

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“ESTANDARIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, Y
ANÁLISIS ECONÓMICO EN EL AVANCE DE LA GALERIA DE LA VETA
GUADALUPE - U.P. SANTA MARIA - COMPAÑÍA MINERA PODEROSA - PATAZ -
2016”

Presentado por:

Braulio Jaicino Quispe Laguna
Rinzon Chauca Paucar

Para optar el Título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2021



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“ESTANDARIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, Y
ANÁLISIS ECONÓMICO EN EL AVANCE DE LA GALERÍA DE LA VETA
GUADALUPE - U.P. SANTA MARÍA - COMPAÑÍA MINERA PODEROSA - PATAZ-
2016”

Presentado por **Braulio Jaicino Quispe Laguna** y **Rinzon Chauca Paucar**, para optar el
Título de: Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 26 de marzo del 2011 ante el jurado evaluador:

Presidente:



Dr. Leoncio Teofilo Carnero Carnero

Primer Miembro:




Mtro. Franklin Aguirre Huillcas

Segundo Miembro:



Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Asesor:



Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán



Dedicatoria

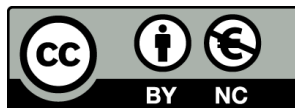
Esta presente tesis de investigación está consagrado a nuestros padres; en gratitud a su esfuerzo, confianza y sustento incondicional en todo momento. A todas las personas que siempre nos alentaron a continuar con nuestra carrera profesional y a todos los docentes que colaboraron con sus conocimientos de vida y académico que son la columna vertebral de nuestro perfil profesional.



“Estandarización de la Malla de Perforación y Voladura, y Análisis Económico en el Avance de la Galería de la Veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016”

Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del Problema	6
1.2.1 Problema general	6
1.2.2 Problemas específicos	6
1.2.3 Justificación	6
CAPÍTULO II	8
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	8
2.1 Objetivos de la investigación	8
2.2.1 Objetivo general	8
2.2.2 Objetivos específicos	8
2.2 Hipótesis de la investigación	8
2.2.3 Hipótesis general	8
2.2.4 Hipótesis específicas	9
2.3 Operacionalización de variables	9
CAPÍTULO III	11
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	11
3.1 Antecedentes	11
3.1.1 A nivel internacional	11
3.1.2 A nivel nacional	12
3.2 Marco teórico	13
3.2.1 Aspectos generales	13
3.2.1.1 Ubicación política y geográfica	13
3.2.1.2 Acceso	13
3.2.1.3 Clima y vegetación	15
3.2.1.4 Actividades humanas	16
3.2.2 Aspectos geológicos	16
3.2.2.1 Estratigrafía	18
3.2.2.2 Geología Regional	19
3.2.2.3 Geología local	20
3.2.2.4 Geología estructural	20
3.2.3 Consideraciones para estandarizar la malla de perforación	22

3.2.4	Evaluación de geológica estructural de la zona de estudio	22
3.2.4.1	Estructuras mayores.....	22
3.2.4.2	Estructuras menores.....	24
3.2.4.3	Mineralogía de la Mena.....	26
3.2.5	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó	29
3.2.5.1	Clasificación de Bieniawski o (Rock Mass Rating - R.M.R.).....	29
3.2.5.2	Clasificación de Barton o Sistema Q.....	35
3.2.5.3	Correlación entre RMR, Q y GSI.....	40
3.2.6	Perforación y Voladura de Rocas	40
3.2.6.1	Equipo de Perforación Manual	41
3.2.6.2	Condiciones de Perforación.....	43
3.2.6.3	Otros Constituyentes que Intervienen en la Calidad de los Taladros	43
3.2.6.4	Avance Lineal.....	44
3.2.6.5	Faltas y Desperfectos en la Perforación	45
3.2.7	Distribución de Taladros de Perforación y Cálculo de Voladura.....	48
3.2.8	Sistema de Avance.....	49
3.2.9	Esquema Geométrico de los Taladros de Arranque	50
3.2.10	Parámetros Controlables y No Controlables	51
3.2.11	Determinación de Parámetros Controlables de Perforación.....	52
3.2.11.1	Número de Taladros	52
3.2.11.2	Diámetro del Taladro “ \emptyset ”.....	53
3.2.11.3	Profundidad del Taladro.....	53
3.2.11.4	Teoría de Áreas de Influencia para Calcular Burden	54
3.2.11.5	Diámetro del Taladro “ \emptyset ”.....	57
3.2.11.6	Presión de Detonación del Explosivo “PoD”	57
3.2.11.7	Factor de Carguío “Fc”	58
3.2.11.8	Acoplamiento del Explosivo “Ae”	58
3.2.11.9	Longitud de Carga Explosiva “Lc”	58
3.2.11.10	Volumen del Explosivo Desacoplado Dentro del Taladro	58
3.2.11.11	Longitud del Taladro “Ltal”	60
3.2.11.12	Presión de Detonación del Taladro “PoDtal”	60
3.2.11.13	Cálculo del Taco Mínimo “Minh”.....	61
3.2.11.14	Factor de Seguridad en Voladura Subterránea	62
3.2.11.15	Desviación de Perforación con Barra de Avance “Dp”.....	63
3.2.11.16	Cálculo del Diámetro de Alivio.....	63
3.2.11.17	Espaciamiento entre taladros de alivio (Sa)	64
3.2.11.18	Numero de taladros de alivio (na)	65
3.2.12	Explosivos	65

3.2.13	Explosivos Industriales.....	66
3.2.13.1	Dinamitas.....	66
3.2.13.2	Dinamita pulverulenta	66
3.2.13.3	Semigelatinas.....	67
3.2.13.4	Dinamita gelatinosa	68
3.2.13.5	Emulsiones	69
3.2.14	Diseño de Carguío de Taladros con Explosivos.....	72
3.3	Marco conceptual	74
CAPÍTULO IV.....		77
METODOLOGÍA.....		77
4.1	Tipo y diseño de investigación	77
4.2	Definición de variables.....	77
4.2.1	Variable independiente (X)	77
4.2.2	Variable dependiente	78
4.3	Población y muestra	78
4.3.1	Población	78
4.3.2	Muestra	78
4.4	Procedimiento.....	78
4.5	Técnica e instrumentos	79
4.6	Análisis estadístico	80
4.7	Descripción de la labor antes de la estandarización	80
4.8	Problemas por Deficiencia de Perforación y Voladura	80
4.8.1	Programa mensual de avance	81
4.8.2	Maestro de labor	81
4.8.3	Parámetros de perforación y voladura	81
4.8.4	Caracteres del macizo rocoso	81
4.8.5	Metas al Estandarizar la Malla de Perforación y Voladura	83
CAPÍTULO V.....		85
RESULTADOS Y DISCUSIONES.....		85
5.1	Análisis de resultados	85
5.1.1	Tiempo de perforación.....	85
5.1.2	Horas netas por guardia con horas improductivas.....	86
5.1.3	Distribución de tiempo por guardia	87
5.1.4	Cálculo de burden y espaciamiento.....	89
5.1.4.1	Taladros de arranque	89
5.1.4.2	Taladros de ayuda.....	93
5.1.4.3	Taladros de producción	94
5.1.5	Análisis Económico Avance Lineal en Galerías - Veta Guadalupe	97

5.2	Contrastación de hipótesis.....	103
5.2.1	Hipótesis estadísticas (s).....	103
5.2.1.1	Hipótesis nula (H_0).....	103
5.2.1.2	Hipótesis alterna (H_a).....	103
5.2.1.3	Estadística de aceptación de la hipótesis general	103
5.3	Discusión	107
5.3.1	Avance por disparo.....	107
5.3.2	Cumplimiento del programa mensual de avance lineal.....	109
5.3.3	Consumo de explosivo en galerías de la veta Guadalupe.....	110
CAPÍTULO VI.....		113
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		113
6.1	Conclusiones.....	113
6.2	Recomendaciones	113
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		115
ANEXOS		118

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables, Indicadores e Índices.....	9
Tabla 2 Coordenadas Geográficas y UTM WGS 84	13
Tabla 3 Transporte por Vía Terrestre	13
Tabla 4 Transporte por Vía Aérea	14
Tabla 5 Parámetros para Determinar el Índice Rock Mass Rating (RMR)	29
Tabla 6 Clasificación del macizo rocoso según RMR.....	30
Tabla 7 Valoración de la Resistencia de Roca.....	30
Tabla 8 Parámetros para Determinar RQD.....	31
Tabla 9 Espaciamiento de las Discontinuidades.....	33
Tabla 10 Estado de las Discontinuidades	34
Tabla 11 Presencia de Agua Freática.....	34
Tabla 12 Orientación de las Discontinuidades	35
Tabla 13 Valor del RQD y la Calidad de Roca	36
Tabla 14 Índice de Diaclasado (Jn)	36
Tabla 15 Factor de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)	37
Tabla 16 Factor de Alteración de las Discontinuidades (Ja)	37
Tabla 17 Factor de Agua en las Juntas (Jw)	38
Tabla 18 Factor Stress Reduction Factor (SRF)	38
Tabla 19 Clasificación del Macizo Rcoso en Función al Sistema Q	39
Tabla 20 Intervalos de Valores del RMR y Q	40
Tabla 21 Clasificación del Macizo Rcoso Según Escalas de Mohs	44
Tabla 22 Fórmulas para Calcular Burden.....	50
Tabla 23 Parámetros Controlables y No Controlables	51
Tabla 24 Constantes para Determinar el Número de Taladros.....	53
Tabla 25 Factor de Seguridad	62
Tabla 26 Factor de Carga.....	73
Tabla 27 Recolección de Datos para Calcular los Parámetros de Perforación.....	82
Tabla 28 Recolección de Datos para Calcular los Parámetros de Voladura.....	82
Tabla 29 Recolección de Datos para Calcular los Parámetros Geomecánicos.....	83
Tabla 30 Determinación de Metas.....	84
Tabla 31 Tiempo Promedio de Perforación por Taladro	85
Tabla 32 Tiempo de Perforación por Frente.....	86
Tabla 33 Distribución de Horas Productivas e Improductivas por Guardia.....	86
Tabla 34 Distribución de Tiempos por Guardia	88
Tabla 35 Datos Geométricos de Labor	90
Tabla 36 Datos de Perforación	90

Tabla 37 Datos Geomecánicos de Roca y Mineral.....	91
Tabla 38 Propiedades de los Explosivos y Parámetros de Voladura.....	91
Tabla 39 Burden, Espaciamiento y Taco Mínimo-Taladros de Arranque.....	92
Tabla 40 Resultados de Perforación y Voladura de los Taladros de Arranque.....	92
Tabla 41 Resultados de Perforación y Voladura de los Taladros Ayuda.....	93
Tabla 42 Burden, Espaciamiento y Taco Mínimo-Taladros de Ayuda.....	94
Tabla 43 Parámetros en los Taladros de Producción.....	94
Tabla 44 Resultados de los Taladros de Producción.....	96
Tabla 45 Burden, Espaciamiento y Taco Mínimo-Taladros de Producción.....	97
Tabla 46 Datos Operativos de Perforación y Voladura.....	97
Tabla 47 Costos Directos e Indirectos en Galería de 2,5 m x 2,5 m.....	98
Tabla 48 Calculo de VAN y TIR.....	102
Tabla 49 Nivel de Aceptación de la Hipótesis Genera.....	104
Tabla 50 Frecuencias Esperadas.....	105
Tabla 51 Chi - Cuadrado Calculado.....	106
Tabla 52 Avance por Disparo en Galerías - Veta Guadalupe 2015 - 2016.....	107
Tabla 53 Avance por Disparo en Galerías - Veta Guadalupe 2015 - 2016.....	109
Tabla 54 Consumo de Explosivo 2015-2016.....	110



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Ubicación Política Compañía Minera Poderosa	15
Figura 2 Columna Lito Estratigráfica Interpretativa	18
Figura 3 Características Típicas de Ductilidad y Fragilidad de la Veta	21
Figura 4 Elipsoide con principales sistemas de Fallas y Fracturas	24
Figura 5 Medidas Estructurales en la Veta Jimena	25
Figura 6 Principales Sistemas de Fallas de la Veta Consuelo	26
Figura 7 Secuencia Paragenética	27
Figura 8 Relaciones Texturales del Oro y Sulfuros de Metales Base	28
Figura 9 Esquema de Estimación de RQD a Partir de Testigos de Sondeo	32
Figura 10 Esquema de Estimación de RQD a Partir de Datos de Afloramiento	33
Figura 11 Principios de Perforación Mecánica de Rocas	41
Figura 12 Equipo de Perforación Jack Leg	42
Figura 13 Defectos de Perforación por Diámetro Muy Pequeño	46
Figura 14 Defectos de Perforación por Falta de Paralelismo	46
Figura 15 Defectos de Perforación por Espaciamiento Irregular	47
Figura 16 Defectos de Perforación por Longitud Irregular	47
Figura 17 Defectos de Perforación por Intersección entre Taladros	48
Figura 18 Diseño de Malla de Perforación y Voladura	49
Figura 19 Sistemas de Avances en Galerías y Túneles	50
Figura 20 Esquema de burden de 4 secciones	51
Figura 21 Área de Rotura de un Taladro	54
Figura 22 Área de Influencia de un Taladro	55
Figura 23 Diagrama De Cuerpo Libre “D.C.L.” del Corte X-X’	55
Figura 24 Área de Influencia Relación al Burden y Espaciamiento	57
Figura 25 Esquema de Longitud de Carga	60
Figura 26 Taladro con Explosivo de Columna y Explosivo de Inicio	61
Figura 27 Diagrama de Cuerpo Libre para Determinar el Taco	62
Figura 28 Curva de Desviación con Barrenos Perforación	63
Figura 29 Representación Gráfica para Determinar el Diámetro de Alivio	64
Figura 30 Determinación del Número de Taladros de Alivio	65
Figura 31 Proceso de Detonación del Explosivo	66
Figura 32 Características Técnicas de Dinamita Pulverulenta	67
Figura 33 Características Técnicas de Dinamitas Semigelatinosa	68
Figura 34 Características Técnicas de Dinamita Gelatinosa	69
Figura 35 Orden Cronológico de Aparición de los Explosivos	70
Figura 36 Características técnicas de Emulsiones	71



Figura 37 Características Técnicas de Emulsiones	72
Figura 38 Esquema de Tratamiento de Datos.....	79
Figura 39 Comparativo de Horas Productivas e Improductivas por Guardia	87
Figura 40 Gráfico Comparativo de la Distribución del Tiempo por Guardia	89
Figura 41 Esquema Matemática para Calcular Burden y Espaciamiento	90
Figura 42 Estándar Malla de Perforación 2,5 metros x 2,5 metros	101
Figura 43 Chi Cuadrado Teórico (χ^2)	105
Figura 44 Gráfica de la Distribución Chi Cuadrado Teórico y Estadístico.....	106
Figura 45 Gráfico Comparativo de Avance por Disparo 2015-2016	108
Figura 46 Comparativo de Avance Lineal Ejecutado y Programado 2015- 2016.....	110
Figura 47 Consumo Promedio de Explosivo/Metro de Avance 2015-2016.....	111
Figura 48 Variación Mensual de Explosivo/Metro de Avance TAC (2015-2016)	112

INTRODUCCIÓN

La actividad minería extractiva, milenaria desde los tiempos coloniales, es de gran envergadura y relevancia para el impulso socioeconómico de un país, y nuestro país Perú no es extraño a esta actividad. Por su gran producción y potencial en reservas, la minería peruana conquista lugares significativos en Latinoamérica y en el mundo. En Latinoamericano, Perú conquista el primer lugar en producción de oro, zinc, estaño y plomo. Siendo Compañía Minera Poderosa S.A. una de las principales empresas productoras de oro en el Perú.

La presente investigación tiene la finalidad de mejorar el la actividad unitaria del ciclo de minado que es la perforación y voladura en las galerías de CIA PODEROSA, la cual es uno de los parámetros fundamentales para la fragmentación y arranque de material, conseguir la mayor cantidad de roca y mineral removido en un período más corto, según el análisis económico ejecutado.

Aplicando el esquema de malla de perforación y voladura en galerías veta Guadalupe-U.P. Santa María-CIA Poderosa, se optimizó los avances y producción, ya que se tuvo mucha diversidad de mallas de perforación que empleaba cada personal que realiza el trabajo.

Constantemente en la actividad minera como en todo proceso industrial se está buscando la mejora de los procesos con el apoyo de nueva tecnología y teorías científicas actuales, para renunciar a los razonamientos empíricos por experiencia de los trabajadores que en muchos procesos no tiene ninguna justificación real.

Se necesita de investigación, desarrollo tecnológico y mejora de la productividad, lo que exige una constante mejora de los procesos productivos, elevar la calidad de los productos y bajar sus costos operativos; para así, poder adecuarse a los cambios técnicos socio económicos que se están produciendo en el sector minero.

En toda operación minera es muy importante tener estándares de trabajo, es vital el planteamiento del esquema de distribución de taladros a perforar y carga de explosivos a utilizar como mejora operacional, para que, con un análisis económico de operación, alcanzar una mayor rentabilidad, para tal resultado el trabajo de investigación se fragmentó en cinco títulos siendo los siguientes:

Capítulo I, consta por conceptos y teorías de la investigación, entre las cuales se encuentran el planteamiento del problema, los objetivos de la investigación, la justificación, alcance y delimitación encontradas en la realización del proyecto;



Capítulo II, marco teórico, que contiene los antecedentes de la investigación, los cuales son de apoyo para dar las bases al proyecto, así como las bases teóricas, que soportan los conceptos, además de ecuaciones matemáticas relacionadas a la perforación, voladuras, mezcla explosiva, macizo rocoso, entre otros.

En el Capítulo III, se presenta el diseño metodológico donde se define las variables, hipótesis, tipo y diseño de la investigación, población, muestra.

Capítulo IV, se presenta las deducciones y resultados obtenidos en la investigación.

Capítulo V, se verifica las conclusiones y recomendaciones del trabajo de investigación.



RESUMEN

La presente tesis de investigación titulado “ESTANDARIZACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, Y ANALISIS ECONÓMICO EN EL AVANCE DE LA GALERIA DE LA VETA GUADALUPE - U.P. SANTA MARIA - COMPAÑÍA MINERA PODEROSA - PATAZ - 2016”, posee el objetivo incrementar la eficiencia de avance por disparo con la finalidad de lograr óptimamente con los metros lineales programados mensualmente y analizar su influencia en el aspecto económico. Para tal efecto, se han determinado las causas que afectan el diseño de perforación y voladura de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso y se han identificado los problemas en: distribución de los taladros, paralelismo de taladros, distribución de los explosivos, amarre de los accesorios de voladura, que causan deficiencia en la longitud por disparo. La estandarización de malla de perforación y voladura permite al trabajador de mina realizar sus actividades en forma óptima eliminando pérdidas de tiempo en experimentar otros patrones que no corresponden.

En la presente tesis, para lograr los objetivos trazados siguió la siguiente secuencia:

Primeramente, se ha desarrollado la tipificación geomecánica del macizo rocoso mediante los estudios y modelos de Bieniawski y Barton, luego se desarrolla el marco teórico de perforación y voladura para sistema convencional; con respecto a perforación y voladura el avance por disparo, se obtiene mediante la determinación de los variables que controlan y la identificación de los errores y defectos. Para el cálculo del burden y variables que intervienen en el diseño de malla de perforación y voladura, se ha incorporado las teorías de área de influencia.

Con el esquema base de la distribución de taladros de perforación y voladura se ha optimizado las siguientes variables: se ha aumentado el avance por disparo de 1,35 a 1,53 metros por disparo, se ha logrado aumentar el avance lineal promedio de ejecución mensual de 98,53 a 123,55 metros obteniendo una diferencia positiva de 25,02 metros de tal forma que también se aumentó la eficiencia promedio del cumplimiento del programa mensual de 92,08 a 108,28 %, además se ha conseguido reducir la utilización de explosivo por metro avanzado de 18,99 kg a 16,03 kg.

Palabras clave: estandarización, malla de perforación y análisis económico.



ABSTRACT

The research thesis entitled "STANDARDIZATION OF THE PERFORATION AND BLASTING MESH, AND ECONOMIC ANALYSIS IN THE ADVANCEMENT OF THE GALLERY OF LA VETA GUADALUPE - U.P. SANTA MARIA - COMPAÑÍA MINERA PODEROSA - PATAZ- 2016" aims to increase the advance efficiency per shot in order to optimally comply with the linear meters programmed monthly and analyze their influence on the economic aspect. For this purpose, the factors that influence the design of drilling and blasting have been determined according to the type of rock and the problems have been identified in: painting of drilling mesh, distribution of holes, parallelism of holes, distribution of explosives, tie off blasting accessories, which cause poor advance per shot. The standardization of drill and blast mesh allows the mine worker to perform their activities in an optimal way eliminating wasted time in experiencing other patterns that do not correspond.

In this thesis, to achieve the objectives set, the following sequence was followed:

First, the geomechanical classification of the rocky massif has been developed by means of the BIENIAWSKI and Barton classification, then the drilling and blasting theoretical framework for a conventional system is developed; With regard to drilling and blasting, the advance per shot is obtained by determining the variables that control and identifying errors and defects. For the calculation of the burden and variables that intervene in the design of drill and blast mesh, the theories of area of influence have been used.

With the standardization of the drilling and blasting mesh, the following variables have been optimized: the advance per shot has been increased from 1,35 to 1,53 meters per shot, the average linear advance of monthly execution has been increased from 98,53 to 123,55 meters, obtaining a positive difference of 25,02 meters in such a way that the average efficiency of compliance with the monthly program was also increased from 92,08 to 108,28%, in addition it has been possible to reduce the consumption of explosive per meter of advance from 18,99 kg to 16,03 kg.

Keywords: *standardization, drilling mesh and economic analysis.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La actividad minera subterránea tiene como objetivo extraer los recursos minerales del subsuelo, para lo cual cumple un ciclo de minado tradicional en labores de avance: perforación y voladura, ventilación y regado, desate, limpieza y acarreo, sostenimiento, siendo el proceso unitario de perforación y voladura, importante en la fragmentación y arranque del macizo rocoso y mineral, ya que permite conseguir mayor calidad y cantidad de material removido en un periodo más cortó y éxito de la producción y productividad de la actividad minera.

En la Empresa Minera PODEROSA S.A., Unidad de Producción Santa María se realizan labores de avance lineal, siendo las Galerías de la veta Guadalupe que se viene desarrollando en una sección de 2,50 metros x 2,50 metros, con el fin de explotar y extraer mineral de la veta Guadalupe, que tiene una potencia de veta de 0,90 metros, con una ley 19 g Au/ton, por lo que se quiere evaluar el análisis económico en la Galería de avance lineal, que tiene un promedio de avance lineal de 1,35 metros/disparo y no se está logrando los objetivos con el avance programado que es de 1,47 metros/disparo, debido al inadecuado esquema de distribución de taladros de perforación y voladura para alcanzar un resultado eficiente de la longitud de avance lineal en las Galería. A carencia de un esquema base de distribución de taladros de perforación y voladura, los maestros perforistas realizan su trabajo por decisión propia, costumbre y experiencia, como consecuencia se tiene: incumplimiento del programa mensual de avance lineal, consumo excesivo de explosivos, baja producción y productividad en la Galería de avance lineal. Por lo que resulto la necesidad de estandarizar un técnica práctica para trazar la malla de perforación y voladura en la Galería de la veta Guadalupe y el análisis económico respectivo, se tiene la inquietud de realizar la investigación en la Unidad de Producción Santa María Compañía Minera Poderosa S.A. para mejorar y mantener los índices de productividad óptimos sobre la Tasa de Aseguramiento de la Calidad (TAC).



1.2 Enunciado del Problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo estandarizando la malla de perforación y voladura que aporte a obtener mejor eficiencia en los laboreos de avances así mismo obtener un análisis económico de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa?

1.2.2 Problemas específicos

¿Cuáles son estos factores en el proceso unitario de perforación y voladura que influyen para incrementar la eficiencia en el avance de la galería de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa?

¿Cuál debe ser el esquema de la malla de perforación y voladura en el avance por metro lineal en la galería de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa?

¿Cómo influirá el estándar de distribución de taladros de perforación y voladura en el aspecto económico en las labores de avance sobre veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa?

1.2.3 Justificación

El proceso unitario de perforación y voladura representa el proceso primordial en la producción minera, es una actividad que necesita estricto control donde el resultado tiene un papel relevante en el proceso productivo; por tanto, el presente estudio ayudará a minimizar el coste y tiempos en el proceso de perforación y voladura, optimizando la productividad metros/disparo en la Galería veta Guadalupe, procedido por el monitoreo de campo.

El esquema base de la distribución de taladros de perforación y voladura, y análisis económicos ayudara a la toma de decisiones oportunas en la optimización el coste unitario, en la actividad unitaria de perforación y voladura para el avance de la galería de la veta Guadalupe en la unidad de producción de Santa María, bajo un diseño estandarizado, los principales problemas dentro de



las operaciones mineras traen como resultado deficiente en cuanto al utilidad de avance lineal (metros/disparo) comparado con la planificación.

Actualmente la Contrata Minera MAROSE de la Compañía Minera Poderosa S.A, viene ejecutando varias labores de desarrollo, en consecuencia, la presente tesis se justifica plenamente porque contribuirá como un modelo para realizar las operaciones de perforación y voladura, que implicará la reducción de costos en labores de desarrollo, además de:

Mejorar la estrategia de gestión en los procesos productivos en la Unidad Minera.

La mejor calidad del resultado brinda mejores condiciones del ambiente laboral, que certifiquen una apropiada protección del personal y cuidados al medio ambiente.

Permite la capacitación permanente del trabajador

Permite cumplir óptimamente el ciclo de producción.

Optimizar la disponibilidad de los patrimonios, el clima laboral y la rentabilidad.

Permite a optimizar los periodos, minimizando las perdidas, y mejorando las capacidades humanas y uso de materiales.



CAPÍTULO II OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.2.1 Objetivo general

Lograr obtener el estándar de malla de perforación y voladura para aumentar la eficiencia del avance por disparo y la influencia de este en el aspecto económico de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016.

2.2.2 Objetivos específicos

Determinar los factores que intervienen en la perforación y voladura para cada tipo de macizo rocoso de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016.

Determinar el diseño de la malla de perforación y voladura en el avance por metro lineal de la galería de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016.

Analizar el aspecto económico en la estandarización de la malla de perforación y voladura en la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.3 Hipótesis general

Con la estandarización de la malla de perforación y voladura se mejora la eficiencia del avance por disparo y se tiene un análisis económico por metro de



avance en la galería de la veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía minera Poderosa - Pataz - 2016.

2.2.4 Hipótesis específicas

Con la tipificación de los factores en el proceso de perforación y voladura según el tipo de roca se mejora el avance programado de la galería de la veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía minera Poderosa - Pataz - 2016.

El diseño de la malla de perforación y voladura influye en el avance por metro lineal de la galería de la veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016.

La estandarización de la malla de perforación y voladura influye en el aspecto económico en la veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía Minera Poderosa - Pataz - 2016

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1

Variables, Indicadores e Índices

Variables	Indicadores	Índices
Independientes (VI)	Dimensiones de labor	Metro cuadrado
Estandarización de	Longitud de taladro	Metros
Malla de Perforación	Tipo de roca	Buena, regular y mala
y Voladura en la	Número de taladros	Unidades Metros
Galería de la veta	Burden.	Metros
Guadalupe.	Espaciamiento	
	Perforadora.	\$/metros
Dependientes (VD)	Barreno.	\$/metros
Análisis económico en	Broca.	\$/metros
la productividad	Explosivos.	\$/metros
m/disparo en la galería	Fulminantes.	\$/metros
de la veta Guadalupe.	Mecha lenta.	\$/metros
	Costos de perforación	\$/metros

Costos de explosivos

\$/metros

Fuente: Elaboración Propia



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

3.1.1 A nivel internacional

- a) (ZÚÑIGA TORRES, 2015). En su trabajo de investigación “DISEÑO DE TRONADURAS Y SU IMPACTO EN EL COSTO MINA DE COMPAÑÍA MINERA CERRO NEGRO” pretendió mejorar los rendimientos y la productividad debido a los elevados costos en energía e inversión en nuevas tecnologías. El espacio en la cual se ha planteado optimizar las operaciones de perforación y voladura, Cerro Negro se encuentra en una actividad de progreso de técnicas con el objetivo de maximizar sus procesos mineros. La perforación y voladura son las actividades con los cuales se puede optimizar la rotura del material (roca y mineral), el tamaño del material roto ideal puede generar un significativa reducción en los actividades siguientes del tratamiento del mineral. El problema que se observa en los cálculos obtenidos en la actividad de determinación de taladros a perforar y cantidad de explosivo a usar en la voladura, es la alta presencia de sobre tamaños que requiere la deducción secundaria y además atribuyen costos adicionales lo que refleja elevados costos de operación. Debido al problema, el autor tuvo como objetivo general obtener un producto con una granulometría adecuada requerida por el siguiente proceso, en tal sentido el autor realizo ajustes en el esquema de perforación y voladura de acuerdo a las litologías por sectores que presenta el tajo.

- b) VILLACRÉS (2016). Considera que en estos últimos tiempos la actividad minera ha tenido una cuantiosa mejora continua en tecnología en sus procesos, lo cual repercute a la gestión de costos que reduzcan al máximo todas las operaciones tanto superficiales como subterráneas de la mina, haciendo mención a la empresa minera PRODUMIN S.A. La forma de trabajo en la explotación de mineral no viene realizándose de una manera técnica, por lo cual plantea realizar una



investigación para la minimizar los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado mediante la ejecución y optimización de los estándares de toda la operación.

