmedas	Húmedas	Goteo	Flujo de agua		
Valor		15	10	7	4	0		

Fuente: Gonzales, 2002.

2.2.2.2. Relaciones entre GSI y RMR

Se propuso estimar el GSI a partir del RMR y Q. Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detalla a continuación:

- Entonces para el caso de RMR_{76} se determinará:

$$RMR_{76} > 18 \rightarrow GSI = RMR_{76} - 5 \quad [10]$$

$RMR_{76} < 18$; No se puede utilizar el RMR_{76} para la obtención del GSI.

- Entonces para el caso de RMR_{89} se determinará:

$$RMR_{89} > 23 \rightarrow GSI = RMR_{89} - 5 \quad [11]$$

$RMR_{89} < 23$; No se puede utilizar el RMR_{89} para la obtención del GSI.

2.2.2.3. Clasificación geomecánica “Q” de Barton Lien y Lunde modificada (1974)

Barton (1974) afirma que: “Se hace una valoración con un índice Q, a partir de seis diferentes parámetros para definir la clase de macizo” (p.183). Por medio de la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad [12]$$

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

J_n = Índice del número de familias de fracturas

J_r = Índice de rugosidades en las fracturas

J_a = Índice de alteración de las paredes de las fracturas

J_w = Índice del caudal afluyente

SRF = Índice del estado de tensión del macizo

Para estimar el valor de GSI utilizaremos la siguiente clasificación:

- **Índice del número de familias de fracturas (Jn)**

En el macizo observado van desde roca fracturada hasta roca con un máximo de tres familias de juntas con otras ocasionales, que hacen una valoración de este parámetro como se muestra en la Tabla 3:

Tabla 3: Índice del número de familias de fracturas

Número de Familias	Jn	Observaciones
Masivo, sin o con pocas juntas.	0,5-1	Para cruces en túneles utilizar:
Una familia de juntas.	2	(3 x Jn)
Una familia y algunas juntas ocasionales.	3	
Dos familias de juntas.	4	Para portales utilizar:
Dos familias y algunas juntas.	6	(2 x Jn)
Tres familias de juntas.	9	
Tres familias y algunas juntas.	12	
Cuatro familias o más, rocas muy fracturada, terrones de azúcar.	15	
Roca triturada terrosa.	20	

Fuente: Bieniawski, 1989.

- **Índice de rugosidades en las fracturas (Jr)**

En la descripción de las superficies de las juntas, tanto de diaclasas como de los estratos, se presentan como superficies uniformes, planas y rugosas. Las juntas de las discontinuidades, se valoran de acuerdo a la Tabla 4:

Tabla 4: Índice de rugosidades en las fracturas

Número de Rugosidad de las Juntas	Jr	Observaciones
• Contacto entre las dos caras de la junta.		
• Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento lateral 10 cm.		Se añade 1,0 si el espaciamiento
Juntas discontinuas.	4	medio juntas es mayor de 3m
Junta rugosa o irregular ondulada.	3	
Suave ondulada.	2	
Espejo de falla, ondulada.	1,5	
Rugosa o irregulares plana.	1,5	
Suave plana.	1,0	
Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0,5	Jr = 0,5; se puede usar para Juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para resistencia mínima
Zona que contiene minerales arcillas de espesor suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras.	1	
Zona arenosa de grava o roca tritura suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta.	1	

Fuente: Engineering rock mass classifications, Bieniawski, 1989.

- **Índice de alteración de las paredes de las fracturas (Ja)**

Tabla 5: Índice de alteración de las paredes de las fracturas

Número de alteración de las juntas	Ja	Φ_r (aprox.)	Observación
Contacto entre las dos caras de la junta.			
a. Junta sellada, dura, sin reblandamiento relleno impermeable ej. Cuarzo.	0,75		
b. Caras de la junta únicamente manchadas	1	25°-35°	
c. Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	2	25°-30°	
d. Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecibles.	3	20°-25°	
e. Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, ej. Caolinita, mica, clorita, talco, y pequeñas cantidades de arcillas expansivas, los recubrimientos son discontinuos con espesores de 1 ó 2 mm.	4	8°-16°	Los valores de Φ_r el ángulo de fricción residual, se indica como guía aproximada de las propiedades minerales lógicas de los productos de la alteración si es que están presentes.
Contacto entre las dos caras de la junta menor a 10 cm de desplazamiento lateral.			
f. Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	25°-30°	
g. Fuertemente sobre consolidados, rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor.	6	16°-24	
h. Sobre consolidación media o baja, reblandecimiento, relleno de mineral arcilloso. Los recubrimientos son continuos menores de 5 cm de espesor.	8	8°-16°	
i. Relleno de arcillas expansivas ejemplo: Montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 -12	8°-12°	
No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.			
j. Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6-8 ó 8-12	6°-24°	
k. Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandamiento.	5	6°-24°	
l. Zonas o capas gruesas de arcillas.	10-13 ó 13-20	6°-24°	

Fuente: Bieniawski, 1989.

- **Índice del caudal afluyente (Jw)**

En el macizo se observa presencia de agua y por las sus características hidrogeológicas, es probable que se produzcan humedecimientos y en casos extremos se darán flujos de regulares caudales a presión por la infiltración del agua de las precipitaciones pluviales. Por ello, la valoración de este parámetro es de 0,15 (ver Tabla 6).

Tabla 6: Índice del caudal afluyente

Factor de reducción por presencia de agua en las juntas	Jw	Presión agua Kg/cm²	Observaciones
a. Excavaciones secas o de fluencia poco importante, menos de 5 ml/min localmente	1	<1	1. Los factores del c hasta e, son estimaciones aproximadas aumenta Jw si se instalan drenes.
b. Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1-2,5	
c. Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33	2,5-10	2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
d. Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0,1 - 0,2	>10	
e. Fluencia o presión de agua excepcionalmente alta y continua, sin disminución.	0,05 - 0,1	>10	

Fuente: Bieniawski, 1989.

- **Índice del estado de tensión del macizo (SRF)**

Puesto que el macizo está compuesto por roca competente en estratos casi verticales, regularmente diaclasados poco fracturados y con una cobertura variable, corresponde describir los sectores como sigue. (Ver Tabla 7)

Tabla 7: Índice del estado de tensión del macizo

SRF	Valor
Zona débiles	
-Multitud de zonas débiles o milonitas	10
-Zona débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta	5
-Id. Con cobertura > 50m	2,5
-Abundantes zonas débiles en roca competente	7,5
-Zona débiles aisladas en roca competente	5
Roca competente	
-Pequeña cobertura	2,5
-Cobertura media	1
-Gran cobertura	0,5-2
Terreno fluyente	
-Con bajas presiones descompuesta	5-10
-Con altas presiones descompuesta	10-20
Terreno expansivo	
-Con presión de hinchamiento moderada	5-10
-Con presión de hinchamiento alta	10-15

Fuente: Bieniawski, 1989.

Este Valor de Q puede ser utilizado para estimar el valor RMR a partir de la fórmula 13 y la Tabla 8:

$$\text{RMR} = 15 \log_e Q + 50 \quad [13]$$

Tabla 8: Intervalos del RMR y Q

CLASE	DESCRIPCIÓN	RMR	Q
0	Exeptionalmente buena	-	1000-1000
1	Muy buena	81-100	40-100
2	Buena	61-80	10-40
3	Media	41-60	4-10
4	Mala	21-40	1-4
5	Muy mala	0-20	0,1-1
6	Exeptionalmente mala	-	0,001-0,1

Fuente: Bieniawski, 1989.

2.2.3. Determinación de la caracterización del macizo rocoso para el diseño de voladura

2.2.3.1. Factor de volabilidad “Kv”

El factor de volabilidad “Kv”, se determina de la fórmula de Pearce. López, (1987) afirma: “Para calcular el burden a partir del RQD corregido, por un coeficiente de alteración que tiene en cuenta la

resistencia de las discontinuidades en función de su apertura de estas y el tipo de relleno” (p.191).

El factor de volabilidad de la roca está en función del RQD corregido por un factor de corrección que depende de la dureza de la roca”. El procedimiento de cálculo de este parámetro es como sigue:

a. Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (E_{RQD} - Borquez 1981)

$$E_{RQD} = RQD \times JSF \quad [14]$$

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca (%).

JSF = Factor de corrección por la resistencia en los contactos.

Ver Tabla 9 y Figura 5:

Tabla 9: Índice de calidad de la roca equivalente

Resistencia de las discontinuidades	Factor de corrección
Alta	1,0
Media	0,9
Baja	0,8
Muy baja	0,7

Fuente: López, 2003.

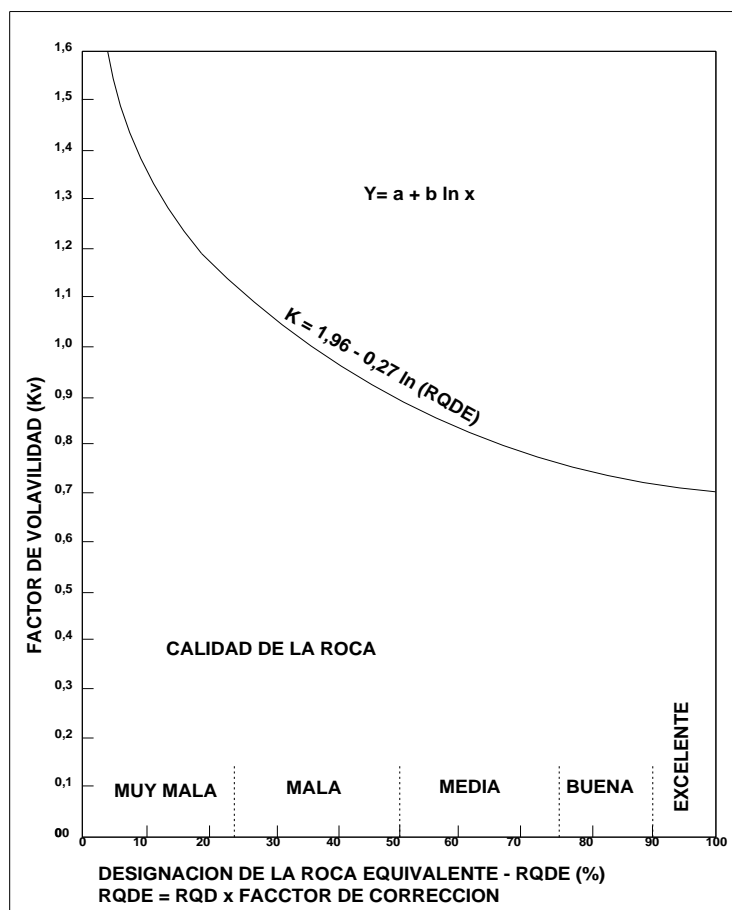


Figura 5. Factor de volatilidad (Kv), en función del índice de calidad RQDE

Fuente: López, 1987.

**b. Cálculo de la constante de calidad del lugar
(Kv - Borquez 1981)**

$$Kv = 1,96 - 0,27 \ln (RQD) \quad [15]$$

Donde:

Kv= Factor de volabilidad de la roca.

Los parámetros del factor de volabilidad para la mina Catalina Huanca, se clasificaron de acuerdo a la Tabla 10:

Tabla 10: Factor de volabilidad de roca

		Tipo de roca	I	II	III	IV	V
Propiedades del maciso rocoso	RQD (%)		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25
	Rc (MPa)		< 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	05 - 25
	RMR (%)		81 - 90	61 - 80	41 - 60	21 - 40	00 - 20
Factor de volabilidad	Calificación		muy dura	dura	media dura	suave	muy suave
	Kv		0,81 - 0,77	0,91 - 0,84	0,96 - 0,91	1,10 - 0,99	1,25 - 1,14

Fuente: Área de geomecánica de la empresa Catalina Huanca S.A.C.

2.2.3.2. Propuesta de la compañía “Steffen Robertson and Kirsten Ltd.” (1985)

Según López (1987): “Se utiliza para calcular el consumo específico de explosivo en voladuras y parámetros geomecánicos entre los que se encuentra el RQD, la resistencia a la compresión simple, los ángulos de fricción interna y rugosidad de discontinuidades y la densidad” (p.192).

Este procedimiento es de los pocos que tiene en cuenta el efecto del diámetro de taladro (mm) o distribución espacial del explosivo sobre el consumo específico de este en la voladura (ver Figura 6).

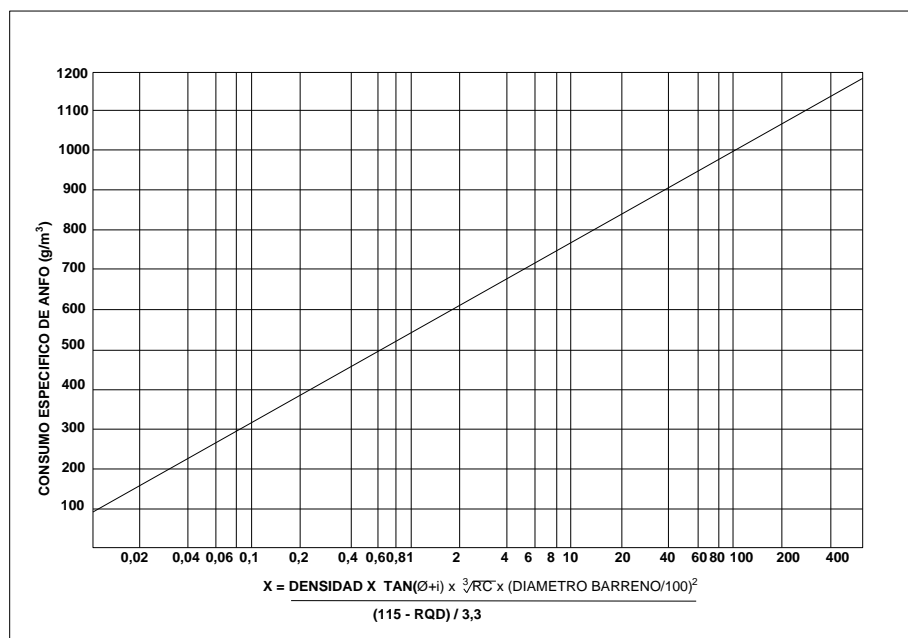


Figura 6. Consumo específico en función a los parámetros geomecánicos
Fuente: López, 1987.

2.2.3.3. Ecuación de Palmstrom (1974)

López (1987) afirma: “En vista de la gran utilización del RQD, en varios métodos de clasificación de macizos rocosos. Palmstrom presentó la siguiente expresión simple, que se utiliza con frecuencia” (p.192). La relación entre el índice “Jv” y el “RQD” será:

$$\text{RQD} = 115 - 3,3 (\text{Jv}) \quad [16]$$

López (1987) afirma: “Según la orientación de estas juntas, los bloques conformados in-situ, presentaran diferentes geometrías, afectando doblemente a la fragmentación de la voladura y a la dirección de salida más útil de la pega” (p.192).

Teniendo en cuenta estas expresiones, se diseñó la siguiente Tabla 11. (Ver la Figura 7)

Tabla 11: Tabla de clasificación de bloques de Jv y RQD del maciso rocoso

Tipos de bloques	Jv (diaclasas/m³)	RQD	Calidad
Bloques masivos	Menor a 4,5	100	Excelente
Bloques muy grandes	4,5 a 7,5	90 a 100	Muy buena
Bloques grandes	7,5 a 12	75 a 90	Buena
Bloques de tamaño medio	12 a 20	50 a 75	Regular
Bloques pequeños	20 a 27	25 a 50	Mala
Bloques muy pequeños	Mayor a 27	Menor a 25	Muy Mala

Fuente: López, 1987.

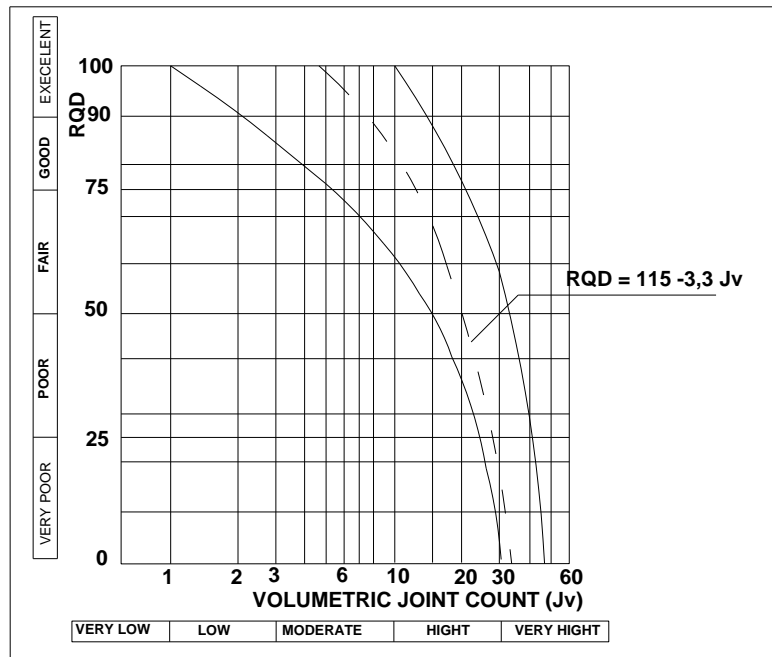


Figura 7. Relación entre RQD vs Jv

Fuente: López, 1987.

2.2.3.4. Propuesta de Ashby (1977)

López (1987): “Consideró las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las voladuras, la ecuación relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las mismas con el consumo específico de explosivo” (p.187). (Ver Figura 8)

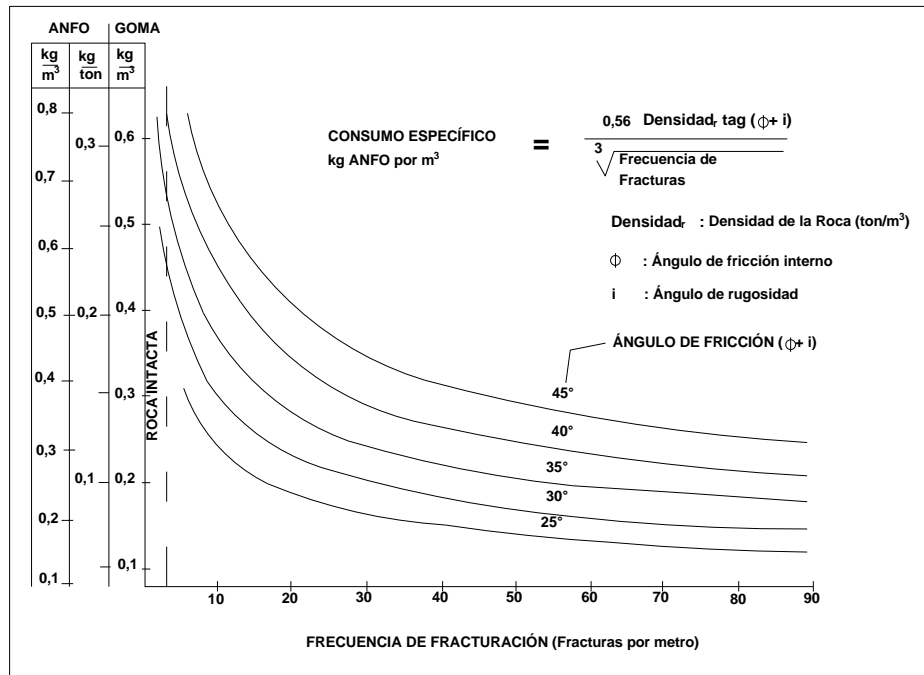


Figura 8. Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo

Fuente: López, 1987.

Marcañaupa (2011) afirma: “La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicos, que en esta investigación hemos modificado algunos términos para el uso directo de índices RMR, GSI y RQD que en la actualidad estos indicadores son parte de la geomecánica moderna” (p.4).

La ecuación de Ashby será:

$$CE = \frac{0,56 \times \rho r \times \tan(\varphi+i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas}(Jv)}} \quad [17]$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivo (kg/m³)

ρ = Densidad de la roca (t/m³)

φ = Ángulo de fricción interno

i = Ángulo de rugosidad

Paso 1:

Para empezar sabemos que:

$$\varphi + i = \text{Ángulo de fricción del macizo rocoso } (\Phi) \quad [18]$$

Ahora la fórmula será de la siguiente forma:

$$CE = \frac{0,56 \times \rho r \times \tan(\Phi)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas}(Jv)}} \quad [19]$$

Ahora, se toma la ecuación geomecánica:

$$\phi = 5 + \frac{\text{RMR}}{2} \quad [20]$$

Reemplazando la fórmula 20 en la ecuación 17 de Ashby se tiene:

$$\text{CE} = \frac{0,56 \times \rho_r \times \tan\left(5 + \frac{\text{RMR}}{2}\right)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas}(\text{Jv})}} \quad [21]$$

Paso 2:

Cuando se habla de “Jv” se puede ver la conocida ecuación de Palmstrom (1974).

$$\text{RQD} = 115 - 3,3 \text{ Jv} \quad [22]$$

Desplazando la ecuación se tiene:

$$\text{Jv} = \frac{115 - \text{RQD}}{3,3} \quad [23]$$

Entonces se reemplaza en la ecuación de Ashby y se tendrá la ecuación final.

$$CE = \frac{0,56 \times \rho r \times \tan\left(5 + \frac{RMR}{2}\right)}{\sqrt{\left(\frac{115 - RQD}{3,3}\right)}} \quad [24]$$

Pero si en caso se quisiera expresar esta fórmula en términos del índice GSI, será de la siguiente manera:

$$GSI = RMR - 5 \quad [25]$$

$$RMR = GSI + 5 \quad [26]$$

Reemplazando la fórmula 26 en 24, se obtendrá:

$$CE = \frac{0,56 \times \rho r \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt{\left(\frac{115 - RQD}{3,3}\right)}} \quad [27]$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivo (kg/m^3)

2.2.3.5. Constante de roca “c” propuesto por Langefors (1978)

Langefors (1978) afirma: “Propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por “ c_0 ”, cuando se refiere a una carga de límite *zero throw condition*” (p.405). Dónde “c”, indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por: “c” igual a 1,2 multiplicado por “ c_0 ”. Dónde “ c_0 ” tiene un valor de $0,17 \text{ kg}/\text{m}^3$ para un granito cristalino (resultando de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre 0,18 a $0,35 \text{ kg}/\text{m}^3$ para otras rocas. Para diseños de voladura se toma un valor de “c” que será igual a $0,4 \text{ kg}/\text{m}^3$.

De forma concreta el modelo de Holmberg, solo permite constantes de 0,2 a 0,4 y como lo especifica hace referencia a kg/m^3 , sin embargo, fueron índices que los autores utilizaron, con esas restricciones. Así que solo se puede tomar valores entre ese intervalo, no más ni menos, por lo tanto, se tiene que buscar el valor que mejor represente a la roca a evaluar de acuerdo a la experiencia; es algo confuso porque en otros modelos se encuentra el mismo factor con otros valores, pero repitiendo lo anterior son valores que se tomaron en la elaboración del modelo. Langefors (1963) afirma: “La constante de roca es un tipo de índice de voladura, solo toma valores entre 0,2 y 0,4 kg/m^3 ” (p.425).

Sanchidrián (2002) afirma: “Se calibró esta constante para diferentes tipos de roca y encontró una relación lineal, con el consumo específico de explosivo *technical power factor*, por encima del nivel requerido” (p.396.). Nos presenta la Tabla 12:

Tabla 12: Comportamiento de voladura

Comportamiento de voladura	Tipo de roca	Factor de roca "A"	Consumo específico de ANFO (kg/m ³)	Constante de roca "c" (kg/m ³)
Mala	Andesita, dolomita, granito	12 - 14	0,7	0,62
Media	Dolomita, quarsita, serpentina	10 - 11	0,45	0,4
Buena	Sandstone, caliza, shale	08 - 09	0,30	0,27
Muy buena	coal	6	0,15 - 0,25	0,14 - 0,22

Fuente: XVII Simposio de Ingenieria de Minas, 2011.

Uno de los propósitos de esta investigación es encontrar una relación ajustada entre estos índices y para ello hacemos un análisis de mínimos cuadrados (método gráfico), como se muestra en la Figura 9:

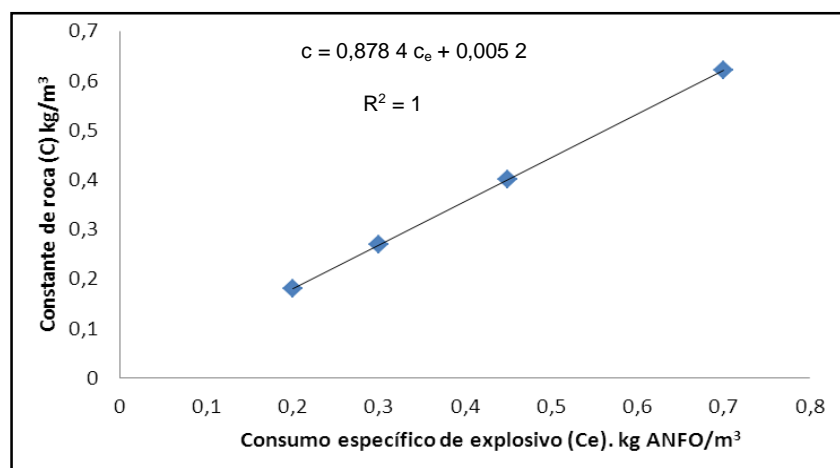


Figura 9. Relación entre "c" y "c_e" encontrado por mínimos cuadrados

Fuente: Marcañaupa, 2011.

