



**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

**“APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA CON
PRE CORTE PARA REDUCIR LOS COSTOS POR
METRO DE AVANCE EN LA GL 1786N, MINA
CANDELARIA, CONSORCIO MINERO
HORIZONTE S.A. - 2017”**

Presentado por:

Bach. Weninson Marino MATEO DOMINGUEZ

Para obtener el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PASCO – PERÚ

2018

DEDICATORIA

Este trabajo está dirigido primero a Dios, por la oportunidad de existir, a mis padres y familiares por su apoyo incondicional y a esos deseos de vivir que encontré sin desanimarme.

AGRADECIMIENTO

Expreso mis sinceros agradecimientos a la Gerencia de operaciones de Consorcio Minero Horizonte S.A. de mismo modo a los docentes, que han dejado enseñanza a favor de mi profesión, de la Facultad de Ingeniería y Arquitectura, escuela académica profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Particular “Alas Peruanas” Filial Pasco y que han hecho de mí un profesional minero competente, con principios, valores y calidad humana.

Mi especial gratitud a mis familiares que me brindaron su apoyo incondicional para lograr el término de mi carrera profesional. Asimismo, me siento orgulloso de ser cerreño y servir en la provincia y región de Pasco; y ser útil dentro de la sociedad de nuestro Perú.

Weninson Marino MATEO DOMINGUEZ

INDICE DE CONTENIDO

CARÁTULA.....	i
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INDICE DE CONTENIDO	iv
INDICE DE FIGURA.....	ix
INDICE DE CUADROS	xi
INDICE DE TABLA	xii
INTRODUCCIÓN	xiv
RESUMEN	xvi
ABSTRACT.....	xviii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. Descripción de la Realidad Problemática	19
1.2. Delimitación de la investigación	20
1.2.1. Espacial.....	20
1.2.2. Temporal.....	20
1.3. Planteamiento del Problema de Investigación.....	21
1.3.1. Problema General.	21
1.3.2. Problemas Específicos	21
1.4. Objetivos de la Investigación.....	21
1.4.1. Objetivo general.....	21
1.4.2. Objetivos específicos	22
1.5. Formulación de la Hipótesis de la investigación	22
1.5.1. Hipótesis general.	22
1.5.2. Hipótesis Específicas	22
1.6. Variables de la investigación	22

1.6.1. Variable independiente	22
1.6.2. Variable dependiente	22
1.6.3. Operacionalización de variables	23
1.7. Diseño de la investigación	24
1.7.1. Tipo de investigación.....	24
1.7.2. Nivel de investigación	24
1.7.3. Método de investigación.....	24
1.8. Población y muestra.....	24
1.8.1. Población	24
1.8.2. Muestra	25
1.9. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos	25
1.9.1. Técnicas	25
1.9.2. Instrumentos	25
1.10. Justificación e importancia de la investigación	26
1.10.1. Justificación	26
1.10.2. Importancia.....	26
1.11. Limitaciones de la investigación.....	27

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio	28
2.1.1. Antecedentes nacionales.....	28
2.1.2. Antecedentes internacionales.....	30
2.2. Bases teóricas.....	31
2.2.1. Sistemas de Avance	31
2.2.2. Esquemas de Voladura en Túneles	31
2.2.3. Cálculo de Voladuras.....	33
2.2.4. Voladura controlada.....	42
2.2.5. Diferencias Entre la Voladura Convencional y la Voladura Controlada.....	44
2.2.6. Ventajas de la voladura controlada.....	45
2.2.7. Desventajas de la voladura controlada	46
2.2.8. Voladura controlada de pre corte.....	47
2.2.9. Parámetros Importantes para Voladuras Precorte.....	48
2.2.10. Evaluación de resultados del pre corte	51
2.3. Definición de términos básicos.....	51