3.1.2 A nivel nacional

- a) PACAHUALA (2015). En su investigación con nombre “REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN DESARROLLOS MEDIANTE ACTUALIZACIÓN DE ESTANDARES EN PERFORACIÓN Y VOLADURA, CASO DE LA EMPRESA ESPECIALIZADA MINCOTRALL S.R.L.”, se inicia con la actividad de perforación y voladura para ello se ha realizado la línea de base que permita reconocer las variables que determinan los costos por metro en labores de avance lineal que está a cargo la firma Mincotrall S.R.L. – MARSA. La investigación permitió actualizar los esquemas del uso de barrenos de 6 pies de longitud a 8 pies, como resultado se logró optimizar el coste por metro de avance lineal de 348 a 311 US\$ según los indicadores actuales, además con la nueva estandarización se consiguió minimizar en un 10% el coste unitario en las operaciones unitarias de perforación y voladura. Así mismo se ha minimizado el consumo de aceros de perforación y voladura mejorando el rendimiento y productividad que son indicadores favorables para la Empresa Especializada. Además, hubo una repercusión indirecta porque su logró un trabajo de calidad con la supervisión y control constante en las operaciones.
- b) CALDERON (2015). El trabajo de investigación que ha realizado en la Compañía Minera MACDESA tiene la finalidad de mejorar los procedimientos técnicos en las operaciones unitarias de perforación y voladura para obtener los mejores resultados de producción y avance por disparo, la optimización de los resultados de perforación y voladura influye en la reducción de los costos ocasionados en las labores de la unidad minera. El problema de investigación se centra en la mejora de las prácticas de las actividades de perforación y voladura para aumentar la productividad y avance lineal en la Compañía Minera MACDESA. El objetivo para solucionar el problema es determinar las técnicas que mejoren las deficiencias en la operación unitaria de todas las labores lineales y permitirá mejorar la actividad de avance lineal y tonelaje de mineral el cual influye directamente en la minimización de los costos de perforación. La metodología utilizada en la investigación tiene la característica científica experimental de tipo



descriptivo, las labores de avance de la Unidad Minera representan la población y muestra. Finalmente se ha logrado que la hipótesis formulada es afirmativa y realizable.

3.2 Marco teórico

3.2.1 Aspectos generales

3.2.1.1 Ubicación política y geográfica

Políticamente la Unidad Minera Poderosa está ubicada en el Anexo de Vijus, Distrito de Pataz, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad a 360 Km al N.E de la ciudad de Trujillo.

Geográficamente se encuentra ubicada en el flanco nororiental de la cordillera de los Andes, la mineralización está emplazada en el Batolito de Pataz, en el margen derecho del Río Marañón. Los límites de la Unidad Minera es la siguiente: ESTE con el Departamento de San Martín, OESTE con la Provincia de Sánchez Carrión, NORTE Con la Provincia de Bolívar y al SUR Con la Provincia de Pataz.

Tabla 2

Coordenadas Geográficas y UTM WGS 84

Coordenadas Geográficas		Coordenadas UTM	
Longitud	77° 35'24" Oeste	Norte	9,425 960.0
Latitud	07° 47'02" Sur	Este	211 367.0
		Cota	1300-3300 m.s.n.m.

Fuente: Elaboración Propia

3.2.1.2 Acceso

Para acceder a la unidad minera se realiza por vía aérea y terrestre como se indica en las tablas.

Tabla 3

Transporte por Vía Terrestre

Desplazamiento	Modo	Tiempo
----------------	------	--------

Lima – Trujillo	Bus	08.00 horas
Trujillo – Vijos	Bus	14.00 horas
Vijos – Cedro	Camioneta	01.17 horas
Cedro - Sta. María	Camioneta	01.30 horas

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 4

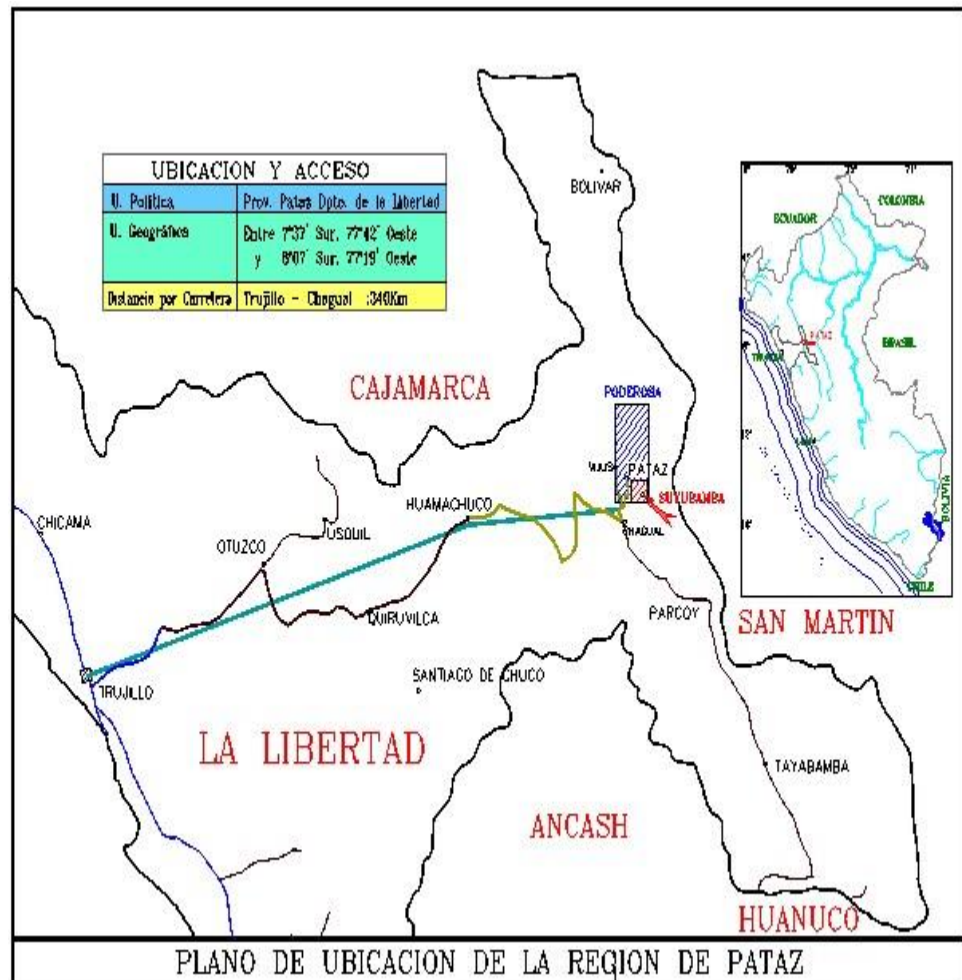
Transporte por Vía Aérea

Desplazamiento	Modo	Tiempo
Lima - Trujillo	Avioneta	00.75 horas
Trujillo - Chagual	Avioneta	00.70 horas
Chagual - Cedro	Camioneta	01.42 horas
Cedro - Sta. María	Camioneta	01.30 horas

Fuente: Elaboración Propia

Figura 1

Ubicación Política Compañía Minera Poderosa



Fuente: Área de Recursos Humanos Cía. Minera Poderosa

3.2.1.3 Clima y vegetación

INGEMMET (1964). Considera que, en toda la región andina del Perú, correspondiente área del cuadrángulo de Pataz se caracteriza por una estación de lluvias fuertes de noviembre-abril, y una temporada de sequía relativa todo el año restante. La cantidad de precipitación difiere de un sitio a otro debido a la interacción de factores de relieve de los terrenos locales. Según el mapa climático Broggi, (1954), esta zona queda en la faja de precipitaciones variables entre 200 y 1000 mm, anuales. La temperatura fluctúa enormemente con la altitud. En algunos lugares como Huagil, que queda a 4000 m.s.n.m. raras veces pasa los 20° C; en contraste, en las riberas del río Marañón las temperaturas son altas durante el día y la noche a través de todo el año, siendo en promedio alrededor de 25° C. La

vegetación natural de la zona varía según el clima, topografía y elevación del terreno. Encima de los 3700 metros existe la vegetación típica de la puna, que está limitada a algunas especies de hierbas. En los niveles inferiores aparecen pequeños arbustos y una cubierta escasa de hierbas. Por debajo de los 2300 metros los arbustos son tan abundantes que hacen difícil el progreso fuera de los caminos de herradura, además los árboles son bastante comunes. Esta vegetación de arbustos y árboles bajos llega hasta la ribera del río Marañón.

3.2.1.4 Actividades humanas

INGEMMET (1964). Evalúa que habitantes de ésta zona se dedican casi exclusivamente a la agricultura, ésta varía de tipo según el clima y la altitud. En las partes altas de las cordilleras, o sea la puna, la actividad principal consiste en la cría de ovejas y ganado vacuno, la agricultura está reducida al cultivo de papas. En los flancos de las cordilleras se encuentra una población más densa, que se concentra alrededor de los pueblos y haciendas que existen en la zona. Los sitios más favorables para la agricultura quedan entre los 2000 y 3000 m.s.n.m., donde se cosechan trigo, maíz, lentejas, papas, verduras, alfalfa, etc., en adición a la cría de ganado. En las partes más bajas, por ejemplo, en las riberas del río Marañón y en el tramo inferior del río Chusgón, hay un predominio de caña de azúcar y frutales como naranjas, limones, plátanos, chirimoya y mango, en el área del cuadrángulo de Pataz existen dificultades para el transporte de los productos agrícolas. Un pequeño porcentaje de la población divide su tiempo entre la agricultura y el laboreo de las minas. La mayoría de los obreros del pueblo de Pataz trabajan cierto tiempo en las antiguas minas de oro de la región y otra parte en la labranza de los campos. En todo el largo de la ribera del Marañón, la gente lava la arena fluvial para sacar el oro que contiene. Sin embargo, la vida de la región depende directamente de la producción agrícola.

3.2.2 Aspectos geológicos

HAEBERLIN (2000). El depósito de Poderosa queda ubicado a 470 000 metros norte de Lima en la Cordillera Oriental Andina al lado este del valle del Marañón. La geología de esta cordillera está caracterizada por un basamento metamórfico pre-

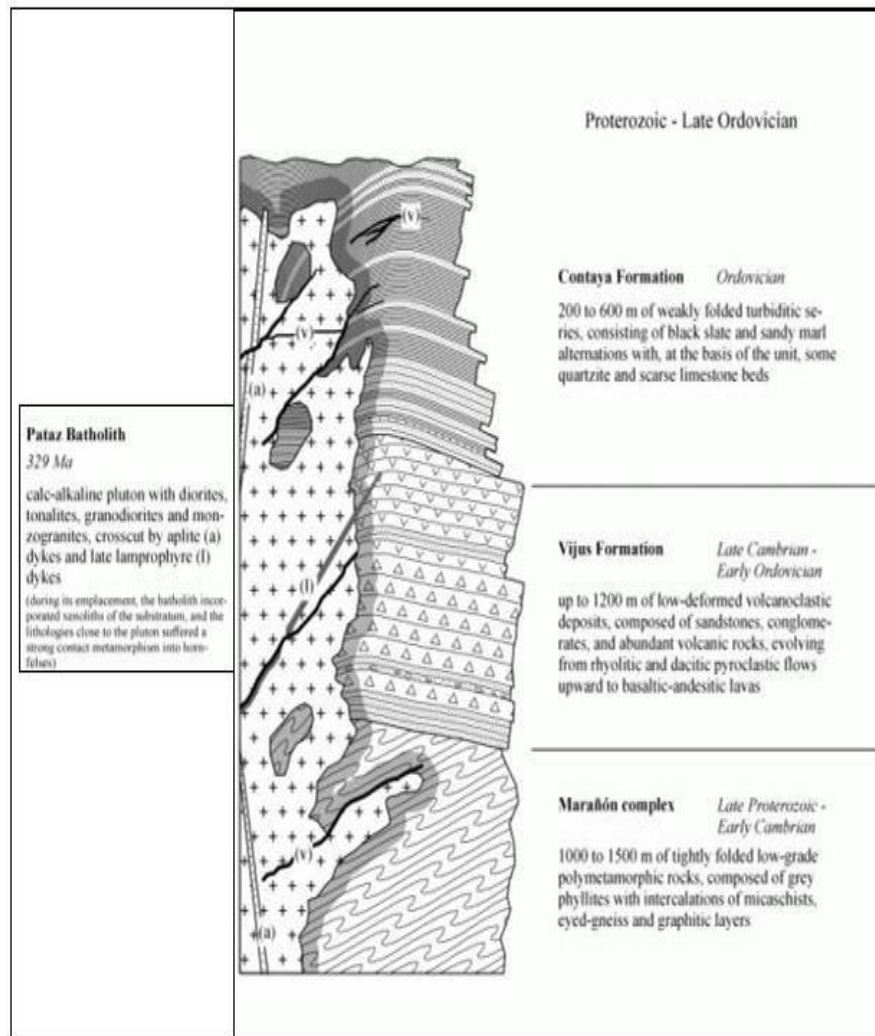


Siluriano y plutones calco-alcalinos del Mississipiano seguido por una secuencia de rocas volcánicas de edad aún no definida. Los estratos pre-Silurianos comprenden de la base al tope las tres siguientes unidades: (1) Complejo Marañon (en sentido estricto), miembro de metapelitas deformadas, (2) Formación Vijus, unidad volcanoclástica, y (3) secuencia turbidítica estratigráficamente equivalente a la formación Contaya. El complejo Marañon aparece como una continuación de los paraesquistos y paragneisses polideformados del Proterozoico Superior al Cambriano Inferior que afloran entre los 9°45' y 13°S en el centro del Perú (Dalmayrac et al., 1980). La columna de más o menos 1000 metros de espesor de filitas grises con menores intercalaciones de esquistos micáceos y grafiticos está caracterizada por un metamorfismo regional de esquistos verdes a anfibolitas de bajo grado con cuatro estadios de deformación superimpuesta (Schreiber, 1989), los cuales probablemente ocurrieron durante el Cambriano Temprano a Medio. La formación Vijus superyace en disconformidad a este basamento metamórfico y está compuesto por areniscas gris púrpura en la base, seguidas por ignimbritas de composición riolítica a dacítica interdigitadas con delgadas capas de lutitas negras, y lavas andesíticas a basálticas hacia el tope. Debido a la ausencia de fósiles se le atribuye una edad imprecisa de Cambriano Medio a Ordovícico Temprano para la formación Vijus. Las rocas volcanoclásticas están a su vez cubiertas por una alternancia de cuarcitas masivas, areniscas oscuras y pizarras grises, atribuidas por analogía de facies a la parte Areginiana de la Formación Contaya. Hacia la parte superior, los afloramientos de la Formación Contaya muestran las tradicionales facies Llandvirnianas descritas en el Perú, que consiste de ciclos turbidíticos con pizarras negras ricos en graptolites, areniscas y raramente cuarcitas. Hay un periodo de calma estratigráfica entre el Ordoviciano Tardío y el Devoniano Tardío. Durante este espacio de tiempo las unidades del Paleozoico Inferior, en particular las pizarras sufrieron un plegamiento regional moderado y un metamorfismo de esquistos verdes de bajo grado durante la transición Ordoviciano – Siluriano y otra vez durante el Devoniano Tardío.



Figura 2

Columna Lito Estratigráfica Interpretativa



Fuente: Área de Geología de Cía. Minera Poderosa (Y. Haeberlin, 2000)

3.2.2.1 Estratigrafía

Según la información del departamento de Geología de la Mina Poderosa (2011) las rocas que forman el sistema estratigráfico son de edades tardías hasta más recientes. El complejo del Marañón corresponde al Precámbrico, Cámbrico al Ordovícico, mientras el batolito de Pataz corresponde al Carbonífero y los volcánicos Lavasén del Terciario medio. La parte inferior del complejo Marañón está constituido por rocas metamórficas principalmente por filitas y esquistos, mientras los meta volcánicos y pizarras forman la parte superior de complejo marañón. El batolito de patas se extiende de N-S con 100 km de longitud y 5 km de ancho, que aflora al Este del complejo marañón. Las rocas que componen el batolito de Pataz

son principalmente: granito, granodiorita, tonalita, adamelita, xenolitos de micro diorita, las estructuras intrusivas están constituido por diques aplíticos, pegmáticos y andesíticos generalmente pre mineral.

3.2.2.2 Geología Regional

HAEBERLIN (2000). Menciona que entre 7° y 8° S, Wilson y Reyes (1964) y Schreiber (1989) consideran que el sótano precarbonífero de la Cordillera de los Andes Orientales, mapeado como el Complejo Marañón, abarca de abajo a arriba tres entidades: (1) un miembro basal de metapelita fuertemente deformado, (2) una unidad de meta volcánica media, y (3) una secuencia turbidítica superior. Sin embargo, divergiendo de la nomenclatura anterior, adoptaremos en este documento el término Complejo de Marañón solo para el sótano poli metamórfico inferior, ya que presenta un estilo estructural diferente, caracterizado por deformaciones fuertes polifásicas, en comparación con los pliegues débiles observados en las dos unidades superpuestas. El complejo redefinido del Marañón aflora cerca de Pataz como malos terrenos en el fondo del valle del Marañón y comprende principalmente filitas grises e intercalaciones menores de micasquistas, gneis de ojos y capas gráficas con un espesor total de más de 1 km. Se sometió a greenschist regional para reducir el metamorfismo de anfibolita con cuatro etapas superpuestas de deformación (Schreiber, 1989). En el área estudiada, la columna litoestratigráfica comienza con capas delgadas alternas de cuarcitas masivas, areniscas oscuras, pizarras grises y calizas menores. Hacia arriba, los afloramientos de Contaya imitan las facies ordovícicas tradicionales descritas en Perú, y consisten en pizarras negras, areniscas y pocas cuarcitas, ensambladas en secuencias turbidíticas decamétricas.

El batolito de Pataz, es parte de un cinturón de intrusión gigante no deformado, que se extiende de 6° S a 10° S a lo largo de la Cordillera Oriental de los Andes, intrusionando el sótano metamórfico precarbonífero a lo largo de una fractura. NNW-SSE. Consiste en un conjunto de rocas alcalinas, desde diorita-tonalitas hasta monzogranitas, con granodioritas como término intermedio. Tanto las granodioritas como las monzogranitas contienen abundantes enclaves máficos y xenolitos metamorfizados en el



sótano. Se identificaron dos formaciones de diques transversales, que representan actividades magmáticas tardías del batolito: (1) abundantes diques aplíticos inclinados y de granito rosado vertical, bien expuestos en la parte apical del batolito, y (2) lamprófitas melanocráticas raras, aflorando en espacios espaciales cercanos relación con el NS en huelgas sorprendentes.

3.2.2.3 Geología local

Según el departamento de Geología de la Mina Poderosa, indica que la litología de la mina está constituida por serie ácida e intermedia. La serie acida está constituida por granodioritas, monzogranitos, diques aplíticos y pegmatíticos, mientras la serie intermedia por tonalitas, dioritas, microdioritas con expresiones tardías de diques lamprófitos y diabasa. El granito es el mayor componente acida de la secuencia intrusiva del batolito de Pataz y de la región seguido por las granodioritas, en ocasiones se encuentran en gradación de tonalitas a granitos y monzogranitos.

3.2.2.4 Geología estructural

HAEBERLIN (2000). Las venas auríferas de la provincia de Pataz se clasifican como depósitos de oro de carga estructuralmente alojados, comúnmente denominados depósitos de oro "mesotérmicos" u "orogénicos". Los filones, alojados por estructuras de segundo y tercer orden, aparecen predominantemente como vetas continuas de cuarzo de un kilómetro de largo encerradas en el margen del batolito, y menos abundantemente como brotes de mineral concordantes divididos y cortados en lechos en filitas y pizarras adyacentes. Ocurren como estructuras orientadas de NS a NW-SE de 0.1 a 8 metros de espesor con una inclinación de 30 a 60 ° hacia el E-NE, y solo excepcionalmente como estructuras planas o como EW lodes que se sumergen hacia el sur Haeberlin (2000). Los contactos litológicos, los diques de aplita y lamprófito, y los planos de las camas eran sitios favorables para la apertura de venas.

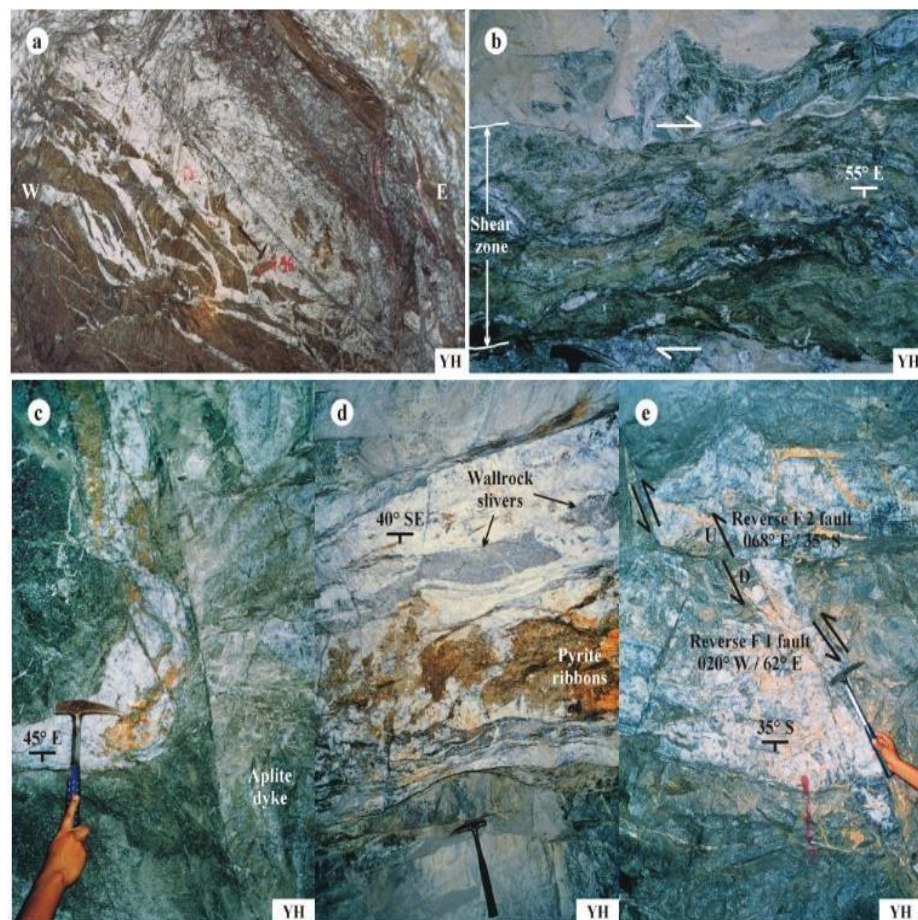
Las estructuras geológicas ilustradas en la Figura. Representan los siguientes:



- (a) Brechas hidráulicas y fuerte sericitización en la pared del pie de un NS decamétrico que golpea 45 ° hacia el este sumergido alojado por el dique lamprophyre (veta Consuelo).
- (b) Zona de cizallamiento sinistral de 40 cm de espesor, poco mineralizada, que corta un enclave hornfels (veta La Lima).
- (c) Cierre sigmoidal de una veta de inmersión al este de 45 ° a lo largo de un dique de aplita vertical (veta Mercedes).
- (d) Múltiples texturas de relleno de espacios abiertos con cintas de cuarzo I y pirita I que encierran astillas alargadas de pared de roca (veta Mercedes).
- (e) Dos movimientos inversos frágiles andinos tardíos superpuestos (vena Mercedes).

Figura 3

Características Típicas de Ductilidad y Fragilidad de la Veta



Fuente: Departamento de geología Cía. Minera Poderosa

3.2.3 Consideraciones para estandarizar la malla de perforación

La estandarización es el resultado de un estudio y una serie de pruebas realizadas en una actividad el cual será el modelo y/o patrón que seguir en las diferentes actividades que permite optimizar los procesos mineros. En la actividad minería se utiliza el término estandarización en diferentes actividades: perforación, voladura, sostenimiento, planes mineros número de flotas de carguío y transporte.

Para obtener el esquema estandarizado de la malla de perforación y voladura es indispensable hacer estudios, evaluaciones de los diferentes parámetros que intervienen en la planificación de dichas actividades, porque en una operación minera la estandarización se realiza para un tiempo correspondiente hasta inicios del planeamiento de mediano plazo. La estandarización de la malla de perforación y voladura requiere conocer con detalle las siguientes condiciones:

Evaluación de geología estructural de la zona de estudio.

Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Una vez estudiada las condiciones se diseña de perforación y voladura en base a un modelo matemático adecuado. Además, para estandarizar el esquema de perforación y voladura se debe obtener resultados eficientes del modelo utilizado con pruebas suficientes como para tomar como patrón y/o modelo.

3.2.4 Evaluación de geológica estructural de la zona de estudio

3.2.4.1 Estructuras mayores

Presentan fallas y estructuras mineralizadas de bajo ángulo y tanto en escala regional y distrital o local, se ha generado de manera repetitivas y sistemáticas con pequeñas variaciones en rumbo y buzamiento.

En la zona norte (Jimena), se obtiene hasta 3 familias de fallas subverticales, todas secantes y espacialmente relacionados a la presencia y ubicación espacial de “ore shoots”.

El primer sistema de fallas y dirección cercana al N110°, son de extensión kilométrica, parecen controlar sistemáticamente el hundimiento en bloques del batolito hacia el sector norte.

El segundo sistema de fallas con dirección próximas a N90°, son menos dominantes en el cartografiado superficial, sus extensiones longitudinales se encuentran limitadas y cortadas por la primera serie de fallas.



El tercer sistema de fallas de dirección N45° con buzamientos entre 70° y 90° al NW, se manifiestan como estructuras conjugadas de la primera familia; el eje principal de la mayoría de los “ore shoots” son coincidentes con esta dirección y poseen un movimiento tardío gravitacional.

En la zona sur del Yacimiento (Consuelo), se reconocen dos grandes estructuras secantes y son:

El primer sistema de fallas con dirección N315° y buzamiento de 70°.

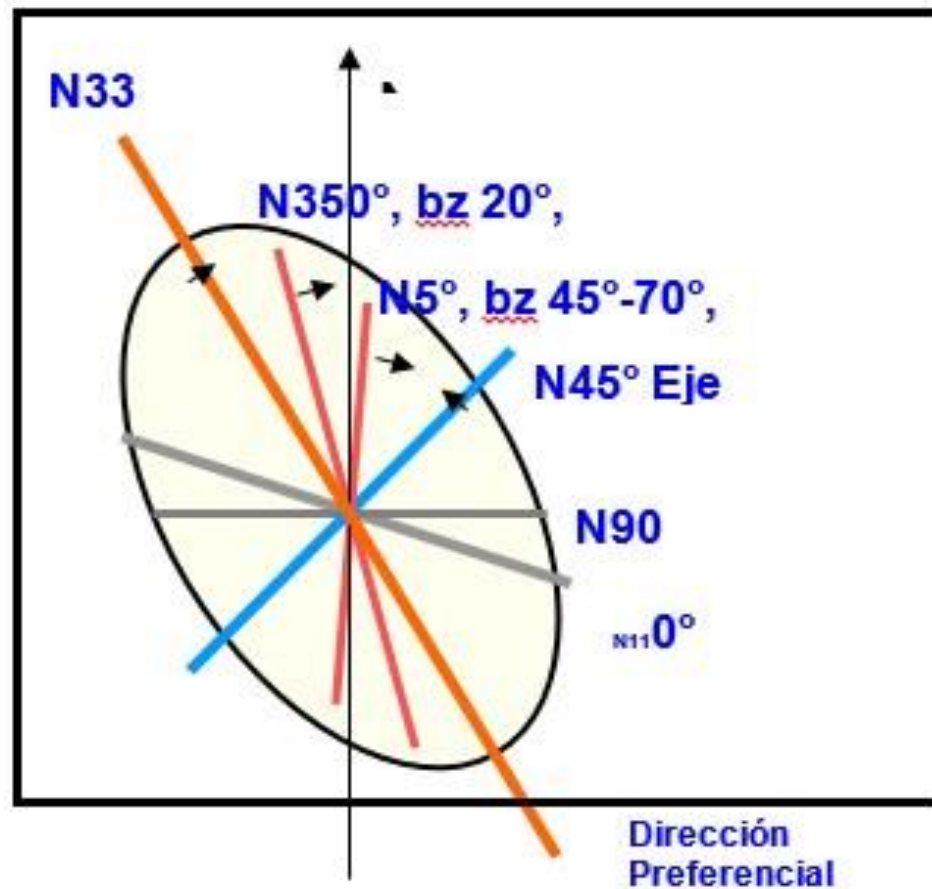
El segundo sistema de fallas con dirección N278° y 70° de buzamiento al norte.

Ambos sistemas de fallas presentan movimientos sinestrales en una última etapa de reactivación. Los análisis de las estructuras muestran que el sistema de fallas corresponde a las mismas familias tanto en Consuelo y Jimena con una ligera rotación de 20° en buzamiento y dirección; la ausencia de la tercera familia en la zona de Consuelo puede deberse a que estas estructuras no fueron cartografiadas por no mostrar movimientos tardíos aparentes.