Donde obtendremos la constante de roca con la siguiente ecuación:

$$c = 0,8784 CE + 0,0052 \quad [28]$$

2.2.3.6. Factor de roca "A" (Rock factor)

López (2003) afirma que "el índice de volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986), nos sirve para calcular el factor de roca, que también Cunningham (1987), propone una modificación para calcular este factor, este factor es una variable para predecir la fragmentación (p.193)".

$$FR (A) = 0,12 \times BI \quad [29]$$

Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián (2002). Y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con la constante de roca. (Ver Figura 10)

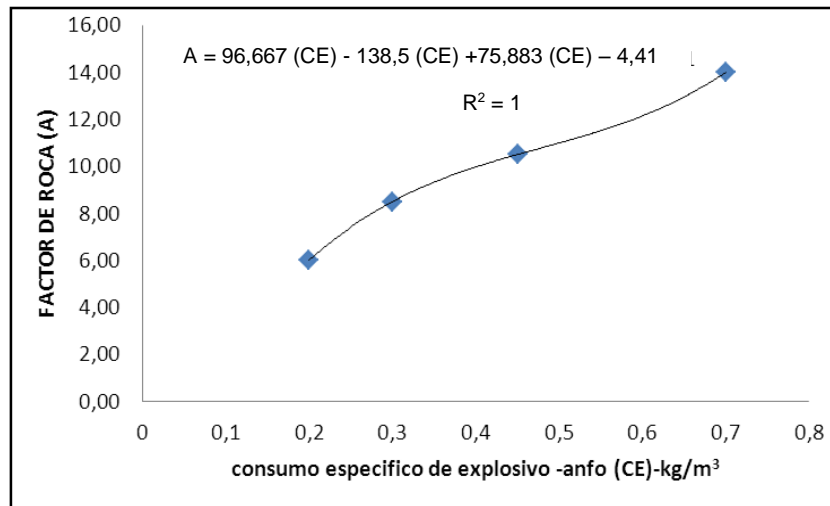


Figura 10. Relación “CE” y factor “A” encontrado por mínimos cuadrados

Fuente: Marcañaupa, 2011.

Donde obtendremos el factor de roca con la siguiente ecuación:

$$A = 96,667 (CE)^3 - 138,5 (CE)^2 + 75,883 (CE) - 4,41 \quad [30]$$

2.2.3.7. Índice de volabilidad de Lilly (1986)

López (2003) afirma: “Lilly ha definido un índice de volabilidad “BI” (*blastability index*) que se obtiene como suma de los valores representativos de cinco parámetros geomecánicos” (p.193).

Obtención del índice de volabilidad:

$$BI = 0,5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI) \quad [31]$$

Donde:

RMD = Descripción del macizo rocoso

JPS = Espaciamiento de las juntas planares

JPO = Orientación de las juntas planares

SPG = Gravedad específica

RSI = Dureza de la roca

En la Tabla 13 se indican los factores de ponderación de cada uno de los parámetros.

Tabla 13: Índice de volabilidad de Lily

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

Fuente: López, 1987.

El ratio de la influencia de la resistencia “RSI”

se estima partir de la expresión:

$$RSI = 0,05 (\sigma_c) \quad [32]$$

Donde:

σ_c = Resistencia a la compresión (MPa).

A partir del índice de volabilidad se puede determinar los consumos específicos de explosivo (CE) y los factores de energía (FE), que se calculan con las ecuaciones 33 y 34:

$$CE \text{ (kg}_{\text{Anfo}}/\text{t)} = 0,004 \text{ (BI)} \quad [33]$$

$$FE \text{ (MJ/t)} = 0,015 \text{ (BI)} \quad [34]$$

De las numerosas experiencias llevadas a cabo en Australia se ha llegado a la conclusión de que el factor de roca "A" del modelo kuz-Ram de Cunningham (1983), puede obtenerse multiplicando BI por 0,12 (ver Figura 11).

Por tanto obtenemos:

$$FR \text{ (A)} = 0,12 \times BI \quad [35]$$

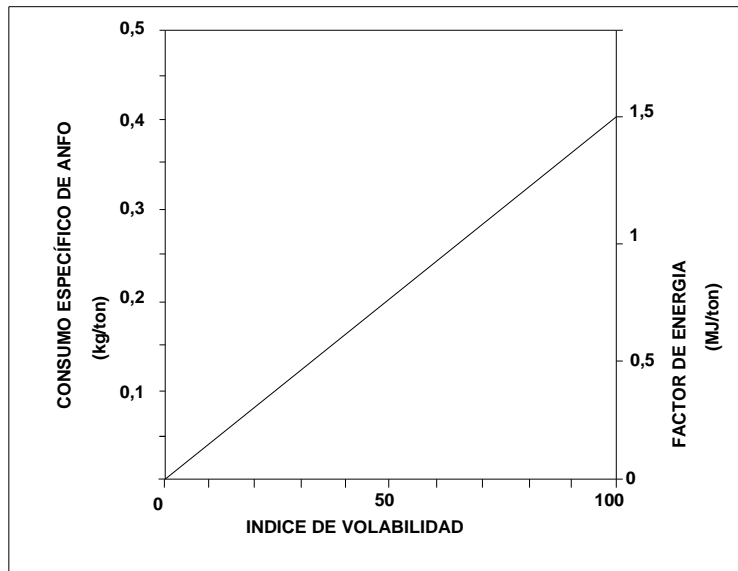


Figura 11. Cálculo de consumo específico y factores de energía a partir de índice de volabilidad
Fuente: López, 1987.

Al reformular la ecuación 33 podemos obtener que con la siguiente ecuación, podemos estimar el índice “BI” a partir del consumo específico de explosivo “CE” de la ecuación de Ashby modificado. Entonces obtendremos:

$$BI = \frac{CE}{0,004} \quad [36]$$

2.2.3.8. Factor de energía (FE)

Este factor indica que la energía requerida por unidad de peso (MJ/t), se puede estimar a partir del índice de volabilidad de lilly, a través de:

$$FE \text{ (MJ/t)} = 0,015 \times BI \quad [37]$$

Ahora expresamos la ecuación 37 en función de consumo específico de explosivo de la ecuación 33 de Ashby obteniendo:

$$FE = 0,12 \times \frac{CE}{0,004} \quad [38]$$

Obteniendo:

$$FE \text{ (MJ/t)} = 30 \text{ (CE)} \quad [39]$$

2.2.3.9. Sísmica de refracción

López (1987) afirma: “Las primeras aplicaciones de la sísmica de refracción al diseño de voladuras fueron llevadas a cabo por Broadbent (1974), Heynen y Dimock (1976), que relacionaron el consumo específico de explosivo con la velocidad sísmica de propagación” (p.193). (Ver Figura 12)

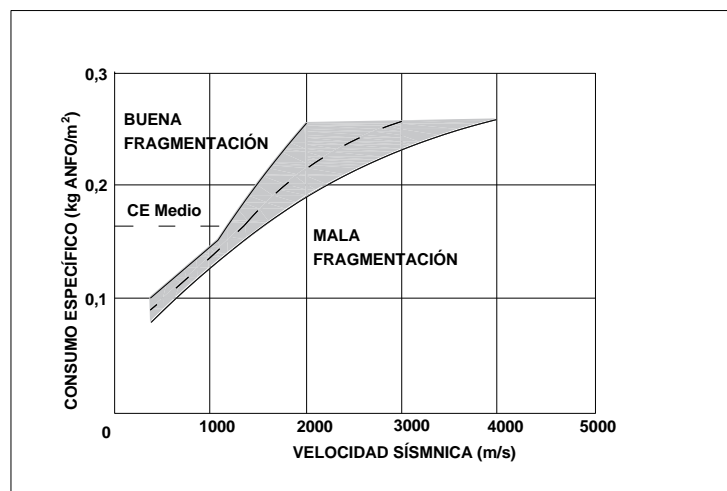


Figura 12. Correlación entre velocidad sísmica y “CE”

Fuente: López, 1987.

Como puede observarse, conforme aumenta la velocidad sísmica se requiere una mayor cantidad de energía para una fragmentación satisfactoria. Es

ampliamente conocido el criterio de acoplamiento de impedancias (velocidad de propagación en la roca multiplicado por la densidad de la roca será igual a la velocidad de detonación multiplicado por la densidad de explosivo), en el intento de maximizar la transferencia de energía del explosivo a la roca. López Jimeno (2003) afirma: “Este método ha tenido gran éxito en diversas explotaciones mineras donde se han llegado a reducir los costos de perforación y voladura hasta en un 15 %” (p.193).

2.2.4. Diseño y cálculo de voladura en galerías y túneles

2.2.4.1. Sistemas de avance

La forma o el esquema según el cual se ataca la sección de un frente dependen de diversos factores:

- Equipo de perforación empleado
- Tiempo disponible para la ejecución
- Tipo de roca

- Tipo de sostenimiento
- Sistema de ventilación

En rocas competentes, las labores con secciones inferiores a 100 m² pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permite la excavación a plena sección. (Ver Figura 13)

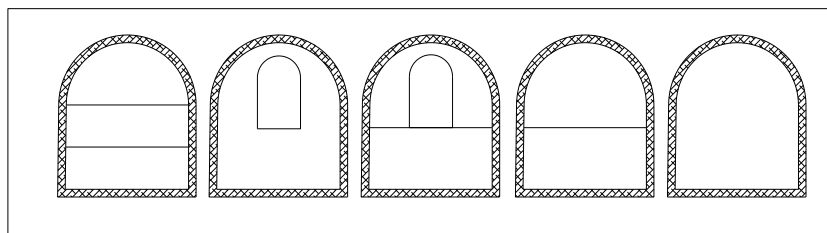


Figura 13. Sistemas de avances en la excavación de túneles y galerías

Fuente: López, 1987.

2.2.4.2. Esquemas de voladura

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

En el núcleo, aunque sea comparable geométricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la

acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre. (Ver Figura 14)

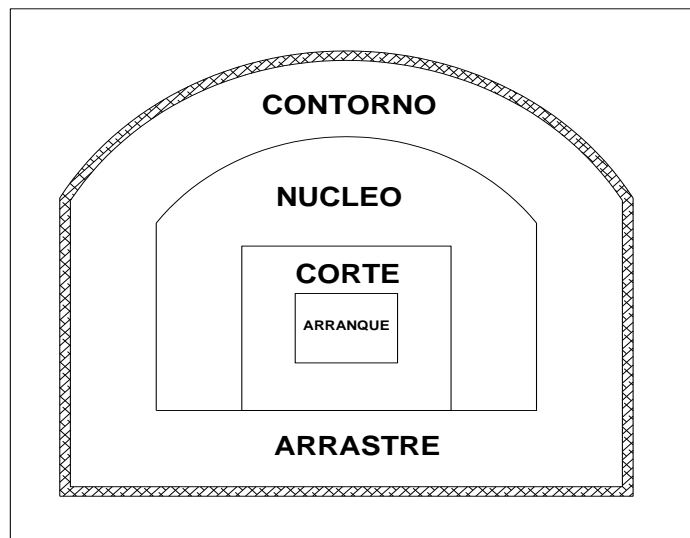


Figura 14. Zonas de una voladura en el frente de un túnel
Fuente: López, 1987.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras en el emboquille y avance. En cuanto la posición del arranque, esta influye en la proyección del escombro, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada

inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado.

2.2.4.3. Tipos de arranques en paralelo

Las voladuras en frentes subterráneos son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido, como ya se ha indicado, que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3 000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los

gases de explosión empujan el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo.

En cuanto a la perforación, esta se ha mecanizado intensamente en las últimas décadas, en base al desarrollo de jumbos hidráulicos, con uno o varios brazos, automatizados y más versátiles. Esto a hecho que la elección de los arranques se dirija hacia el grupo de los denominados de taladros paralelos, pues son mucho más fáciles de perforar ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de la labor como en el caso de los arranques en ángulo.

- **Arranques quemados**

Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan. El diseño más simple es de un rombo con cinco taladros, cuatro vacíos en los vértices y uno cargado al centro. Para ciertas condiciones de roca el esquema se invierte con el taladro central vacío y los cuatro restantes cargados.

También son usuales esquemas con seis, nueve y más taladros con distribución cuadrática, donde la mitad va con carga y el resto vacío, alternándose en formas diferentes, usualmente triángulos y rombos. Esquemas más complicados, como los denominados cortes suecos, presentan

secuencias de salida en espiral o caracol. (Ver Figura 15)

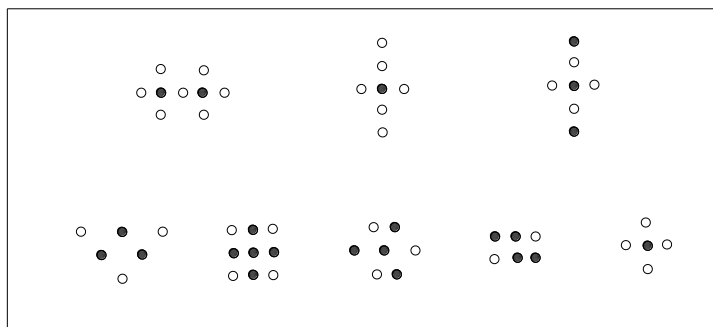


Figura 15. Ejemplo de arranques quemados
Fuente: López, 1987.

- **Arranque cilíndrico**

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: Burden será igual a 0,7 multiplicado por el diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: Burden será igual a 0,7 multiplicado por 2 diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros. (Ver Figura 16)

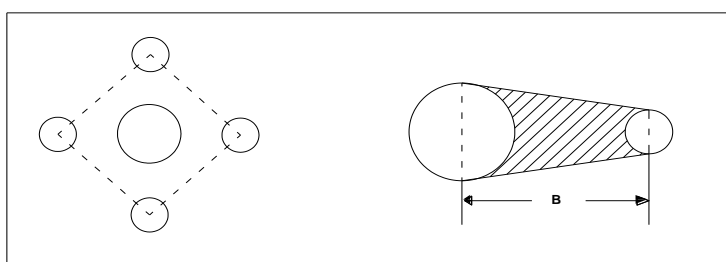


Figura 16. Distancia entre taladro central vacío y los taladros de arranque

Fuente: EXSA, 2009.

Actualmente es el tipo de arranque que se utiliza con más frecuencia en la excavación de labores subterráneas, con independencia de las dimensiones de estas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento de los arranques quemados que se comentaran más adelante. Consta de uno o dos taladros vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los taladros cargados. Los taladros de gran diámetro (65 a 175 mm) se perforan con brocas escariadoras.

El tipo de arranque más empleado es el de cuatro secciones. Ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución, la metodología de cálculo de esquemas y cargas de este arranque y el resto de las zonas de un frente corresponde a las teorías suecas actualizadas por Roger Holmberg (1982) y simplificada por Oloffsson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de arranques cilíndricos que se han utilizado con éxito

y están bien experimentados. (Ver Figura 17)

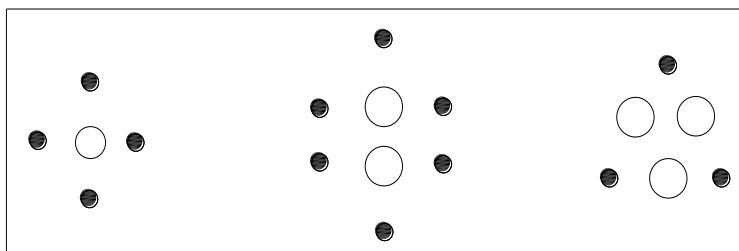


Figura 17. Ejemplos de arranques para eliminar el efecto de simpatía

Fuente: EXSA, 2009.

- **Arranque propuesto por Hagan**

Algunos problemas que se presentan en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por pre-compresión dinámica. El primer fenómeno puede aparecer en un taladro adyacente al que esté detonando. Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario la desensibilización por pre-compresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y particularmente

en el Anfo, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte.

La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga. (Ver Figura 18)

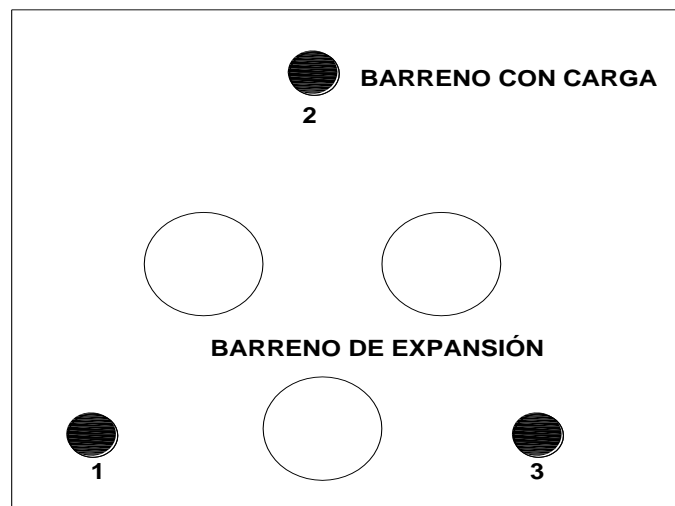


Figura 18. Arranque cilíndrico modificado por Hagan
Fuente: López, 1987.

Como en los arranques cilíndricos cada detonación sucesiva agranda el espacio disponible

para la expansión de los taladros que aún no han salido, la dimensión del burden puede ir aumentando y por lo tanto colocarse las cargas en espiral. (Ver Figura 19)

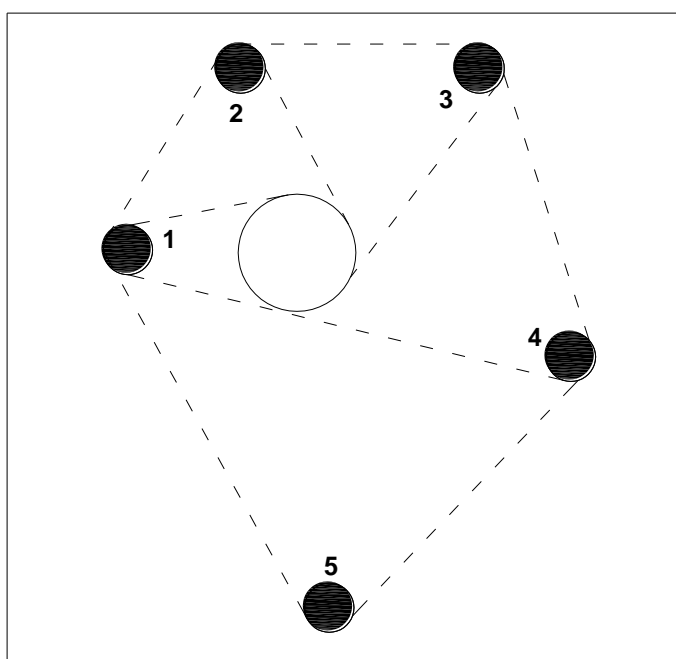


Figura 19. Arranque cilíndrico en espiral

Fuente: López, 1987.

- **Arranque cilíndrico de doble espiral**

Se perfora un taladro central con un diámetro entre 75 a 200 mm que es circunvalado por los taladros más pequeños cargados y dispuestos en

espiral. (Ver Figura 20)

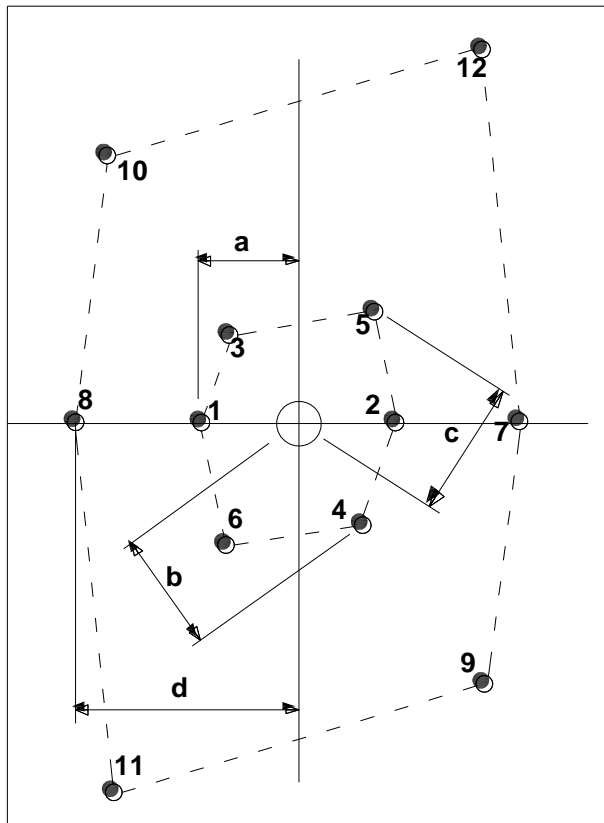


Figura 20. Arranque y corte con doble espiral

Fuente: López, 1987.

- **Arranque Coromant**

Consiste en la perforación de dos taladros secantes de igual diámetro (57 mm), que constituyen el hueco libre en forma de "8" para las

primeras cargas. Se utiliza una plantilla de perforación para perforar los dos taladros anteriores y los restantes del arranque. (Ver Figura 21)

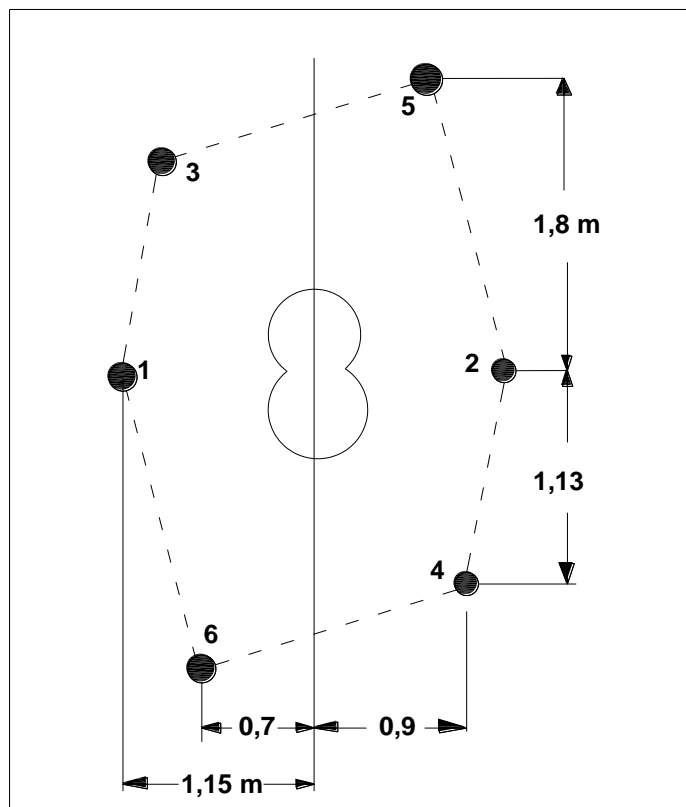


Figura 21. Arranque Coromant

Fuente: López, 1987.

- **Arranque Fagersta**

Se perfora un taladro central de 64 o 76 mm de diámetro y el resto de los taladros cargados más pequeños se colocan según la Figura 22. Es un tipo de arranque mixto entre 4 secciones y el de doble espiral.

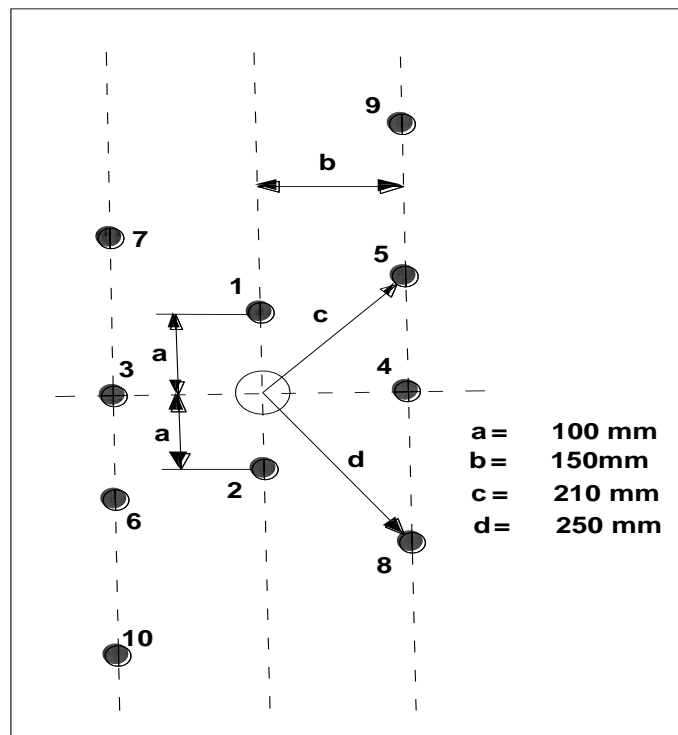


Figura 22. Arranque Fagersta

Fuente: López, 1987.

