UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE DEL TÚNEL CORREA MEDIANTE LA APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBREEXCAVACIÓN EN EL PROYECTO MINERO QUELLAVECO-2020

TESIS

PRESENTADO POR:

BACH. JUAN CARLOS COAGUILA APAZA

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

MOQUEGUA - PERÚ

2021

UNAM
UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA
UNAM
SECRETARIA GENERAL

Folio N° 022

ACTA DE SUSTENTACIÓN

I. Modalidad:

Tesis : [X]

Trabajo de Suficiencia Profesional : [ ]

Otro: ..... : [ ]

II. Documento de aprobación para la sustentación:

Resolución de Facultad N° 0122 - 2021 - FACIA - UNAM

Fecha: 23/12/21

III. El Jurado ha dictaminado la (el) Tesis, TITULADO:

Optimización del avance del Túnel Correa mediante la aplicación de voladura controlada para reducir la sobre excavación en el proyecto minero Quellaveco - 2020

Bachiller: Juan Carlos Coaquila Apaza

Asesor Principal: Mgr Jorge Luis Tomas Florez Salas

Co-Asesor : .....

IV. Se dictamina:

Como: Aprobado por Unanimidad la sustentación de manera:

Presencial [ ] Virtual [✓]

Con nota: Trece (13) por lo que; Sí [✓] No [ ]

Opta el Título Profesional de INGENIERO DE MINAS.

Siendo las 12:00 horas, del 30 de diciembre del año 2021 se procede con la firma en conformidad de lo dictaminado por el Jurado.

Presidente
MSc. Christ Jesus Barriga Paria
(Nombres y Apellidos)

Primer Miembro
AGAPITO FLORES JUSTO
(Nombres y Apellidos)

Segundo Miembro
Harold Alexander Pino Valencia
(Nombres y Apellidos)

Bachiller
Juan Carlos Coaquila Apaza
(Nombres y Apellidos)

DEDICATORIA

A los estudiantes y profesionales diferentes universidades del país y del mundo quienes buscan a diario alcanzar sus metas con esfuerzo, disciplina y valores.

AGRADECIMENTO

A Dios, por guiarme e iluminar mi camino a pesar de los tropiezos en el andar de este mundo terrenal.

A mi familia por su comprensión e incondicional apoyo en todo momento. A mi madre Juliana Felicitas Apaza Condori quien me dio la vida y educación junto a mi padre Prof. Justo German Coaguila Rodriguez, quien, no se cansó de animarme y apoyarme en continuar para lograr mis metas, es lo más valioso.

A mis docentes de la Universidad Nacional de Moquegua quienes supieron darme el conocimiento para afrontar esta gratificante carrera profesional. A mis compañeros de clases con quienes compartimos momentos inolvidables.

Agradecimiento especial a Elizabeth Córdova, Angelinne Antonella y Dona Tela Vasti con quienes compartí mucho y su incondicional apoyo, aquella luz que empezó a brillar para que mis ojos pudieran ver otro enfoque de la vida.

A quienes por un consejo pusieron una semilla de superación en mí, Lic. Yaneth Cueva, Ing. Sabas Bautista, Ing. Roberth Medina, Ing. Jhon Checa y mi amigo Elvis Jovito.

Por último, pero no menos importante a mí mismo por batallar los desafíos de la vida a pesar de las caídas y tropiezos levantarme y continuar.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se realizó para reducir la sobreexcavación generada producto de las voladuras convencionales en el "Túnel Correa" de 3.5 km de longitud del Proyecto Minero Quellaveco, en consecuencia, se evaluó la aplicación de la voladura controlada durante la excavación del proyecto. El estudio se realizó en roca con índice Q de Barton de 0.344 que corresponde a roca mala o tipo IV según la escala RMR. En primer lugar, se evaluaron los resultados de la sobreexcavación producida por voladuras tradicionales en las cuales se ha utilizado carga acoplada de emulsión encartuchada 11/2*16" en contorno de túnel, el factor de carga total de 1.7 kg/m³ así también 0.42 kg/m factor de carga lineal en los taladros de recorte o contorno; con esas condiciones se concluye que la sobreexcavación inicial llegó al 14.3%.

En segundo lugar, se optimizaron las condiciones iniciales aplicando la voladura controlada cuyo objetivo fue utilizar cargas espaciadas de emulsión encartuchada 11/4" x 8" con menor dimensión que las anteriores voladuras y cordón detonante de 80 gr/m. Considerando las características geomecánicas de la roca se realizaron cálculos para optimizar los parámetros de perforación y voladura mediante el modelo predictivo de daño de Holmberg y Persson analizando las posibles vibraciones en el campo cercano y lejano que fueron simuladas utilizando el software JK Simblast, por lo que se aplicó un factor de carga total de 1.42 kg/m³ y para el contorno o recorte una carga lineal de 0.23 kg/m. Optimizando estos valores se obtuvo resultados de sobreexcavación de 2.5% en promedio.

Finalmente, esta optimización representó una reducción en los costos de sostenimiento ya que se logra evitar la instalación de Arcos Noruegos los cuales se empleaban cada vez que se producían sobreexcavaciones a consecuencia de las voladuras en el túnel.

ABSTRACT

This research was carried out to reduce over-break generated by conventional blasting in the 3.5 km long Quellaveco Mine's "Correa Túnel" project, consequently, alternatives such as controlled blasting during the project' excavation were evaluated. The study was carried out in rock with 0.344 Barton's Q Index, which corresponds to very poor rock or type IV according to the RMR scale. First, over-break data consequence of traditional blasting was analyzed, in which a 11/2*16" emulsion charge was used in the contour boreholes, a total powder factor of 1.7 kg/m^3 as well as 0.42 kg/m linear powder factor blasting in contour boreholes; with these conditions it was concluded that the initial overbreak reached 14.3%.

Secondly, the initial parameters were optimized by applying controlled blasting, the objective of which was to use spaced charges of 11/4" x 8" cased emulsion with smaller dimensions than the previous blasting and 80 gr/m detonating cord. Considering the geomechanical characteristics of the rock, calculations were made to optimize the drilling and blasting parameters using the Holmberg and Persson predictive damage model, analyzing the possible vibrations in the near and far field that were simulated using the JK Simblast software, so a total powder factor of 1.42 kg/m^3 was applied and for the contour and a linear powder factor of 0.23 kg/m was applied. By optimizing these values, over-break results were minimized to 2.5%.

Finally, this optimization reduced costs since it avoided building excessive Norwegian Arches supports, which was used every time over-break occurred due to blasting.

ÍNDICE

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA **1**

1.1. DESCRIPCIÓN Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 1

1.1.1. Interrogante General ***2***

1.1.2. Interrogantes Específicas ***2***

1.2. OBJETIVOS 3

1.2.1. Objetivo General ***3***

1.2.2. Objetivos Específicos ***3***

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA 3

1.4. HIPÓTESIS. 5

1.4.1. Hipótesis General ***5***

1.4.2. Hipótesis Especificas ***5***

1.4.3. Variables ***6***

II. MARCO TEÓRICO **9**

2.1. ANTECEDENTES 9

2.1.1. A Nivel Internacional ***9***

2.1.2. A nivel Nacional. ***12***

2.1.3. A nivel Local. ***16***

2.2. BASES TEÓRICAS 16

2.2.1. Proceso de detonación. ***16***

2.2.2. Sobreexcavación en túneles ***18***

2.2.3. Clasificación de los macizos rocosos ***23***

2.2.4. Voladura controlada ***29***

2.2.5. Influencia de las vibraciones generadas por voladura ***31***

2.2.6. Parámetros de perforación y voladura. ***38***

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS 53

III. METODOLOGÍA ***57***

3.1. TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN 57

3.2. ÁMBITO TEMPORAL Y ESPACIAL 57

3.2.1. Ámbito temporal: ***57***

3.2.2. Ámbito espacial: ***57***

3.2.3. Geología ***58***

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA 65

3.3.1. Población ***65***

3.3.2. Muestra. ***66***

3.4. INSTRUMENTOS. 67

Estación total Trimble S5. Como instrumento topográfico para las ***67***

3.5. PROCEDIMIENTOS 69

3.5.1. Parámetros Geomecánicos de la roca. ***69***

3.5.2. Análisis de Parámetros de Voladura. ***72***

3.5.3. Análisis de vibración en el campo lejano. ***80***

3.5.4. Análisis de daño y vibración en el campo cercano. 81
3.5.5. Costos de Sostenimiento Relacionados a Sobreexcavación y voladura. 105
3.5.6. Seguridad en el área de trabajo. 109
3.5.7. Recolección de datos de campo. 110
3.5.8. Perforación de taladros 111
3.5.9. Primado, carguío y amarre de malla de voladura. 113
3.5.10. Ventilación en las actividades mineras. 115
3.6. ANÁLISIS DE DATOS. 121
3.6.1. Depuración, control de calidad y consistencia de los datos. 122
3.6.2. Análisis de datos atípicos. 122
3.6.3. Medidas de Tendencia central. 124
IV. RESULTADOS. 127
4.1. RESULTADOS ESTADÍSTICOS DE VARIABLES 129
4.2. CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS 130
4.2.1. Pruebas de normalidad de variables 130
4.2.2. Contrastación de la hipótesis general 132
4.2.3. Contrastación de las hipótesis especificas 134
V. DISCUSIÓN DE RESULTADOS 141
VI. CONCLUSIONES 144
VII. RECOMENDACIONES 145
VIII. REFERENCIAS 146
IX. ANEXOS. 151
9.1. MATRIZ DE CONSISTENCIA. 151
9.2. PUNTAJE PARA EL CÁLCULO DE PARÁMETROS DEL ÍNDICE Q 152
9.3. PARÁMETROS DE LA CLASIFICACIÓN RMR DE BIENIAWSKI 156
9.4. OBTENCIÓN DEL ÍNDICE GSI 157
9.5. ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q 158
9.6. ENSAYOS DE ROCA GRANODIORITA Y CUADERNO DE OBRA DEL TÚNEL CORREA QUE DETALLA LOS PARÁMETROS GEOMECÁNICOS OBTENIDOS EN OBSERVACIÓN DE CAMPO 158
9.6.1. Ensayo para roca Granodiorita Túnel Correa 158
9.6.2. Cuaderno de obra Túnel Correa que detalla las observaciones Geomecánicas . 159
9.7. PLANO DISPOSICIÓN DE PERFIL DEL TÚNEL CORREA POR TIPO DE ROCA 160
9.8. REGISTROS DEL CONSUMO DE EXPLOSIVOS 161
9.8.1. Consumo de explosivos con voladura convencional. 161
9.8.2. Consumo de explosivos para voladura controlada. 162
9.9. CÁLCULO DE REQUERIMIENTO DE AIRE FRESCO EN CADA FRENTE DEL TÚNEL CORREA. 163

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 Registros de trabajos con voladura convencional en el Túnel Correa por fecha, área sobreexcavada y porcentaje de sobreexcavación. 2

Tabla 2 Operacionalización de Variables. 7

Tabla 3 Índice RQD de la roca. 23

Tabla 4 Valores del Índice Q. 24

Tabla 5 Categorías de la clasificación RMR. 26

Tabla 6 Puntos de la clasificación RMR para rangos de σci 28

Tabla 7 Relación de Velocidad de Partícula Crítica con niveles de daño en roca, McKenzie (1995) 33

Tabla 8 Valores de K y α. 37

Tabla 9 Factor de fijación y relación S/B. 51

Tabla 10 Características técnicas de la Estación Total Trimble S5. 68

Tabla 11 Parámetros y cálculo de índice Q de Barton. 70

Tabla 12 Parámetros geomecánicos de la roca en Túnel Correa. 71

Tabla 13 Parámetros de voladura en malla anterior en roca Tipo IV correspondiente al Túnel Correa. 75

Tabla 14 Resultados de sobreexcavación para voladura convencional en el Túnel Correa. 77

Tabla 15 Nivel de daño en roca tipo IV o mala según VPP para granodiorita. 82

Tabla 16 Leyenda de interpretación de los halos de daño del Modelo predictivo Holmberg y Persson. 84

Tabla 17 Parámetros de voladura controlada en roca tipo IV. 95

Tabla 18 Resultados de la Voladura Controlada en el Túnel Correa 104

Tabla 19 Requerimiento de aire fresco en túnel Correa. 116

Tabla 20 Balance total de aire en Túnel Correa. 117

Tabla 21 Datos para análisis y depuración de voladura convencional según tipo y calidad de roca. 122

Tabla 22 Datos obtenidos de sobreexcavación aplicando voladura controlada. 123

Tabla 23 Resumen análisis de datos con estadística descriptiva, datos de sobreexcavación de voladura convencional según tipo de roca. 125

Tabla 24 Resumen análisis de datos con estadística descriptiva, datos sobreexcavación de voladura controlada según tipo de roca. 126

Tabla 25 Resultados de consumo de concreto lanzado para sostenimiento voladura convencional. 127

Tabla 26 Resultados de consumo de concreto lanzado en voladura controlada, estimación de sostenimiento shotcrete 128

Tabla 27 Descriptivo del porcentaje de sobreexcavación según tipo de voladura 129

Tabla 28 Factor de carga de recorte 130

Tabla 29 Prueba de normalidad para el porcentaje de sobreexcavación y el factor de carga de recorte. 131

Tabla 30 Estadístico de prueba de U de Mann-Whitney para el porcentaje de sobreexcavación según el tipo de voladura 133

Tabla 31 Estadístico de prueba de U de Mann-Whitney para factor de carga de recorte según el tipo de voladura 136

Tabla 32 Comparación de la estructura de costos del Sostenimiento de Malla con Pernos Helicoidales y Arcos Noruegos 137

Tabla 33 Tabla de resumen de resultados 138

Tabla 34 Sistema Q de Clasificación del Macizo Rocoso 158

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Sobreexcavación en el Avance del Túnel Correa. 1
Figura 2 Total de accidentes mortales en minería por causa, años 2000-2019. 4
Figura 3 Esquema de la operalización de variables. 8
Figura 4 Proceso de detonación. 17
Figura 5 Esquema general de las zonas de daño causados por voladura en una labor subterránea. 18
Figura 6 Esquema de sobreexcavación por desviación de taladros. 20
Figura 7 Secciones para la evaluación de distancia de sobreexcavación 21
Figura 8 Mapa topográfico de sobreexcavación. 22
Figura 9 Correlaciones entre RMR y Q propuestas por varios autores y correlación obtenida empleando la técnica de Goel et al 1996 29
Figura 10 Esquema ideal de fracturamiento inducido por la detonación explosiva en un taladro. 33
Figura 11 Esquema de daño en el Punto P, modelo de Holmberg y Persson. 34
Figura 12 Secciones de un túnel planteadas por Roger Holmberg y Persson. 39
Figura 13 Diagrama de 4 secciones que representa el burden práctico. 42
Figura 14 Ilustración de burden en función al taladro de alivio y voladura limpia. 44
Figura 15 Mapa de ubicación del PM Quellaveco. 58
Figura 16 Mapa Geológico Local de Quellaveco 64
Figura 17 Ubicación del Túnel Correa de transporte de material de chancado. 65
Figura 18 Vista panorámica del Túnel Correa -Portal Salida. 66
Figura 19 Estación Total Trimble S5. 67
Figura 20 Vista de la Muestra de Roca Granodiorita del Túnel Correa. 72
Figura 21 Sectores del área de voladura. 73
Figura 22 Representación gráfica de la fórmula de la elipse para el área de la voladura. 73
Figura 23 Malla de perforación y voladura del Túnel Correa – Voladura Convencional. 74
Figura 24 Diseño de carga para Voladura Convencional en Túnel Correa. 76
Figura 25 Esquema general de las áreas de sobreexcavación 78
Figura 26 Voladura convencional con evidencias de sobreexcavación. 78
Figura 27 Iniciación y secuencia de la voladura. Voladura Convencional en el Túnel Correa. 79
Figura 28 Iniciación y secuencia de la voladura con líneas de isotiempo. Voladura Convencional en el Túnel Correa. 80

Figura 29 Carga operante y Vibración en el Campo Lejano a 50 m. 80
Figura 30 Análisis de daño en el campo cercano. 83
Figura 31 Análisis de daño en el campo cercano. Vista de cálculos. 84
Figura 32 Diseño del primer cuadrante 87
Figura 33 Diseño del Segundo Cuadrante 90
Figura 34 Diseño del Tercer Cuadrante 91
Figura 35 Diseño de Malla Final de Voladura Controlada para el Túnel Correa del PM Quellaveco 94
Figura 36 Diseño de Carga: Voladura controlada en roca tipo IV en Túnel Correa. 96
Figura 37 Amarre de explosivos para taladros de contorno de túnel para voladura controlada. 98
Figura 38 Primado de retardo de fondo y cordón detonante de 80 gr/m junto a emulsión encartuchada. 98
Figura 39 Actividades de carguío y amarre de explosivos y accesorios de voladura controlada. 99
Figura 40 Iniciación y Secuencia de la Voladura. Voladura Controlada en el Túnel Correa. 100
Figura 41 Iniciación y Secuencia de la Voladura con Líneas de Isotiempo. Voladura Controlada en el Túnel Correa. 100
Figura 42 Carga operante y vibración en el campo lejano de 50 m de medición. 101
Figura 43 Análisis predictivo de daño del contorno con el uso del programa JK Simblast mediante el modelo de Holmberg y Persson 102
Figura 44 Análisis predictivo de daño del contorno con el uso del programa JK Simblast mediante el modelo de Holmberg y Persson. Vista de Cálculo 103
Figura 45 Resultados de una voladura controlada en el Túnel Correa. 104
Figura 46 Resultados de una voladura controlada en roca tipo IV. Sobreexcavación de 5.8 %. 105
Figura 47 Vista del Túnel Correa. Sección Sostenida con Malla y Pernos Helicoidales. 106
Figura 48 Estructura de Costos del Sostenimiento con Malla y Pernos Helicoidales. ... 107
Figura 49 Vista del Túnel Correa. Sección Sostenida con Arcos Noruegos. 108
Figura 50 Estructura de Costos del Sostenimiento con Malla y Pernos Helicoidales. ... 109
Figura 51 Supervisores Evalúan las Actividades y el Área de Trabajo en el Túnel Correa. 110
Figura 52 Medición topográfica con estación total en el Túnel Correa. 111
Figura 53 Perforación en frente del Túnel Correa Quellaveco. 112

Figura 54 Medición de longitud de taladros para cumplimiento del diseño de voladura. 112
Figura 55 Emultex CN 11/2”x16” explosivo emulsión encartuchada. 113
Figura 56 Capataz de grupo supervisando el amarre de pirotécnicos para la voladura en el frente del Túnel Correa – PM Quellaveco. 115
Figura 57 Vista del Ventilador Centrífugo Atlas Copco de 40 000 cfm en el PM Quellaveco. 116
Figura 58 Verificación postvoladura por parte del encargado. 118
Figura 59 Varilla para desatado de rocas de 14 pies utilizado en el Túnel Correa. 119
Figura 60 Especificaciones técnicas del sostenimiento. 120
Figura 61 Instalación de pernos de anclaje con equipo mecanizado en el Túnel Correa. 120
Figura 62 Lanzado de concreto con equipo en el Túnel Correa. 121
Figura 63 Caja y bigote del porcentaje de sobreexcavación según tipo de voladura..... 134
Figura 64 Caja y bigote del para factor de carga de recorte según tipo de voladura. 136
Figura 65 Distribución Relativa de Costos para Voladura Convencional 139
Figura 66 Distribución Relativa de Costos para Voladura Controlada..... 139
Figura 67 Costos comparativos, Voladura Controlada y Voladura Convencional 140

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción y Formulación del Problema

En el Proyecto Minero Quellaveco (PM Quellaveco), el Túnel Correa tiene problemas de sobreexcavación del contorno, daños a los hastiales y corona del túnel causado por las voladuras que, al no tener los parámetros de perforación y voladura adecuados, producen una deficiente voladura. En la Figura 1, se muestra la sobreexcavación que se ha estado generando en el frente del Túnel Correa. En la Tabla 1 se observan los resultados de las voladuras realizadas mediante voladura convencional con un promedio de 14.3% de sobreexcavación el cual es considerado alto.

Figura 1
Sobreexcavación en el Avance del Túnel Correa.



Nota: La sobreexcavación se aprecia en la parte superior izquierda del avance.

Tabla 1
Registros de trabajos con voladura convencional en el Túnel Correa por fecha, área sobreexcavada y porcentaje de sobreexcavación.

N°	Fecha	Área sobreexcavada (m^2)	Sobreexcavación (%)
1	5/7/2020	4.11	13.2%
2	3/9/2020	3.56	11.4%
3	4/9/2020	3.71	11.9%
4	8/9/2020	3.91	12.5%
5	9/9/2020	3.68	11.8%
6	23/09/2020	5.04	16.2%
7	26/09/2020	5.14	16.5%
8	9/10/2020	6.58	21.1%
Promedio		**4.47**	**14.3%**

Nota: El promedio de sobreexcavación en trabajos realizados mediante voladura convencional fue de 14.3%, un porcentaje alto, más adelante se evaluarán con más detalle estos resultados. Elaborado con información registrada del área de operaciones de mina del PM Quellaveco.

Esta situación problemática se da por inadecuados parámetros de perforación y voladura para el contorno del túnel que surgen en la aplicación del método convencional de voladura.

1.1.1. Interrogante General

¿Cómo la aplicación de la técnica de voladura controlada reduce el porcentaje de sobreexcavación en el avance del Túnel Correa?

1.1.2. Interrogantes Específicas

¿Cómo influye el uso de la aplicación de la técnica de voladura controlada en el factor de carga recorte en el avance del Túnel Correa?

¿Cómo afecta la aplicación de la voladura controlada los costos de sostenimiento del Túnel Correa?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Determinar cómo el uso de la técnica voladura controlada reduce la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa.

1.2.2. Objetivos Específicos

Evaluar cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada influye en el factor de carga recorte en el avance del Túnel Correa.

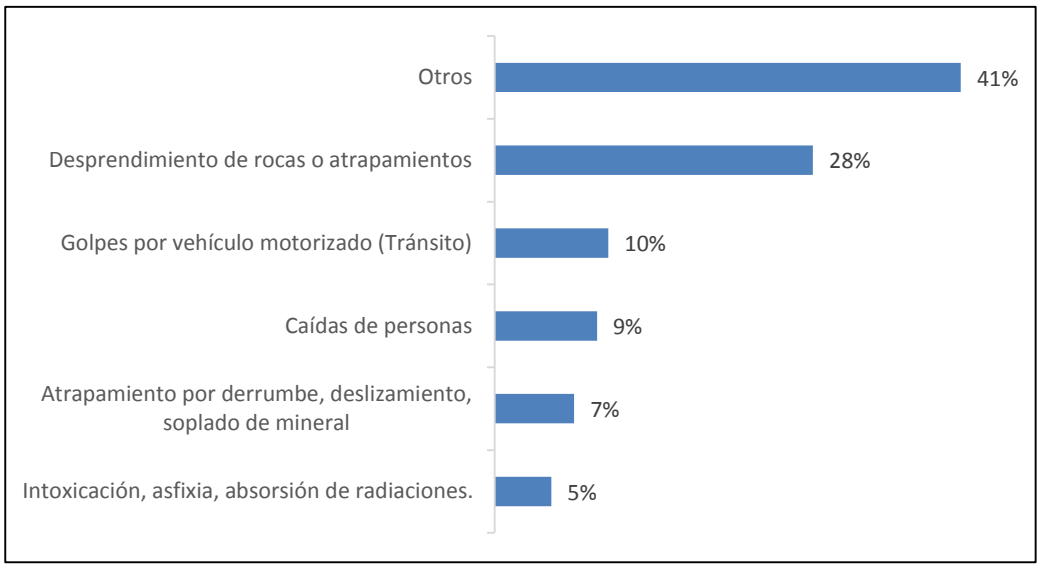
Conocer cómo la aplicación de voladura controlada afecta los costos de sostenimiento en el Avance del Túnel Correa.

1.3. Justificación e importancia

Debido a que el Perú es un país donde predomina la actividad minera debemos observar cifras estadísticas del periodo entre los años 2000 y 2019 sobre accidentes de trabajo relacionados a esta actividad económica. Según el Ministerio de Energía y Minas (MINEM) se observa que la principal causa de accidentes fatales fue el desprendimiento de rocas con el 28% de ocurrencias, golpes por vehículo motorizado 10%, asimismo y en tercer lugar se encuentra el atrapamiento por derrumbes, deslizamientos, soplado de mineral o desmonte con 7%. Estas estadísticas tienen relación con el tipo de terreno y la voladura directamente que debilitan al macizo rocoso debido a una deficiente voladura. Asimismo, la errónea evaluación de sostenimiento juega un papel importante, lo que conlleva a potenciales accidentes mortales.

Figura 2

Total de accidentes mortales en minería por causa, años 2000-2019.



Nota: Elaborado con los datos estadísticos de accidente mortales en el sector minero entre los años 2000 y 2019 del MINEM (2020).

Igualmente presenta una justificación social ya que en la excavación del Túnel Correa están involucrados trabajadores y colaboradores que al ingresar a la labor corren el riesgo de derrumbe a causa de las sobreexcavaciones generadas por las voladuras que pueden ocasionar accidentes graves. Esto último puede conllevar a la paralización del proyecto por parte del Estado Peruano, mayor inversión o incluso el quiebre económico de la empresa minera Anglo American, consecuentemente disminuiría el PBI nacional proyectado, miles de familias serían afectadas por el desempleo y la pobreza, entre otras consecuencias de índole local y nacional.

La situación problemática abordada en esta investigación presenta una justificación regulatoria relacionada a normas legales como el Decreto Supremo N° 024-2016-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería y su modificatoria el Decreto Supremo N° 023-2017-EM acerca de incidentes, accidentes leves y fatales por desprendimiento de rocas, derrumbes, entre otros,

producto de la inestabilidad o sobreexcavación del macizo rocoso. Existe el riesgo de que el Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minas (Osinergmin) imponga multas o inclusive paralice las operaciones a consecuencia de lesiones físicas en los trabajadores relacionadas a desprendimientos de rocas.

La sobreexcavación conlleva mayores costos en el sostenimiento y mayor tiempo de ejecución, es así que existe una justificación económica relacionada directamente con el ahorro y reduce costos económicos en el lanzado del *shotcrete* en el sostenimiento de la labor e incrementa la productividad.

Este estudio cuenta con una justificación teórica porque resume el aporte teórico de los autores más relevantes que hacen referencia a las variables de este estudio. Asimismo, cuenta con una justificación práctica en la medida que ayuda a prevenir y/o solucionar el problema planteado.

Tomando en cuenta las potenciales consecuencias y la importancia de evitar daños en el contorno del túnel producto de la voladura en el avance lineal en la excavación del Túnel Correa del PM Quellaveco, el presente proyecto de investigación estaría justificado.

1.4. Hipótesis.

1.4.1. Hipótesis General

La aplicación de la técnica de voladura controlada reduce significativamente la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa.

1.4.2. Hipótesis Especificas

La aplicación de la técnica de voladura controlada reduce el factor de carga recorte en el avance del Túnel Correa.

La aplicación de la técnica de voladura controlada reduce los costos de sostenimiento en el avance del Túnel Correa.

1.4.3. Variables

1.4.3.1. Variable Independiente:

- Voladura controlada.
  - Diseño de malla de perforación.
  - Parámetros geomecánicos.

1.4.3.2. Variable dependiente:

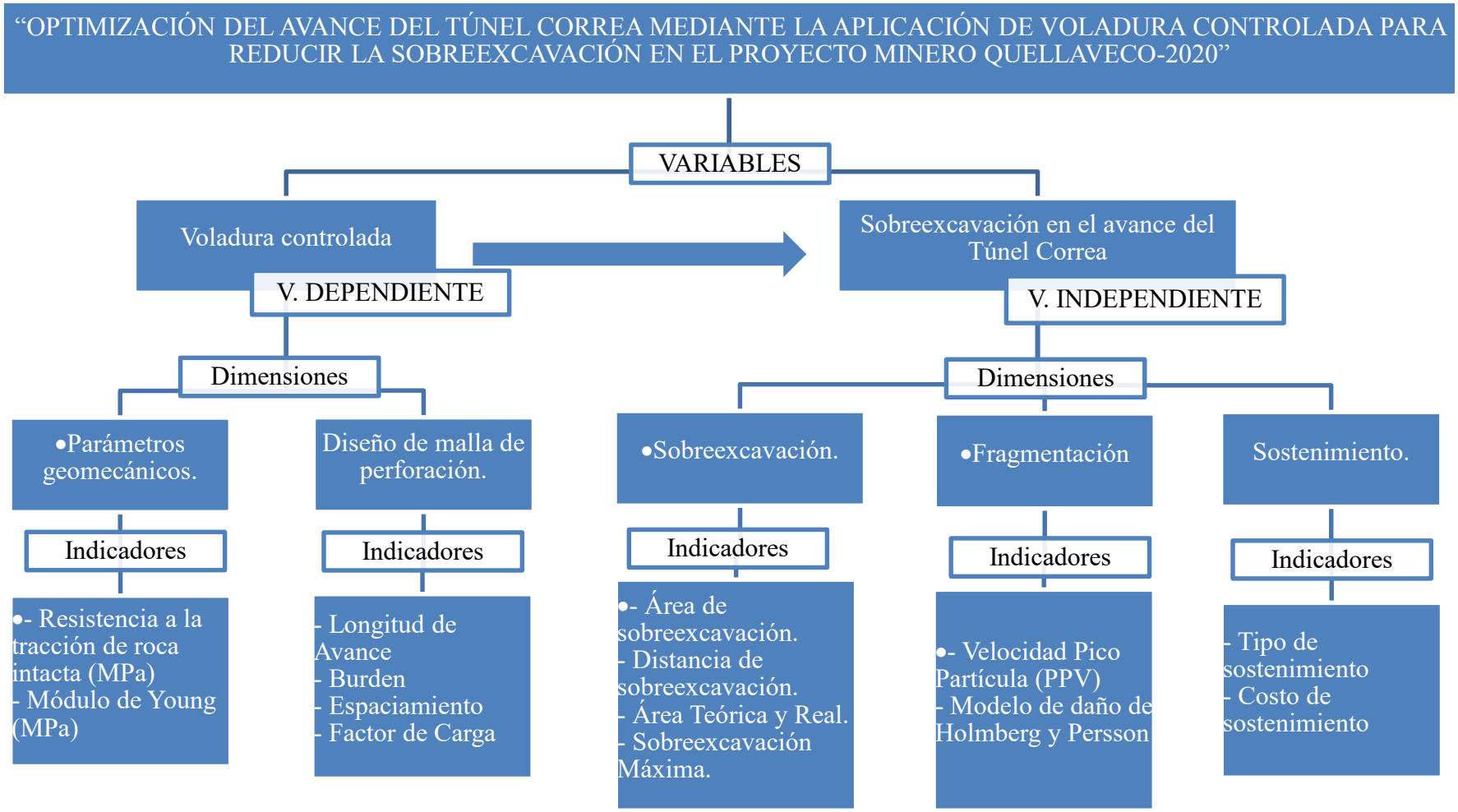
- Sobreexcavación en el Túnel Correa.
  - Sobreexcavación
  - Fragmentación
  - Sostenimiento

En la Tabla 2 y Figura 3 se presenta la Operacionalización de Variables, en el Anexo 1 se presenta la Matriz de Consistencia.

Tabla 2
Operacionalización de Variables.

TIPO DE VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES	HERRAMIENTAS
VARIABLE INDEPENDIENTE				
Voladura controlada.	Es un método en voladura que se enfoca principalmente en la perforación de taladros del contorno del túnel y carguío con carga espaciada con explosivo y cordón detonante de alta velocidad de detonación.	• Diseño de malla de perforación.	• Longitud de avance. • *Burden*. • Espaciamiento. • Factor de carga.	Mapeo Geomecánico y Laboratorio. Cálculos de Holmberg y Persson.
		• Parámetros geomecánicos.	• Resistencia a la tracción de roca intacta (MPa). • Módulo de Young (MPa).	
VARIABLE DEPENDIENTE				
Sobreexcavación en el túnel Correa	Es el quiebre en exceso o daño al contorno del túnel ocasionado por voladuras.	• Sobreexcavación.	• Área de sobreexcavación • Distancia de sobreexcavación. • Área Teórica y Real. • Sobreexcavación Máxima.	Medición Topográfica. Medición de Vibraciones y Simulación en software JK Simblast Medición en campo y análisis con Wif-Frag software.
		• Fragmentación	• Velocidad Pico Partícula (PPV) • Modelo de daño de Holmberg y Persson	
		• Sostenimiento	• Tipo de Sostenimiento. • Costo del sostenimiento.	

Figura 3
Esquema de la operalización de variables.



II. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

2.1.1. A Nivel Internacional

En diferentes países del mundo, la construcción de túneles, presenta problemas de sobreexcavación cuando no se tiene una voladura controlada y una buena evaluación de los parámetros de perforación y voladura, por ejemplo, Herrero (2017) al realizar una investigación en un túnel en construcción en Noruega, indica que existe el problema de sobreexcavación producto de las voladuras y el tipo de roca presente. Van (2017) ejecutó una investigación en Suecia en la que se señala que, durante la excavación del túnel, el daño inducido por la explosión o la Zona de Daño de Excavación (ZDE) interactúa con la estructura geológica existente de la masa rocosa. Esto puede causar problemas de estabilidad y sobreexcavación durante y después de las operaciones de excavación.

Rojas (2018) en su investigación realizada en la Minera Spence de Chile, indica que se presentaron daños al macizo rocoso producto de las voladuras, situación que requiere opciones que permitan optimizar el diseño, reduciendo el daño por voladura en los bancos y sacando el máximo beneficio proyectado.

Diéguez (2014) en "Metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales" establece una metodología para el diseño de voladuras de contorno en excavaciones subterráneas horizontales que toma en cuenta las propiedades de las rocas, las características mecánico-estructurales del macizo rocoso y las sustancias explosivas utilizadas. Se estudiaron las labores en el Tramo II del Túnel Levisa - Mayarí de Cuba cuyo problema fue el elevado porcentaje de sobreexcavación obtenido con las voladuras realizadas. El estudio se basó en pruebas de laboratorio, de campo, de gabinete y experimentales para diseñar patrones de voladura y de contorno para cada una de las secciones típicas y litologías del tramo del túnel. Los resultados obtenidos permitieron disminuir la sobreexcavación de un 21,07 % a un 4,70 %, lo que

significó un ahorro considerable de recursos y tiempo durante el laboreo de toda la excavación.

Por su parte Altamirano (2014) en "Diseño de tronadura en una fase- Aplicación a minería continua- CODELCO - división andina" considera como objetivo de su investigación los diagramas de disparo, incluyendo la voladura en una sola fase, para su futura implementación. La primera etapa analiza las propiedades del macizo rocoso y recaba los parámetros necesarios para la calibración empírica del modelo de daño. En este estudio, se utiliza el modelo Holmberg y Persson. La segunda etapa define la densidad, entre otras propiedades del explosivo. Por último, la tercera etapa caracteriza los parámetros de diseño preliminares: *burden*, espaciamiento y longitud del taco. Las simulaciones del estudio se realizaron con el programa JK SimBlast (2DRing). El modelo resultante estimó las zonas de daño para perfiles horizontales y verticales; y destacó los posibles daños de la voladura en los pilares adyacentes y la interacción entre los taladros y la cara libre. En este análisis se aplicó un criterio de daño definido por la experiencia en terreno. Tuvo como principal resultado una metodología para evaluar la extracción de bateas en una sola fase a través de la incorporación del criterio simple de daño. El modelo se verifica inicialmente con el análisis de la voladura en el Canalón de Andina y luego se aplica un diseño alternativo de voladura de bateas. El porcentaje de sobreexcavación llega hasta 58.5%, superior al que presenta el caso base, Canalón Andina de 53.01%. El resultado es consistente con el análisis realizado en otras operaciones mineras. La recomendación del estudio señala el uso de cargas explosivas de menor densidad para las filas aledañas al perímetro de la batea, así como la realización de estudio detallado de la estabilidad de los pilares que contemple los posibles incrementos de las zonas de daño.

Herrero (2017) en "Evaluación y análisis de daño en voladuras subterráneas" define como objetivo principal evaluar la sobreexcavación producida en la construcción de un túnel en Noruega mediante perforación y voladura, y establecer las posibles causas que provocaron sobreexcavación. Para ello estudió

diferentes variables tanto de la geología del terreno como de las características de cada voladura. Se calculó la sobreexcavación producida en cada sección del túnel en términos de porcentaje y posteriormente se compararon los valores con las diferentes variables. En cuanto a la geología, se ha analizado el parámetro *Q* de Barton, el RQD para establecer la calidad de la roca en cada caso. Por otro lado, en cuanto a la operación de voladura, se tomó en cuenta el consumo específico de explosivo, las vibraciones producidas y el avance. Los resultados muestran que la sobreexcavación está estrechamente relacionada con el índice *Q* de Barton, el consumo específico de la voladura y se observó que el avance de la voladura depende de la calidad de la roca (Herrero, 2017, p. 4).

El estudio "Optimización de los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos" de Buele (2017), busca optimizar los parámetros de perforación y voladura, y obtener una eficiente explotación del frente del túnel de la mina subterránea Cabo de Hornos ubicada en la zona minera Portovelo de Ecuador. El diseño de la malla de voladura fue empírico, pero a partir de investigaciones de campo y con la ayuda de un modelo matemático se consiguió una malla de perforación tecnificada optimizada de acuerdo a las características físico-geomecánicas del macizo rocoso. Como resultado se mejoraron los parámetros de perforación, número adecuado de taladros y cantidades convenientes de sustancia explosiva. Con la nueva malla de perforación y voladura se constató un mejor avance en el frente de explotación con menor número de taladros de carga y menor uso de sustancia explosiva.

Van (2017) en "Measuring of Over-Break and the Excavation Damage Zone in Conventional Tunneling" presenta métodos de investigación para la cuantificación de la Zona de Daño de Excavación (ZDE) durante los trabajos de excavación en el proyecto del By-Pass de Estocolmo. La revisión de la literatura y las aplicaciones del estudio de caso se resumen en una tabla completa de los beneficios y las limitaciones de los diferentes métodos utilizados con el fin de lograr una mejor calidad del contorno del túnel, con un énfasis en las técnicas de investigación directa. Concluye que la ZDE se puede reducir ajustando el plan de

voladura, la carga específica y mejorando la calidad de los procedimientos de perforación y voladura.

A su vez, De Cospedal (2019) en "Utilización de la medida de vibraciones en voladuras para el conocimiento de los daños al macizo de roca ornamental" intenta conocer la distancia máxima de avance posible sin preparar planos de corte para preservar la roca a fin de reducir el tiempo. En la secuencia metodológica utilizada resalta la necesidad de realizar los registros de campo, ensayos mecánicos de laboratorio y prospección de las ondas sísmicas y, sobre todo explica la integración de los datos y variables. Consecuentemente aplica la metodología sobre cada uno de los cuatro casos que se exponen, correspondientes a calizas marmóreas o areniscas. El primero de ellos es el de la cantera Alpi en Monte Coto de Pinoso, cuyos resultados establecieron la línea base a partir de la cual se compararon el resto de casos. Se depuraron los datos de los registros de vibraciones, y se probaron otras leyes de transmisión basadas en las características geomecánicas o en datos teóricos de vibraciones obtenidos en la zona de plastificación. Las principales conclusiones son respecto a la metodología y resultados en relación con el daño a las rocas ornamentales provocadas por las voladuras. El estudio concluye, no solo por los cálculos sino también por los resultados en cantera, que las distancias de daño que se pronosticaron en el estudio base del año 2016 pueden reducirse y afirma que la ley de trasmisión más extendida del United States Bureau of Mines (USBM), es bastante conservadora.