Figura 4

Elipsoide con principales sistemas de Fallas y Fracturas



Fuente: Villanes (2006)

3.2.4.2 Estructuras menores

Del yacimiento en sector norte se han identificado seis métodos de fracturas (Oré, 2006) y están considerado tres principales:

Buzamiento superior a los 65° Sistema WNW – ESE (azimut N115°)

Buzamiento sobre los 65°. Sistema WSW – ENE (azimut N45°)

Buzamiento inferior a los 45°. Sistema NNW – SSE (azimut N330°)

Son más representativas las tres familias del área siendo las dos primeras secantes a la tercera.

El sistema 4 (E-W/ buzamiento menor a 45°)

El sistema 5 (NNW-SSE/ con buzamiento alto sobre 65°)

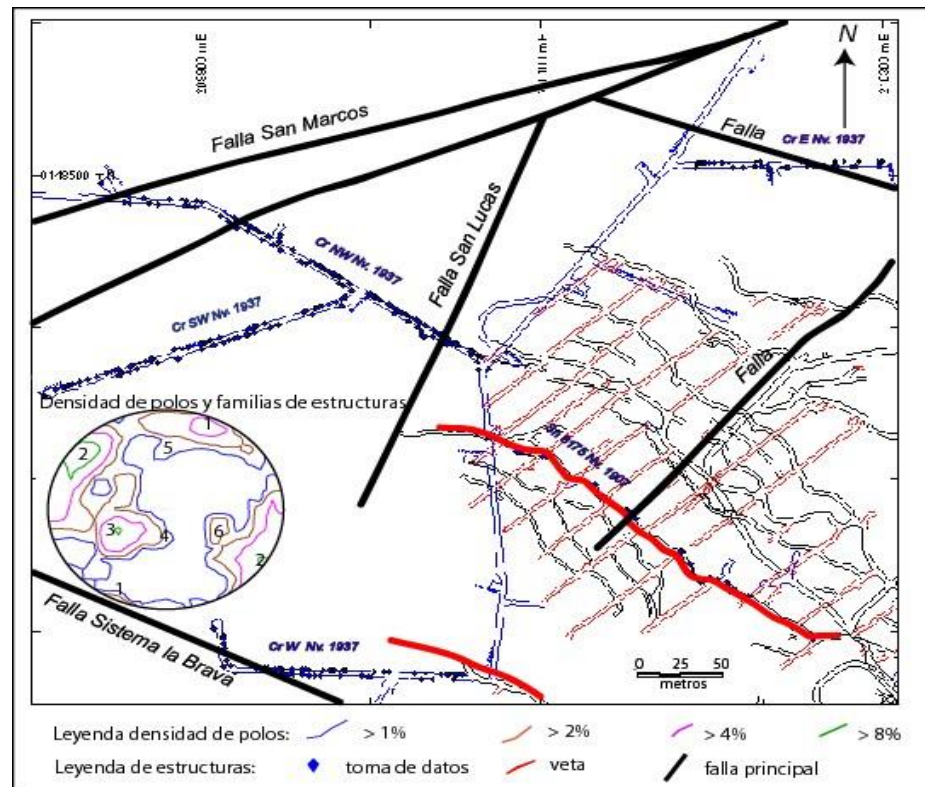
El sistema 6 (SSW-NNE buzamiento entre 45° y 65°)

De estas estructuras muestra para la primera familia un patrón de repetitividad entre 25m y 30m, la segunda entre 7 y 10 metros que tienden

a formar bloques entre 25m a 30m y los de mayor dimensión entre los 50m y 60m, la tercera familia no muestra una preferencia, pero se puede distinguir que son abundantes en proximidades de veta o contactos litológicos.

Figura 5

Medidas Estructurales en la Veta Jimena

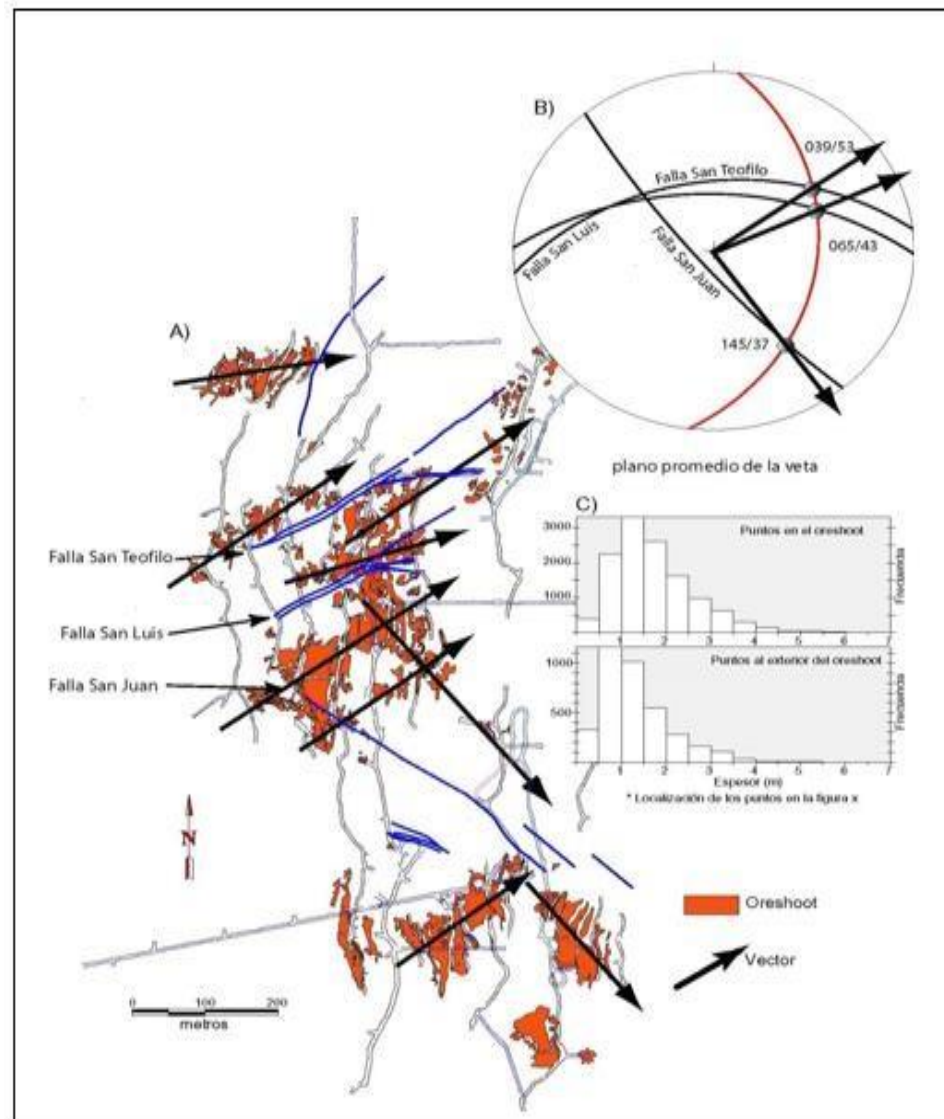


Fuente: Ore (2006)



Figura 6

Principales Sistemas de Fallas de la Veta Consuelo



Fuente: Enrick Tremblay (2003)

3.2.4.3 Mineralogía de la Mena

Los Ore Shoots muestran tanto vertical y lateralmente una homogeneidad en cuanto a relleno mineral en la veta, mientras a nivel local presenta algunas variaciones en composición mineralógica, básicamente en la proporción de minerales y en la alteración, dependiendo ello del tipo de roca caja, la cantidad de fluido que haya circulado a través de la estructura, las reactivaciones de la veta y eventos de crack & seal. La alteración y paragénesis se presenta a nivel regional o del yacimiento.

Figura 7

Secuencia Paragenética

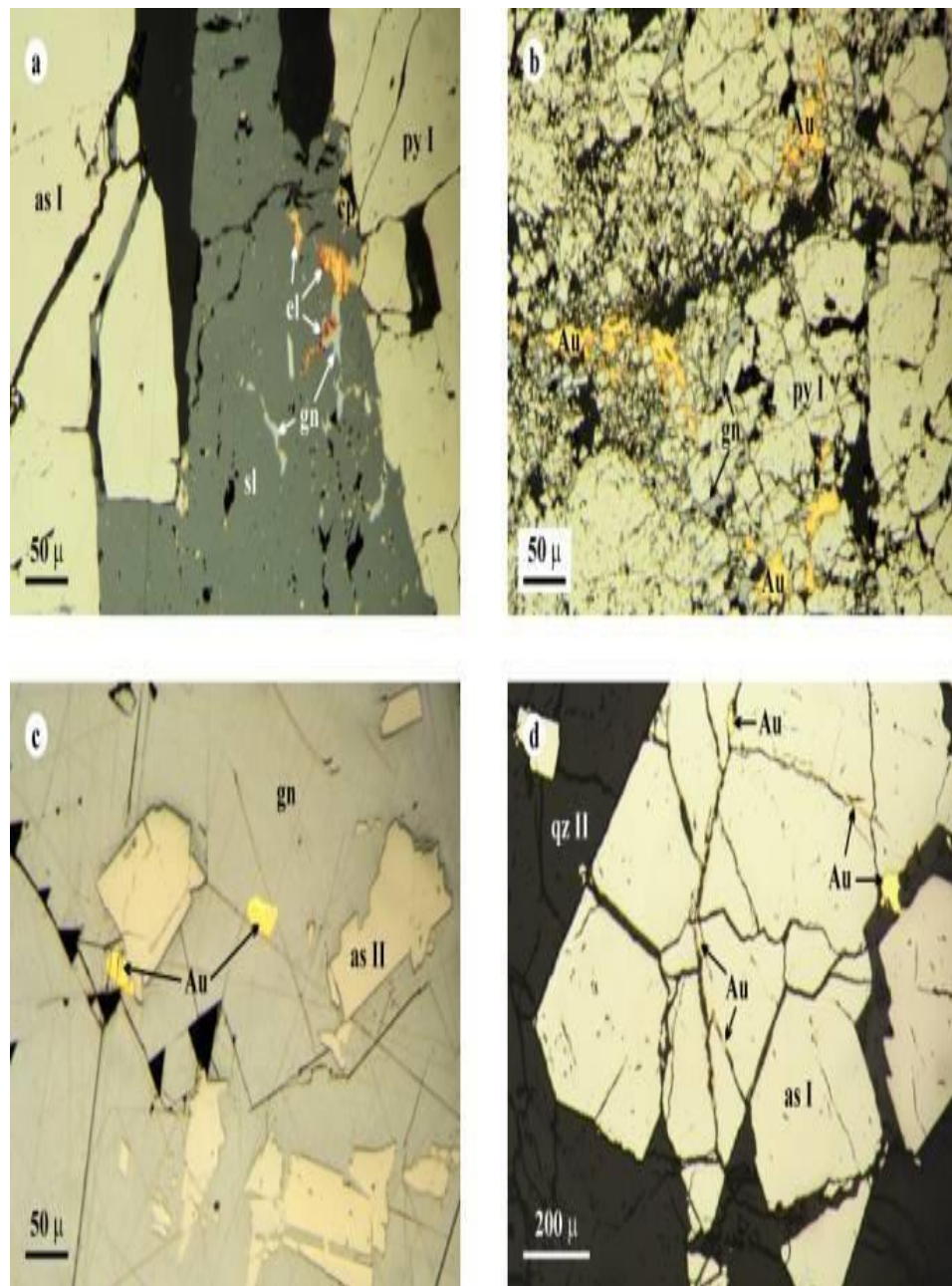
<i>Paragenesis</i>	<i>Early</i>	<i>Stage I</i> <i>Fe-As stage</i>	<i>Stage II</i> <i>Pb-Zn-Au stage</i>	<i>Late</i>	<i>Super.</i>
Pyrite		I	II		
Arsenopyrite		I	II		
Wolframite ^a					
Sphalerite					
Galena					
Chalcopyrite					
Pyrrhotite					
Freibergite					
Electrum					
Gold					
Jamesonite					
Fe-hydroxides					
Milky quartz	I				
Blue-grey quartz			II		
White quartz				III	
Muscovite					
Chlorite					
Ankerite					
Dolomite		I		II	
Calcite					
Sphene					

Fuente: Miranda (1994); Mc. Farlane et al (1999).

Las vetas están compuestas por cuarzo (de 80% a 100%) y sulfuros de metales base (hasta 10%) como principales componentes de relleno mineral.

Figura 8

Relaciones Texturales del Oro y Sulfuros de Metales Base



Fuente: Haerberlin (2000)

Abreviaturas: as = arsenopirita, Au = oro nativo, el = electrum, gn = galena, py = pirita, qz = cuarzo, sl = esfalerita.

(a) Venilla de esfalerita con exsoluciones de calcopirita, galena, y electrum transversal a arsenopirita y pirita del estadio I (veta Mercedes).

(b) Galena y oro relleno de aperturas en pirita I fuertemente fracturada (veta La Lima 2).

(c) Cristal de galena con inclusiones coevales de granos de oro y pequeños cristales de arsenopiritas del segundo estadio (veta Mercedes).

(d) Hilos de oro en las aperturas de una arsenopirita I idiomórfica aislada en un filón pobre en sulfuros (veta Pencas piso).

3.2.5 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso

3.2.5.1 Clasificación de Bieniawski o (Rock Mass Rating - R.M.R.)

BIENIAWSKI Z.T. (1972-1973). Este método se desarrolló para estimar la calidad del macizo rocoso, la tipificación más utilizada por los ingenieros geotécnicos, distinguido como RMR, indicador que sirve de pie y objetivo para el mapeo geomecánico, la elaboración de túneles y talud, para dar consecuentemente el sostenimiento de labores subterráneas como superficiales.

El índice RMR, se determina tanto en campo como en el laboratorio para los cuales se cuenta con 6 parámetros y sus respectivos valores que se muestran en el siguiente cuadro:

Tabla 5

Parámetros para Determinar el Índice Rock Mass Rating (RMR)

Descripción	Valores	Factor
Resistencia de la roca	0-15	A1
RQD (Rock Quality Designation)	3-20	A2
Espaciamiento de las discontinuidades	5-20	A3
Estado de las discontinuidades	0-30	A4
Presencia de agua	0-15	A5
Orientación de las discontinuidades	0-12	B

Fuente: BIENIAWSKI Z.T. (1989) “Clasificación de macizos de roca”

Para el cálculo RMR se realiza la sumatoria de las puntuaciones que corresponden a los valores de cada uno de los seis parámetros enumerados.

$$RMR = A1 + A2 + A3 + A4 + A5 + B$$



El valor del RMR presenta entre 0 y 100, y es mayor cuanto mejor es la calidad del macizo rocoso. Bieniawski (1989), distingue cinco tipos o clases de roca según el valor del RMR:

Tabla 6

Clasificación del macizo rocoso según RMR

Clase	Calidad	RMR
I	Muy bueno	81-100
II	Bueno	61-80
III	Regular	41-60
IV	Malo	21-40
V	Muy malo	≤20

Fuente: Bieniawski Z. T (1989) "Engineering Rock Mass Classification (1989)

a) Resistencia a la Compresión Simple de Roca Intacta

Tiene una valorización máxima de 15 puntos, puede utilizar como criterio el resultado de ensayo de resistencia a compresión simple o en el ensayo de carga puntual en laboratorio, sin embargo, la resistencia a la compresión simple cuando uno se encuentra en campo se puede valorar con el apoyo de una picota o martillo de Smith.

Tabla 7

Valoración de la Resistencia de Roca

Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Ensayo de Carga Puntual (MPa)	Valores
>250	>10	15
100-250	4-10	12
50-100	2-4	7
25-50	1-2	4
5-25	-	2
1-5	-	1
<1	-	0

Fuente: Bieniawski Z.T (1989) “Engineering Rock Mass Classification”

b) Índice de la Calidad de Roca (RQD)

El RQD fue desarrollado por, Deere et al. (1967), el método se basa en medir todo los pedazos mayor a 10 cm y obtener el porcentaje, que esto representa en relación de total perforado. Debimos de tomar en cuenta que si considere un RQD de cero cuando si tiene la roca muy débil, incluso cuando si tenga recuperado todo el testigo y no si tenga fracturas el RQD debe ser cero y este otra vez si debe a las características de la roca.

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{longitud de fragmentos} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total perforado}} \times 100$$

Tabla 8

Parámetros para Determinar RQD

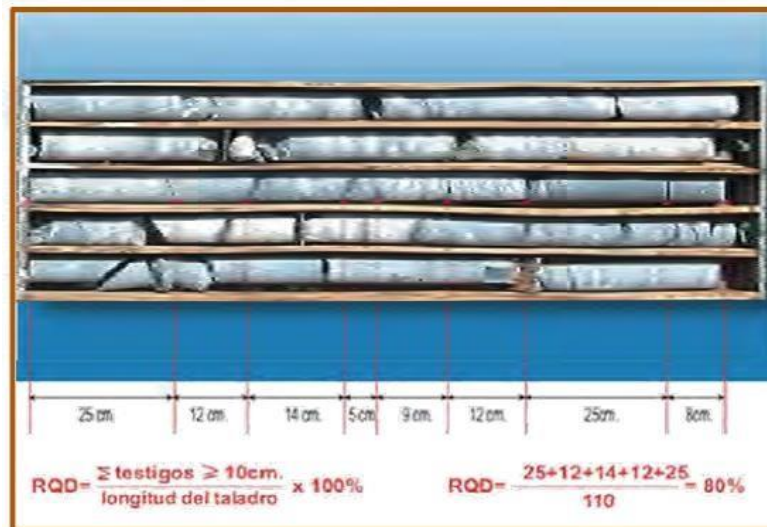
RQD	Rock Mass Quality
0-25%	Muy malo
25-50%	Malo
50-75%	Regular
75-90%	Bueno
90-100%	Muy bueno

Fuente: Bieniawski Z.T. (1989), “Engineering Rock Mass Classification”



Figura 9

Esquema de Estimación de RQD a Partir de Testigos de Sondeo



Fuente: Pedro Ramírez Oyanguren (2004) “Mecánica de rocas- Fundamentos e Ingeniería de taludes”

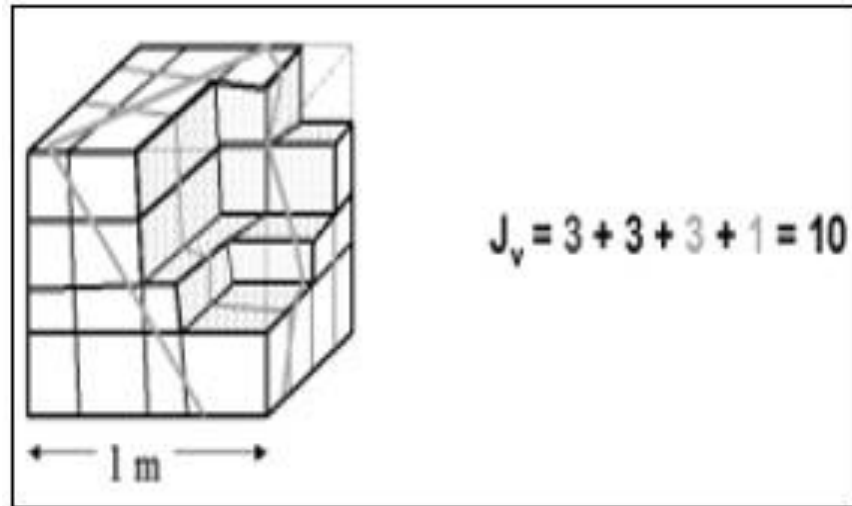
El RQD también se estiman en a partir de datos de afloramientos al no disponer de sondeos, utilizando la siguiente. Palmstrom (2005), aunque su exactitud no es mayor a la que puede suministrar una mera evaluación visual. Bieniawski, (2003)

$$RQD=110-2.5*J_v$$

J_v: Número de juntas por metro cubico de macizo rocoso

Figura 10

Esquema de Estimación de RQD a Partir de Datos de Afloramiento



Fuente: Pedro Ramírez Oyanguren (2004) “Mecánica de Rocas-Fundamentos e Ingeniería de taludes”

c) Espaciamiento de las Discontinuidades

Tabla 9

Espaciamiento de las Discontinuidades

Espaciamiento	Puntaje
>2 metros	20
0.6-2 metros	15
0.2-0.6 metros	10
0.06-0.2 metros	8
<0.06 metros	5

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

d) Estado de las discontinuidades

Consiste en considerar los siguientes parámetros:

Apertura de las caras de las discontinuidades.

Continuidad de la diaclasa o la discontinuidad según su rumbo y buzamiento.

Rugosidad.
 Dureza de las caras de la discontinuidad.
 Relleno de juntas.

Tabla 10

Estado de las Discontinuidades

Descripción	Puntaje
Superficies muy rugosas, de poca extensión, paredes de roca resistente	30
Superficies poco rugosa, apertura menor a 1 mm, paredes de roca resistente	25
Ídem. Anterior pero con paredes de roca blanda	15
Superficies suaves o relleno de falla de 1 a 5 mm de espesor o apertura de 1 a 5 mm, las discontinuidades se extiendes por varios metros	10
Discontinuidades abiertas, con relleno de falla de más de 5 mm de espeso o apertura de más de 5 mm, las discontinuidades se extiendes por varios metros	0

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

e) Presencia de Agua

Es un parámetro determinante en la clasificación del macizo rocoso diaclasado, el agua tiene una gran influencia sobre su comportamiento ya que su presencia baja considerablemente la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento a emplear.

Tabla 11

Presencia de Agua Freática

Ingreso en 10 metros de	Presión de agua/esfuerzo	Consideraciones	Puntaje
-------------------------	--------------------------	-----------------	---------



avance de Frente (L/min)	primordial mayor		
Nulo	0	Seco	15
<10	0-0.1	Ligeramente seco	10
10-25	0.1-0.2	Húmedo	7
25-125	0.2-0.5	Goteo	4
>125	>0.5	Flujo continuo	0

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

f) Orientación de las Discontinuidades

El direccionamiento de las discontinuidades respecto al eje de la labor subterránea es un factor de suma importancia para determinar el sostenimiento necesario. El correcto direccionamiento de la labor puede hacer descender claramente este valor.

Tabla 12

Orientación de las Discontinuidades

Perpendicular				Paralela		Cualquiera
Buzamiento Favorable		Buzamiento Desfavorable		Buzamiento		Buzamiento
45-90	20-45	45-90	20-45	45-90	20-45	0-20
Muy favorable	Favorable	Modera	Desfavorable	Muy desfavorable	Modera	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

3.2.5.2 Clasificación de Barton o Sistema Q

Es un índice geomecánico para la evaluación, de la propiedad dicho macizo rocoso y se emplea mayor mente en sostenimiento de túneles, el Q de Barton de calidad túnel en cual se convierte en el pilar de clasificación y



caracterización de macizo rocoso. El sistema Q está fundado en una valoración numérica de la calidad del macizo rocoso consiste en establecer el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

$$Q = \frac{J_1 J_2 J_3}{J_a} \times \frac{J_4}{F_1 F_2}$$

Tabla 13

Valor del RQD y la Calidad de Roca

RQD (%)	Calidad de Roca
<25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Bieniawski Z. T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

Tabla 14

Índice de Diaclasado (Jn)

	Descripción	Valor
A.	Roca masiva	0.5-1.0
B.	Una familia de juntas	2
C.	B + juntas dispersas	3
D.	Dos familias de juntas	4
E.	D + juntas dispersas	6
F.	Tres familias de juntas	9
G.	F + juntas dispersas	12
H.	Muy fracturado 4 o más familias juntos	15
I.	Roca completamente fracturado (triturado)	20

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

Tabla 15*Factor de Rugosidad de las Discontinuidades (Jr)*

Descripción (Jr)	Valor
Diaclasas rellenas	1
Diaclasas Limpias	
Discontinuas	4
Onduladas rugosas	3
Onduladas lisas	2
Planas rugosas	1.5
Planas lisas	1
Lisos o Espejos de Falla	
Onduladas	1.5
Planas	0.5

Fuente: Bieniawski Z.T (1989), “Engineering Rock Mass Classification”

Tabla 16*Factor de Alteración de las Discontinuidades (Ja)*

Índice de Alteración (Ja)	Valor
Diaclasas de paredes sanas	0.75-1
Ligera alteración	2
Alteraciones arcillosas	4
Con distritos arenosos	4
Con distritos arcillosos pre consolidados	6
Ídem poco consolidado	8
Ídem expansivos	8-12
Milonitos (productos de la trituración) de roca y arcilla	6-12
Milonitos de arcilla limosa	5
Milonitos arcillosos gruesos	10-20

Fuente: BIENIAWSKI Z.T. (1989) “Clasificación de macizos de roca”



Tabla 17*Factor de Agua en las Juntas (J_w)*

Factor de Agua en las Juntas (J_w)	Presión de Agua (kg/cm ³)	Valor
Excavaciones secas con 5L/min localmente	<1	1.0
Afluencia media con lavado de algunas diaclasas	1-2.5	0.66
Afluencia importante por diaclasas limpias	2.5-10	0.5
Ídem con lavado de diaclasas	2.5-10	0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	>10	0.2-0.1
Ídem mantenida	>10	0.1-0.05

Fuente: BIENIAWSKI Z.T. (1989) “Clasificación de macizos de roca”

Tabla 18*Factor Stress Reduction Factor (SRF)*

Túnel orientado por zonas blandas de roca que pueden ocasionar descompresión o desprendimiento de roca al excavar el túnel	
Descripción	Valor SRF
Muchas zonas débiles, con arcilla o roca desintegrada, roca muy descomprimida.	10
Zonas individuales débiles, con arcilla o roca triturada, profundidad ≤ 50 m.	5
Zonas individuales débiles, con arcilla o roca triturada, profundidad > 50 m.	2.5
Muchas zonas de cizallamiento en roca competente, sin arcilla, roca descomprimida.	7.5



Zona individuales de cizallamiento en roca competente, sin arcilla profundidad ≤ 50 m.	5
Zona individuales de cizallamiento en roca competente, sin arcilla profundidad > 50 m.	2.5
Juntas abiertas muy diaclasada	5

Roca Competente, Problemas de la Tensión en la Roca

Descripción	σ_c / σ_1	σ_t / σ_3	Valor SRF
Baja tensión cerca de la superficie		>13	2.5
Tensión media	10-200	0.66-13	1
Alta tensión, roca resistente	5-10	0.33-0.66	0.5-2
Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas	2.5-5	0.16-0.33	5-10
Explosiones grandes de roca masiva	<2.5	<0.16	10-20

Roca Fluyente o Plástica

Poca presión de fluencia	5-10
Presión grande de fluencia	10-20

Roca Expansiva

Poca presión de hinchamiento	5-10
Presión grande de hinchamiento	10-20

Fuente: BIENIAWSKI Z.T. (1989) “Clasificación de macizos de roca”

Tabla 19

Clasificación del Macizo Rocosos en Función al Sistema Q

Padrón Geomecánico del Macizo	Valores de Q
Pésimo (excepcionalmente malo)	<0.01
Extremadamente malo	0.01-0.1
Muy malo	0.1-1.0
Malo	1.0-4.0



Padrón Geomecánico del Macizo	Valores de Q
Regular	4.0-10.0
Bueno	10.0-40.0
Muy bueno	40.0-100.0
Óptimo (extremadamente bueno)	100.0-400.0
Excelente (excepcionalmente bueno)	>400

Fuente: BIENIAWSKI Z.T. (1989) “Clasificación de macizos de roca”

3.2.5.3 Correlación entre RMR, Q y GSI

Bieniawski (1976 y 1989). Estableció la relación entre los índices de calidad RMR y Q puede expresarse en forma general mediante la siguiente ecuación:

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$GSI = RMR - 5$$

Tabla 20

Intervalos de Valores del RMR y Q

Clase	Descripción	RMR	Q
0	Excepcionalmente buena	100-100
1	Muy buena	81-1000	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	Excepcionalmente mala	0.001-0.1

Fuente: Pedro Ramírez Oyanguren (2004) “Mecánica de rocas Fundamentos e Ingeniería de túneles”

3.2.6 Perforación y Voladura de Rocas

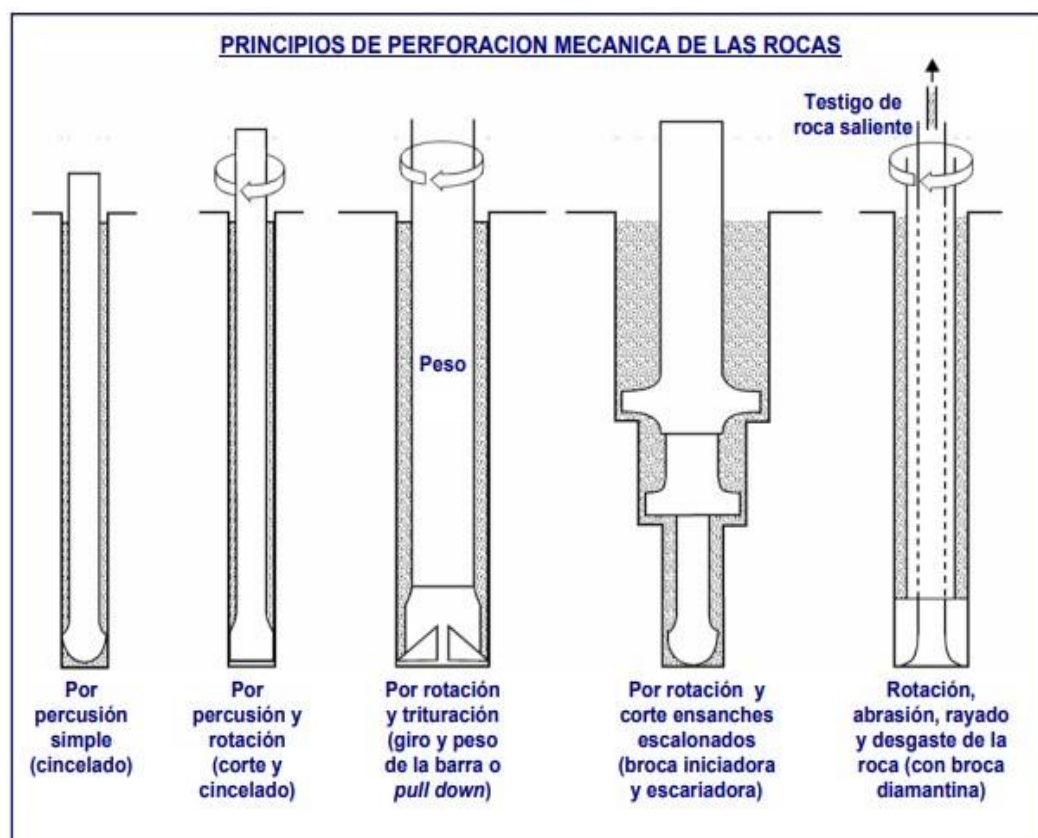
La perforación y la voladura es una actividad importante de toda operación minera, que se desarrolla para romper unos huecos o agujeros, con la determinación y tamaño conveniente dentro de macizo rocoso, donde albergan las cargas de explosivos y sus

accesorios y también esta denominado taladros, barrenos. Que la fragmentación como resultado de esta operación tiene implicancia directa con las demás operaciones mineras unitarios como carguío, acarreo, chancado.