2.2.4.4. Cálculo y diseño de voladura

a. Avance por disparo

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. López (1987) afirma: “Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2 % los avances medios x pueden llegar a una eficiencia del 95 % de la profundidad de los taladros L ” (p.254).

$$L_{\text{pega}} = 0,95 \times L \quad [40]$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1\phi_2 - 39,4\phi_2^2 \quad [41]$$

Donde:

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

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

$$\phi_2 = \phi'_2 \times \sqrt{NTA} \quad [42]$$

Donde:

ϕ'_2 = Diámetro del taladro vacío de menor diámetro.

b. Arranque y corte de cuatro secciones

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la Figura 23, la distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección. López (1987) afirma que “no debe exceder de “1,7 ϕ_2 ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca, las

condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío” (p.254).

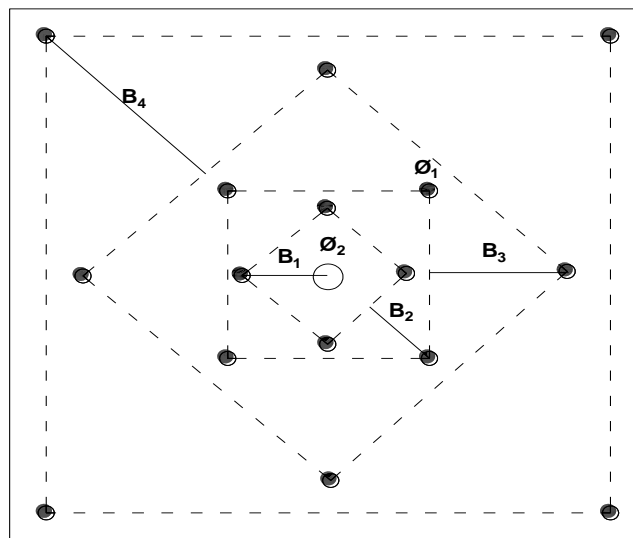


Figura 23. Arranque de cuatro secciones

Fuente: López, 1987.

Para los burden mayores “ $2 \varnothing_2$ ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “ \varnothing_2 ”, si la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque.

Por eso se recomienda (ver Figura 24) que el burden se calcule sobre la base de:

$$B_1 = 1,5 \phi_2 \quad [43]$$

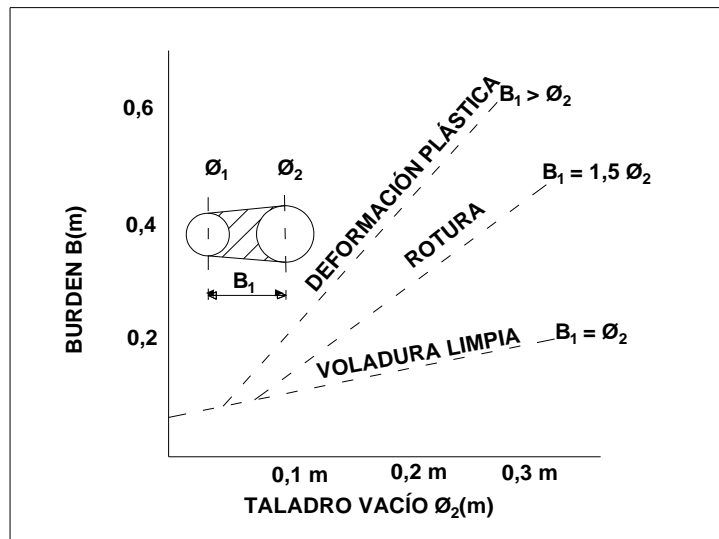


Figura 24. Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos

Fuente: López, 1987.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1 %, el burden práctico se calcula a partir de:

$$B_1 = 1,7\phi_2 - E_p = 1,7\phi_2 - E_p \quad [44]$$

- El error de perforación será:

$$E_p = (\alpha \cdot L + E_e) \quad [45]$$

Donde:

E_p = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (mm/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

E_e = Error de emboquille (m).

López (1987) afirma que “en la práctica la precisión es bastante aceptable y se trabaja con un burden igual a vez y media del diámetro del taladro vacío la concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión” (p.255):

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{Anfo}} \quad [46]$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

\emptyset_1 = Diámetro de perforación (m)

\emptyset_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden (m)

c = Constante de roca

RWS_{Anfo} = Potencia relativa en peso del explosivo
referida al Anfo

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo. (Ver Figura 25)

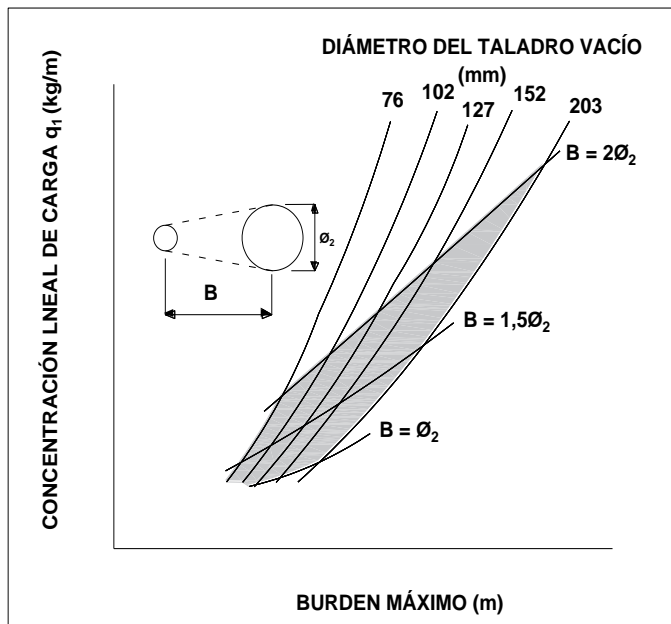


Figura 25. Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca

Fuente: López, 1987.

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “q₁”. El valor del burden se calculará a partir de:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{Anfo}}{\phi_1 \times c}} \quad [47]$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la Figura 26, la superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h”, en la primera sección, por lo que:

$$A_h = \sqrt{2} (B_1 - E_p) \quad [48]$$

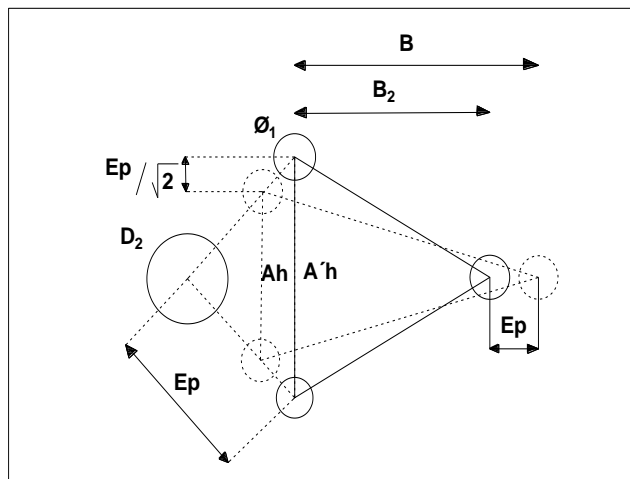


Figura 26. Influencia en la desviación de los taladros
Fuente: López, 1987.

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times RWS_{Anfo}}{\varnothing_1 \times c}} \quad [49]$$

Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico, de acuerdo a la siguiente relación.

$$B_2 = B - EP \quad [50]$$

Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer, la siguiente condición:

$$B_2 \leq 2 Ah$$

López (2003) afirma: “Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con” (p.255). La ecuación 51:

$$q_1 = \frac{540 \phi_1 \times c \times A_h}{RWS_{Anfo}} \quad [51]$$

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

optimizar la fragmentación.

El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones.

$$B_2 > 0,5 Ah$$

El burden para cada sección se calcula con la siguiente fórmula:

$$B_2 = 0,7 B \quad [52]$$

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

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación:

$$T = 10 \phi_1 \quad [53]$$

Se Determinó la carga por barreno con la siguiente expresión:

$$Q_b = q \times (L-T) \quad [54]$$

Donde:

q = Cantidad de carga (kg/m)

L = Longitud total del taladro perforado (m)

c. Diseño de arrastres

Para el cálculo de las zapateras se admite que se trabaja de forma similar a un banco a cielo abierto pero, en este caso, la altura del banco es la profundidad de los barrenos y el factor de fijación (f) toma el valor de 1,45. El elevado factor de

fijación se debe a los barrenos ejercieren un trabajo en roca confinada y contra la gravedad.

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

El burden de las zapatas o arrastre se determina por:

$$B = 0,9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{Anfo}}{\hat{c}_{xf} (S/B)}} \quad [55]$$

Donde:

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

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden
(S/B suele ser 1)

\hat{c} = Constante de roca corregida, será:

$$\hat{c} = c + 0,05; \text{ para burden } \geq 1,4 \text{ m}$$

$$\hat{c} = c + 0,07/B; \text{ para burden } < 1,4 \text{ m}$$

En la zapata se suele utilizar un explosivo más potente ya que hay necesidad de romper barreno hacia arriba.

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

equipo y para permitir la perforación de la próxima sección del túnel. (Ver Figura 27)

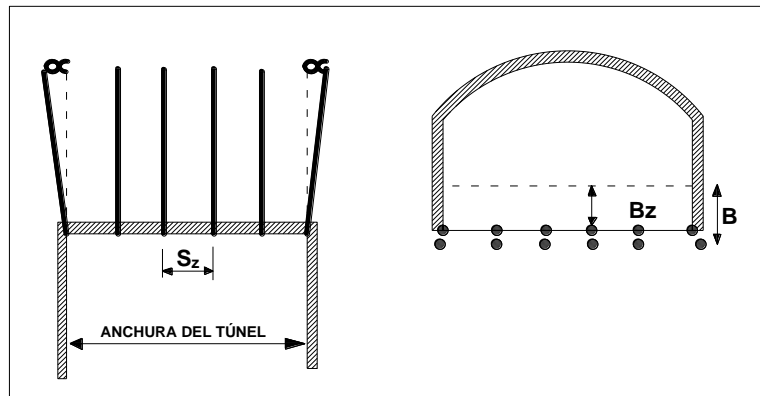


Figura 27. Geometría de los taladros de arrastres
Fuente: López, 1987.

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \left[\frac{AT + 2L \times \text{sen} \gamma}{B} + 2 \right] \quad [56]$$

Donde:

AT = Ancho de la labor (m)

Debido a la dificultad de romper la roca en esquinas, se calculan dos espaciados.

- Espaciamiento de los taladros del centro:

$$S_z = \frac{AT+2L \times \text{sen}\gamma}{NT-1} \quad [57]$$

- Espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'_z = S_z - L \times \text{sen}\gamma \quad [58]$$

- El burden práctico se obtiene a partir de:

$$B_z = B - L \times \text{sen}\gamma - E_p \quad [59]$$

- Longitud de carga de fondo (l_f):

$$l_f = 1,25 \times B_z \quad [60]$$

- Longitud de carga de fondo (l_c):

$$l_c = L - l_f - 10 \phi_1 \quad [61]$$

La concentración de la carga (q) de columna puede reducirse al 70 % de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación. La condición que se debe de cumplir es:

$$B \leq 0,6 L$$

d. **Diseño de contorno**

Si en la excavación no se precisa una voladura de contorno, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastre, con los siguientes valores:

Factor de fijación = $f = 1,2$

Relación S/B = $1,25$

El perfil de una sección de un túnel, debe permanecer estable. Para eso se utiliza un conjunto la detonación controlada, que tienen como objetivo reducir la sobre fragmentación en el macizo rocoso del túnel. Si la roca es suficientemente competente y el recorte no es requerido, el burden y el espaciado de los barrenos de contorno se determinan como los barrenos de destroza que trabajan hacia abajo. En contraposición, si hay la necesidad de controlar esta sobre-fragmentación la experiencia indica que el espaciado debe ser:

$$s_c = K \phi_1 \quad [62]$$

Donde:

K = Constante varía entre 15 y 16

ϕ_1 = Diámetro de taladro (m)

S/B = La relación debe ser de 0,5 a 0,8

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación, para taladros con un diámetro inferior a los 150 mm, se empleó la ecuación:

$$q_{lc} = 90 \times \phi_1^2 \quad [63]$$

Donde:

ϕ_1 = Diámetro de taladro (m)

Después de saber esta concentración, se evalúa el rango de explosivos disponibles y se emplea el indicado.

La concentración de la carga de columna (q_c), siendo la concentración de carga de fondo (q_f) se calculará:

$$q_c = 0,5 q_f \quad [64]$$

d.1. Cálculo de corona

- Determinación del burden de los taladros del techo:

$$B_c = \frac{S_c}{0,8} - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p \quad [65]$$

Donde:

E_p = Error de Perforación

L = Longitud total de perforación (m)

- Determinación del número total de taladros:

$$NB = \frac{P_c}{B_c} + 2 \quad [66]$$

Donde:

P_c = Perímetro de la corona (m)

B_c = Burden corona (m)

d.2. Cálculo de hastiales

Para el cálculo del burden se usó la ecuación 55, el factor de fijación $f = 1,2$ y la relación de espaciamiento $S/B = 1,25$.

- Determinación del burden práctico del hastial:

$$B_h = B_4 - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p \quad [67]$$

- Determinación del número de barrenos o taladros del hastial:

$$NB = \frac{L_{eq}}{(B_h \times S/B)} + 2 \quad [68]$$

- Espaciamiento de contorno en muros:

$$S_R = \frac{L_{eq}}{2} \quad [69]$$

- Cálculo de la longitud de carga de fondo del taladro:

$$l_f = 1,25 \times S_R \quad [70]$$

- Cálculo de carga de columna del barreno:

$$l_c = L - l_f - T \quad [71]$$

Donde:

T = Taco (m)

L = Longitud total de perforación (m)

l_f = Longitud de la carga de fondo (m)

e. **Diseño del núcleo o destroza**

Para el cálculo del diseño de los taladros de destroza, se usa el esquema usado para la zapateras pero hay que tener en cuenta una serie

de factores. Los tiros de destroza van tener dos direcciones de apertura. Y, como es obvio, ese movimiento será afectado de maneras distintas por la gravedad. De esta forma los barrenos que trabajan horizontalmente están más confinados y requieren de un menor burden para que los que trabajan verticalmente en sentido descendente (factor de la gravedad).

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para los de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/burden. (Ver Tabla 16)

Tabla 16: Factor de fijación y relación E/B

Dirección de salida de los barrenos	Factor de fijación "f"	Relación "S/B"
Hacia arriba y horizontalmente	1,45	1,25
Hacia abajo (costados)	1,2	1,25

Fuente: López, 1987.

A continuación se observa el resultado final aplicando el método de Holmberg. (Ver Figura 28)

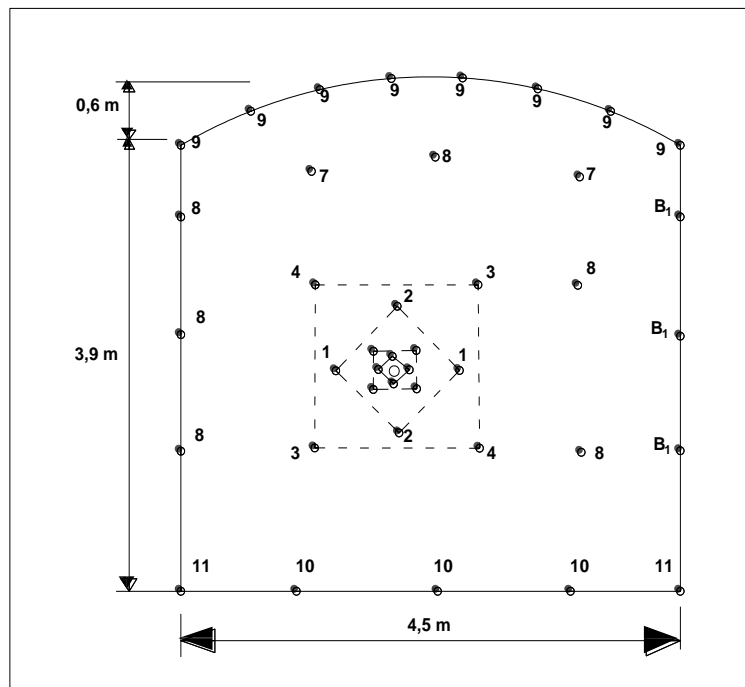


Figura 28. Esquema geométrico de la malla calculada por el método sueco Sección: 4,5 m x 4,5 m.

Fuente: López, 1987.

2.2.5. Teoría de *smooth blasting*

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobrerotura.

Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisas y bien definidas, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad, aspecto muy importante en trabajos subterráneos de orden permanente, para prevención de desplome de techos y otros riesgos, y en superficie para la estabilidad de taludes en cortes de laderas. Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, se disparan en forma simultánea para crear un plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación. (Ver Figura 29 y Figura 30)

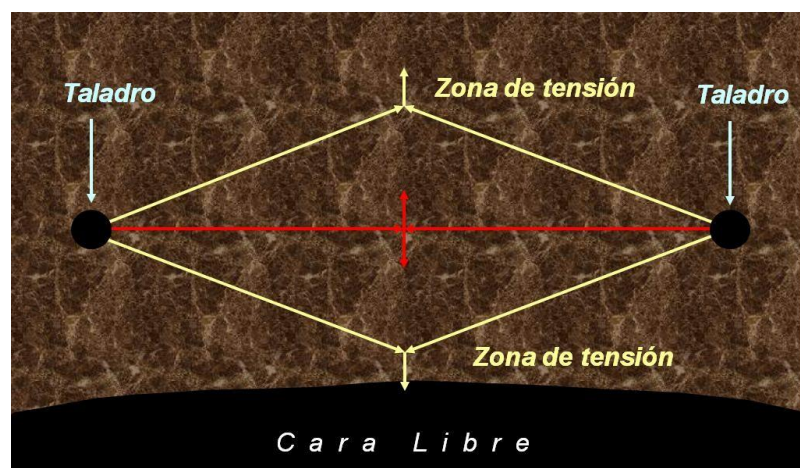


Figura 29. Generación de grietas radiales (amarillo) y grieta planar (roja).

Fuente: Suaña, 2010.

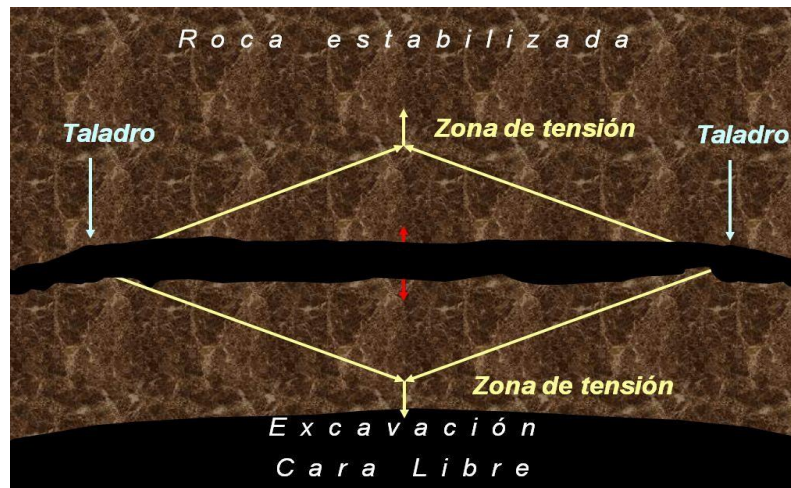


Figura 30. Corte periférico entre taladros.

Fuente: Suaña, 2010.

2.2.6. Análisis de fragmentación

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución es una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla.

El modelo Kuz-Ram

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

Su ecuación es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,8} Q_T^{1/6} \quad [72]$$

Donde:

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos (cm)

A = Factor de roca (índice de volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas

Q_e = Masa del explosivo utilizado (kg)

La fuerza relativa por peso del TNT comparado al Anfo (Anfo = 100) es 115.

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{Anfo}}{115} \right)^{-19/30} \quad [73]$$

Donde:

V_0 = Volumen de roca (m^3) a romper

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos (cm)

A = Factor de roca (índice de volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas

Q_e = Masa del explosivo utilizado (kilogramo)

RWS_{Anfo} = Fuerza relativa por peso del explosivo Anfo ($RWS_{Anfo} = 100$)

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

Si se sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K} \quad [74]$$

Donde:

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo)

K = kg/m³

Se puede reescribir la ecuación como:

$$\bar{X} = A (K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{19/30} \quad [75]$$

La siguiente ecuación se puede utilizar para calcular la fragmentación media (\bar{X}) para un factor triturante dado.

Solucionando la siguiente ecuación para K tenemos:

$$K = \left[\frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{19/30} \right]^{1,25} \quad [76]$$

Cunningham (1983) afirma que “el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es 8 y el límite superior es 12” (p.439).

2.2.7. Distribución “t” de student

En probabilidad y estadística, la distribución “t” de *student*, es una distribución de probabilidad que surge del problema de estimar la media de una población normalmente distribuida cuando el tamaño de la muestra es pequeño.

Esta prueba es usada cuando se cumple las siguientes condiciones:

- Cuando es posible calcular la media y la desviación estándar a partir de la muestra.
- El tamaño de la muestra es menor a 30.

Su procedimiento obedece a 5 pasos:

Paso 1:

Plantear la hipótesis nula (H_0) e hipótesis alternativa (H_1).

- La hipótesis alternativa plantea matemáticamente lo que queremos demostrar.
- La hipótesis nula plantea todo lo contrario.

Paso 2:

Determinar el nivel de significancia (rango de aceptación de hipótesis alternativa) " α ".

Se considera para el caso de la presente investigación:

- 0,05 para proyectos de investigación.

Paso 3:

Evidencia muestral. Se calcula la media y desviación estándar a partir de la muestra.

Paso 4:

Aplicaremos la distribución t de *student*, para calcular la probabilidad de error (P):

- Para dos muestras independientes (para diferentes tamaños muestrales y varianzas):

Esta prueba es también conocida como prueba “t” de Welch y es utilizada únicamente cuando se puede asumir que las dos varianzas poblacionales son diferentes (los tamaños muestrales pueden o no ser iguales) y por lo tanto, deben ser estimadas por separado.

El valor estadístico “t” a probar cuando las medias poblacionales son distintas puede ser calculado como sigue:

Aplicando la ecuación 77:

$$t = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{s_{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}} \quad [77]$$

Donde:

$$s_{\bar{X}_1 - \bar{X}_2} = \sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}} \quad [78]$$

Reemplazando obtendremos:

$$t = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}} \quad [79]$$

Donde:

\bar{X} = Media aritmética

S = Desviación estándar

n = Número de muestras

- Grados de libertad

Son valores que pueden ser asignados de forma arbitraria, su ecuación será:

$$GL = GC + GE \quad [80]$$

Donde:

GE = Grados de libertad

GC = Grado de control

GE = Grado experimental

Tabla 17: Tabla de distribución de la t de *student*

gl	AREA DE COLAS										Colas
	0,900	0,500	0,400	0,200	0,100	0,050	0,020	0,010	0,002	0,001	dos
1	0,158	1,000	1,376	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	318,289	636,619	1
2	0,142	0,816	1,061	1,886	2,920	4,303	6,965	9,925	22,328	31,598	2
3	0,137	0,765	0,978	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	10,214	12,924	3
4	0,134	0,741	0,941	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	7,173	8,610	4
5	0,132	0,727	0,920	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	5,894	6,869	5
6	0,131	0,718	0,906	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,208	5,959	6
7	0,130	0,711	0,896	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	4,785	5,408	7
8	0,130	0,706	0,889	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	4,501	5,041	8
9	0,129	0,703	0,883	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,297	4,781	9
10	0,129	0,700	0,879	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,144	4,587	10
11	0,129	0,697	0,876	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,025	4,437	11
12	0,128	0,695	0,873	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	3,930	4,318	12
13	0,128	0,694	0,870	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	3,852	4,221	13
14	0,128	0,692	0,868	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	3,787	4,140	14
15	0,128	0,691	0,866	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	3,733	4,073	15
16	0,128	0,690	0,865	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	3,686	4,015	16
17	0,128	0,698	0,863	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,646	3,965	17
18	0,127	0,688	0,862	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,610	3,922	18
19	0,127	0,688	0,861	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,579	3,883	19
20	0,127	0,687	0,860	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,552	3,850	20
21	0,127	0,686	0,859	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,527	3,819	21
22	0,127	0,686	0,858	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,505	3,792	22
23	0,127	0,685	0,858	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,485	3,767	23
24	0,127	0,685	0,857	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,467	3,745	24
25	0,127	0,684	0,856	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,450	3,725	25
26	0,127	0,684	0,856	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,435	3,707	26
27	0,127	0,684	0,855	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,421	3,690	27
28	0,127	0,683	0,855	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,408	3,674	28
29	0,127	0,683	0,854	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,396	3,659	29
30	0,127	0,683	0,854	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,385	3,646	30
40	0,126	0,681	0,851	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,307	3,551	40
60	0,126	0,679	0,848	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,232	3,460	60
120	0,126	0,677	0,845	1,289	1,658	1,980	2,358	2,617	3,160	3,373	120
∞	0,126	0,674	0,842	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,090	3,291	∞

Fuente: Pérez, 2009.