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

3.1. Información general de la Empresa	58
3.1.1. Ubicación.....	58
3.1.2. Accesibilidad	60
3.1.3. Clima.....	61
3.2. Recursos Naturales, Humanos y Energéticos	61
3.2.1. Hídrico	61
3.2.2. Humanos	61
3.2.3. Energético	62
3.3. Consorcio Minero Horizonte (CMH)	62
3.3.1. Producción	62
3.3.2. Geología Local.....	63
3.3.3. Geología Regional	65
3.3.4. Geología Estructural	68
3.3.5. Geología económica.....	70
3.3.6. Clasificación de Minerales.....	70
3.3.7. Zonificación de la Mina	71
3.4. Aplicación de la Voladura Controlada para Reducir los costos por metro de avance	71
3.4.1. Descripción del GL - 1786N.....	71
3.4.2. Especificaciones técnicas de la Labor.....	72
3.4.3. Especificaciones Técnicas de los Explosivos	72
3.5. Diseño del arranque	73
3.5.1. Cálculo de la Densidad de Carga de la Explosión.	73
3.5.2. Cálculo de Avance por Disparo	73
3.5.3. Cálculo de Número de Taladros de Alivio.....	74
3.5.4. Cálculo del Burden del Primer Cuadrante. (arranque).....	75
3.5.5. Cálculo del Consumo Específico de Explosivo	77
3.5.6. Cálculo de la Constante de Roca "c"	78
3.5.7. Cálculo del Factor de Roca "A"	78
3.5.8. Cálculo de Concentración de Carga Lineal de Explosivo (q1)	79
3.5.9. Cálculo de Longitud de Taco	80
3.5.10. Cálculo de Longitud de Carga (Lc).....	80

3.5.11. Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro	80
3.5.12. Cálculo de la Predicción de la Fragmentación.....	80
3.6. Diseño de las cuatro secciones del arranque o corte.....	81
3.7. Cálculo del Tercer Cuadrante:	83
3.8. Cálculo del Cuarto Cuadrante:.....	84
3.9. Diseño de arrastre.	86
3.9.1. Cálculo de número de taladros.....	86
3.9.2. Cálculo del espacio teórico entre los taladros.....	87
3.9.3. Cálculo del burden práctico BApract	87
3.9.4. Cálculo de carga de fondo.....	88
3.9.5. Cálculo de la altura de carga de columna	88
3.9.6. Cálculo de concentración de carga.....	88
3.10. Diseño de los taladros de contorno de techo (Pre Corte).....	89
3.10.1. Presión de taladro (Pt).....	89
3.10.2. Presión de taladro efectiva (Pte).....	89
3.10.3. Espaciamiento (E).....	90
3.10.4. Cálculo el número de taladros.....	91
3.10.5. Cálculo de número de cartuchos por taladro.....	91
3.11. Diseño de los hastiales.	91
3.11.1. Cálculo del burden máximo	92
3.11.2. Cálculo del burden práctico	92
3.11.3. Cálculo de número de taladros.....	92
3.11.4. Cálculo de espaciamiento entre taladros.....	93
3.11.5. Cálculo de la altura de carga de fondo.	93
3.11.6. Cálculo de la carga de la columna	93
3.12. Diseño de los taladros de Destroza.	94
3.12.1. Cálculo de taladros de la primera destroza (D1).....	94
3.12.2. Cálculo de taladros destroza superiores (D2)	95
3.12.3. Cálculo de taladros destroza inferiores (D3).....	96
3.12.4. Cálculo de taladros destroza de la corona (D4)	98
3.13. Resumen.....	100
3.14. Cálculos obtenidos en la presente investigación.....	100
3.14.1. Ingreso de datos	100
3.14.2. Parámetros de diseño	101
3.14.3. Situación después de la aplicación del método.....	104

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

4.1. Prueba de Hipótesis General.....	111
4.2. Prueba de Hipótesis Específica.....	115
CONCLUSIONES	122
RECOMENDACIONES.....	123
BIBLIOGRAFIA	124
ANEXO	125
Anexo 1. Malla establecida por la empresa CMH	125
Anexo 2. Sobre rotura mensual.....	126
Anexo 3. Tabla geomecánica.....	127
Anexo 4. Planos de zonificación geomecánica zona sur B.....	128
Anexo 5. Datos técnicos del explosivo SEMEXSA	129
Anexo 6. Datos técnicos del explosivo EXSABLOCK	130
Anexo 7. Costo de perforación y voladura por metro de avance.....	131
Anexo 8. Distribución de t de Student.....	132
Anexo 9. Matriz de Consistencia.....	133
Anexo 10. Plano G1 1876 N mina Candelaria vista isométrico	134
Anexo 11. Plano G1 1876 N mina Candelaria vista Planta.....	135
Anexo 12. Labores con mayor sobre excavación	136