La técnica de perforación y voladura es aplicable en la fragmentación y remoción de roca en terrenos competentes, esta técnica se adapta muy bien a todo método de explotación subterránea en minería, obras civiles, en el que es obligatorio, un movimiento de material.

Figura 11

Principios de Perforación Mecánica de Rocas



Fuente: EXSA (2008), Manual de práctico de voladura.

3.2.6.1 Equipo de Perforación Manual

Son equipos más utilizados en minería convencional y aretes anal, en interior de mina y son versátiles de accionamiento neumáticos, su principio de perforación son la rotación y percusión.

a) Perforadora Jack Leg

Es la maquina neumática que, si utiliza para perforación de taladros horizontales inclinados, su objetivo es para la construcción de

subniveles, galerías, y rampa basada en las acciones de rotación y percusión.

Según Ing. Enrique Sigarróstegui Mendoza (2003) “Perforación en minería I”, las ventajas de JACK LEG son:

- Fácil de usar
- Conveniente para perforación tiros cortados
- Bajo costo de mantenimiento
- Bajo precio
- Adaptable a cualquier tipo de roca
- Se adapta a cualquier terreno

Figura 12

Equipo de Perforación Jack Leg



Fuente: Elaboración propia

Componentes del sistema de perforación manual

Según, Jimeno & Carcedo, (2004), Para obtener un orificio perforado de excelentes condiciones se necesita los siguientes componentes:

La Perforadora: quien se encarga de realizar los taladros, la cual es accionada mediante aire comprimido a más de 60psi.

La Broca: es una herramienta metálica o cortantes de acero cuando el cono de la broca es rotado altamente férreo, es rotado en contacto con la roca bajo suficiente peso, y el fondo de taladro es fracturado y chancado por el inserto o dientes, formando sobre unos cráteres.

Barras o Barrenos (Varillaje): son barras de acero acoplado por el medio de transmisión de esa energía y hace trasfiere el choque de martillo hacia la broca, las barras son hexagonales, tabulares etc. Y tiene acoplamiento de tubo de cono roscado.

Agua para Barrido: se conoce a la evacuación del detrito y limpieza, generado durante la perforación.

3.2.6.2 Condiciones de Perforación

Según CALDERON (2015), Para lograr una buena perforación es importante tener en cuenta la dureza de la roca, y para conseguir una buena voladura es principal como la selección de explosivos. Este trabajo debe planificarse con buen criterio y diseño de la malla, es regularmente la importancia de los taladros están determinados por cuatro situaciones:

Diámetro: el diámetro de taladro se trata obtener una fragmentación óptima y tipo de aplicación, menor diámetro factible utilizado como regla general, es conveniente y rentable de ejecutar.

Longitud: distancia o profundidad del taladro.

Rectitud: deben tener gran alineación horizontal para que el explosivo sea adecuadamente ingresado hasta el tope del taladro perforado.

Estabilidad: los taladros perforados conviene conservarse hasta el momento de su uso, los terrenos movidosos pueden taparse interiormente, es bueno utilizar tubos especiales para poder cargar con explosivos.

3.2.6.3 Otros Constituyentes que Intervienen en la Calidad de los Taladros

a) Casos particulares

La actividad de perforación y voladura requieren taladros con paralelismo preciso, los maestros perforista deben conocer bien el manejo y funcionamiento de su máquina y comprender abiertamente los diseños de perforación y conocer abiertamente el propósito de la voladura a realizar.

b) Velocidad de Penetración

La meta ordinaria es mejorar el rango de penetración o velocidad de perforación, y tenemos las variables:

Características físicas –mecánicas del macizo rocoso donde se perforará.

Presión de aire.

Fuerza de golpeteo de la perforadora.

Diámetro de barreno.

Limpieza de fondo del barreno.

c) Dirección de los Taladros en una Perforación

De vital envergadura, ya que la orientación va depender mucho en los frentes de avance los cuales son perpendiculares a la cara libre y los cuales tienen un paralelismo entre ellos para evitar la comunicación de los taladros realizados. En caso los taladros no se encuentren bien orientados pues no se obtendrán los avances requeridos.

3.2.6.4 Avance Lineal

Según CALDERON (2015), Se alcanza obtener por la destreza del perforista y también los taladros deben ser paralelismo o la sección de labor y profundidad del disparo a obtener en la labor de avance con un solo disparo y relación similar en la distancia entre hastiales de las labores semejantes. El avance obedece de los consiguientes constituyentes como dureza del macizo roca si es muy dura la longitud y sección de los taladros serán definidas y también si utiliza explosivo de alto poder para romper la mayor cantidad de material para lograr un buen avance.

Tabla 21

Clasificación del Macizo Rcoso Según Escalas de Mohs

Clasificación	Dureza Mohs	Resistencia a la Compresión (MPa)
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Medio dura	4 a 6	60 a 120



Medio blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Fuente: López Jimeno (2013), “Manual de perforación y voladura de rocas”

El avance lineal por disparo (Ad) se calcula con la siguiente ecuación:

$$Ad=Ltal*Evol. \text{ (Metros)}$$

Ltal.: Longitud del taladro (metros)

Evol.: Eficiencia de voladura

3.2.6.5 Faltas y Desperfectos en la Perforación

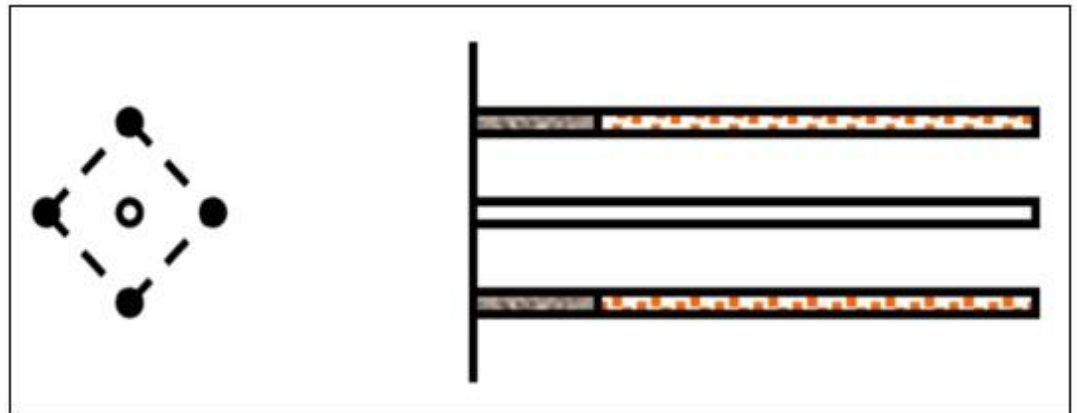
De acuerdo a EXSA (2017). En su “Manual práctico de voladura de rocas”. La actividad de perforación debe ser realizada en el menor tiempo posible y con eficacia, obviamente que el mineral queda en las cajas, que se diluye y el avance, debe ser el 95% de longitud de perforado, si no se cumple esta meta, estaríamos desarrollando un trabajo no muy eficiente. El conocimiento es necesario para aumentar su rendimiento del perforista y debe ser consiente en su adiestramiento e investigando, ser multipropósito y debe participar en reuniones grupales de mejoramiento continuo y debe cumplir a cabalidad las delegaciones de su jefe y tener un conocimiento perfecto y llenado de formatos como PETS, IPERC. Seguidamente, determinaremos las raíces de una mala calidad en la perforación.

Taladro de alivio con diámetro muy pequeño: afectan al arranque del disparo y los errores son significativos.



Figura 13

Defectos de Perforación por Diámetro Muy Pequeño



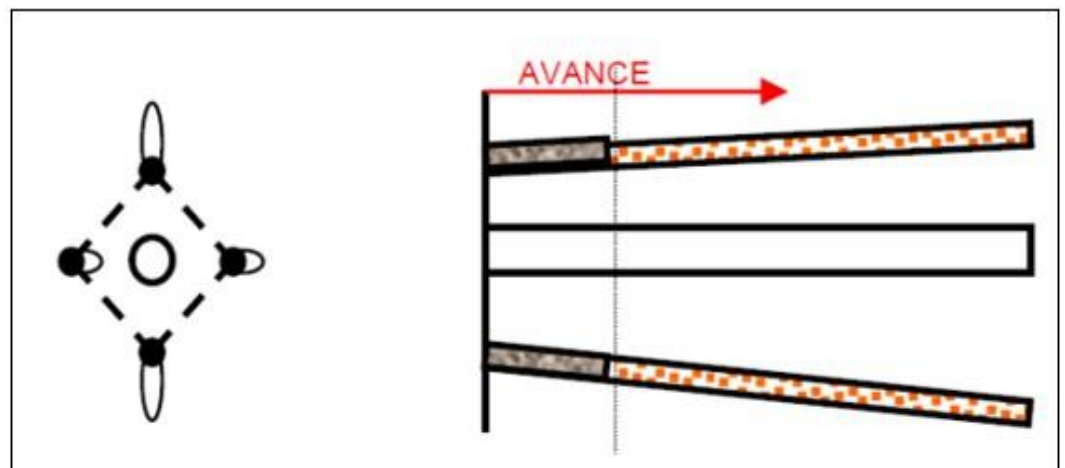
Fuente: López Jimeno (2004) “Manual de perforación y voladura de rocas”

a) Desviaciones en el paralelismo

Normalmente se presenta en los taladros de arranque y contornos del esquema de perforación. No se evidencia horizontalidad en el burden, no se mantiene uniforme.

Figura 14

Defectos de Perforación por Falta de Paralelismo



Fuente: López Jimeno (2004), “Manual de perforación y voladura de rocas”

b) Distanciamiento irregular entre taladros

Esto implica que la fragmentación sea irregular, en muchos casos bolones lo cual se debe reducir aplicando voladura secundaria.

Figura 15

Defectos de Perforación por Espaciamiento Irregular



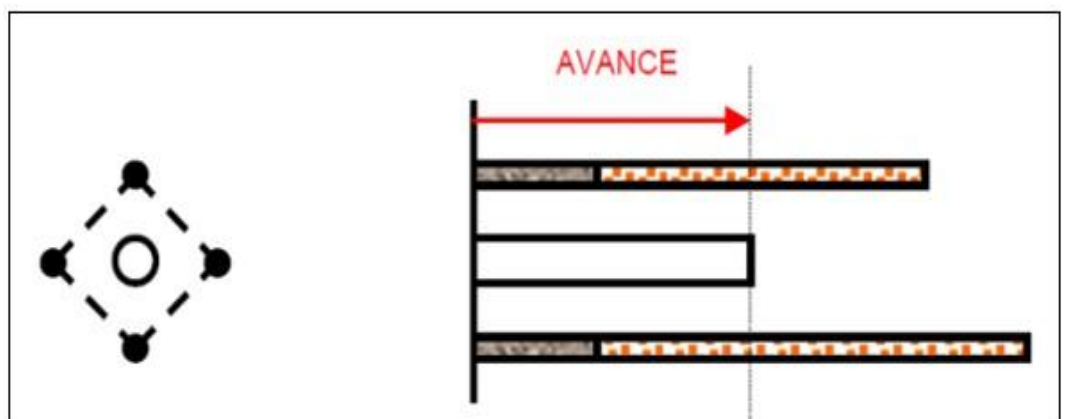
Fuente: López Jimeno (2004) “Manual de perforación y voladura de rocas”

c) Irregular longitud de los taladros

Establece una nueva cara libre muy irregular.

Figura 16

Defectos de Perforación por Longitud Irregular



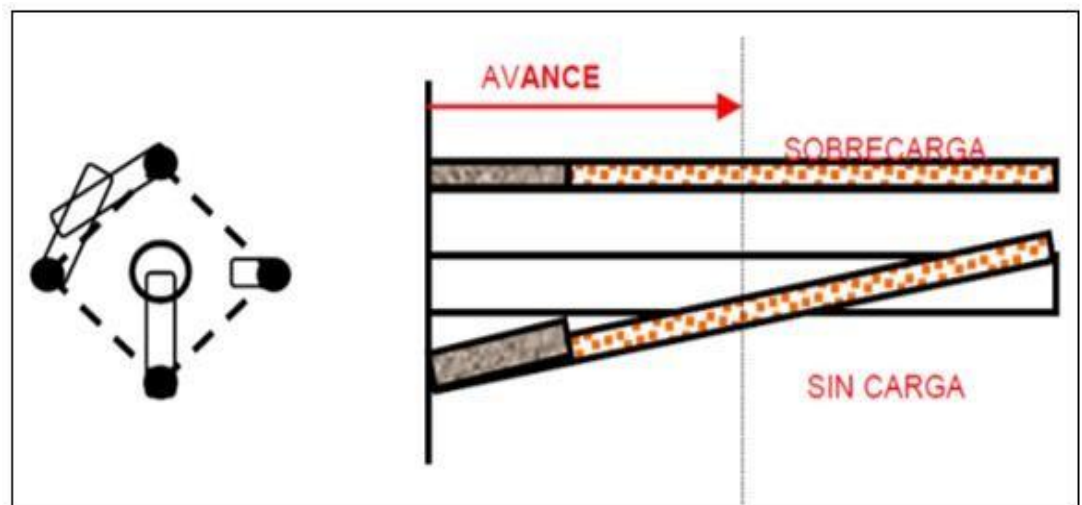
Fuente: López Jimeno (2004) “Manual de perforación y voladura de rocas”

d) Comunicación entre taladros

Perjudica a la determinación de la cantidad de explosivo y produce tiros soplados o anillados en el macizo rocoso a romper.

Figura 17

Defectos de Perforación por Intersección entre Taladros



Fuente: López Jimeno (2004) “Manual de perforación y voladura de rocas”

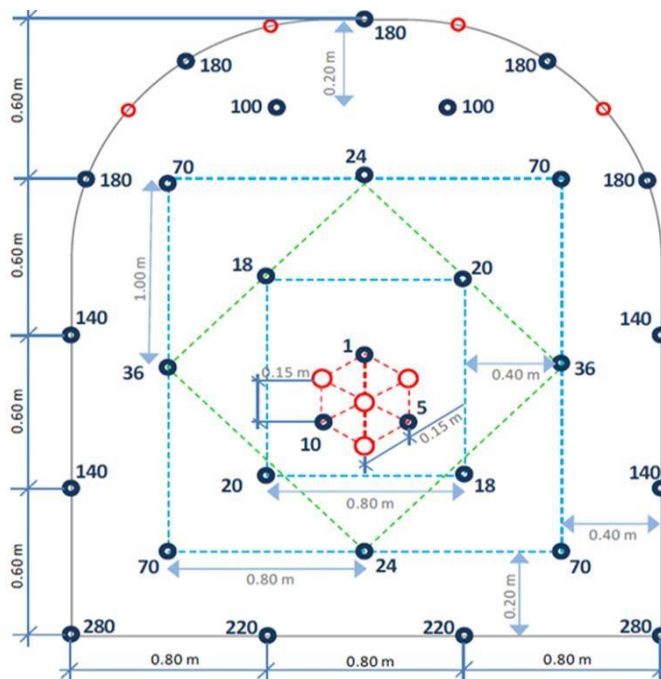
3.2.7 Distribución de Taladros de Perforación y Cálculo de Voladura

Es el estándar que determina las distribuciones de los taladros con exactitud de distancia, cantidad de explosivos y secuencias de iniciación a usar. También se muestran en las imágenes las posibles mallas de perforación y voladura en los frentes de avance en vetas llamados galerías y también de desarrollo cortadas, en operaciones de minería convencional. Influyen directamente en la distribución de los taladros a perforar y la cantidad de explosivos las características de la roca a perforar los cuales detallamos:

- Resistencia de las rocas.
- Orientación y espaciamiento de las discontinuidades.
- Potencia y litología de los estratos en formaciones sedimentarias.
- Celeridades de difusión de ondas.

Figura 18

Diseño de Malla de Perforación y Voladura



Fuente: Elaboración Propia

3.2.8 Sistema de Avance

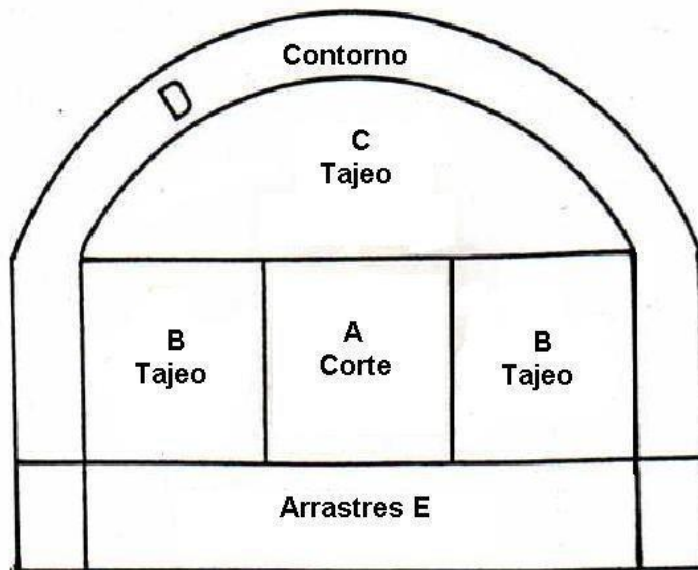
Para realizar avances en un área determinado del macizo rocoso se debe tener en cuenta múltiples constituyentes:

- Tiempo determinado.
- Calidad de roca.
- Máquina perforadora.
- Elementos de soporte.
- Circuito de ventilación.

La explotación por fases se emplea para la rotura de grandes túneles en el cual el frente de trabajo es de dimensiones colosales para que sea abastecido por una sola perforadora, así también la característica geomecánica del macizo rocoso no admiten la excavación. Y también los frentes de trabajo con sección menores a 100 m² se realizan el avance a sección completo o en un solo paso. (Manual P&V–López Jimeno, 2003)

Figura 19

Sistemas de Avances en Galerías y Túneles



Fuente: López Jimeno (2004), Manual de perforación y voladura de rocas

3.2.9 Esquema Geométrico de los Taladros de Arranque

Para desarrollar la voladura de túnel, con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones se alcanza usar la siguiente regla práctica como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 22

Fórmulas para Calcular Burden

Sección de Corte	Valor de Burden	Hastial Sección
Primera	$B_1 = 1.5 \phi_1$	$B_1\sqrt{2}$
Segunda	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1.5B_2\sqrt{2}$
Tercera	$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$
Cuarta	$B_4 = 1.5B_3\sqrt{2}$	$1.5B_4\sqrt{2}$

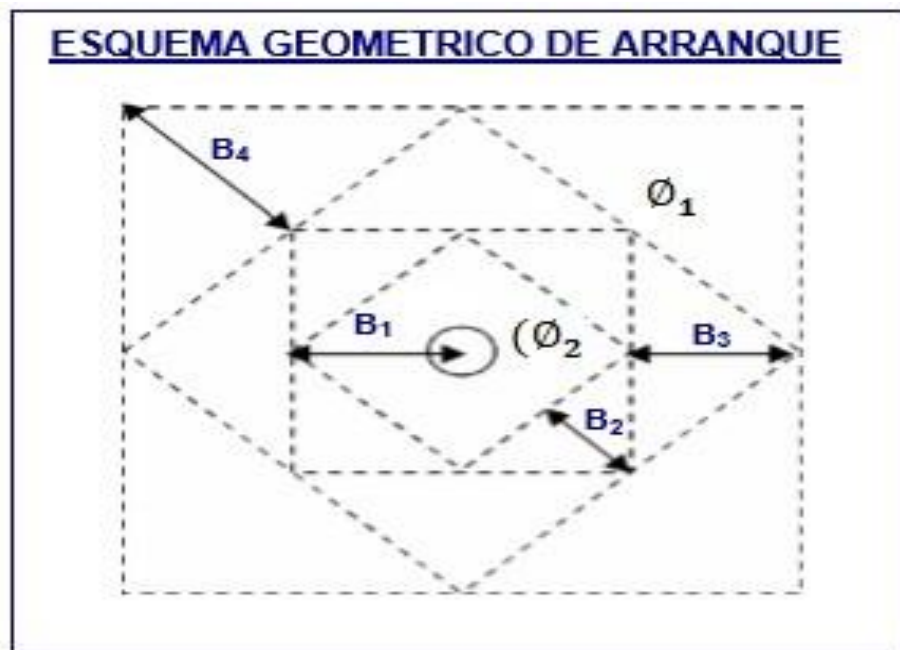
Fuente: EXSA (2008), “Manual práctico de voladura”

Dónde:

- ◆₁: Burden del primer cuadrante.
- ◆₂: Burden del segundo cuadrante.
- ◆₃: Burden del tercer cuadrante.

◆₄: Burden del cuarto cuadrante. \varnothing_1 : Diámetro del taladro vacío **Figura 20**

Esquema de burden de 4 secciones



Fuente: EXSA (2008), “Manual práctico de voladura”

3.2.10 Parámetros Controlables y No Controlables

Tabla 23

Parámetros Controlables y No Controlables

No Controlables	Controlables
a) Propiedades Geomecánicas de la Roca y Macizo Rocoso	Diámetro del taladro
Resistencia a la rotura de la roca	Tipo de explosivo
Cohesión	Factor de carga
Angulo de fricción interna	Longitud de carga explosiva
Índice de Poisson	Geometría del disparo
Clasificación RMR del macizo rocoso	Secuencia de salida
RQD de la roca	Sistema de iniciación de explosivos
b) Propiedades físicas de la roca	

Densidad de la roca	Numero de taladros
Grado de alteración dureza	Longitud de taladro
c) Condiciones Geológicas	Burden
Clasificación RMR del macizo rocoso	Paralelismo de los taladros
RQD de la roca	
Presencia de agua	
Grado de fisuramiento	
Fracturas	

Fuente: Msc. Ames Lara (2008), “Manual de Perforación y voladura de Rocas”

3.2.11 Determinación de Parámetros Controlables de Perforación

La selección de modelo matemático, para hallar número de taladros en minas subterráneas y es principal en la voladura del macizo rocoso que está realizando el uso adecuado de este tema si podría incrementar la productividad para minimizar el coste de perforación y obtener los recursos para concebir buenas ganancias.

3.2.11.1 Número de Taladros

En la minería el número de taladros viene determinado por el área a excavar y las cualidades de la roca, por lo tanto los trabajadores determinan de acuerdo a su conocimiento empírico por su experiencia. Para el cálculo de número de taladro se aplica las siguientes relaciones parámetros:

$$N.T. = \frac{A}{L \cdot S} \cdot 10^3$$

$N.T.$ * H Entonces:

A: Longitud de hastial a hastial de túnel (metros)

H: Longitud de piso a corona de túnel (metros)

Otra fórmula más exacta para determinar el número de taladros:

$$N.T. = \frac{P}{dt} + (C \cdot S)$$

Entonces:

S: Valor del área del túnel en (metros²) cara libre

P: Perímetro del área del túnel; en metros, que se requiere de la siguiente forma:

$$P = 4 \cdot \sqrt{S}$$

dt: Longitud distante los taladros de la circunferencia(metros)

C: constante roca

Tabla 24

Constantes para Determinar el Número de Taladros

Tipo de Roca	Distancia entre Taladros “Dt”	Constante “C”
Roca dura, tenaz	0.50	2.00
Roca intermedia, semidura	0.60	1.50
Roca blanca, frágil	0.70	1.00

Fuente: Exsa (2008), Manual Práctico de Voladura

3.2.11.2 Diámetro del Taladro “Ø”

Que puede variar de 1 pulg. A 18 pulg. El diámetro de la broca.

3.2.11.3 Profundidad del Taladro

Esta medida para calcular la longitud máxima está relacionado con el área de los túneles, cruceros, rampas, galerías o chimeneas donde se está trabajando. La longitud de taladro en perforación subterránea cambia según la longitud de barreno y la eficiencia de perforación:

$$L \leq \frac{A}{\sqrt{D}}$$

Dónde:

A : área sección D (D^2)

Holmberg plantea un modelo matemático para calcular la longitud de taladros

$$H = 0,15 + 34,1 * (D) - 39,4 * (D)^2$$

Entonces:

H: longitud de taladro (m)

D: diámetro de taladro vacío (m)

Hay varios taladros vacíos se calculará un diámetro equivalente, se puede expresar de la siguiente:

$$D_0 \sqrt{N} = D$$

Dónde:

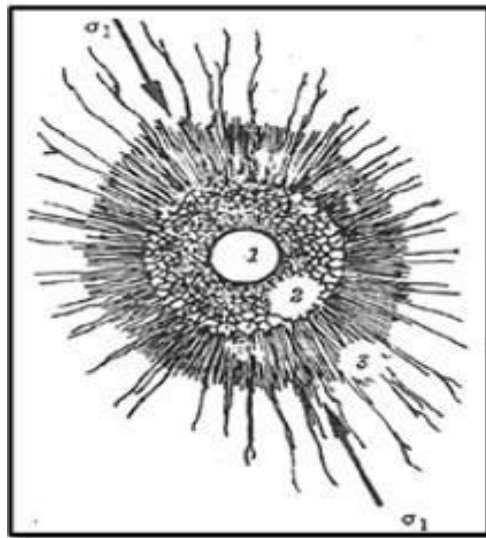
D_0 : Diámetro de los taladros vacíos en el corte
 N : número de taladros vacíos en el corte

3.2.11.4 Teoría de Áreas de Influencia para Calcular Burden

Es un parámetro riguroso que se emplea para esquematizar la malla de perforación y voladura, hallando la sección de rotura por taladro a la cual el autor llamó burden siendo este vocablo erróneo y fue perfeccionada en el “IV CONEINGEMMET 2003”.

Figura 21

Área de Rotura de un Taladro



Fuente: E. HOEK / E.T. BROWM (1980) “Excavaciones subterráneas en roca”

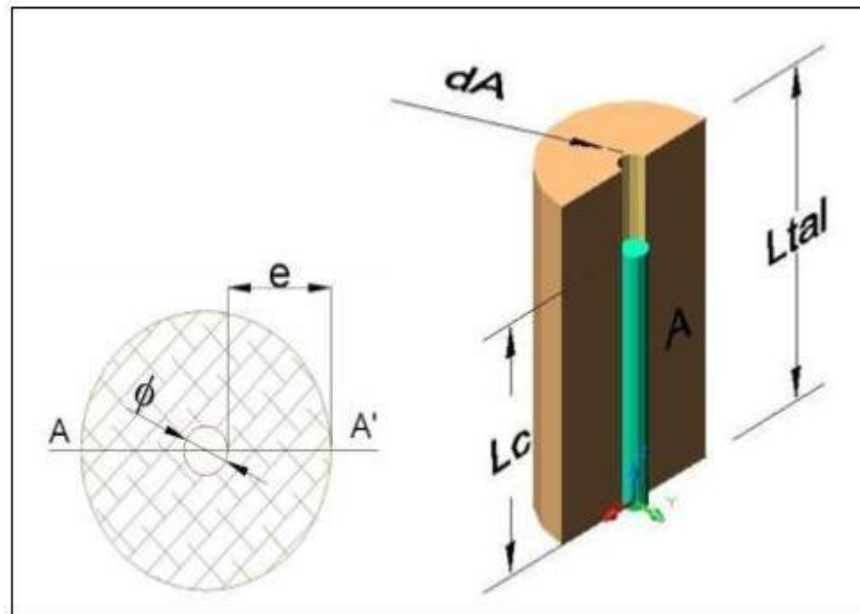
Zona 1; es la sección del taladro, la zona 2 es la zona molida por el explosivo y la zona 3 es la sección de rotura del taladro después de una voladura.