Paso 5:

En base a la evidencia disponible se acepta o se rechaza la hipótesis alternativa.

- Si la probabilidad de error (P) es mayor que el nivel de significancia: Se rechaza la hipótesis alternativa.
- Si la probabilidad de error (P) es menor que el nivel de significancia: Se acepta la hipótesis alternativa, ver Figura 31.

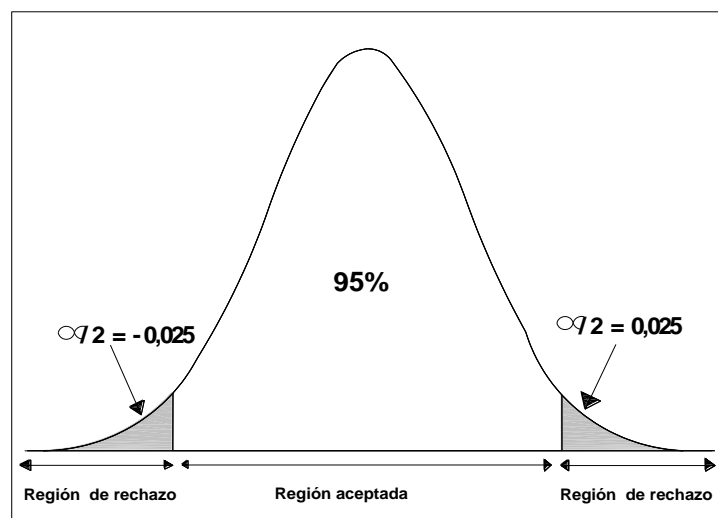


Figura 31. Distribución t de *student*.
Fuente: Elaboración propia.

2.2.8. Aspectos generales

2.2.8.1. Ubicación

La Unidad Minera Catalina Huanca, se ubica en las estribaciones orientales de la cordillera occidental de los Andes del centro del Perú. Políticamente se encuentra en el distrito de Canaria, provincia de Víctor Fajardo, en el departamento de Ayacucho, a una altitud de 3 500 m.s.n.m.

Sus coordenadas U.T.M. son:

Longitud Oeste : 73°55'37,24''

Latitud Sur : 13°59'17,52''

Altitud : 3 500 m.s.n.m.

2.2.8.2. Acceso

La mina es accesible desde la ciudad de Lima, por dos rutas. (Ver Figura 32)

- Desde Nazca hasta la mina haciendo un total de 715 km., este recorrido hace un total de 11 horas.
- Desde Pisco hasta la mina haciendo un total de 1 022 km., este recorrido hace un total de 14 horas.

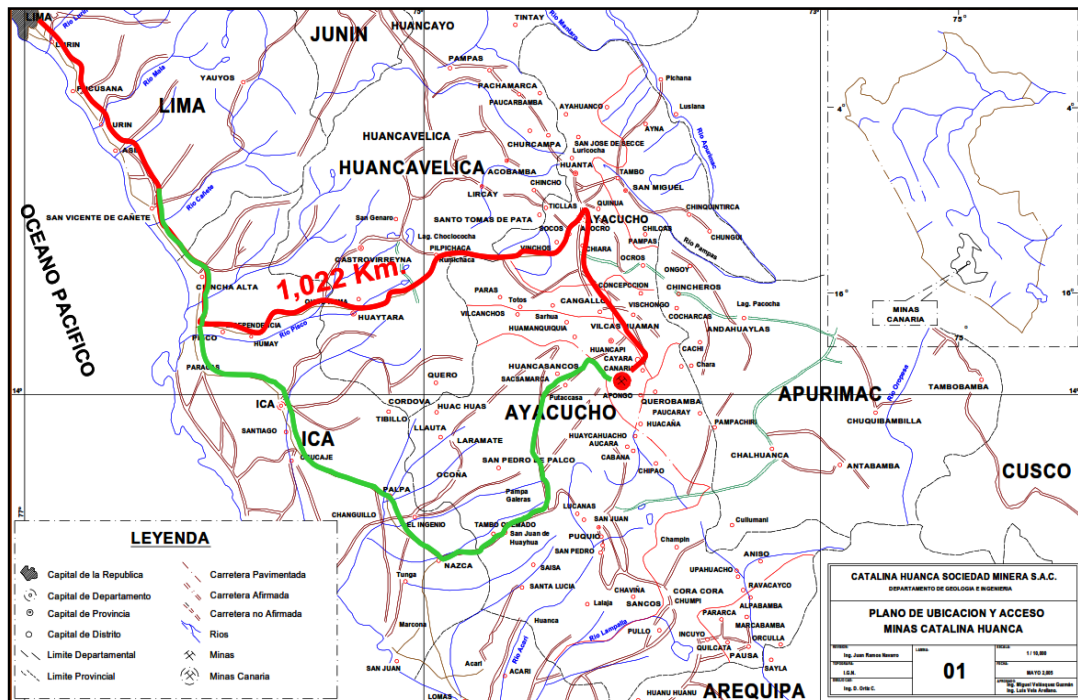


Figura 32: Acceso y ubicación de la Mina Catalina Huanca S.A.C.
Fuente: Área de geomecánica de Catalina Huanca SAC.

2.2.8.3. Clima y vegetación

En esta parte de los andes, el clima es seco y frígido, con dos estaciones bien marcadas: invierno, entre diciembre y marzo, con fuertes precipitaciones de lluvia que según datos registrados alcanzan hasta 700 mm, donde la temperatura durante el día alcanza 20 °C, descendiendo en la noche a 10 °C; y verano, de abril a noviembre donde la temperatura en el día alcanza 16 °C y en las noches baja hasta los 0 °C.

La vegetación en la parte alta está constituida por ichu y pastos naturales, en la parte baja comprende arbustos nativos y sembríos de maíz, trigo, cebada y habas que son consumidos por los habitantes de lugar.

2.2.8.4. Fisiografía

En el área de la mina se observa un relieve accidentado, cuyo relieve está formado por superficies

onduladas y valles pronunciados en forma de “V” observándose en el área de la mina pendientes de hasta 60°. Al lado este el río Mishka y Sondondo que han excavado dando la forma de un cañón, cuya cota de fondo es aproximadamente 2 600 m.s.n.m. y la cota de la cumbre pasa los 4 200 m.s.n.m. además está surcada por pequeñas quebradas por donde circulan pequeños riachuelos y otras son secas.

2.2.8.5. Recursos de la zona

- **Recursos naturales**

El principal recurso natural constituye el yacimiento de mineral y que es objeto de la explotación por la Empresa.

- **Recursos hídricos**

El recurso hídrico para trabajos de mina es escaso en la época seca y es abastecido de

pequeños manantiales, almacenándose en reservorios situados en la parte alta de la mina. Para el tratamiento de mineral el agua es abastecida del riachuelo Mishka que pasa cerca de la localidad de Raccaya y frente a la planta.

- **Recursos humanos**

En la zona se cuenta con personal que tiene cierta experiencia en trabajos mineros, por lo que no se tiene problemas con respecto a la mano de obra. El personal técnico es captado de otros lugares, tanto para trabajos de mina y planta concentradora.

2.2.8.6. Antecedentes históricos

La Mina Catalina Huanca fue trabajada durante la colonia. En la época actual trabajó primero la Compañía Minera Canaria S.A., cuyo dueño fue el ingeniero Pareja de Lucker Lecaros, hasta el año

1987, fecha en que se declara en quiebra y pasa a poder de los trabajadores por ley 21 584, formándose en 1991 la cooperativa minera minas Canaria, con 307 socios, luego cambia a cía. minera Uyuccasa S.A. El año 2004 la propiedad es adquirida por Cormin perteneciente al grupo Trafigura, denominando a esta unidad como mina Catalina Huanca Sociedad Minera. Se dedica a la explotación y tratamiento de minerales de Pb, Zn, Cu, Ag, Au.

2.2.8.7. Ciclo de minado

El ciclo de trabajo para labores de desarrollo y preparación que se cumple estrictamente es el siguiente:

- **Perforación y voladura**

La perforación se realiza con perforadoras jumbo eléctrico: Axera D-310, Boomer H-281 y Boomer H-104, dependiendo del tipo de labor y su

sección. Para la voladura se emplea la Dinamita semigelatina Semexa 65 %, Semexa 45 % y como agente de voladura el Emulnor de 1 000, 3 000 y 5 000 dependiendo de la dureza de roca y como accesorios de voladura los faneles, fulminante PL del 1 al 15, carmex , mecha de seguridad, pentacord.

- **Ventilación**

La ventilación después del disparo se realiza con ventilación artificial mediante mangas de ventilación conforme se avanza la labor.

- **Regado**

En general al inicio de cada guardia se realiza el regado para eliminar el polvo, detectar los tiros cortados y rocas sueltas el regado debe ser un hábito de todo trabajador minero.

- **Sostenimiento**

Por la presencia de terreno bastante variable se utiliza diferentes tipos de sostenimiento. Entre los principales actualmente utilizados se tiene: madera, *split set*, pernos cementados, cuadros de madera y cimbras también se utiliza el *shotcrete*.

- **Limpieza**

Se realiza con *scoop* de: 3,2 m³ (4,2 yardas³) y 1,9 m³ (2,5 yardas³); dependiendo de la sección de la labor que son propiedad de la compañía.

- **Acarreo**

Se realiza con los camiones de bajo perfil *dumpers*, para ello se cuenta con 3 equipos que por ahora son suficientes para el ritmo de producción de la mina.

2.3. Definición de términos

- Alanfo: Mezcla de aluminio con anfo, tiene las mismas características y produce mejor fragmentación que anfo.
- Anfo (*ammonium nitrate - fuel oil*): Explosivo de alto orden. Consiste en una mezcla de nitrato de amonio y un combustible derivado del petróleo, desde gasolinas a aceites de motor.
- Anfops: Mezcla de anfo y bolas de poliestireno expandido de 0,5 a 3 mm.
- Cañas: Son tubos de cloruro de polivinilo abiertos longitudinalmente en cuyo interior se colocan los explosivos, cordón detonante, etc. Permiten introducir fácilmente todos los elementos en su disposición correcta dentro del taladro.
- Discontinuidad: Plano de origen mecánico o sedimentario en un macizo rocoso, con una resistencia a la tracción nula o muy baja (genera comportamiento no continuo de la matriz rocosa, y normalmente anisótropo).
- EG: Energía de gases.
- ET: Energía de tensión.

- Geomecánica: Estudia el comportamiento del macizo rocoso.
- GSI (*Geological Strength Index*): Índice de resistencia geológica.
- Macizo rocoso: Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad.
- RQD (*Rock Quality Designation*): Designación de calidad de roca.
- RMR (*Rock Mass Rating*): Clasificación de la masa rocosa.
- Taladro: Perforación que se hace en un frente para rellenarlo de explosivo a fin de realizar una voladura.
- Taqueo: Disparo en el cual no se tiene el avance deseado dejando una longitud del taladro.
- TNT (*Trinitrotolueno*): Compuesto químico explosivo y parte de varias mezclas explosivas.
- Voladura: Acción por la cual la presión de gases originadas de compuestos químicos que producen fragmentación de la roca.

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1. Tipo y diseño de la investigación

3.1.1. Tipo de investigación

Para Oseda, D. (2008): “La investigación aplicada persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar” (p.144).

3.1.2. Diseño de la investigación

Se utilizó un diseño experimental, se utilizó un diagrama de flujo donde se describe desde el inicio hasta el final de la investigación para comprobar las hipótesis planteadas en el

presente estudio. En la Figura 33 donde se observa el diagrama de flujo.

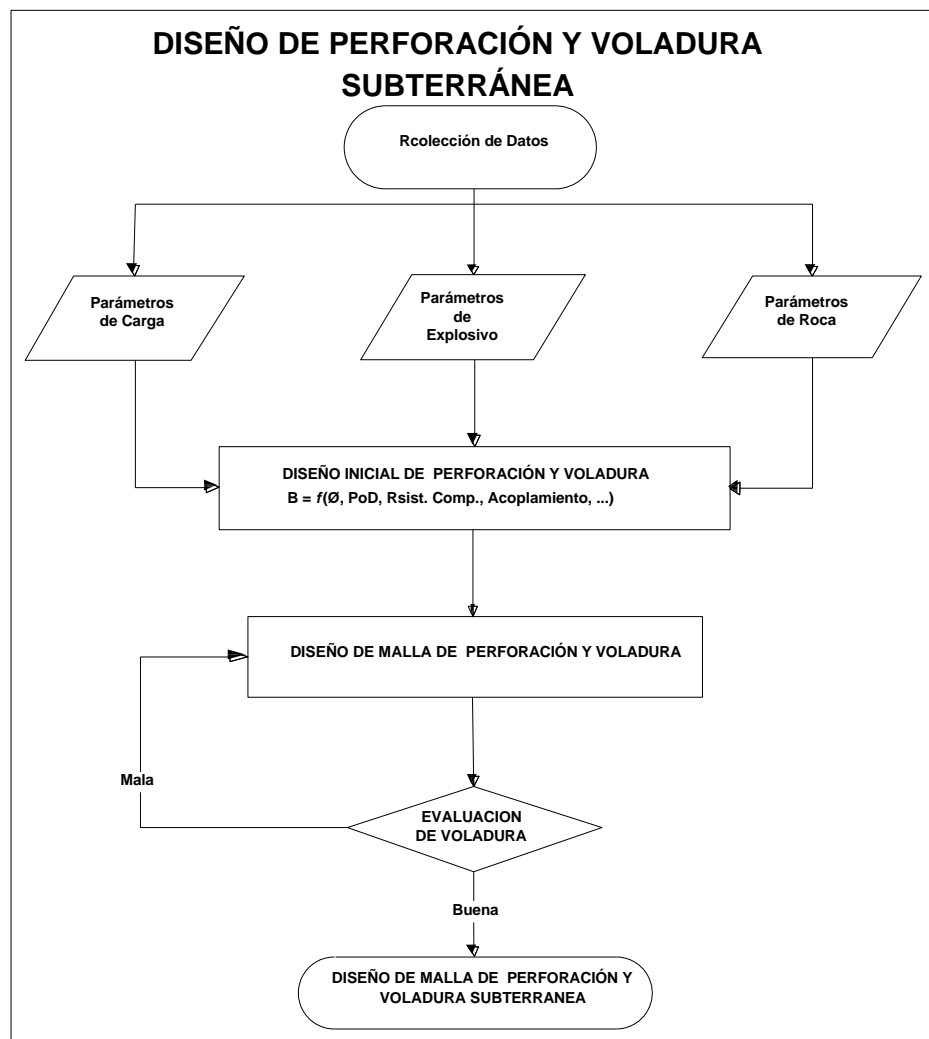


Figura 33. Diagrama de flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura

Fuente: Ojeda, 2007.

3.2. Población y muestra

3.2.1. Población

Oseda, D. (2008) afirma: “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares” (p.120).

Para el caso de nuestra investigación de tesis la población será los frentes de avance anteriores a nuestro diseño de voladura.

3.2.2. Muestra

El mismo Oseda, D. (2008) afirma: “La muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo, posee las principales características de aquella” (p.122). Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace

posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población.

Para el caso de la presente investigación la muestra será el *By pass* 823, en el cuál se aplicará el diseño propuesto.

3.3. Operacionalización de variables

A efectos de realizar las estimaciones estadísticas se procedió a identificar las variables e indicadores. (Ver Tabla 18)

Tabla 18: Cuadro de operacionalización de variables

Variable	Tipo de Variable	Nombre de la Variable	Dimensiones	Indicadores
X	Variable Independiente	Las clasificaciones geomecánicas.	Identificación y definición.	X ₁ = Peso específico de la roca.
				X ₂ = Resistencia a la compresión.
				X ₃ = Calidad del macizo rocoso (RQD, RMR, GSI y Q).
				X ₄ = Constante de roca "c".
				X ₅ = Discontinuidades.
Y	Variable Dependiente	Rendimiento por diseño de voladura.	Cálculo y experimentación.	Y ₁ = Parámetros de perforación.
				Y ₃ = Parámetros de voladura.
				Y ₂ = Parámetros del explosivo.
				Y ₄ = Índice de volabilidad.
				Y ₅ = Fragmentación.

Fuente: Elaboración propia.

3.4. Método de investigación

3.4.1. Método general

En la presente investigación se utilizó el método científico como método general.

Cataldo, A. (1992): “El estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”. (p.32)

Kerlinger, F. (2002) afirma: “El método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica” (p.124).

3.4.2. Método específico

Ávila (2006) afirma: “El método experimental tiene como propósito evaluar o examinar los efectos que se manifiestan en la variable dependiente cuando se introduce la variable independiente, es decir, se trata de probar una relación causal”. (p.30)

El método experimental implica la observación, manipulación, registro de las variables (dependiente, independiente, intervinientes, etc.) que afectan un objeto de estudio.

Ary (1993) afirma: “Los métodos estadísticos describen los datos y características de la población o fenómeno en estudio. Este nivel de investigación responde a las preguntas: quién, qué, dónde, cuándo y cómo”. (p.76)

3.5. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

3.5.1. Técnicas recolección de datos

Se utilizó los métodos inductivo-deductivos. Una observación directa, que tuvo la finalidad de efectuar un diagnóstico situacional del entorno.

Se tomó en cuenta los datos de los informes geomecánicos, mapeos de labores, observación y medición por parte del departamento de geología de la empresa como de las contratas.

Se ha recabado información sobre las operaciones voladura, mediante la técnica de la observación directa.

Se revisaron trabajos e informes de la empresa, diseños de mallas, pruebas de voladura, de programas de avances mina registros del área de voladura y operación mina elaborados de parte de la empresa donde se extrajo los datos relacionados con la problemática.

Se cotejó los datos empíricos con los cálculos matemáticos, para analizarlos e interpretarlos.

3.5.2. Instrumentos de recolección de datos

Para el procesamiento de los datos se efectuó una serie de cálculos para determinar las variables necesarias en relación a la clasificación y caracterización geomecánica del macizo rocoso para poder diseñar la voladura requerida. (Ver Tabla 19)

Tabla 19: Para recolección de datos

CUADRO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	ZONA:		
	LABOR:		
	Nº de disparos/longitud total:		
	Ancho de la labor:		
	Alto de la labor:		
	Distancia a una zona critica:		
	Presencia de agua:		
	PARÁMETRO DE ROCA		
	RMR:		
	GSI:		
	RQD:		
	Resistencia a la Compresión:		
	Densidad de la Roca:		
	PARÁMETRO DE PERFORACIÓN		
	Diámetro del broca:		
	Diámetro de la rimadora:		
	Longitud del barreno:		
	Desviación angular:		
	Ángulo de los taladros de contorno:		
	Desviación angular :		
	Error de emboquille:		
	Eficiencia de perforación:		
	PARÁMETRO DE EXPLOSIVO		
	Tipo de explosivo:		
	Densidad del explosivo:		
	Dimensión del explosivo:		
	Presión de detonación:		
	Velocidad de detonación:		
	Diámetro del explosivo:		
	Longitud del explosivo:		
	Nº de cartuchos/tal:		
	% de acoplamiento:		
	RWS del explosivo:		
	Eficiencia de voladura:		
RESULTADOS DEL DISEÑO			
Nº de taladros:			
Longitud del taladro:			
Longitud de la carga:			
cantidad de explosivo usado:			
Metros totales perforados:			
Avance por disparo:			
Volumen roto:			
Toneladas rotas:			
Factor de carga:			

Fuente: Elaboración propia.

3.6. Procesamiento y análisis de datos

Se utilizó el *Microsoft Excel* para calcular los siguientes estadígrafos:

- Los estadígrafos de la Estadística Inferencial como la Prueba “t” de Student, para contrastar la hipótesis de investigación.
- Cálculos de eficiencias, rendimientos y costos unitarios de nuestro diseño.

3.7. Tamaño de muestra

De las dos labores con este tipo de secciones que se empezó a trabajar solo se tomó una para después comparar resultados con avances anteriores a este diseño y así poder demostrar el rendimiento del diseño en cuanto a avances.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Resultados

4.1.1. Cálculos de la parte geomecánica

Para clasificar la estructura del macizo rocoso en la zona donde está localizada la labor piloto, se ha utilizado el sistema de valoración del macizo rocoso RMR_{89} de Bieniawski, para ello se registraron datos litomorfo-estructurales en estaciones (líneas de detalle) distribuidas espacialmente en las labores cercanas como galería, cruceros y otros al área de diseño, en las cuales se tomó información referida a la orientación de discontinuidades, resistencia a la compresión uniaxial de la roca, grado de fracturamiento, espaciamiento entre discontinuidades, condición de fracturas (persistencia, apertura, rugosidad, relleno e intemperismo) y presencia de agua subterránea. (Ver Tabla 2)

4.1.1.1. RMR (*Rock Mass Rating*)

a. Cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial (σ_c)

El tipo de litología está conformado por calizas del grupo pucara - triásico inferior. Calizas gris oscuras en bancos gruesos, intercaladas con porciones subordinadas de areniscas, yeso y lutitas oscuras en capas delgadas, para el cálculo de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, se utilizó la Tabla 2, la Figura 4 y la ecuación 4:

$$\sigma_c = 10^{(0,00088 \times IR \times \delta + 1,01)}$$

Donde:

IR = Índice de rebote martillo Schmidt = 24,63

δ = Peso específico de la roca = 2,59 t/m³

σ_c = Resistencia a la compresión uniaxial de la roca en MPa

Entonces reemplazando:

$$\sigma_c = 10^{(0,00088 \times 25,46 \times 28,20 + 1,01)} = 36 \text{ MPa}$$

Por tanto la valorización según Bieniawski⁸⁹ es igual a 13.

b. RQD (*Rock Quality Designation*)

Para el tramo analizado “ λ ” es igual a 16 discontinuidades/metro lineal en un tramo de 100 metros, el índice de calidad de roca (RQD) se estima para una línea de mapeo según la ecuación 7:

$$\text{RQD} = 100 \times e^{-0,1 \lambda} \times (0,1 \lambda + 1)$$

Donde:

λ = Número de discontinuidades por metro lineal según Palmstron. (Ver ecuación 8)

Entonces:

$$RQD = 100 \times e^{-0,1(16)} \times (0,1(16) + 1) = 52,49 \%$$

Por tanto la valorización será = 13

c. Espaciamiento de discontinuidades

Se empleó un procedimiento estadístico para determinar el espaciamiento con mayor frecuencia de un total de 150 datos. (Ver Tabla 20 y Figura 34)

Tabla 20: Espaciamiento de discontinuidades

Espaciamiento en mm	N° de muestras
> 2 000mm	14
2 000mm-6 000mm	20
600mm-200mm	45
200mm-60mm	71
<60mm	30
Total	150

Fuente: Área de geomecánica de Catalina Huanca S.A.C.