2.1.2. A nivel Nacional.

Chávez (2018) en "Metodología de perforación y voladura controlada en la construcción del nivel 660, para evitar la sobre excavación en la mina Acchilla, U.E.A. Julcani, compañía de minas Buenaventura S.A.A., 2018" analiza los costos de sobreexcación asociados a las actividades en el nivel 660 como las operaciones de perforación y voladura de rocas, y el sostenimiento de labores necesarias para acceder a las reservas de mineral. Con la aplicación de la metodología de perforación y voladura controlada la sobreexcavación se redujo en un 5.43% por la optimización de la perforación y al utilizar precortes con taladros de alivio en la

sección de la corona. El objetivo principal fue de explicar la metodología de perforación y voladura controlada en la construcción del Nivel 660, con el fin de controlar la sección y la sobreexcavación generada por la voladura de rocas. La justificación consiste en que la voladura convencional en túneles y trabajos de mina producen perfiles irregulares que dependen del diaclasamiento de la roca y que normalmente afecta al macizo rocoso. Asimismo, el método convencional resulta en roca maltratada y debilitada según su tipo y condición, y resulta en inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

Sulcacondor (2018) en "Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la Compañía Minera Poderosa S.A." explica la optimización de los parámetros de perforación y voladura mediante la voladura controlada en las actividades de la Compañía Minera Poderosa S.A; tanto en labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación, a través de modelos clásicos como Konya. El rediseño de los parámetros de perforación y voladura se llevó a cabo con un control estricto del cálculo de los diferentes parámetros, optimización en el paralelismo de taladros, cálculo de los factores de carga, avance, potencia y de sobreexcavación con el fin de optimizar las actividades de perforación y voladura con el método de voladura controlada. Los resultados indican un incremento de la eficiencia de perforación de 91.57% a 95%. El factor de carga se redujo de 3.41 kg /m^3 a 2.63 kg /m^3, el factor de avance de 57.02 kg/m^3 a 44.06 kg/m^3, factor de potencia de 1.26 kg/ton a 0.97 kg/ton y se redujo el porcentaje de sobreexcavación de 15% a 0%. El avance por disparo también se mejoró de 3.36 m a 3.47 m.

La tesis de Vilca (2019) "Aplicación de voladura controlada para minimizar el uso de sostenimiento en el Nv. 2225 Gal. 880 en la zona palo plantado, Unidad Minera Capitana de la Compañía Caravelí en Arequipa, 2019" describe que la voladura convencional utilizada en las labores de avance está generando problemas de sobre rotura en hastiales y corona, generando costos elevados en el consumo de madera ya que dicha labor se está avanzando con sostenimiento de cuadros de madera, retrasando las operaciones del ciclo de minado. El trabajo de investigación

se realizó en los meses de julio y agosto del 2019 en la U.M. Capitana con el objetivo de minimizar el consumo de madera en el sostenimiento con cuadros aplicando voladura controlada. Su principal objetivo es solucionar un problema que viene afectando las operaciones de minado, utilizando los ensayos experimentales de causa–efecto de voladura controlada a fin de reducir el sostenimiento. Se logró la reducción del consumo de madera en sostenimiento con cuadro de madera en la Gal. 880 de 35 cuadros a 30 cuadros y se mejoró el programa de avance de 53 a 59.1 m como resultado de la aplicación de voladura controlada. Se incrementó el monto de la liquidación mensual de S/.47,155.60 a S/.50,202.62 con una diferencia positiva de S/.3,047.02. La investigación concluye que al aplicar la voladura controlada en los hastiales y corona se evita la sobreexacavación de la labor de avance, generando condiciones más seguras para el personal, evitando el excesivo manipuleo de madera.

La investigación "Evaluación de los parámetros de perforación y voladura que inciden en la sobreexcavación del bypass 2724 Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.", realizada por De la Cruz (2019), busca mejorar el diseño de malla de perforación y determinar la cantidad de explosivos apropiada para reducir el porcentaje de sobreexcavación. El problema principal consiste en la relación entre propiedades geomecánicas del macizo rocoso y la generación de sobreexcavación de la zona del Bypass 2724 de la zona Milagros de la unidad minera Parcoy. Como problema específico, se pregunta cómo influye el parámetro del macizo rocoso en el diseño de malla de perforación con el fin de reducir el daño circundante de la labor y mejorar la distribución de energía en cada taladro de producción. Los resultados demuestran que la evaluación de perforación y voladura conduce a una sobreexcavación más controlada garantizando mayor seguridad en el contorno de la labor, se logra minimizar la sobreexcavación y se incrementa eficiencia en el avance proyectado del BP-2724 de la Unidad Minera Parcoy.

En la investigación de Vilca, C. (2019) "Optimización de perforación y voladura para el control de la sobrerotura aplicando modelo matemático áreas de influencia U.M. Carahuacra" se plantea la aplicación de un nuevo modelo

matemático para diseñar un arranque y malla de perforación y voladura, calcula el área de influencia por taladro con la nueva teoría para calcular el *burden*. La investigación se desarrolló entre julio y setiembre de 2019 en la U.M. Carahuacra y su objetivo fue incrementar la eficiencia por disparo y controlar la sobreexcavación. Se utilizó explosivos Emulnor 3000 1 1/14x12, Emulnor 1000 1 1/14x12, detonador no eléctrico, carmex, cucharillas, tubos de PVC, perforadora jumbo de dos brazos Rivera.

Como resultado se mejoró el avance de 3.15 m a 3.47 m y la sobreexcavación se redujo de 11% a 7% de julio a setiembre y concluye que la aplicación de este modelo matemático en el diseño del arranque, malla de perforación y voladura y aplicación de la voladura controlada de recorte mejoró el avance y redujo la sobreexcavación.

Rivera (2019) en su investigación titulada "Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III" plantea el problema de la perforación y voladura deficiente al no cumplir con el planeamiento mensual de avance y sobreexcavación. Siendo su objetivo principal optimizar las operaciones de perforación y voladura, lograr una mayor eficiencia de voladura y cumpliendo con los planes mensuales. El método es aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental. Se diseñó una malla de perforación y voladura con el modelo matemático de Holmberg modificado. Se concluyó que con la estandarización de la nueva malla de perforación y voladura se logró reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados. A su vez se optimizó la distribución en línea con los resultados calculados para el *burden* y se ajustó el espaciamiento entre taladros en la sección del túnel logrando el incremento de los avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros. En general se mejoró el avance lineal en el túnel y al mismo tiempo se redujo el factor de carga explosiva de 3.47 kg/m^3 a 2.52 kg/m^3, obteniendo una voladura controlada, con mínima sobreexcavación, y gracias a la nueva distribución de explosivo de acuerdo a los cálculos realizados.

Finalmente, Retamozo (2021) en la conferencia denominada “Voladura controlada en túneles de acceso en minería” presentado a través de la plataforma virtual del Instituto de Ingenieros de Minas del Perú realizó estudios en la unidad minera Retamas concluyendo que los efectos negativos de sobre rotura o sobreexcavación influye directamente en los siguientes indicadores: costos por carguío y transporte de material de sobre rotura, incremento de costos por requerir sostenimiento y problemas de seguridad por desprendimiento de rocas. Asimismo, en su presentación ha indicado que gracias a la voladura controlada se obtuvo una reducción de costos de 186.13 US$/m respecto al avance lineal de un túnel.

2.1.3. A nivel Local.

La investigación de Flores (2019) “Determinación de los parámetros de voladura para optimizar la fragmentación en zona de mineral en la unidad minera Cuajone” describe detalladamente zona de mineral según su composición: rocas de latita porfirítica fresca, brecha de latita porfirítica fresca, andesita intrusiva fílica, andesita intrusiva fílica potásica, andesita intrusiva silícea, latita porfirítica cuarzo sericita, latita porfirítica silícea brechada. Se evaluó diferentes disparos utilizando como agente explosivo el Quantex que provee la empresa EXSA, en relaciones (70/30, 90/10, 80/20) de emulsión con nitrato, realizando el debido control de calidad. Se evaluaron todos los proyectos disparados, se cuantificó la fragmentación in situ en base a los análisis granulométricos y se analizó la calidad obtenida de los suelos, el resultado postvoladura y su fragmentación, para llegar a obtener parámetros óptimos y reducir el tamaño de las rocas obtenidas producto de la voladura.

2.2. Bases teóricas

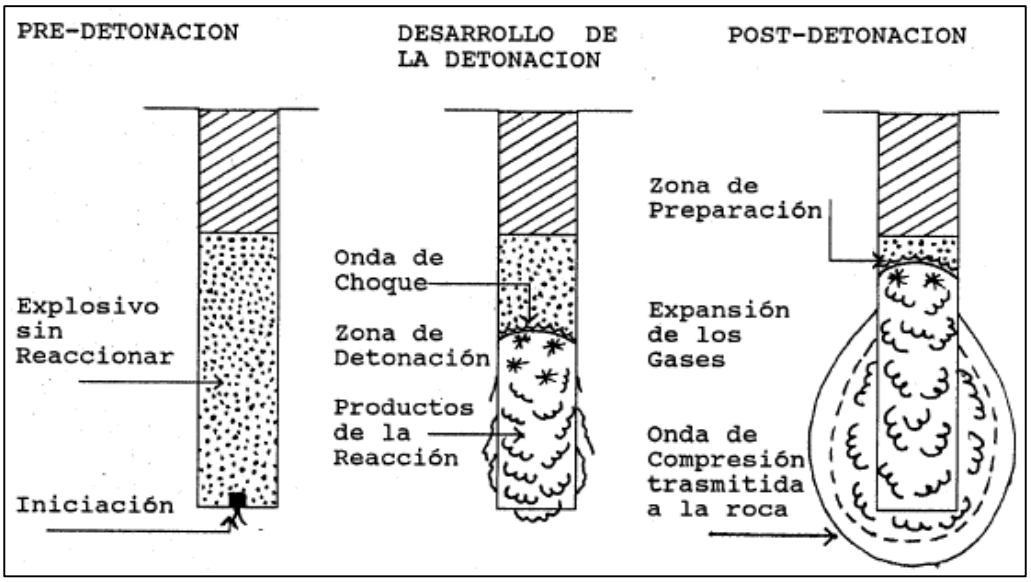
2.2.1. Proceso de detonación.

La detonación de un explosivo es el proceso de propagación de una onda de choque, que viaja a través de la carga explosiva y la velocidad a que se desplaza se le llama velocidad de detonación y se expresa en longitud lineal en metros sobre

tiempo en segundos (m/s) (Dueñas, 2018, p. 114). La Figura 4 describe las etapas de este proceso.

Figura 4

Proceso de detonación.



Nota: Tomado de Konya (1998, p.177).

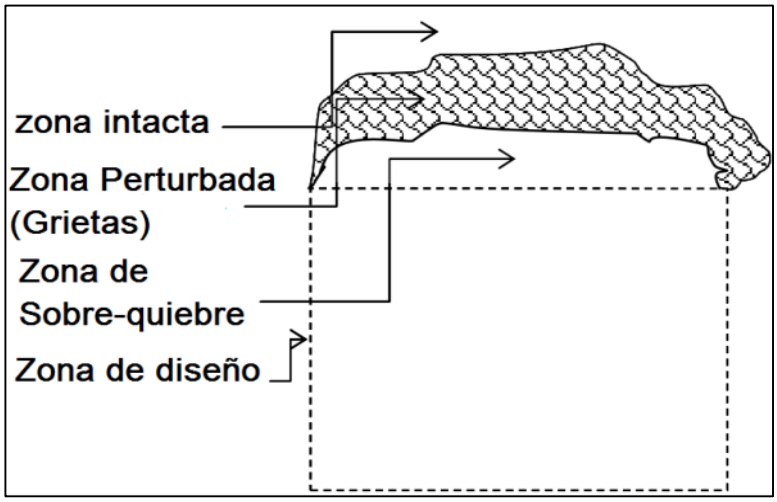
Durante una explosión muchos tipos de energía son liberados, esta energía se puede dividir en energía útil capaz de dar trabajo la cual es utilizada en el cumplimiento del objetivo de la voladura, llamada energía de trabajo y en la energía de desperdicio que no toma parte en el rompimiento de la roca y que se manifiesta en forma de calor, luz, sonido y energía sísmica.

La energía de trabajo se compone en un 15% de la energía de choque del explosivo y en un 85% a la energía producida por los gases generados en la reacción del explosivo. En barrenos confinados son utilizados explosivos que producen una alta generación de gases y la presión se incrementa de acuerdo al volumen de gas liberado y a la temperatura de la reacción. Los explosivos con alta energía de choque, por otro lado, se utilizan principalmente en plasteo, demoliciones y otras detonaciones no confinadas.

2.2.2. Sobreexcavación en túneles

2.2.2.1. Principales causas de sobreexcavación. Se puede establecer dos variables como principales causas que afectan a la sobreexcavación en la obra de un túnel.

Figura 5
Esquema general de las zonas de daño causados por voladura en una labor subterránea.



Nota: En este esquema se presenta a grandes rasgos la distribución de las zonas de diseño, sobreexcavación(sobrerotura), zona perturbada e intacta. Tomado de Arora y Dey (2010, p. 69).

Operaciones de voladura. El diseño de voladura, el tipo de explosivo utilizado y la carga de los taladros son aspectos muy importantes que afectan al resultado de la excavación producida (Herrero, 2017). Al realizar los taladros cualquier desviación que pudiera ocurrir producirá un mal reparto del explosivo y generará zonas localizadas con sobreexcavación y alterará el diseño original.

Operaciones de perforación. Es muy importante controlar la perforación en todas las zonas de barrenos, especialmente en los del contorno, que son los que van a producir directamente la sobreexcavación en el túnel (Herrero, 2017).

Como consecuencia de una mala perforación pueden producirse los siguientes eventos:

- Avances demasiados cortos.
- Necesidad de refuerzo en la roca.
- Mayor tiempo empleado para retirada de escombros.
- Mayor cantidad de hormigón proyectado (Ibarra et al, 1996; Ostberg, 2013; Kim, 2015).

Y las causas de realizar una mala perforación son:

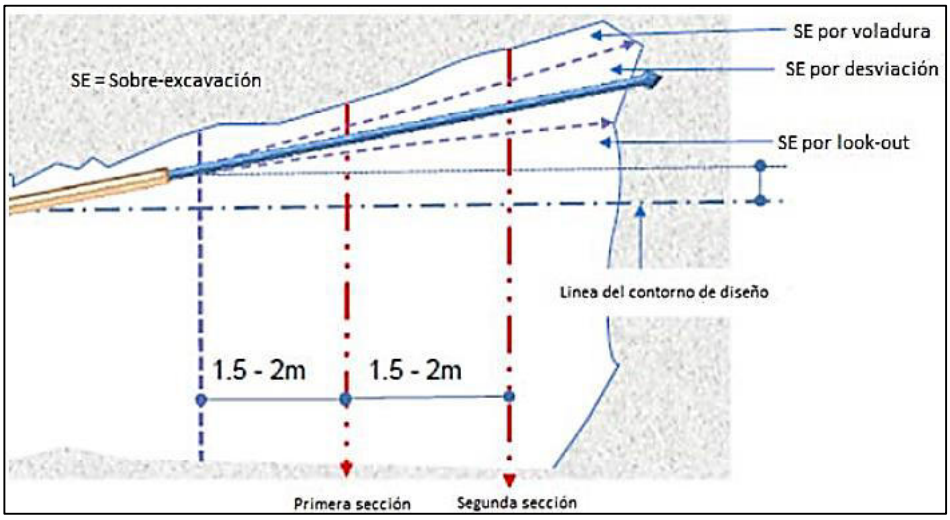
- Mala calibración de la sarta de perforación.
- Calidad de la roca muy irregular.
- Repentinas variaciones en las características de la masa rocosa.
- Utilización de un equipo inadecuado para el terreno a perforar (Olsson, 2010; Ostberg, 2013).

Los primeros metros de la perforación son fundamentales para que el resto de la perforación produzca el diseño y no se desvíe demasiado. En este punto cabe destacar que la desviación de los barrenos debe ser minimizada en lo posible, no obstante, nunca se podrá eliminar por completo con los equipos que existen en la actualidad, pues siempre habrá un pequeño error en esta operación.

En la Figura 6 se ilustra la sobreexcavación producida por una desviación en la sarta de perforación.

Figura 6

Esquema de sobreexcavación por desviación de taladros.



Nota: Tomado de Herrero (2017, p. 8).

2.2.2.2. Indicadores para evaluar la sobreexcavación. Se toma en cuenta las siguientes metodologías para evaluar la sobreexcavación en el avance del túnel:

- Área sobreexcavada (Mahtab et al, 1997; Mandal y Singh, 2009)
- Distancias de sobreexcavación (Kim, 2009; Olsson, 2010).

2.2.2.3. Área sobreexcavada. La sobreexcavación propuesta por Mahtab et al. (1997) y Mandal y Singh (2009) se mide normalmente en porcentaje con respecto al área total excavada según la Ecuación (**1**).

$$A_S = \left(\frac{A_e - A_d}{A_d}\right) * 100 \qquad \textbf{(1)}$$

Donde:

A_S : Área sobreexcavada, expresada en porcentaje.

A_e : Área excavada total, expresada en metros cuadrados.

A_d : Área de diseño, expresada en metros cuadrados.

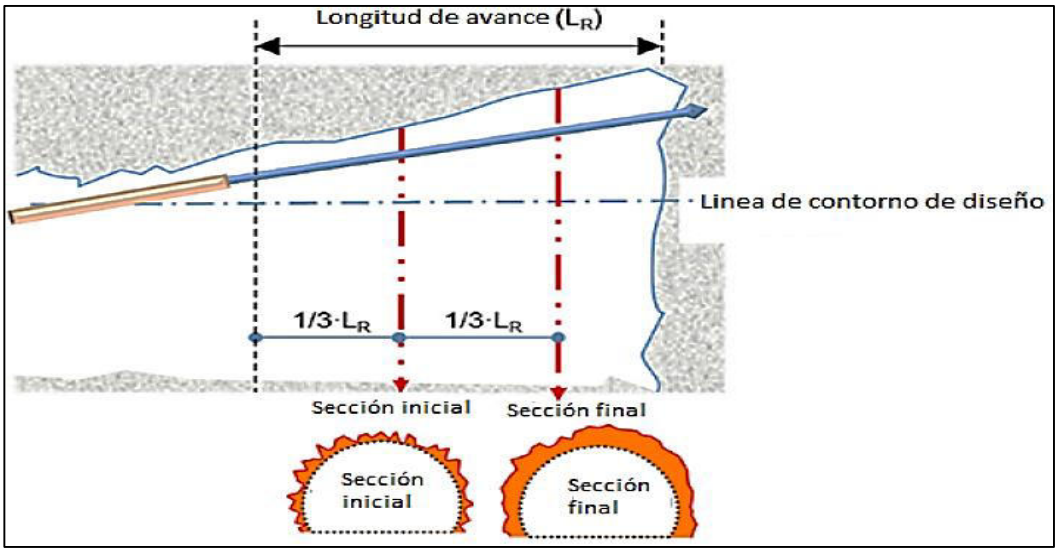
Estos autores proponen que para túneles con sección grande se debe dividir la sección en tres zonas distintas a fin de evaluar el impacto de los diferentes esfuerzos tensionales de la roca, así como de los diferentes patrones de voladura en la sobreexcavación. Dichas secciones de túnel constan de tres partes separadas por 120° y el área excavada total es la suma del área sobreexcavada de cada una de estas.

Por su parte Mandal y Singh (2009) muestran resultados que indican que la sobreexcavación producida es considerablemente mayor en la parte superior del túnel (corona) por lo que el esquema de perforación de barrenos y carga explosiva debe ser evaluado a detalle.

2.2.2.4. Distancias de sobreexcavación. Son varios los manuales y guías de construcción de túneles (Método Austriaco y Noruego) que evalúan la sobreexcavación producida como el conjunto de distancias entre el contorno de diseño y el contorno real que se consigue mediante la excavación (Mahtab, 1997; Kim, 2015). Esta distancia resulta ser la media entre las distancias medidas en la sección inicial y final de cada avance de voladura, dichas secciones se pueden ver en la Figura 7.

Figura 7

Secciones para la evaluación de distancia de sobreexcavación

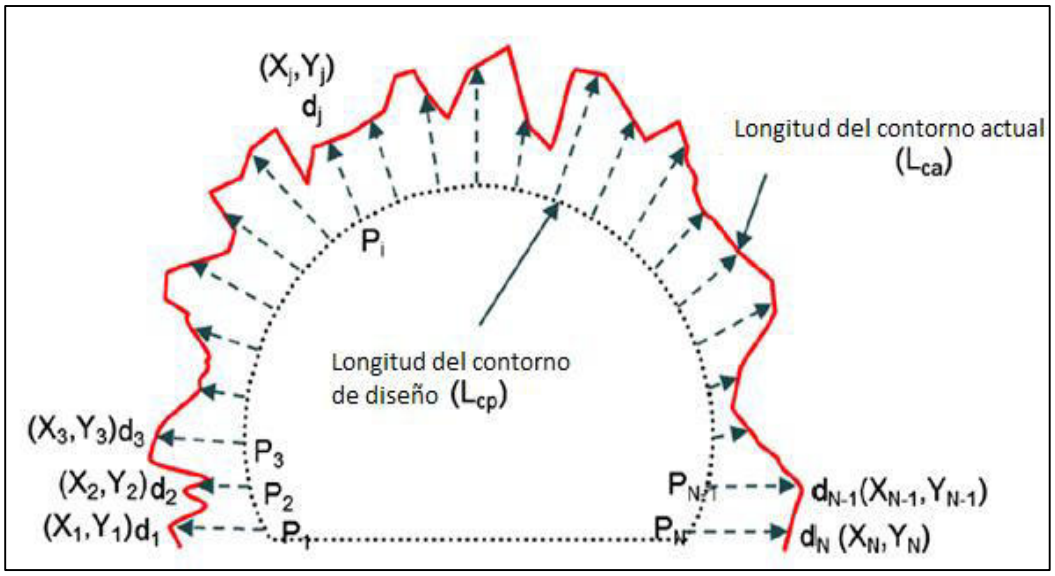


Nota: Tomado de Herrero (2017, p. 10).

Este resultado se obtiene a partir del análisis de perfiles topográficos mediante programas informáticos (AutoCAD) como el que se muestra en la Figura 8, donde se analizan las distancias longitudinales que hay desde el perfil teórico (Perfil de diseño) hasta el perfil real excavado a lo largo de todo el contorno de la sección del túnel.

Figura 8

Mapa topográfico de sobreexcavación.



Nota: Tomado de Herrero (2017, p. 11).

La máxima distancia permitida de sobreexcavación puede variar y depende de las leyes nacionales del país donde se realice la obra y de los acuerdos que se llevan a cabo en el contrato de la misma entre las diferentes partes. Este valor se encuentra entre 30 y 60 centímetros usualmente (Olsson, 2010).

En Noruega, por ejemplo, la distancia de sobreexcavación depende del área teórica excavada y se determina según la siguiente expresión (Mahtah, 1997; Olsson, 2010):

$$S_E = 0.07 * \sqrt{A_t} \qquad \textbf{(2)}$$

Donde:

S_E : Sobreexcavación, expresada en metros.

A_t : Área teórica excavada, expresada en metros cuadrados.

2.2.3. Clasificación de los macizos rocosos

2.2.3.1. Índice *Rock Quality Designation* (RQD). El índice establece la calidad de la roca de manera cuantitativa, directamente a partir de los núcleos extraídos de los sondeos mecánicos, mediante la correlación con la frecuencia de las discontinuidades en un frente de roca o a través de correlaciones con velocidades de ondas sísmicas *Vp* (Deere y Miller, 1966). El índice RQD se calcula a partir de trozos de rocas testigos de 10 cm como mínimo recuperados de sondeos o a partir de juntas *Jv* que señalen el número de juntas por m^3 observadas en un afloramiento. En el primer caso se utiliza la Ecuación 3.

$$RQD = \left(\sum \frac{(Ripios > 10\ cm)}{Total\ de\ perforación} \right) * 100 \quad \textbf{(3)}$$

Para el Segundo caso se utiliza la siguiente fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv \quad \textbf{(4)}$$

Tabla 3:

Índice RQD de la roca.

Índice de Calidad de Roca RQD (%)	Calidad
0-25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Nota: Clasificación tomada de Deere y Miller (1966).

2.2.3.2. Clasificación Q Índice de Barton. Esta clasificación es de uso común en geomecánica de rocas, así como la clasificación de RMR de Bieniawski. Es muy útil para estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y es importante para diseñar el sostenimiento de túneles de manera adecuada ya sea con bulones, cerchas, hormigón proyectado u otros. La presente clasificación fue desarrollada por Barton, Lunden y Lien en 1974 a partir de la información de distintos túneles. Sin embargo, fue actualizada el año 2000. Esta clasificación se utiliza para los valores de la Tabla 4.

Tabla 4
Valores del Índice Q.

Valor de índice Q	Tipo de roca
0.00 y 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 y 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 y 1	Roca muy mala
1 y 4	Roca mala
4 y 10	Roca media
10 y 40	Roca buena
40 y 100	Roca muy buena
100 y 400	Roca extremadamente buena
400 y 1000	Roca excepcionalmente buena

Nota: Clasificación índice Q de Barton et al. (1974)

Según esta clasificación se halla el valor Q mediante el cálculo de (06) seis parámetros.

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF} \qquad \textbf{(5)}$$

Donde:

RQD : Índice de calidad de roca.

Jn : Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades.

Jr : Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades.

Ja : Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades.

Jw : Parámetro basado en la presencia de agua.

SRF : Coeficiente que toma en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

Los 3 factores de la representación en la Ecuación (5) representan a su vez:

$\frac{RQD}{Jn}$: Tamaño de los bloques.

$\frac{Jr}{Ja}$: La resistencia al corte entre los bloques.

$\frac{Jw}{SRF}$: La tensión activa.

Los puntajes para cada parámetro se calculan de acuerdo a las tablas detalladas en el Anexo 2 de la presente investigación.

2.2.3.3. Clasificación RMR (Bieniawski, 1989). La clasificación RMR ha sido creada por Bieniawski entre 1972 a 1989 y se basa en mediciones de campo. Toma en cuenta seis parámetros:

1) Resistencia de la roca intacta usando la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial.
2) Estado de las fisuras (abertura, continuidad, rugosidad, estado de las paredes, relleno en fisuras).
3) Espaciamiento de las fisuras.
4) Índice de la calidad de la roca de Deere (RQD).
5) Las condiciones del agua subterránea.

6) La orientación de las discontinuidades respecto a la excavación (SCT, 2016, p. 9).

   Bieniawski considera cinco categorías como se muestra en la Tabla 5.

Tabla 5
Categorías de la clasificación RMR.

RMR	CLASE	CALIDAD
100 a 81	I	Muy buena
80 a 61	II	Buena
60 a 41	III	Regular
40 a 21	IV	Mala
<20	V	Muy mala

Nota: En el Anexo 3 se detallan los parámetros de la clasificación RMR de Bieniawski.

2.2.3.4. GSI, Geological Strength Index (Hoek, 1985). En un inicio, los par**á**metros del criterio de rotura de Hoek y Brown se derivaban a partir del **í**ndice RMR de Bieniawski. Sin embargo, la experiencia demostró que existían rangos de calidad del RMR para los cuales la aplicabilidad del criterio de rotura era muy limitada. Lo anterior motivo a Hoek a desarrollar el GSI como una caracterización basada más en observaciones geológicas fundamentales en lugar de "números" (Hoek, 1985).

La versión 2002 del criterio de rotura de Hoek y Brown incluye una revisión muy profunda de la correspondencia entre parámetros e índices de calidad y existe una amplia colección de correlaciones que permiten aproximar las constantes de cálculo a partir de bases más sólidas, aunque lo anterior no significa que el criterio del ingeniero no sea el factor más relevante.

Los detalles de este índice de calidad son ampliamente descritos en los libros y artículos de Hoek. En el Anexo 4 se detalla la obtención del índice GSI.

2.2.3.5. Correlación entre índice Q, RMR y GSI. La correlación entre estos índices es muy importante ya que en muchos casos se utiliza la clasificación de Q y RMR sin embargo se puede encontrar el GSI mediante correlación siempre en cuando se tenga valores de al menos una de las anteriores clasificaciones.

La relación entre RMR y GSI se establece como $\boldsymbol{GSI = RMR_{89} - 5}$, según propone Hoek (1995). Por otro lado, existe hasta nueve correlaciones entre Q y RMR propuestas por varios autores cada uno con su argumento y sustento respectivo.

Es importante considerar que los índices Q y RMR no son del todo equivalentes (Zhang, 2005). A fin de homologar estas dos clasificaciones, Goel et al (1996) proponen una correlación en la que para el RMR se eliminan las puntuaciones correspondientes a σ_c^i y la orientación por discontinuidades, mientras que para Q no se considera la influencia de los estados de esfuerzos.

Con esto, se propone la correlación:

$$RCR = A\ LnN + B \qquad \textbf{(6)}$$

Donde RCR es igual a RMR menos los puntos correspondientes a σ_c^i y sin corrección por orientación de discontinuidades, mientras N es igual a Q, pero con SRF=1 mientras que A y B son los parámetros de ajuste de la curva entonces: $RCR = RMR_B - p$ donde RMR_Bes el índice básico, que no toma en cuenta la corrección por orientación de las discontinuidades y p son los puntos asignados por resistencia a la compresión simple de la roca matriz.

Tabla 6
Puntos de la clasificación RMR para rangos de $\boldsymbol{\sigma_c^i}$

Resistencia σ_c^i (Mpa)	**Puntos**
0 a 5	0 a 2
5 a 10	2
10 a 25	2 a 4
25 a 50	4 a 7
50 a 75	7
75 a 100	7 a 12
100 a 120	12
125 a > 250	12 a 15

Nota: Tomado de SCT (2016, p. 14).

Normalmente los ingenieros están más familiarizados con el sistema RMR que con el Q, por lo que las correlaciones establecidas aquí están referidas al primero por lo que la Ecuación (7) quedaría como:

$$N = C^{\frac{RCR-B}{A}} \qquad \textbf{(7)}$$

Después de obtener los valores N para el valor de RCR (o RMR) considerando, el índice Q se obtiene simplemente dividiendo N/SRF.

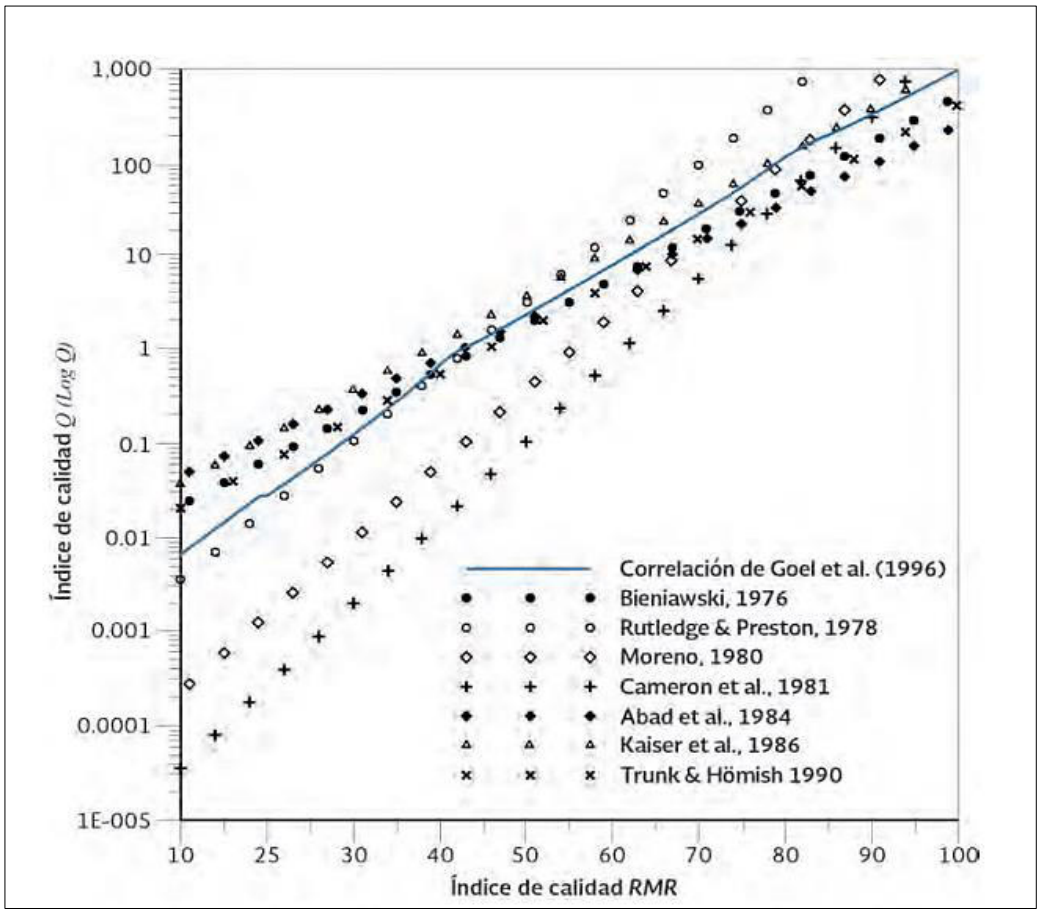
El parámetro SRF de Barton opta valores que son función de un número importante de factores relacionados con las características del macizo rocoso y los estados tensionales. Asumiendo las excavaciones se construirán en condiciones "normales", es posible determinar razonablemente una relación entre calidad del macizo rocoso y el SRF de entre 1.0 a 10.

Es posible obtener una curva que relaciona la calidad geotécnica de Bieniawski con el índice Q de Barton solo si asumimos que a partir de una categoría RMR>80 de roca muy buena, con un valor de SRF=1 y que para valores menores

de calidad disminuye linealmente hasta un límite de SRF= 10 para RMR = 10. En la Figura 9 se muestra la relación entre RMR y Q obtenida con el criterio descrito anteriormente con 7 correlaciones de diferentes autores (SCT, 2016, p. 14).

Figura 9

Correlaciones entre RMR y Q propuestas por varios autores y correlación obtenida empleando la técnica de Goel et al 1996



Nota: Tomado de SCT (2016, p. 15).

2.2.4. Voladura controlada

Una voladura controlada consiste en la instalación de cargas explosivas lineales de baja energía introducidas en taladros espaciados entre sí, que se inician en forma simultánea. Esta técnica busca disminuir posibles formaciones de grietas o planos de roturas (Mendoza, 2016). Se aplica con el objetivo de evitar

sobreexcavaciones, obtener superficies de corte lisas, lograr una mejor estabilidad, disminuir la dilución del mineral y evitar agrietamientos (Chavez, 2018, p. 18).

Se presentan dos tipos de voladura controlada: Voladura de precorte o *Pre-Spliting* y voladura de recorte, los cuales se definen a continuación (Ulloa, 2014).

2.2.4.1. Voladura de Precorte o Pre-Spliting. El disparo del corte de contorno se realiza previamente a la voladura principal a fin de crear en el cuerpo de roca un plano de fractura (grieta continua) o discontinuidad. Esta consiste en colocar una fila de taladros muy cercanos entre sí, generalmente de diámetro reducido, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos. A veces se efectúan simultáneamente con los de producción en un disparo de dos etapas adelantándolos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms.

Para el diseño de estas voladuras debemos evaluar el comportamiento y el tipo de roca presentes en el uso de este método, primero consideramos algunas ecuaciones, como las de C. Konya:

El cálculo del espaciamiento entre los taladros de precorte es determinado por la ecuación:

$$E = 10 * D \qquad \textbf{(8)}$$

Donde:

E : Espaciamiento en pulgadas.

D : Diámetro de los taladros vacíos en pulgadas.

a) **Voladura de Recorte.** Esta se ejecuta después de la voladura principal y se compone de una fila de taladros cercanos entre sí. Se usa cargas desacopladas que se detonan después de la voladura principal o de producción. El espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte debido a que esta técnica implica el arranque de roca hacia un frente libre. El espaciamiento es determinado por la Ecuación (9).

$$E = 16 * D \qquad \textbf{(9)}$$

Donde

E : Espaciamiento en pulgadas.

D : Diámetro del taladro vacío en pulgadas.

El disparo en este tipo de voladura controlada es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 m, los de recorte (corona). El *burden*, así mismo, tiene una distancia razonable y calculable, después de haber salido la voladura principal. Se denomina *Trim Blasting* a la técnica de recorte en la que los taladros tienen el mismo diámetro que los de producción. A su vez el *burden* debe superar este espaciado a fin de asegurar que las fracturas se unan apropiadamente entre los taladros antes que se desplace el bloque de *burden*. En tal sentido el *burden* se determina con la Ecuación (10).

(10)

$$B = 1{,}3\ E$$

Donde:

B : *Burden* o línea de menor resistencia en pulgadas.

E : Espaciado entre taladros en pulgadas.

2.2.5. Influencia de las vibraciones generadas por voladura

2.2.5.1. Daño en el Campo cercano y velocidad de partícula crítica PPVc. Se han realizado numerosos estudios sobre el efecto de los altos niveles de vibración en el daño de la roca (Holmberg y Persson, 1979; Ouchterlony, 1993; LeJuge et al, 1994; McKenzie et al, 1995; Brent et al, 2001; McKenzie y Holley, 2004), con correlaciones útiles propuestas entre los niveles máximos de vibración y el alcance del daño. Además, se define un nivel de vibración crítico y su relación con el inicio de la fracturación fresca, así como los niveles en los que la dilatación y la rotura excesiva podrían razonablemente ser esperado. En resumen, se da el nivel crítico de vibración, PPVc, en el que se puede esperar una fractura nueva por (McKenzie et al, 1995).

La Ecuación (11) expresa la Velocidad de Partícula Crítica:

$$PPVc = \frac{\sigma_T * V_p}{E} \quad \textbf{(11)}$$

En donde:

V_P : Velocidad de onda de P (mm/s).

PPVc : Velocidad de partícula crítica (mm/s).

σ_t : Resistencia a la tracción de roca intacta (MPa).

E : Módulo de Young (MPa).

La relación anterior asume una elasticidad lineal del material a través del cual se propaga la onda, utilizando parámetros provenientes de ensayos de laboratorio de roca intacta. Si bien la estimación difiere al valor real del terreno, es una estimación cercana y comúnmente aceptada en la industria (Rojas, 2018).

Del conocimiento de las características de propagación de vibración de la masa rocosa y de la relación entre vibración y la deformación, es posible establecer contornos de fracturamiento alrededor de un taladro o halo de daño. Estos halos representan la zona alrededor de un taladro en que el fracturamiento ocurre como resultado directo de la vibración desde el explosivo que detona en el pozo. Tal diagrama de contorno proporciona una buena indicación de la cantidad de fragmentación después de la voladura, y la distancia mínima requerida entre la última fila y la pata de la pared final.

En minería subterránea existen una serie de criterios de daño basados principalmente en los estudios vibracionales de estructuras civiles de superficie y en algunos ensayos realizados propiamente en minería. Se debe considerar el objetivo del estudio y las condiciones en que se realizaran las mediciones al momento de seleccionar el criterio de daño. El criterio más utilizado actualmente corresponde al modelo de McKenzie de la Tabla 7.