Formulación matemática

Para utilizar la fórmula de cantidad de explosivos de columna y de fondo en un taladro, en donde la sección de rotura por taladro, es desarrollada con una carga de iniciación y otra carga de columna.

Figura 22

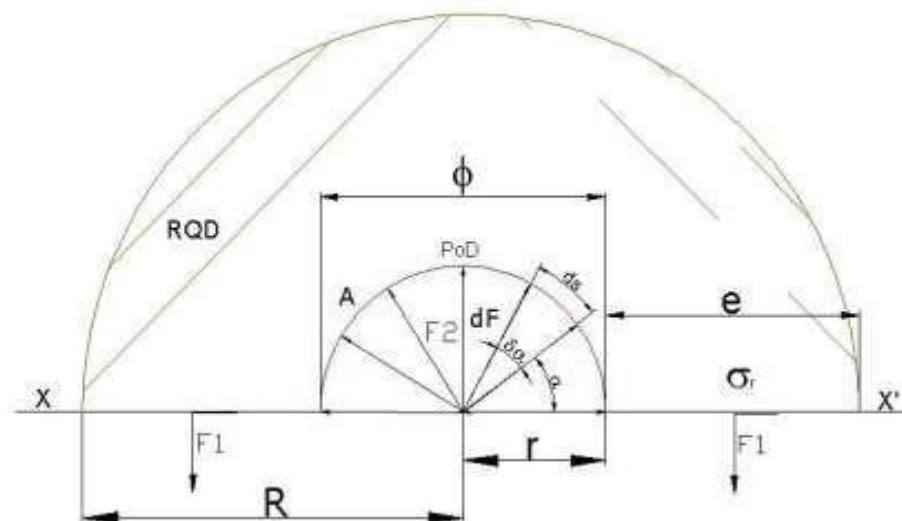
Área de Influencia de un Taladro



Fuente: IV CONEINGEMMET” (2003), “Nueva Teoría para Calcular el Burden”

Figura 23

Diagrama De Cuerpo Libre “D.C.L.” del Corte X-X’



Fuente: IV CONEINGEMMET” (2003), “Nueva teoría para calcular el burden”

Calculando la proporción:

$$\sum F_2 = 0$$

$$-2F_1 + F_2 = 0$$

$$F_2 = 2F_1$$

Obteniendo F2: se ejecutará F2:

$$dF_2 = 2dF_2 \sin\alpha + 2dF_2 \cos\alpha$$

“El diferencial de (F2) depende de la presión de detonación, el factor de carguío (Fc) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.”

$$dF_2 = POD * FC * DA$$

$$\therefore dF_2 = POD * DA$$

“El diferencial de área (dA) está en función a la longitud de taladro y un diferencial de arco (ds) que forma el diámetro del taladro”

$$dA = Ltal * ds$$

“La diferencial de arco (ds) está en función al radio del explosivo (re) y un diferencial de ángulo alpha (dα)”

$$ds = re * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2

$$\int dF_2 = \int_0^\pi 2 * P_o D_{tal} * L_{tal} * r * \sin\alpha d\alpha + \int_0^\pi 2 * P_o D_{tal_c} * L_{tal} * r * \cos\alpha d\alpha$$

$$F_2 = 2 * P_o D_{tal} * L_{tal} * r * \int_0^\pi \sin\alpha d\alpha + 2 * P_o D_{tal_c} * L_{tal} * r * \int_0^\pi \cos\alpha d\alpha$$

Determinando F1: depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral (σc), R.Q.D. y el área de rotura (A).

$$F1 = \sigma_c * RQD * A$$

$$\text{Donde } A = e * Ltal$$

$$F1 = \sigma_c * RQD * e * Ltal$$

$$e = \frac{POD_{tal} * \emptyset}{2\sigma_c * RQD}$$

Burden “Fs”

$$Bn = \frac{2e}{F_2} + \emptyset$$

La ecuación frecuente del burden nominal “Bn” se obtiene, reemplazando ecuación y simplificando.

$$Bn = \emptyset * \left(\frac{P_o D_{tal} * \emptyset}{2\sigma_c * RQD} + \emptyset \right)$$

Burden Ideal “Bi”



Dónde:

D_p = Desviación de perforación.

B_n = Burden nominal (m).

S_n = Espaciamiento nominal (m).

\emptyset = Diámetro del taladro (m).

P_{oDtal} = Presión de detonación en el taladro (kg/cm^2).

RQD = Índice de calidad de la roca.

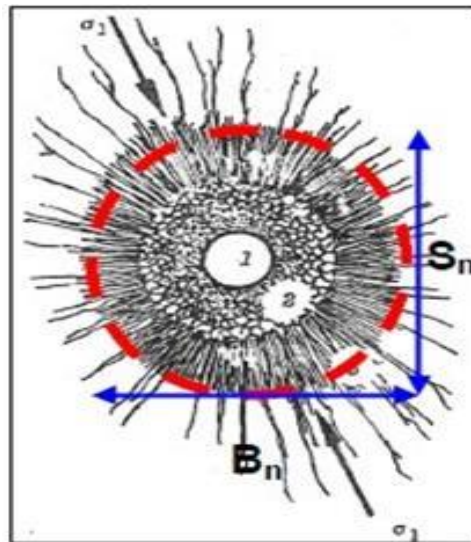
σ_c = Resistencia a la compresión de la roca, (kg/cm^2).

F_s = Factor de seguridad.

Espaciamiento (S_n) Según el modelo de áreas de influencia el burden es igual al espaciamiento “S” como se observa en la siguiente figura.

Figura 24

Área de Influencia Relación al Burden y Espaciamiento



Fuente: IV CONEINGEMMET” (2003), “Nueva teoría para calcular el burden”

3.2.11.5 Diámetro del Taladro “ \emptyset ”

Según su aplicación se determina desde 2,5 cm a 30 cm, el diámetro de la broca.

3.2.11.6 Presión de Detonación del Explosivo “PoD”

Según López Jimeno (2004), la presión de detonación de un explosivo viene dada por el siguiente modelo matemático:

$$P_0 D = 0,25 * 10^{-5} * \sigma * (V_0 D)^2$$

Donde:

PoD: Presión de detonación (kBar)

α : Densidad del explosivo (g/cm³)

V_0 : Velocidad de detonación (m/s)

Según Manual práctico de voladura EXSA 2008, La presión de detonación varía según el tipo de explosivo a utilizarse en la voladura que varía desde los 30 kbar a 202 kbar.

3.2.11.7 Factor de Carguío “Fc”

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde: $F_c \leq 1$.

$$F_c = \frac{V_e}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e}{\pi * \phi_{tal}^2 * L} = \frac{\phi_e^2 * L_e}{\phi_{tal}^2 * L}$$

Dónde:

V_e : Volumen del explosivo

ϕ_e : Diámetro del explosivo

L_e : Distancia del explosivo

$N^{\circ}_{c * h}$: Unidades de explosivo

ϕ_{tal} : Diámetro de barrena

3.2.11.8 Acoplamiento del Explosivo “Ae”

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo “ ϕ_e ” y diámetro del taladro “ ϕ_{tal} ”, donde:

$$A_e \leq 1$$

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

3.2.11.9 Longitud de Carga Explosiva “Lc”

La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo “ ϕ_e ”, longitud del explosivo “ L_e ”, numero de cartuchos por taladro “ $N^{\circ}_{cart/tal}$ ” y el acoplamiento “ A_e ”, donde:

$$L_c \leq \frac{3}{4} L_{tal}$$

3.2.11.10 Volumen del Explosivo Desacoplado Dentro del Taladro

$$V_e = \frac{\pi * \phi_e^2}{4} * L_e * N^{\circ}_{cart/tal}$$

Donde:



\emptyset_e = Diámetro del explosivo.

L_e = Longitud del explosivo.

$N^{\circ}\text{cart/Tal}$ = Número de cartuchos por taladro.

Volumen del Explosivo Acoplado Dentro del Taladro

$$V_e = \frac{\pi \times \emptyset_e^2}{4} \times L_c$$

$$\emptyset_{Ae} = A_e \times \emptyset_{tal}$$

Dónde:

\emptyset_{Ae} = Diámetro del enganche del explosivo.

\emptyset_{tal} = Diámetro de la barrena.

L_c = Distancia de carga.

A_e = Enganche del explosivo.

Calculamos la distancia de carga “ L_c ” se igualan las ecuaciones 2.28 y 2.29,

luego se reemplaza el valor de \emptyset_{Ae} .

$$\frac{\pi \times \emptyset_e^2}{4} \times L_c = \frac{\pi \times \emptyset_e^2}{4} \times L_e \times N^{\circ}\text{cart/tal}$$

$$L_c = \emptyset_{Ae}^2 \times L_e \times N^{\circ}\text{cart/tal}$$

$$L_c = \left(\frac{\emptyset_e^2}{\emptyset_{Ae}}\right) \times L_e \times N^{\circ}\text{cart/tal}$$

$$L_c = \left(\frac{\emptyset_e}{A_e \times \emptyset_{tal}}\right)^2 \times L_e \times N^{\circ}\text{cart/tal}$$

Dónde:

L_c : Longitud carga.

\emptyset_e : Diámetro de explosivo.

L_e : Distancia de explosivo.

$N^{\circ}c/Tal$: Cantidad de cartuchos por barrena.

\emptyset_{tal} : Diámetro de taladro.

L_c : Longitud carga.

Figura 25

Esquema de Longitud de Carga



Fuente: Exsa (2008), Manual práctico de voladura

3.2.11.11 Longitud del Taladro “Ltal”

La longitud del barreno varía en la perforación subterránea “Lb” y la eficiencia de perforación “Ep”.

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

Dónde:

As = Área de la sección del frente.

3.2.11.12 Presión de Detonación del Taladro “PoDtal”

Para determinar la presión de detonación en el taladro se realizara mediante la “Ley de Dalton o de las Presiones Parciales” de la ecuación universal de los gases:

$$P_{oD_{tal}} = P_{CC} + P_{Cf}$$

Así mismo la “Ley de Boyle y Mariotte”

Dónde:

$$P_1 \times V_1 = P_2 \times V_2$$

$$P_{CC} \times V_{tal} = P_{oD_{CC}} \times V_{CC}$$

$$P_{CC} = P_{oD_{CC}} \times \frac{V_{CC}}{V_{tal}}$$

$$P_{CC} = P_{oD_{CC}} \times F_{CC}$$

$$P_{Cf} = P_{oD_{Cf}} \times F_{Cf}$$

Fcc: Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{CC} = \frac{V_{CC}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{ec}^2 \times L_{CC} \times N_{cart}}{\phi_{tal}^2 \times L_{tal}}$$

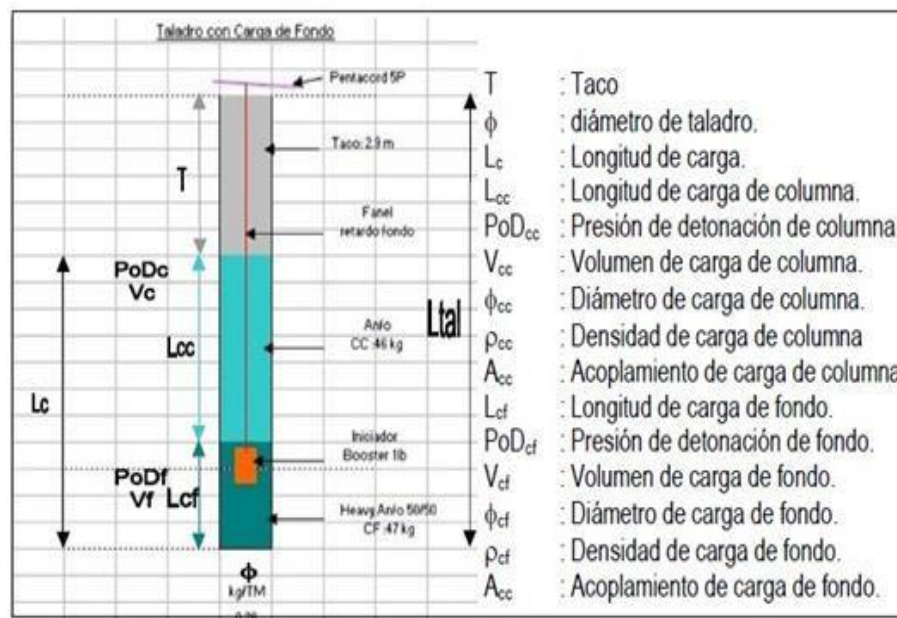
Fcf: Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{Cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_{cf}^2 \times L_{cf} \times N_{cart}}{\phi_{tal}^2 \times L_{tal}}$$

Longitud de Carga (Lc) = Lcc + Lcf

Figura 26

Taladro con Explosivo de Columna y Explosivo de Inicio



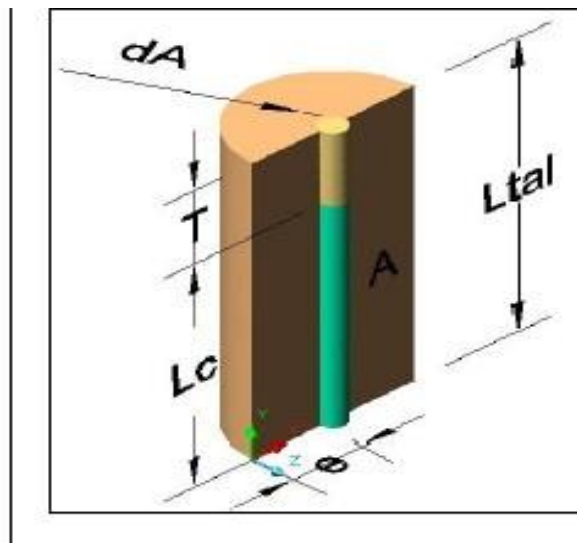
Fuente: Wilfredo Ojeda Mestas (1998), “Diseño de malla de perforación aplicando área de influencia”

3.2.11.13 Cálculo del Taco Mínimo “Minh”

La obtención del taco mínimo “Tmin”, se compara el siguiente gráfico, por tal razón el taco está en relación al espesor “e” de rotura a causa de la voladura y un factor de seguridad “Fs”.

Figura 27

Diagrama de Cuerpo Libre para Determinar el Taco



$$T_{\min} = \frac{e}{F_s}$$

donde:

$$e = \frac{P_o D_{tal} * \phi}{2 * \sigma_r * RQD}$$

$$\Rightarrow T_{\min} = \frac{P_o D_{tal} * \phi}{2 * F_s * \sigma_r * RQD}$$

El "T_{min}" puede variar hasta que:

$$L_c + T_{\min} \leq L_{tal}$$

Fuente: IV CONEINGEMMET (2003), Huancayo, Nueva teoría para calcular el burden.

$$T_{i\phi} = \frac{\phi}{F_s}$$

$$\phi = \frac{POD_{tal} * \phi}{2 * \sigma_c * RQD}$$

$$T_{\min} = \frac{POD_{tal} * \phi}{2 * F_s * \sigma_c * RQD}$$

El "T_{min}" puede variar hasta que: $L_c + T_{\min} \leq L_{tal}$

3.2.11.14 Factor de Seguridad en Voladura Subterránea

Tabla 25

Factor de Seguridad

Factor de Seguridad (Fs)	Aplicación
2	Núcleo
3	Contorno
4	Arrastre
5	Corte

Fuente: IV CONEINGEMMET (2003), Huancayo, Nueva teoría para calcular el Burden.

3.2.11.15 Desviación de Perforación con Barra de Avance “Dp”

La desviación está relacionada con la eficiencia de voladura, a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa, y también la desviación afecta mucho en diseño de malla y el burden dentro de perforación. Dañan mucho en la fragmentación de macizo rocoso, con el avance del disparo.

Figura 28

Curva de Desviación con Barrenos Perforación



Fuente: Simposium de Atlas Copco (2005), “Taladros Largos”

Por tanto:

Y: Representa la desviación del taladro para una longitud

X: Longitud del taladro perforado

$$\text{Desv}_b = 0.0031 \times L_{\text{perf}}^2 + 0.0063L_{\text{perf}} + 0.0007$$

Dónde:

Desv_b = Desviación de perforación con barra (m).

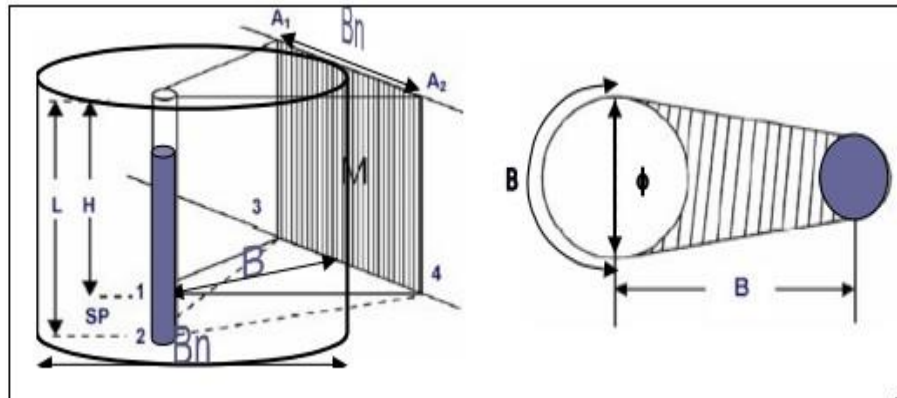
L_{perf} = Longitud de perforación (m).

3.2.11.16 Cálculo del Diámetro de Alivio

La figura ayuda a determinar el diámetro de alivio máximo y mínimo.

Figura 29

Representación Gráfica para Determinar el Diámetro de Alivio



Fuente: Wilfredo Ojeda Mestas (1998), “Diseño de malla de perforación aplicando área de influencia”

a) Diámetro de alivio máximo

Por longitud de arco

$$B = \frac{\pi * \phi}{2}$$

$$\phi_{max} = \frac{2 * B}{\pi}$$

$$B_n = 2 * B$$

$$\phi_{max} = \frac{B_n}{\pi}$$

b) Diámetro de alivio mínimo

De la ecuación:

$$B_n = \phi * \left(\frac{P * a}{\sigma_c * RQD} + 1 \right)$$

En los taladros de alivio es cero, entonces

$$B_n = \phi_{tal.} = \phi_{min}$$

3.2.11.17 Espaciamento entre taladros de alivio (Sa)

$$S_a = \frac{B_n}{N_a}$$

Bn: Burden nominal

Na: Número de taladros de alivio

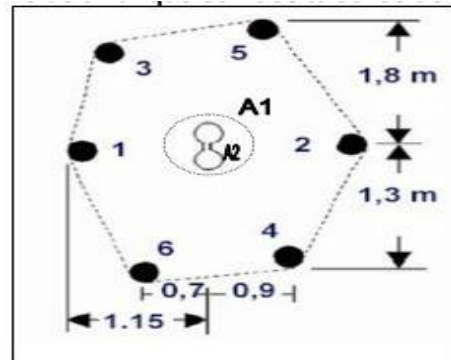


3.2.11.18 Numero de taladros de alivio (na)

De la figura:

Figura 30

Determinación del Número de Taladros de Alivio



Fuente: Wilfredo Ojeda Mestas (1998), “Diseño de malla de perforación aplicando área de influencia”

$$A1 = n * A2$$

$$\Pi * \frac{\varnothing^2}{4} = n * \Pi * \frac{\varnothing^2}{4} a$$

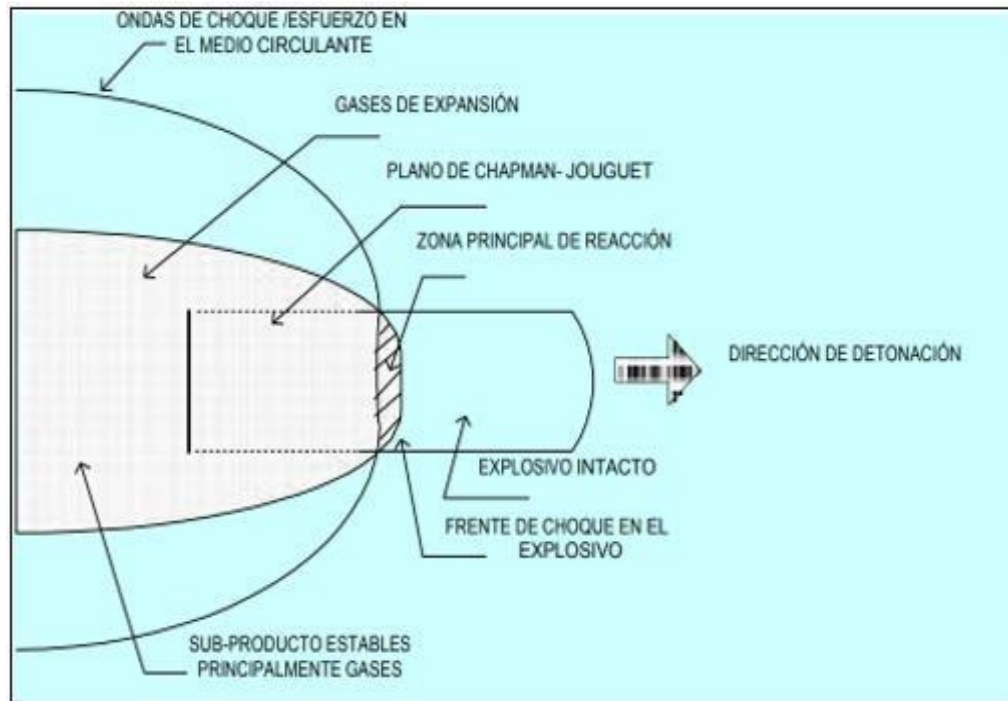
$$na = \left(\frac{\varnothing}{\varnothing a} \right)^2$$

3.2.12 Explosivos

En la elección de explosivos en operación se conoce una de las maneras de evaluar algunas MEC es comparando las presiones dentro de los taladros que ellas producen en el momento de la detonación también si conoce presión máxima ejercida por la expansión de los gases producidos por la detonación y origina gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan a su vez una onda de compresión que recure el medio circundante. José Bernaola Alonso, Jorge castilla Gómez, (2013)

Figura 31

Proceso de Detonación del Explosivo



Fuente: Oscar Rafael Lara Baltazar (2013)

3.2.13 Explosivos Industriales

3.2.13.1 Dinamitas

Según José Bernaola Alonso (2013), Es una mezcla explosivos muy potente y compuesta nitroglicerina y lleva su composición como elemento predominante como nitrato amonio y combustible y otros auditivos.

3.2.13.2 Dinamita pulverulenta

Este tipo de dinamita esta usado mayor parte para la voladura de rocas blanda e intermedia en minería:

Figura 32

Características Técnicas de Dinamita Pulverulenta

Características técnicas			
Especificaciones técnicas	Unidades	Exadit 45	Exadit 65
Densidad	g/cm ³	1.02 +/-3%	1.05 +/-3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,400+/-200	3,600 +/-200
Presión de detonación**	kbar	73	82
Energía**	KJ/kg	3,254	3,346
RWS**	%	86	89
RBS**	%	113	115
Volumen de gases **	l/kg	1,017	1,019
Resistencia al agua	Horas	Nula	Nula
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.
 ** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

Fuente: www.EXSA.net

3.2.13.3 Semigelatinas

Dinamita semigelatinosa muy versátil por sus características de detonación que pueden variar según las circunstancias, desde un alto efecto empujador hasta un alto poder rompedor, lo que permite su empleo en voladura de rocas intermedias a duras. (www.EXSA.net)

Figura 33*Características Técnicas de Dinamitas Semigelatinosa*

Características técnicas				
Especificaciones técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm ³	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación*	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,338	3,433	3,747
RWS**	%	89	92	99
RBS**	%	120	127	147
Volumen de gases	l/kg	1,016.	1,015	989
Resistencia al agua	Horas	Buena	Muy buena	Excelente
Categoría de humos	Categoría	1 era.	1 era.	1 era.

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

** Calculadas con programa de simulación TERMODET a condiciones ideales de 1 atm.

Fuente: www.EXSA.net

3.2.13.4 Dinamita gelatinosa

Es un tipo de agente de voladura que permite mayor resistencia del explosivo en terrenos con presencia de agua, al agregar nitrocelulosa que le dará la forma de gelatina. José Bernaola Alonso (2013)

Figura 34*Características Técnicas de Dinamita Gelatinosa*

Características técnicas		
Especificaciones técnicas	Unidades	Gelatina Explosiva
Densidad	g/cm ³	1.45 ± 0.05
Velocidad de detonación*	m/s	7000 ± 5%
Volumen normal de gases	L/kg	800
Energía total (**)	MJ/kg	6.60
Estabilidad ABEL (80°C)	min	Mayor a 18
Consistencia		Gelatinosa no pegajosa
Color		Caramelo claro
Exudación		No presenta
Resistencia al agua		Excelente

(*) Confinado en diámetro de 1 1/2".

(**) Calculada con programa de simulación Termodet a condiciones ideales a 1 atm.

Fuente: www.EXSA.net

3.2.13.5 Emulsiones

Según López Jiménez (2004), este grupo de explosivos, que es el de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles ya citados, pero a su vez mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua.

Figura 35

Orden Cronológico de Aparición de los Explosivos

EXPLOSIVO	OXIDANTE	COMBUSTIBLE	SENSIBILIZANTE
DINAMITAS	SOLIDO Nitratos	SOLIDO Materias absorbentes (sensibilizantes)	LIQUIDO Nitroglicerina Gasificantes
ANFOS	SOLIDO Nitratos	LIQUIDO Aceites	Poros
HIDROGELES	SOLIDO/LIQUIDO Nitratos Soluciones salinas	SOLIDO/LIQUIDO Aluminio Sensibilizante	SOLIDO/LIQUIDO TNT NMMA, MAN Aluminio en polvo, Gasificantes
EMULSIONES	LIQUIDO Soluciones salinas	LIQUIDO Aceites Parafinas	Gasificantes

Fuente: López Jiménez (2004) Manual de Perforación y Voladura de Rocas

Figura 36*Características técnicas de Emulsiones*

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS					
Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm ³	1.00 ± 5%	1.12 ± 5%	1.14 ± 5%	1.16 ± 5%
Velocidad de detonación*	m/s	4,700 ± 300	5,700 ± 300	5,600 ± 300	5,600 ± 300
Velocidad de detonación **	m/s	4,100 ± 300	4,500 ± 300	4,400 ± 300	4,300 ± 300
Presión de detonación**	kbar	55	87	89	91
Energía**	KJ/kg	2,977	3,385	4,180	4,425
RWS**	%	79	90	113	120
RBS**	%	98	126	157	180
Resistencia al agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Volumen de gases**	L/Kg	930	1,004	940	909
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era	1 era

*Confinado en tubo de acero de 1X" de diámetro (Schedule 40)

**Sin confinar en cartucho de 1X" de diámetro

**Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm

Fuente: www.EXSA.net

Figura 37

Características Técnicas de Emulsiones

PRESENTACIÓN Y EMBALAJE				
Cartuchos dispuestos en bolsas plásticas y embaladas en cajas de cartón corrugado.				
Peso Neto / Bruto	25 kg / 26.3 kg			
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm			
Material de caja	Caja de cartón corrugado			
Producto	Dimensiones de cartucho		Presentación	Masa
	Pulg.			
EMULEX 45	1 1/8	12	128	195
EMULEX 45	1	7	276	91
EMULEX 65	1 1/2	12	64	391
EMULEX 65	1	8	228	110
EMULEX 80	1 1/2	12	62	403
EMULEX 80	1	8	222	113
EMULEX 100	1	8	202	123

Fuente: www.EXSA.net

3.2.14 Diseño de Carguío de Taladros con Explosivos

Factor de carga: si puede considerar. En términos generales la cantidad en kg de explosivos para volar un metro cúbico de roca.

$$C = \frac{\text{cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{volumen roto (m}^3\text{)}}$$

Factor de potencia.(Kg/TM)

$$FP = \frac{\text{Peso total explos.}}{\text{TM roto}}$$

Carga explosivo promedio /taladro. (Kg/tal)

$$C_p = \frac{\text{peso total de explos.}}{\text{número de taladros}}$$

Carga explosiva /metro lineal. (K/m)

$$\frac{CE}{ml} = \frac{\text{peso total explos.}}{\text{avance lineal}}$$

Eficiencia en la voladura (%)

$$V_e = \frac{\pi \cdot \left(\frac{\varnothing}{2}\right)^2 \cdot L \cdot \rho_e}{100}$$

longitud de barra

Volumen de explosivo.

$$V_e = (\varnothing \times C_e)$$

Dónde:

Ve: Volumen de explosivo.

Ø: Diámetro del taladro (pulgadas)

Ce: Columna explosiva.

Densidad de carga.

$$DC = 0,57 \cdot \rho_e \cdot \varnothing^2 \cdot (L - T)$$

Dónde:

C: Densidad de carga, en (kg/tal).

0,57: Factor.