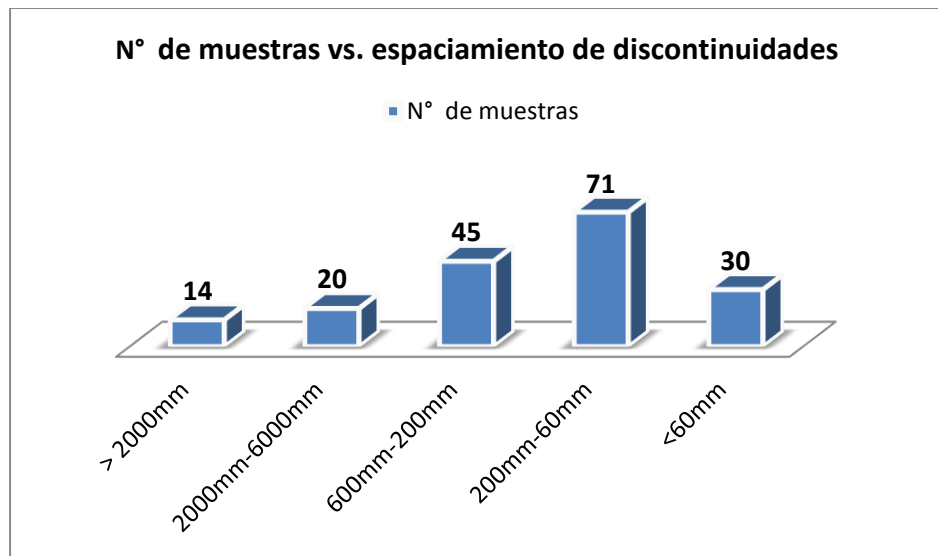


Figura 34. Muestras determinadas estadísticamente

Fuente: Elaboración propia.

Entonces el espaciamiento será de 200 mm a 60 mm. Por tanto la valorización según Bieniawski⁸⁹ es igual a 8.

d. Condiciones de discontinuidades

Es la condición promedio que presentan las superficies de las discontinuidades en el tramo.

(Ver Tabla 21)

- Presenta una persistencia entre 10 a 20 metros de longitud.
- Aperturas < 1 mm de separación.
- Paredes rugosas.
- Sin relleno (limpias).
- Las superficies de las discontinuidades están ligeramente intemperizadas.

Tabla 21: Evaluación del estado de discontinuidades

ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES		
CARACTERÍSTICA	DESCRIPCIÓN	VALOR
Persistencia	10-20m. Long.	1
Abertura	0,1-1,0 mm	3
Rugosidad	Muy rugosa	6
Relleno	duro < 5 mm	4
Alteración	ligeramente	5
Sumatoria Total		19

Fuente: Área de geomecánica de Catalina Huanca Sociedad Minera SAC.

Por lo tanto la valorización será igual a 19

e. Aguas subterráneas

En cuanto a la condición de aguas subterráneas la roca se presenta ligeramente húmeda en la mayoría de los tramos analizados.

Por lo tanto la valorización será igual a 10.

Entonces sumando todas las valorizaciones anteriores se tiene la siguiente Tabla 22:

Tabla 22: Determinación del RMR

PARÁMETROS DE CALSIFICACIÓN Y VALORIZACIÓN RMR	
Resistencia a la compresión uniaxial	4
RQD (<i>Rock quality designation</i>)	13
Espaciamiento de discontinuidades	8
Condiciones de discontinuidades	19
Aguas subterráneas	10
RMR = Sumatoria Total	54

Fuente: Área de geomecánica de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

Por lo tanto el RMR_{89} será igual a 54

4.1.1.2. Cálculo del índice de calidad de masa rocosa (Q)

Se determinará "Q" a través de la ecuación 12.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

$$RQD = 49$$

$$J_n = 9$$

$$J_r = 1,5$$

$$J_a = 2$$

$$J_w = 1$$

$$SRF = 1$$

Reemplazando en la ecuación obtendremos:

$$Q = 4,37$$

Este valor de Q' puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de la ecuación 13:

$$RMR = 15 \text{ Log } Q + 50$$

Reemplazando en la ecuación:

$$\text{RMR} = 59$$

4.1.1.3. Relaciones entre RMR y GSI

Las relaciones existentes entre GSI y RMR, dependiendo del RMR utilizado, se detallan a continuación en las siguientes condiciones:

Para nuestro caso será RMR_{89} :

$$\text{RMR}_{89} > 23 \rightarrow \text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5$$

Entonces reemplazando valores en la ecuación 11:

$$\text{GSI} = \text{RMR}_{89} - 5 = 54 - 5 = 49$$

4.1.2. Adaptación de los índices GSI, RMR Y RQD, en la ecuación de Ashby

Marcañaupa (2011) afirma: “La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicos, que en esta investigación hemos modificado algunos términos para el uso directo de índices RMR, GSI y RQD que en la actualidad estos indicadores son parte de la geomecánica moderna”.

El cálculo del consumo específico de explosivo será de acuerdo a la ecuación 27:

$$CE = \frac{0,56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\left(\frac{115-RQD}{3,3}\right)}}$$

Donde:

CE = Consumo específico de explosivo kg/m³

ρ_r = Densidad de la roca = 2,59 t/m³

RQD = Índice de calidad de la roca = 52,49 %

GSI = Índice de resistencia geológica = 49

Reemplazando en la ecuación anterior obtenemos:

$$CE = \frac{0,56 \times 2,59 \times \tan\left(\frac{49+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\left(\frac{115-52,49}{3,3}\right)}} = 0,35 \text{ kg/m}$$

4.1.3. Determinación y cálculo de constantes, índices y factores de voladura

Calculamos las siguientes constantes a partir del CE, los cuales son importantes en nuestro diseño de voladura:

- La constante de roca “c” con (ver Figura 9):

$$c = 0,8784 \times CE + 0,0052 = 0,31 \text{ kg/m}^3$$

- El factor de roca “A” (ver Figura 10):

$$A = 96,667 (CE)^3 - 138,5 (CE)^2 + 75,883 (CE) - 4,41 = 9,33$$

El límite más bajo para “A” incluso en tipos de roca muy débiles es $A = 8$ y el límite superior es $A = 12$. El macizo rocoso de nuestra labor piloto es fracturado y alterado (Cunningham, 1983). Este factor “A” se calcula con el fin de predecir la fragmentación roca.

- Índice de volabilidad de Lilly (BI), ver ecuación 36:

$$BI = \frac{CE}{0,004} = 87,50$$

- Factor de energía (FE), ver ecuación 39:

$$FE = 30 (CE) = 10,50 \text{ MJ/t}$$

4.1.4. Aplicación del método de diseño en la labor piloto

Para el diseño de nuestra voladura se utilizó el método sueco tomando como referencia el manual de López Jimeno, para el cálculo del burden, y demás parámetros para determinar nuestro diseño. Para la perforación se usó el jumbo electro hidráulico de 01 brazo áxera D-310, cuya

capacidad de perforación máxima es de 4,27 m (14 pies perforados). Se usó este equipo debido a la dimensión y al avance que determinó el área de planeamiento.

Para la determinación de nuestro diseño empezaremos con la determinación de nuestras variables para luego proceder a calcular el resultado teórico para diseñar la malla de perforación.

A. Aplicación de las variables geomecánicas para el diseño de voladura en la labor

Determinamos nuestro diseño de voladura en *by pass* 823, ubicada en el Nivel 3 189, cuya sección es de 4,50 m x 4,50 m.

Variables o datos de campo usados para el diseño de voladura:

Datos geomecánicos:

- RQD = 52 %
- RMR = 54
- GSI = 49
- Resistencia a la compresión = 36 MPa
- Densidad de la roca = 2,59 t/m³
- Ancho de labor = AL = 4,50 m
- Alto de labor = HL = 4,50 m

Datos de perforación:

- Diámetro de broca (ϕ_1) = 45 mm
- Diámetro de broca rimadora (ϕ'_2) = 102 mm
- Longitud del barreno (L) = 14 pies = 4,27 m
- Eficiencia de perforación = 95 %
- Ángulo de taladros de contorno (γ) = 3°
- Desviación angular (α) = 10 mm/m
- Error de emboquille (e') = 20 mm

Datos de voladura:

- Especificaciones técnicas de los explosivos (ver Tabla 23, Tabla 24 y Tabla 25):

Tabla 23: Especificaciones técnicas de las dinamitas

Especificaciones técnicas	Unidades	Semexa 80	Semexa 65	Semexa 45
Densidad	g/cm ³	1,18±3%	1,12±3%	1,08±3%
Velocidad de detonación*	m/s	4 500	4 200	3 800
Velocidad de detonación**	m/s	5 400	5 000	4 700
Presión de detonación	kbar	86	70	60
Energía	kcal/kg	1 000	950	900
Volumen normal de gases	l/kg	916	932	939
Potencia relativa por peso	%	110	104	99
Potencia relativa por volumen	%	160	144	132
Resistencia al agua (Norma técnica peruana)	hora	4	3	2
Vida útil	meses	18	18	18

Fuente: EXSA, 2009.

Tabla 24: Parámetros de las dinamitas

Descripción de las dinamitas con las que contamos para nuestro diseño					
Dinamitas	∅ del cartucho (mm)	longitud del cartucho (cm)	cartuchos/caja (und)	kg/cartucho	kg/m
Semexa de 65 1 1/2*8	0,038	0,20	96	0,26	1,27
Semexa de 65 1 1/4*8	0,032	0,20	136	0,18	0,89
Semexa de 65 1 1/8*8	0,029	0,20	180	0,14	0,69
Semexa de 65 7/8*8	0,022	0,20	268	0,09	0,43

Fuente: Elaboración propia

Tabla 25: Tabla de carga explosiva/metro lineal

CARGA EXPLOSIVA POR METRO LINEAL															
∅	Densidad de los Explosivos EXSA (gr/cm ³)														
	mm	pulg.	0,78	0,84	0,90	0,95	1,00	1,05	1,08	1,12	1,18	1,27	1,30	1,35	1,38
22	0,875	0,30	0,32	0,34	0,36	0,38	0,40	0,41	0,43	0,45	0,48	0,49	0,51	0,52	0,54
25	1	0,38	0,41	0,44	0,47	0,49	0,52	0,53	0,55	0,58	0,62	0,64	0,66	0,68	0,70
28	1,1/8	0,48	0,52	0,55	0,58	0,62	0,65	0,67	0,69	0,73	0,78	0,80	0,83	0,85	0,87
38	1,1/2	0,88	0,95	1,02	1,08	1,13	1,19	1,22	1,27	1,34	1,44	1,47	1,53	1,57	1,61
44	1,3/4	1,19	1,28	1,37	1,44	1,52	1,60	1,64	1,70	1,79	1,93	1,98	2,05	2,10	2,16
51	2	1,59	1,72	1,84	1,94	2,04	2,14	2,21	2,29	2,41	2,59	2,66	2,76	2,82	2,90
64	2,1/2	2,51	2,70	2,90	3,06	3,22	3,38	3,47	3,60	3,80	4,09	4,18	4,34	4,44	4,57
76	3	3,54	3,81	4,08	4,31	4,54	4,76	4,90	5,08	5,35	5,76	5,90	6,12	6,26	6,44
89	3,1/2	4,85	5,23	5,60	5,91	6,22	6,53	6,72	6,97	7,34	7,90	8,09	8,40	8,59	8,83
102	4	6,37	6,86	7,35	7,76	8,17	8,58	8,83	9,15	9,64	10,38	10,62	11,03	11,28	11,60
114	4,1/2	7,96	8,57	9,19	9,70	10,21	10,72	11,02	11,43	12,64	12,96	13,27	13,78	14,09	14,49
127	5	9,88	10,64	11,40	12,03	12,67	13,30	13,68	14,19	14,95	16,09	16,47	17,10	17,48	17,99
140	5,1/2	12,01	12,93	13,85	14,62	15,39	16,16	16,63	17,24	18,16	19,55	20,01	20,78	21,24	21,86
152	6	14,15	15,24	16,33	17,24	18,15	19,05	19,60	20,32	21,41	23,05	23,59	24,50	25,04	25,77
165	6,1/2	16,68	17,96	19,24	20,31	21,38	22,45	23,09	23,95	25,23	27,16	27,80	28,87	29,51	30,36
171	6,3/4	17,91	19,20	20,67	21,82	22,97	24,11	24,80	25,72	27,10	29,17	29,86	31,00	31,69	32,61
178	7	19,41	20,90	22,40	23,64	24,88	26,13	26,88	27,87	29,36	31,60	32,35	33,59	34,34	35,34
191	7,1/2	22,35	20,07	25,79	27,22	28,85	30,08	30,94	32,09	33,81	36,39	37,25	38,68	39,54	40,69
200	7,7/8	24,50	26,39	28,27	29,85	31,42	32,99	33,93	35,19	37,07	39,90	40,84	42,41	43,35	44,61
203	8	25,25	27,19	29,13	30,75	32,37	33,98	34,95	36,25	38,19	41,10	42,08	43,69	44,66	45,96
229	9	32,13	34,60	37,07	39,13	41,19	43,25	44,48	46,25	48,60	52,31	53,54	55,60	56,84	58,49
251	9,7/8	38,60	41,56	44,53	47,01	49,48	51,96	53,44	55,42	58,39	62,84	64,33	66,80	68,28	70,26
270	10,5/8	44,66	48,09	51,53	54,39	57,26	60,12	61,84	64,13	67,56	72,71	74,43	77,30	79,01	81,30
279	11	47,69	51,35	55,02	58,08	61,14	64,19	66,03	68,47	72,14	77,64	79,48	82,53	84,37	86,81
311	12,1/4	59,25	63,81	68,37	72,17	75,96	79,76	82,04	85,08	89,64	96,48	98,75	102,55	104,83	107,87
381	15	88,93	95,77	102,61	108,31	114,01	119,71	123,13	127,69	134,53	144,79	148,21,	153,91	157,33	161,89

Fuente: EXSA, 2009.

B. Cálculo del arranque

B.1. Cálculo del avance por disparo

Se consideró el cálculo de cuatro secciones por lo que inicialmente se obtuvo la longitud de perforación de acuerdo al tipo de equipo de perforación y la sección establecida por el área de planeamiento, para ello necesitaremos conocer la longitud total de avance por pega, disparo máximo por guardia al 95 %, ecuación 40:

$$L_{\text{pega}} = L \times \text{Eff}$$

Donde:

L = Longitud de perforación a 14 pies = 4,27 m

Eff = Eficiencia de la perforación = 95 %

Reemplazando valores:

$$L_{\text{pega}} = (4,27) \times (0,95) = 4,05 \text{ m}$$

En este cálculo fue importante conocer el diámetro de los taladros de alivio que se emplearán en el diseño de voladura. Determinando el avance por disparo según el diámetro de la broca y la longitud del barreno.

La profundidad de los taladros se puede estimar según la siguiente expresión. (Ver ecuación 41)

$$L' = 0,15 + 34,1 \varnothing - 39,4 \varnothing^2$$

Donde:

\varnothing = Diámetro del taladro de alivio (m).

Se empleó una broca de 45 mm de \varnothing en la ecuación 41 obteniendo:

$$L' = 0,15 + 34,1 (0,045) - 39,4 (0,45)^2 = 1,60 \text{ m}$$

Entonces, con una broca de 45 mm de diámetro como taladro de alivio, se obtuvo 1,60 m de avance, un resultado menor que lo estimado de 4,27 m de profundidad como el avance máximo de la perforación y voladura.

Por tanto, con una broca rimadora con un diámetro de 102 mm, como taladro de alivio se obtuvo:

$$L'_1 = 0,15 + 34,1 (0,0102) - 39,4 (0,0102)^2 = 3,22 \text{ m}$$

Se Observa que aun usando la broca rimadora de 102 mm tampoco se alcanzó el avance requerido, por tanto es necesario perforar más de un taladro vacío.

Cuando es más de un taladro vacío o de alivio, se hace intervenir el diámetro equivalente. (Ver Figura 35)

Se optó por perforar 3 taladros vacíos o de alivio llegando así a nuestro avance requerido, para lo cual usaremos la siguiente ecuación para más de un taladro de alivio. (Ver ecuación 42)

$$\phi'_2 = \phi_2 \times \sqrt{NTA}$$

Donde:

ϕ'_2 = Diámetro del taladro vacío equivalente (m)

NTA = Número de taladros de alivio (m)

$$\phi'_2 = 0,102 \times \sqrt{3} = 0,18\text{m}$$

Ahora reemplazando ϕ'_2 en la siguiente ecuación 41 obtendremos:

$$L'_2 = 0,15 + 34,1 (0,18) - 39,4 (0,18)^2 = 4,94 \text{ m}$$

Se determinó que con 3 taladros de Alivio es suficiente para lograr 4,42 m de avance, con una eficiencia del disparo del 100 %. Pero sabemos que el avance efectivo puede variar hasta un 95 %, determinando un avance por pega de:

$$L_{\text{pega}} = 4,27 \times \text{Eff}$$

Donde:

Eff = Eficiencia al porcentaje esperado (%)

Reemplazando valores:

$$L_{\text{pega}} = 4,27 \times 0,95 = 4,05 \text{ m}$$

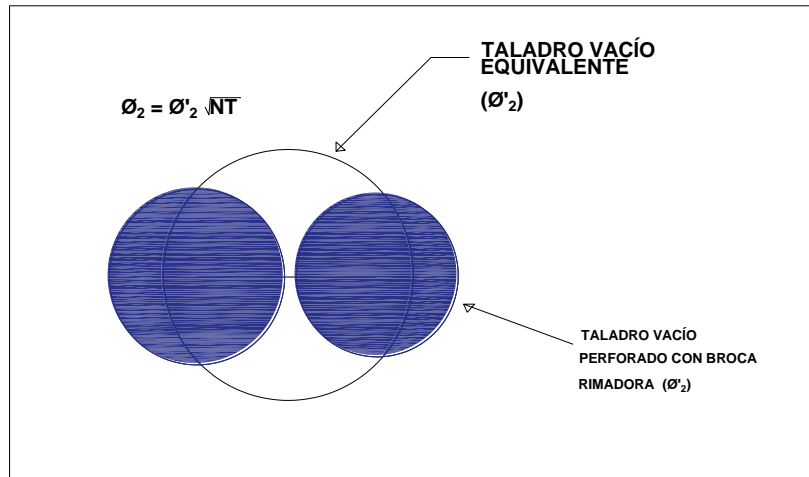


Figura 35. Taladro vacío equivalente
 Fuente: EXSA, 2009.

B.2. Diseño de las 4 secciones del arranque o corte

Se determinó el burden_1 del primer cuadrante por medio del diámetro de taladro equivalente, de modo distinto de las demás secciones, se consideró que existen huecos rectangulares de ancho (A_h), se utilizó la misma concentración de carga (q), hallada en el primer cuadrante para las demás secciones del arranque.

El valor del burden_2 , burden_3 , burden_4 ; se calculó a partir de la ecuación 47:

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

B.2.1. Cálculo del primer cuadrante:

Como se utilizó 3 taladros de alivio para alcanzar el avance estimado de 4,27 metros, se obtuvo un diámetro de taladro vacío equivalente de 0,18 metros, entonces determinamos el burden en el arranque, según la teoría de áreas de influencia de la siguiente manera (ver Figura 36):

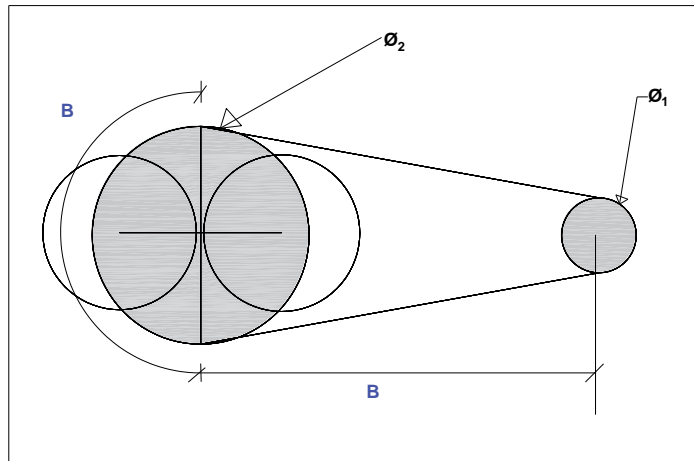


Figura 36. Burden a partir del taladro vacío equivalente
Fuente: EXSA, 2009.

- Se sabe que por la longitud del arco:

$$B = \frac{\pi \times \phi'_2}{2} = 1,57 \phi'_2$$

- Entonces, se reemplaza en la fórmula anterior para obtener el burden del primer cuadrante donde 0,18 es el diámetro del taladro vacío equivalente,

$$B_1 = 1,57 (0,18) = 0,28 \text{ m}$$

- Entonces calculó el error de perforación o emboquillamiento, para poder hallar el burden práctico del primer cuadrante. (Ver ecuación 45)

$$E_p = (\alpha \cdot L + e')$$

Donde:

α = Desviación angular = 0,01 mm/m

L = Longitud total perforación = 4,27 m

e' = Error de emboquille = 0,02 m

Reemplazando en E_p :

$$E_p = (\alpha \cdot L + e') = (0,01 (4,27) + 0,02) = 0,06 \text{ m}$$

- Cálculo del burden práctico (B_{p1}), ecuación 50:

$$B_{p1} = B_1 - E_p$$

Donde:

$$B_1 = \text{Burden}_1 = 0,21 \text{ m}$$

$$E_p = \text{Error de perforación} = 0,06 \text{ m}$$

Entonces reemplazando se obtuvo:

$$B_{p1} = 0,28 - 0,06 = 0,22 \text{ m}$$

Este valor no reemplazará al burden "B₁", para calcular la concentración lineal de carga "q₁".

- Sección primer cuadrante A'_{h1} , ver ecuación 48:

$$A'_{h1} = \sqrt{2} \times B_{p1}$$

Donde:

B_{p1} = Burden práctico (m).

Se reemplazó valores:

$$A'_{h1} = \sqrt{2} \times 0,22 = 0,31\text{m}$$

- Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo (q_1), el cálculo se hará según la ecuación 46:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1,5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{c}{0,4} \right] \times \frac{1}{RWS_{\text{Anfo}}}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación = 0,045 m

ϕ'_2 = Taladro vacío equivalente = 0,18 m

B_1 = Burden = 0,21 m

c = Constante de roca = 0,31 kg/m³

RWS_{Anfo} = Potencia relativa del Anfo (%)

Para este ejemplo se utilizó como explosivo:

Semexsa 65 % ($RWS_{Anfo} = 104 \% = 1,04$)

Reemplazando en la ecuación 46 se obtuvo que:

$$q_1 = 55 \times 0,045 \times \left[\frac{0,21}{0,18} \right]^{1,5} \times \left[0,21 - \frac{0,18}{2} \right] \times \left[\frac{0,31}{0,4} \right] \times \frac{1}{1,04}$$

$$q_1 = 0,69 \text{ kg/m}$$

Por tanto se utilizará dinamitas disponibles cuyos kilogramos por metro lineal se pueda adecuar a la carga calculada, se usó cartuchos de 32 mm cuyo peso es 0,18 kg/cartucho.

- Determinación de longitud de carga:

$$L_{\text{carga}} = (L - T)$$

Donde:

L = Profundidad total del taladro = 4,27 m

T = Taco (m)

Por tanto, determinamos la longitud del
taco usando la ecuación 53:

$$T = 10 \phi_1$$

Donde:

ϕ_1 = Diámetro del taladro de carga = 0,045 m

Al reemplazar en la ecuación 53 se
obtendrá:

$$T = 10 \times 0,045 = 0,45 \text{ m}$$

Entonces reemplazando en la ecuación de L_{carga} se obtendrá:

$$L_{\text{carga}} = (4,27 - 0,45) = 3,82 \text{ m}$$

- Cálculo de la carga del barreno ecuación 54:

$$Q_b = q_1 \times L_{\text{carga}}$$

Donde:

$$q_1 = \text{Cantidad de carga/ metro} = 0,69 \text{ kg/m}$$

$$L_{\text{carga}} = \text{Longitud de carga} = 3,82 \text{ m}$$

Reemplazando se obtuvo:

$$Q_1 = 0,69 \times 3,82 = 2,64 \text{ kg}$$

- Determinación de número de cartuchos:

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{Q_1 \text{ (kg)}}{\text{peso del cartucho (kg)}}$$

Reemplazando valores:

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{2,64}{0,18}$$

Número de cartuchos = 15 cartuchos/taladro

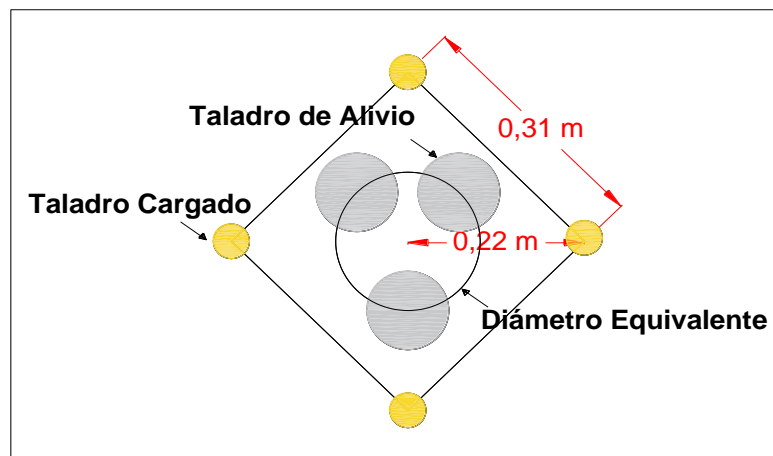


Figura 37. Diámetro equivalente, burden y espaciamento de los taladros del primer cuadrante

Fuente: Elaboración propia.