Tabla 7

Relación de Velocidad de Partícula Crítica con niveles de daño en roca, McKenzie (1995)

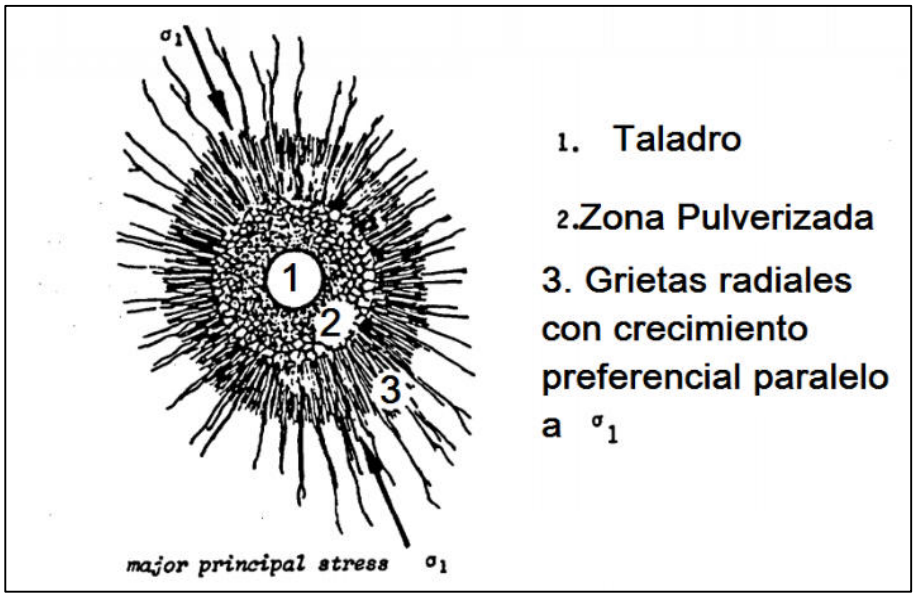
Nivel de daño	Zona
Dilatación de fracturas	¼*PPV crítico
Aparición de nuevas grietas	1*PPV crítico
Intenso fracturamiento	4*PPV crítico
Pulverización	8*PPV crítico

Nota: Elaborado con información tomada de Bravo (2018, p. 24).

Asimismo, el daño inducido por la detonación explosiva en un taladro según Hoek y Brown (1980). En la Figura 10 se visualiza claramente que el daño es mayor conforme es más cercano al taladro donde se ha cargado y detonado el explosivo.

Figura 10

Esquema ideal de fracturamiento inducido por la detonación explosiva en un taladro.



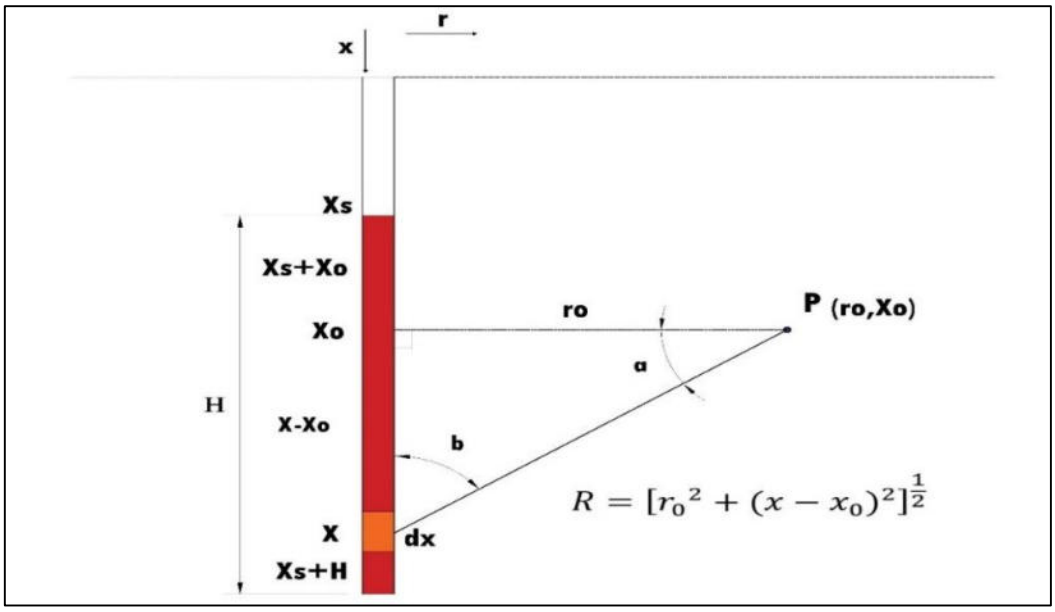
Nota: Tomado de Hoek y Brown (2010, p. 28)

2.2.5.2. Modelo de Campo Cercano: Holmberg y Persson (1994). En la Figura 11 se observa la ilustración del modelo de Holmberg y Persson, este fue publicado por primera vez en 1979 y fue reeditado posteriormente. Este esquematiza una carga explosiva de longitud H, con densidad de carga lineal a través del taladro.

Puede estimar la perturbación que se genera en un punto P (r_0, x_0), la distancia horizontal " r_o" y una distancia vertical $x - x_0$. Se establece que por el teorema de Pitágoras la distancia "R" desde el punto X. Se asume que en cualquier punto del espacio alrededor de la carga, la velocidad de vibración de la partícula producto de la detonación es aditiva.

Figura 11

Esquema de daño en el Punto P, modelo de Holmberg y Persson.



Nota: Tomado de Holmberg y Persson (2001, p. 68).

Se debe considerar que los intervalos de tiempo entre las ondas de las vibraciones son tan cortas que simplemente no se consideran un factor para los cálculos. En tal sentido la velocidad de vibración *v* resultante de una unidad de carga *W* a una distancia *R* es dada por:

$$v = K\frac{W^{\propto}}{R^{\beta}} \qquad \textbf{(12)}$$

Donde las constantes *K*, α y β son empíricas.

Holmberg y Persson indican que "la onda sísmica se desplaza en el macizo rocoso en una forma elíptica, decreciendo en la distancia y que el daño en el entorno al pozo cargado, es la resultante del quiebre en este entorno elástico y homogéneo del medio en el que se transmite". Asimismo, consideran una columna del explosivo y cargas cilíndricas infinitesimales a lo largo de la columna, cada una de longitud *dx*, siendo *q* el peso por unidad de longitud de carga. El peso total para cada porción del explosivo estará dado por:

$$w = q * dx$$

La velocidad *peak* de la partícula v de Holmberg y Persson se calcula en función de la forma de la carga y de la ecuación general de las partículas de donde se obtiene la Ecuación (13):

$$2 = \left(\frac{v}{K}\right)^{\frac{1}{\alpha}} = \frac{W}{R^{\frac{\beta}{\alpha}}}$$

$$dw = \frac{1}{R^{\frac{\beta}{\alpha}}}dW$$

$$dW = ldx$$

$$R = [{r_0}^2 + (x - x_0)^2]^{\frac{1}{2}}$$

$$w = q\int_{x_s}^{x_s+H} \frac{dx}{[{r_0}^2 + (x - x_0)^2]^{\frac{\beta}{2\alpha}}}$$

$$v = K\left[q\int_{x_s}^{x_s+H} \frac{dx}{[{r_0}^2 + (x - x_0)^2]^{\frac{\beta}{2\alpha}}}\right]^{\propto}$$

$$\beta = 2\alpha$$

$$v = k\left(\frac{q}{r_0}\right)^{\propto}\left[arctan\left(\frac{H + x_s}{r_0}\right) + arctan\left(\frac{x_0 - x_s}{r_0}\right)\right]^{\propto} \quad \textbf{(13)}$$

Donde:

v : Velocidad *peak* de partícula (mm/s).

$k, \propto, \beta$: Son constantes empíricas determinadas por monitoreo de campo lejano.

q : Densidad de carga lineal (kg/m).

H : Largo total de la carga en el taladro (m).

x : Posición de la carga elemental medido desde el fondo del taladro (m).

x_s : Distancia vertical desde donde inicia la carga explosiva (m).

r_0 : Distancia de medición desde la carga (m).

Al término entre corchetes de la Ecuación (13) se le denomina distancia escalar y corresponde al factor Holmberg y Persson. El factor que tiene mayor impacto en la vibración (PPV) es la carga lineal, que se es determinado por la combinación de diámetro de pozo y la densidad de carga.

Por otro lado, es importante señalar que este modelo no contempla la magnitud de la voladura ni la secuencia de retardos ni el grado de confinamiento del explosivo. Por tanto, los resultados que se obtienen mediante el modelo serian superiores a los encontrados en el terreno.

Asimismo, el modelo no considera la atenuación de la onda la cual depende de los factores tales como la cantidad de grietas o fracturas y el módulo de deformación de la roca. Las rocas de bajo módulo suelen presentar una deformación

plástica, lo que resulta en una pérdida de energía significativa, de otro lado, las rocas de alto módulo se comportan elásticamente y remueven pequeñas cantidades de energía al paso de la onda.

Para calcular la velocidad de la partícula utilizamos la Ecuación (14) de Holmberg y Persson, quienes hallaron la siguiente relación empírica:

$$V = 700 * \frac{W^{0.7}}{R^{1.5}} \quad \textbf{(14)}$$

Donde:

V : Velocidad de partícula (mm/s)

W : Peso de la carga explosiva (kg).

R : Distancia (m)

Para la Ecuación 12 los valores tanto como K y α se determinan con pruebas de sísmica en campo ya sea *cross-hole* o geofísica. Algunos valores ya han sido determinados para distintos tipos de rocas, así como se muestra en la Tabla 8.

Tabla 8:
Valores de K y α.

Estudio	Tipo de roca	K	α	PPVc mm/s	4*PPVc (fractura) mm/s
Holmberg-Persson (1994)	Granito Masivo	700	0.7	1000	>4000
McKenzie-Scherpenisse (1995)	Andesita	200	0.9	600	>2400
McKenzie-Scherpenisse (1995)	Andesita	400	0.78	450	>1800
McKenzie-Scherpenisse (1995)	Esquisto	175	1.25	350	>1400
Villaescusa-Onederra-Scott (2004)	Esquisto	456	1.12	848	>3400
Onederra (2001)	Ridgeway Volcanics	470	0.94	1200	>4800
Onederra-La Rosa (2002)	Bronze wing	332	1	1100	>4400

Nota: Elaborado con información de Altamirano (2014).

2.2.5.3. Criterios de Daño en el Campo Lejano. La relación matemática entre el nivel de vibración, el tamaño de la carga y la distancia se halló a través de investigaciones extensivas publicadas en el boletín de la Agencia de Minas de Estados Unidos (Nicholls, Johnson y Duvali, 1971), la cual se expresa en la Ecuación (15).

$$V = K\left(\frac{D}{Q^{\propto}}\right)^{-\beta} \quad \textbf{(15)}$$

A la expresión $\frac{D}{Q^{\alpha}}$ se le denomina distancia escalar y busca establecer una relación entre los niveles de vibraciones producidos a diferentes distancias y con distintas cantidades de explosivo. Se realizan ensayos midiendo la vibración que producen las cargas explosivas a una distancia conocida para hallar el valor de las constantes, de esta manera se determina el coeficiente de correlación y la desviación estándar.

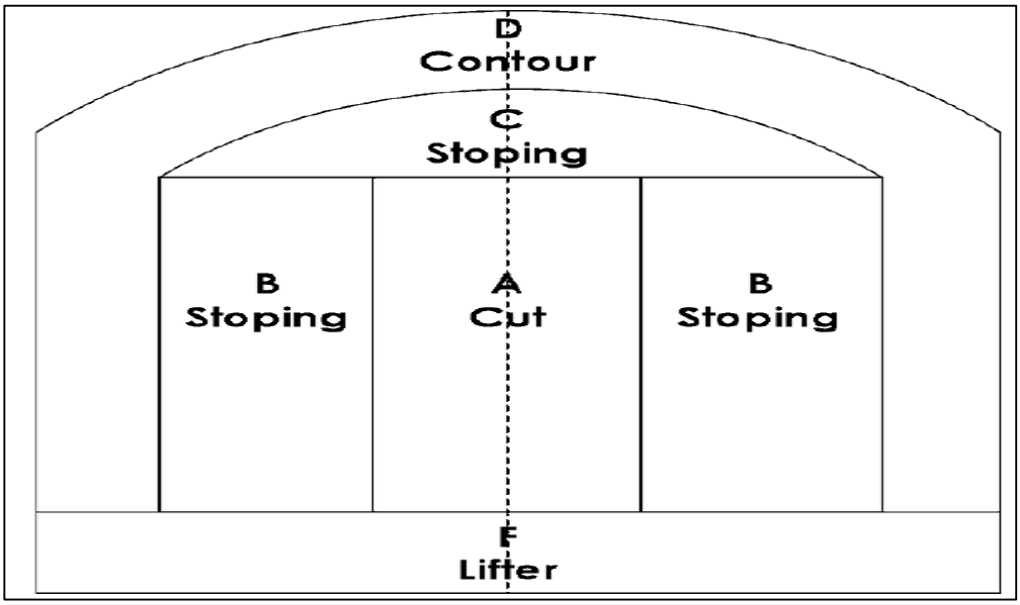
2.2.6. Parámetros de perforación y voladura.

Para el cálculo de los parámetros de perforación y voladura, en la presente investigación se adhiere al modelo de Holmberg y Persson que son aceptados en el área de la voladura.

2.2.6.1. Modelo matemático de Roger Holmberg y Per-Anders Persson (1994). La construcción de túneles de grandes dimensiones, requiere el uso de herramientas de perforación de mayores diámetros junto con el uso de mayores cantidades de mezclas explosivas.

Esto hace que cada vez se deba tener un mayor cuidado al momento de diseñar un frente. El cálculo conocido como modelo de Holmberg y Persson facilita el cálculo del diseño y consiste en dividir el frente en cinco secciones tal como se ilustra en la Figura 12.

Figura 12
Secciones de un túnel planteadas por Roger Holmberg y Persson.



Nota: Tomado de Holmberg et al. (2001)

Donde:

A : Sección de corte (*Cut*).

B : Sección de Tajeo (*Stoping*).

C : Sección de Tajeo o Alza (*Stoping*).

E : Sección de arrastre (*Lifters*).

Asimismo, cada una de las secciones requiere que se calcule su diseño en forma ordenada.

Los cálculos típicos de carga explosiva de acuerdo al método de Roger Holmberg se llevan a cabo del siguiente algoritmo:

- Cálculo para determinar el avance.
- Cálculo de corte (*Cut*).

- Primer cuadrante.
- Segundo Cuadrante.
- Tercer Cuadrante.
- Cuarto Cuadrante.
- Cálculo de Arrastres.
- Cálculo de Taladros de Contorno (Piso).
- Cálculo de Taladros de Contorno (Paredes).
- Cálculo de zonas de Tajeo (*Stoping*).

Diseño de malla de voladura. El éxito o fracaso de la voladura de rocas en tonelería está en función directa de la creación de las caras libres; esto significa; que el arranque o corte (sección A) debe ser cuidadosamente diseñado. La disposición y secuencia de retardos en el corte deber ser tal que permitan hacer una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas.

En caso se perforen más de dos taladros vacíos, el diámetro $\emptyset$ del taladro vacío equivalente se obtiene a partir de la siguiente relación:

$$\emptyset = \sqrt{n} * d_0 \qquad \textbf{(16)}$$

Donde:

d_0 : Diámetro de los taladros vacíos en el corte (m).

n : Número de taladros vacíos en el corte.

$\emptyset$: Diámetro del taladro vacío equivalente (m).

El avance está restringido por el diámetro del taladro vacío y por la desviación de los taladros. El avance que se espera obtener por disparo debe ser mayor del 95% de la profundidad del taladro. El avance por disparo (H) en función del taladro vacío se puede expresar en la Ecuación (17).

$$H = 0.5 + 34.1\,\emptyset - 39.4\,\emptyset^2 \qquad \textbf{(17)}$$

Donde:

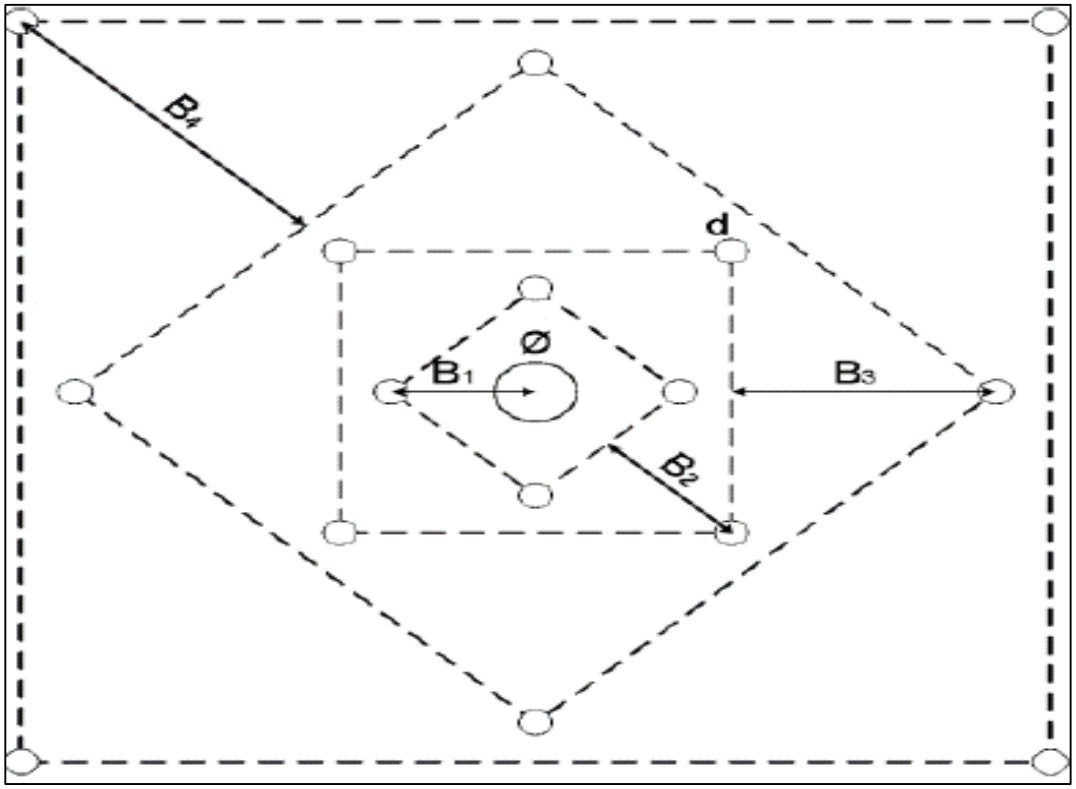
H : Profundidad del taladro (m)

$\emptyset$: Diámetro del Taladro vacío (m)

El avance será 95%*H

Diseño de Cuadrantes en el Arranque. En el caso de una sección cuadrada de corte para arranque en paralelo se aplicará diseño de cuadrantes en el arranque.

Figura 13
Diagrama de 4 secciones que representa el burden práctico.



Nota: Tomado de Holmberg et al. (2001)

También existe una variable denominada "error de perforación", esta afecta de manera directa en el diseño de las mallas y se manifiestan en la variación del *burden*, el espaciamiento afectando a su vez a la fragmentación de la sección a romper, el avance lineal de la voladura y por último con la eficiencia de toda la labor de voladura.

Mientras mayor sea este error o desviación de los taladros menor será la eficiencia de la voladura y viceversa, se emplea la siguiente ecuación para tener un valor numérico de este error:

$$F = \propto * H * \beta \qquad \textbf{(18)}$$

Donde:

F : Error de perforación.

$\propto$: Desviación angular (m/m).

β : Desviación en el collar o empate (m/m).

H : Profundidad del taladro (m).

Primer cuadrante. Para obtener una fragmentación y salida satisfactoria del material de la sección, la distancia entre la perforación central de alivio y las perforaciones de la primera sección no deben exceder la distancia de (1.7*Da). Por ello B_1 está condicionado de la siguiente manera:

$$B_1 \begin{cases} 1.5\ \emptyset\ Si\ la\ desviacion\ del\ taladro\ es\ 0.5\%\ a\ 1\% \\ 1.7\emptyset\ Si\ la\ desviacion\ del\ taladro\ es\ mayor\ a\ 1\% \end{cases} \quad \textbf{(19)}$$

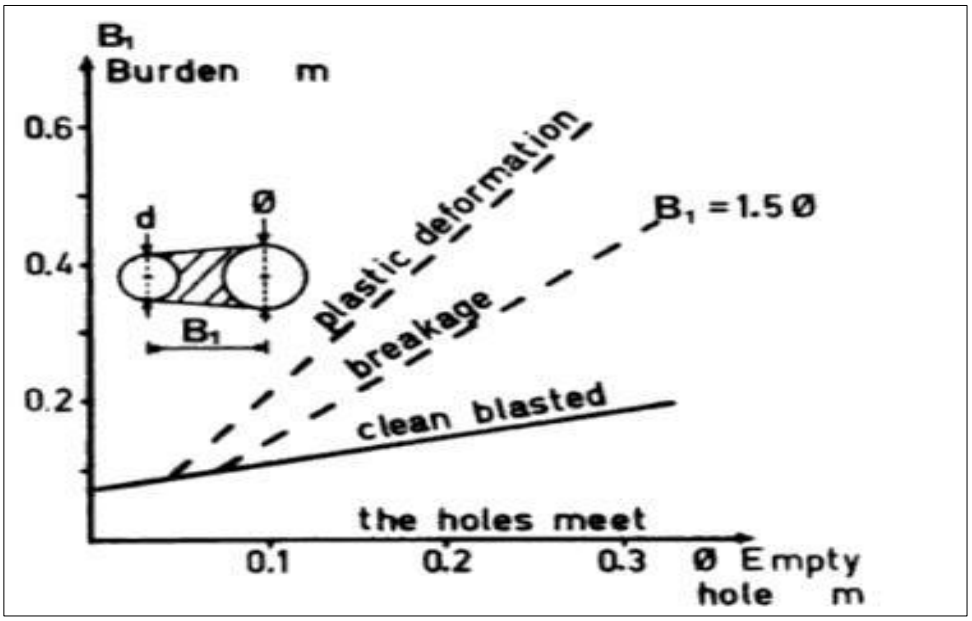
Donde:

B_1 : *Burden* en el primer cuadrante (m)

$\emptyset$: Diámetro del taladro vacío equivalente (m)

Se pueden observar los resultados de las pruebas realizadas para distintas distancias de las perforaciones cargadas hacia las perforaciones vacías en la siguiente ilustración lo que da información para tener en cuenta al momento de definir un *burden*, analizando si es adecuado para ver si tendremos una voladura limpia.

Figura 14
Ilustración de burden en función al taladro de alivio y voladura limpia.



Nota: Tomado de Holmberg et al. (2001)

Además, se puede medir la distancia de los taladros del cuadrante con la siguiente fórmula:

$$D_1 = B_1 * \sqrt{2} \qquad \textbf{(20)}$$

Donde

D_1 : Distancia entre taladros del primer cuadrante.

B_1 : *Burden* del primer cuadrante

Concentración de carga en el primer cuadrante. Se calcula para diámetros de taladros superiores a 0.032 m se aplica la siguiente ecuación para hallar la concentración de carga:

$$q = \frac{55 * d\left(\frac{B}{\emptyset}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) * (\frac{C}{0.4})}{S_{Anfo}} \quad \textbf{(21)}$$

Donde:

S_{Anfo} : Potencia relativa al ANFO.

d : Diámetro de los taladros cargados.

B : *Burden*.

∅ : Diámetro equivalente de taladro de alivio.

C : Constante de roca. Se refiere a la cantidad de explosivo necesario para remover 1m3 de roca.

Constante $c = [0.2 - 0.4]$

Corresponde a la constante de roca Suecia es un factor que propone Langefors para representar la influencia de la roca. Para los diseños de voladura se utiliza el valor $c' = 0.4kg/m^3$. Larson expuso que este valor puede variar 25% (Araya, 2018, p. 31).

El valor de la constante se obtiene de la Ecuación (22):

$$F\ C = 0.8784 * (C.E.) + 0.052 \quad \textbf{(22)}$$

Donde:

C : Constante de Roca Suecia.

C.E. : Consumo especifico de explosivos en el Arranque.

$$C.E.= \frac{0.56 * \rho * Tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \quad \textbf{(23)}$$

Donde:

ρ : Densidad de la Roca

GSI : Geological Strength Index

RQD : Rock Quality Designation

Se debe calcular la longitud que tendrá el taco (T) que confinará las cargas de los tiros, para ello esta metodología se guía por la siguiente relación:

$$T = 10 * Dp \quad \textbf{(24)}$$

Donde:

T : Taco.

Dp : Diámetro de los taladros cargados.

Segundo cuadrante:

Luego de disparar el primer cuadrante, queda una abertura rectangular de ancho "a".

$$a = (B_1 - F) * \sqrt{2} \quad \textbf{(25)}$$

Donde:

a : Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante.

B_1 : *Burden* en el primer cuadrante (m).

F : Desviación de la perforación (m).

Si se conocen el *burden* (B) y el ancho (a) la concentración de la carga puede determinarse mediante la siguiente relación:

$$q_2 = \frac{32.3 * d * c * B}{S_{ANFO} * \left[Sin\left(tan^{-1}\left(\frac{a}{2B}\right)\right)\right]^{1.5}} \left(\frac{kg}{m}\right) \quad \textbf{(26)}$$

Ahora bien, si se conocen las concentraciones de carga y el ancho, el *burden* en el segundo cuadrante puede determinarse en función de *a* y *q*.

$$B = 8.8 * 10^{-2} \sqrt{\frac{a * q_2 * S_{ANFO}}{d * c}} (m) \quad \textbf{(27)}$$

Sustituyendo las ecuaciones 8 y 9 en 10, el *burden* para el segundo cuadrante se determina con la Ecuación (28).

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - F) * q_2 * S_{ANFO}}{d * c}} (m) \quad \textbf{(28)}$$

El *burden* práctico será:

$$B_2 = B - F \quad \textbf{(29)}$$

Restricciones para calcular el Burden

$$B_2 \leq 2a$$

Si no ocurriera deformación plástica, la concentración de carga q se calculará mediante la Ecuación (30).

$$q_2 = \frac{22.2 * d * c * 2a}{S_{ANFO}[Sin\{Tan^{-1}(0.25)\}]^{1.5}} \quad \textbf{(30)}$$

Alternativamente:

$$q_2 = 540 * \frac{d * c * a}{S_{ANFO}}\left(\frac{kg}{m}\right)$$

Si la restricción para la deformación plástica no se cumple, deberá ser mejor elegir otro explosivo con una potencia por peso más baja para mejorar la fragmentación. El ángulo de apertura debe ser menor de 90° lo que significa que:

$$B_2 \geq \frac{a}{2})$$

Gustaffson propone que el *burden* para cada cuadrante debe ser:

$$B = 0.7 * a \quad \textbf{(31)}$$

Para el cálculo del segundo cuadrante se procede distinto. Se considera que el primer cuadrante libera la energía hacia una circunferencia, lo que era anteriormente el diámetro del tiro de alivio. Si extraemos el primer cuadrante quedaría un vacío cuadrangular (en teoría), por esta razón se calculó anteriormente la distancia entre los tiros de manera que se produzca una forma cuadrangular o rectangular al unir las líneas como se ve en la Figura 13. En consecuencia, se pasa a una abertura rectangular medida en metros, pero cuando existe un error en la perforación la superficie libre será distinta de la distancia D_1 en la primera sección, por tanto, tenemos la abertura rectangular:

$$A_2 = \sqrt{2} * (B_1 - F) \quad \textbf{(32)}$$

Donde:

A_2 : Abertura rectangular generada por el primer cuadrante

B_1 : *Burden* Práctico del primer cuadrante

F : Error de perforación

Para los siguientes cuadrantes que deben diseñarse se suma la distancia entre taladros. Para la abertura 3 se usará el *burden* práctico 2 y la distancia entre taladros 1, la abertura 4 usará el *burden* práctico 3 y la distancia entre tiros 2 y así sucesivamente de acuerdo a la Ecuación (33).

$$A_3 = \sqrt{2} * \left(B_{2\,Prac} + \frac{D_1}{2} - F\right) \quad \textbf{(33)}$$

Con el cálculo de la concentración de carga lineal se establece el parámetro a emplear en conjunto con la abertura para generar el nuevo *burden* B_2:

$$B_{2max} = (8.8 * 10^{-2}) * \sqrt{\frac{V_2 * q * S}{d * c}} \quad \textbf{(34)}$$

Una vez obtenido se vuelve a considerar la desviación estimada de los taladros:

$$B_{2prac} = B_{2prac} - [(\alpha * H) + \beta] \quad \textbf{(35)}$$

Se puede calcular la distancia de separación que tendrán los tiros que constituirán el segundo cuadrante mediante la siguiente formula, pero no es una variable importante para tomar en cuenta:

$$D_2 = \sqrt{2} * \left[B_{2prac} + \left(\frac{D_1}{2}\right)\right] \quad \textbf{(36)}$$

Donde:

D_1 : Distancia de los taladros del primer cuadrante

D_2 : Distancia de los taladros del segundo cuadrante

B_{2prac} : *Burden* práctico del segundo cuadrante

Este método tiene como regla para determinar un número razonable de secciones que la distancia entre los tiros del último cuadrante no sea mayor a la raíz del avance.

$$D_{final} \leq \sqrt{Avance}$$

Arrastres. En los arrastres el *burden* se determina a través de la ecuación para voladuras de bancos:

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * S_{Anfo}}{c * f * \frac{S}{B}}} \quad \textbf{(37)}$$

Donde:

B : *Burden*(m).

Q : Concentración de carga (Kg/m).

c : Constante de roca.

$$c = \begin{cases} c' + 0.05 & B \geq 1.4m \\ c' + \dfrac{0.07}{B} & B < 1.4m \end{cases}$$

f : Factor de fijación.

f =1 para taladros verticales.

f <1 para taladros inclinados.

$\frac{S}{B}$: Relación de espaciamiento sobre *burden*.

En cuanto al valor de "f" y la relación "S/B" se ocuparán para esta ecuación y en algunos posteriores diferentes valores dependiendo de la zona en la que se ocupen por lo que se usa la Tabla 9 para conocer su valor.

Tabla 9
Factor de fijación y relación S/B.

Sección de la frente	Factor de fijación	Relación (S/B)
Arrastres	1.45	1
Auxiliares	1.45	1.25
Contorno	-	0.8
Auxiliares laterales	1.45	1.25
Auxiliares superiores	1.2	1.25

Nota: Elaborado con información de Araya (2018, p. 34)

Y se vuelve a utilizar la ecuación de *burden* máximo para arrastres obteniendo un valor al cual se le debe considerar la desviación estimada:

$$B_{prac-zap} = \left(B_{max-zap} - (H * Sin\varphi)\right) - F \qquad \textbf{(38)}$$

Donde:

$B_{prac-zap}$: *Burden* práctico arrastres.

$B_{max-zap}$: *Burden* máximo arrastres.

H : Profundidad de los taladros.

φ : Angulo de vigía.

F : Error de perforación.

Esta fórmula es para casos en que B ≤ 0.6H para otros casos es necesario bajar la concentración de la carga.

El espaciamiento de los taladros debe ser igual al *burden*, como se muestra en la tabla anterior, pero es necesario revisar el espacio para los taladros en el ancho de la sección. La cantidad de perforaciones en los arrastres se calcula utilizado la siguiente ecuación:

$$N = \left(\frac{Ancho\ del\ Tunel + 2H * Sen(\gamma)}{B} + 2\right) \quad \textbf{(39)}$$

Donde:

N : Número de taladros de arrastre.

H : Profundidad de los taladros.

γ : Ángulo de desviación en el fondo del taladro.

El espaciamiento de los taladros es calculado de la siguiente forma:

$$S = \frac{ancho\ del\ túnel + 2 * H * sen(\gamma)}{N - 1} \quad \textbf{(40)}$$

Para los taladros de la esquina el espaciamiento esta dado por:

$$S' = S - H * sen(\gamma) \quad \textbf{(41)}$$

El *burden* práctico como función de γ y F está dada por:

$$S' = B - H * sen(\gamma) - F \quad \textbf{(42)}$$

A) **Coronas.** Las siguientes ecuaciones consideran una "voladura controlada" con la cual la zona dañada no debería ser tan grave, manteniendo una inversión mínima en sostenimiento. Holmberg muestra que el espaciamiento óptimo es una función lineal del diámetro de perforación y se muestra en la siguiente ecuación:

$$S = K * d(m) \quad \textbf{(43)}$$

Donde K es una constante y K=15.16 y para la relación S/B debe usar un valor de 0.80, ejemplo: Para un diámetro de 41 mm B=0.8 y S= 0.6m.

En este caso la concentración mínima por metro de taladro también es función del taladro:

$$q = 90 * d^2 \ \left(\frac{kg}{m}\right) \ \ si\ d \leq 0.15m \quad \textbf{(44)}$$

2.3. Definición de Términos

Burden. También conocido como piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, equivale a la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana, o la distancia entre filas de taladros en una voladura. (EXSA S.A., 2019, p. 58). Las ecuaciones para su cálculo se detallaron en 2.2.6 Parámetros de perforación y voladura.

Carga explosiva. Denominación de la sección activa del taladro, también llamada "longitud de carga" donde se produce la reacción explosiva y presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. La distribución de explosivo es

vital a lo largo del taladro, y depende de las características de la roca (EXSA S.A., 2019, p. 145).

Carga de Recorte. Son las que se colocan en los taladros de contorno.

Diseño de malla. Es el patrón de distribución de los taladros de una voladura. Se diseña de acuerdo a la relación entre *burden* y espaciamiento y se vincula directamente con la profundidad del taladro (EXSA S.A., 2019, p.168).

Espaciamiento. Es la distancia entre los taladros. Se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila y dependen de la relación con la longitud del *burden*, de la secuencia de encendido y del tiempo de retardo entre los taladros (EXSA S.A., 2019, p.160).

Explosivo. Elemento vital de las operaciones de excavación subterránea. Son sustancias o compuestos químicos que en estado sólido líquido o gaseoso son capaces de transformarse rápidamente en grandes volúmenes de productos gaseosos, produciendo altas presiones y temperaturas mediante una alta liberación de energía (EXSA S.A., 2019, p. 5).

Factor de carga. Se le denomina a la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m^3 de material rocoso, constituye el parámetro más utilizado para diseñar las voladuras (FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., 2019, p. 56).

Fragmentación. Corresponde a la respuesta de la masa de roca ante el radio de acción de un explosivo, involucra factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión mecánica de rocas entre otros (EXSA S.A., 2019, p.107).

Iniciación. O iniciación de la detonación, consiste en sistemas de iniciación con dispositivos que permiten transferir una señal a cada carga en un tiempo determinado para iniciar la detonación. Un sistema de iniciación apropiado y costo-

eficiente depende de los resultados respecto a sobreexcavación, vibraciones del suelo o fragmentación.

JK SimBlast. Este es un programa que permite administrar voladuras y lleva un control estructurado de los diferentes elementos de en una mina como unidades geotécnicas, rajos, bancos, voladuras, vibraciones, fracturas, etc.

Perforación. Actividad que consiste de golpes y fricción para producir el astillamiento y trituración de la roca en un área igual al diámetro de la broca, hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado (EXSA S.A., 2019, p. 120).

Malla. Generalmente conocido como malla de perforación es una forma geométrica donde se distribuyen los taladros de voladura, considerando básicamente la relación entre *burden*, espaciamiento y la profundidad del taladro (EXSA S.A., 2019, p. 168).

Shotcrete. También llamado hormigón proyectado. Consiste en la proyección neumática a alta velocidad de una mezcla de áridos, cemento y agua, y complementos como finos, aditivos químicos y fibras de refuerzo. En minería se utiliza maquinarias fijas, semifijas o móviles que requieren de operarios.

Taladro. Su longitud determina el taladro total de la voladura y una de las características más importantes en el diámetro, *burden* y espaciado del diseño de voladura. Se calcula como la suma de la altura de banco y la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o rasante del piso para garantizar su buena rotura y eliminar la aparición de lomos o resaltos, los cuales afectan negativamente al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria (EXSA S.A., 2019, p.122).

Velocidad de detonación. Considerado como el parámetro más adecuado para estimar el desempeño y la consistencia de las fórmulas de explosivos a granel,

no obstante, no es un valor directamente proporcional a la energía total disponible del explosivo.

Voladura. Es un fenómeno físico consistente en una liberación de energía tan veloz que se considera instantánea. La explosión es un efecto resultado de la expansión de los gases producidos en la detonación de una sustancia explosiva (EXSA S.A., 2019, p. 7).

Voladura controlada. Método en voladura que se enfoca principalmente en la perforación de taladros del contorno del túnel y carguío con carga espaciada con explosivo y cordón detonante de alta velocidad de detonación. Para la aplicación de la voladura controlada es necesario realizar modelamientos predictivos de daño de tal forma se pueda obtener los parámetros de voladura más adecuados para evitar sobreexcavación. En el presente proyecto de investigación se utilizó el modelo de Holmberg y Persson (1994).

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y Nivel de Investigación

Tipo de Investigación: Aplicada y cuantitativa.

Nivel de Investigación: Experimental.

3.2. Ámbito temporal y espacial

3.2.1. Ámbito temporal:

Transversal las pruebas han sido realizadas durante el último trimestre del año 2020, los cuales corresponden a octubre, noviembre y diciembre.

3.2.2. Ámbito espacial:

Se refiere al espacio geográfico donde se ha desarrollado la presente investigación el cual corresponde a lo siguiente:

Región : Moquegua.

Provincia : Mariscal Nieto.

Distrito : Torata.

Localidad : Torata.

Unidad Minera : Proyecto Minero Quellaveco.

El PM Quellaveco se encuentra dentro del cuadrángulo de la carta departamental 35-u, disponible en el repositorio del INGEMMET y en las siguientes coordenadas:

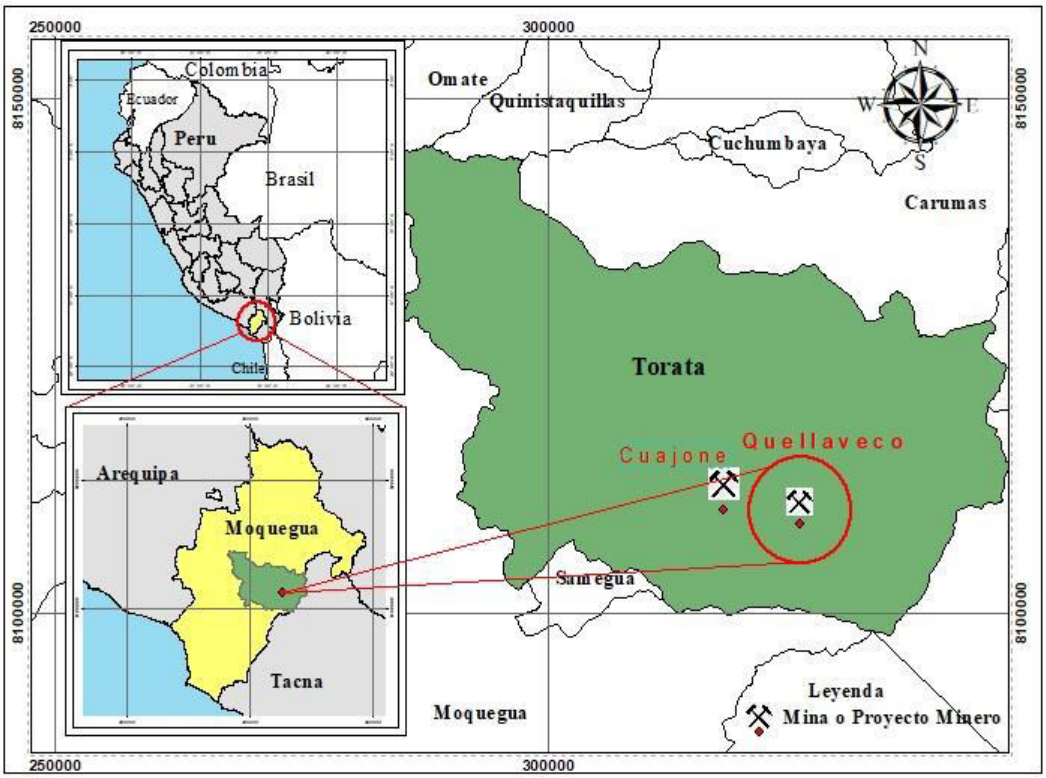
Latitud :
17°06’15” S

Longitud :
70° 37’ 12” O

En la Figura 15, se puede observar un mapa de ubicación del PM Quellaveco, lugar donde se ha realizado la presente investigación.