Ø: Diámetro del taladro (pulgadas)

e: Densidad del explosivo a usar (

g/cm³) L: Longitud de perforación (m)

T: Taco (m)

Peso total de carga explosivo. (Kg)

$$p.\text{explos.} = (N^\circ \text{cartuchos utilizados}) \times (\text{peso/cart.})$$

Factor de energía: Es la cantidad necesario de energía en MJ para fragmentar un cubo de roca.

$$F_e = \frac{\text{cantidad de energia (MJ)}}{\text{volumen roto (m}^3\text{)}}$$

Tabla 26

Factor de Carga

Área del	Kilos de Explosivos Estimados por m ³ de Roca		
	En Roca		
Túnel m ²	En Roca Dura y Tenaz	En Roca Intermedia	Suave y Friable
De 1 a 5	2.60 a 3.20	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
De 5 a 10	2.00 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a 1.20
De 10 a 20	1.65 a 2.00	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90

De 20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
De 40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

Fuente: EXSA (2008) Manual práctico de voladura

3.3 Marco conceptual

- a) **Anfo.** Escriba es un explosivo industrial a base Nitrato de Amonio se mezcla con combustible y su composición puede variar de 94.3% y 5.7% de combustible diésel. LÓPEZ (2004)
- b) **Burden.** Es la longitud a la sección libre de un frente de trabajo a perforar. El burden obedece esencialmente del diámetro del taladro a perforar, del tipo de roca y las características del explosivo a usar. EXSA (2017)
- c) **Cara libre.** Sección vacía donde se desplaza el material roto por efecto de la voladura. LÓPEZ (2004)
- d) **Corte quemado.** En estos arranques todos los taladros se perforan 3 o más taladros paralelos y con el mismo diámetro al eje de la galería. Todo los taladros del arranque deben ser de 6 pulgadas , dejando uno o algunos taladros vacíos con la finalidad que se constituyan en cara libre, a fin de que la roca triturada se expanda hacia el espacio libre, logrando su expulsión, los taladros del corte deben ser los más profundos. ENAMI (2017)
- e) **Coste operativo.** Se desarrollan durante la explotación del proyecto minero, está unidos a la producción categorizando costos directos e indirectos. (PACAHUALA, 2015)
- f) **Costos directos.** En la operación minera los costos primarios es conocido como costos variables, en proceso productivos de perforación y voladura, acarreo y carguío y actividades auxiliares en mina, en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos. COSTOS (2018)
- g) **Costos indirectos.** Esta variedad de costos consigue variar en relacion del nivel de producción proyectado, son gastos que se consideran independiente de la producción., pero no directamente con la producción obtenida. COSTOS (2018)
- h) **Discontinuidades.** Son planos de debilidad que tienen como origen esfuerzos mecánicos de tracción y tensión que dividen o fragmentan al macizo rocoso.
- i) **Disparo soplado.** Es cuando hubo detonación de la carga explosiva y no presenta el avance requerido.



- j) **Determinación de columna explosiva.** Es la determinación del explosivo según su potencia rompedora y esquema de malla de perforación y voladura, las cuales van en los taladros previamente realizados.
- k) **Dispersión.** Se producen diferencias de tiempo entre detonadores individuales de la misma serie, tipo y lote de fabricación, lo que se conoce como dispersión del valor real con respecto al valor nominal. Por ejemplo, un retardo con tiempo nominal de 20ms, puede salir con 22ms. ENAMI (2017)
- l) **Emulsión explosiva.** Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente. BENITEZ (2019)
- m) **Estándar.** Es la gestión del desarrollo de productividad en las empresas mineras utilizando por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo. PACAHUALA (2015)
- n) **Factor de Potencia.** Es el vínculo entre la cantidad de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³. COSTOS (2018)
- o) **Geomecánica.** Es el estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades. DE LA CRUZ, (2014)
- p) **Labores permanentes.** Se denomina a los túneles que servirán durante la mayoría de la vida útil de la mina o en la explotación de la misma, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones. PACAHUALA (2015)
- q) **Labores temporales.** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas. LÓPEZ (2004)
- r) **Macizo rocoso.** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades. ZAPATA (2002)
- s) **Malla.** Distribución geométrica de los taladros sobre el área a perforar o frente de trabajo la cual tiene como elementos la distancia entre taladros y la distancia a la cara



libre, así mismo el rumbo de los taladros, paralelismo, tipo de arranque y con la profundidad de los taladros. EXSA (2017)

- t) **Matriz rocosa.** Componentes que unen el macizo rocoso.
- u) **Paralelismo.** Término utilizado para indicar la dirección de perforación de los taladros perpendicular a la sección a perforar, así los mismos no lleguen a intersectarse en el frente de perforación. LÓPEZ (2004)
- v) **Perforación en breasting.** Determinación y distribución de los taladros paralelos a la cara libre del banco en producción, no necesita taladros de arranque. LÓPEZ (2004)
- w) **Smooth Blasting.** También conocido como voladura de pre corte o contorno en todo el perímetro de la sección, que sirve para dar un mejor acabado de los hastiales y corona, así mismo evitar mayores costos en sostenimiento. PACAHUALA (2015)
- x) **Tir.** Es la tasa de interés que se recauda a raíz de una inversión inicial en un proyecto. ECONOMIPEDIA (2017)
- y) **Van.** Indicador de viabilidad de que un proyecto tenga sostenibilidad en el tiempo y presente ganancias futuras. ESAN (2017)
- z) **Velocidad de detonación.** La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. EXSA (2017)



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y diseño de investigación

En el estudio de los elementos determinantes y/o influyentes que intervienen en el trabajo, se basa en los siguientes tipos de estudio:

La realización de esta investigación es de tipo causa y efecto por tratarse básicamente de un conjunto de acciones sistemáticas y conocimientos que se efectúan para analizar y seguimiento de las técnicas aplicadas para la estandarización diseño de malla de perforación y voladura en Galerías y el aspecto económico inverso.

Según el Nivel de la Investigación es descriptivo, correlacional y aplicativo ya que se enfoca en conocer y aplicar el estándar de esquema de distribución de los taladros a perforar y la cantidad de explosivo para la voladura “in situ” y actuar con medidas correctivas a las desviaciones que pueden ocurrir en la operación.

4.2 Definición de variables

Una variable es una propiedad que puede variar y cuya variación es susceptible de medirse. La variable se aplica a un grupo de personas u objetos, los cuales pueden adquirir diversos valores respecto a la variable. Las variables adquieren valor para la investigación científica cuando pueden ser relacionadas con otras (formar parte de una hipótesis o una teoría). En este caso se les suele denominar "constructos o construcciones hipotéticas". Hernández Sampieri, Roberto (2016).

4.2.1 Variable independiente (X)

Estandarización de Malla de Perforación y Voladura en la Galería de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa.



4.2.2 Variable dependiente

Análisis económico en la productividad m/disparo en la galería de la veta Guadalupe, en la Unidad de Producción Santa María de la Compañía Minera Poderosa.

4.3 Población y muestra

4.3.1 Población

La cantidad constituye las distintas labores en la unidad de producción Santa María, que puede ser en preparación y explotación sobre la veta Guadalupe.

4.3.2 Muestra

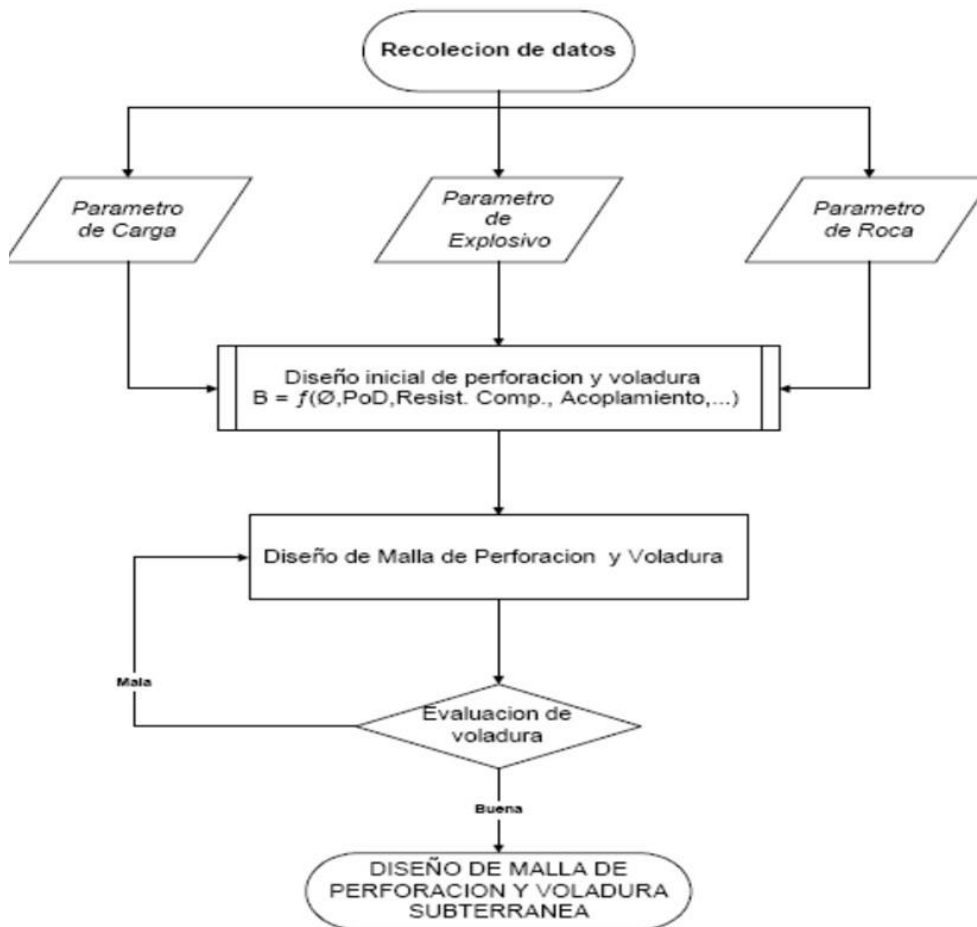
En la investigación se ha realizado como muestra la galería que se construye en la veta Guadalupe - U.P. Santa María - Compañía minera Poderosa - Pataz - 2016.

4.4 Procedimiento

La presente investigación explicativa el objetivo es detallar las particularidades significativas de los acontecimientos y fenómenos que son puestos a prueba, a una comprobación in situ, donde se tiene en cuenta las voladuras con menor índice de eficiencia, consumo de explosivos y accesorios en la voladura, se tratará los resultados obtenidos mediante el análisis económico por consumo de explosivos.

Figura 38

Esquema de Tratamiento de Datos



Fuente: Elaboración Propia

4.5 Técnica e instrumentos

Los instrumentos de recolección de datos que requiero la investigación fueron las libretas de campo para la toma de datos y la observación directa, además de instrumentos. Luego de ser aplicados, se almacenaron en una base de datos para ser procesados en la hoja de Excel de donde se calculó los promedios de los avances, volumen de material, eficiencias de la voladura, etc.

Datos “in situ”.

Relación estadística de eficiencias y rendimientos.

Análisis de costos.

4.6 Análisis estadístico

Las metodologías empleadas en el trabajo de investigación son: (Datos de campo, reporte operacional mensual y las observaciones directas que son tratados estadísticamente. La representada proporciona los antecedentes técnicos sobre las operaciones de perforación, voladura y geomecánica.

Los datos “in-situ”.

Publicaciones de las minas.

Revistas y Documentales.

Trabajos inéditos de recogida de datos de la perforación y voladura.

4.7 Descripción de la labor antes de la estandarización

En Compañía Minera Poderosa S.A. Unidad de Producción Santa María, se tiene labores de exploración, desarrollo y preparación. Como Cortadas (CR), Galerías (GL), labores en las que se tiene bajos índices de operación, y la investigación pretende la optimización en las eficiencias de perforación, voladura y control de sobre rotura en las labores mencionadas.

4.8 Problemas por Deficiencia de Perforación y Voladura

Las deficiencias de perforación y voladura acarreo consecuencias, en la siguiente problemática:

La disminución en avances lineales a causa de los disparos deficientes (presencia de tacos, voladura soplada y otros).

Disminución para la empresa en costos por empleo de accesorios y equipos de perforación y voladura.

Bajo índices de productividad (m. /Tarea).

Deficiente capacitación in situ en perforación y voladura.

La ECM no evidencia un esquema patron de malla de perforación en las labores.

La residencia nos atribuye la autoridad de proyectar un plan de contingencia en la evaluación de los parámetros que involucran en la perforación y voladura, que se describe a continuación:

Programa mensual de avances

Maestro de labor

Cuantificaciones de perforación y voladura

Cualidades del macizo rocoso

4.8.1 Programa mensual de avance

Son los metros programados por el área de Planeamiento Mina, propuesto en relación a los metros de avance, de acuerdo a la Tasa de Aseguramiento de la Calidad y se da en el inicio de cada mes por el área de planeamiento, lo cual se debe cumplir al 100%. A causa de los negativos resultados en los avances en las galerías no se llegan a los objetivos planeados.

CAUSA:

A causa al deficiente proceso de perforación y voladura se tiene mayor sobre rotura y menor perfilamiento de la sección de la galería lo cual implica mayor dificultar para las labores de sostenimiento y a su vez retrasa el ciclo de minado de la veta Guadalupe.

4.8.2 Maestro de labor

Es el encargado de dirigir la distribución, pintado y perforación de los taladros a perforar así mismo la forma de encebado y carguío de los explosivos para darle una secuencia de explosión de acuerdo a su amarre por conocimiento de perforación y voladura.

4.8.3 Parámetros de perforación y voladura

Los parámetros de perforación y voladura son los lineamientos que obligan a determinar el número de taladros y cantigas de kilogramos de explosivos a utilizar en la galería a avanzar, según el tipo de roca.

CAUSA:

Dificultad a identificar ningún esquema de perforación y voladura, a causa de esto el trabajador ha venido implementando con esquemas de acuerdo a su experiencia, según la costumbre del maestro de labor e ingeniero jefe de guardia.

4.8.4 Caracteres del macizo rocoso

La evaluación permanente del macizo rocoso es indispensable para estandarizar el esquema de perforación y voladura, el área de geomecánica resolverá el tipo de roca de todas las labores mineras para dar información al área de voladura para que implementa las cartillas de estandarización.



Tabla 27*Recolección de Datos para Calcular los Parámetros de Perforación*

ITEM	CARACTERISTICAS DE LA LABOR	DIMENSION	UNIDADES
1	Ancho	¿?	Metros
2	Alto	¿?	Metros
3	Profundidad	¿?	Metros
4	Distancia a la zona critica	¿?	Metros
ITEM	PARAMETROS DE PERFORACION	DIMENSION	UNIDAD
1	Diámetro de taladro	¿?	pulgadas
2	Diámetro de taladro de alivio	¿?	pulgadas
3	Longitud de barreno	¿?	Pies
4	Eficiencia de perforación	¿?	%
5	Eficiencia de voladura	¿?	%
6	Tipo de barreno	¿?	
7	Angulo de perforación en el piso	¿?	Grados
8	Angulo de perforación en el contorno	¿?	Grados
9	Equipo de perforación	¿?	unidad

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 28*Recolección de Datos para Calcular los Parámetros de Voladura*

ITEM	PARAMETROS DE EXPLOSIVO PARA ARRANQUE Y AYUDA	DIMENSION	UNIDADES
Cantidad de Explosivo de Fondo			
1	Tipo:		
2	Densidad del explosivo	¿?	g/cc



3	Presión de detonación	¿?	Kbar
4	Diámetro del explosivo	¿?	Mm
5	Longitud de explosivo	¿?	Mm
6	% de acoplamiento	¿?	%
7	% de acoplamiento mínimo	¿?	%
8	Nº de cartuchos/taladro	¿?	cartuchos/tal

Cantidad de Explosivo de Columna

1	Tipo:		
2	Densidad del explosivo	¿?	g/cc
3	Presión de detonación	¿?	Kbar
4	Diámetro del explosivo	¿?	Mm
5	Longitud de explosivo	¿?	Mm
6	Nº de cartuchos/taladro	¿?	Unidades

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 29

Recolección de Datos para Calcular los Parámetros Geomecánicos

ITEM	PARAMETROS DE ROCA	DIMENSION	UNIDADES
	Y/O MINERAL		
1	Tipo de roca	¿?	¿?
2	Densidad de roca	¿?	TM/m ³
3	Resistencia Compresiva	¿?	kg/cm ²
4	Presencia de agua	¿?	%
5	RQD/RMR	¿?	%

Fuente: Elaboración Propia

4.8.5 Metas al Estandarizar la Malla de Perforación y Voladura

- a) Aumentar los metros/disparo mayor o igual a 1,47 metros/disparo a agosto del 2016.
- b) Minimizar los Pies perforados /metros de 135 a 130- Mes de Julio del 2016.
- c) Minimizar el Factor de Carga de 21 Kg /m³ a 20,31 Kg /m³.



d) Incrementar el índice de productividad de 0.11 metros/Tarea a 0.20 metros/Tarea.

e) Capacitar y evaluar en perforación y voladura al 70% del personal para agosto del 2016.

Se verifica los datos precedentes y las estadísticas, se concluyó en consentimiento que si son alcanzables las metas propuestas, para lo cual se utilizó la metodología del:

¿Qué?: maximizar los indicadores de perforación y voladura en los frentes de trabajo como Cortadas-Galerías.

¿Cuánto?: 1,35 metros /disparo a 1,47 metros/disparo

¿Cuándo?: para Agosto del 2016 Estableciendo los objetivos y las metas en el siguiente cuadro:

Tabla 30

Determinación de Metas

Objetivo	Unidad de control	Objetivo y meta	Responsable
Productividad	m/tarea	Incrementar la productividad de 0,11 a 0,20 m/tarea	Residente de CTTA
	m/disparo	Incrementar de 1,35 a 1,47 m/disparo	Residente de CTTA
Eficiencia	Kg/m	Reducir de 15,07 a 12 Kg/m	Residente de CTTA
	Pies Perforados /m	Reducir de 155,9 a 140 Pies Perforados/metros	Residente de CTTA
Factor de carga	Kg/m ³	Reducir de 21 Kg/m ³ a 20,31 Kg /m ³	Residente de CTTA

Fuente: Elaboración Propia.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Tiempo de perforación

Para estandarizar la malla de perforación y voladura es necesario realizar el estudio de tiempo de perforación por frente, En este caso los datos tomados son directamente de taladros de 4 y 6 pies como se muestra a continuación.

Tabla 31

Tiempo Promedio de Perforación por Taladro

Ítem	Datos	
	Unidad	Unidad
N°. Taladros	36	Taladros
Longitud nominal de barreno	1,8	metros
Eficiencia de perforación	91,67	%
N°. Perforista	1,25	Unid

Tiempo de Perforación				
4 Pies	6 Pies	Tiempo	Tiempo Total (seg/tal)	Tiempo Total (min/tal)
125	77	seg	202	3.37
146	93	seg	239	3.98
115	90	seg	205	3.42
98	70	seg	168	2.80

127	74	seg	201	3.35
128	81	seg	209	3.48
123	80	seg	203	3.38
95	82	seg	177	2.95
100	122	seg	222	3.70
95	120	seg	215	3.58
Promedio			204.1	3.40

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 32

Tiempo de Perforación por Frente

	Fórmula utilizada	Valor	Unidad
Velocidad		0.485	m/min
Perforación	$L \cdot B \cdot a \cdot P$	0.148	Pies/min
		3.402	min/tal
Tiempo		97.968	min/frente
		1.633	horas/frente

Fuente: Elaboración Propia

5.1.2 Horas netas por guardia con horas improductivas

La finalidad es saber las horas netas disponibles para realizar las actividades unitarias, de tal forma que no se incurra en pérdida de tiempo además de las horas improductivas que se consideran en cada guardia. El trabajador de mina sabe las horas netas disponibles para cumplir con el ciclo de minado, para lo cual recurre a la estandarización de la malla de perforación y voladura y no experimentar otros métodos o esquemas de distribución de taladros.

Tabla 33

Distribución de Horas Productivas e Improductivas por Guardia

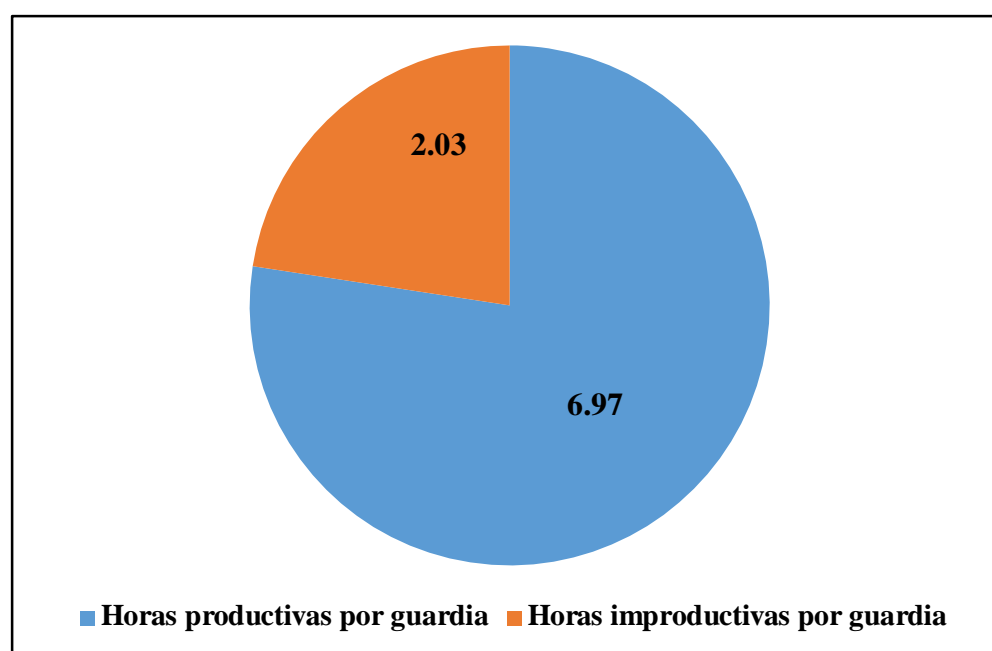
Ítem	Actividades	Tiempo	Unidad
1	Traslado a labor	23,00	min
2	Cambio de vestimenta	7,00	min

3	Descanso/boleo	50,00	min
4	COLPA	12,00	min
5	Cambio de vestimenta	7,00	min
6	Salida de labor	23,00	min
Total		122,00	min
		2,03	hrs
Tiempo neto por guardia			
Horas por guardia		9	horas
Horas improductivas		2,03	horas
Horas netas por guardia		6,97	horas

Fuente: Elaboración Propia

Figura 39

Comparativo de Horas Productivas e Improductivas por Guardia



Fuente: Elaboración propia

5.1.3 Distribución de tiempo por guardia

La finalidad es saber cómo se distribuye el tiempo por guardia en todas las actividades que se realizan desde el ingreso hasta la salida de labor minera, además

se determinan cuál de las operaciones unitarias conlleva mayor porcentaje del tiempo total.

Tabla 34

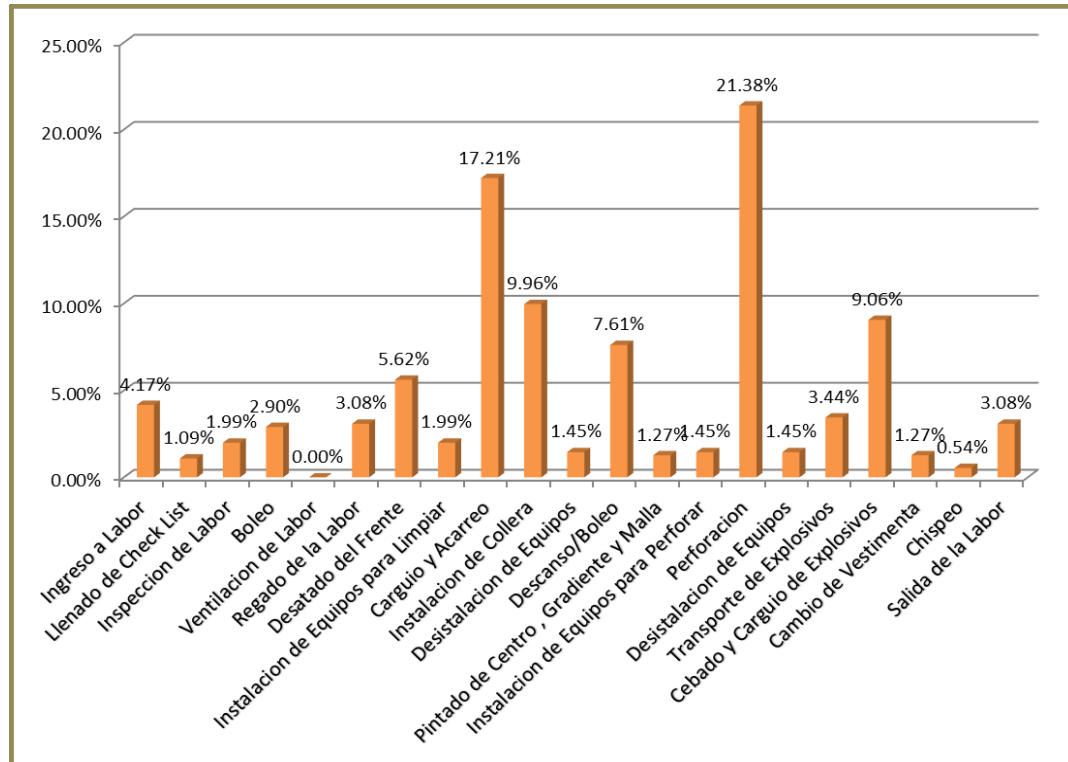
Distribución de Tiempos por Guardia

Ítem	Actividades	Hora	Tiempo	
			(min)	%
1	Ingreso a labor	8:00-8:23	23	4,17
2	Llenado check list	8:23-8:29	6	1,09
3	Inspección de labor	8:29-8:40	11	1,99
4	Boleo	8:40-8:56	16	2,90
5	Ventilación de labor	Constante	0	0,00
6	Regado de labor	8:56-9:13	17	3,08
7	Desatado	9:13-9:44	31	5,62
8	Instalación de equipos	9:44-9:55	11	1,99
9	Carguío y acarreo	9:55-11:30	95	17,21
10	Instalación de collera	11:30-00:25	55	9,96
11	Desinstalación de equipos	00:25-00:33	8	1,45
12	Descanso/boleo	00:33-01:15	42	7,61
13	Pintado de centro, gradiente y malla	01:15-01:22	7	1,27
14	Instalación del equipo para perforar	01:22-01:30	8	1,45
15	Perforación	01:30-03:28	118	21,38
16	Desinstalación de equipos	03:28-03:36	8	1,45
17	Transporte de explosivos	03:36-03:55	19	3,44
18	Cebado y carguío de explosivos	03:55-04:45	50	9,06
19	Cambio de vestimenta	04:45-04:52	7	1,27
20	Chispeo	04:52-04:55	3	0,54
21	Salida de labor	04:55-05:12	17	3,08
Total (minutos)		552		
Total (horas)		9.2		100,00

Fuente: Elaboración Propia

Figura 40

Gráfico Comparativo de la Distribución del Tiempo por Guardia



Fuente: Elaboración Propia

5.1.4 Cálculo de burden y espaciamiento

5.1.4.1 Taladros de arranque

Se ha utilizado la ecuación factor de seguridad para taladros de arranque, la siguiente figura indica que $B_n = S_n$.

Figura 41

Esquema Matemática para Calcular Burden y Espaciamiento

$$B_n = \phi * \left(\frac{P_o D_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = S_n$$

Fuente: “IV CONEINGEMMET” (2003).

Para calcular el burden y los parámetros de voladura de los taladros de arranque, se han utilizado los datos de entrada que a continuación se muestran en los siguientes cuadros:

Tabla 35

Datos Geométricos de Labor

Descripción	
Diseño	Galerías
Ubicación	Veta Guadalupe
Sección de Labor	2.5 x 2.5 m ²
Labores cercanas	100 metros

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 36

Datos de Perforación

Parámetros de Perforación	
Diámetro de taladro	1.5 pulgadas
Diámetro de alivio	2.5 pulgadas

Longitud de barreno	6 pies
Eficiencia de perforación	92%
Eficiencia de voladura	95%
Tipo de barreno	Barra

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 37

Datos Geomecánicos de Roca y Mineral

Parámetro de Roca y/o Mineral		
Tipo	Granodiorita	
Densidad de la roca	2.7	TM/ m3
Resistencia a la compresión	1624.29	Kg/cm ²
RQD	85	%

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 38

Propiedades de los Explosivos y Parámetros de Voladura

Parámetros	Datos	Unidades
Carga de Fondo (cf)		
Tipo	Emulsión Emulex 80%	
Densidad de explosivo	1.14	g/cc
Presión de detonación	87	Kbar
Diámetro de explosivo	25.4	mm
Longitud de explosivo	203.2	mm
Nº de cartuchos	1	cartuchos/ taladro
% de acoplamiento	86	%
% de acoplamiento mínimo	85.49	%
Carga de Columna (cc)		
Tipo	Emulsión Emulex 80%	
Densidad de explosivo	1,14	g/cc
Presión de detonación	87	Kbar

Diámetro de explosivo	25,4	mm
Longitud de explosivo	203,2	mm
Nº de cartuchos	6	cartuchos/ taladro
% de acoplamiento	86	%
% de acoplamiento mínimo	85,49	%

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 39

Burden, Espaciamiento y Taco Mínimo-Taladros de Arranque

Burden	Fs	Burden Bn (m)	Bi (m)	Si (m)	Taco "Tmin" (m)
Arranque	6	0,4	0,37	0,37	0,26

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 40

Resultados de Perforación y Voladura de los Taladros de Arranque

Parámetros	Resultados	Unidades
Nº de taladros cargados	3	Taladros
Presión de detonación en el taladro (PoDtal)	33	Kbar
Longitud de taladro	1,68	M
Longitud de cc confinado	1,22	M
Longitud de cf confinado	0,20	M
Longitud de carga	1,42	M
Avance por disparo	1,60	M
Volumen roto	0,23	m3
TM rotas	0,62	TM
Peso de explosivo/ taladro	0,82	Kg
Total de explosivo	2,47	Kg
Factor de potencia	3,97	kg/TM



Factor de carga	10,72	Kg/ m ³
Diámetro de alivio máximo	127,33	Mm
Diámetro de alivio mínimo	38,10	Mm
Nº max. De tal alivio	4	taladros
Espaciamiento min. Entre tal de alivio	0,10	M
Angulo min. Entre tal alivio	28,65	grados
Longitud de taladro máximo	2,5	m
Desviación con barra/tal	0,026	m
Distancia escalada	22.78	m/Kg ^{1/2}
Velocidad de la partícula	4,81	mm/s

Fuente: Elaboración Propia

5.1.4.2 Taladros de ayuda

Los datos que se han requerido para calcular el burden son los mismos del cálculo de los taladros de arranque.