B.2.2. Cálculo del segundo cuadrante:

- Cuando existe un error de perforación, los taladros del primer cuadrángulo difieren en la

distancia, por tanto se utiliza la ecuación 48:

$$A_{h2} = \sqrt{2} \times (B_1 - E_p)$$

Donde:

$$B_1 = \text{Burden}_1 = 0,28 \text{ m}$$

$$E_p = \text{Error de perforación} = 0,06 \text{ m}$$

Reemplazando:

$$A_{h2} = \sqrt{2} (0,21 - 0,06) = 0,31 \text{ m}$$

- Calcularemos el burden_2 para el nuevo cuadrante, se utilizará la ecuación 47:

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

Donde:

q_1 = Carga lineal del taladro = 0,69 kg/m

\emptyset_1 = Taladro de producción = 0,045m

c = Constante de roca = 0,31

A_{h1} = Lado de la 1^{era} sección = 0,63 m

$RWS_{Anfo} = 1,04$

Reemplazando se obtuvo:

$$B_2 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0,31 \times 0,69 \times 1,04}{0,045 \times 0,31}} = 0,35 \text{ m}$$

- Determinación del burden práctico para el segundo cuadrante a partir de la ecuación 50:

$$B_{p2} = B_2 - E_p$$

Donde:

$B_2 = \text{Burden}_2 = 0,35 \text{ m}$

$E_p = \text{Error de perforación} = 0,06 \text{ m}$

Al reemplazar se obtendrá:

$$B_{p2} = 0,35 - 0,06 = 0,29 \text{ m}$$

- Cálculo del nuevo lado de la sección del segundo cuadrante A'_{h2} :

$$A'_{h2} = \sqrt{2} \times \left(B_2 + \frac{A_{h1}}{2} \right)$$

Donde:

$$B_{p2} = \text{Burden práctico}_2 = 0,29 \text{ m}$$

$$A_{h1} = \text{Lado de la 1}^{\text{era}} \text{ sección} = 0,31 \text{ m}$$

Al reemplazar se obtendrá:

$$A'_{h2} = \sqrt{2} \times \left(0,29 + \frac{0,31}{2} \right) = 0,63 \text{ m}$$

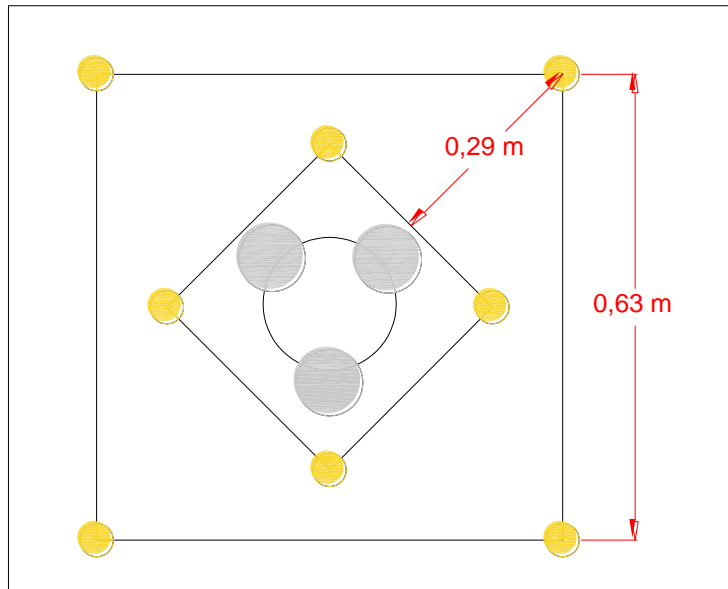


Figura 38. Burden y espaciamento de los taladros del segundo cuadrante

Fuente: Elaboración propia.

B.2.3. Cálculo del tercer cuadrante:

Usamos el mismo criterio del segundo cuadrante para calcular el tercer cuadrante:

- Cálculo el burden₃, ver ecuación 47:

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

Donde:

q_1 = Carga lineal del taladro = 0,69 kg/m

ϕ_1 = Taladro de producción = 0,045 m

c = Constante de roca = 0,31

A'_{h2} = Lado de la 2^{da} sección = 0,63 m

$RWS_{Anfo} = 1,04$

Reemplazando se obtendrá:

$$B_3 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0,63 \times 0,69 \times 1,04}{0,045 \times 0,31}} = 0,49 \text{ m}$$

- Cálculo del burden práctico para el tercer cuadrante a través de la ecuación 50:

$$B_{p3} = B_3 - E_p$$

Donde:

$B_3 = \text{Burden}_3 = 0,61 \text{ m}$

$E_p = \text{Error de perforación} = 0,06 \text{ m}$

Reemplazando se obtendrá:

$$B_{p3} = 0,49 - 0,06 = 0,43 \text{ m}$$

- Cálculo del nuevo lado de la sección del tercer cuadrante A'_{h2} :

$$A'_{h3} = \sqrt{2} \times \left(B_{p3} + \frac{A_{h2}}{2} \right)$$

Donde:

$$B_{p3} = \text{Burden práctico}_3 = 0,43 \text{ m}$$

$$A'_{h2} = \text{Lado de la 2}^{\text{da}} \text{ sección} = 0,63 \text{ m}$$

Reemplazando se obtendrá:

$$A'_{h3} = \sqrt{2} \times \left(0,43 + \frac{0,63}{2} \right) = 1,06 \text{ m}$$

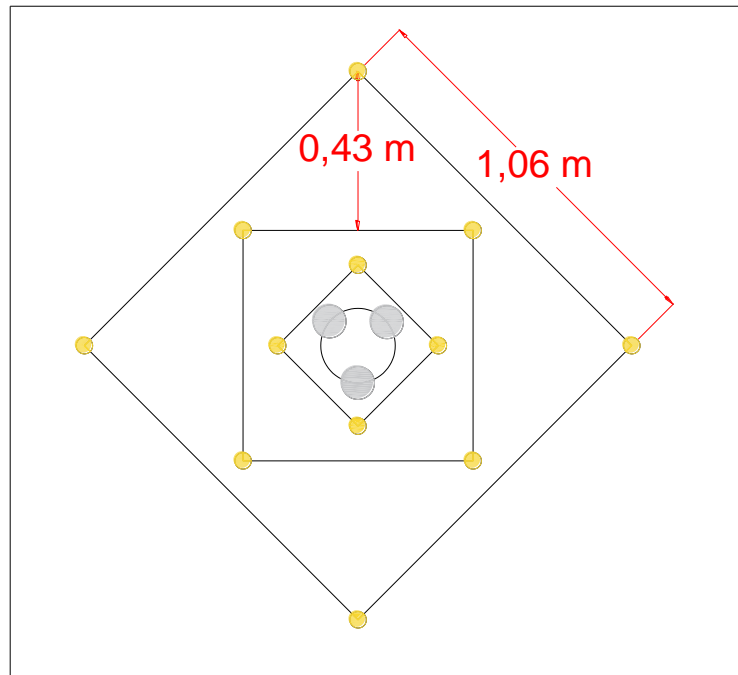


Figura 39. Burden y espaciamento de los taladros del tercer cuadrante

Fuente: Elaboración propia.

B.2.4. Cálculo del cuarto cuadrante:

Se usará el mismo criterio del segundo cuadrante para calcular el cuarto cuadrante:

- Cálculo el burden₃, ver la ecuación 47:

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

Donde:

q_1 = Carga lineal del taladro = 0,69 kg/m

ϕ_1 = Taladro de producción = 0,045 m

c = Constante de roca = 0,31 kg/m

A'_{h3} = Lado de la 3^{era} sección = 1,06 m

$RWS_{Anfo} = 1,04$

Reemplazando obtendrá:

$$B_4 = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{1,06 \times 0,69 \times 1,04}{0,045 \times 0,31}} = 0,65 \text{ m}$$

- El burden práctico para el cuarto cuadrante:

$$B_{p4} = B_4 - E_p$$

Donde:

$B_4 = \text{Burden}_4 = 0,65\text{m}$

$E_p = \text{Error de perforación} = 0,06 \text{ m}$

Remplazando valores:

$$B_{p4} = 0,65 - 0,06 = 0,59 \text{ m}$$

Nuevo lado de la sección del cuarto cuadrante A'_{h4} :

$$A'_{h4} = \sqrt{2} \times \left(B_{p3} + \frac{A_{h3}}{2} \right)$$

Donde:

$$B_{p4} = \text{Burden práctico}_4 = 0,59 \text{ m}$$

$$A'_{h3} = \text{Lado de la 3}^{\text{era}} \text{ sección} = 0,63 \text{ m}$$

Remplazando valores:

$$A'_{h4} = \sqrt{2} \times \left(0,59 + \frac{1,06}{2} \right) = 1,58 \text{ m}$$

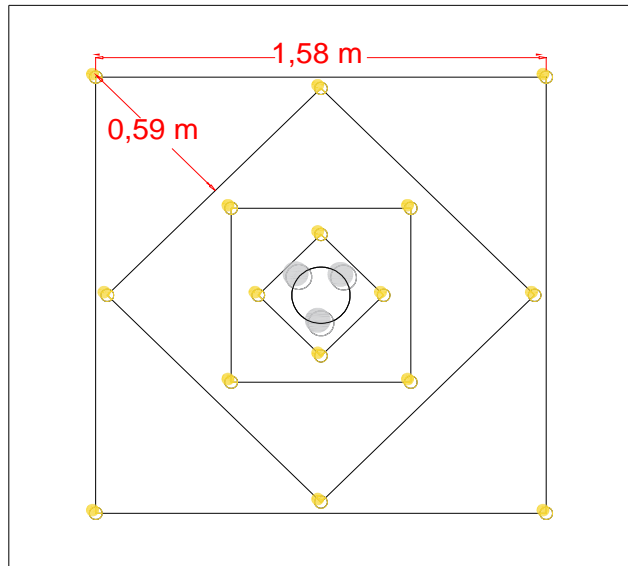


Figura 40. Burden y espaciamiento de los taladros del cuarto cuadrante.

Fuente: Elaboración propia.

C. Cálculo del arrastre o zapata

En principio se calcula con la misma fórmula de tronadura en banco. Se reemplaza la altura del banco por el avance y se usa un factor de fijación.

En el cálculo de los taladros del arrastre es necesario que se considere el ángulo de realce o inclinación “ γ ”, con el cual se puede proporcionar un punto adecuado a la perforadora para poder realizar el

emboquille del próximo disparo. Para un avance de 4 m un ángulo de 3°, equivale a 5 cm de desviación/m lineal, dependiendo únicamente de las características del equipo. Se usará cartuchos de alto grado explosivo de $\phi = 38$ mm, con los que se cuenta para este diseño y que son de $q_z = 1,27$ kg/m, así se hallará el burden:

- Cálculo del burden:

Se Empleó las fórmulas de voladura en un banco, se tomó la longitud de avance como si fuera la altura del banco. (Ver ecuación 55)

$$B = 0,9 \times \sqrt{\frac{q_z \times RWS_{Anfo}}{\bar{c} \times f \times (S/F)}}$$

Donde:

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

S/B = Relación entre el espaciamiento y la piedra.

Se suele tomar igual a 1.

c = Constante de roca corregida.

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

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

Reemplazando en la ecuación para calcular el burden máximo:

$$B_z = 0,9 \times \sqrt{\frac{1,27 \times 1,04}{(0,31) \times 1,45 \times (1)}} = 1,54 \text{ m}$$

Se propone un “c” corregido para las siguientes condiciones:

$$\hat{c} = c + 0,05; \text{ para } B \geq 1,4 \text{ m}$$

$$\hat{c} = c + 0,07/B; \text{ para } B < 1,4 \text{ m}$$

Donde:

c = constante de la roca = 0,31 kg/m³

Como B_z es $\geq 1,54$; entonces se utilizó la primera condición donde “ \hat{c} ” (constante de roca corregida), será:

$$\hat{c} = c + 0,05 = 0,31 + 0,05 = 0,36$$

Entonces, se reemplazó en la ecuación para calcular el burden máximo con el “ \hat{c} ” corregido:

$$B_z = 0,9 \times \sqrt{\frac{1,27 \times 1,04}{(0,31 + 0,06) \times 1,45 \times (1)}} = 1,43 \text{ m}$$

- Determinando el número de taladros de la zapata.
(Ver ecuación 55)

Es un poco complicado hacer la perforación en paralelo en el contorno por las características del equipo empleado, ya que toda perforadora, requiere el espacio necesario para colocar el barreno en el punto indicado y mantenerlo paralelo a los demás taladros de producción; esta se despegaría de la geometría de la sección de la galería o túnel, por lo

que debe considerar el ángulo de realce de 3°. (Ver ecuación 56)

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

Donde:

AT = Ancho de la galería = 4,5 m

L = Longitud del barreno = 4,27 m

γ = Ángulo de barrenos de contorno = 3°

Se reemplaza valores:

$$NT_z = \left[\frac{4,5 + 2 \times 4,27 \times \text{sen}3^\circ}{1,43} + 2 \right] = 6$$

- Espaciamiento barrenos del centro. (Ver ecuación 57)

$$S_z = \frac{AT + 2 \times L \times \text{sen}(\gamma)}{NT_z - 1}$$

Donde:

NTz = Número de barrenos = 6

AT = Ancho de la galería = 4,5 m

Reemplazando valores:

$$S_z = \frac{4,5 + 2 \times 4,27 \times \text{sen}(3)}{6 - 1} = 1,14 \text{ m}$$

- Cálculo del burden vertical. (Ver ecuación 59)

$$B_z = B - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p$$

Donde:

L=Longitud de taladro = 4,27 m

E_p=Error de perforación = 0,06 m

Reemplazando valores:

$$B_z = 1,43 - 4,27 \times \text{sen}(3^\circ) - 0,06 = 0,76 \text{ m}$$

- Espaciamiento práctico entre barrenos de rincón.
(Ver ecuación 58)

$$S'_z = S_z - L \times \text{sen}(\gamma)$$

Donde:

L = Longitud de barreno = 4,27 m

S_z = Espacio de barrenos del centro = 1,14 m

Reemplazando valores:

$$S'_z = 1,14 - 4,27 \times \text{sen}(3^\circ) = 0,54 \text{ m}$$

- Cálculo de la carga total de los taladros de la zapata
(Q_z):

En la concentración de carga lineal de fondo y de columna, donde la segunda es un 70 % de la primera, se multiplica cada una de ellas por su respectiva longitud, luego ambas se suman y el resultado será la cantidad de carga del taladro dada

en peso. Se debe considerar cartuchos de alto grado explosivo, para nuestro cálculo usaremos explosivos de 38 mm, con un “q” (carga explosiva) de 1,27 kg/m y 0,26 kg/cartucho:

$$Q_{bz} = q \times (l_c + l_f)$$

Donde:

Q_{bz} = Carga explosiva total del taladro (kg)

T = Taco = 0,45 m

l_{fz} = Longitud de la carga de fondo de la zapata
(ver ecuación 60)

Reemplazando valores en l_{fz} :

$$l_{fz} = 1,25 \times B_{pz} = 1,25 \times 0,76 = 0,95 \text{ m}$$

l_{cz} = Longitud de carga de columna de zapata
(ver ecuación 61)

$$l_{cz} = L - l_f - T = 4,27 - 0,95 - 0,45 = 2,86 \text{ m}$$

Reemplazando en Q_{bz} donde la carga de columna será 70 % de la carga de fondo:

$$Q_{bz} = 1,27 \times (0,95 + (0,70 \times 2,81)) = 3,76 \text{ kg}$$

- Cálculo del número de cartuchos:

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{3,76 \text{ (kg)}}{0,26 \text{ (kg)}} = 14 \text{ cartuchos/taladro}$$

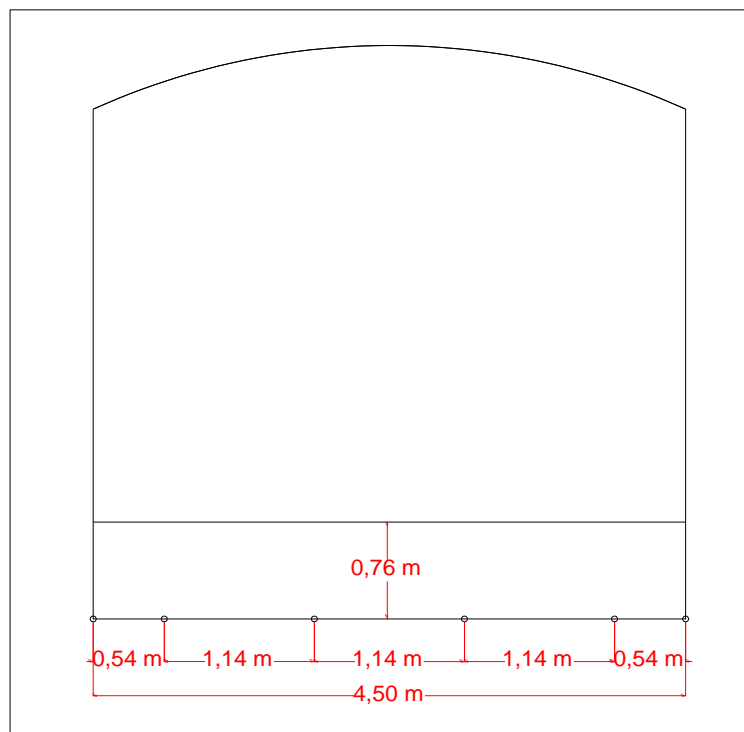


Figura 41. Burden y espaciamiento de los taladros de arrastre
Fuente: Elaboración propia.

Generalmente se utiliza longitudes de carga de fondo y columna con los mismos explosivos por cuestiones de tiempo.

D. Cálculo de la corona

Se debe considerar cartuchos dinamitas con columna de carga convencional de menor diámetro del taladro, con explosivo de baja energía sin atacar, sin taco. Iniciación con cebo al fondo, con cartuchos espaciados, con cordón detonante de bajo gramaje 3P a lo largo del taladro, con espaciadores de madera, de cartón o de caña. Se utilizó la teoría de *smooth blasting*.

Se usó como carga de fondo, los cartuchos de 22 (mm) de diámetro para una voladura suave con $q = 0,43$ (kg/m). Por tanto el espaciamiento es igual a 15 veces el diámetro del taladro, pero debe existir una condición, $S/B = 0,5$ (Exsa, 2009).

- Cálculo de espaciamiento de taladros del techo:

$$S_c = 15 \times \phi_1$$

$$S_c = 15 \times 0,045 = 0,68 \text{ m}$$

- Cálculo del burden máximo de los taladros del techo según la relación:

$$\frac{S}{B} = 0,5$$

Entonces:

$$B_{mc} = \frac{0,68}{0,5} = 1,35 \text{ m}$$

- Cálculo del burden práctico de los taladros del techo.
(Ver ecuación 65)

$$B_{pc} = \frac{S_c}{B} - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p$$

Reemplazando valores:

$$B_{pc} = 1,35 - 4,27 \times \text{sen}(3^\circ) - 0,06 = 0,69 \text{ m}$$

- Cálculo del número de taladros de la corona. (Ver ecuación 66)

$$NTC = \frac{p_c}{B} + 2 = \frac{4,7}{0,68} + 2 = 8,603 = 9$$

Donde:

$$P_c = \text{Perímetro del arco} = 4,7 \text{ m}$$

- Cálculo de la cantidad de carga explosiva en la corona (Q_c):

Para el cálculo se usó explosivos que por pruebas en campo se determinó para este frente cartuchos de 22 mm, con un q (carga explosiva) de 0,43 kg/m y 0,09 kg/cartucho.

Entonces la concentración de carga de columna será:

$$Q_c = q \times (l_c + l_f)$$

Donde:

Q_c = Concentración Carga (kg)

l_f = Longitud de la carga de fondo

l_c = Longitud de carga de columna

- Cálculo de la cantidad mínima para la columna.

(Ver ecuación 63)

$$q_{mc} = 90 \times \phi_1^2$$

$$q_{mc} = 90 \times 0,045^2 = 0,18 \text{ kg/m}$$

- Longitud de la carga de fondo (l_{cf}):

$$l_{cf} = 1,25 \times B_{pc} = 1,25 \times 0,69 = 0,86 \text{ m}$$

Donde la concentración de carga de fondo
fue:

$$Q_{fc} = 0,69 \times 0,86 = 0,59 \text{ kg}$$

- Longitud de carga de columna. (Ver ecuación 70)

$$l_{cc} = L - l_{cf} - T = 4,27 - 0,86 - 0,45l_{cc} = 2,96 \text{ m}$$

Donde la concentración de carga de
columna será:

$$Q_{cc} = (0,18 \times 0,50) \times 2,96 = 0,27 \text{ kg}$$

Reemplazando en Q_{tc} :

$$Q_{tc} = 0,59 + 0,27 = 0,86 \text{ kg}$$

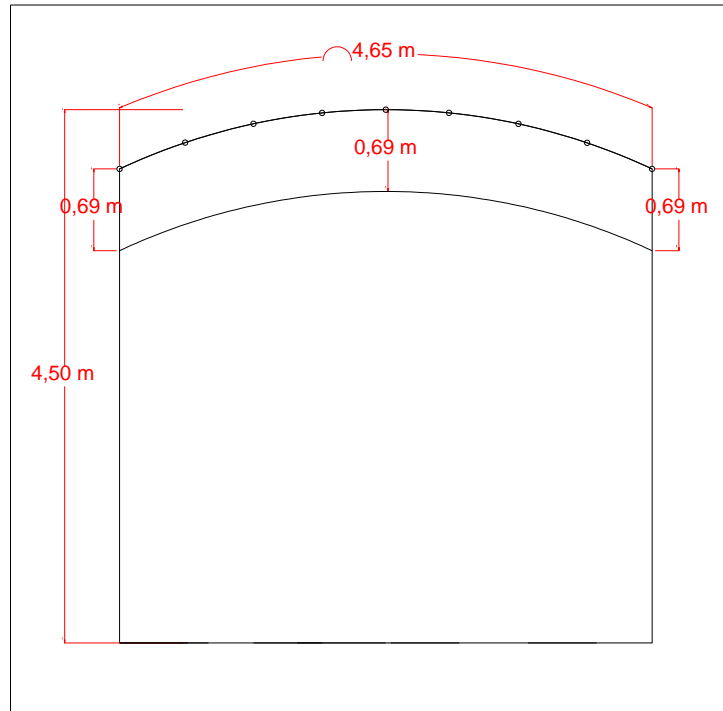


Figura 42. Burden y espaciamiento de los taladros de corona.

Fuente: Elaboración propia.

Para poder realizar una mejor distribución de la carga y bajar la presión de detonación en un solo tramo en el taladro de la corona, cargamos los cartuchos de forma espaciada, unos de otros esto puede ser con la ayuda de tubos de PVC (policloro de vinilo) partidos por la mitad o cartuchos de cartón, hechos de retazos de las mismas cajas de los explosivos

para podernos ayudar con el espaciamento requerido.

- Cálculo del número de cartuchos:

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{Q_{tc} \text{ (kg)}}{\text{peso del cartucho (kg)}} = \frac{0,86}{0,09}$$

Número de cartuchos = 10 cartuchos/taladro

Se determinó la utilización de dinamita espaciada a 20 cm, usando 10 cartuchos de dinamita por taladro, para esta determinación se tomó en cuenta las pruebas de campo y parámetros establecidos en el manual de voladura de EXSA, (p.225).

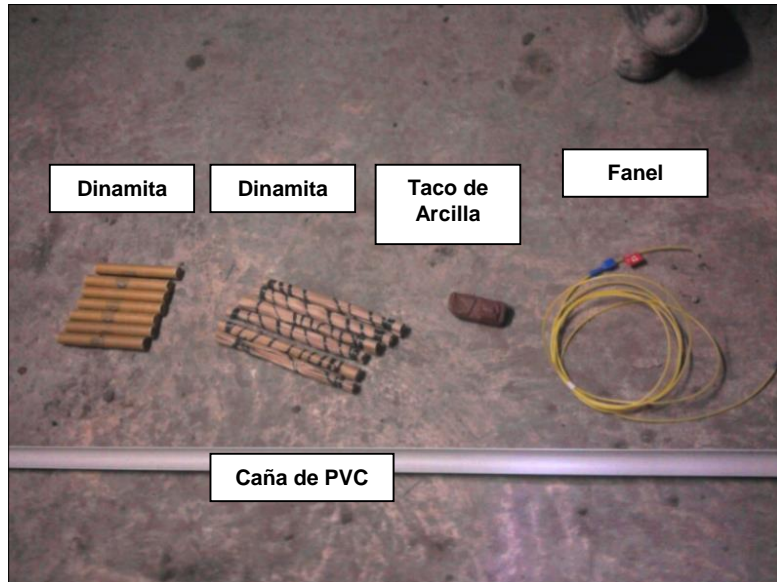


Figura 43. Accesorios para voladura controlada
Fuente: Elaboración propia.