Figura 15

Mapa de ubicación del PM Quellaveco.



Nota: Obtenido de la Modificación de Estudio de Impacto Ambiental del PM Quellaveco (Knight Piésold Consultores S.A., 2008).

3.2.3. Geología

La información geológica del PM Quellaveco se obtuvo de la "Modificación del Estudio de Impacto Ambiental del Proyecto Minero Quellaveco", elaborado por Knight Piésold Consultores.

3.2.3.1. Geología General. Los procesos de la era del Paleozoico se encuentran entre los acontecimientos geológicos más antiguos registrados. Muchos de ellos no están datados debido a la falta de sedimentos ya que fueron sometidos a una fuerte erosión regional, dejando al descubierto algunas zonas de la era Precámbrica que no se detallan en el área de estudio, pero afectaron la litoestratigrafía del área de operaciones del PM Quellaveco (Knight Piésold Consultores S.A., 2008, p. 29).

Las formaciones rocosas más comunes del área son las volcánicas del grupo Toquepala, de edades entre el Cretáceo Superior al Terciario Inferior, compuestas por derrames lávicos y piroclastos andesíticos y riolíticos encontrados a lo largo del Flanco Andino. Esta característica volcánica densa se depositó en condiciones subaéreas consecuencia de las discordancias que existen entre las formaciones presentes y que constituyen varias fases de vulcanismo con períodos de inactividad.

El grupo Toquepala infrayace con fuerte discordancia a una serie sedimentaria continental volcano-clástica de areniscas conglomerádicas de la formación Moquegua, que se presenta al suroeste de la zona de operaciones. Esta formación se divide en dos miembros: el inferior de composición arcillo-arenosa y el superior de composición arenoconglomerádica.

Después de depositarse la formación denominada Moquegua, le prosiguió un depósito volcánico intenso, de carácter explosivo de origen fisural denominado Huaylillas, compuesta principalmente de tufos riolíticos que sobreyacen con discordancia al grupo Toquepala y a la formación Moquegua. Se presentan con mayor frecuencia en el Flanco Andino a manera de remanentes de erosión.

La formación denominada Millo se compone de conglomerados con intercalaciones de tobas lapilli y sobreyace con discordancia a la formación Moquegua en la zona suroeste del área de operaciones. Se encuentra presente en sectores muy restringidos dentro del área de estudio.

El Volcánico Barroso, de carácter efusivo-explosivo, se considera como un nuevo ciclo volcánico, compuesto principalmente por derrames andesíticos y se

presenta en el extremo noreste del área de estudio y constituye los actuales conos volcánicos erosionados a manera de una cadena montañosa en dirección noroeste - sureste del sur del Perú.

Las rocas ígneas se presentan de forma dispersa a lo largo del Flanco Andino con cuerpos mayores compuestos de diorítico-monzoníticos. Al lado de ellos se encuentran stocks de granitos y dacitas, intrusiones que representan la continuación del batolito andino hacia el sur.

A comienzos del Cuaternario, las partes altas de los Andes estuvieron cubiertas por glaciares. La erosión produjo depósitos en forma de morrenas y depósitos fluvio-glaciares ubicados en los flancos de los cerros de pendientes altas y escarpadas. También están rellenando superficies de erosión, quebradas y cárcavas.

Estos eventos glaciares también acarrearon una enorme cantidad de material detrítico al pie de los andes, como un manto casi continuo sobrepuesto a la formación Moquegua. Finalmente, el tectonismo y vulcanismo actual se manifiestan en forma de movimientos sísmicos aún presentes en la zona central y sur del Perú (Knight Piésold Consultores S.A., 2008, p. 30).

3.2.3.2. Geología Local-Estratigrafía. Asimismo, el MEIA del PM Quellaveco señala que el ámbito geológico está constituido por rocas volcánicas, volcánicas sedimentarias e intrusivas de edades desde el Mesozoico al Cuaternario reciente.

Las unidades más antiguas abarcan edades desde el Cretáceo Superior representado por el grupo Toquepala, la formación Huaylillas, formación Millo de edades entre el Mioceno al Plioceno, la formación Moquegua del Paleógeno y el Volcánico Barroso del Pleistoceno.

Las rocas ígneas afloran a lo largo de la zona de operaciones, y están reconocidas con el nombre de Súper Unidad Yarabamba del Cretáceo.

Compuestos de gravas, arenas, polimícticas de clastos subredondeados a sub-angulares y de matriz arenolimoso asociado a flujos de barro y conos aluviales, se encuentran unos depósitos de edad del Neogeno. Estos materiales semiconsolidados han sido divididos en cinco depósitos aluviales de los cuales tres se reconocen en el área de estudio.

Los depósitos Cuaternarios recientes de origen glaciar (morrenas), fluvioglaciar, aluvial y coluvial ocupan las laderas de los afloramientos y los fondos de las quebradas, mostrando así un rasgo morfológico actual del área de operaciones.

El Grupo Toquepala agrupa a un conjunto de cuatro formaciones volcánicas y sedimentarias, siendo éstas: Huaracane, Ingoya, Paralaque y Quellaveco. La formación Quellaveco es la que aflora ampliamente en la región de estudio y representa a este grupo (Knight Piésold Consultores S.A., 2008, p. 32).

Formación Quellaveco. Está comprendida por un conjunto de cinco unidades volcánicas de composición química riolítica que ocupa más del 80% de toda la secuencia.

Andesitas Carpanito. Están constituidas por lavas andesíticas coherentes de características gris oscuras, afaníticas y estratificadas. Presentes en los valles del río Capillune, en la parte superior de los afloramientos de las quebradas Yarito y Cortadera. Como unidad geomorfológica son parte de la Unidad Montañoso y Escarpas de Laderas, de manera estable por su composición.

Riolita Samanape. Antes denominada Seria alta, esta se presenta alrededor del área del tajo del PM Quellaveco y se divide en miembros inferior y superior.

En primer lugar, el miembro inferior está compuesto de derrames lávicos y piroclastos del comienzo de la era Terciaria. Las lavas son coherentes, de composición química andesítica, color gris a gris oscuro, porfiríticas, estratificadas y se presentan en la margen izquierda del río Asana como parte de las estribaciones del cerro Condorani.

Los niveles inferiores de este miembro se intercalan con tobas riolíticas de color gris a blanco grisáceo, con plagioclasas, compactos y fragmentos de cuarzo. Su estructura consiste en bloques tabulares superficialmente en las partes no cubiertas por vegetación, donde destacan las laderas estructurales a lo largo de la actual carretera a Quellaveco.

En la quebrada Cortadera se presentan dos tipos de roca. La andesita en la parte superior y las tobas riolíticas a los bordes de la quebrada Yarito, con pequeñas zonas de depósitos de desmonte. También está expuesta en la parte central del acceso hacia cerro Caracoles. Este abarca casi el 70% de la zona destinada al depósito de desmonte, se origina de la unidad geomorfológica escarpas de laderas compuesta por materiales estables y sobreyace de manera disconforme a la Riolita Asana.

En segundo lugar, el miembro superior presenta tobas lapilli de coloración blanca a blanca crema, de manera estratificada y bloques irregulares o redondeados por erosión, cubiertos por materiales sueltos, ichu y pastizales. Mineralógicamente, se compone de fragmentos líticos y pómez en matriz tobácea bastante alterada e intemperizada. Se presenta en las laderas de pampa Caracoles y en el este del cerro Condorani hasta el cerro Caracoles y a lo largo del este del área de la actual carretera a Quellaveco. Infrayace a la formación Huaylillas y sobreyace disconforme al miembro inferior.

Riolita Yarito. Lavas riolíticas, gris violáceas, matriz fina, la mayoría silicificadas, parcialmente afaníticas y muy resistentes. Aflora en gran medida al suroeste del tajo Quellaveco en casi el 60% del acceso a pampa Tolar y quebrada Cortadera. Al sur de la intersección de las quebradas Cortadera y Yarito su exposición es regional, ya que intruye a las formaciones volcánicas de Paralaque y las riolitas Samanape del grupo Toquepala. Presenta un contacto fallado con los intrusivos de la Súper Unidad Yarabamba (Knight Piésold Consultores S.A., 2008, p. 34).

Riolita Tinajones. Formación de lavas riolíticas coherentes, blanco crema, fracturadas, estratificadas y porfiríticas en matriz afanítica con cuarzo. Su afloramiento se encuentra en el río Charaque, que bordea el área del tajo y depósito de desmonte del Proyecto Quellaveco.

Rocas intrusivas - Súper Unidad Yarabamba (SUY). La región presenta un conjunto de rocas intrusivas del batolito de los andes, asignadas a la SUY. Litológicamente comprende monzonitas, dioritas, y cuarzomonzonitas presentes a lo largo de una franja limitada por las fallas Incapuquio y Micalaco que determinaron la mineralización del yacimiento cuprífero de Quellaveco.

Geología estructural. La región presenta características estructurales complejas, pudiéndose diferenciar unidades morfoestructurales y litológicas variado grados de deformación, consecuencia de cinco eventos como mínimo.

La región se divide en dos áreas estructurales: la occidental compuesta por una depresión con relleno sedimentario continental, consecuencia del levantamiento y degradación del frente montañoso oriental, producto del sistema de falla Incapuquio de orientación noroestes-sureste; y una zona oriental maciza, conformada por secuencias volcánicas, volcánicas sedimentarias e intrusivas afectada por sistemas de fallas secundarias transversales norte-sur y noreste-suroeste.

Estas fallas, en cierta forma, han determinado el emplazamiento de los cuerpos monzoníticos y la formación de las chimeneas de brecha, asociadas a los yacimientos de cobre de Toquepala, Cuajone y el propio Proyecto Quellaveco.

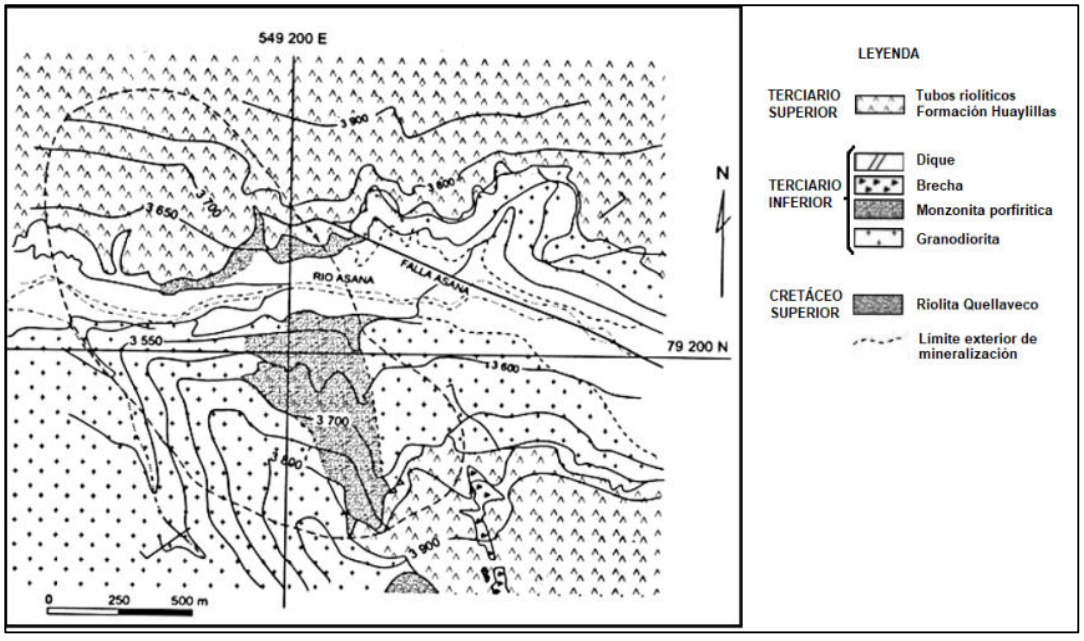
Sistema de fallas Incapuquio – Micalaco – Quellaveco. Estos sistemas tienen movimientos tanto verticales como horizontales, aunque sus magnitudes y sentido exacto no estén determinados. Presentan brechas con rocas alteradas y tienen como rumbo preferencial regional el NO, siendo reconocida su traza hasta Chile. Según estudios realizados, esta falla es de tipo transcurrente sinestral (Memoria Explicativa de la Geología del Cuadrángulo de Moquegua – INGEMMET, 2000).

La edad de origen de estas estructuras es asignada al Mioceno, aunque en Chile, los estudios radiométricos realizados en intrusivos indican que la falla tuvo movimiento transcurrente en el Oligoceno Inferior.

El sistema de falla Incapuquio se desarrolló debido a una subducción oblicua de orientación noroeste sureste entre la placa de Nazca y la placa Sudamericana. El incremento en la velocidad de emplazamiento durante el Mioceno llegó a 12 cm/año y originó las secuencias conglomerádicas de la formación Moquegua y piroclástica ignimbrítica de la formación Huaylillas que se encuentra en el sur de Perú y parte del norte de Chile.

La historia geológica indica que muchos pórfidos cupríferos de la zona se formaron dentro de un régimen distensivo en la zona de cizalla, por lo que se deduce que estos sistemas de falla conforman una pieza fundamental en la mineralización de la zona sur de Perú. En la Figura 16 se resume la conformación local de la geología local de Quellaveco.

Figura 16
Mapa Geológico Local de Quellaveco



Nota. Se observa la geología local es la granodiorita y riolita. Tomado de Huayhua (2019, p. 17)

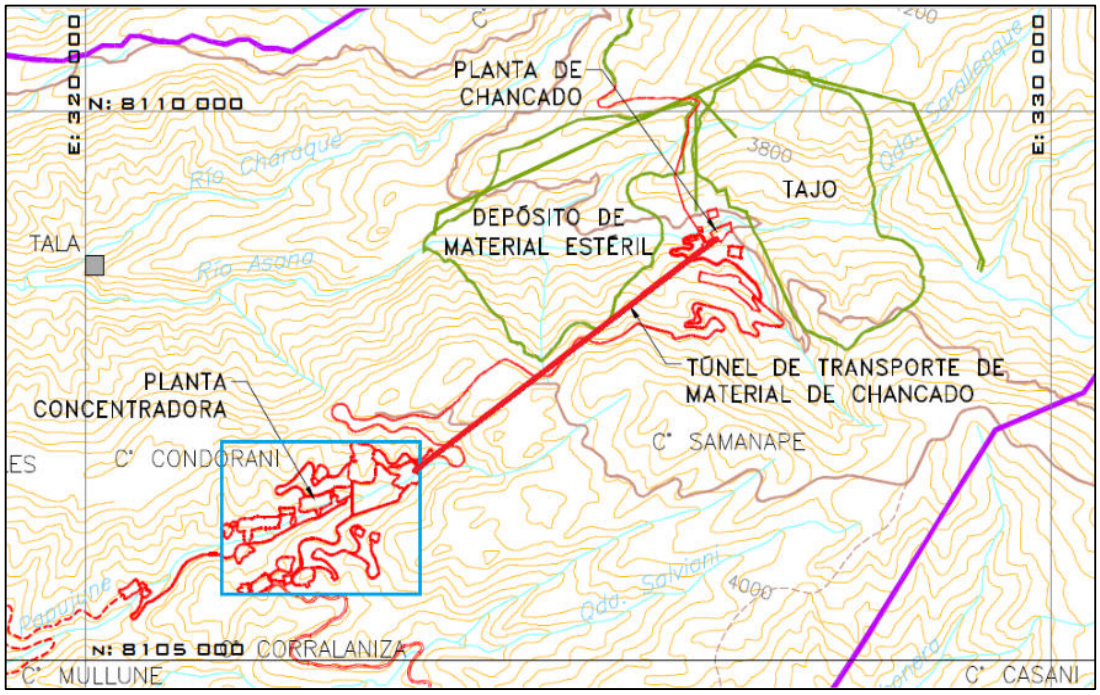
3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Consiste del Túnel Correa, este túnel de 3.5 km de longitud recientemente fue terminado de construir en el mes de junio del 2021. Se utiliza para el funcionamiento de la faja transportadora de mineral desde la chancadora primaria de mineral ubicada en el Tajo Quellaveco hasta la zona de la planta concentradora, así como se señala en el estudio de impacto ambiental y sus modificatorias. Este túnel fue objeto estudio para la presente investigación. En la Figura 17 se puede observar la ubicación del Túnel Correa.

Figura 17

Ubicación del Túnel Correa de transporte de material de chancado.



Nota: Tomado del Estudio de Impacto Ambiental del PM Quellaveco elaborado por Knight Piésold Consultores S.A. (2008).

El túnel se extiende desde la quebrada Quellaveco hasta la quebrada Papujune y parte del cerro Samanape. Este contiene una faja transportadora de mineral con una capacidad de 170 Kt/día, una extensión de 3.5 km y 1.5 m de ancho.

3.3.2. Muestra.

Para la muestra se elige al Túnel Correa en su frente de avance Portal Salida.

Figura 18
Vista panorámica del Túnel Correa -Portal Salida.



Nota: Se aprecia al autor de la presente investigación durante la etapa de estudio.

3.4. Instrumentos.

Los instrumentos utilizados en esta investigación fueron:

Estación total Trimble S5. Como instrumento topográfico para las mediciones de las sobreexcavaciones y puntos topográficos asimismo los avances que se generan por cada voladura.

Figura 19
Estación Total Trimble S5.



Nota: Tomado de Trimble (2020).

El uso de este instrumento topográfico es común en la construcción de túneles en minería subterránea, sus características técnicas se detallan en la Tabla 10.

Tabla 10

Características técnicas de la Estación Total Trimble S5.

Descripción	Unidades	Precisión
Medición angular		
Precisión	segundos	1”
Lectura de ángulo	segundos	0.1”
Medición de distancias		
Precisión (ISO) prisma estándar	mm	1
Tiempo de medición		
Modo prisma estándar	Segundos	1.2
Modo prisma rastreo	Segundos	0.4
Alcance de medición		
Modo estándar 1 prisma	metros	2500
Modo de largo alcance con 1 prisma	metros	5500
Alcance más corto	metros	0.2

Nota: Características de acuerdo a Trimble (2020).

Programas informáticos. Se utilizó AutoCAD Civil 3D para los cálculos de sobreexcavación y dibujo. Para los análisis de halos de daño y aplicación del modelo predictivo de Holmberg y Persson se utilizó el JK Simblast donde se ha realizado simulaciones de las voladuras y las mejoras.

Cinta métrica o wincha. Este instrumento se utiliza para la medida de longitud o distancias cortas menores a 5 m con precisión 0.001 m. El cual se ha utilizado para corroborar la longitud de perforación de los taladros para las voladuras en el frente del túnel y los avances.

3.5. Procedimientos.

3.5.1. Parámetros Geomecánicos de la roca.

El mapeo y evaluación de los parámetros geomecánicos de la roca fueron realizados por la empresa contratista CONSORCIO GYM-OSSA, que realizaron las observaciones y anotaciones de campo tomando en cuenta lo discutido en *2.2 Bases teóricas* . En este sentido se tiene los siguientes parámetros de la roca del Túnel Correa objeto de estudio.

RQD : 55 correspondiente a roca regular como índice.

J_n : 12, que corresponde a tres familias de juntas más una familia aleatoria.

J_r : 1.5 valor que corresponde al contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm son planares rugosas o irregulares.

J_a : 4, valor correspondiente a partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.

J_w : 1, excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).

SRF : 5, discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).

Utilizando estos valores y aplicando la Ecuación 5 se tiene:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

$$Q = \frac{55}{12} * \frac{1.5}{4} * \frac{1}{5}$$

$$Q = 0.344$$

Tabla 11
Parámetros y cálculo de índice Q de Barton.

Parámetros y cálculo de índice Q	
RQD	55
Jn	12
Jr	1.5
Ja	4
Jw	1
SRF	5
Q	0.344

Nota: El valor Q= 0.344 corresponde a roca muy mala según el índice Q de Barton. En el Anexo 5 se detalla las tablas para el cálculo de *Q*. Las observaciones de campo fueron realizadas por CONSORCIO GYM-OSSA empresa a cargo de los trabajos de avance del Túnel Correa, y registradas en el Anexo 6 Cuaderno de obra. Asimismo, en el Anexo 7 se presenta la Disposición de perfil del Túnel Correa por Tipo de Roca.

En este sentido las características de la roca en el Túnel Correa son:

- Roca granodiorita color gris.
- Grado de resistencia moderada (R3),
- Fracturamiento moderado (F3),
- Intemperismo (w3).
- Diaclasamiento tres principales
  S1: 170°/85°;
  S23 280°/72°;
  S32 280°/ 10°-30°,
- Abaforios 60°/70° con superficies rugosas o irregulares, relleno de calenfa y óxidos, apertura 1 a 5 mm.
- Sostenimiento según plano.

A continuación, se detallan los parámetros utilizados para el modelo predictivo de Holmberg y Persson (2001) del Túnel Correa. En la Tabla 12 se muestran los valores obtenidos de laboratorio y prueba *cross hole* realizado en el proyecto minero Quellaveco para roca granodiorita en 2019.

Tabla 12

Parámetros geomecánicos de la roca en Túnel Correa.

Características	Material
Tipo de material	Roca
Denominación	Granodiorita
Persistencia de discontinuidades	Extremadamente Persistente
Condición de agua	Seco
Índice Q Barton	0.344
GSI	34
RMR_{89}	39
RCU (Mpa)	60.00
Mi (K roca)	20.00
Módulo de Young (Mpa)	26000.00
k (HyP)	456.00
α (Hy)	1.12
Velocidad de Onda P (m/s)	2040.00
Resistencia a la Tracción (Mpa)	8.1

Nota: Parámetros basados en resultados de ensayo para roca Granodiorita del Túnel Correa y los datos de campo obtenidos registrados en el cuaderno de obra los cuales se adjuntan como Anexo 6.

Figura 20
Vista de la Muestra de Roca Granodiorita del Túnel Correa



Nota: Roca granodiorita de granos pequeños recién extraída del Túnel Correa.

3.5.2. Análisis de Parámetros de Voladura.

3.5.2.1. Área de voladura. En el avance del Túnel Correa, el área de la voladura se ha divido en siete sectores para identificar la cantidad de taladros que se ha utilizado en voladuras convencionales y controlada. La Figura 21 ilustra lo mencionado.

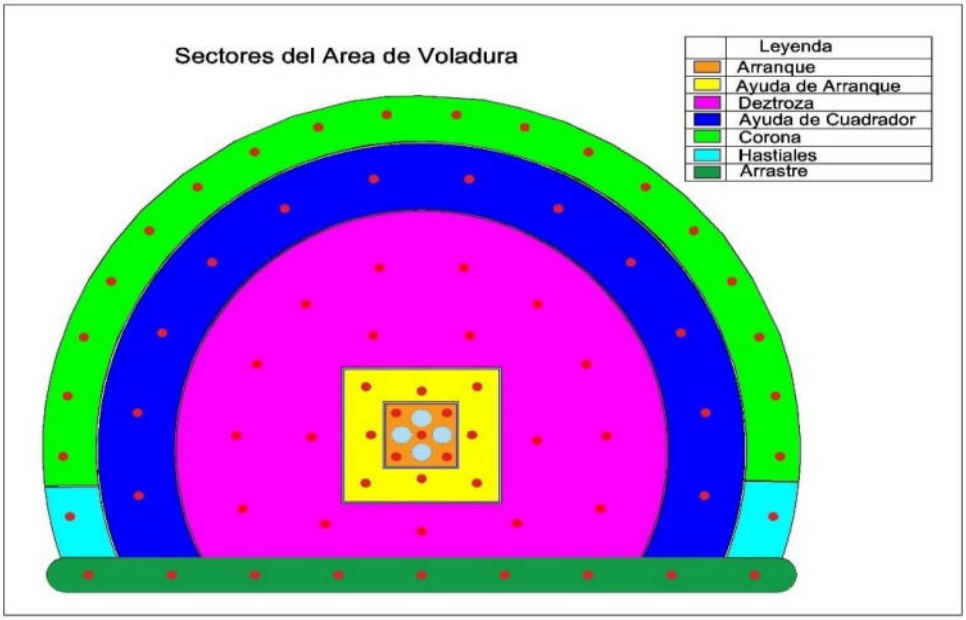
El área corresponde a la forma de una elipse de la siguiente formula:

$$\frac{y^2}{3.85^2} + \frac{x^2}{3.54^2} = 1$$

Esta ecuación matemática se ilustra en la Figura 22.

Figura 21

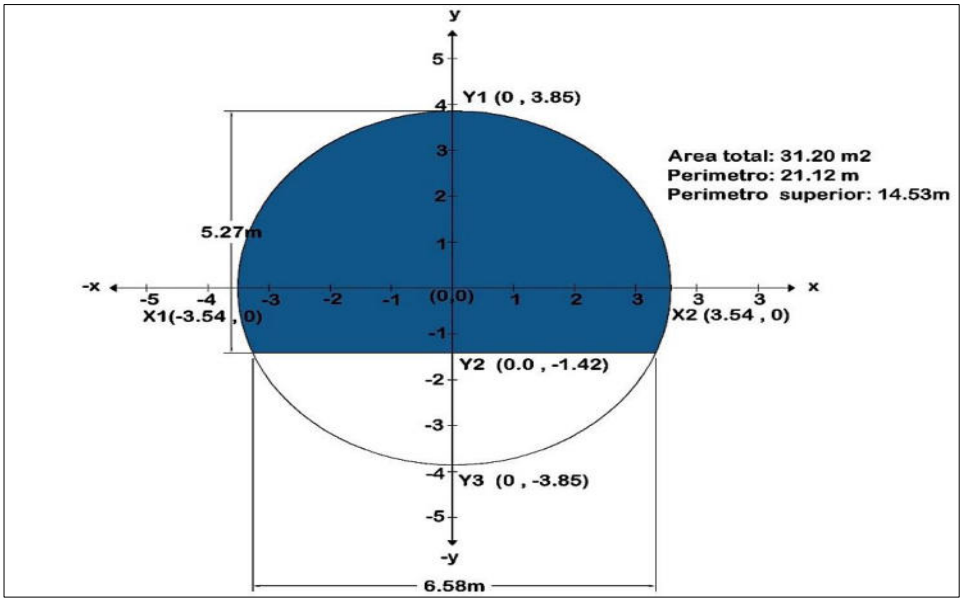
Sectores del área de voladura.



Nota: Se aprecia los sectores del área de voladura que fueron utilizados para el diseño de voladura del túnel por representar un perímetro de tipo elipse.

Figura 22

Representación gráfica de la fórmula de la elipse para el área de la voladura.



Nota: El área de la excavación de diseño del túnel cuya fórmula corresponde a una elipse.

Por lo que de ahí calculamos el área a excavar o de diseño por lo que corresponde:

Por lo que de ahí calculamos el área a excavar o de diseño por lo que corresponde:

$$Área\ (m^2) = f(y) = 2 * 3.54 \int_{-1.42}^{3.85} \sqrt{1 - \frac{y^2}{3.85^2}}\ dy$$

Integrando tenemos:

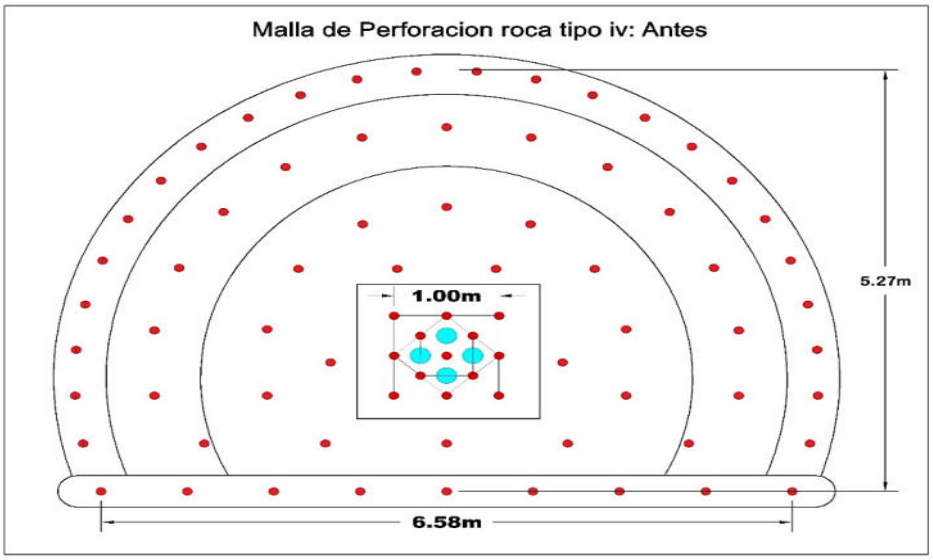
$$Área = f(y) = 31.20\ m^2$$

3.5.2.2. Voladura convencional. En la presente investigación partimos a partir del análisis de los parámetros de perforación y voladura no controlada previo a la optimización. Asimismo, se hizo la evaluación de la calidad de las voladuras que se han estado llevando a cabo ya que se presentaron sobre excavación.

Malla de perforación y voladura. La malla de perforación encontrada antes de la optimización se ilustra en la Figura 22.

Figura 23

Malla de perforación y voladura del Túnel Correa – Voladura Convencional



Nota: Malla utilizada antes de realizarse la optimización, se aprecia los taladros y cuadrantes.

Podemos observar los tres cuadrantes e iniciación de la voladura con corte quemado. El diámetro de perforación promedio de taladro es de 49.5 mm, pero puede oscilar en un mínimo de 48 mm en broca desgastada antes de su disposición residual y máximo de 51 mm cuando la broca es nueva. Cuatro taladros de 99 mm de diámetro en promedio que pueden llegar a 98 mm cuando la broca de rimado está desgastada y 102 mm cuando la broca rimadora es nueva.

Tabla 13

Parámetros de voladura en malla anterior en roca Tipo IV correspondiente al Túnel Correa.

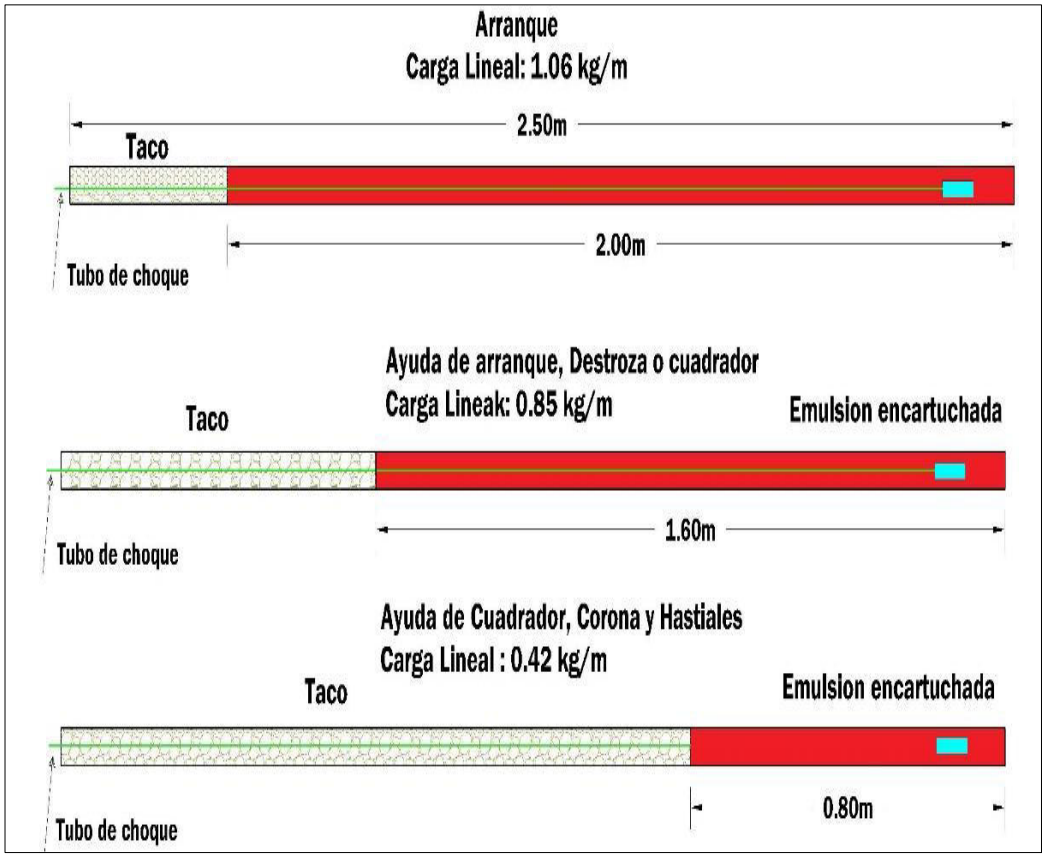
Descripción	N° de Tal.	Diámetro Tal. (mm)	Long. de Tal. (m)	Peso por cartucho (kg)	Núm.de Cartuchos / Taladro	kg/Tal	Carga lineal (kg/m)	Total (kg)
Arranque	5	49.5	2.5	0.53	5	2.65	1.06	13.25
Ayuda de Arranque	8	49.5	2.5	0.53	4	2.12	0.85	16.96
Destroza	18	49.5	2.5	0.53	4	2.12	0.85	38.16
Ayuda de Cuadrador	13	49.5	2.5	0.53	2	1.06	0.42	13.78
Corona	22	49.5	2.5	0.53	2	1.06	0.42	23.32
Hastiales	2	49.5	2.5	0.53	2	1.06	0.42	2.12
Arrastre	9	49.5	2.5	0.53	5	2.65	1.06	23.85
Taladros de Alivic	4	99	2.5					
Taladros vacios	-							
Total	**81**							**131.44**

Nota: Para todos los casos se utilizó cartuchos Emultex de 1 1/2"x16". En el Anexo 8 se puede ver el detalle de salida de explosivos utilizados en el Túnel Correa.

Considerando la voladura convencional no controlada en el contorno del túnel el diseño de carga que se ha estado manejando en estas ocho voladuras tradicionales considerando roca tipo mala según la clasificación de Q de Barton se muestran en la Figura 24.

Figura 24

Diseño de carga para Voladura Convencional en Túnel Correa.



Nota: Se aprecia que para la corona y hastiales la carga es acoplada y se utiliza emulsión encartuchada de 1 ½”x16”

Asimismo, el factor de carga utilizado en estas voladuras fue de 1.7 kg/m^3 en roca Tipo IV. Cabe aclarar que en este proceso se ha considerado esta voladura convencional sin aplicar los criterios de daño y halos de energía de Holmberg y Pearson consiguientemente se obtuvieron los resultados de sobreexcavaciones de la Tabla 14.

Tabla 14

Resultados de sobreexcavación para voladura convencional en el Túnel Correa.

N°	Fecha	Tipo Roca	Long. de Taladro (m)	F.carga total (kg/m^3)	F. de carga recorte (kg/m^2)	Carga lineal recorte (kg/m)	Área sobreexcavada (m^2)	Sobreexcavación
1	5/7/2020	mala	2.5	1.7	0.7	0.42	4.11	13.20%
2	3/9/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	3.56	11.40%
3	4/9/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	3.71	11.90%
4	8/9/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	3.91	12.50%
5	9/9/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	3.68	11.80%
6	23/09/2020	mala	2.5	1.71	0.7	0.42	5.04	16.20%
7	26/09/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	5.14	16.50%
8	9/10/2020	mala	2.5	1.69	0.7	0.42	6.58	21.10%
Promedio			**2.5**	**1.69**	**0.7**	**0.42**	**4.47**	**14.30%**

Nota: La sobreexcavación en voladura convencional superó el 5% en todos los casos.

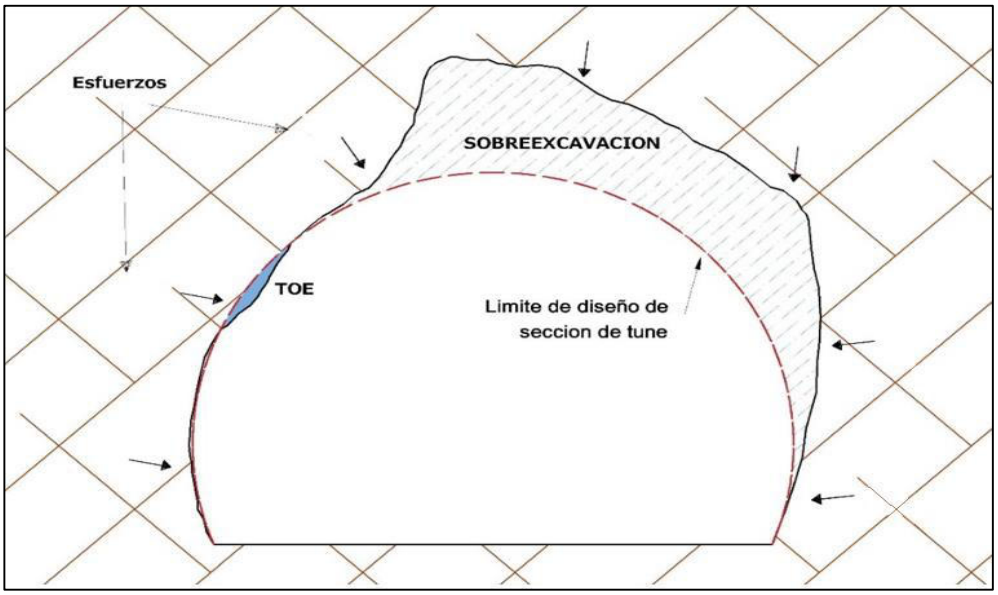
El promedio de sobreexcavación mediante voladura convencional fue de 14.3 %, valores que superan el 5% en roca mala sin la aplicación de la voladura. Estos coinciden con los hallazgos de Dieguez (2014) y la metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontal en la que encontró que la sobre excavación promedio que se presentaba en las voladuras no controladas correspondía al 21%, valor que también supera al 5% de sobre excavación, sin embargo es importante mencionar que dicha investigación se realizó en la construcción del tramo II del túnel Levisa-Mayarí en Moa en Cuba que presentó una situación problemática similar.

Luego de que ocurriera la sobreexcavación encontrada en la voladura N°08 de fecha 9 de octubre con un valor de 21.1%, se tuvo que paralizar la construcción del Túnel Correa para solucionar el problema de la sobreexcavación en roca mala y así evitar mayores incidentes. Las causas de este resultado están relacionadas a la inadecuada voladura, la presencia de fallas en las cercanías a la labor y tipo de roca

variable presente La Figura 25 y Figura 26 describen gráficamente el fenómeno de sobreexcavación.

Figura 25

Esquema general de las áreas de sobreexcavación



Nota: Cuando la sobreexcavación es excesiva se tiene un espacio vacío donde se debe aplicar un sostenimiento reforzado.

Figura 26

Voladura convencional con evidencias de sobreexcavación.