Tabla 41

Resultados de Perforación y Voladura de los Taladros Ayuda

Parámetros	Resultados	Unidad
Nº de taladros cargados	4	según el diseño gráfico de la malla
Presión de detonación en el taladro	33	Kbar
Longitud de taladro	1,68	M
Longitud de CC confinado	1,22	M
Longitud de cf confinado	0,2	M
Longitud de carga	1,42	M
Avance por disparo	1,6	M
Volumen roto	0,26	m ³
TM rotas	0,702	TM
Peso de explosivo/ taladro	0,822	Kg
Total de explosivo	3,29	Kg
Factor de potencia	4,68	kg/TM



Factor de carga	12,65	Kg/ m3
Diámetro de alivio máximo	127,33	Mm
Diámetro de alivio mínimo	38,10	Mm
Nº max. De tal alivio	4	taladros de alivio
Espaciamiento min. Entre tal de alivio	0,1	M
Angulo min. Entre tal alivio	28,65	Grados
Longitud de taladro máximo	4,43	M
Desviación con barra/tal	0,009	M
Distancia escalada	22,78	m/Kg1/2
Velocidad de la partícula	4,81	mm/s

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 42

Burden, Espaciamiento y Taco Mínimo-Taladros de Ayuda

Burden	Fs	Burden Bn (m)	Bi (m)	Si (m)	Taco "Tmin" (m)
Ayuda	5	0,4	0,39	0,39	0,26

Fuente: Elaboración Propia

5.1.4.3 Taladros de producción

Los datos que se han requerido para calcular el burden son los mismos del cálculo de los taladros de arranque.

Tabla 43

Parámetros en los Taladros de Producción

Parámetros	Datos	Unidad
Diseño	2520 GL NE	
Lugar	Veta Guadalupe	
Ancho de labor	2,5	m
Alto de labor	2,5	m
Distancia a una zona crítica	100	m
Datos del Campo		



Parámetro de Perforación		
Diámetro de taladro	1,5	pulgadas
Diámetro de alivio	2,5	pulgadas
Longitud de barreno	6	pies
eficiencia de perforación	92	%
Eficiencia de voladura	95	%
tipo de barreno	Barra (barra, estabilizador, DTH)	
Parámetro de Explosivo		
Carga de Fondo (cf)		
Tipo:	Emulsión Emulex 80%	
Densidad de explosivo	1,14	g/cc
Presión de detonación	87	Kbar
Diámetro de explosivo	25,4	mm
Longitud de explosivo	203,2	mm
Nº de cartuchos	1	cartuch/ tal
% de acoplamiento	71	%
% de acoplamiento mínimo	85,49	%
Carga de Columna (cc)		
Tipo:	Emulsión Emulex 65%	
Densidad de explosivo	1,12	g/cc
Presión de detonación	85	Kbar
Diámetro de explosivo	25,4	mm
Longitud de explosivo	203,2	mm
Nº de cartuchos:	6	cartuch/ tal
% de acoplamiento:	86	%
% de acoplamiento mínimo	85,49	%
Parámetro de Roca y/o Mineral		
Tipo de roca	Granodiorita	
densidad de la roca:	2,7	TM/ m3
Resistencia a la compresión	1624,29	Kg/cm3
RQD	85	%

Fuente: Elaboración Propia



Tabla 44*Resultados de los Taladros de Producción*

Parámetro	Resultado	Unidad
Nº de taladros cargados	4	Diseño gráfico
Presión de detonación en el taladro	33	Kbar
Longitud de taladro	1,68	m
Longitud de CC confinado	1,22	m
Longitud de cf confinado	0,2	m
Longitud de carga	1,42	m
Avance por disparo	1,6	m
Volumen roto	0,3	m ³
TM rotas	0,81	TM
Peso de explosivo/ taladro	0,807	Kg
Total de explosivo	3,23	Kg
Factor de carga	3,99	kg/TM
Factor de carga	10,76	Kg/ m ³
Diámetro de alivio máximo	136,88	mm
Diámetro de alivio mínimo	38,1	mm
Nº max. De tal alivio	5	taladros de alivio
Espaciamiento min. Entre tal de alivio	0,09	m
Angulo min. Entre tal alivio	22,92	grados
Longitud de taladro máximo	4,43	m
Desviación con barra/tal	0,009	m
Distancia escalada	22,78	m/Kg ^{1/2}
Velocidad de la partícula	4,81	mm/s

Fuente: Elaboración Propia



Tabla 45*Burden, Espaciamiento y Taco Mnimo-Taladros de Produccin*

Burden	Fs	Burden Bn (m)	Bi (m)	Si (m)	Taco "Tmin" (m)
Tajeo	2	0,43	0,42	0,42	0,26

Fuente: Elaboracin propia

5.1.5 Anlisis Econmico Avance Lineal en Galeras - Veta Guadalupe**Tabla 46***Datos Operativos de Perforacin y Voladura*

Descripcin	Valor	Unidad
Ancho	2,50	m
Alto	2,50	m
Longitud de barreno	6	pies
Eficiencia perforacin	90	%
Eficiencia x Disparo	90	%
Longitud de Perforacin	4,82	m
Volumen esponjado	16	m ³
Taladros disparados	37,00	tal.
Avance por disparo	1,47	m
Taladros Arranque	6,00	Und.
Taladros perforados	41,00	tal.
Taladros de Alivio	4,00	tal.
Dinamita por taladro	1,00	Cart.
Emulsin x taladro	8,00	Cart.
Tipo de roca	Media	

Fuente: Elaboracin Propia

Tabla 47*Costos Directos e Indirectos en Galería de 2,5 m x 2,5 m*

Descripción	Unidad	Cant.	Incidencia	Costo/ unit.	Costo/ disp.	Costo/m (s/)
Costos Directos						
Fuerza Laboral						
Operario	Tarea	0,77	100%	138,88	100,707	
Perforista	Tarea	0,77	100%	126,24	97,047	
Ayudante	Tarea	0,32	100%	138,88	44,915	
Operador de Pala Neumática	Tarea	0,32	100%	126,24	40,826	
Ayudante Palero	Tarea	0,00	100%	135,52	0,000	
Motorista	Tarea	0,00	100%	132,31	0,000	
Ayudante motorista	Tarea	0,00	100%	132,31	0,000	
Servicios mina	Tarea	0,65	100%	124,77	80,699	
Carrero	Tarea	0,13	100%	129,21	16,151	276,780
Bodeguero	Tarea	0,13	100%	163,69	20,462	
Capataz	Tarea					
Acero de Perforación						
Barra de 4 pies	Pies Perf.	110,39	1200	235,95	21,706	
Barreno Integral de 6'	Pies Perf.	110,39	1200	281,62	25,907	
Broca de 38 mm	Pies Perf.	110,39	175	65,55	41,350	89,039
Broca de 40 mm	Pies Perf.	110,39	175	66,46	41,924	
Explosivo						
Dinamita 7/8" x 7" 45%	Cart	37,00	1,00	1,02	37,740	
Emulsión 7/8" x 7" Detonador	c/u	296,00	1,00	1,14	337,622	
Ensamblado Mecha Rápida de Ignición	Pieza	37,00	1,00	2,18	80,588	319,514
	Mts	11,10	1,00	1,24	13,736	
Herramientas y Otros						
Pico	Pieza	2.00	60	29.00	0.967	
Lampa minera	Pieza	2.00	60	42.36	1.412	
Cucharilla	Pieza	2.00	90	18.00	0.400	
Comba de 6 Lb.	Pieza	1.00	180	53.22	0.296	
Barretillas	Jgo.	2.00	60	127.12	4.237	
Soplete	Pieza	1.00	120	83.82	0.699	
Guiador	Pieza	1.00	30	2.50	0.083	

Descripción	Unidad	Cant.	Incidencia	Costo/ unit.	Costo/ disp.	Costo/m (s/)
Atacador	Pieza	3.00	30	11.02	1.102	
Punzón de encebado	Pieza	1.00	150	17.00	0.113	
Saca barreno	Pieza	1.00	150	75.00	0.500	
Pintura	Galones	1.00	30	7.29	0.243	
Mochila	Pieza	1.00	120	65.00	0.542	
Llave stilson 14"	Pieza	1.00	180	110.34	0.613	
Andamio	Pieza	1.00	90	1,815.82	20.176	21,666
Cinta métrica 5 metros	Pieza	1.00	30	14.00	0.467	
Implementos de Seguridad						
Saco de jebe	Pieza	1.98	45	52.00	2.288	
Pantalón de jebe	Pieza	1.98	45	53.20	2.341	
Botas de jebe con punta de acero	Par	3.5236	75	66.30	3.115	
Guantes de neoprene	Par	3.5236	5	33.84	23.848	
Mameluco	Pieza	3.5236	180	85.00	1.664	
Pantalón Drill	Pieza	3.5236	120	50.00	1.468	
Polo de Algodón	Pieza	3.5236	90	30.00	1.175	
Protector (casco)	Pieza	3.5236	360	44.85	0.439	
Tafílete	Pieza	3.5236	180	14.70	0.288	
Respirador Survivair	Pieza	3.5236	180	90.02	1.762	
Cartucho P-100 Survivair (filtro)	Pieza	3.5236	15	28.74	6.752	
Lámparas eléctricas + mantenimiento	Pieza	3.5236	360	435.00	4.258	
Correa portalámparas de Seguridad	Pieza	3.5236	180	23.40	0.458	
Tapón de oídos	Pieza	3.5236	75	3.33	0.157	
Lentes policarbonato c/impactos	Pieza	3.5236	120	27.63	0.811	36,793
Barbiquejo	Pieza	3.5236	180	2.46	0.048	
Arnés y línea de vida	Pieza	0	180	291.15	0.000	
Botín Minero c/punta de acero	Par	3.5236	180	78.75	1.542	



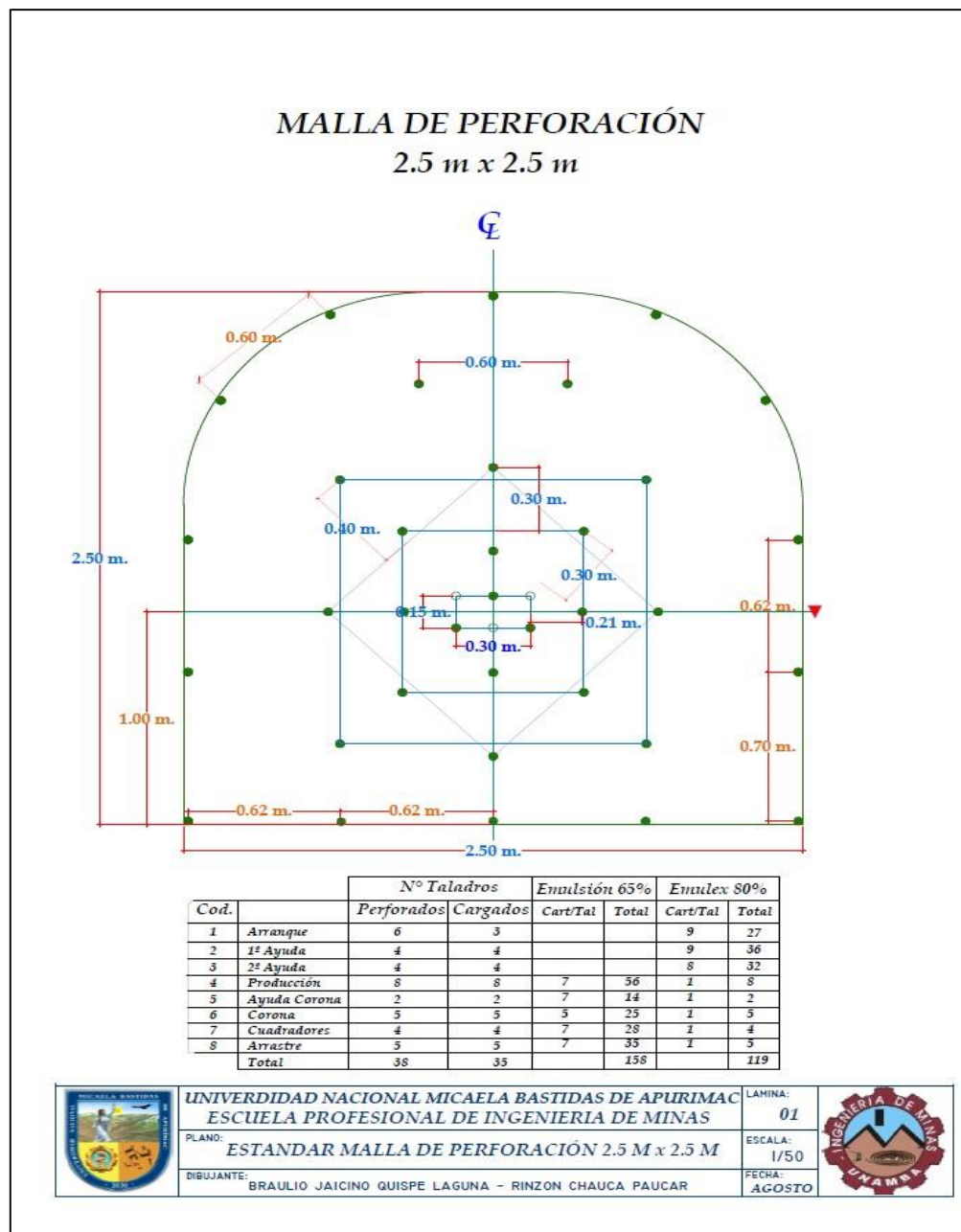
Descripción	Unidad	Cant.	Incidencia	Costo/ unit.	Costo/ disp.	Costo/m (s/)
Filtro para respirador	c/u	3.52	2	0.95	1.674	
Equipo de Perforación						
Perforadora	Pies Perf.	220.79	80,000.00	0.34	74.670	
Manguera de jebe de 1"	Metros	30.00	120.00	14.41	3.603	
Manguera de jebe de 1/2"	Metros	30.00	120.00	7.63	1.908	
Aceite perforadora almo 529	Gln.	220.79	600	24.75	9.107	60,739
Total Costos Directos (S/)						804,531
Costos Indirectos						
Gastos generales		55.61%				447,367
Utilidad		10.00%				80,453
Total Costos Indirectos (s/.)						527,820
Costo total (S/)						1332,351

Fuente: Elaboración Propia



Figura 42

Estándar Malla de Perforación 2,5 metros x 2,5 metros



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 48

Calculo de VAN y TIR

Descripción	2015					2016									
	Oct.	Nov.	Dic.	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	
Metros realizados	90.4	91.9	113.3	124.15	134.05	149.65	138.05	134.8	146.05	132.95	88	124.6	108.1	78.7	
Costo realizado s/.	120,445	122,443	150,955	165,411	178,602	199,386	183,931	179,601	194,590	177,136	117,247	166,011	144,027	104,856	
Disparo	68	67	83	84	89	91	103	89	89	86	59	85	69	49	
Metro/disparo	1.33	1.36	1.36	1.43	1.39	1.40	1.37	1.77	1.66	1.51	1.53	1.51	1.56	1.67	
TAC	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	1.47	
Metros TAC	100	100	120	115	125	130	130	130	130	130	80	115	100	70	
Costo Programado s/.	133,235	133,235	159,882	153,22	166,544	173,206	173,206	173,206	173,206	173,206	106,588	153,220	133,235	93,265	
Diferencia metros	-10	-8	-7	9	9	20	8	5	16	3	8	10	8	9	
Diferencia s/.	-12,791	-10,792	-8,927	12,191	12,058	26,181	10,725	6,395	21,384	3,930	10,659	12,791	10,792	11,591	

Indicador	Valor
VAN	S/. 36,399.67
TIR	29%
PAYBACK	2.27
PAYBACK	2 años 3 meses 3 días

Fuente: Elaboración Propia



5.2 Contrastación de hipótesis

La contrastación de la hipótesis en la presente tesis se ha realizado con el procedimiento de prueba Chi-cuadrado. Generalmente se calcula para margen de error de 5%, el proceso es relacionar con el resultado de grados de libertad con el margen de error.

5.2.1 Hipótesis estadísticas (s)

5.2.1.1 Hipótesis nula (H_0)

Es el dorso de las hipótesis de investigación. Así mismo forman propuestas acerca de la correspondencia entre variables, esto afirma para contradecir o aceptar la que la hipótesis de investigación. (Roberto Hernández Sampieri (1997)

La hipótesis nula postulada para el presente proyecto de tesis es: “Con la estandarización de la malla de perforación y voladura no se mejorará la eficiencia del avance por disparo para el análisis económico en la galería de avance de la veta Guadalupe - U.P. Santa María – Compañía minera Poderosa - Pataz - 2016”.

5.2.1.2 Hipótesis alterna (H_a)

Como se indica, son situaciones alternas de las hipótesis de investigación y nula. Se podrían formularse una o más hipótesis alternas y cada una constituye una representación diferente de las que proporcionan las hipótesis de investigación y nula. Solo se realiza cuando efectivamente hay diferentes posibilidades. De no ser así, no deben establecerse (Roberto Hernández Sampieri (1997) “Metodología de la investigación- 6ta edición”. En tal razón la hipótesis alterna para la presente tesis es “Con el estándar de la malla de perforación y voladura se mejora la eficiencia del avance por disparo para el análisis económico en la galería de avance de la veta Guadalupe - U.P. Santa María – Compañía minera Poderosa – Pataz- 2016”.

5.2.1.3 Estadística de aceptación de la hipótesis general

Se ha realizado encuestas a los trabajadores de la empresa minera para establecer el nivel de aceptación de la hipótesis general.



Tabla 49*Nivel de Aceptación de la Hipótesis Genera*

Nº. Encuestas	De acuerdo (D.A)	Abstención (A)	Desacuerdo (N.A)	Total Encuestas Por guardia
1	22	12	26	60
2	30	10	20	60
3	28	14	18	60
4	35	9	16	60
5	39	11	10	60
6	44	8	8	60
Total	198	64	98	360
%	55.00	17.78	27.22	100.00

Fuente: Elaboración Propia

Grados de libertad (gl): Se calcula con la siguiente expresión:

$$gl = (r - 1)(k - 1)$$

Donde r es el número de filas y k el de columnas.

$$gl = (6-1)(3-1) = 10$$

El valor de Chi cuadrado teórico (χ^2): Se obtiene del cuadro 4.16 donde el grado de libertad es 10 y el nivel de significancia de 5%.

$$\chi^2 = 18.3070$$

Figura 43

Chi Cuadrado Teórico (χ^2)

$\chi^2_{0.100}$	$\chi^2_{0.050}$	$\chi^2_{0.025}$	$\chi^2_{0.010}$	$\chi^2_{0.005}$	g. de libertad
2.70554	3.84146	5.02389	6.63490	7.87944	1
4.60517	5.99147	7.37776	9.21034	10.5966	2
6.25139	7.814473	9.34840	11.3449	12.8381	3
7.77944	9.48773	11.1433	13.2767	14.8602	4
9.23635	11.0705	12.8325	15.0863	16.7496	5
10.6446	12.5916	14.4494	16.8119	18.5476	6
12.0170	14.0671	16.0128	18.4753	20.2777	7
13.3616	15.5073	17.5346	20.0902	21.9550	8
14.6837	16.9190	19.0228	21.6660	23.5893	9
15.9871	18.3070	20.4831	23.2093	25.1882	10
17.2750	19.6751	21.9200	24.7250	26.7569	11
18.5494	21.0261	23.3367	26.2170	28.2995	12
19.8119	22.3621	24.7356	27.6883	29.8194	13
21.0642	23.6848	26.1190	29.1413	31.3193	14

Fuente: INEGI-Estadística Descriptiva- Tecnología Educativa

Chi cuadrado calculado (χ^2)

$$\chi^2 = \sum \frac{(n_i - e_i)^2}{e_i}$$

Donde:

n_i : Frecuencias observadas

e_i : Frecuencias esperadas

$e_i = (n_i \cdot x \cdot n_j) / n$

Tabla 50

Frecuencias Esperadas

Nº. Encuestas	De acuerdo (D.A)	Abstención (A)	Desacuerdo (N.A)	Suma
1	33	10.67	16.33	60
2	33	10.67	16.33	60
3	33	10.67	16.33	60
4	33	10.67	16.33	60
5	33	10.67	16.33	60
6	33	10.67	16.33	60

TOTAL	198	64.00	98.00	360
-------	-----	-------	-------	-----

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 51

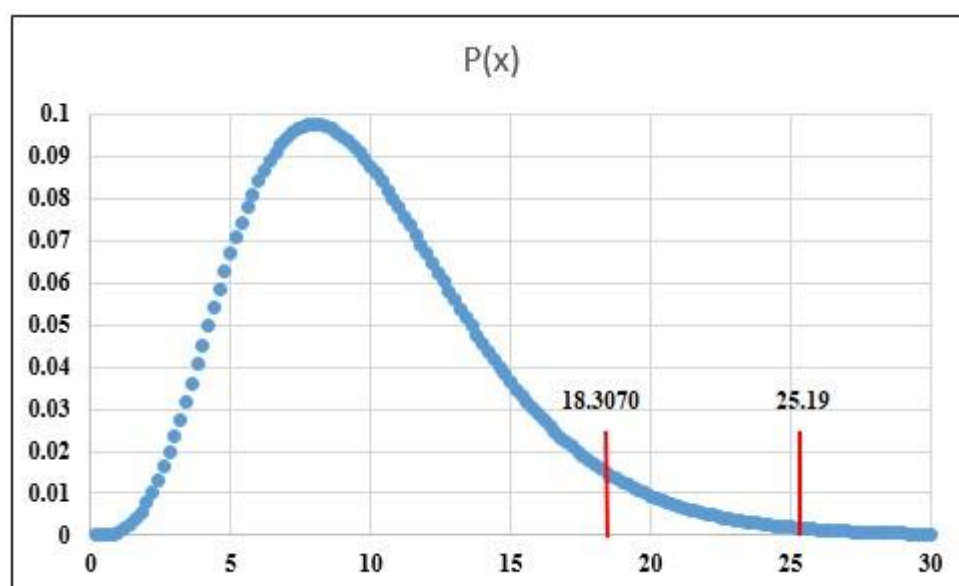
Chi - Cuadrado Calculado

Nº. Encuestas	De acuerdo (D.A)	Abstención (A)	Desacuerdo (N.A)	Suma
1	3.67	0.17	5.72	9.55
2	0.27	0.04	0.82	1.14
3	0.76	1.04	0.17	1.97
4	0.12	0.26	0.01	0.39
5	1.09	0.01	2.46	3.56
6	3.67	0.67	4.25	8.59
χ^2				25.19

Fuente: Elaboración Propia

Figura 44

Gráfica de la Distribución Chi Cuadrado Teórico y Estadístico



Fuente: Elaboración Propia

Conclusión: como la Chi cuadrado teórico está a la derecha de Chi cuadrado estadístico, entonces se objeta la hipótesis nula y se admite la hipótesis alterna. Entonces “Con la estandarización de la malla de perforación y voladura se mejora la eficiencia del avance por disparo para el análisis económico en la galería de avance de la veta Guadalupe”.

5.3 Discusión

5.3.1 Avance por disparo

La implementación de estándares de malla de perforación y voladura brinda el esquema para seguir las actividades unitarias y optimizar el tiempo, de esa manera el trabajador cumple con el ciclo de minado óptimamente. El avance por disparo es un factor muy importante para realizar el programa mensual de avance lineal como se detalla en el cuadro 4.24. A raíz de la implementación de malla de perforación y voladura en año 2016 se obtiene los avances por disparo mayores al de programa mensual.

Tabla 52

Avance por Disparo en Galerías - Veta Guadalupe 2015 - 2016

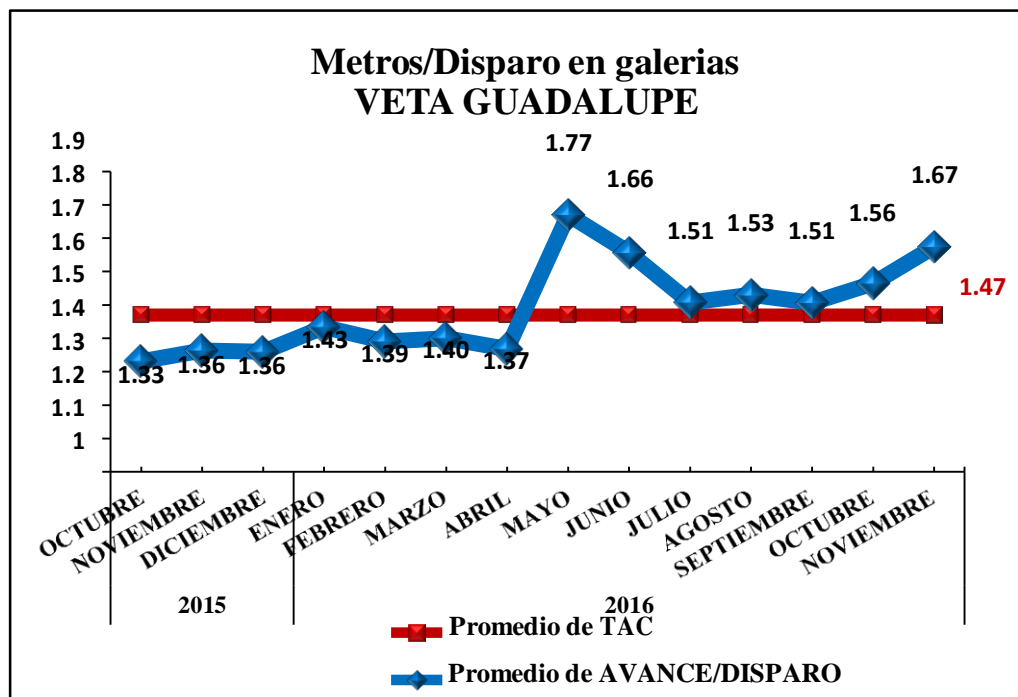
Fecha	Avance/disparo (metros)	TAC (metros)	Avance/disparo promedio (metros)
10-2015	1.33	1.47	
11-2015	1.36	1.47	1.35
12-2015	1.36	1.47	
1-2016	1.43	1.47	
2-2016	1.39	1.47	
3-2016	1.40	1.47	
4-2016	1.37	1.47	
5-2016	1.77	1.47	1.53
6-2016	1.66	1.47	
7-2016	1.51	1.47	
8-2016	1.53	1.47	
9-2016	1.51	1.47	
10-2016	1.56	1.47	

11-2016 1.67 1.47

Fuente: Elaboración Propia

Figura 45

Gráfico Comparativo de Avance por Disparo 2015-2016



Fuente: Elaboración Propia

5.3.2 Cumplimiento del programa mensual de avance lineal

En las labores de avance lineal es muy útil cumplir con el programa mensual de avance lineal para dinamizar la operación minera. Todas las actividades mineras están interrelacionadas directas o indirectamente, bajo esa evaluación se desarrolla el programa mensual para dar la continuidad óptima de la producción minera.

Cuando no se cumple el programa mensual de avance lineal satisfactoriamente a causa de diferentes problemas, se distorsiona la planificación en el mes siguiente generando retraso en la producción por consiguiente causa pérdidas económicas.