E. Cálculo del hastial

La longitud del hastial es de 4,0 m, pero restando el burden práctico del arrastre y de la corona, se obtendrá una longitud restante del hastial, por tanto decimos:

$$L_{rh} = L - B_{pc} - B_{pz} = 4,0 - 0,69 - 0,76 = 2,55 \text{ m}$$

Cálculo del burden hastial:

$$B_{mh} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS_{ANFO}}{\bar{c} \times f \times (S/B)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación = 1,2

S/B = La relación de espaciamento = 1,25

\bar{c} = Constante de la roca corregida = 0,31 + 0,05;
para B > 1,4

Se precisó de una tronadura suave, por eso se utilizó cartuchos de 38 (mm) de diámetro y 1,27 kg/m.
(Ver ecuación 55)

$$B_{as} = 0,9 \times \sqrt{\frac{1,27 \times 1,04}{(0,36) \times 1,2 \times (1,25)}} = 1,40 \text{ m}$$

- Cálculo del burden práctico. (Ver ecuación 59)

$$B_h = B_4 - L \times \text{sen}(\gamma) - E_p$$

Donde:

L = Longitud total de perforación = 4,27m

γ = Ángulo de taladros de contorno = 3°

E_p = Error de perforación = 0,06 m

Reemplazando:

$$B_h = 1,40 - 4,27 \times \text{sen}(3^\circ) - 0,06 = 0,74$$

- Cálculo del número de los taladros del hastial. (Ver ecuación 68)

$$NTH = \frac{L_{rh}}{(B_{mh} \times S/B)} + 2$$

Dónde:

L_{rh} = Longitud restante del hastial = 2,55 m

S/B = la relación de espaciamiento = 1,25

B_{mh} = Burden máximo = 1,40 m

$$NTH = \frac{2,55}{(1,40 \times 1,25)} + 2 = 3 \text{ taladros}$$

- Espaciamiento de los taladros del hastial. (Ver ecuación 68)

$$S_R = \frac{L_{rh}}{2}$$

Donde:

L_{rh} = Longitud restante del hastial = 2,55 m

Reemplazando:

$$S_R = \frac{2,55}{2} = 1,27 \text{ m}$$

- Longitud de la carga de fondo (l_{hf})

$$l_{hf} = 1,25 \times B_{pc} = 1,25 \times 1,27 = 1,59 \text{ m}$$

Donde la concentración de carga de fondo será:

$$Q_{fh} = 1,27 \times 1,59 = 2,02 \text{ kg}$$

- Longitud de carga de columna (ver ecuación 70)

$$l_{cc} = L - l_{cf} - T$$

$$l_{cc} = 4,27 - 1,59 - 0,45 = 2,22$$

Dónde la concentración de carga de fondo al 50 % será:

$$Q_{ch} = (1,27 \times 0,50) \times 2,22 = 1,41 \text{ kg}$$

Reemplazando en Q_{tc} :

$$Q_{tc} = 2,03 + 1,41 = 3,44 \text{ kg}$$

- Cálculo del número de cartuchos:

$$\text{Número de cartuchos} = \frac{Q_{bz} \text{ (kg)}}{\text{peso del cartucho (kg)}}$$

Número de cartuchos = 13 cartuchos/taladro

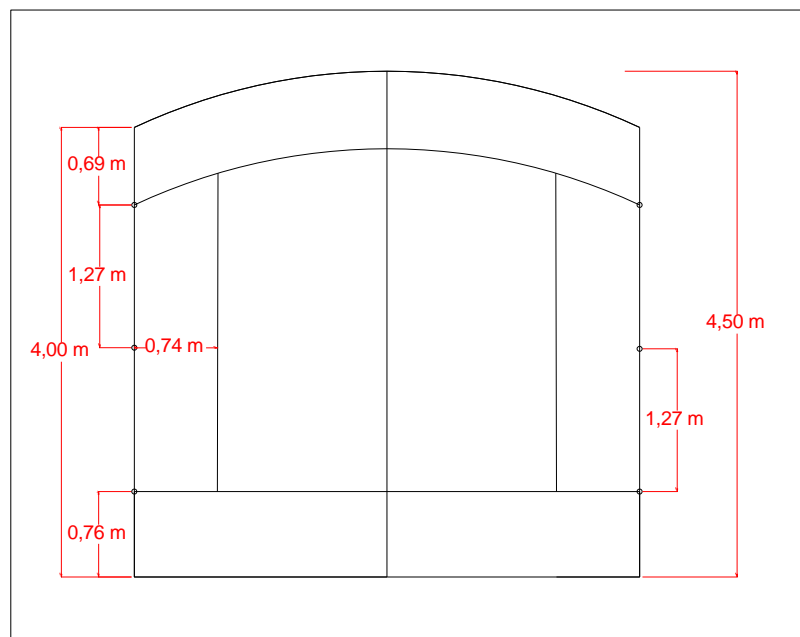


Figura 44. Espaciamento y burden de los taladros del hastial

Fuente: Elaboración propia.

F. Cálculo de destroza

Se considera los parámetros de las zapatas y hastiales para determinar el diseño de las destrozas,

donde la cantidad de carga explosiva y números de taladros serán iguales para ambas destrozas:

Dividiremos las destrozas en 2 partes D y E:

F.1. Cálculo de la destroza D

Espacio que se dispone, para colocar los taladros auxiliares de salida horizontal en la parte superior paralelamente a la corona.

Se determinó el burden a partir del espacio vacío entre el cuarto cuadrante y el burden del hastial, como el lado horizontal de la cuarta sección es $A_{h4} = 1,58 \text{ m}$ y el burden práctico de los taladros del contorno de hastial $B_{ch} = 0,74 \text{ m}$, considerando que el ancho del túnel es $AT = 4,5 \text{ m}$, el espacio que nos queda para la longitud restante equivalente de destroza D (l_{eqDD}), por el cual se consideró el burden:

$$l_{eqDD} = AT - A_{h4} - 2 \times B_{ch}$$

$$l_{eqDD} = 4,5 - 1,58 - 2 \times 0,74 = 1,01 \text{ m}$$

Se Consideró que $B_{prácticoD} = l_{eqDD} = 1,44 \text{ m}$, debido a las dimensiones horizontales de la galería, donde al dividirlo entre 2 se obtuvo una diferencia con el burden del hastial de 0,04 m.

Por tanto, el nuevo burden será:

$$B_{pD} = \frac{1,44}{2} = 0,72 \text{ m}$$

- Carga de barreno:

$$Q_D = 3,76 \text{ m}$$

- Número de cartuchos:

Número de cartuchos = 14 cartuchos/taladro

F.2. Cálculo de la destroza E

Se determinó el burden, a partir del espacio vacío del cuarto cuadrante y el burden del Arrastre, donde se halló este espacio de la resta de $A_{h4} = 1,58$ m, y el burden práctico del contorno de la corona es $B_{cc} = 0,59$ m, considerando que altura del túnel es $HT = 4,5$ m.

Entonces, el espacio que quedó para la longitud restante equivalente de Destroza E (l_{eqDE}), disponible para la altura del túnel fué:

$$l_{eqDE} = HT - A_{h4} - B_{ct} - B_z$$

$$l_{eqDE} = 4,5 - 1,58 - 0,59 - 0,76 = 1,47 \text{ m}$$

Se consideró que $B_{prácticoD} = l_{eqDD} = 1,47$ m, debido a las dimensiones horizontales de la galería, donde al dividirlo entre 2 se obtuvo una diferencia con el burden de la zapata de 0,03 m.

Por tanto, el nuevo burden fue:

$$B_{pD} = \frac{1,47}{2} = 0,73 \text{ m}$$

- Carga de barreno:

$$Q_D = 3,76 \text{ m}$$

- Número de cartuchos:

Número de cartuchos = 14 cartuchos/taladro

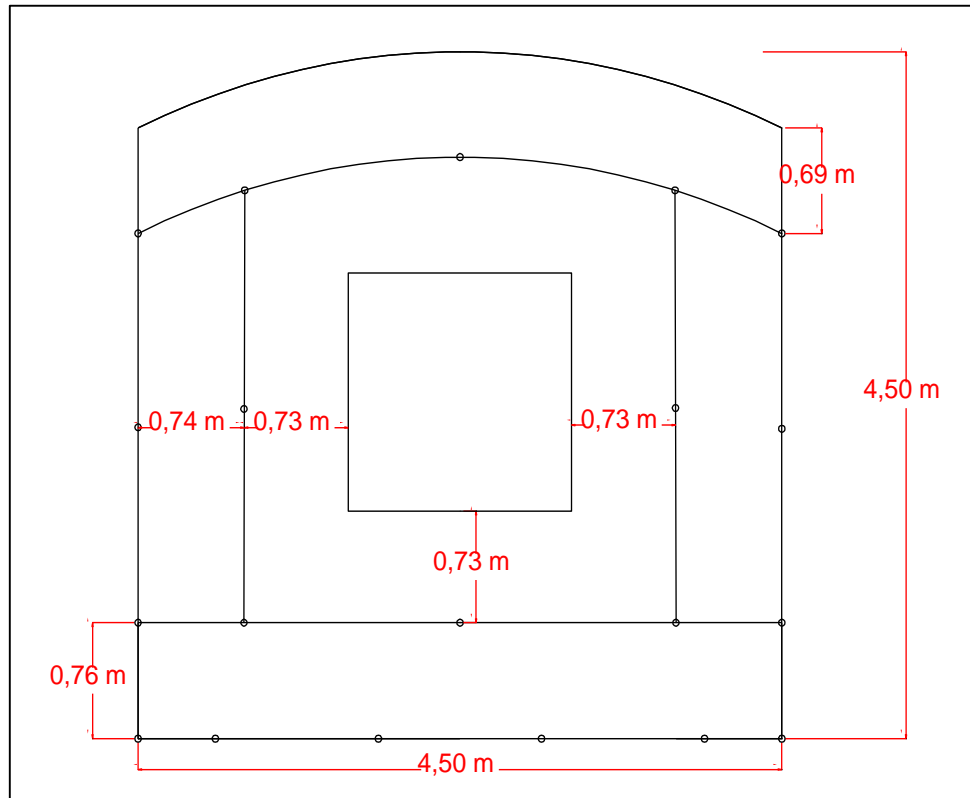


Figura 45. Burden de los taladros del contorno y de las destrozadas D y E
Fuente: Elaboración propia.

Se hizo unos ajustes del burden de los taladros para una mejor fragmentación y distribución obteniendo la Figura 46, la Tabla 25 y la Tabla 26:

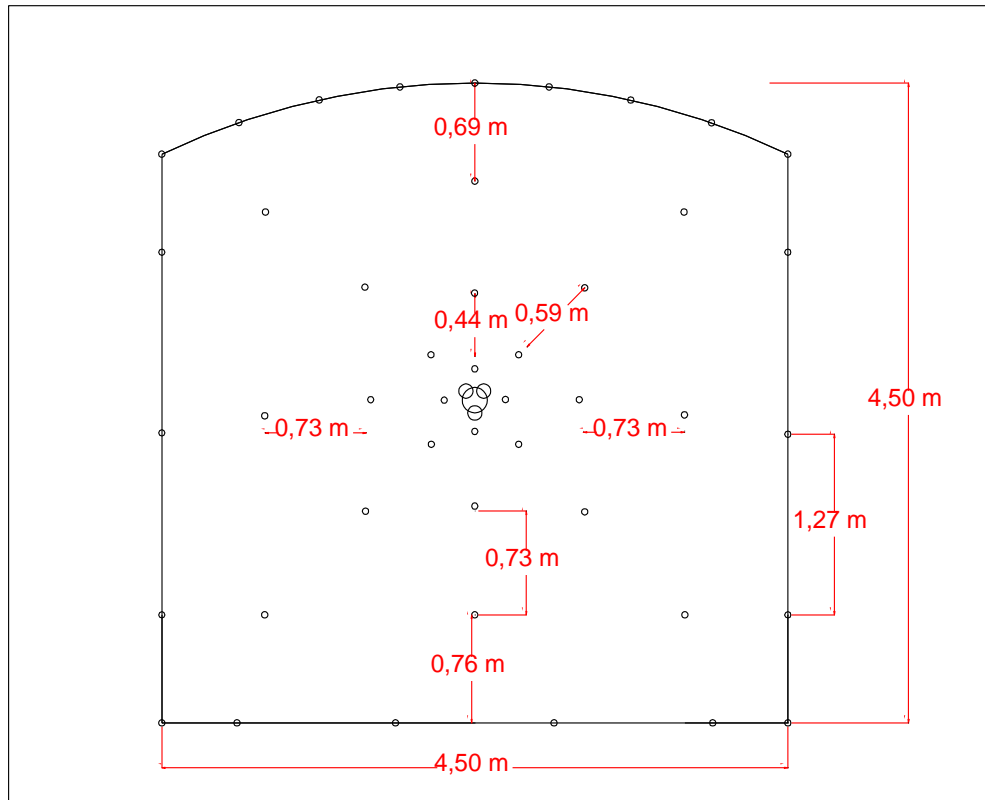


Figura 46. Diseño final de la malla de perforación del proyecto de sección de 4,50 m x 4,50 m, señalando el burden
 Fuente: Elaboración propia.

Tabla 25: Resumen de los parámetros de la malla del proyecto

Sección 4,5 m x 4,5 m	Burden (m)	N° de taladros	Diámetro de cartuchos				kg de explosivos
			Ø 38 mm	Ø 32 mm	Ø 29 mm	Ø 22 mm	
			Cantidad de dinamita SEMEXA de 65 en kilogramos				
Taladros de alivio		3					
Arranque	1 Cuadrador	0,21	4	2,65			10,59
	2 Cuadrador	0,27	4	2,65			10,59
	3 Cuadrador	0,54	4	2,65			10,59
	4 Cuadrador	0,83	4	2,65			10,59
	Arrastre	0,76	6	3,76			22,54
	Corona	0,59	9			0,86	7,77
	Hastial	0,74	6	3,44			20,61
Destroza	Destroza D	1,01	2	3,76			7,51
	Destroza E	0,63	6	3,76			22,54

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26: Costo por metro lineal en frente con perforación de 4,27 m (14 pies)

Costo por disparo de explosivos y aceros de perforación con diseño del proyecto						
Sección	4,50 x 4,50	metros				
Long. perforación	14	pies	=	4,27	metros	
N° tal. perforados	48	taladros				
N° tal. cargados	45	taladros				
Perforación total	4,10	metros				
Avance/disparo	4,10	metros				
Eficiencia del disparo	100	%				
Volumen	83,03	metros cúbicos				
Descripción	Unidades	Cantidad	C. Unitario (US\$)	Vida Útil (pies)	Costo/disparo (US\$)	Costo (US\$/m)
1.0 Explosivos						
Dinamita Semexa 65% - 1 1/2" x 8"	kilogramo	42,34	2,89		289,84	96,61
Dinamita Semexa 65% - 1 1/4" x 8"	kilogramo	73,21	2,76		12,56	4,19
Dinamita Semexa 65% - 7/8" x 8"	kilogramo	7,77	2,41		10,97	3,66
Fanel 4,2 metros	unidad	45	1,41		62,04	20,68
Carmex	unidad	2	1,22		2,44	0,81
Pentacord	metro	40	0,22		8,80	2,93
Mecha rápida	metro	1	0,42		0,42	0,14
			Costo total US\$		387,06	94,45
			Total en S/.		1 277,30	311,70
2.0 Aceros de perforación						
Broca magnun	pies perforados	539	79,50	1 300	32,96	10,99
Barra de perforación T38	pies perforados	539	367,40	8 000	24,75	8,25
Shank T38	pies perforados	539	201,20	18 000	6,02	2,01
Rimadora	pies perforados	55	222,70	1 500	8,17	2,72
Acople	pies perforados	539	294,98	8 000	19,87	6,62
Copa de Afilado	pies perforados	539	125,90	5 000	13,57	4,52
			Costo total US\$		105,35	35,12
			Total en S/.		347,66	115,89

Fuente: Elaboración propia.

A continuación, la malla estandarizada que se utilizó en la empresa para labores de estas secciones hasta antes de la prueba obteniendo los siguientes resultados ver Figura 47, Tabla 27 y Tabla 28.

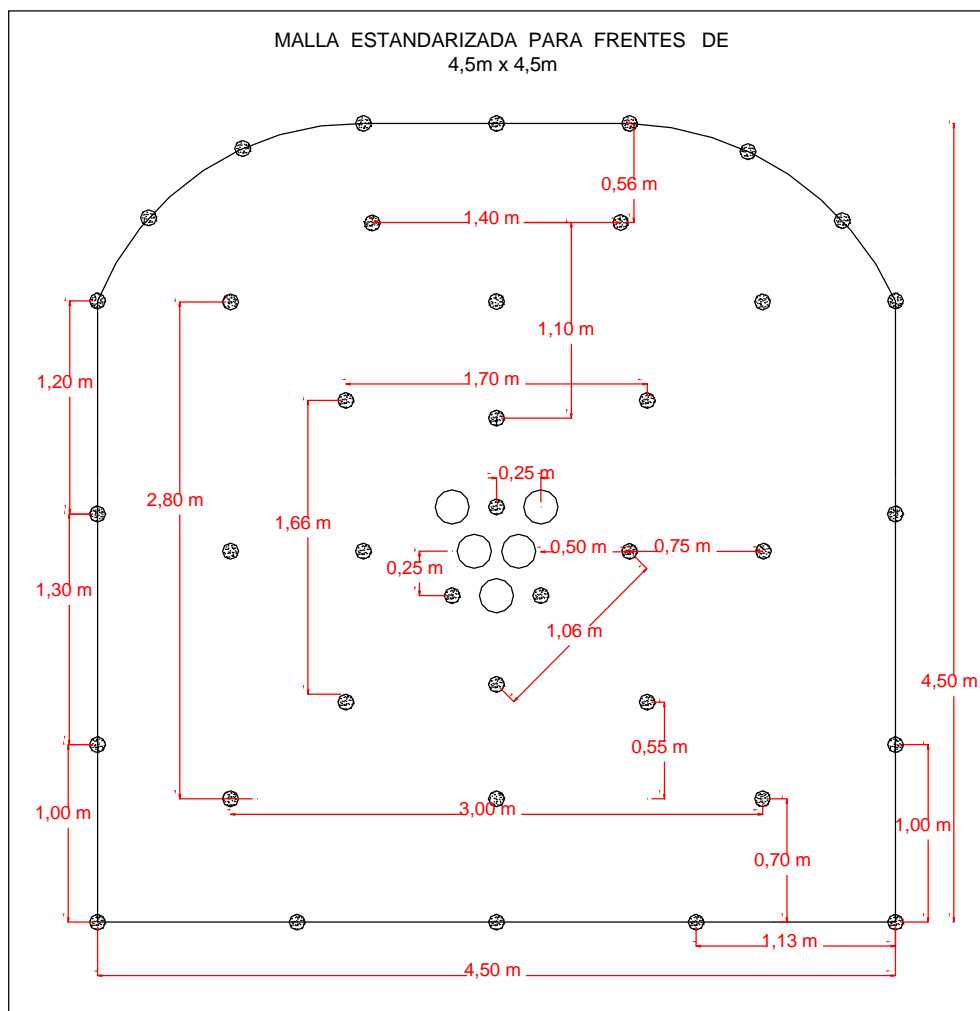


Figura 47. Diseño estandarizado de malla de perforación de 4,50 m x 4,50 m, para 3,5 metros a 3,0 metros de avance (antes de la prueba)
Fuente: Área de operación de la empresa Catalina Huanca S.A.C.

Tabla 27: Resumen de los parámetros de la malla de la compañía

Sección 4,5 m x 4,5 m	N° de taladros	Diámetro de cartuchos				kg de explosivos
		Ø 38 mm	Ø 32 mm	Ø 29 mm	Ø 22 mm	
Cantidad de dinamita Semexa de 65 en kilogramos						
Taladros de alivio	5					
1 Cuadrador	3	3,90				11,70
2 Cuadrador	4	3,38				13,52
Arranque						
3 Cuadrador	4	3,13				12,52
4 Cuadrador	4	3,13				21,91
Arrastre	6	3,76				18,80
Corona	9				0,65	4,55
Hastial	6	2,34				14,04
Primera ayuda	2	2,60				2,60
Segunda ayuda	6	2,60				5,20

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 28: Costo/metro lineal en frente con perforación de 3,35 m (11 pies)

Costo por disparo de explosivos y aceros de perforación con diseño de la empresa						
Sección:	4.50	x	4.50	metros		
Long. perforación:	11	pies	=	3.35	metros	
Nro. tal. perfor:	49	taladros				
Nro. tal. carg:	44	taladros				
Perforación total:	3.50	metros				
Avance/diparo:	3.00	metros				
Eficiencia del disparo:	86	%				
Volumen:	60.75	metros cúbicos				
Descripción	Unidades	Cantidad	C. Unitario (US\$)	Vida Útil (pies)	Costo/disparo (US\$)	Costo (US\$/m)
1.0 Explosivos						
Dinamita Semexa 65% - 1 1/2" x 8"	kilogramo	100,29	2,89		289,84	96,61
Dinamita Semexa 65% - 1 1/4" x 8"	kilogramo	4,55	2,76		12,56	4,19
Dinamita Semexa 65% - 7/8" x 8"	kilogramo	4,55	2,41		10,97	3,66
Fanel 4.2 mts	unidad	44	1,41		62,19	20,73
Carmex	unidad	2	1,22		2,44	0,81
Pentacord	metro	40	0,22		8,85	2,95
Mecha rápida	metro	1	0,42		0,42	0,14
					Costo total (US\$/m)	129,09
					Total en S/.	425,99
2.0 Aceros de perforación						
Broca Magnun	pies perforados	539	79,50	1 300	32,96	10,99
Barra de perforación T38	pies perforados	539	367,40	8 000	24,75	8,25
Shank T38	pies perforados	539	201,20	18 000	6,02	2,01
Rimadora	pies perforados	55	222,70	1 500	8,17	2,72
Acople	pies perforados	539	294,98	8 000	19,87	6,62
Copa de afilado	pies perforados	539	125,90	5 000	13,57	4,52
					Costo total (US\$/m)	35,12
					Total en S/.	115,88

Fuente: Elaboración propia.

G. Predicción de la fragmentación modelo Kuz-Ram

Se Calculó a partir de la ecuación 75:

$$\bar{X} = A(K)^{0,8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{19/30}$$

Donde:

\bar{X} = Tamaño medio de los fragmentos para parrilla de los echaderos (cm).

A = Factor de roca = 9,33

$RWS_{Anfo} = 104$

Q_f = Carga para fragmentación (kg).

$$Q_f = (q_1 \times Lc) = 0,69 \times 3,82 = 2,64 \text{ kg}$$

Donde el consumo específico de explosivo calculado anteriormente fue (factor triturante):

$$C.E = 0,35 \text{ kg/m}^3$$

Remplazando en la ecuación 75 se obtuvo:

$$\bar{X} = 5,05\text{cm}$$

Esta predicción da una idea de cuánto será la fragmentación aproximada después de la voladura para poder determinar si podría existir la presencia de bancos la fragmentación, luego de haber realizado la voladura, puede variar por la diferencia de carga explosiva en la distribución durante el carguío (ver Figura 48, Figura 49 y Figura 50).



Figura 48. Imagen de las cañas y la granulometría después de la voladura.

Fuente: Elaboración propia.



Figura 49. Imagen de la granulometría después de la voladura.
Fuente: Elaboración propia.



Figura 50. Imagen de las cañas después de la voladura.
Fuente: Elaboración propia.

4.2. Discusión

4.2.1. Análisis de resultados de las voladuras realizadas antes y después del proyecto

Habiéndose presentado en el diseño de voladura problemas durante avances en las secciones de 4,50 m x 4,50 m, se optó por procesar datos de las voladuras realizadas deficientemente de la guardia de día y guardia de noche, del mes noviembre hasta marzo del 2012 y voladuras usando nuestro diseño desde el mes de marzo hasta fines del mes de abril del 2013, para posteriormente comparar los resultados obtenidos, con la finalización del *by pass* 823 que fue la labor de la presente investigación y en la que se realizó el diseño de prueba, las comparaciones se realizaron de forma mensual entre ambas guardias, (ver Tabla 29 y Tabla 30).