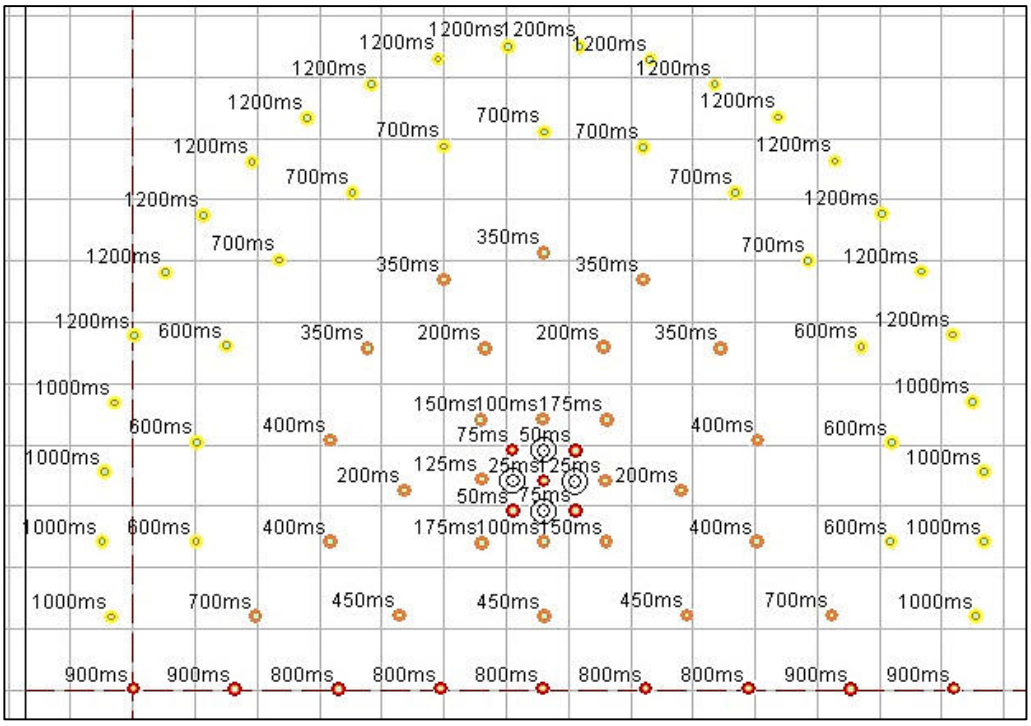
Nota: Se aprecia exceso de sobreexcavación, así como una abertura donde se debe aplicar un sostenimiento de mayor soporte.

Podemos decir que la zona más susceptible a sobreexcavaciones producto de una voladura no controlada es la corona, esto tiene que ver mucho con el tipo de roca in situ. La roca y las condiciones del macizo rocoso son variables en un frente de túnel.

Iniciación y Secuencia de Voladura. Las voladuras establecidas se aplicaron considerando la secuencia de iniciación y los tiempos ilustrados en las Figura 27 y Figura 28.

Figura 27

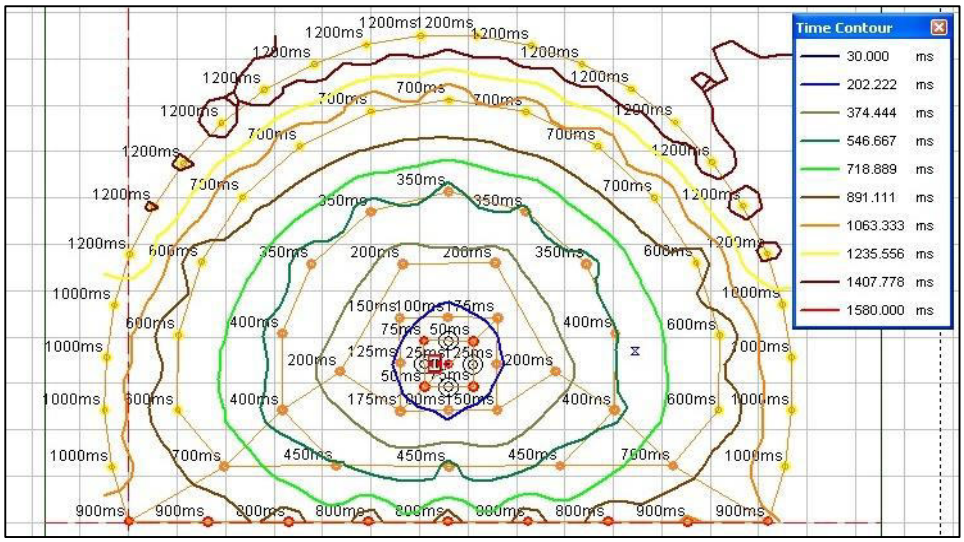
Iniciación y secuencia de la voladura. Voladura Convencional en el Túnel Correa.



Nota: Se aprecia los tiempos de retardo (ms) que se utilizaron para cada taladro.

Figura 28

Iniciación y secuencia de la voladura con líneas de isotiempo. Voladura Convencional en el Túnel Correa.

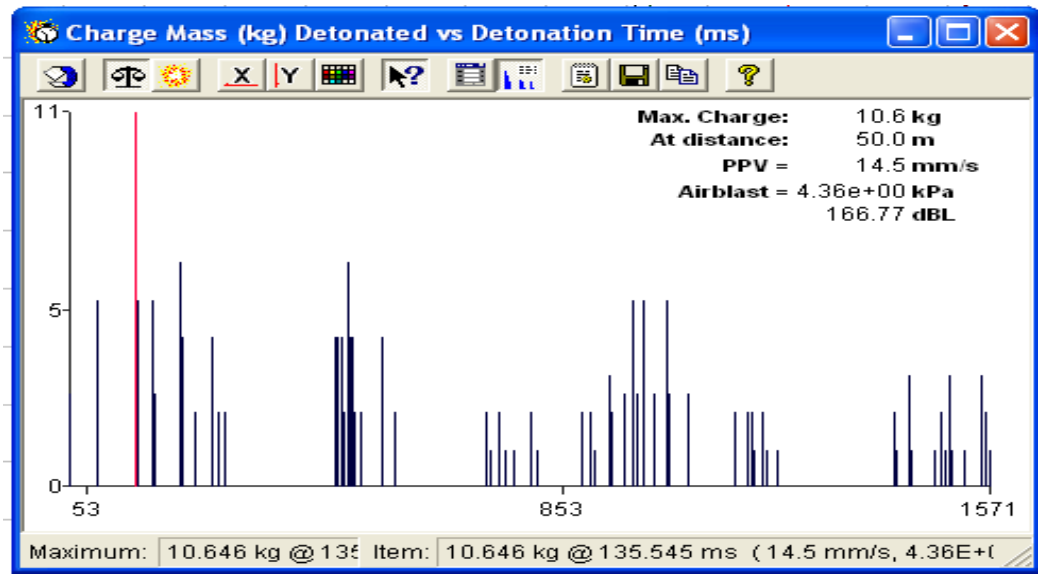


Nota: Se aprecia las líneas de isotiempo de salida de la voladura en milisegundos.

3.5.3. Análisis de vibración en el campo lejano.

Figura 29

Carga operante y Vibración en el Campo Lejano a 50 m.



Nota: En campo lejano se aprecia una carga operante de 10.6 kg y vibración de 14.5 mm/s lo cual es considerado muy alto.

Se observa que muchos taladros con cargas de más de 2 kg detonaron en el mismo rango de tiempo, ello sin lugar a duda causan vibraciones mayores a 12 mm/s en el campo lejano.

Normas internacionales como el DIN 4150 aplicadas en Alemania o normas CETESB D7.013 aplicadas en Brasil limitan los valores máximos de las vibraciones por voladuras para evitar algún daño en las estructuras cercanas a estas. En ese sentido, tomamos como referencia a una estructura de construcción de paredes de yeso o estructura similar a 50 m de distancia de la voladura, con valores entre 1 a 2.5 Hz y considerando que las vibraciones de las voladuras no deberían exceder los 12.7 mm/s.

El análisis de la detonación de la voladura no convencional fue de 14.5 mm/s a 50 metros de distancia el cual es superior a 12.7 mm/s propuesto por las normas internacionales. Esto indica que se debe replantear y optimizar la iniciación y secuencia de voladura ya que también observamos que la carga operante, o la carga explosiva que detona al mismo tiempo, es de 10.6 kg lo cual técnicamente se considera un exceso ya que no debe superar los 7 kg a fin de obtener menor vibración.

3.5.4. Análisis de daño y vibración en el campo cercano.

Tomamos en cuenta el modelo de daño de Holmberg y Persson para analizar la vibración en el campo cercano de las voladuras ya efectuadas con los parámetros indicados.

A partir de la información obtenida mediante prueba de Cross Hole en la roca granodiorita se pudo obtener valores de Velocidad de onda P y S para obtener la Velocidad de Partícula Crítica fundamental para determinar el halo de daño utilizando el modelo de Holmberg y Pearson.

Luego usando la ley de Hooke y la ecuación de Forsyht; y según Mackenzie (1995) se determina el valor máximo de la Velocidad de Partícula Crítica (VPPc).

$$VPPc = \frac{\rho_t * V_p}{E} \quad \textbf{(45)}$$

Donde:

$VPPc$: Velocidad de Partícula Crítica (mm/s).

E : Modulo de Young (26 Gpa).

V_p : Velocidad de Onda P (2048.066 m/s).

ρ_t : Resistencia a la tracción (8.1 Mpa).

$$VPPc = \frac{8.1Mpa * 2048000\ {}^{mm}/_{s}}{26000\ Mpa}$$

$$VPPc = 638.03\ mm/s$$

Utilizando los datos brindados podemos saber que la velocidad de partícula crítica para este tipo de roca mala es de 638.03 mm/s valores superiores a esta en vibraciones es donde existe fracturamiento intenso en el campo cercano. Es importante considerar este valor para las simulaciones de vibraciones y niveles de fracturamiento en el campo cercano en la roca donde se va a realizar la voladura.

Utilizando el planteamiento de Mackenzie (1995) es que podemos resumir los daños en la roca con valores relacionados directamente a la vibración, en este caso a la velocidad de partícula crítica. La Tabla 15 muestra el nivel de daño según VPP.

Tabla 15

Nivel de daño en roca tipo IV o mala según VPP para granodiorita.

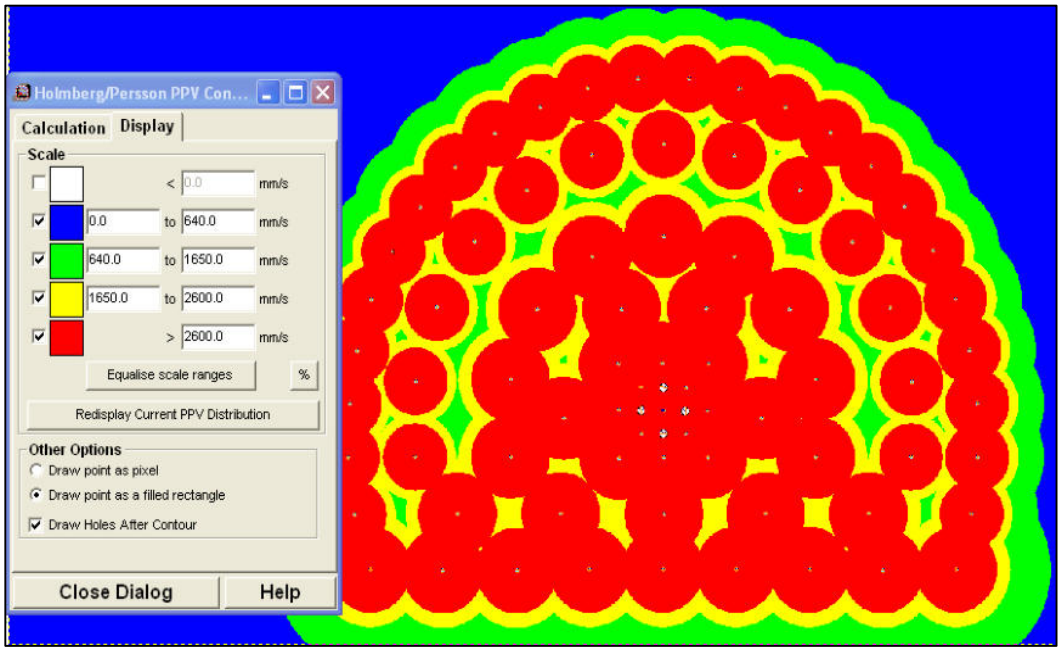
Descripción	Relación VPP	Vibración (mm/s)
Pulverización	8*VPPc	5104.24
Fracturamiento Intenso	4VPPc	2552.12
Aparición de nuevas Grietas	VPPc	638.03
Dilatación de Fracturas	1/4 *VPPc	159.507

Nota: Elaborado en base a la Tabla 7 y los resultados de la Ecuación (45) a fin de obtener los valores de Velocidad de Partícula Crítica.

Es necesario considerar los valores K y ∝ para hacer el análisis en el campo cercano. Para este estudio se ha tomado los valores mostrados en la Tabla 4 que han sido investigados por diferentes autores, por ello tomamos valor K equivale a 456 y ∝ corresponde a 1.12. En la Figura 30 se observa el análisis en el campo cercano a través de halos de daño.

Figura 30

Análisis de daño en el campo cercano.

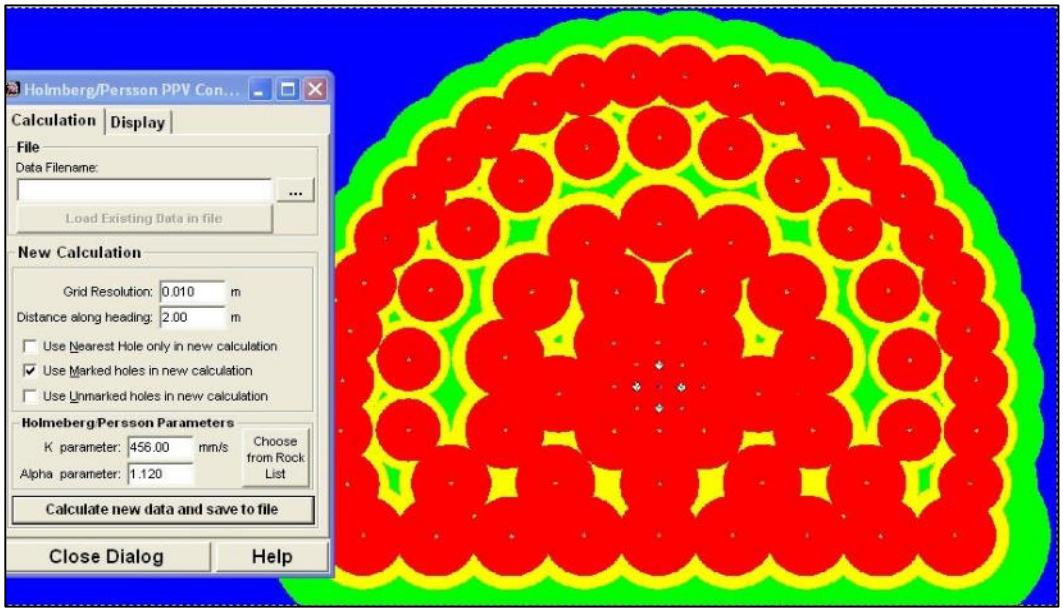


Nota: Elaborado en el programa JK Simblast. Cada color corresponde a un rango de daño basado en el valor PPV.

Estos valores han sido utilizados para visualizar los halos de daños en 2D en el programa JK Simblast y tener una idea predictiva de los daños según la carga explosiva utilizada en voladura controlada. La Figura 31 y Tabla 16 ayudan a interpretar los colores de los halos de daños en el software mencionado.

Figura 31

Análisis de daño en el campo cercano. Vista de cálculos.



Nota: Elaborado en el programa JK Simblast, se pueden observar los valores de K y ∝ utilizados.

Tabla 16

Leyenda de interpretación de los halos de daño del Modelo predictivo Holmberg y Persson.

Rango (mm/s)	Color
0 a PPVc	Azul
PPVc a 4*PPVc	Verde, Amarillo
Mayor a 4*PPVc	Rojo

Nota: Elaborado en base a la Tabla 7 . Esta tabla ayuda a identificar visualmente los daños de la voladura.

De los datos obtenidos se interpreta que en la voladura convencional se ha excedido en la carga en los taladros del contorno del túnel superando los 3220 mm/s. El daño que se genera es muy similar a los taladros de producción. Lo recomendable es que la vibración generada en los taladros de contorno debe ser inferior a los 4*PPVc. Esto explica la sobreexcavación promedio de 14.3% que se ha producido en muchas voladuras con consecuencia de pérdida de tiempo y dinero.

a) Cálculo de parámetros de perforación y diseño de voladura.

El avance máximo (H). Considerando el taladro de vacío de 0.10 m tenemos que:

$$H = 0.5 + 34.1(\emptyset) - 39.4(\emptyset^2)$$

$$H = 0.5 + 34.1(0.10) - 39.4(0.10^2)$$

$$H = 0.5 + 34.1(0.10) - 39.4(0.10^2)$$

$$H = 3.51m$$

Sin embargo, por seguridad y considerando el tipo de roca mala, PM Quellaveco ha establecido un avance máximo de 2.5 m por voladura.

Diámetro de Taladro Vacío Equivalente. Aplicando la Ecuación (16) se tiene que:

$$\emptyset = \left(\sqrt{n}\right) \times (d_0)$$

$$\emptyset = \left(\sqrt{4}\right) \times (0.10m)$$

$$\emptyset = 0.20m$$

Error de perforación. Considerando $\propto$=0.01, H=2.5 y β=0.02 se tiene:

$$F = \propto \times H \times \beta$$

$$F = 0.04 \times 2.5 \times 0.05$$

$$F = 0.005$$

Primer cuadrante.

Burden. Considerando desviación de 2%.

$$B_1 = 1.7\emptyset$$

$$B_1 = 1.7x0.2$$

$$B_1 = 0.34\, m$$

Espaciamiento**.**

$$D_1 = B_1 \times \sqrt{2}$$

$$D_1 = 0.34 \times \sqrt{2}$$

$$D_1 = 0.50m$$

Sin embargo, Gustaffson propone que el *burden* para cada cuadrante debe ser:

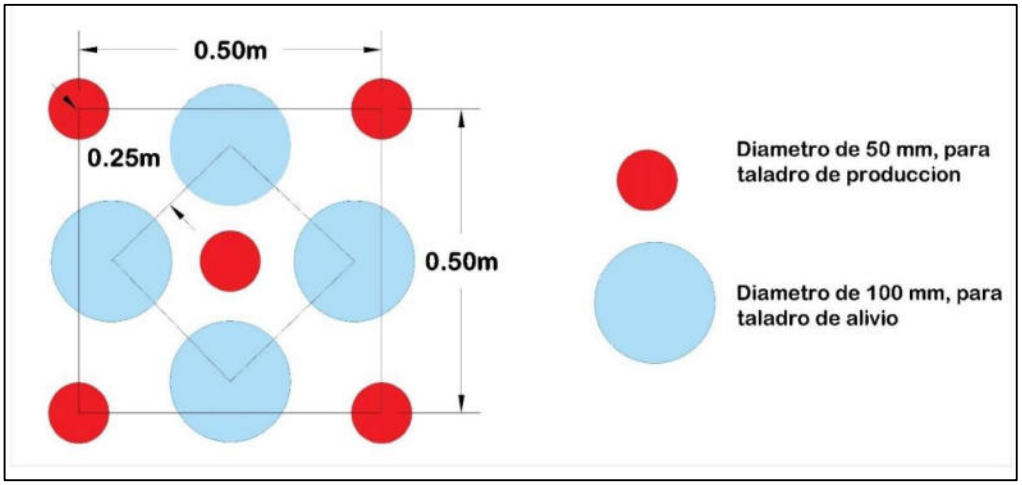
$$B = 0.7 \times a$$

$$B = 0.7 \times 0.35214$$

$$B = 0.25$$

Para el primer cuadrante se tendrá en términos prácticos un *Burden* de 0.25 metros y espaciamiento de 0.50 m.

Figura 32
Diseño del primer cuadrante



Nota: Elaboración propia en base a los cálculos de Primer Cuadrante.

Cálculo de concentración de carga en el primer cuadrante:

$$C.E.=\frac{0.56*\rho*Tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}}$$

$$C.E.=\frac{0.56*2.45*Tan\left(\frac{34+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-55}{3.3}}}$$

$$C.E.=0.25$$

Constante de roca:

$$C=0.8784*(C.E.)+0.052$$

$$C=0.8784*0.25+0.052$$

$$C=0.27$$

Concentración de carga.

$$q = \frac{55 * d(\frac{B}{\emptyset})^{\frac{3}{2}} * \left(B - \frac{\emptyset}{2}\right) * (\frac{C}{0.4})}{S_{Anfo}}$$

$$q = \frac{55 \times 0.05 \times (\frac{0.34}{0.2})^{\frac{3}{2}} * \left(0.25 - \frac{0.2}{2}\right) * (\frac{0.27}{0.4})}{1.01}$$

$$q = 0.61 kg/m$$

Taco:

$$T = 10 * d$$

$$T = 10 * 0.05$$

$$T = 0.5\, m$$

Longitud de carga.

$$Lc = Ltal - T$$

$$Lc = 2.4 - 0.5$$

$$Lc = 2\, m$$

Cuadrante 2.

Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante a:

$$a = (B_1 - F) * \sqrt{2}$$

$$a = (0.25 - 0.005) * \sqrt{2}$$

$$a = 0.35$$

Abertura rectangular generada por el primer cuadrante.

$$A_2 = \sqrt{2} \times (B_1 - F)$$

$$A_2 = \sqrt{2} \times (0.25 - 0.005)$$

$$A_2 = 0.35$$

Burden máximo:

$$B_{2max} = (8.8 * 10^{-2}) * \sqrt{\frac{A_2 * q * S}{d * c}}$$

$$B_{2max} = (8.8 * 10^{-2}) * \sqrt{\frac{0.35 * 0.58 * 1.01}{0.05 * 0.27}} = 0.35\, metros$$

Burden práctico. Gustaffson propone que el *burden* en el segundo cuadrante debe ser:

$$B = 0.7 * a$$

$$B = 0.7 * 0.35$$

$$B_{2prac} = 0.25$$

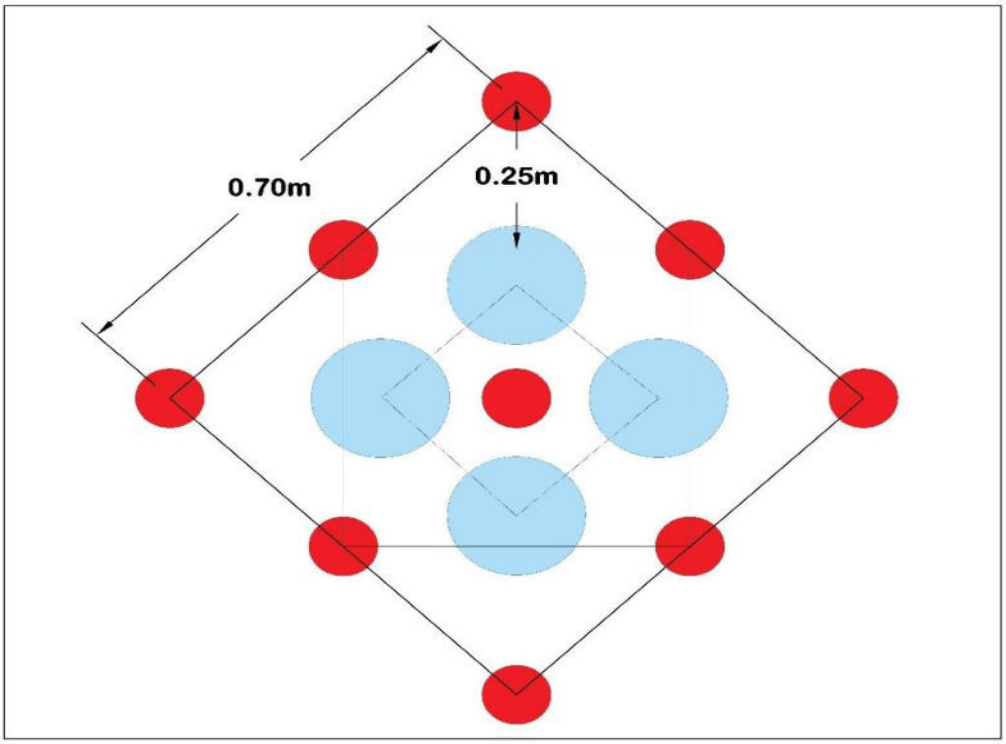
Espaciamiento entre taladros.

$$D_2 = \sqrt{2} * \left[B_{2prac} + \left(\frac{D_1}{2}\right)\right]$$

$$D_2 = \sqrt{2} * \left[0.25 + \left(\frac{0.50}{2}\right)\right]$$

$$D_2 = 0.707\, m \approx 0.70m$$

Figura 33
Diseño del Segundo Cuadrante



Nota: Elaboración propia en base a los cálculos de Segundo Cuadrante.

Cuadrante 3.

Abertura rectangular generada por el segundo cuadrante.

$$A_3 = \sqrt{2} * \left(B_{2prac} + \frac{D_1}{2} - F\right)$$

$$A_3 = \sqrt{2} * \left(0.25 + \frac{0.50}{2} - 0.005\right)$$

$$A_3 = 0.70m$$

Burden máximo.

$$B_{3max} = (8.8 * 10^{-2}) * \sqrt{\frac{A_3 * q * S}{d * c}}$$

$$B_{3max} = (8.8 * 10^{-2}) * \sqrt{\frac{0.70 * 0.61 * 1.01}{0.05 * 0.27}}$$

$$B_{3max} = 0.49m$$

Burden práctico.

$$B_{3pract} = B_{3max} - F$$

$$B_{3pract} = 0.49 - 0.005$$

$$B_{3pract} = 0.485m \cong 0.45m$$

$$B_{3pract} \cong 0.45m$$

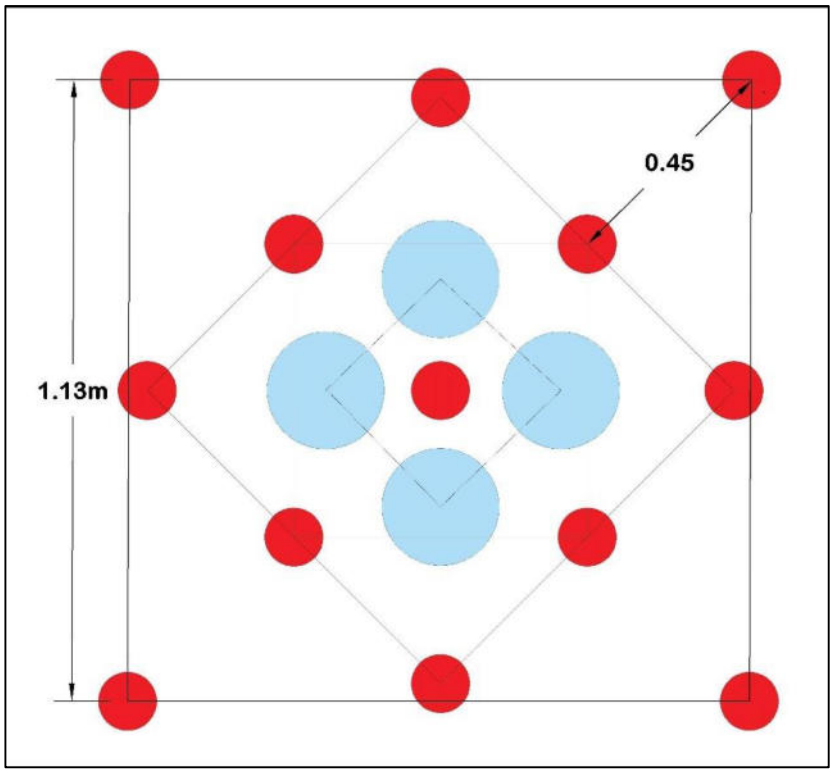
Espaciamiento.

$$D_3 = \sqrt{2} * \left[B_{3prac} + \left(\frac{D_2}{2}\right)\right]$$

$$D_3 = \sqrt{2} * \left[0.45 + \left(\frac{0.70}{2}\right)\right]$$

$$D_3 = 1.13\ m$$

Figura 34
Diseño del Tercer Cuadrante



Nota: Elaboración propia en base a los cálculos de Tercer Cuadrante.

El *burden* será de 0.45m y el espaciamiento será de 1.13 metros para el cuadrante 3.

Arrastre.

Burden máximo.

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{q * S_{Anfo}}{c * f * \frac{E}{B}}}$$

$$B = 0.9 * \sqrt{\frac{0.61 * 1.01}{0.27 * 1.45 * 1}}$$

$$B = 1.1$$

Burden práctico.

$$B_{prac-zap} = \left(B_{max-zap} - (H * Sin\varphi)\right) - F$$

$$B_{prac-zap} = (1.1 - (5.27 * Sin2)) - 0.005$$

$$B_{prac-zap} = 0.92\ m$$

Número de taladros

$$N° = \left(\frac{Ancho\ del\ Túnel + 2H * Sen(\gamma)}{B} + 2\right)$$

$$N° = \left(\frac{6.58 + 2 * 5.27 * Sen(2)}{0.92} + 2\right)$$

$$N° = 9.5 \cong 9\ Taladros$$

Corona.

Espaciamiento.

$$S = K * d(m)$$

$$S = 15.16 * 0.05$$

$$S = 0.75m$$

Burden Máximo.

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B = \frac{S}{0.80} = \frac{0.75}{0.80}$$

$$B = 0.93m \cong 0.90m$$

$$B \cong 0.90m$$

Número de taladros

$$N° = \left(\frac{perímetro\ de\ corona}{E} + 1\right)$$

$$N° = \left(\frac{14.5}{0.75} + 1\right)$$

$$N° = 20.4 \cong 20\ Taladros$$

Número de taladros de producción.

Según el Manual de EXSA (2019, p. 192), se tiene la siguiente fórmula para hallar el número de taladros:

$$N°\ Tal\ produccion = 10\ \times \sqrt{A}$$

Donde A, es el Área de la sección correspondiente a 31.2 m^2.

$$N°\ Tal\ produccion = 10\ \times \sqrt{31.2}$$

$$N°\ Tal\ produccion = 55\ Taladros$$

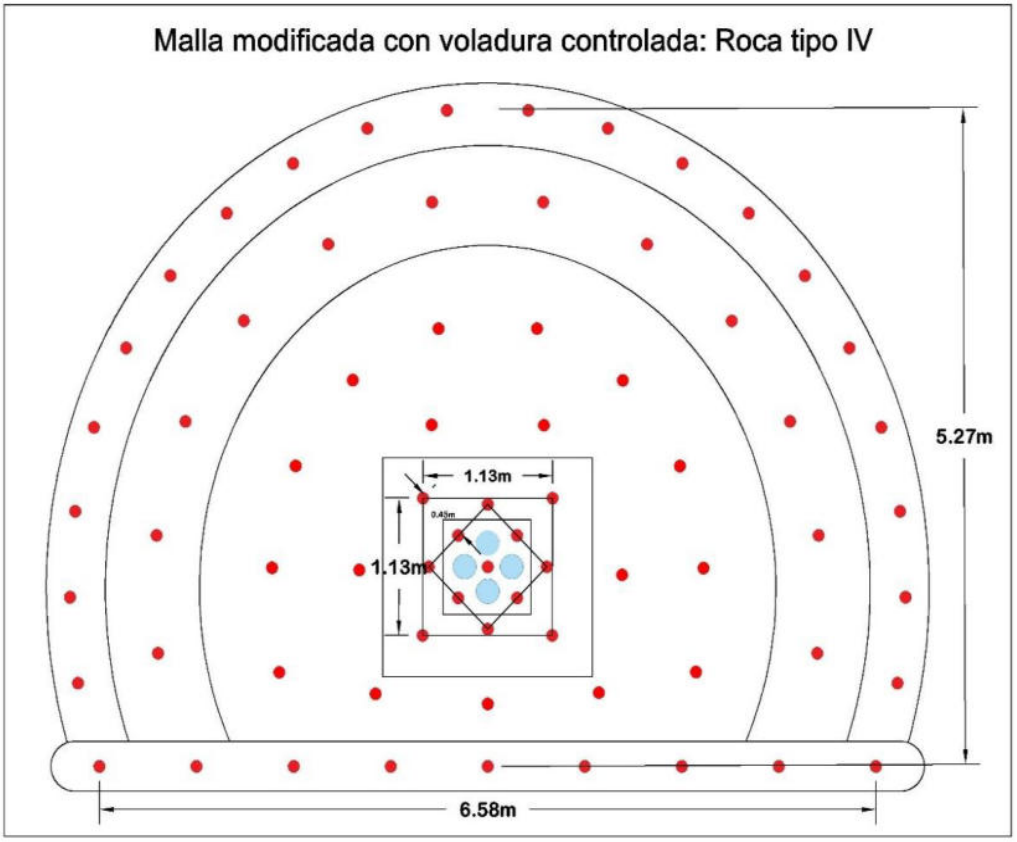
Por lo tanto, el número total de taladros viene a ser:

N° Total Taladros= Taladros de producción + Taladros de contorno

N° Total Taladros= 20+55

N° Total Taladros= 75

Figura 35
Diseño de Malla Final de Voladura Controlada para el Túnel Correa del PM Quellaveco



Nota: Elaboración propia integrando los cálculos del Primer, Segundo y Tercer Cuadrante, así como Número de Taladros.

Según los cálculos se modifica los cuadrantes y asimismo la cantidad de taladros debido a la reducción de los taladros en el contorno del túnel ya sea corona y hastiales de 24 taladros a 20 taladros. Los parámetros y modificaciones se muestran en la Tabla 17.

Tabla 17
Parámetros de voladura controlada en roca tipo IV.

Parametros de voladura controlada en roca tipo IV							
Descripcion	**Cantidad Taladros**	**Dimension de Explosivos**	**Cordon detonante 80G (m)**	**Peso por cartucho**	**Cantidad de Cartuchos / Taladro**	**Carga lineal (kg/m)**	**Total Carga (Kg)**
Arranque	5	1 1/2"x16"	-	0.53	5	1.06	13.25
Ayuda de Arranque	8	1 1/2"x16"	-	0.53	4	0.85	16.96
Destroza	17	1 1/2"x16"	-	0.53	4	0.85	36.04
Ayuda de Cuadrador	12	1 1/2"x16"	-	0.53	2	0.42	12.72
Corona y	18	1 1/4"*16	2.50	0.19	2	0.23	6.71
Hastiales	2	1 1/4"*16	2.50	0.19	2	0.23	0.75
Arrastre	9	1 1/2"x16"	-	0.53	5	1.06	23.85
Taladros de Alivio	4	-	-	-	-	-	-
Taladros vacios	-						
Total	**75**						**110.28**
Area de la seccion (m2)							**31.2**
Avance (m)							**2.5**
Volumen de roca (m3)							**78.0**
Explosivo a usar (kg)							**110.3**
Factor de Carga (kg/m3)							**1.4**

Nota: Se reduce la cantidad de explosivo a utilizar en comparación a la voladura convencional.

Se reduce el factor de carga general de 1.7 kg/m^3 a 1.4 kg/m^3 ya que en el contorno se utiliza nuevos explosivos, de menor diámetro y adicional a ello el cordón detonante de 80 G que genera un corte en la sección por su elevada velocidad de detonación.

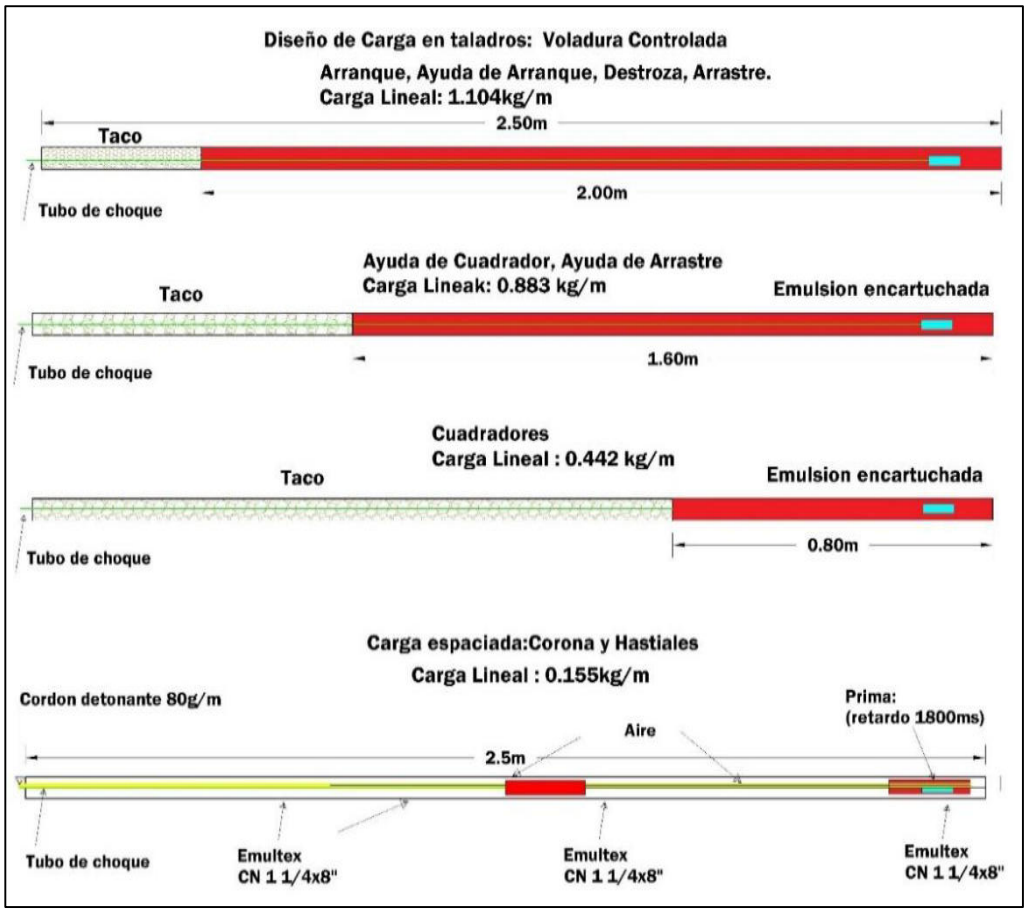
Diseño de carga. El diseño de carga se modifica considerando los niveles de daño y simulaciones en el modelo predictivo de Holmberg y Persson (1994).

Aplicando la voladura controlada se logra disminuir el factor de carga de 1.7 kg/m^3 de explosivo a 1.4 kg/m^3 disminuyendo en 0.3 kg/m^3 de explosivo. Esto se debe a la disminución de carga principalmente del contorno del túnel y cambio

de explosivo de Emultex 11/2”x16” a Emultex CN 11/4x8” aplicándose con cargas espaciadas a 1 metro y a la utilización de cordón detonante de 80 gr/m en los hastiales y corona del túnel. En la Figura 36 se muestra el diseño de carga en las voladuras controlada.

Figura 36

Diseño de Carga: Voladura controlada en roca tipo IV en Túnel Correa.



Nota: Elaboración propia, se observa la carga espaciada en el diseño de carga y cordón detonante 80 G para los taladros de la corona.

Los accesorios y explosivos utilizados en la voladura controlada como se observa en el diseño son carga Exsanel o tubo de choque de retardo de fondo mayor a 1000 ms, cordón detonante de 80gramos por metro, emulsión encartuchada 11/4x8”. El primado en los taladros de hastiales y corona involucra al cordón

detonante 80g/m con el retardo de fondo los cuales deben ir asegurados tal como se puede observar en la Figura 38 donde colaboradores realizan el primado respectivo.