INDICE DE FIGURA

Figura 1. Sistemas de avances en galerías y túneles	31
Figura 2. Zonas de una voladura en un frente.	32
Figura 3. Orientación de los barrenos de contorno para mantener el perfil del túnel	33
Figura 4. Arranque de cuatro secciones.	34
Figura 5. Distancias de taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.	35
Figura 6. Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.	36
Figura 7. Influencia en la desviación de los taladros.	37
Figura 8. Geometría de los taladros de arrastres.	39
Figura 9. Diseño de malla de la perforación & voladura	42
Figura 10. Mecánica de corte linear	43
Figura 11. Voladura Controlada en Subsuelo	47
Figura 12. Burden final para taladros perimetrales después de la voladura principal	49
Figura 13. Evaluación de resultados del precorte	51
Figura 14. Plano de ubicación de la empresa CMH	59
Figura 15. Vías de acceso a Consorcio Minero Horizonte	60
Figura 16. Plano geológico local	64
Figura 17. Plano geológico regional	67
Figura 18. Plano Estructural de Parcoy	69
Figura 19. Taladro vacío equivalente	75
Figura 20. Taladro vacío equivalente	76
Figura 21. Taladros de arranque.	77
Figura 22. Taladros del segundo cuadrante.	82
Figura 23. Taladros del tercer cuadrante.	84

Figura 24. Taladros del cuarto cuadrante.	85
Figura 25. Malla obtenida después de la investigación	103
Figura 26. Sobre rotura en la GL 1786 N durante un mes	106
Figura 27. Volumen roto en Gl 1786 N durante un mes	106
Figura 28. Dilución en Gl 1786 N durante un mes	107
Figura 29. Costos de perforación y voladura Gl 1786 N	108
Figura 30. Costos generales obtenidos en la GL 1786 N durante un mes	109
Figura 31. Costo total Gl 1786 N	110
Figura 32. Dimensión de Hipótesis General	111
Figura 33. Curva de Gauss	114
Figura 34. Dimensión de Hipótesis Especifica 1	115
Figura 35. Curva de Gauss	117
Figura 36. Dimensión de Hipótesis Específica 2	118
Figura 37. Curva de Gauss	120

INDICE DE CUADROS

Cuadro 1 Cronograma de actividades	21
Cuadro 2 Operacionalidad de variables	23
Cuadro 3 Datos técnicos del explosivo Semexsa.....	73

INDICE DE TABLA

Tabla 1. Valores factor de fijación	40
Tabla 2. Carga lineal	50
Tabla 3. Densidad típica de productos explosivos	52
Tabla 4 Presión de detonación	54
Tabla 5 Velocidad de detonación (m/s)	57
Tabla 6. Especificaciones de labor	72
Tabla 7. Relación y factor de fijación	92
Tabla 8. Resumen de cálculos	100
Tabla 9. Datos de ingreso de labor	101
Tabla 10. Información de diseño	102
Tabla 11. Resultados obtenidos al aplicar la voladura en Gl 1786 N	104
Tabla 12. Resultados obtenidos GL 1786 N durante un mes	105
Tabla 13. Costos de perforación y voladura Gl 1786 N	107
Tabla 14. Datos para la contrastación de Hipótesis	111
Tabla 15. Prueba de Normalidad	112
Tabla 16. Resumen de procesamiento de casos	112
Tabla 17. Descripción de datos	113
Tabla 18. Prueba de correlación de variables	113
Tabla 19. Prueba de Muestras emparejadas	114
Tabla 20. Descripción de datos Sobre rotura inicial y Sobre rotura final	116
Tabla 21. Prueba correlación entre sobre rotura inicial y sobre rotura final	116
Tabla 22. Prueba Muestras emparejadas sobre rotura i. y sobre rotura f.	117
Tabla 23. Descripción datos Costos general inicial y Costos general final	119
Tabla 24. Prueba correlación Costo general inicial y Costo general final	119

Tabla 25 Muestras emparejadas, costos generales i. y costos generales f.	120
--	-----