Tabla 29: Tabla de avances lineales

Programa de avances lineales de secciones de 4,5 m x 4,5 m noviembre 2012 a abril 2013																																					
Labor	Avance programado (m)	Mes	Guardia	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31			
Crucero 450	60,00	58,80	Noviembre		3,0	2,9	3,1	2,9	3,0	3,0	2,9	2,8	3,0	2,7																							
			Día																																		
			Noche	2,9	2,8	3,0	3,1	3,0	2,9	3,0	3,1	2,8	2,9																								
Rampa 522	50,00	49,90	Diciembre															2,7	2,9	2,9	3,10	2,9	3,0	2,80	3,0	3,0											
			Día																																		
			Noche	3,0	2,9	3,0	2,9	3,1	3,0	2,9	3,1	3,0	2,9	2,8																							
Crucero 970	43,00	42,50	Enero																																		
			Día																																		
			Noche	3,2	3,1	3,3	2,9	3,1	3,0	2,7																											
Rampa 823	60,00	60,70	Febrero																																		
			Día																																		
			Noche																																		
By Pass 823 Oeste	100,00	119,10	Marzo																																		
			Día																																		
			Noche																																		
By Pass 823 Oeste	110,00	110,00	Abril																																		
			Día																																		
			Noche																																		

Fuente: Planeamiento mina de Catalina Huanca S.A.C.

A continuación se muestra un cuadro comparativo entre ambos diseños de mallas (ver Tabla 30), donde se puede apreciar la diferencia entre los parámetros de perforación y voladura establecidos entre ambos diseños.

Tabla 30: Comparación de parámetros y rendimiento entre ambos diseños de malla

	Malla del proyecto	Malla de la empresa
Sección de la labor (m)	4,5 x 4,5	4,5 x 4,5
N° de Taladros de alivio	3,00	5,00
N° de Taladros cargados	45,00	42,00
Explosivo total (kg)	123,32	104,84
Longitud de taladro perforado (m)	4,20	3,50
Longitud de taladro cargado (m)	3,82	3,00
Longitud promedio de avance (m)	4,10	2,95
Total volumen (m³)	83,03	59,74
Factor de carga promedio (kg/m³)	1,49	1,26

Fuente: Elaboración propia

Cabe resaltar que no se está utilizando correctamente el equipo de perforación 4,27 m perforados (14 pies), ya que no resulta una buena voladura, perforando aproximadamente de 3,35 m (11 pies) a 3,65 m (12 pies), incluso se compara el costo por avance total en soles, por eso se optó por la realización de este proyecto.

En la Tabla 31 se muestra el promedio de disparos mensuales por guardia, detallando el avance promedio extraído del cuadro, su costo promedio por disparo (avance lineal) y por metro lineal determinando así un gasto aproximado por mes anterior y posterior al presente proyecto.

Tabla 31: Cuadro resumen de avance y su costo por avance y metro lineal

Mes	Guardia	Avance antes de la Prueba (m)	Avance después de la prueba (m)
Noviembre	Día	2,90	
	Noche	3,00	
Diciembre	Día	2,90	
	Noche	3,00	
Enero	Día	3,00	
	Noche	3,00	
Febrero	Día	2,80	
	Noche	2,70	
Marzo	Día	3,00	
	Noche		4,00
Abril	Día		4,10
	Noche		4,10
Avance lineal promedio (m)		2,90	4,10
Costo (S./)avance lineal promedio (m) (explosivos y accesorios de perforación)		1 625,25	1 727,91
Costo (S./)metro de avance promedio (m) (explosivos y accesorios de perforación)		560,56	453,05

Fuente: Elaboración propia.

En la Tabla 32 se muestra un resumen de costos por metro lineal usando como referencia los avances de la tabla. A partir de la Tabla 29, se elaboró la Figura 51, la Figura 52 y la Figura 53; en dónde se especifica el costo por metro lineal antes y después de ejecutar el diseño de malla del proyecto. Para determinar el estudio de costos en nuestro proyecto solo se tomó como referencia los costos de los explosivos y accesorios de perforación, ya que en una voladura son estos dos parámetros que se pueden regular aumentando o reduciendo dependiendo el caso que se presente en el campo.

Tabla 32: Resumen de costos de avances mensuales

Cuadro resumen costo (S./avance (m))													
Mes	Noviembre		Diciembre		Enero		Febrero		Marzo		Abril		
	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	Día	Noche	
Guardia													
Avance (S./m)	560,56	541,88	560,56	541,88	541,88	541,88	580,58	602,08	541,88	453,05	442,00	442,00	
Explosivos (S./m)	440,68	425,99	440,68	425,99	425,99	425,99	456,42	473,32	425,99	345,06	336,50	336,50	
Perforación (S./m)	119,88	115,89	119,88	115,89	115,89	115,89	124,17	128,76	115,89	107,99	105,35	105,35	

Fuente: Elaboración propia.

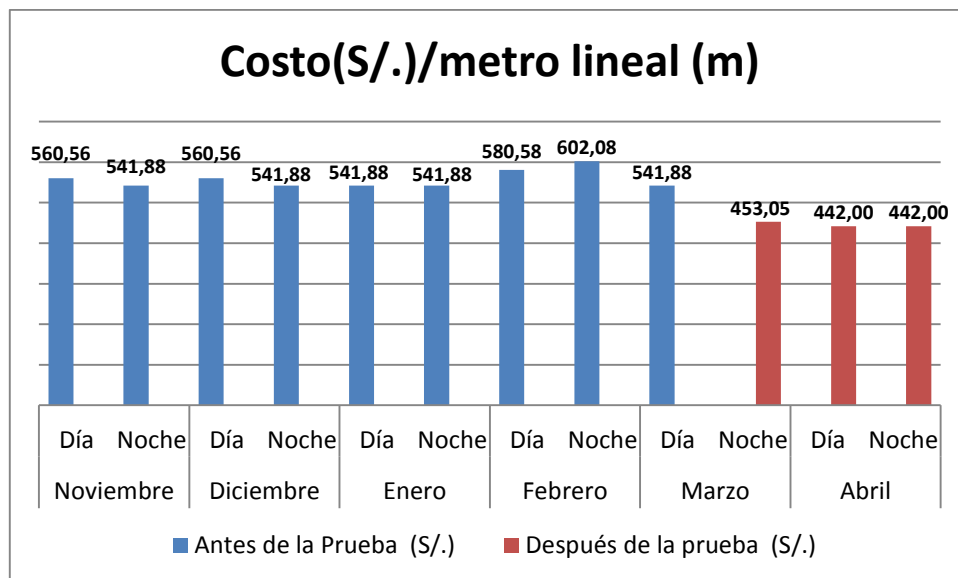


Figura 51. Resumen de costos de avances por metro lineal mensual

Fuente: Elaboración propia.

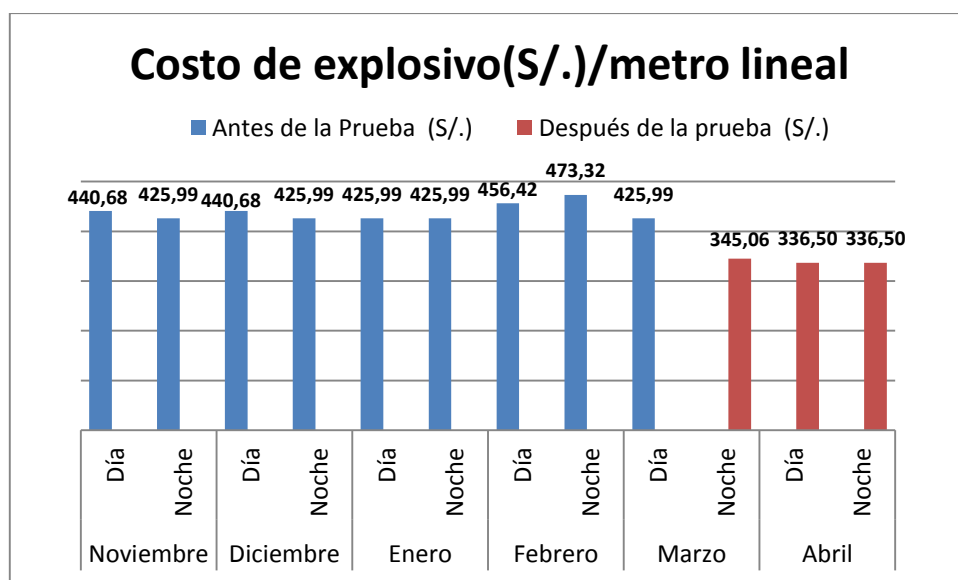


Figura 52. Resumen de costos de explosivos por metro avance mensual.

Fuente: Elaboración propia.

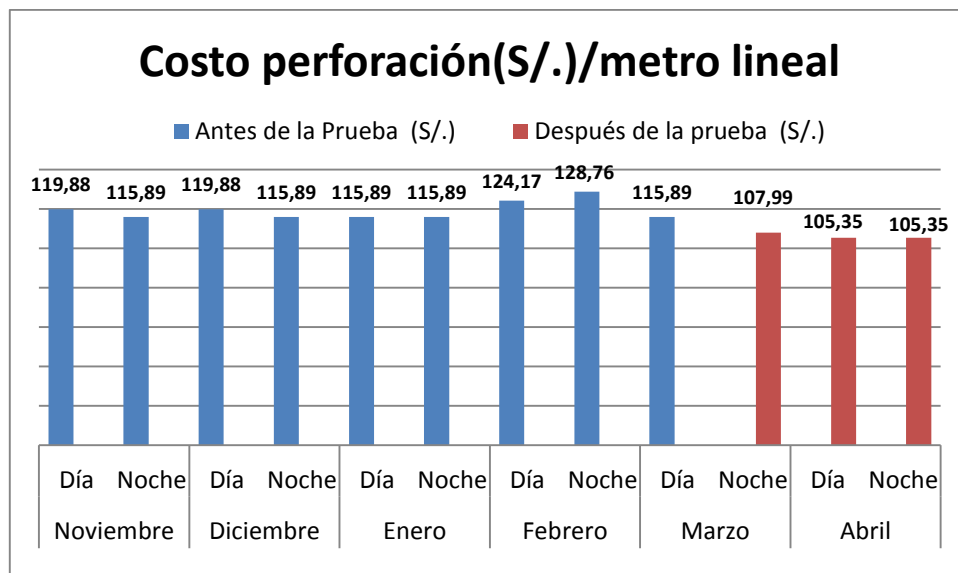


Figura 53. Resumen de costos de accesorios de perforación por metro de avance mensual.

Fuente: Elaboración propia.

A partir de la Tabla 31 determinó la media y la desviación estándar que son necesarias para la prueba de hipótesis y se expresaron en la Tabla 33.

Tabla 33: Resumen promedio de avances mensuales para prueba de hipótesis

Mes	Guardia	Avance antes de la Prueba (m)	Avance después de la prueba (m)
Noviembre	Día	2,90	
	Noche	3,00	
Diciembre	Día	2,90	
	Noche	3,00	
Enero	Día	3,00	
	Noche	3,00	
Febrero	Día	2,80	
	Noche	2,70	
Marzo	Día	3,00	
	Noche		4,00
Abril	Día		4,10
	Noche		4,10
Media		2,90	4,10
Desviación estándar		0,10	0,02

Fuente: Elaboración propia.

En Figura 54 de barras se puede apreciar que la eficiencia de avance/disparo con respecto a la perforación y voladura de 4,27 metros (14 pies), ha mejorado respecto al programado, debido al uso del diseño de experimental planteado en este proyecto.

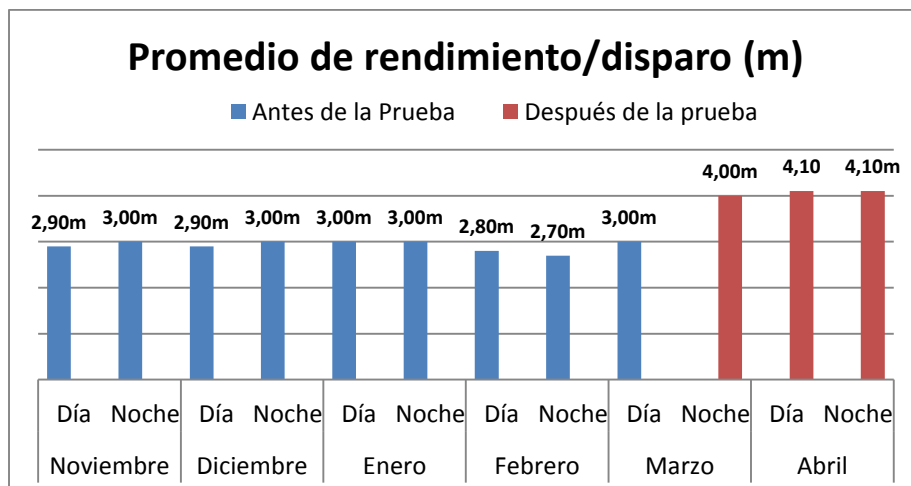


Figura 54. Promedio de avances mensuales por guardia representado por barras.

Fuente: Elaboración propia.

Usaremos la prueba “t” de *student*, para determinar las diferencias entre las dos medias muestrales, la desviación estándar para determinar así el intervalo de confianza.

4.2.2. Prueba de hipótesis

La prueba de hipótesis que se aplicó fue la prueba de “t” de *student* (diferencia de medias), se aplica para tamaño de muestras menores a 30 y se tiene dos grupos de muestras para comparar y evaluar, grupo experimental (GE) y grupo de control (GC), para la prueba de hipótesis se ha

utilizado los datos de la Tabla 33 donde se determinó la evidencia muestral, calculando la media y la desviación estándar.

4.2.3. Formulación de la hipótesis de la investigación

Hipótesis nula (H_0)

Aplicando las clasificaciones geomecánicas, no mejora el rendimiento de avance/disparo en los frentes de avance de la empresa y los resultados obtenidas en el grupo de control y grupo experimental serán iguales. Optimizando la mejora en los avances ($H_0: \mu_{GE} = \mu_{GC}$).

Hipótesis alterna (H_1)

Aplicando las clasificaciones geomecánicas, mejora el rendimiento de avance/disparo en los frentes de avance de la empresa y los resultados obtenidas en el grupo de control y grupo experimental serán diferentes. Optimizando la mejora en los avances ($H_1: \mu_{GE} \neq \mu_{GC}$).

Por tanto podemos decir que:

$$H_1: \mu_1 > \mu_2 \text{ ó } \mu_1 < \mu_2$$

Datos:

μ_1 = Grupo experimental (avance/disparo en frentes de avance con taladros de 4,27 m perforados)

μ_2 = Grupo control (avance/disparo en frentes con menor avance con taladros de 3,35 m perforados)

4.2.4. Determinación del nivel de significancia o riesgo

Consideraremos que:

$\alpha = 0,05$; ya que el rango de aceptación de hipótesis alternativa es para proyectos de investigación.

4.2.5. Aplicando la distribución de probabilidad calculando “t”

Aplicando la siguiente fórmula (ver ecuación 79)

$$t = \frac{\bar{X}_1 - \bar{X}_2}{\sqrt{\frac{s_1^2}{n_1} + \frac{s_2^2}{n_2}}}$$

Donde:

\bar{X} = Media aritmética

S = Desviación estándar

Al reemplazarlo se obtiene que:

$$t = \frac{2,90 - 4,00}{\sqrt{\frac{0,10^2}{9} + \frac{0,02^2}{3}}} = -22,17$$

Determinación de la región crítica

- Donde se determinó la ecuación 80:

$$GL = GC + GE$$

Donde:

GL= Grados de libertad

GC= Grados de control

GE = Grado experimental

Entonces se reemplaza en la ecuación anterior:

$$GL = 9 + 3 = 12$$

En la Tabla 17 se muestra la determinación de la región crítica una usando en nivel de significancia de 0,05 y un grado de libertad igual a 12.

- Por tanto, la región crítica según Tabla 17 será = 2,179

A continuación a través del Figura 55, se determinará la ubicación en la región de rechazo o aceptación de la hipótesis planteada según el valor obtenido de la ecuación 79.

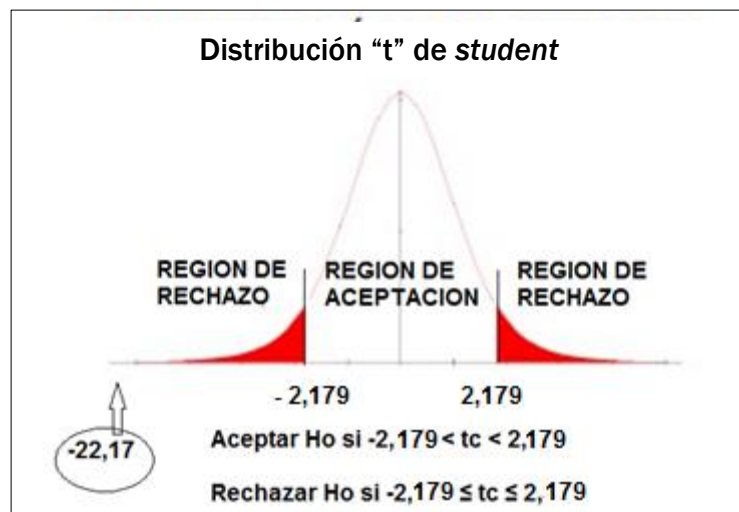


Figura 55: Determinación gráfica de "t" de student.

Fuente: Elaboración propia.

4.2.6. Decisión estadística

Como la "t" calculada con los datos procesados es igual a -22,17 y está ubicado en la zona de rechazo, entonces se

rechaza la hipótesis nula (H_0), y se acepta la hipótesis alterna (H_1).

4.2.7. Conclusión estadística

Se ha demostrado que con un nivel de significancia del 5 % en la prueba t de *student*, la aplicación del diseño de voladura, en base a las clasificaciones geomecánicas influye significativamente en la mejora de los avances en estas secciones.

CONCLUSIONES

PRIMERA: Se mejoró el rendimiento de avance en el by pass 823 usando las clasificaciones geomecánicas de 3,10 m de avance a 4,10 m de avance/disparo.

SEGUNDA: Se determinaron los siguientes valores de las clasificaciones geomecánicas en el by pass 823: RQD = 52,49 %, RMR = 54 y GSI = 49; logrando así determinar las variables geomecánicas.

TERCERA: Se demostró que involucrando las clasificaciones geomecánicas de RMR, RQD, GSI, en la ecuación de Ashby (CE), se pudo determinar la constante de roca para así establecer un estándar de consumo de explosivo adecuado para nuestro diseño.

CUARTA: Se determinó a través de la prueba "t" de *student*, que la aplicación de este método de diseño de voladura basada en las clasificaciones geomecánicas, ha influido

significativamente en la optimización de avances en la empresa minera Catalina Huanca S.A.C.

RECOMENDACIONES

PRIMERA: Realizar controles geomecánicos periódicos cada cierto tramo dependiendo de la longitud de la labor, para así poder obtener datos actualizados y conocer el comportamiento del macizo rocoso.

SEGUNDA: En el cálculo y diseño, del burden y espaciamiento, se debe de considerar el emboquille y las desviaciones entre taladros en el error de perforación. Sobre todo en el contorno de la sección, dónde estas desviaciones de taladros pueden variar dependiendo al equipo, dureza de la roca, la profundidad de los taladros y a la experiencia del operador, teniendo en cuenta un ángulo de desviación de 3° por cada 3 a 4 metros de profundidad, para así poder ajustar el burden y espaciamiento para así obtener una fragmentación adecuada.

TERCERA: Seleccionar los explosivos adecuados en base a los resultados obtenidos de las clasificaciones geomecánicas.

CUARTA: Aplicar la presente investigación en las demás labores de distintas secciones y con diferentes equipos de perforación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Ary, D. (1993). *Introducción a la Investigación pedagógica*. México: Ed. Mc Graw Hill.

Ávila, H. (2006). *Introducción a la metodología de la investigación*. México. Recuperado de: <http://www.eumed.net/libros-gratis/2006c/203>

Barton, N. (1973). *Review of a new shear strength criterion for rock joints*. *Eng. Geol.* Oslo: Norwegian Geotech. Inst. Recuperado de: http://www.nickbarton.com/publications_all.asp

Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Recuperado de: <https://es.scribd.com/doc/38805110/Engineering-Rock-Mass-Classifications>

Barton N., and Choube, V. (1977). *The shear strength of rock joints in theory and practice. Rock Mech.*

Recuperado de: [https://es.scribd.com/document/58556382/Shear - Strength-of-Rock-Joints-in-Theory-and-Practice-Barton](https://es.scribd.com/document/58556382/Shear-Strength-of-Rock-Joints-in-Theory-and-Practice-Barton)

Bieniawski, Z.T. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineer and Geologists in Mining, civil and Petroleum Engineering.* New York, Chichester, Brisbane, Toronto, Singapore: Ed. A Wiley – Interscience publication Jhon Wiley and Sons.

Cataldo, A. (1992). *Manual de investigación científica.* Lima: Ed. Eximpress.

Cunningham, C.V.B. (August, 1983). *The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting.* I International Syposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea. Lulea University of Technology, Sweden.

Deere, DU., (1989). *Rock Quality Designation (RQD) after twenty years, U.S. Army Corps of Engineers Contract Report GL-89-1, Waterways Experiment Station, Vicksburg, MS*. Recuperado de: <https://es.scribd.com/doc/38805110/Engineering-Rock-Mass-Classification>

EXSA (2009). *Manual Práctico de Voladura de EXSA*. Lima. Recuperado de: <http://www.ingenieriadepetroleo.com/descargar-manual-practico-de-voladuras.html>

Garibay, C. (2013). *Reducción de costos en operaciones de mina, aplicando voladura controlada, en mina Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C – Ayacucho* (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho. Recuperado de: www.scribd.com/doc/Tesis-Voladura-Minas-2013

González, L. (2002). *Ingeniería Geológica*. Madrid: Ed. Pearson Educación.

Holmberg, R. (1982). *Blasting – Chapter 1, Charge Calculation for Blasting, Underground Mining Methods Handbook*. W.A. Hustrulid: Ed. Society of Mining Engineers.

Kerlinger, F. & Lee. (2002). *Investigación del comportamiento*. México: Ed. Mc Graw.

Langefors, U. & Kihlstrom B. (1963). *Técnica moderna de voladura de rocas*. Urmo S.A. Recuperado de: https://books.google.es/books?id=8fYDAQAAIAAJ&hl=es&source=gbs_book_other_versions

Langefors, U. & Kihlstrom B. (1978). *La técnica moderna de la voladura de rocas*. Recuperado de: https://books.google.com.pe/books/about/The_Modern_Technique_of_Rock_Blasting.html?id=8fYDAQAAIAAJ&redir_esc=y

López, C; López, E.; Pernia, J & Ortiz, F. (1987). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid: Ed. ETIMSA.

Loza, R. (2013). Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera retamas S.A. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional Jorge Basadre de Grohmann, Tacna. Recuperado de: www.scribd.com/doc/216882856/Tesis-Voladura-Minas-2013

Oседа, D. y otros (2008). Metodología de la investigación. Huancayo: Ed. Pirámide.

Ojeda, R. (2007). Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia. Recuperado de: <http://www.monografias.com/trabajos-pdf4/disenomallas-perforacion-yoladurasubterranea/disenomallas-perforacion-y-voladura-subterranea.pdf>

Pérez, R., García, J., Gil Pascual, J.A. & Galán, A. (2009). *Estadística aplicada a la Educación*. Madrid: Ed. UNED - Pearson.

Plamstrom, A. (1982). The volumetric Joint Count-a Useful and Simple Measure of the Degree of Rock. Recuperado de: http://www.rockmass.net/ap/77_Palmstrom_on_Block_size_and_RQD.pdf

Priest, S. D. & Hudson, J. A. (1976). *Discontinuity Spacing in Rock*. Recuperado de: https://www.google.com.pe/?gws_rd=ssl#q=Priest+%26+Hudson%2C+1976

Sanchidrián, J.; Segarra P.; Burden, S. & López, L. (August, 2002). *On the use of rock constants in bench blast desing methods*. J. Hu (Presidente del Congreso), VII Internacional sumposium on rock fragmentación by Blasting. Beijing Metallurgical Industry Press, Beijing.

Suaña, R. (2010). Uso de cañas con Barrenación Lineal en la Voladura Controlada para Reducir sobre Excavación y Costos en Roca IIIB, IVA y IVB. Recuperado de: 21, julio, 2015, http://www.academia.edu/7309016/USO_DE_CA%C3%91SCON_BARRENACI%C3%93N_LINEAL_EN_LA_VOLARA_CONTROLADA_PARA_REDUCIR_S

OBRE_EXCAVACION_Y_COSTOS_EN_ROCA_IIB_IVA_
Y_IVB

Marcañaupa, R. (Agosto, 2011). *Diseño de Voladura Basado en las Clasificaciones Geomecánicas*. G. Girardi (Presidente del Congreso), XVII Simposio de Ingeniería de Minas. Universidad de Santiago de Chile, Santiago.