El factor de carga para el contorno para voladura controlada, tal como recomienda Holmberg y Persson (2001) en función al diámetro del taladro:

$$Fc = 90 * d^2 \quad \frac{kg}{m}$$

$$Fc = 90 * 0.05^2 \quad \frac{kg}{m}$$

$$Fc = 90 * d^2 \quad \frac{kg}{m}$$

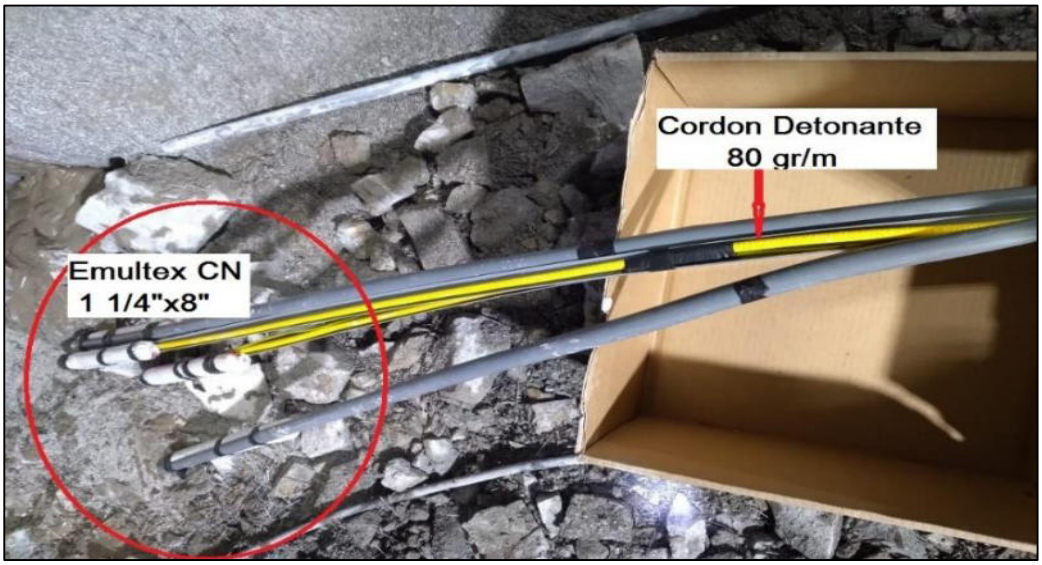
$$q = 0.23\ kg/m$$

En estas voladuras se aplicó los parámetros de carga espaciada, análisis con el modelo predictivo de daño de Holmberg y Persson (1994), análisis de distribución de energía. Asimismo, cambio de explosivos que puedan generar un corte en el contorno del túnel con la finalidad de atenuar las vibraciones y disminuir los daños en las paredes y corona del túnel.

Se ha utilizado emulsión encartuchada 11/4x8" y cordón detonante de 80 gr/m en el contorno del túnel, es decir, en los taladros de hastiales y corona. Cada cartucho de emultex CN 1 ¼" tiene 0.1865 kg y considerando 80Gramos/m de Cordón detonante se tendría un factor de Carga de 0.23 kg/m el cual se cumple con el requerimiento. Estos explosivos y accesorios son fijados mediante tuberías PVC cortados longitudinalmente para mantener el espaciamiento entre cartuchos de Emultex, así como se muestra en la Figura 37. Cabe recalcar que, en estas voladuras también se utilizaron explosivos como la emulsión encartuchada Emultex CN 1 ½"x 16" para los taladros de producción, el único cambio se hizo en el contorno del túnel.

Figura 37

Amarre de explosivos para taladros de contorno de túnel para voladura controlada.



Nota: Dispositivos utilizados de acuerdo al nuevo diseño y parámetros de voladura controlada.

Figura 38

Primado de retardo de fondo y cordón detonante de 80 gr/m junto a emulsión encartuchada.



Nota: Primados de retardos utilizados en el Túnel Correa del PM Quellaveco para controlar la sobreexcavación.

En la Figura 39 se observa a colaboradores realizando el carguío y amarre respectivo del frente de avance en el Túnel Correa aplicando la voladura controlada para reducir la sobre excavación.

Figura 39

Actividades de carguío y amarre de explosivos y accesorios de voladura controlada.

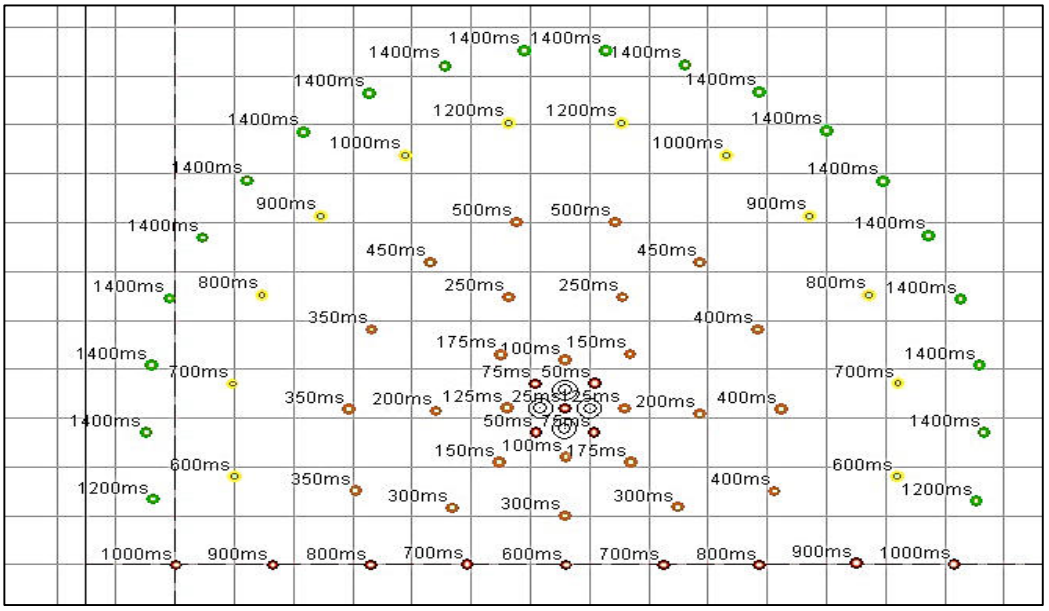


Nota: Estos trabajos se realizan de acuerdo a estrictos estándares de seguridad y bajo supervisión.

El diseño de la secuencia e iniciación de la voladura es importante ya que todos los taladros deben tener diferentes tiempos de retardo para evitar aglomeraciones o carga operante excesiva que incide en el daño al macizo rocoso por vibración, en la siguiente figura se muestra la distribución y líneas de isotiempo:

Figura 40

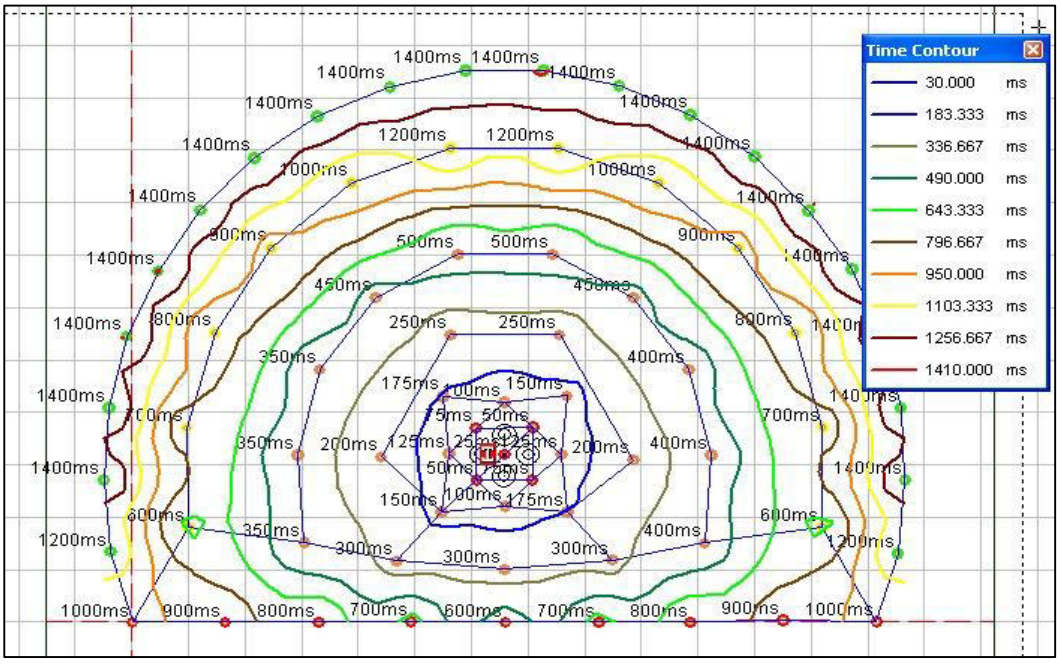
Iniciación y Secuencia de la Voladura. Voladura Controlada en el Túnel Correa.



Nota: Elaborado con los nuevos tiempos de retardos para voladura controlada.

Figura 41

Iniciación y Secuencia de la Voladura con Líneas de Isotiempo. Voladura Controlada en el Túnel Correa.



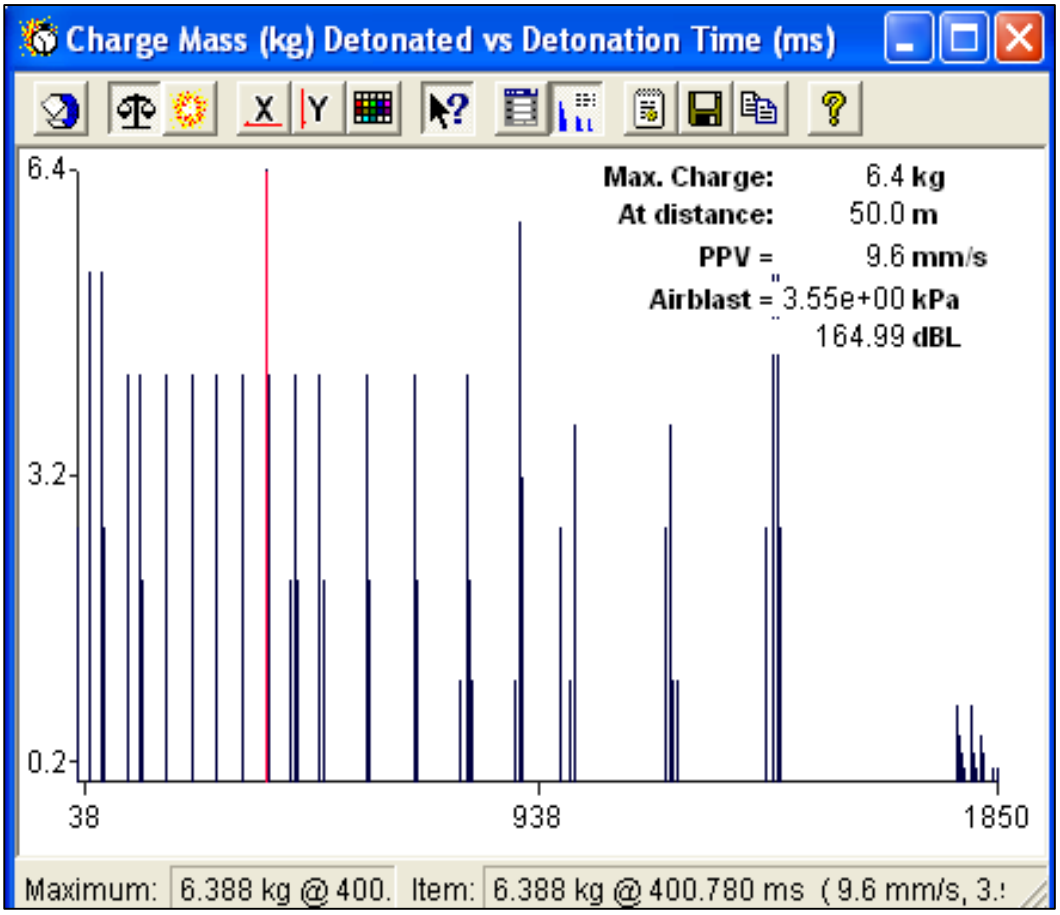
Nota: Se aprecia la secuencia de salida correctamente con líneas de isotiempo.

Vibraciones en el campo lejano.

Con los nuevos parámetros de voladura se logró reducir la carga operante de 10.6 a 6.4 kg esto conlleva a una reducción en la vibración de 14.5 mm/s a tener 9.6 mm/s esto representa una reducción de 4.9 mm/s en la vibración a 50 m de distancia de la voladura. Esta reducción en la vibración es gracias al buen diseño y secuencia de voladura evitando de esa forma que se tenga una elevada vibración en las paredes o contorno del túnel que pueden causar sobre excavación.

Figura 42

Carga operante y vibración en el campo lejano de 50 m de medición.



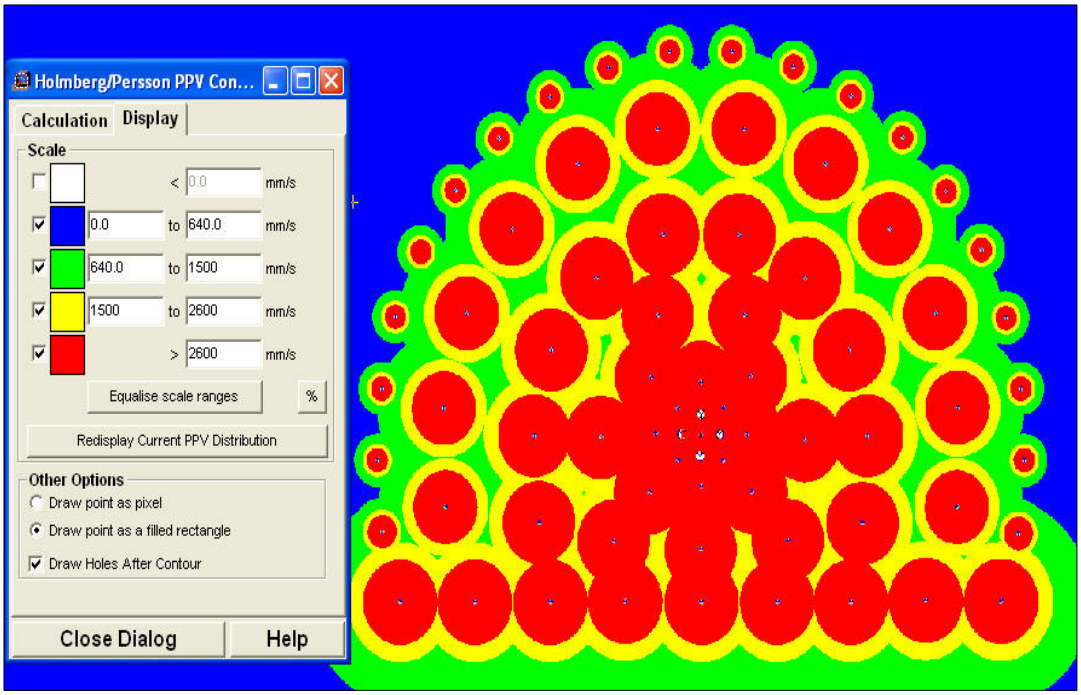
Nota: Se aprecia menor carga operante y menor vibración en el campo lejano.

Vibración en el campo cercano.

Aplicando el modelo predictivo de daño según Holmberg y Persson 1992, en el software JK Simblast se observa la reducción del daño en el contorno del túnel modificando los parámetros de voladura para el contorno del túnel y reduciendo la carga lineal explosiva para roca tipo IV utilizando el PPV Critico de la roca que es de 805mm/s. Con los parámetros K y α de 456 y 1.12 respectivamente para roca tipo IV. La Figura 43 ilustra lo mencionado.

Figura 43

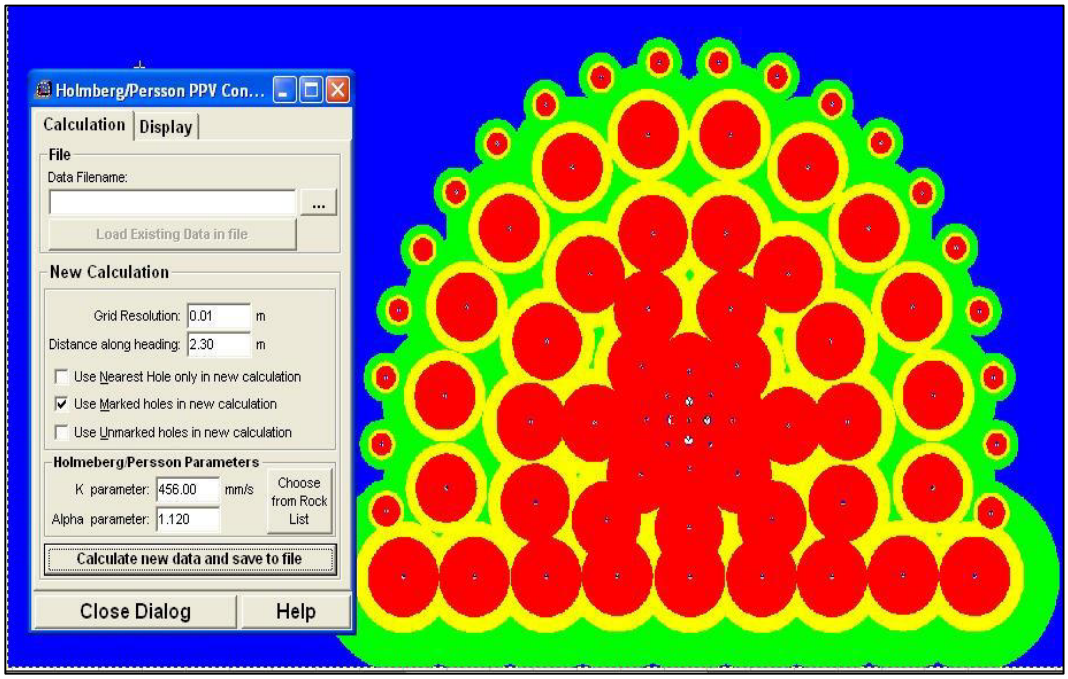
Análisis predictivo de daño del contorno con el uso del programa JK Simblast mediante el modelo de Holmberg y Persson.



Nota: Elaborado en el programa JK Simblast.

Figura 44

Análisis predictivo de daño del contorno con el uso del programa JK Simblast mediante el modelo de Holmberg y Persson. Vista de Cálculo



Nota. Elaborado en el programa JK Simblast.

Realizando un control de la voladura en el recorte del túnel reduciendo la carga explosiva, el diseño y aplicando la carga espaciada se obtiene mejores resultados ya que se reduce los daños en las paredes del túnel y en la corona con valores inferiores a 4*VPPc de la roca como se observa en la figura anterior, esto se interpreta con ayuda de la tabla de colores tomando en cuenta la VPPc de la roca que se aprecia en la parte de la voladura no controlada.

En la Tabla 18 se presentan los resultados obtenidos con voladura controlada.Figura 20

Tabla 18

Resultados de la Voladura Controlada en el Túnel Correa

N°	Fecha	Tipo de Roca	Long. de Tal.	Factor de Carga Total (kg/m3)	Factor de Carga de Recorte (kg/m^2)	Carga Lineal Recorte (kg/m)	Área sobreexcavada (m^2)	Sobreexcavación (%)
1	15/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	1.05	3.40%
2	16/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	0.34	1.10%
3	17/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	-1.01	-3.20%
4	18/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	1.8	5.80%
5	19/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	1.07	3.40%
6	25/11/2020	mala	2.5	1.42	0.32	0.23	0.69	2.20%
7	28/11/2020	mala	2.4	1.47	0.33	0.24	1.13	3.60%
8	28/11/2020	mala	2.4	1.47	0.33	0.24	1.17	3.80%
	Promedio			**1.43**	**0.32**	**0.23**	**0.78**	**2.50%**

Figura 45

Resultados de una voladura controlada en el Túnel Correa.



Nota: Se obtuvo como resultado 3.2% de *toe* en el hastial izquierdo. No se requirió voladura secundaria ya que se utilizó desate de rocas.

La máxima sobreexcavación que se alcanzó fue de 5.8% de sobreexcavación el cual es aceptable para una voladura controlada. En la Figura 46 se muestra el perfil del túnel después de la voladura.

Figura 46

Resultados de una voladura controlada en roca tipo IV. Sobreexcavación de 5.8 %.



Nota: Se observa menor sobreexcavación en comparación con las voladuras convencionales.

3.5.5. Costos de Sostenimiento Relacionados a Sobreexcavación y voladura.

El sostenimiento es la actividad que tiene el objetivo de mantener el vacío que se genera al efectuar una excavación a fin de brindarle estabilidad y condiciones de seguridad a las persona y activos. En el Túnel Correa se ha utilizado Malla y Pernos, así como Arcos Noruegos en los casos de excesiva sobreexcavación.

El sostenimiento evita derrumbes, protege a los trabajadores, los equipos, maquinarias y otros bienes materiales. A su vez evita que el macizo rocoso se deforme y resguarda el acceso a las distintas labores que se pudieran conectar con esta. En resumen, garantiza la seguridad total, impermeabiliza la labor y mantiene

la estabilidad de la labor en el tiempo. En la aplicación del sostenimiento hay que tener en cuenta el comportamiento del macizo rocoso, las dimensiones del diseño, así como la ubicación y los materiales a utilizar.

3.5.5.1. Sostenimiento con Malla y Pernos Helicoidales. Como se mencionó anteriormente este es el sostenimiento estándar del Túnel Correa, se utiliza cuando los parámetros postvoladura son nominales y de acuerdo al diseño de ingeniería. A continuación, se presentan los costos del sostenimiento por Malla y Pernos Helicoidales.

Figura 47
Vista del Túnel Correa. Sección Sostenida con Malla y Pernos Helicoidales.



Nota: El sostenimiento fue mecanizado.

Figura 48

Estructura de Costos del Sostenimiento con Malla y Pernos Helicoidales.

PRESUPUESTO DE SERVICIOS

Partida:	**Sostenimiento-pernos helicoidales**	Rendimiento:	2	Glb:Gdia
Unidad de Medida:	Und	Horas / Guardia:	10.28	H/gdia
Proyecto:	Tunel Correa			
Tipo de Cambio:	3.90			

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	% Incidencia	PU USD	Parcial	Sub-Total	Total (USD)
1.0	**MANO DE OBRA**							**109.64**
	Operario	und	1	100%	76.27	76.3	38.14	
	Operador Empernador	und	1	100%	81.04	81.0	40.52	
	Ayudante de Operador	und	1	100%	61.97	62.0	30.99	
2.0	**MATERIALES**							**317.41**
	Combustible	gln	2	100%	4.50	18	9.0	
	Pernos Helicoidales 10pies	Und	9	100%	42.65	384	191.9	
	Mallas electrodoldadas	m2	16	100%	14.56	233	116.5	
3.0	**IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS**							**31.70**
	Implementos de Seguridad	glb		6%	453	27	13.59	
	Herramientas	glb		8%	453	36	18.11	
4.0	**EQUIPOS**							**37.27**
	Empernador - Propiedad	hm	2	100%	21.20	42	21.20	
	Empernador - Operación	hm	2	100%	16.07	32	16.07	
	COSTO DIRECTO							**496.01**
	Utilidad			14%				69.44
	Gastos Generales			29%				143.13
	COSTO TOTAL			**USD/Und**				**708.58**

Nota, Detalle de los costos del sostenimiento con Malla y Perno Helicoidal por metro de avance en el túnel correa. Este representa 709.58 USD por metro avanzado.

3.5.5.2. Sostenimiento con Arcos Noruegos. El sostenimiento con Arcos Noruegos se utilizó para roca Tipo IV cuando esta presentaba excesiva sobreexcavación.

Este tipo se sostenimiento es más costoso que la aplicación de Malla y Pernos Helicoidales porque requiere de materiales de reforzamiento adicionales como fierro corrugado, soldaduras adicionales, etc. A continuación, se presenta la estructura de costos para el sostenimiento con Arcos Noruegos.

Figura 49
Vista del Túnel Correa. Sección Sostenida con Arcos Noruegos.



Nota: Este sostenimiento se utilizó cuando la sobreexcavación fue excesiva en roca Tipo IV, no obstante, también se utilizó en casos donde la roca era Tipo V.

Figura 50

Estructura de Costos del Sostenimiento con Malla y Pernos Helicoidales.

PRESUPUESTO DE SERVICIOS TUNEL CORREA

Partida:	**Instalación de Arcos Noruegos**		Rendimiento:	2	Glb:Gdia
Unidad de Medida:	Und		Horas / Guardia:	10.28	H/gdia
Proyecto:	Tunel Correa				
Tipo de Cambio:	3.90				

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	% Incidencia	PU USD	Parcial	Sub-Total	Total (USD)
1.0	**MANO DE OBRA**							**$226.43**
	Operario	und	2	100%	$76.27	$152.55	$76.27	
	Oficial	und	1	100%	$71.51	$71.51	$35.75	
	Ayudante de Oficial	und	1	100%	$61.97	$61.97	$30.99	
	Soldador	und	1	100%	$85.81	$85.81	$42.90	
	Operador Manitou	und	1	100%	$81.04	$81.04	$40.52	
			6					
2.0	**MATERIALES**							**$502.53**
	Combustible	gln	1.5	100%	$4.50	$20.25	$10.13	
	Fierro Corrugado de 1/2 Pulg. X 9 m.	Varilla	20	100%	$21.00	$420.00	$210.00	
	Fierro Corrugado de 3/8 Pulg. X 9 m.	Varilla	10	100%	$13.50	$135.00	$67.50	
	Fierro Corrugado de 1/4 Pulg. X 9 m.	Varilla	10	100%	$7.50	$75.00	$37.50	
	Alambre N° 16	Kg	6	100%	$6.00	$36.00	$18.00	
	Oxigeno	m3	10	100%	$11.70	$117.00	$58.50	
	Acetileno	m3	10	100%	$14.30	$143.00	$71.50	
	Soldadura Cellocord de 1/8	Kg	6	100%	$9.80	$58.80	$29.40	
3.0	**IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS**							**$31.70**
	Implementos de Seguridad	glb		6%	$452.87	$27.17	$13.59	
	Herramientas	glb		8%	$452.87	$36.23	$18.11	
4.0	**EQUIPOS**							**$64.50**
	Manitou - Propiedad	hm	3	100%	$12.93	$38.80	$19.40	
	Manitou - Operación	hm	3	100%	$16.07	$48.20	$24.10	
	Máquina de soldar	hm	3	100%	$14.00	$42.00	$21.00	
	COSTO DIRECTO							**$825.16**
	Utilidad			14%				$115.52
	Gastos Generales			29%				$238.10
	COSTO TOTAL			**USD/Und**				**$1,178.78**

Nota: Se utilizó Malla y Pernos Helicoidales en roca Tipo IV en condiciones normales, es decir cuando no se presentaba excesiva sobreexcavación.

3.5.6. Seguridad en el área de trabajo.

La manipulación de explosivos y la actividad de perforación y voladura es considerado como trabajo de alto riesgo por lo que se siguieron escrupulosamente los procedimientos y permisos respectivos, así como los instrumentos de gestión de seguridad como el IPERC (Identificación de Peligros, Evaluación de riesgos y

Controles), PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro) y PETAR (Permiso Escrito de Trabajo de Alto Riesgo) los cuales han sido establecidos por el Decreto Supremo N° 023-2017-EM Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería. En la Figura 51 se observa a supervisores evaluando las actividades, el área de trabajo y la zona postvoladura en una inspección inopinada.

Figura 51

Supervisores Evalúan las Actividades y el Área de Trabajo en el Túnel Correa.



Nota: Estas actividades de alto riesgo son supervisadas escrupulosamente de acuerdo al lema “La seguridad siempre es lo primero”.

3.5.7. Recolección de datos de campo.

Para realizar este estudio se recopiló datos después de cada voladura, tomándose mediciones topográficas radiales y longitudinales en la sección del túnel para determinar y calcular el avance y la sobreexcavación producida en términos

de unidades lineales (m) y área (m^2) utilizándose para ello el instrumento topográfico estación total y cinta métrica, así como se muestra en la Figura 52.

Figura 52
Medición topográfica con estación total en el Túnel Correa.



Nota: Se utilizó la estación total Trimble S5 a fin de comprobar el diseño resultante.

3.5.8. Perforación de taladros

Para la perforación de taladros en el frente de avance del Túnel Correa se utilizó perforadora Boomer Atlas Copco de dos brazos como se muestra en la Figura 53, en perforación máxima de hasta 14 pies. Asimismo, se utilizó brocas de 51 mm de diámetro para taladros de producción y brocas de 102 mm de diámetro para taladros de alivio, a estas últimas se les conoce también como brocas rimadoras.

Figura 53

Perforación en frente del Túnel Correa Quellaveco.



Nota: Perforación de taladros en el Túnel Correa de acuerdo al nuevo diseño de voladura controlada.

Figura 54

Medición de longitud de taladros para cumplimiento del diseño de voladura.



Nota: La longitud del taladro obedece directamente a los cálculos de los parámetros de diseño, desviaciones en esta operación podrían conllevar sobreexcavaciones.

Se realizaron mediciones adicionales en campo, como la longitud de perforación de los taladros que se muestra en la Figura 54, lo cual sirve como control para el cumplimiento del diseño de voladura, ya que la longitud de perforación debe cumplirse de tal forma que la carga explosiva de diseño no se vea afectada, así como el factor de carga.

3.5.9. Primado, carguío y amarre de malla de voladura.

Para el primado se inserta el detonador EXSANEL que contiene el retardo en el interior del cartucho de emulsión, de esta manera se activa y se detonan los explosivos con un tiempo y secuencia determinados para cada taladro.

3.5.9.1. Voladura convencional.

Figura 55
Emultex CN 11/2”x16” explosivo emulsión encartuchada.



Nota: Los explosivos son cargados en el taladro inmediatamente después de ser primados por seguridad.

En estas voladuras se utilizaron los mismos explosivos tanto en los taladros de producción como en los taladros de contorno tales como los hastiales y corona. Se presentó variación en la carga lineal sin la aplicación de la voladura controlada ni modelo predictivo como la de Holmberg y Persson que si se aplicó en las voladuras controladas.

El explosivo utilizado en las voladuras convencionales y controlada fue la emulsión encartuchada 11/2”x16” así como se mostró en la Figura 55.

3.5.9.2. Voladura controlada. En estas voladuras se aplicó los parámetros de carga espaciada, análisis con el modelo predictivo de daño de Holmberg y Persson (1994), análisis de distribución de energía. Asimismo, cambio de explosivos que puedan generar un corte en el contorno del túnel con la finalidad de atenuar las vibraciones y disminuir los daños en las paredes y corona del túnel.

Para las voladuras controladas se ha utilizado emulsión encartuchada 11/4x8” y cordón detonante de 80 gr/m en el contorno del túnel, es decir, en los taladros de hastiales y corona. Estos explosivos y accesorios son fijados mediante tuberías PVC cortados longitudinalmente para mantener el espaciamiento entre cartuchos de Emultex. Cabe recalcar que, en estas voladuras también se utilizaron explosivos como la emulsión encartuchada Emultex CN 1 ½”x 16” para los taladros de producción, el único cambio se hizo en el contorno del túnel.

Para el amarre de la malla de voladura utilizó mecha rápida, la cual es activada por fuego. La mecha rápida que traslada la chispa producida activa el detonador ensamblado de 10 pies de longitud. Este a su vez detona lentamente a una velocidad de un minuto/pie y consiguientemente activa el cordón detonante de 5 gr/m de pentrita. El cordón detonante que va unido a los detonadores pirotécnicos se encarga de activar a los mismos a una velocidad de 7000 m/s. Estos procedimientos son supervisados minuciosamente por el capataz del frente de trabajo, así como se muestra en la Figura 56.

Figura 56

Capataz de grupo supervisando el amarre de pirotécnicos para la voladura en el frente del Túnel Correa – PM Quellaveco.



Nota: El supervisor siempre debe estar al tanto de que se lleve correctamente el procedimiento de amarre.

3.5.10. *Ventilación en las actividades mineras.*

En el Túnel Correa se ha aplicado la ventilación mecánica utilizando un ventilador centrífugo con caudal de 40 000 pies cúbicos por minuto (cfm) marca Atlas Copco para cada frente de trabajo, así como se muestra en la Figura 57. En el túnel Correa se ha realizado el avance tanto por el portal entrada del túnel como del portal salida. El direccionamiento del aire fresco a las labores de avance es mediante una manga de 42”, el cual proporciona el caudal requerido de aire fresco en los frentes de trabajo.

Figura 57
Vista del Ventilador Centrífugo Atlas Copco de 40 000 cfm en el PM Quellaveco.



Nota: Los ventiladores se utilizan para crear una circulación de aire artificial al interior de túneles e instalaciones subterráneas.

3.5.10.1. Requerimiento de Aire Fresco en el Túnel Correa. De acuerdo al D.S. 024-2016-EM y su modificatoria el D.S. 023-2017-EM, se hizo el cálculo del requerimiento de aire en el Túnel Correa de donde se tiene el siguiente cuadro resumen de requerimiento de aire fresco en pies cúbicos por minuto o cfm.

Tabla 19
Requerimiento de aire fresco en túnel Correa.

Ítem	Distribución Requerimientos	m^3/min	cfm
1	Q_{Tr}: Personas (17 trabajadores)	85	3 002
2	Q_{Ma}: Consumo de Madera (<20%)	0	0
3	Q_{Te}: Temperatura en Labores (>23 °C)	0	0
4	Q_{Eq}: Equipos Diesel (07 equipos; 1,940 HP nominal)	631	22 269
5	Q_{Ex}: Explosivos	0	0
	Caudal Requerido $Q_{T1} = Q_{Tr}+Q_{Ma}+Q_{Te}+Q_{Eq}$	**716**	**25 271**
6	Q_{Fu}: Caudal Requerido por Fugas (15%*Q_{To})	107	3 791
	Caudal Requerido $Q_{To}=Q_{T1}+Q_{Fu}$	**823**	**29 062**

Nota: Datos obtenidos del área de Ventilación.

No se considera ventilación por explosivos por ser menor al requerimiento diésel, sin embargo, vale aclarar que con el ventilador de 40 000 cfm se dispuso un tiempo de 90 minutos de ventilación después de cada voladura para diluir los contaminantes. Los cálculos detallados por ítem se detallan en el Anexo 9.

Cumpliendo con las leyes vigentes en ventilación ya mencionados en el párrafo anterior es que para el túnel Correa se tuvo un mayor caudal de aire fresco de ingreso en comparación de lo requerido teniendo un superávit de 10 938 cfm tal como se muestra en la Tabla 20.

Tabla 20
Balance total de aire en Túnel Correa.

Caudal de aire	**m^3/min**	**cfm**
Total de aire requerido	823	29 062
Ingreso de aire	1 133	40 000
Salida de aire	1 161	41 000
Cobertura (%)	138%	
Superávit (cfm)	10 938	

3.5.10.2. Verificación postvoladura, revisión de Tiros cortados y Tiros quedados. Después de cada voladura el supervisor y/o capataz del frente de avance se encarga de verificar la fragmentación de la roca así como los tiros quedados o cortados que pudieran existir cuyas causas podrían atribuirse un carguío inadecuado, corte o daños al tubo de choque, errores humanos como olvido de conexión entre el tubo de choque con el cordón detonante y falla de producto así como se muestra en la Figura 58 se retrata como el capataz se encarga de verificar para dar el visto bueno y se proceda con la siguiente actividad del ciclo de minado que viene a ser el acarreo de material volado.

Figura 58

Verificación postvoladura por parte del encargado.



Nota: El encargado debe asegurarse de que no exista tiros quedados o cortados.

Limpieza, Carguío y Transporte de material volado. Para la Limpieza de material volado se ha empleado el *scooptram* con capacidad de lampón de 9 yd^3 (7.6 m^3) y factor de llenado del 76%. El scooptram realiza el carguío del material volado hacia los volquetes quienes pueden transportar un volumen de 16 m^3 o 25 toneladas de material.

Desatado de rocas. El desatado de rocas se realiza con el objetivo de evitar desprendimiento de rocas sueltas o en inminente inestabilidad para lo cual en Túnel Correa se ha empleado equipo mecánico emplea varillas de aluminio de 6, 8, 10, 12 y 14 pies de longitud, así como se observa en la Figura 59. Dependiendo del alcance al momento de realizar el desatado de rocas se elige el tamaño de las varillas y en posición de defensa o cazador se procede a desatar las rocas inestables o sueltas.

Figura 59

Varilla para desatado de rocas de 14 pies utilizado en el Túnel Correa.



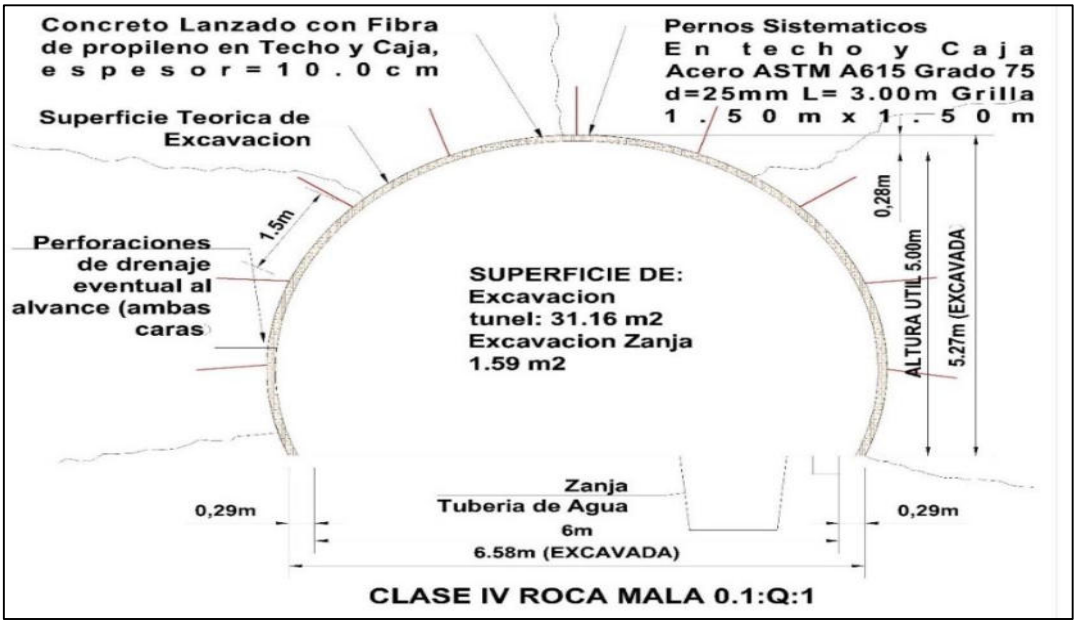
Nota: Esta técnica de desatado solo cuando la zona es estable y segura de lo contrario se utiliza maquinaria de martillo hidráulico (picotón).

Sostenimiento de la labor. Para el sostenimiento en roca tipo IV se ha empleado mallas electrosoldadas con aberturas de 10 cm x 10 cm fijadas con pernos de anclaje de 10 pies de longitud, en la Figura 60 se brindan las especificaciones técnicas.

Debido a la gran dimensión de la sección del túnel se ha utilizado equipo mecanizado como se muestra en la Figura 61 que ayudaron en la instalación de pernos de anclaje y las mallas electro soldadas.

Figura 60

Especificaciones técnicas del sostenimiento.



Nota: El diseño de sostenimiento corresponde a roca Tipo IV.

Figura 61

Instalación de pernos de anclaje con equipo mecanizado en el Túnel Correa.



Nota: El equipo instala los pernos helicoidales iniciando del hastial izquierdo.

Asimismo, se ha utilizado concreto lanzado (shotcrete) de espesor 10 cm cumpliendo con las especificaciones técnicas. El concreto lanzado cubre y refuerza a la malla electro soldada que se instala previamente fijadas con los pernos de anclaje Split set de 10 pies de longitud. El concreto lanzado debe contener fibra de propileno en su mezcla, esto refuerza la unión de las partículas de concreto y así se evita rupturas en la misma.

En la Figura 62 se observa el lanzado de concreto.

Figura 62

Lanzado de concreto con equipo en el Túnel Correa.



Nota: El lanzado de shotcrete es parte fundamental del sostenimiento pues afirma la estabilidad y protege al personal y bienes materiales.

3.6. Análisis de datos.

Para el análisis estadístico de datos en esta investigación ya que se trata de datos cuantitativos corresponde hacer un análisis descriptivo de datos

3.6.1. Depuración, control de calidad y consistencia de los datos.

Se aplicó métodos de microdepuración y macrodepuración en cuanto a los posibles errores de los datos. Asimismo, se consideró criterios de distribución muestral, media, la varianza y desviación estándar.

Tabla 21

Datos para análisis y depuración de voladura convencional según tipo y calidad de roca.