INTRODUCCIÓN

Como resultado de trabajos de campo, gabinete y consulta bibliográfica existente, se desarrolló el siguiente trabajo de investigación intitulado “APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA CON PRE CORTE PARA REDUCIR LOS COSTOS POR METRO DE AVANCE EN LA GL 1786N, MINA CANDELARIA, CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. - 2017”

Con la baja de precio de los metales, urge la necesidad de ser más eficientes, reduciendo los costos generales. En los procesos unitarios de la mina “Candelaria” la sobre rotura tiende a incrementar los costos por el mayor volumen de acarreo de desmonte, sostenimiento. La extracción de desmonte es una preocupación diaria en el desarrollo de la Mina “Candelaria” debido a las largas distancias que tienen que recorrer los Dumpers.

Este estudio tiene como objetivo general “Aplicar la voladura controlada con pre corte para reducir los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017”.

Por tal motivo, el desarrollo de mi Tesis comprende:

En el primer Capítulo, sobre el Planteamiento del Problema, que trata sobre las fases de investigación, así como la descripción, los objetivos, la hipótesis es “Si se aplica la voladura controlada con pre corte entonces se reducirá los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017”, la justificación, limitación e importancia de la investigación.

En el Segundo Capítulo, presenta el Marco Teórico que se basa en los antecedentes, bases teóricas y el marco conceptual,

En el Tercer Capítulo, plasma en general los resultados e interpretación donde se muestra el resumen de los análisis y Comparaciones, obtenidos en la investigación de la mina Candelaria UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A

En el Cuarto Capítulo, describe el proceso de contraste de hipótesis.

La tesis concluye con la presentación de las conclusiones, recomendaciones y bibliografías utilizadas en la investigación.

Quiero finalmente expresar mi reconocimiento y agradecimiento profundo, a los distinguidos docentes de la Universidad Alas Peruanas Filial Pasco, quienes con sus fructíferas enseñanzas lograron llegar hacia nosotros dándonos esta sólida formación profesional. A los señores Jurados que con sus observaciones constructivas y atinadas sugerencias se perfecciono esta investigación, a ellos mi admiración, reconocimiento y eterno agradecimiento.

RESUMEN

El sector minero en el Perú es uno de los pilares de la economía peruana y exportaciones, en la actualidad la minería se enfoca a la mayor producción de mineral para así mejorar mucho sus utilidades, pero sin descuidar la seguridad y control de riesgos. Por eso surge la necesidad de optimizar las operaciones unitarias que permita alcanzar altas producciones.

El presente estudio tiene como objeto aplicar la voladura controlada con pre corte para reducir los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017, en nuestro estudio nos planteamos el problema de ¿De qué manera la aplicación de la voladura controlada con pre corte influye en la reducción de costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?, con el objetivo de Aplicar la voladura controlada con pre corte para reducir los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017, teniendo como hipótesis “Si se aplica la voladura controlada con pre corte entonces reducirá los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017”.

Finalmente, presentamos los resultados que se obtienen en el mejoramiento del proceso de voladura, a través del uso de la voladura controlada con pre corte en la Mina “Candelaria”, UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. los cuales son reflejados en la reducción de los costos de perforación y voladura, sostenimiento, carguío y transportes.

Controlar la dilución, sobre rotura que ayuda en estabilidad del macizo rocoso, seguridad y control de perdidas, culminando con las conclusiones y recomendaciones de importancia.

Palabras claves: Voladura controlada, optimización de la voladura, reducción de costos generales.

ABSTRACT

The mining area in Peru, it is one of the supports of the Peruvian spreads and economy; today mining emphasizes on the main mineral production to improve profits increasing but deprived of deserting safety and danger control. Therefore, it comes the need to improve unit operations to access to achieve high fabrications.

The aim of the research is to apply the precut controlled blasting to reduce costs per meter of progress in Consorcio Minero Horizonte S.A, GL 1786 N, Candelaria Mining, 2017. The problem posed research is how the request of controlled blasting with precut influences the cost-reduction progress meter in Consorcio Minero Horizonte S.A, GL 1786 N, Candelaria Mining, 2017? Considering the general aim as enforce the controlled blasting with precut to reduce costs by metro advance in Consorcio Minero Horizonte S.A, GL 1786 N, Candelaria Mining, 2017; being the hypothesis if the precut controlled blasting is applied then reduce costs by progress meter in Consorcio Minero Horizonte S.A, GL 1786 N, Candelaria Mining, 2017.