Tabla 53

Avance por Disparo en Galerías - Veta Guadalupe 2015 - 2016

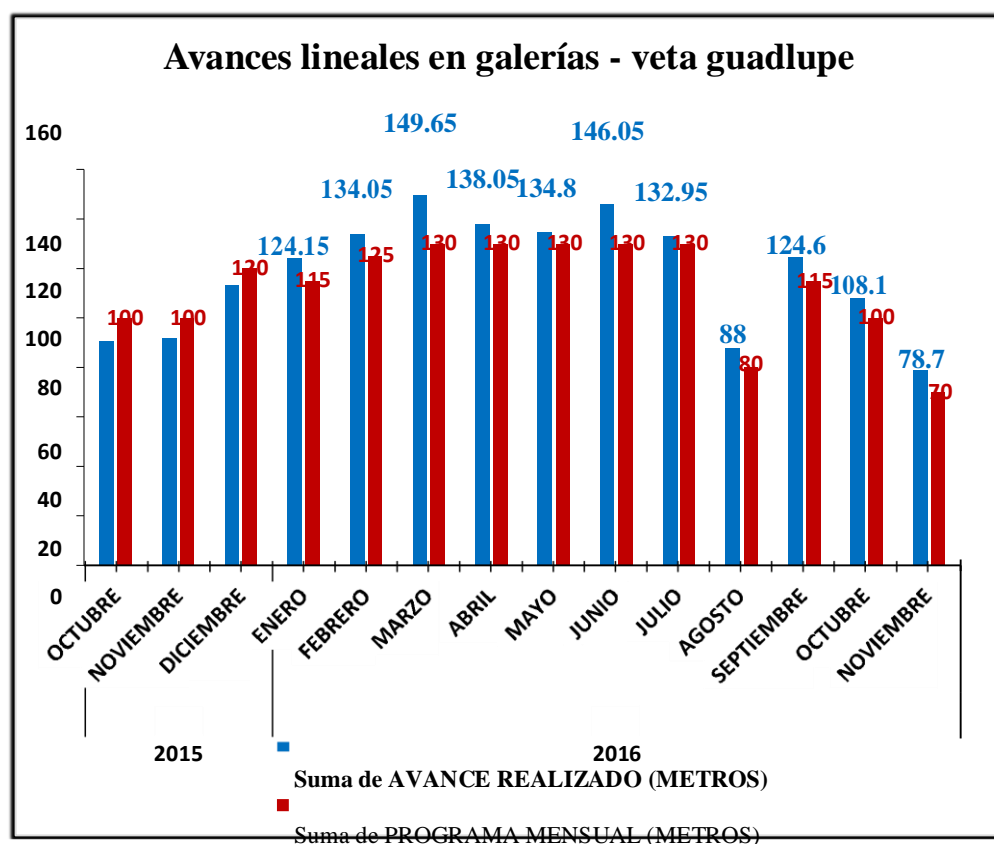
Año	Mes	Avance realizado (metros)	Programa mensual (metros)	Promedio avance/disparo (metros)
2015	Octubre	90.40	100	
2015	Noviembre	91.90	100	98.53
2015	Diciembre	113.30	120	
2016	Enero	124.15	115	
2016	Febrero	134.05	125	
2016	Marzo	149.65	130	
2016	Abril	138.05	130	
2016	Mayo	134.80	130	
2016	Junio	146.05	130	123.55
2016	Julio	132.95	130	
2016	Agosto	88.00	80	
2016	Septiembre	124.60	115	
2016	Octubre	108.10	100	
2016	Noviembre	78.70	70	

Fuente: Elaboración Propia



Figura 46

Comparativo de Avance Lineal Ejecutado y Programado 2015- 2016



Fuente: Elaboración Propia

5.3.3 Consumo de explosivo en galerías de la veta Guadalupe

El consumo promedio de explosivo por metro de avance en 2015 es 18.99 kg, mientras que en 2016 es 16.03 kg.

Tabla 54

Consumo de Explosivo 2015-2016

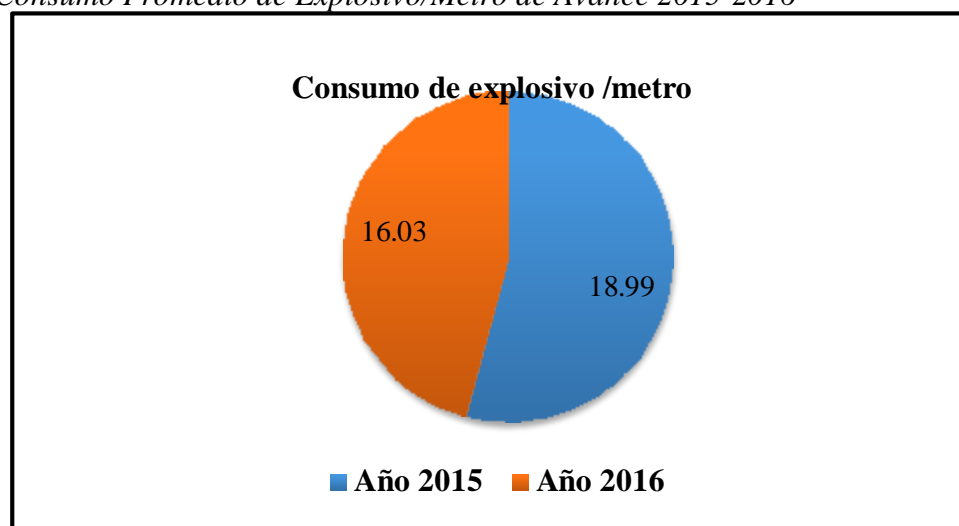
Año	Mes	Kg. Explosivos	N° disparos	Kg explosivos/ disparos	Kg explosivo/ metros	TAC
2015	Octubre	1558.8699	59	26.42	19.24	20.31
2015	Noviembre	1597.1192	62	25.76	18.38	20.31
2015	Diciembre	2192.3695	77	28.47	19.35	20.31
2016	Enero	2430.9742	84	28.94	19.58	20.31
2016	Febrero	1178.5424	89	13.24	8.79	20.31

2016	Marzo	2325.1600	91	25.55	15.54	20.31
2016	Abril	3278.8724	103	31.83	20.00	20.31
2016	Mayo	2119.9799	89	23.82	15.73	20.31
2016	Junio	1325.7959	89	14.90	13.00	20.31
2016	Julio	2359.0618	86	27.43	17.74	20.31
2016	Agosto	1560.6964	59	26.45	17.74	20.31
2016	Septiembre	2025.6619	85	23.83	16.26	20.31
2016	Octubre	1824.7231	69	26.45	16.88	20.31
2016	Noviembre	1187.0778	49	24.23	15.08	20.31

Fuente: Elaboración Propia

Figura 47

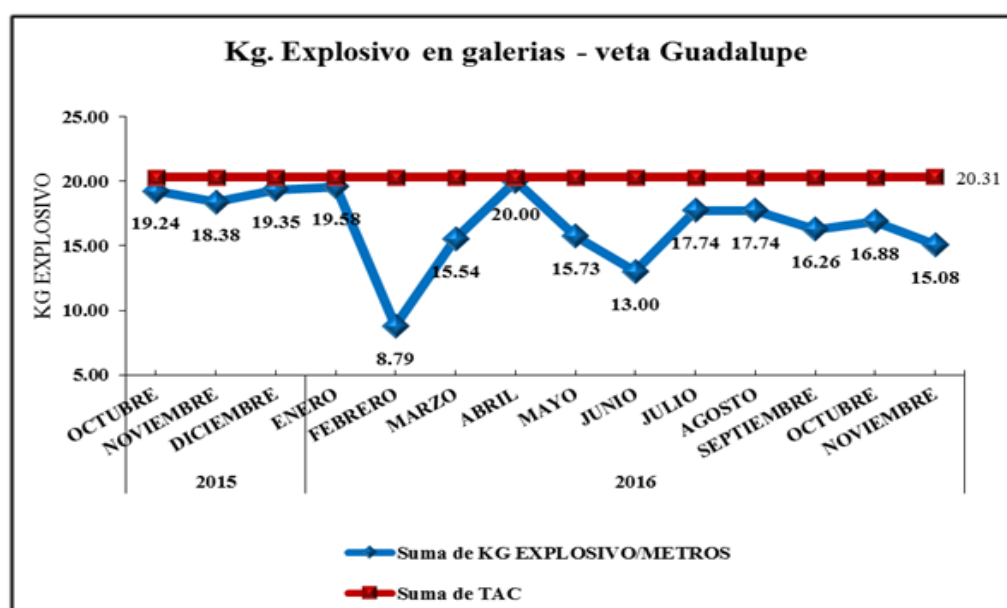
Consumo Promedio de Explosivo/Metro de Avance 2015-2016



Fuente: Elaboración Propia

Figura 48

Variación Mensual de Explosivo/Metro de Avance TAC (2015-2016)



Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

Con la estandarización de malla de perforación y voladura se ha optimizado el avance por disparo en galerías de veta Guadalupe, aumentando de 1.35 a 1.53 metros por disparo.

En labores de galería - veta Guadalupe se ha logrado aumentar el avance lineal ejecutado de cada mes, habiendo en 2015 un promedio de 98.53 metros y en 2016 de 123.55 metros, de tal forma se obtuvo una diferencia positiva de 25.02 metros promedio.

De la misma forma con el aumento de avance lineal mensual se ha obtenido resultado óptimo respecto al porcentaje de cumplimiento de programa mensual, del cual resulta: en 2015 el programa mensual promedio es de 107 metros y el ejecutado es de 98.53 metros, de los cuales el indicador del % de cumplimiento es 92.08% habiendo una deficiencia de 7.91 %. Mientras En 2015 el programa mensual promedio es de 114.1 metros y el ejecutado es de 123.55 metros, de los cuales el indicador del % de cumplimiento es 108.28% habiendo una eficiencia de 8.28 %.

En labores de galería - veta Guadalupe se ha minimizado la utilización de explosivo por metro de avance de 18.99 kg en 2015 a 16.03 kg en 2016.

6.2 Recomendaciones

Establecer la estandarización de malla de perforación y voladura en todas las labores de avance lineal para conseguir y desarrollar una actividad óptima que asegure la producción minera dinámica.

Realizar el análisis económico periódico de los costos en las labores lineales para mantenerse en la rentabilidad operativa, debido a los diferentes cambios internos y externos de la operación minera.



Realizar capacitaciones constantes sobre los estándares de malla de perforación y voladura para que los trabajadores directos de mina apliquen con efectividad.

Hacer la supervisión y control del cumplimiento de los estándares de distribución de los taladros de perforación y voladura y estructurar el grado de cumplimiento como herramienta de medición.

Asociar los esquemas base de distribución de taladros a perforar y disparar con los procedimientos escritos de trabajo seguro para obtener resultado de calidad en costos y productividad.

Realizar control constante de las variables relacionados a perforación y voladura como: tipo de roca, eficiencia perforación, eficiencia voladura, factor carga, factor potencia, para buscar nuevas estrategias de optimización operativa.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- BENITEZ, Hernandez Miguel A. 2019.** ptolomeo.unam. ptolomeo.unam. [En línea] 06 de Enero de 2019. http://www.ptolomeo.unam.mx:8080/jspui/bitstream/132.248.52.100/1663/1/APUNTES%20DE%20TECNOLOGIA%20DE%20PERFORACION.%20PRIMERA%20PARTE_OCR.pdf.
- BRIONES, Cabellos Luis. 2012.** ESTANDARIZACION EN PERFORACION Y VOLADURA DE LA MINA ESPERANZA-UNIDAD RECUPERADA”. Lima : Ed. UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA, 2012.
- CALDERON, Navarro Marco Antonio. 2015.** “OPTIMIZACIÓN DE LAS PRÁCTICAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL AVANCE Y PRODUCCIÓN DE LA MINERÍA DE MEDIANA ESCALA (UNIDAD MINERA MACDESA)”. Huancayo : Ed. “UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERU”, 2015.
- COSTOS, Mineros., 2018.** slideshare. slideshare. [En línea] slideshare, 22 de Noviembre de 2018. [Citado el: 10 de Diciembre de 2018.] <https://es.slideshare.net/jesucit0/costos-mineros>.
- DE LA CRUZ, Alanya Eduardo Charly. 2014.** “Optimización Económica Aplicando El Método De Explotación Long Wall Mining Frente Al Método Corte Y Relleno Ascendente En Cia. Minera Poderosa S.A., Unidad Santa María”. Huancayo : Ed. UNCP, 2014.
- DGP, Departamento Geologia Poderosa. 2011.** Geologia Poderosa. Trujillo : Ed. Poderosa, 2011.
- ECONOMIPEDIA. 2017.** economipedia.com. economipedia.com. [En línea] ECONOMIPEDIA, 2017. [Citado el: 12 de Febrero de 2018.] <https://economipedia.com/definiciones/tasa-interna-de-retorno-tir.html>.
- ENAMI. 2017.** Perforacion y Tronadura. Santiago de Chile : Enami, 2017.



- ESAN. 2017.** www.esan.edu.pe. www.esan.edu.pe. [En línea] ESAN, 24 de Enero de 2017. [Citado el: 12 de Febrero de 2018.] <https://www.esan.edu.pe/apuntes-empresariales/2017/01/fundamentos-financieros-el-valor-actual-neto-van/>.
- EXSA. 2017.** Manual Practico De Voladura. Lima : Ed.Especial, 2017.
- HAEBERLIN, Yves. 2000.** www.unige.ch. www.unige.ch. [En línea] unige, 2000. [Citado el: 18 de Enero de 2018.] https://www.unige.ch/sciences/terre/research/Groups/mineral_resources/archive/pub_archive/haeberlin/pataz/pataz.html.
- INGEMMET. 1964.** repositorio.ingemmet.gob.pe. repositorio.ingemmet.gob.pe. [En línea] INGEMMET, Septiembre de 1964. [Citado el: 15 de Enero de 2018.] https://repositorio.ingemmet.gob.pe/bitstream/20.500.12544/169/15/A009-Boletin_Pataz-16h.pdf.
- JÀUREGUI, Aquino Oscar Alverto. 2009.** Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura. lima : PUCP, 2009.
- LARA, Baltazar Oscar Rafael. 2013.** repositorio.uncp.edu.pe. repositorio.uncp.edu.pe. [En línea] UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CENTRO DEL PERÚ, 2013. [Citado el: 20 de Abril de 2018.] <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/2173/Lara%20Baltazar.pdf?sequence=1&isAllowed=y>.
- LÓPEZ, Jimeno Carlos. 2004.** Manual de Perforacion y Voladura de Rocas. Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.
- PACAHUALA, Aguirre Mayra Cleyde. 2015.** Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforacion y voladura, caso de la empresa especializada mincotrall s.r.l. Huancayo : UNCP, 2015.



VILLACRÉS, Garcés Roberto Darío. 2016. www.dspace.uce.edu.ec.

www.dspace.uce.edu.ec. [En línea] UNIVERSIDAD CENTRAL DEL ECUADOR,

Septiembre de 2016. [Citado el: 10 de Noviembre de 2018.]

<http://www.dspace.uce.edu.ec/bitstream/25000/7967/1/T-UCE-0012-48.pdf>.

ZAPATA, Degregio Monica Paola. 2002. Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo. Lima : UNMSM, 2002.

ZÚÑIGA, Torres Pablo Dimas. 2015. repositorio.uchile.cl. repositorio.uchile.cl. [En línea]

UNIVERSIDAD DE CHILE, 2015. [Citado el: 10 de Febrero de 2019.]

<http://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/137507/Diseno-de-tronaduras-y-su-impacto-en-el-costo-mina-de-Compania-Minera-Cerro-Negro.pdf>.



ANEXOS



ANEXO B

Reporte Diario de Avances Lineales - Junio 2015

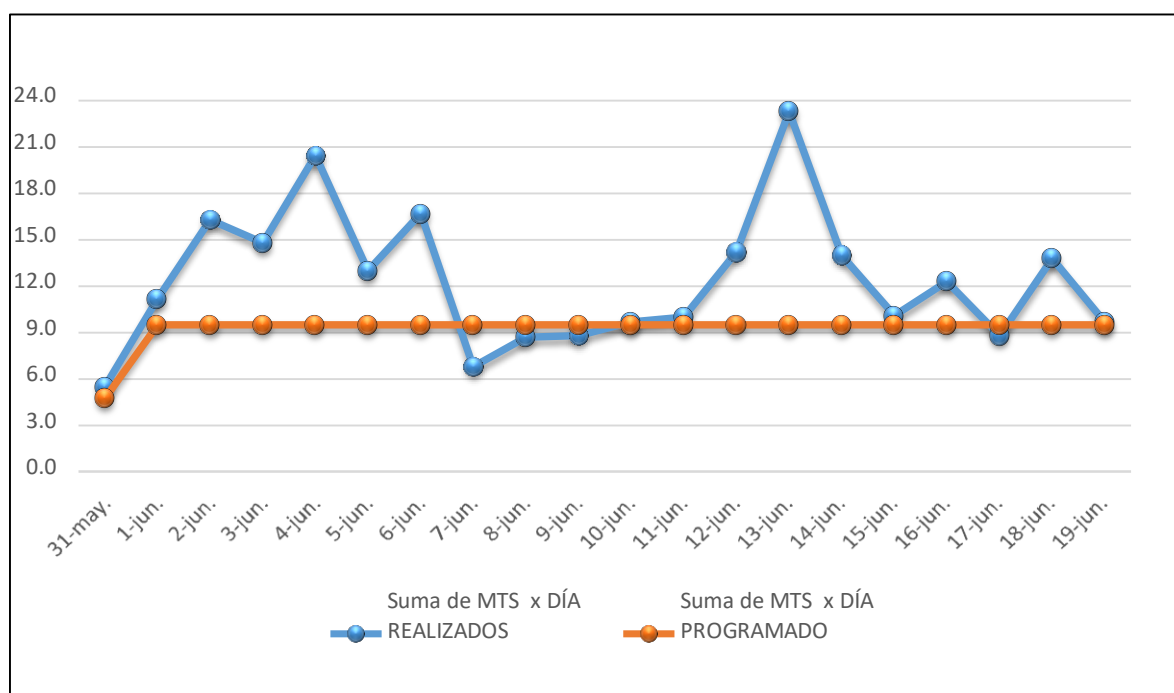
REPORTE DE AVANCES LINEALES - DIARIO									
19-jun.-15									
DIA	MTS PROGRAMADOS	MTS x DÍA PROGRAMADOS	MTS x DÍA REALIZADOS	MTS ACUMULADOS	MTS PROYECTADOS	DIFERENCIA	CUMPLIM.		
MAROSE	285	9.5	5.50	5.5	341.0	56.0	87%		
			1-jun.	11.20	16.7	345.1		60.1	
			2-jun.	16.30	33.0	409.2		124.2	
			3-jun.	14.80	47.8	423.4		138.4	
			4-jun.	20.45	68.3	470.2		185.2	
			5-jun.	13.00	81.3	458.0		173.0	
			6-jun.	16.70	98.0	467.1		182.1	
			7-jun.	6.80	104.8	433.0		148.0	
			8-jun.	8.70	113.5	413.8		128.8	
			9-jun.	8.80	122.3	398.9		113.9	
			10-jun.	9.70	132.0	389.6		104.6	
			11-jun.	10.00	142.0	382.6		97.6	
			12-jun.	14.20	156.15	387.25		102.25	
			13-jun.	23.30	179.45	412.07		127.07	
			14-jun.	14.00	193.45	413.58		128.58	
			15-jun.	10.10	203.55	407.10		122.10	
			16-jun.	12.30	215.85	405.54		120.54	
			17-jun.	8.80	224.65	397.95		112.95	
			18-jun.	13.80	238.45	399.56		114.56	
			19-jun.	9.7	248.2	394.5		109.5	
			20-jun.			248.15		375.25	90.25
			21-jun.			248.15		357.80	72.80
			22-jun.			248.15		341.90	56.90
			23-jun.			248.15		327.35	42.35
			24-jun.			248.15		313.99	28.99
			25-jun.			248.15		301.67	16.67
			26-jun.			248.15		290.29	5.29
			27-jun.			248.15		279.73	-5.27
			28-jun.			248.15		269.92	-15.08
			29-jun.			248.15		260.77	-24.23
			30-jun.			248.15		252.22	-32.78
1-jul.			248.2	244.2	-40.8				

Fuente: Elaboración Propia



ANEXO C

Variación Diaria de Avances Lineales - Junio 2015



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO D*Metros Realizados y Programados por Día en Galerias-2015*

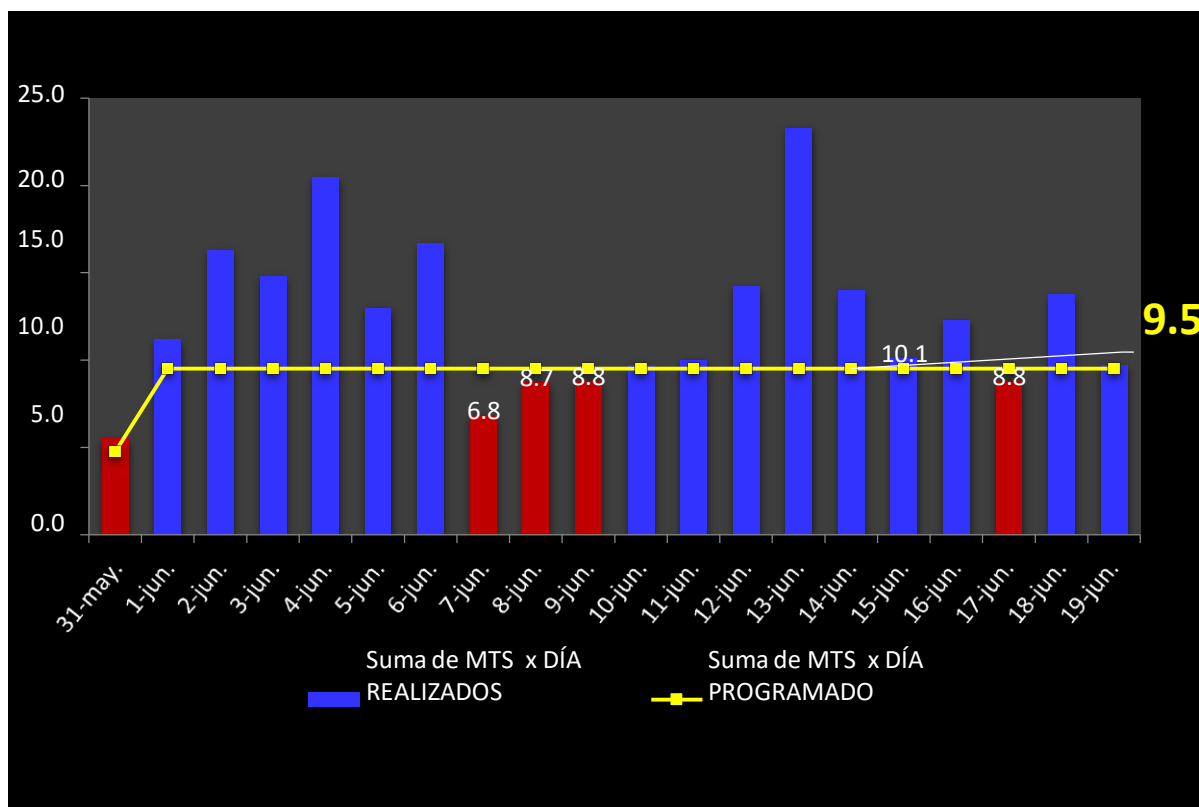
Etiquetas de fila	MTS x DÍA REALIZADOS	MTS x DÍA PROGRAMADO
31-may.	5.5	4.8
1-jun.	11.2	9.5
2-jun.	16.3	9.5
3-jun.	14.8	9.5
4-jun.	20.5	9.5
5-jun.	13.0	9.5
6-jun.	16.7	9.5
7-jun.	6.8	9.5
8-jun.	8.7	9.5
9-jun.	8.8	9.5
10-jun.	9.7	9.5
11-jun.	10.0	9.5
12-jun.	14.2	9.5
13-jun.	23.3	9.5
14-jun.	14.0	9.5
15-jun.	10.1	9.5
16-jun.	12.3	9.5
17-jun.	8.8	9.5
18-jun.	13.8	9.5
19-jun.	9.7	9.5
Total general	248.15	185.25

Fuente: Elaboración Propia



ANEXO E

Metros/Día Ejecutados y Programados en Galerías - 2015



Fuente: Elaboración Propia

LEYENDA



Menor que Programado



Mayor ó Igual que el programado

ANEXO F

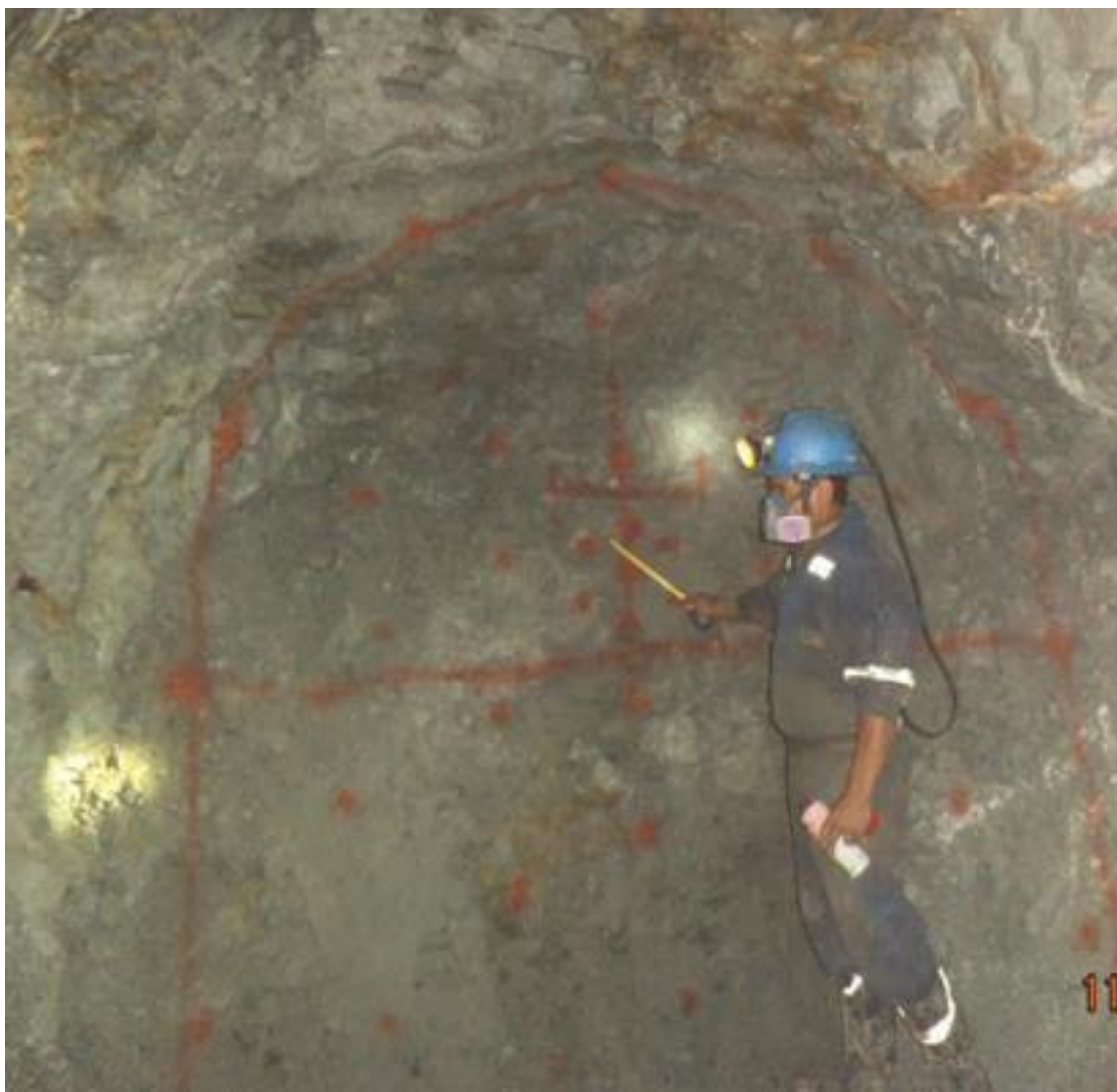
Capacitación en perforación y voladura en interior mina



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO G

Pintado de Malla de Perforación y Voladura en Galerías



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO H

Proceso de Perforación de los Taladros del Frente



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO I

Procedimiento de carguío de explosivos



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO J

Procedimiento de Amarre del Accesorio Carmex con Mecha Rápida



Fuente: Elaboración Propia

A
I



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO L

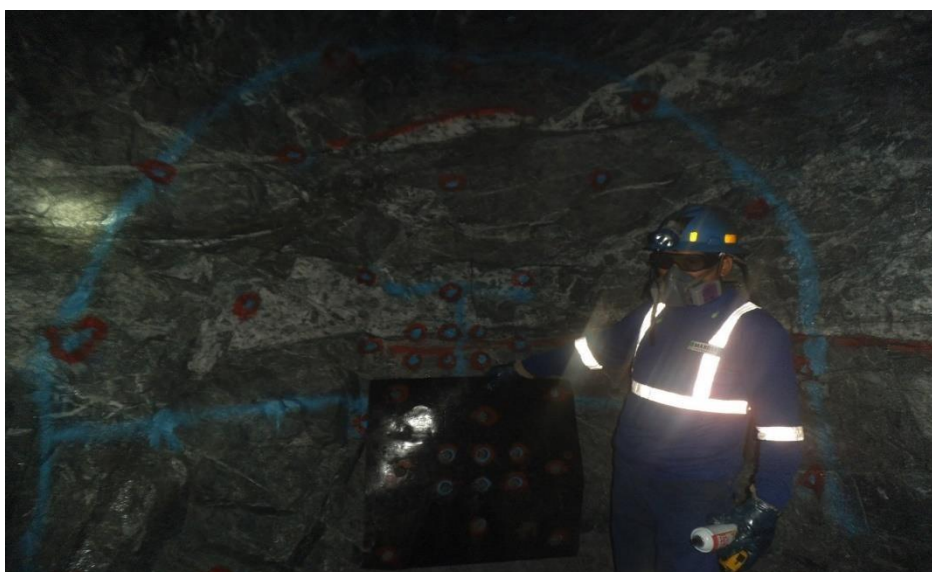
Implementación de Estándar de Malla de Perforación “Arranque”



Fuente: Elaboración Propia

ANEXO M

Plantilla de taladros de “Arranque” y “Ayudas” Usado en Mina



Fuente: Elaboración Propia