N°	Fecha	Roca tipo	*L.T	F.C. total (kg/m^3)	F.C. recorte (kg/m^2)	Área Teórica (m^2)	Área sobre-excavada (m^2)	Sobreexcavación (%)
1	7/5/2020	IV	2.50	1.70	0.70	31.20	4.11	13.2%
2	9/3/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	3.56	11.4%
3	9/4/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	3.71	11.9%
4	9/8/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	3.91	12.5%
5	9/9/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	3.68	11.8%
6	9/23/2020	IV	2.50	1.71	0.70	31.20	5.04	16.2%
7	9/26/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	5.14	16.5%
8	10/9/2020	IV	2.50	1.69	0.70	31.20	6.58	21.1%
	Promedio		**2.50**	**1.69**	**0.70**	**31.20**	**4.47**	**14.3%**

Nota: *L.T Simboliza la longitud de taladro y F.C. simboliza el Factor de Carga.

3.6.2. Análisis de datos atípicos.

Utilizando la fórmula estadística de cuartiles viene dado por:

Datos atípicos < Q1-1.5*RIC; Q3+1.5*RIC> Datos atípicos.

RIC= Q3-Q1

Donde:

Q1 = Cuartil 1, 25% de datos

Q2 = 50% de datos o Mediana.

Q3 = Cuartil3, 75% de datos.

RIC = Rango Inter Cuartil.

Para análisis en sobreexcavación con voladura convencional se tiene que Q1= 10.9%, Q2= 12.0%, Q3=13.3% y RIC= 2.4% por lo tanto los valores atípicos deberían considerarse valores menores a 7.3% y datos mayores a 16.9%. Por lo cual no se considera ningún dato como atípico y todos deben ser considerados para el análisis estadístico de datos.

Asimismo, para el análisis de datos de sobreexcavación por voladura controlada se tiene los datos que se muestran en la Tabla 22.

Tabla 22

Datos obtenidos de sobreexcavación aplicando voladura controlada.

N°	Fecha	Roca Tipo	L.T.	F.C. Total (kg/m^3)	F.C. Recorte (kg/m^2)	Área Teórica	Área sobreexcavada (m^2)	Sobreexcavación (%)
1	11/15/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	1.05	3.4%
2	11/16/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	0.34	1.1%
3	11/17/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	-1.01	-3.2%
4	11/18/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	1.80	5.8%
5	11/19/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	1.07	3.4%
6	11/25/2020	mala	2.50	1.42	0.32	31.16	0.69	2.2%
7	11/28/2020	mala	2.40	1.47	0.33	31.16	1.13	3.6%
8	11/28/2020	mala	2.40	1.47	0.33	31.16	1.17	3.8%
Promedio				**1.43**	**0.32**	**31.16**	**0.78**	**2.5%**

Nota: *L.T Simboliza la longitud de taladro y F.C. simboliza el Factor de Carga.

Para análisis en sobreexcavación en voladura controlada se tiene que Q1= 1.1%, Q2=3.4%, Q3=3.8% y RIC= 2.7%, por lo tanto, los valores atípicos deberían considerarse valores menores a 1.05% y datos mayores a 7.85%. Por lo cual no se considera ningún dato como atípico y todos deben ser considerados para el análisis estadístico de datos.

3.6.3. Medidas de Tendencia central.

3.6.3.1. Distribución muestral de medias.

La primera distribución muestral importante a considerar es la de la media x̄:

$$\bar{x} = \frac{(x1 + x2 + x3 + \cdots + xn)}{n}$$

Siendo (x1+x2+x3+⋯+xn) el conjunto de datos, n es el total de elementos y x̄ la media.

3.6.3.2. Mediana.

Es el número donde el 50% de datos son mayores y el otro 50% de datos son menores al mismo.

3.6.3.3. Moda.

La moda es el dato con mayor ocurrencia.

3.6.3.4. Medidas de Dispersión:

Varianza:

$$S_x^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N}(X_i - \bar{x})^2}{N - 1}$$

Siendo (x1+x2+x3+⋯+xn) el conjunto de datos y x̄ la media.

Desviación Estándar:

Es una medida que indica que tan cerca o tan alejadas están las puntuaciones con respecto a su media. La desviación estándar nos dice que tan bien representa la media a los todos los datos, es decir, la cantidad promedio que una puntuación dada se desvía de la puntuación promedio.

$$S_x = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{N}(X_i - \bar{x})^2}{N-1}}$$

En la Tabla 23 se tiene resultados de estadística descriptiva de los datos de sobreexcavación para voladura convencional obtenidas en las tablas anteriores, en la que se detalla las tendencias de medida central, la desviación estándar y varianza entre otros estadísticos.

Tabla 23

Resumen análisis de datos con estadística descriptiva, datos de sobreexcavación de voladura convencional según tipo de roca.

Descripción	Valor
Media	14.3
Error típico	1.11
Mediana	12.9
Moda	---
Desviación estándar	3.1
Varianza de la muestra	9.88
Curtosis	1.27
Coeficiente de asimetría	1.33
Rango	9.7
Mínimo	11.4
Máximo	21.1
Suma	114.519
Cuenta	8

En la Tabla 24 se ordenan resultados de estadística descriptiva de los datos de sobreexcavación para voladura controlada obtenidas en las tablas anteriores, en la que se detalla las tendencias de medida central, la desviación estándar y varianza entre otros estadísticos.

Tabla 24

Resumen análisis de datos con estadística descriptiva, datos sobreexcavación de voladura controlada según tipo de roca.

Descripción	Roca IV
Media	2.5
Error típico	0.01
Mediana	3.4
Moda	---
Desviación estándar	0.25
Varianza de la muestra	0.0006
Curtosis	3.17
Coeficiente de asimetría	-1.51
Rango	9
Mínimo	-3.2
Máximo	5.8
Suma	20
Cuenta	8

IV. RESULTADOS.

Sostenimiento. El consumo de concreto lanzado para el sostenimiento es directamente proporcional al área de sostenimiento. Por la formula siguiente.

$$Vol.Shotcrete(m^3) = Espesor(m) * Perímetro(m) * Avance(m)$$

En la Tabla 25, respecto a las voladuras convencionales aplicadas con mayor factor de carga en el contorno del túnel. Se muestra el consumo de concreto lanzado para el sostenimiento con mallas electrosoldadas y pernos helicoidales de 10 pies o 3 metros de longitud.

Tabla 25
Resultados de consumo de concreto lanzado para sostenimiento voladura convencional.

Fecha	Roca tipo	Calidad roca	L.T.	Area Teorica (m2)	Area real (m2)	Volumen Real (m3)	consumo/ avance (m3/m)	Costo (US$/m)
05/07/2020	IV	mala	2.50	36.33	41.69	4.17	1.67	$258.50
03/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	40.25	4.03	1.61	$249.56
04/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	41.51	4.15	1.66	$257.39
08/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	40.41	4.04	1.62	$250.53
09/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	41.22	4.12	1.65	$255.57
23/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	41.68	4.17	1.67	$258.40
26/09/2020	IV	mala	2.50	36.33	43.06	4.31	1.72	$266.97
09/10/2020	IV	mala	2.50	36.33	46.90	4.69	1.88	$290.78
Promedio			**2.50**	**36.33**	**41.40**	**4.14**	**1.68**	**$260.96**

Nota. *L.T. Longitud de Taladro.

De acuerdo a la tabla es que en voladura convencional tiene un efecto negativo en el sostenimiento por ejemplo en el consumo de *shotcrete* se ha utilizado mayor cantidad de *shotcrete* el cual corresponde a 1.68 m^3/m en el avance.

En la Tabla 26, se muestra el consumo de concreto lanzado en voladuras controladas que tuvieron menor sobreexcavación por lo que se observa menor consumo de concreto lanzado (m^3) por cada metro de avance (m).

Tabla 26

Resultados de consumo de concreto lanzado en voladura controlada, estimación de sostenimiento shotcrete

Fecha	Roca tipo	Calidad roca	L.T.	Área Teórica (m2)	Área real (m2)	Volumen Real (m3)	Consumo / avance (m3/m)	Costo (US$/m)
15/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	37.55	3.76	1.50	$232.84
16/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	36.73	3.67	1.47	$227.70
17/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	35.57	3.63	1.45	$225.25
18/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	38.43	3.84	1.54	$238.26
19/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	37.58	3.76	1.50	$232.98
25/11/2020	IV	mala	2.50	36.33	36.77	3.68	1.47	$227.99
28/11/2020	IV	mala	2.40	34.88	36.14	3.61	1.51	$233.41
28/11/2020	IV	mala	2.40	34.88	36.19	3.62	1.51	$233.70
Promedio				**35.97**	**36.87**	**3.70**	**1.49**	**$231.52**

Nota. *L.T. Longitud de Taladro.

Aplicando la voladura controlada, con parámetros de voladura optimizados en el contorno del túnel, así como la aplicación de carga espaciada y cordón detonante de 80gr/m se pudo reducir la sobre excavación, esto quiere decir una menor superficie o área a cubrir con concreto lanzado. Para roca tipo IV, se ha utilizado 1.67m^3/m. Estos resultados representan una reducción en el consumo de concreto lanzado de 0.21m^3/m para roca tipo IV si se aplica la voladura controlada con los parámetros optimizados en el contorno del túnel.

Asimismo, se reduce el costo por sostenimiento ya que con voladura controlada se evitaron daños y ya no fue necesario utilizar sostenimiento con arcos noruegos.

4.1. Resultados estadísticos de variables

Los resultados estadísticos de las variables se muestran a continuación, en primer lugar, se describe la variable el porcentaje de sobreexcavación según el tipo de voladura la se muestra en la Tabla 27.

Tabla 27

Descriptivo del porcentaje de sobreexcavación según tipo de voladura

Estadísticos	Tipo de voladura	
	Convencional	Controlada
N	8	8
Media	0.143	0.025
Mediana	0.129	0.034
Desv. Est..	0.031	0.025
Varianza	0.099	0.001
Asimetría	1.33	-1.51
Curtosis	1.27	3.17
Mínimo	0.011	-0.03.2
Máximo	0.021	0.058

El porcentaje de sobreexcavación según la voladura convencional presenta una media de 0.143 (14.3%) de sobreexcavación con una mediana del 0.13 (13 %), muestra una asimetría positiva, con una distribución leptocúrtica, el valor mínimo es de 0.011 (11 %) y con un máximo de 0.021 (21 %). En caso de la voladura controlada se tiene una media del 0.025 (2.5 %) con una mediana del 0.034 (3.4 %), tiene una asimetría negativa, con forma platicúrtica, el mínimo valor es -0.0321 (-3.2 %) y con un máximo del 0.058 (5.8 %).

También se analizó el factor de carga de recortes cuyos resultados se observan en la Tabla 28.

Tabla 28

Factor de carga de recorte

Estadísticos	Tipo de voladura	
	Convencional (kg/m^2)	Controlada (kg/m^2)
N	8	8
Media	0.7	0.32
Mediana	0.7	0.32
Desv. Est.	0	0.005
Varianza	0	0
Asimetría	-0.012	0.014
Curtosis	-0.028	0
Mínimo	0.7	0.32
Máximo	0.7	0.33

El valor de la media según la voladura convencional fue del 0.7 kg/m^2, con una mediana del 0.7 kg/m^2, muestra una asimetría negativa, con un mínimo del 0.7 kg/m^2 y un máximo de 0.7 kg/m^2. Para la voladura controlada fue del 0.32 kg/m^2, con una mediana del 0.32 kg/m^2, muestra una asimetría positiva, una forma platicúrtica, con un mínimo del 0.32 kg/m^2 y un máximo de 0.33 kg/m^2.

4.2. Contrastación de hipótesis

4.2.1. Pruebas de normalidad de variables

Normalidad para las variables del porcentaje de sobreexcavación y el factor de carga de recorte.

a. Planteamiento de la hipótesis

H_0: Las variables del porcentaje de sobreexcavación y el factor de carga de recorte siguen una distribución normal según el tipo de voladura.

H_1: Las variables del porcentaje de sobreexcavación y el factor de carga de recorte no siguen una distribución normal según el tipo de voladura.

b. Nivel de significancia

Alfa = α = 5%

c. Prueba estadística

Prueba de Shapiro-Wilk.

d. Regla de decisión

Si Sig. < nivel de significancia entonces no se acepta H_0.

e. Cálculo de estadístico

Tabla 29

Prueba de normalidad para el porcentaje de sobreexcavación y el factor de carga de recorte.

Variables	Tipo de voladura	Shapiro-Wilk		
		Estadístico	gl	Sig.
% Sobreexcavación	Convencional	.834	7	.074
	Controlada	.857	7	.123
Factor de carga de recorte (kg/m^2)	Convencional	0	7	0
	Controlada	.566	7	0

f. Conclusión

Teniendo en cuenta la Tabla 29 podemos indicar que existen evidencias estadísticas a un nivel de confianza del 95%, nivel de significancia del 5% para afirmar el porcentaje de sobreexcavación correspondiente a la voladura convencional (0.074) no proviene de una distribución normal también se observa que el valor sig. (0.123) que pertenece al porcentaje de sobreexcavación es mayor a la significancia por lo que se concluye que esta variable proviene de una distribución normal. En el caso del factor de carga de recorte tanto para el tipo de voladura convencional (0) y controlada (0) el valor sig. es menor a la significancia por lo que se concluye que no provienen de una distribución normal. Teniendo en cuenta lo anterior optaremos aplicar pruebas no paramétricas para contratar las hipótesis relacionadas a estas variables.

4.2.2. Contrastación de la hipótesis general

Para contrastar la hipótesis general se utilizará pruebas no paramétricas tomando en cuenta, comparando los valores de los métodos de voladura convencional y controlada.

a. Planteamiento de la hipótesis

H_0: La aplicación de la voladura controlada no reduce la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa.

H_1: La aplicación de la voladura controlada reduce la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa.

b. Hipótesis estadística

H_0: La mediana del porcentaje de sobreexcavación con el método de voladura convencional es igual a la mediana del porcentaje de sobreexcavación con el método de voladura controlada.

H_1: La mediana del porcentaje de sobreexcavación con el método de voladura convencional es diferente a la mediana del porcentaje de sobreexcavación con el método de voladura controlada.

c. Nivel de significancia

Alfa = α = 5%

d. Prueba Estadística

Prueba de Mann-Whitney.

e. Regla de Decisión

Si Sig. < nivel de significancia entonces no se acepta H_0.

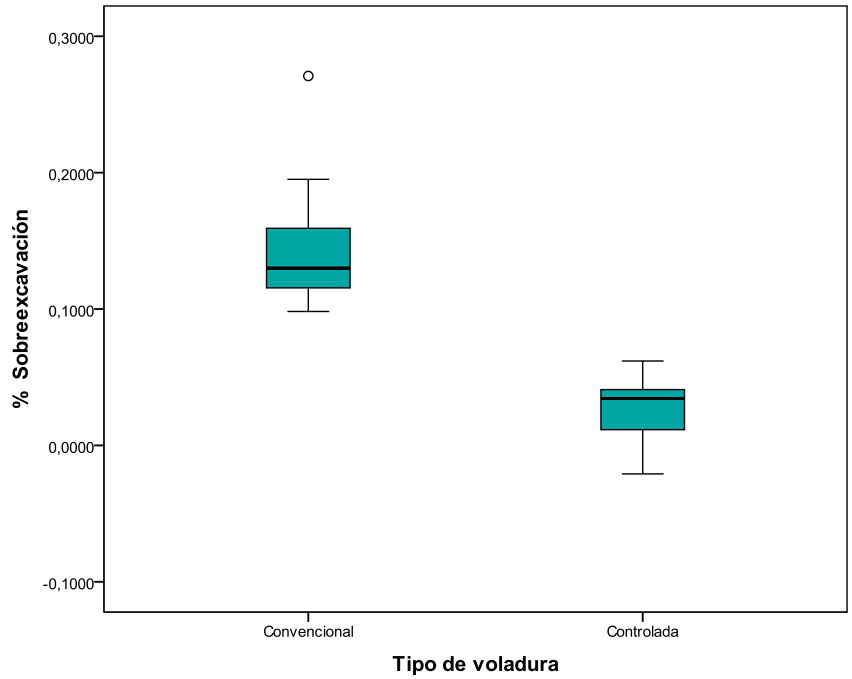
f. Cálculo de Estadístico

Tabla 30
Estadístico de prueba de U de Mann-Whitney para el porcentaje de sobreexcavación según el tipo de voladura

Estadísticos de contraste	Valores
U de Mann-Whitney	.000
W de Wilcoxon	120.000
Z	-3.3
Sig. asintót. (bilateral)	.000

Figura 63

Caja y bigote del porcentaje de sobreexcavación según tipo de voladura



g. **Conclusión.** Teniendo en cuenta la Tabla 30 y la Figura 63 podemos indicar que existen evidencias estadísticas a un nivel de confianza del 95% para no aceptar H_0 correspondiente a la hipótesis estadística; debido a que al valor del Sig. asintót. (0.000) es menor al valor de la significancia (0.05) por lo que la aplicación de la voladura controlada reduce la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa.

4.2.3. Contrastación de las hipótesis especificas

4.2.3.1. Primera hipótesis especifica. Para contrastar la primera hipótesis especifica se utilizará pruebas no paramétricas para lo cual compararemos los valores de los métodos de voladura convencional y controlada considerando la variable al factor de carga recorte.

a. Planteamiento de la hipótesis

H_0: La aplicación de la voladura controlada no reduce el factor de carga de recorte en el avance del Túnel Correa.

H_1: La aplicación de la voladura controlada reduce el factor de carga de recorte en el avance del Túnel Correa.

b. Hipótesis estadística

H_0: La mediana del factor de carga recorte con el método de voladura convencional es igual a la mediana del factor de carga de recorte con el método de voladura controlada.

H_1: La mediana del factor de carga recorte con el método de voladura convencional es diferente a la mediana del factor de carga de recorte con el método de voladura controlada.

c. Nivel de significancia

Alfa = α = 5%

d. Prueba estadística

Prueba de Mann-Whitney.

e. Regla de decisión

Si Sig. < nivel de significancia entonces no se acepta H_0.

f. Cálculo de estadístico

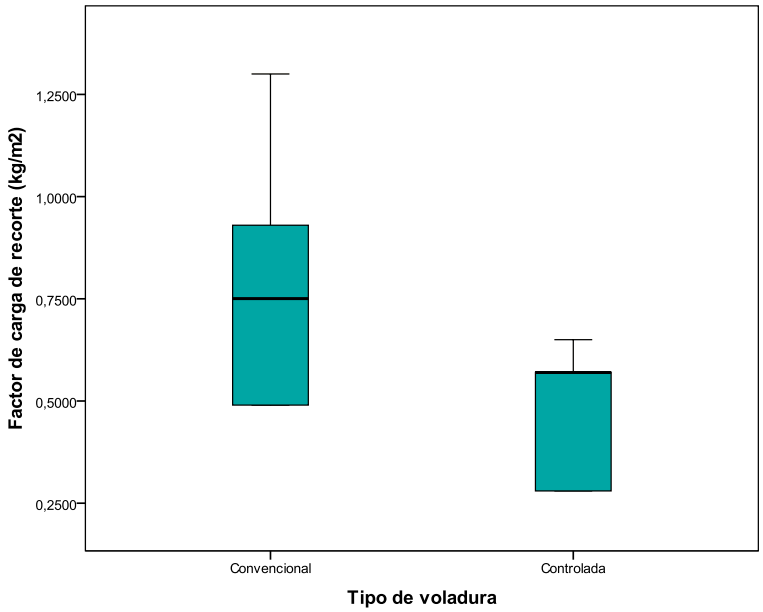
Tabla 31

Estadístico de prueba de U de Mann-Whitney para factor de carga de recorte según el tipo de voladura

Estadísticos de contraste	Valores
U de Mann-Whitney	0
W de Wilcoxon	171.000
Z	-3.3
Sig. asintót. (bilateral)	.001

Figura 64

Caja y bigote del para factor de carga de recorte según tipo de voladura.



h. **Conclusión.** Teniendo en cuenta la Tabla 31 y Figura 64 podemos indicar que existen evidencias estadísticas a un nivel de confianza del 95% para no aceptar H_0 correspondiente a la hipótesis estadística; debido a que al valor del Sig. asintót. (0.001) es menor al valor de la significancia (0.05) por lo que la aplicación de la voladura controlada reduce al factor de carga de recorte en el avance del túnel Correa.

4.2.3.2. Segunda hipótesis específica. Para contrastar la segunda hipótesis se compararán la estructura de costos del sostenimiento con Malla y Perno Helicoidal y el sostenimiento con Arcos Noruegos.

Tabla 32

Comparación de la estructura de costos del Sostenimiento de Malla con Pernos Helicoidales y Arcos Noruegos

	Malla con Perno		Arcos Noruegos	
	Subtotal (USD)	Total (USD)	Subtotal (USD)	Total (USD)
MANO DE OBRA		**109.64**		**226.43**
Operario	38.14		76.27	
Operador Empernador	40.52			
Ayudante de Operador	30.99			
Oficial			35.75	
Ayudante de Oficial			30.99	
Soldador			42.90	
Operador Manitou			40.52	
MATERIALES		**317.41**		**502.53**
Combustible	9.00		20.25	
Pernos Helicoidales 10pies	191.93			
Mallas electrodoldadas	116.48			
Fierro Corrugado de 1/2 Pulg. X 9 m.			210	
Fierro Corrugado de 3/8 Pulg. X 9 m.			67.50	
Fierro Corrugado de 1/4 Pulg. X 9 m.			37.50	
Alambre N° 16			18.00	
Oxígeno			58.50	
Acetileno			71.50	
Soldadura Cellocord de 1/8			29.40	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS		**31.70**		**31.70**
Implementos de Seguridad	13.59		27.17	
Herramientas	18.11		36.23	
EQUIPOS		**37.27**		**64.50**
Empernador - Propiedad	21.20			
Empernador - Operación	16.07			
Manitou - Propiedad				19.40
Manitou - Operación				24.10
Máquina de soldar				21.00
Utilidad		69.44		115.52
Gastos Generales		143.13		238.10
TOTAL (USD)		**708.58**		**1178.78**

De la tabla se concluye que el sostenimiento con Arcos Noruegos representa un incremento de 66% en los costos por concepto de sostenimiento, comparado a su alternativa Malla y Pernos Helicoidales. En ese sentido cada voladura con resultados de sobreexcavación por encima de los parámetros de diseño y seguridad representará un exceso de costo de 470.20 USD con respecto a sostenimiento. De esta manera tenemos que la voladura controlada representa una reducción de costos significativa con respecto a la voladura convencional de acuerdo a la Tabla 33 .

Tabla 33
Tabla de resumen de resultados

Item	Descripción	Voladura convencional	Voladura controlada	Diferencia
1	Sobre excavación (%)	14.30%	2.50%	11.80%
2	Costo Sostenimiento (US$/m)	1178.78	708.58	470.20
3	Costo Concreto lanzado (US$/m)	260.96	231.52	29.44
4	Costo de Explosivos (US$/m)	189.69	200.54	-10.85
5	**Total (US$/m)**	**1629.43**	**1140.64**	**471.13**

Nota. Este resumen detalla la diferencia de la suma de los costos asociados a voladura convencional y controlada respectivamente. Se observa que la voladura controlada significa una reducción de costos de 470.2 US$ por metro de avance de túnel con respecto a la convencional.

Figura 65
Distribución Relativa de Costos para Voladura Convencional

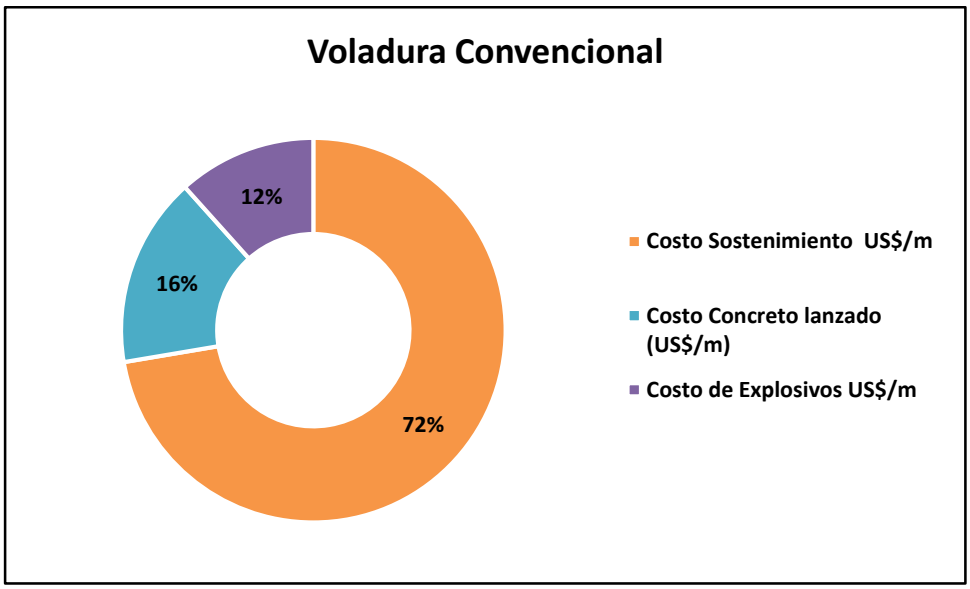
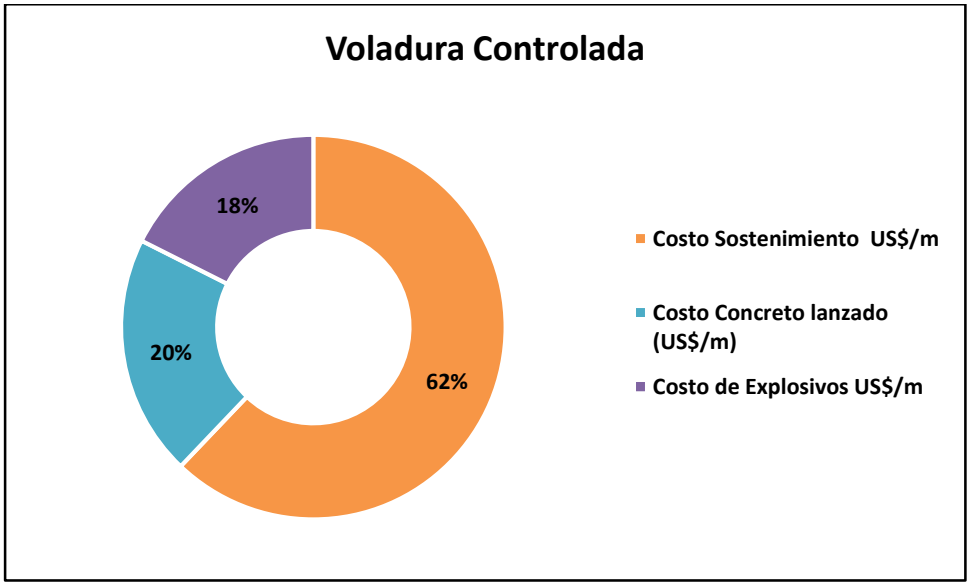


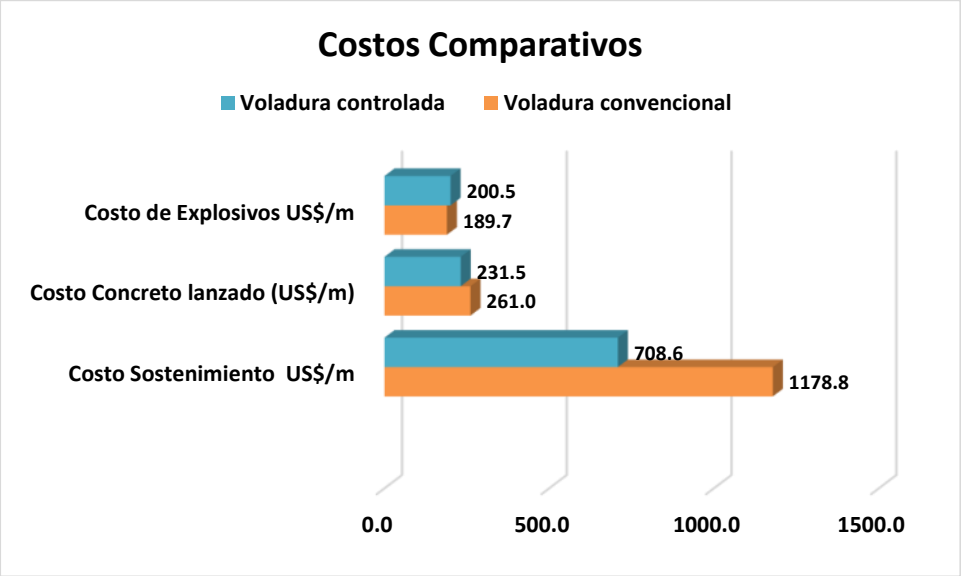
Figura 66
Distribución Relativa de Costos para Voladura Controlada



Nota. En la voladura controlada gran parte del costo asociado pertenece a la instalación de sostenimiento (62%) y en menor medida a los explosivos y concreto lanzado.

Figura 67

Costos comparativos, Voladura Controlada y Voladura Convencional



Nota. Elaborado con información de la Tabla 33. Se observa un ligero aumento de los costos por explosivos en la Voladura Controlada, no obstante, los costos de sostenimiento se ven reducidos significativamente.

Debido a que se ha corroborado en el primer objetivo específico del presente estudio que la voladura controlada previene sobreexcavaciones mayores a 5%, se concluye que la voladura reduce los costos por sostenimiento de secciones sobreexcavadas del Túnel Correa.

V. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Al aplicar la voladura controlada en los hastiales y corona evita la sobreexcavación de la labor de avance en el Túnel Correa, generando condiciones más seguras para el personal y se reduce la incidencia de sostenimiento con Arcos Noruegos. Los resultados coinciden con los de Vilca (2019) en tanto se reduce porcentaje de sobreexcavación, el problema principal planteado en esta investigación.

Los resultados son compatibles con Retamozo (2021) quien concluyó que aplicando voladura controlada de cargas espaciadas en la Unidad Minera Retamas, Perú se ha logrado reducir la sobreexcavación que por ende también ha reducido los costos por sostenimiento considerablemente.

Hay una concordancia con los resultados obtenidos según Chávez (2018). Con la aplicación de la metodología de perforación y voladura controlada la sobreexcavación se redujo en un 5.43% por la optimización de la perforación y al usar el precorte con taladros de alivio en la corona de la labor en la construcción del nivel 660, en la mina Acchilla, U.E.A. Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., 2018. Asimismo, concluyó que los costos unitarios de la perforación y voladura de rocas y del sostenimiento se incrementan debido a la sobreexcavación.

Los resultados de la presente tesis discrepan con los resultados obtenidos por Sulcacondor (2018) que aplicando voladura controlada obtuvo una reducción del 15.0% al 0.0% de sobreexcavación, debido a que no menciona que se haya presentado *toes*. En la práctica este resultado de obtener 0% de sobreexcavación no se presenta, ya que normalmente se obtiene sobreexcavación o lo opuesto que viene a ser *toes.* Según el estándar de cada unidad minera se puede tolerar un límite de sobreexcavación, por ejemplo, en el Proyecto Minero Quellaveco el porcentaje máximo permisible de sobreexcavación fue del 5%, valores superiores a ello conllevaría riesgos de seguridad y mayores costos.

Por otra parte, los resultados respaldan a los obtenidos por Castañeda (2019) en su tesis de reducción de la sobreexcavación mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera Parcoy, ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobreexcavación de 15.33% a 6.79%. Pese a que el porcentaje de sobreexcavación aún sigue siendo elevado esto depende de los estándares de cada unidad minera y los beneficios de la voladura controlada prevalecen.

De La Cruz (2019) cuya investigación analiza la evaluación de la perforación y voladura con un mayor control en la sobreexcavación obtuvo como resultado una mayor seguridad en el contorno de la labor minimizando la sobreexcavación y con mayor eficiencia en el avance proyectado del By Pass 2724 en la unidad minera Parcoy.

En la presente investigación al aplicar la voladura controlada se redujo la sobreexcavación en 11.8% , este resultado concuerda con los resultados obtenidos por Vilca (2019) ya que en su investigación de tesis concluye que con la aplicación de la voladura controlada de recorte y espaciamiento de cargas desacopladas se ha logrado reducir la sobreexcavación en 7% en el mes de setiembre también considerando el área de influencia de los taladros se concluyó reducir el marcado de la sección de perforación según el tipo de terreno en cada labor. De acuerdo al autor la voladura convencional ocasiona problemas de sobreexcavacion, aumento de altura de minado, mayor porcentaje de dilución y elevados costos de sostenimiento y limpieza de mineral. En su trabajo de tesis señala que aplicando una voladura controlada ha podido reducir la dilución del mineral en 5%, los costos de sostenimiento en 16.17US$/m de avance, y los costos de limpieza en 6.78US$/m en los tajeos de Minera Aurífera Retamas S.A.

Rivera (2019), en su trabajo de tesis, concluyó que con un nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la construcción del túnel se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal en el túnel. Se logró cumplir el planeamiento mensual programado en avance

lineal y con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el proyecto hidroeléctrico se logró reducir el factor de carga explosiva de 3.47 kg/m^3 a 2.52 kg/m^3, obteniendo una voladura controlada y reducción de la sobreexcavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados.

En el presente estudio se disminuyó en 11.8% la sobreexcavación en el avance del Túnel Correa lo cual es también compatible con Castro y Rodríguez (2016) quienes después de realizar la voladura controlada de precorte en la corona de la malla de perforación obtuvieron una reducción de la sobreexcavación de hasta 17.44%.

En la voladura controlada se ha utilizado el cordón detonante que tiene una velocidad de detonación de aproximadamente 7,000 m/s y el gramaje de 80 gr/m en conjunto con la carga espaciada de emulsión encartuchada de menor diámetro y longitud. Se recomienda la utilización de ambos explosivos en casos similares a los descritos en el presente estudio debido a que produjeron un buen resultado al generar un corte entre taladros del contorno del túnel con daños mínimos.

La voladura controlada algunas veces produjo toes en la roca de 2%, sin embargo, estos presentaron grietas y fisuras por lo que no fue necesario usar voladura secundaria para alcanzar el perímetro de diseño, se utilizó desatado de roca con martillo hidráulico, más conocido como “picotón”.

VI. CONCLUSIONES

Aplicando la voladura controlada se ha reducido la sobreexcavación que se tenía con voladura convencional de 14.3% a 2.5% en el Túnel Correa del proyecto minero Quellaveco durante el año 2020.

Con la aplicación de voladura controlada se redujo el Factor de Carga de Recorte de 0.7 kg/m^2 a 0.32 kg/m^2 en el diseño de la malla de voladura del Túnel Correa.

La aplicación de la voladura controlada redujo los costos de sostenimiento del Túnel Correa dado que la diferencia entre Malla y Pernos Helicoidales y Arcos Noruegos es de 470.20 USD/m. Siendo que los Arcos Noruegos se aplicaron en roca muy mala o tipo V según RMR, sin embargo, también se aplicaron en los casos de sobreexcavación excesiva en roca tipo IV, los cuales se evitan con la voladura controlada. En el Túnel Correa se presentaron tramos con roca tipo IV por un total de 1,016 m donde se aplicó voladura controlada por lo que se ha ahorrado un costo total de 477, 723.2 USD en sostenimiento.

VII.RECOMENDACIONES

En toda voladura controlada se debe priorizar el cuidado de los hastiales y la corona utilizando carga espaciada y asimismo la velocidad pico de partícula generada por la voladura debe ser menor a 01 veces la velocidad de partícula crítica en el contorno del túnel ya que si supera este valor el daño notorio es inminente tal como lo indica el modelo de campo cercano de McKenzie (1995).

Es indispensable realizar un mapeo geológico estructural del macizo rocoso del túnel y caracterización del mismo para realizar un buen diseño de voladura controlada que evite y/o reduzca daños en el contorno.

Es importante considerar los costos indirectos de sobreexavación al hacer uso de alternativas menos costosas como la voladura convencional, debido a los costos asociados al sostenimiento para asegurar la estabilidad y seguridad de una labor sobreexcavada.

Para optimizar el avance de un túnel, se debe analizar integralmente las actividades unitarias de perforación y voladura, de la manera descrita en la presente investigación.

VIII. REFERENCIAS

Acevedo, O. (2009). *Determinación de la magnitud de esfuerzos in situ*. [Tesis de pregrado. Universidad Autónoma de México. México]. Repositorio de la UNAM.

Altamirano, A. (2014). *Diseño de tronadura en una fase-Aplicación a minería continua-Codelco-División Andina*. [Tesis de postgrado. Universidad de Chile]. Santiago de Chile, Chile. Repositorio de la Universidad de Chile.

Araya, O (2018). *Evaluación de la Metodología Roger Homlberg para el diseño de Túneles Mineros*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Andrés Bello]. Repositorio de la Universidad Nacional Andrés Bello.

Arora, S. y Dey, K. (2010). *Estimation of near-field peak particle velocity: A mathematical model*. Journal of Geology and Mining Research (2).

Bravo, I. (2018). *Estudio de vibraciones inducidas por tronadura en Minera Spence*. [Tesis de pregrado. Universidad de Chile]. Repositorio de la Universidad de Chile.

Buele, G. (2017). *Optimización de los parámetros de perforación y voladura en el avance del túnel de la mina Cabo de Hornos.* [Tesis de pregrado. Universidad del Azuay]. Repositorio Institucional de la UA.

Castro, J. y Rodriguez, J. (2016). *Reducción de la sobrerotura en el crucero 3910 del nivel 2360 de la mina "pec" de la cia. Consorcio minero horizonte.* [Tesis de Pregrado. Universidad Nacional de Trujillo]. Repositorio UNT.

Chavez, F. (2018). *Metodología de perforación y voladura controlada en la construcción del nivel 660, para evitar la sobreexcavación en la mina Acchilla, U.E.A. Julcani, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A, 2018*. [Tesis de Pregrado. Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. Repositorio de la UNSAM.

Deere, D. y Miller, R. (1966). *Engineering classification and index properties for intact rock.* Air Force Weapons Lab Tech, (AFWL-TR-65-116).

De Cospedal, J. (2019). *Utilización de la medida de vibraciones en voladuras para el conocimiento de los daños al macizo de roca ornamental.* [Tesis Doctoral. Universidad Politécnica de Cartagena]. Repositorio de la UPC.

De la Cruz, C. M. (2019*). Evaluación de los parámetros de perforación y voladura que inciden en la sobre excavación del by pass 2724 unidad minera parcoy-consorcio minero horizonte s.a*. [Tesis de pregrado. Universidad Nacional de san Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional UNCH.

Dueñas, G. J. (2018). *Reducción del daño inducido al macizo rocoso mediante monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones por voladuras en el bypass 179. Compañía minera kolpa s.a.* [Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNA.

Dieguez, G. (2014). *Metodología para el diseño de voladuras de contorno en el laboreo de excavaciones subterráneas horizontales.* [Tesis Doctoral. Instituto superior minero metalúrgico de Moa, Cuba]. http://ninive.ismm.edu.cu/bitstream/handle/123456789/1414/Yoandro.pdf?sequence=1&isAllowed=y

EXSA S.A. (2019). *Manual práctico de voladura.* (5ª ed.). EXSA SA. https://www.mineriadelibrosycursos.com/2019/10/manual-practico-de-voladura-5ta-edicion.html

FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. (2019). *Manual de Perforación y Voladura*. https://www.sqminingsociety.com/2021/04/manual-de-perforacion-y-voladura-famesa.html

Herrero, G. (2017). *Evaluación y análisis de daño en voladuras subterráneas. Trabajo fin de Master.* [Tesis de Maestría, Escuela Técnica superior de ingenieros de Minas y Energía]. (pp. 3,6-13). http://oa.upm.es/48712/.

Hoek, E. y Brown, E (2010). *Excavaciones subterráneas en roca*. Mcgraw – Hill.

Holmberg, R. Persson, P. y Lee, J. (2001). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press (6ta ed.).