Al last, we show the results obtained for the improvement of the blasting process through the use of controlled precut in UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A. Candelaria mining blasting, which it reflects in reducing costs and blast excavation, maintenance, loading and transport.

Inspect dilution, on breakage which aids in retention of the rock mass, safety and loss control, as a final point, the most important conclusions and recommendations have been considered.

Keyboard: Controlled blasting, optimization of blasting, reducing overall costs.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO METODOLÓGICO

1.1. Descripción de la Realidad Problemática

La voladura representa una de las operaciones unitarias de mayor relevancia en toda operación de extracción de mineral. Su objetivo final es lograr un adecuado grado de fragmentación de la roca, de tal modo que haga mínimo el costo combinado de las operaciones de perforación, voladura, transporte, carguío y chancado primario de la roca, produciendo a la vez el menor daño al macizo rocoso.

La UEA Parcoy, Consorcio Minero Horizonte S.A., Operado bajo el sistema de mina subterránea, está conformado por un sistema de vetas bien definidas que alcanzan una extensión de 7 kilómetros en horizontal y 570 metros en vertical. Las vetas más importantes son Lourdes, Candelaria, Milagros, Encanto, Rosa, Rosa Orquídea (la primera en ser descubierta por CMH, en 1986), Victoria y Rosarito.

El método que se aplica es el de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, es decir, mediante el uso de equipos LHD.

La Gl 1786N, Mina “CANDELARIA”, está ubicado en los niveles 2215 y 2265 en la Zona Sur, posee una roca mala a regular (RMR de 21 a 60), creando inestabilidad en las labores (anexo 10).

Según análisis de voladuras anteriormente realizadas con la siguiente malla establecida por la empresa (anexo 1) se verificó que la sobre excavación del perímetro de las labores esta entre 16 al 18 % tal como se muestra (anexo 2), sobrepasando el estándar permitido que es 15%, causando inestabilidad del macizo rocoso y el empleo de mayores elementos de sostenimiento, a los costos por la sobre rotura, transporte y carguío hay que sumar los problemas de dilución, que es una pérdida significativa del valor del mineral.

1.2. Delimitación de la investigación

1.2.1. Espacial

Se llevó a cabo en la GL 1786 N, Mina “Candelaria” ubicado en la Unidad Económica Administrativa Parcoy, en los niveles 2215 y 2265 Zona Sur, con el fin de determinar los problemas del proceso y proponer un nuevo método de trabajo.

1.2.2. Temporal

Se realizó entre los meses de agosto, setiembre, octubre y noviembre en el año 2017 según se muestra en el Cuadro 1.

Cuadro 1 Cronograma de actividades

Actividades	Año 2017			
	Ago	Set	Oct	Nov
Elección del problema de estudio				
Búsqueda de antecedentes de la investigación				
Revisión y selección de bibliografía				
Elaboración de Plan de tesis				
Análisis y Diseño				
Puesta a Prueba				

Fuente: Elaboración propia

1.3. Planteamiento del Problema de Investigación.

1.3.1. Problema General.

¿De qué manera la aplicación de la voladura controlada con pre corte influye en la reducción de los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?

1.3.2. Problemas Específicos

- A. ¿Cómo influye la aplicación de la voladura controlada con pre corte en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?
- B. ¿Influye la aplicación de la voladura controlada con pre corte en los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?

1.4. Objetivos de la Investigación

1.4.1. Objetivo general

Determinar el nivel de influencia de la voladura controlada con pre corte en la reducción de los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.

1.4.2. Objetivos específicos

- A. Establecer el nivel de influencia de la voladura controlada con pre corte en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017
- B. Calificar la influencia de la voladura controlada con pre corte en los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. – 2017.

1.5. Formulación de la Hipótesis de la investigación

1.5.1. Hipótesis general.

La voladura controlada con pre corte reduce los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- A. La voladura controlada con pre corte influye en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.
- B. La voladura controlada con pre corte reduce los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.

1.6. Variables de la investigación

1.6.1. Variable independiente

Aplicación de la Voladura Controlada con Pre corte.

1.6.2. Variable dependiente

Reducción de Costos por metro de avance.