Huayhua, A.R. (2019). *Implementación del Plan de Respuesta a Emergencias en la Construcción de Presa de Relaves – Consorcio JJC – Besalco S.A.C. - Cia. Minera Quellaveco*. [Tesis de pregrado. Universidad Nacional San Agustín]. Repositorio Institucional UNSA.

Knight Piésold Consultores S.A. (2008). *Modificación del Estudio de Impacto Ambiental del Proyecto Quellaveco*. Knight Piésold Consultores S.A.

Konya C., Albarrán E. (1998). *Diseño de voladuras*. Primera edición 1998.

Lopez, J. (1997*). Manual de Túneles y Obras subterráneas.* Editorial Madrid.

Mahtab, M.A., Rossler, K., Kalamaras, G.S., Grasso, P. (1997). *Assessment of geological overbreak for tunnel design and contractual claims*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 34(3-4), 185.e1-185.e13. https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)00086-5

Mandal, S.K., Singh M.M. (2009), *Evaluating extent and causes of overbreak in tunnels.* Tunnelling and Underground Space Technology, 24(1), 22-36. https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)00086-5

Marín, S. F. (2019). *Diagnóstico y propuesta de minimización de la sobre excavación de las galerías en la mina Consorcio Minero Horizonte S.A.* [Tesis de Pregrado. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional UNSCH.

Mendoza, J. (2006). *Perforación y voladura*. Universidad Nacional de Ingeniería (Ed. 2006).

Ministerio de Energía y Minas. (2020). *Estadísticas de accidentes en mortales en el sector minero*. Ministerio de Energía y Minas. http://www.minem.gob.pe/_estadistica.php?idSector=1&idEstadistica=12464

Nicholls, H., Johnson, C. y Duvali, W. (1971). *Blasting Vibrations and their Effects on Structures.* United States Bureau of Mines Bulletin (656).

Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.* Osinergmin. https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf

Olsson, M., (2010). *Tunnel blast design for minimizing of the damage zone. A guidance document for SKB and Posiva*. Swebrec Report 2010, 4.

Ostberg, A. (2013). *High precision drilling in tunneling in rock by drilling and blasting*. Spathis & Gupta.

Retamozo, J. (21 de febrero de 2021). *Voladura Controlada en Túneles de Acceso en Minería.* Jueves Minero. Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, Lima, Perú.

Rivera, H. H. (2019). *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán III.* [Tesis de pregrado. Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNA.

Secretaría de Comunicaciones y Transportes (2016). *Manual de diseño y construcción de túneles de carretera 2016*. Ruiz, G., Murrieta, R., Poon, C. https://www.sct.gob.mx/fileadmin/DireccionesGrales/DGST/Manuales/Manual_Tuneles/CAP04.pdf

Sulcacondor, M. J. (2018). *Optimización de operaciones unitarias de perforación y voladura mediante voladura controlada en labores horizontales en la cia minera poderosa s.a. [Tesis de pregrado.* Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional de la UNSCH.

Trimble (2020). *Estación Total Trimble S5*. [Imagen] https://geospatial.trimble.com/products-and-solutions/trimble-s5

Van, E. (2017). *Measuring of Over-Break and the Excavation Damage Zone in Conventional Tunneling*. (pp. 1-3) Luleå University of Technology. Repositorio Institucional UT.

Vilca, C. R. (2019). *Optimización de perforación y voladura para el control de la sobrerotura aplicando modelo matemático áreas de influencia u.m. carahuacra*. [Tesis de Pregrado. Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio de la UNA.

Vilca, W (2019). *Aplicación de voladura controlada para minimizar el uso de sostenimiento en el Nv. 2225 gal 880 en la zona palo plantado, u.e.a capitana-cia caraveli-Arequipa, 2019.* [Tesis de Pregrado. Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio de la UNA.

Zhang L. (2005). *Engineering Properties of Rocks*. Elsevier Publ (Vol. 4, 1-290).

IX.ANEXOS.

9.1. Matriz de Consistencia.

Problemas	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Metodología
Principal	**General**	**Principal**				
¿Cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta la sobreexcavación del Túnel Correa?	Analizar cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta la sobre excavación en el avance del Túnel Correa.	La aplicación de la voladura controlada reduce la sobre excavación en el avance del Túnel Correa.	**Variable independiente** Voladura controlada	Diseño de malla de perforación y voladura	*Burden* Carga lineal Carga de recorte Espaciamiento N° de Taladros	**Tipo de estudio**: Descriptivo correlacional **Nivel de investigación**: Correlacional **Población:** Túnel Correa del PM Quellaveco
			Variable dependiente Sobreexcavación en el avance del Túnel Correa	Sobreexcavación	Área Real Área Teórica Distancia de Sobre excavación (m)	
				Fragmentación	Velocidad Pico Partícula (PPV)	
				Factor de carga	Explosivo(kg) Longitud de taladro(m).	
				Sostenimiento	Costo de sostenimiento con Perno Helicoidal y Malla Costo de sostenimiento con Arcos noruegos	
Específicos a) ¿Cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta el factor de carga de recorte en el avance del Túnel Correa?	**Específicos** a) Analizar cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta el factor de carga de recorte en el avance del Túnel Correa.	**Específicas** a) La aplicación de la voladura controlada reduce el factor de carga de recorte en el avance del Túnel Correa.				
b) ¿Cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta al costo de sostenimiento en el avance del Túnel Correa?	b) Analizar cómo el uso de la aplicación de la voladura controlada afecta al costo de sostenimiento en el avance del Túnel Correa.	b) La aplicación de la voladura controlada reduce el costo de sostenimiento en el avance del Túnel Correa.				

9.2. Puntaje para el cálculo de parámetros del Índice Q

	Descripción **1 Índice de familias de juntas**	**valor Jn**
A	Masivo, sin o con pocas juntas	0.5-1.0
B	Una familia de juntas	2
C	Una familia de juntas + una familia aleatoria	3
D	Dos familias de juntas	4
E	Dos familias de juntas+ una familia aleatoria	6
F	Tres familias de juntas	9
G	Tres familias de juntas + una familia aleatoria	12
H	Cuatro o más familias de juntas, familia aleatoria, roca muy fracturada, etc.	15
I	Roca triturada terrosa	20

Nota. i. Para intersecciones de túneles, emplear 3xJn. ii. Para portales, emplear 2xJn.

	Descripción **2 Índice de rugosidad de las discontinuidades**	**Valor Jr**
a) Contacto entre paredes de roca, y		
b) Contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm		
A	Juntas discontinuas	4
B	Onduladas rugosas o irregulares	3
C	Onduladas lisas	2
D	Onduladas pulidas	1.5
E	Planares rugosas o irregulares	1.5
F	Planares lisas	1
G	Planares pulidas	0.5
c) Sin contacto de paredes de roca ante un desplazamiento cortante.		
H	Zona con minerales arcillosos con espesor suficiente para prevenir/impedir el contacto de paredes de roca.	1

Nota: i. La descripción se refiere a características de escala pequeña e intermedia, en ese orden. ii. Añadir una unidad (1) al valor de Jr si el espaciamiento promedio de la familia principal de discontinuidad es mayor a 3 m (dependiendo del tamaño de la abertura subterránea). iii. Jr= 0.5 puede ser utilizado para discontinuidades planares pulidas con lineaciones, siempre que las lineaciones estén orientadas en la dirección de deslizamiento estimada (dirección de mínima resistencia) (Osinergmin, 2017, p. 197).

	Descripción		Valor
3	**Índice de alteración de discontinuidades**	**φr (grados aprox.)**	**Ja**
a) Contacto entre paredes de roca (sin rellenos de mineral, solo revestimientos)			
A	Relleno fuertemente soldado, duro, inablandable, impermeable, por ejemplo, cuarzo o epidota.		0.75
B	Paredes de discontinuidades inalteradas, sol superficies manchadas	25°-35°	1
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas. Recubrimiento de minerales no ablandables; partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25°-30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas, pequeña fricción de arcilla (no blanda).	20°-25°	3
E	Recubrimientos de minerales de arcilla suaves o de baja fricción, por ejemplo, caolinita o mica. También, clorita, talco, yeso, grafito, etc. Y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8°-16°	4
b) Contacto entre paredes de roca ante un corte de 10 cm (rellenos delgados de mineral)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25°-30°	4
G	Rellenos de minerales arcillosos fuertemente sobreconsolidados, inablandables (continuos, pero con espesores menores a 5mm)	16°-24°	6
H	Rellenos de minerales arcillosos blandos con sobreconsolidación media o baja, (continuos, pero con espesores menores a 5mm)	12°-16°	8
J	Rellenos de arcilla expansiva, por ejemplo, montmorillonita (continuos, pero con espesores menores a 5mm). El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6°-12°	8-12
c) Sin contacto de paredes de roca ante un desplazamiento cortante (rellenos gruesos de mineral)			
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada	16°-24°	6
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Sobre consolidación media o baja o rellenos blandos.	12°-16°	8
M	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Arcilla expansiva. El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6°-12°	8-12
N	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla fuertemente sobre consolidadas.	12°-16°	10

O	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla con sobre consolidación mediana a baja.	12°-16°	13
P	Zonas o bandas continuas y gruesas con arcilla expansiva. Con sobre consolidación mediana a baja. El valor de Ja depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6°-12°	13-20

4	**Descripción** **Factor de reducción en las discontinuidades**	**Valor** **Jw**
A	Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo)	1
B	Flujos medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos/"lluvia")	0.66
C	Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno	0.5
D	Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades.	0.33
E	Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizás derrumbe.	0.2-0.1
F	Flujos o presión de agua excepcionalmente alta y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizás derrumbe.	0.1-0.05

Nota. i. Los Factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de Jw si la roca es drenada o se realiza la inyección del cemento. ii. Los problemas especiales causados por la formación del hielo no son considerados.

5	**Descripción** **Factor de reducción de esfuerzos**	**Valor** **SRF**
	a) Zonas de debilidad de intersección la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso	
A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de la roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo corto en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad <50m)	5
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).	5

E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad >50m)	2.5

Nota. i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influencian, pero no intersecan la excavación subterránea.

b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos		**σc/σ 1**	**σo/σc**	**SRF**
F	Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	>200	<0.01	2.5
G	Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	200-10	0.01-0.3	1
H	Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para estabilidad.	10-5	0.3-0.4	0.5-2
	También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.			2-5
J	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de >1 hora en roca masiva.	5-3	0.5-0.65	5-50
K	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	3-2	0.65-1	50-200
L	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	<2	>1	200-400

Nota. ii. Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): Cuando 5< **σ**1/**σ**3 <10, reducir **σ**c a 0.75**σ**c, cuando **σ**1/**σ**3>10, reducir **σ**c a 0.5**σ**c, cuando **σ**c=resistencia a la compresión no confinada, **σ**1 y **σ**3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y dv= esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).

c) Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones	**σo/σc**	**SRF**
Presión leve de roca plástica	1-5	5-10
Presión intensa de roca plástica	>5	10-20

NOTA. iv. Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo a la literatura pertinente (por ejemplo, Singh et al., 1992 y Bhasin y Grimstad, 1996).

d) Roca expansiva: Actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua	**SRF**

Presión leve de roca expansiva	5-10
Presión intensa de roca expansiva.	10-15

9.3. Parámetros de la clasificación RMR de Bieniawski

1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de Carga puntual	>10	10-4	4-2	2-1	Compresion simple(Mpa)		
		Compresion simple	>250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuacion		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuacion		20	17	13	6	3		
3	Separacion entre diaclasas		>2m	0.6-2m	0.2-0.6	0.06-0.2	<0.06		
	Puntuacion		20	15	10	8	5		
4	Estado de discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuacion	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1-1.0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuacion	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuacion	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno Blando >5mm		
		Puntuacion	6	4	2	1	0		
		Alteracion	Inalterada	Ligerament e alterada	Moderadam ente	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuacion	6	5	3	1	0		
5	Agua freatica	Caudal por 10m de tunel	Nulo	<10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relacion presion de agua/tension principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligerament e Humedo	Humedo	Goteando	Agua fluyendo		
	Puntuacion		15	10	7	4	0		

Correccion por la orientacion de las discontinuidades

Direccion y Buzamiento		Muy favorable	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorable
Puntuacion	Tuneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

9.4. Obtención del Índice GSI



9.5. Índice de Calidad de Excavación de Túneles Q

Tabla 34
Sistema Q de Clasificación del Macizo Rocoso

Índice de calidad	Descripción	Valor de roca	RQD
A	Muy mala	(>27 juntas por m^3)	0-25
B	Mala	(20-27 juntas por m^3)	25-50
C	Regular	(13-19 juntas por m^3)	50-75
D	Buena	(8-12 juntas por m^3)	75-90
E	Excelente	(0-7 juntas por m^3)	90-100

Nota: i. Si el RQD es 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10. ii. Intervalos de RQD de 5, es decir, 100, 95,90, etc., son lo suficiente exactos. iii. Asimismo, el RQD puede ser estimado mediante el número de juntas por metro (jv): RQD= 110-2.5(Jv) (Osinergmin, 2017, p. 196).

9.6. Ensayos de roca Granodiorita y cuaderno de obra del Túnel Correa que detalla los parámetros geomecánicos obtenidos en observación de campo

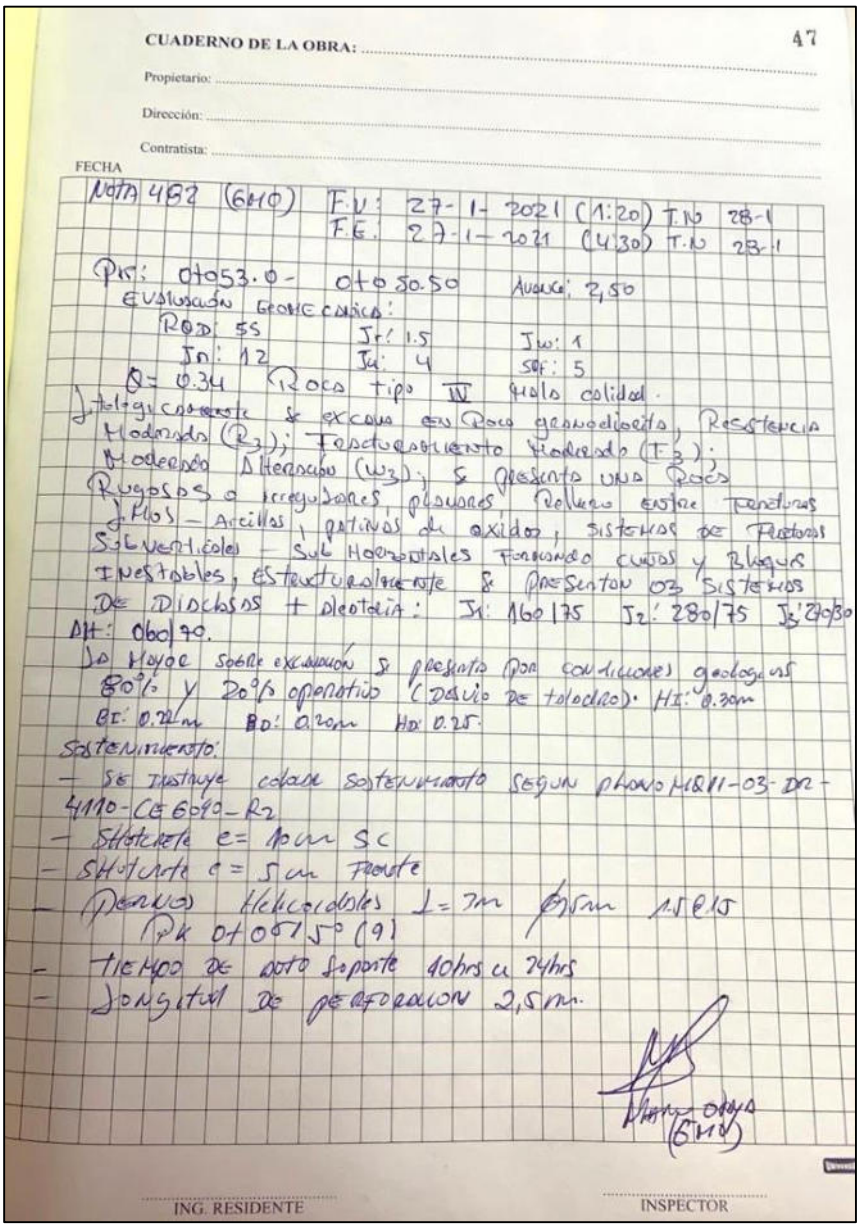
9.6.1. Ensayo para roca Granodiorita Túnel Correa

GEOMECÁNICA DE LA ROCA



Muestra	123
Litología	Granodiorita
Índice Q de Barton	0.344
RMR	55
RMR(89)	39
GSI	34
Módulo de young (Gpa)	26
Resistencia a la tracción (Mpa)	8.1
Espaciamiento entre discontinuidades	1-5cm
Grado de meteorización	Moderadamente meteorizada
Tipo de roca	Ígnea intrusiva
Granularidad	Fanerítica
Tamaño de grano	Grano fino (1-2mm)
Estructura	Homogénea

9.6.2. Cuaderno de obra Túnel Correa que detalla las observaciones Geomecánicas de campo.



CUADERNO DE LA OBRA: 47

Propietario: .....

Dirección: .....

Contratista: .....

FECHA

Nota 482 (6M10) F.V: 27-1-2021 (1:20) T.N 28-1
F.E. 27-1-2021 (4:30) T.N 28-1

Pk: 0+053.0 - 0+050.50 Avance: 2,50

Evaluación Geomecánica:

RQD: 55 Jr: 1.5 Jw: 1

Jn: 12 Ja: 4 SRF: 5

Q= 0.34 Roca tipo IV Mala calidad.

Litología constante & exceso en Roca granodiorita, Resistencia Moderada (R_3); Fracturamiento Moderado (F_3); Moderada Alteración (W_3); & presenta una Roca Rugosas a irregulares, planares Relleno existe Fracturas Mas - Arcillas, patinas de oxidos, Sistemas de Fracturas Subverticales - Sub Horizontales Formando cuñas y Bloques Inestables, Estructuralmente & presentan 03 Sistemas De Discontinuidad: J1: 160/75 J2: 280/75 J3: 240/30

DH: 060/70.

La Mayor Sobre excavación se presenta por condiciones geologicas 80% y 20% operativo (Desvio de tolerancia). HI: 0.30m

Bi: 0.20m Bd: 0.20m Hd: 0.25.

Sostenimiento:

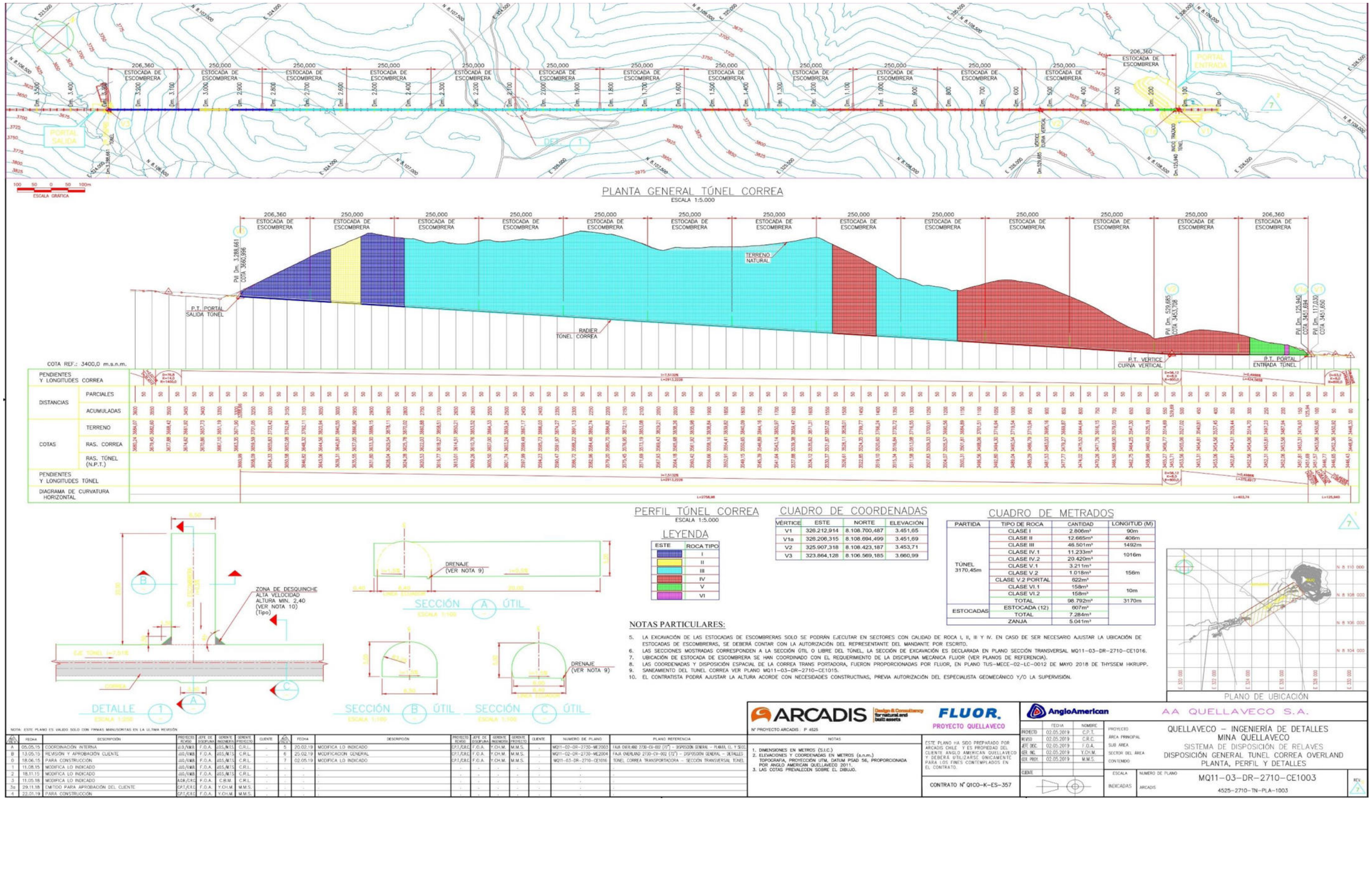
- Se instruye colocar sostenimiento segun plano MIN11-03-DR-4110-CE6090-R2
- Shotcrete e= 10cm SC
- Shotcrete e= 5cm Frente
- Pernos Helicoidales L= 7m @1.5m 1.5@1.5 Pk 0+051.5° (9)
- Tiempo de auto soporte 40hrs a 24hrs
- Longitud de perforacion 2,5m.

Marco Ortiz (6M10)

ING. RESIDENTE INSPECTOR

Cuaderno de obra del PM Quellaveco del Túnel Correa donde se registran los parámetros de campo de la roca tras cada voladura, indica un RQD = 55, Índice Q de Barton =0.34, Jr = 1.5, Jw = 1, Jn = 12, Ja0 = 4, SRF=5. Roca Tipo IV Mala calidad.

9.7. Plano Disposición de Perfil del Túnel Correa por Tipo de Roca



9.8. Registros del Consumo de Explosivos

9.8.1. Consumo de explosivos con voladura convencional.

VALE DE MOVIMIENTOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (TUNEL)

FECHA / : 03/09/2020
PROYECTO : Tunel Correa Quellaveco
ZONA :Salida
FRENTE : Salida-T35

■ **RG - 1697/1922**

ITEM	Descripción del Producto	DUEÑO	UM	SALIDA	Costo	Subtotal
	EXPLOSIVOS					
1	EMULTEX 1 1/2" X 16"(22.79kg/caja)	ENAEX	kg	131	2.16	284
2	EMULTEX 1 1/4"X8" (23.13kg/caja-124und)	ENAEX	kg	0	2.56	-
3	CORDON DETONANTE 5P	ENAEX	m	35	0.20	7
4	CORDON DETONANTE 80P (190m/Roll)	ENAEX	m		1.36	-
	INICIADORES					
5	DETONADOR ENSAMBLADO RIOCAP FCM 3.0M (CARMEX)	ENAEX	Und	3	0.79	2
	DETONADORES N.E. UNIDIRECCIONAL					
6	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 25 ms (N°1)	EXSA	Und	1	2.35	2
7	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 50 ms (N°2)	EXSA	Und	2	2.35	5
8	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 75 ms (N°3)	EXSA	Und	2	2.35	5
9	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 100 ms (N°4)	EXSA	Und	2	2.35	5
10	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 125 ms (N°5)	EXSA	Und	2	2.35	5
11	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 150 ms (N°6)	EXSA	Und	2	2.35	5
12	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 175 ms (N°7)	EXSA	Und	2	2.35	5
13	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 200 ms (N°8)	EXSA	Und	4	2.35	9
14	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 250 ms (N°9)	EXSA	Und		2.35	-
15	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 300 ms (N°10)	EXSA	Und		2.35	-
16	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 350 ms (N°11)	EXSA	Und	5	2.35	12
17	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 400 ms (N°12)	EXSA	Und	4	2.35	9
18	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 450 ms (N°13)	EXSA	Und	3	2.35	7
19	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 500 ms (N°14)	EXSA	Und		2.35	-
20	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 600 ms (N°15)	EXSA	Und	6	2.35	14
21	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 700 ms (N°16)	EXSA	Und	9	2.35	21
22	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 800 ms (N°17)	EXSA	Und	5	2.35	12
23	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 900 ms (N°18)	EXSA	Und	4	2.35	9
24	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1000 ms (N°19)	EXSA	Und	8	2.35	19
25	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1200 ms (N°20)	EXSA	Und	16	2.35	38
26	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1400 ms (N°21)	EXSA	Und		2.35	-
27	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1800 ms (N°22)	EXSA	Und		2.35	-
	Total Costo (US$)					**474.23**
	Observaciones					

9.8.2. Consumo de explosivos para voladura controlada.

CONSUMO DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS (TUNEL)

FECHA / : 15/11/2020
PROYECTO : Tunel Correa Quellaveco
ZONA :Salida
FRENTE : Salida-T35

RG - 1697/1922

ITEM	Descripción del Producto	DUEÑO	UM	SALIDA	Costo	Subtotal
	EXPLOSIVOS					
1	EMULTEX 1 1/2" X 16"(22.79kg/caja)	ENAEX	kg	102.82	2.16	222.09
2	EMULTEX 1 1/4" X 8"(23.13kg/caja-124und)	ENAEX	kg	11.46	2.56	8.90
3	CORDON DETONANTE 5P	ENAEX	m	35.00	0.20	34.80
4	CORDON DETONANTE 80P (190m/Roll)	ENAEX	m	50.00	1.36	48.64
	INICIADORES					
5	DETONADOR ENSAMBLADO RIOCAP FCM 3.0M (CARMEX)	ENAEX	Und	3	0.79	2.37
	DETONADORES N.E. UNIDIRECCIONAL					
6	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 25 ms (N°1)	EXSA	Und	1	2.35	2
7	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 50 ms (N°2)	EXSA	Und	2	2.35	5
8	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 75 ms (N°3)	EXSA	Und	2	2.35	5
9	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 100 ms (N°4)	EXSA	Und	2	2.35	5
10	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 125 ms (N°5)	EXSA	Und	2	2.35	5
11	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 150 ms (N°6)	EXSA	Und	2	2.35	5
12	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 175 ms (N°7)	EXSA	Und	2	2.35	5
13	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 200 ms (N°8)	EXSA	Und	2	2.35	5
14	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 250 ms (N°9)	EXSA	Und	2	2.35	5
15	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 300 ms (N°10)	EXSA	Und	3	2.35	7
16	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 350 ms (N°11)	EXSA	Und	3	2.35	7
17	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 400 ms (N°12)	EXSA	Und	3	2.35	7
18	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 450 ms (N°13)	EXSA	Und	2	2.35	5
19	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 500 ms (N°14)	EXSA	Und	2	2.35	5
20	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 600 ms (N°15)	EXSA	Und	3	2.35	7
21	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 700 ms (N°16)	EXSA	Und	4	2.35	9
22	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 800 ms (N°17)	EXSA	Und	4	2.35	9
23	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 900 ms (N°18)	EXSA	Und	3	2.35	7
24	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1000 ms (N°19)	EXSA	Und	4	2.35	9
25	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1200 ms (N°20)	EXSA	Und	4	2.35	9
26	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1400 ms (N°21)	EXSA	Und	18	2.35	42
27	DETONADOR N.E EXSANEL SERIES 6.6 m 1800 ms (N°22)	EXSA	Und		2.35	-
Total Costo (US$)						**481.30**
Observaciones						

9.9. Cálculo de requerimiento de aire fresco en cada frente del Túnel Correa.

Resumen de requerimiento de aire fresco por frente de trabajo en túnel correa.

Item	Distribución Requerimientos	m^3/min	cfm
1	Q_{Tr}: Personas (17 trabajadores)	85	3 002
2	Q_{Ma}: Consumo de Madera (<20%)	0	0
3	Q_{Te}: Temperatura en Labores (>23 °C)	0	0
4	Q_{Eq}: Equipos Diesel (07 equipos; 1,940 HP nominal)	631	22 269
5	Q_{Ex}: Explosivos	0	0
	Caudal Requerido $Q_{T1} = Q_{Tr}+Q_{Ma}+Q_{Te}+Q_{Eq}$	**716**	**25 271**
6	Q_{Fu}: Caudal Requerido por Fugas (15%*Q_{To})	107	3 791
	Caudal Requerido $Q_{To}=Q_{T1}+Q_{Fu}$	**823**	**29 062**

Requerimiento de aire fresco por personal.

Según D.S. N° 023-2017-EM, Articulo 252, inciso d, la demanda de aire de la mina se calcula teniendo en cuenta el número de trabajadores de la guardia más numerosa.

a) Caudal requerido por el número de trabajadores (Q_{Tr})

Q_{Tr}= F x N (m³/min)

Donde:

Q_{Tr} = Caudal total para "n" trabajadores (m³/min);
F = Caudal mínimo por persona de acuerdo a

(*) Según D.S. N° 023-2017-EM

Artículo 247: En los lugares de trabajo de las minas ubicadas hasta mil quinientos (1,500) metros sobre el nivel del mar, la cantidad mínima de aire necesario por hombre será de tres metros cúbicos por minuto (3 m3/min).

En otras altitudes la cantidad de aire será de acuerdo a la siguiente escala.

1. De 1,500 a 3,000 msnm aumentará en 40% que será igual a 4 m^3/min
2. De 3,000 a 4,000 msnm aumentará en 70% que será igual a 5 m^3/min
3. Sobre los 4,000 msnm aumentará en 100% que será igual a 6 m^3/min

Personal	Total/ gdia	m^3/min	CFM	Distribución (%)
GyM OSSA	15	75	2 649	88%
CONTINGENCIA (10%)	**2**	**10**	**353**	**12%**
Q_{Tr}	**17**	**85**	**3 002**	**100%**

Requerimiento de aire fresco por consumo de madera.

En el túnel correa no se hizo sostenimiento con madera ni uso de la misma en el interior del túnel.

Requerimiento de aire fresco por temperatura.

La temperatura en el interior del túnel no supera los 23° C por lo que no se requirió de caudal por temperatura.

Requerimiento de aire fresco por equipo motor petrolero.

Según D.S. N° 023-2017-EM: Articulo 252, Inciso e) El requerimiento de aire para los equipos que operan con motores petroleros no debe ser menor de tres (3) m^3/min, por la capacidad efectiva de potencia (HP) y en función a su disponibilidad mecánica y utilización de acuerdo a la evaluación realizada por la titular de actividad minera que considere también la altitud, el calor de los motores y las emisiones de gases y partículas en suspensión.

d) Caudal requerido por equipo con motor Petrolero (Q_{Eq})

$Q_{Eq} = 3 \times HP \times D_m \times F_u$ (m³/min)

Donde:

Q_{Eq} = Volumen de aire necesario para la ventilación (m³/min);
HP = Capacidad efectiva de potencia (HPs);
D_m = Disponibilidad mecánica promedio de los equipos (%);
F_u = Factor de utilización promedio de los equipos (%).

Ítem	Equipo	Cant	Pot. Nominal	Pot. Efectiva	Factor de Corrección por altura	Dm (%)	Fu (%)	cfm	Distrib. (%)
1	Scooptram 9yd3	1	280	230	0.82	0.91	0.21	4 612	21%
2	Jumbo Frontonero	1	77	63	0.82	0.78	0.25	1 304	6%
3	Jumbo Empernador Bolter	1	97	80	0.82	0.92	0.17	1 292	6%
4	Camioneta	1	166	136	0.82	0.70	0.17	1 682	8%
5	Volquete	3	440	361	0.82	0.70	0.17	13 379	60%
TOTAL		**7**	**1 940**	**1 649**		**0.80**	**0.19**	**22 269**	**100.0%**

Q Eq	**22 269**	**cfm**

Requerimiento de aire fresco por fugas. Según D.S. N° 023-2017-EM

e) **Caudal requerido por fugas (Q_{Fu})**

$Q_{Fu} = 15\% \times Q_{t1}$ (m³/min)

Donde:

$Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{Te} + Q_{Ma} + Q_{Eq}$

Q_{Tr}	3 002	cfm
Q_{Ma}	0	cfm
Q_{Te}	0	cfm
Q_{Eq}	22 269	cfm
Q fu	3 791	cfm

Requerimiento de aire fresco por explosivos.

Se considera la siguiente ecuación según D.S. 023-2017-Em. Sin embargo, ya que el caudal de aire requerido por equipos es mayor al caudal de aire requerido por explosivos, este último no se tomará en cuenta en la suma de caudales de aire por no ser simultáneos.

e) Caudal requerido por consumo de explosivo (Q_{Ex})

Cuando en la operación no se utilicen equipos con motor petrolero, debe calcularse y tenerse en cuenta la necesidad de aire requerido por consumo de explosivos, conforme lo siguiente:

$$Q_{Ex} = A \times V \times N \ (m^3/min)$$

Donde:

Q_{Ex} = Caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado (m^3/min)
A = Área promedio de labores (m^2);
V = Velocidad mínima requerida según norma (m/min);
N = Número de niveles en voladura.

Area Prom:	31.20	m^2
Velocidad Min	20	m/min
Niveles	1	
Tiempo Dilución	90	min
Explosivo	140	Kg/Gd

Según D.S. N° 023-2017-EM		
Q Eq	22 036	cfm
Ecuación de Novitsky (*)		
Q Eq	27 467	cfm

Se considera el mayor valor de 27 467 cfm por uso de explosivos.

Ecuación de Novitsky (*)
Q = (100 x K x a) / (d x T) ; (m3/min)
Q = Caudal de aire requerido por consumo de explosivo detonado; m3/min.
K = Cantidad de explosivo detonado, equivalente a dinamita 60%; kg.
a = Volumen de gases generados por cada kg. de explosivo. Valor sugerido: 0.04 (m^3/kg de explosivo).
d = Porcentaje de dilución de los gases, deben ser diluidos a no menos de 0.008 % y se aproxima a 0.01 %.
T = Tiempo de dilución de los gases (minutos).
(*) Data obtenida del reglamento chileno.

Alguien dijo para llegar a la isla del éxito tienes que atravesar un mar de aflicciones. Pero no te alejes de Dios porque solo en el encontraras la verdadera paz, no te desanimes y aflijas a pesar de las caídas animo! No regreses la mirada atrás sino adelante! Levántate tu puedes amigo!! Dios te creo para que seas feliz y tengas éxito haciendo las cosas correctamente.

Juan Carlos Coaguila Apaza

FORMATO DE AUTORIZACIÓN DE PUBLICACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL UNAM

Formulario de autorización para la publicación electrónica en la página web del Repositorio Institucional de la Universidad Nacional de Moquegua, de conformidad con la Ley N° 30035 Ley que regula el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto y Resolución de Comisión Organizadora N° 041-2022-UNAM que aprueba el Reglamento que regula el Repositorio Institucional Digital de la UNAM.

1. DATOS DEL AUTOR

Nombres y Apellidos :Juan Carlos Coaguila Apaza
DNI/Carnet de Extranjería/Pasaporte N° : 73669190
Correo electrónico :jcoaguil@gmail.com
Teléfono/Celular : 945142078

2. GRADO, TITULO O ESPECIALIZACIÓN (Marque con una X)

Bachiller	Título Profesional	Magister	Doctor	Segunda Especialidad
	X			

3. TIPO DE PUBLICACIÓN (Marque con una X)

a) Articulo ( )
b) Tesis de pregrado (x)
c) Tesis de Maestría ( )
d) Tesis de Doctorado ( )
e) Monografía ( )
f) Reporte de caso científico o hallazgos ( )
g) Libro ( )
h) Parte de un libro ( )
i) Revisión ( )
j) Conferencia ( )
k) Presentación ( )
l) Artículo preliminar ( )
m) Articulo antes de ser publicado ( )
n) Artículo de prensa ( )
o) Documentos internos ( )
p) Imagen ( )
q) Documentos técnicos ( )
r) Ponencias presentadas en eventos científicos (Jornada, Congreso, Simposio Conferencias, etc.) ( )
s) Informes de suficiencia profesional ( )
t) Patentes producidas por académicos/as ( )

4. TIPO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN (Marque con una X)

a) Tesis **(x)**
b) Trabajo de Investigación **( )**
c) Trabajo de suficiencia profesional **( )**
d) Trabajo académico **( )**

5. DATOS DE LA PUBLICACION

a) Título : OPTIMIZACIÓN DEL AVANCE DEL TÚNEL CORREA MEDIANTE LA APLICACIÓN DE VOLADURA CONTROLADA PARA REDUCIR LA SOBREEXCAVACIÓN EN EL PROYECTO MINERO QUELLAVECO 2020.
b) Campo del conocimiento OCDE (Indicar el código de clasificación OCDE de la obra : https://catalogos.concytec.gob.pe/vocabulario/ocde_ford.html) : 2.07.05
c) Fecha de publicación : Año 2022.

6. DATOS DEL ASESOR:

a) Nombres y Apellidos : Jorge Luis Tomas Florez Salas
b) DNI/Pasaporte/Cédula : 00790320
c) ORCID : 0000-0003-4871-4330

FIRMA : .....

DOCUMENTO DE IDENTIDAD : 73669190
NOMBRES Y APELLIDOS : Juan Carlos Coaguila Apaza

LICENCIAS

Licencia Estándar

Bajo los siguientes términos, autorizo el depósito de mi trabajo de investigación en el Repositorio Institucional Digital de la UNAM.

Con la autorización de depósito da mi trabajo de investigación, otorgo a la Universidad Nacional de Moquegua, una Licencia No Exclusiva para reproducir. distribuir, comunicar al público, transformar (únicamente mediante su traducción a otros idiomas) y poner a disposición del público mi trabajo de investigación (incluido el resumen), en formato físico o digital, en cualquier medio, conocido o por conocerse, a través de los diversos servicios provistos por la Universidad, creados o por crearse, tales como el Repositorio Institucional Digital de la UNAM, Colección de Tesis, entre otros, en el Perú y en el extranjero, por el tiempo y veces que considere necesarias, y libre de remuneraciones.

En virtud de dicha Licencia, la UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA, podrá reproducir mi trabajo de investigación en cualquier tipo de soporte y en más de un ejemplar, sin modificar su contenido, solo con los propósitos de seguridad, respaldo y preservación.

Declaro que el trabajo de investigación es una creación de mi autoría y exclusiva titularidad, o coautoría con titularidad compartida, y me encuentro facultado a conceder la presente licencia y, asimismo, garantizo que dicho trabajo de investigación no infringe derechos de autor de terceras personas.

La UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA consignara el nombre del/los autor/es del trabajo de investigación, y no le hará ninguna modificación más de la permitida en la presente licencia.

Autorizo el depósito (marque con una X).

(x) **SI autorizo que se deposite inmediatamente.**

FIRMA : .....



DOCUMENTO DE IDENTIDAD : 73669190
NOMBRES Y APELLIDOS : Juan Carlos Coaguila Apaza
FECHA : 28/03/2022