1.6.3. Operacionalización de variables

Cuadro 2 Operacionalidad de variables

OPERACIONALIZACION DE VARIABLES

TIPO DE VARIABLE	DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	SUB DIMENSIONES	INDICADORES
Variable Independiente (Aplicación de la Voladura Controlada con Pre corte)	Consiste en el empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación (EXSA. manual práctico de voladura. 4ta. Edición)	La voladura controlada es un método especial que permite obtener superficies de cortes lisas y bien definidas conociendo el macizo rocoso y la aplicación de una malla de perforación establecida, con los explosivos adecuados para evitar el agrietamiento excesivo de la roca remanente, la cual es fundamental en trabajos subterráneos.	Características del Macizo Rocosó	RMR
				RQD
				GSI
				Resistencia a la compresión
				Densidad de la Roca
			Malla de perforacion para avance lineal GI 1786 N	Tipo de explosivo
				Cantidad de explosivos (kg)
				Numero de taladros (u)
				Longitud de taladro (m)
				Desviación de taladros (grados)
				Volumen roto (m3)
				Tn rotas (tn)
				Factor de carga (kg/m3)
				Eficiencia de disparo (%)
Variable Dependiente (Reducción de los Costos por metro de avance)	Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos. (López Jimeno, Carlos. manual de perforación y voladura de rocas)	La sobre excavación tiene un efecto negativo en cuanto costos generales como son a costos de limpieza, acarreo y transporte. Sin embargo, para controlar la sobrerotura se deben perforar más taladros en el contorno para reducir el daño al macizo rocoso, lo cual genera un costo extra de perforación.	Costos de Sobre rotura por metro de avance	Abertura (sobre rotura/ disparo (m3/d))
				Dilución (%)
			Costos generales por sobre excavacion	Costo de sostenimiento/ disparo (\$/m3)
				Costos de perforación y voladura / metro de avance (\$/m)
				Costo de carguío y transporte/ disparo (\$/tn)

1.7. Diseño de la investigación

1.7.1. Tipo de investigación

La investigación realizada se puede clasificar, según el objeto de estudio, en **Aplicada** ya que es la utilización de los conocimientos en la práctica, para aplicarlos, en provecho del estudio, según su profundidad, se clasifica en Descriptiva correlacional, porque requiere e interpreta lo que es la voladura controlada con pre corte es decir, está relacionada a condiciones existentes, efectos que se sienten o tendencias que se relacionan ya que se describe el proceso de voladura, y Valorativo puesto que se valora el proceso con la finalidad de lograr optimizar la voladura.

1.7.2. Nivel de investigación

Es de nivel correlacional que tiene el objetivo de medir el grado de relación que existe entre las variables existentes.

1.7.3. Método de investigación

En la presente tesis se utilizó la metodología científica. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos.

El método científico comprende tres etapas que son la observación, la hipótesis y la experimentación.

1.8. Población y muestra

1.8.1. Población

En el caso de nuestra investigación la población será las labores de preparación y desarrollo con mayor porcentaje de sobre excavación en la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A. UEA Parcoy como se muestra en el anexo 12.

1.8.2. Muestra

En nuestra investigación se tiene como muestra la Galería G1 – 1786 N, labor de La Mina “CANDELARIA”, ubicado entre los niveles 2215 y 2265, Zona Sur. Se eligió esta labor por ser una de las labores con mayor sobre excavación en la mina a su vez tiene las condiciones necesarias para poder realizar el estudio, en esta labor se realizaron 20 disparos.

1.9. Técnicas e instrumentos para la recolección de datos

1.9.1. Técnicas

Las técnicas fueron:

Primarias, en esta investigación se ha tomado información escrita y oral que ha sido recopilada directamente del campo de investigación.

Secundarias, la información que ha sido recopilada y transcrita en alguno de los casos de muchos autores, documentos especiales, internet, del campo de la minería y para ello se tomó en cuenta trabajos de investigaciones, disertaciones, artículos de revistas, etc.

1.9.2. Instrumentos

- Bibliografías de la Empresa, que proporcionaron información con relación al trabajo de campo.
- Acceso a archivos técnicos.
- Fichas de campo.
- Discusiones, talleres para esclarecer los problemas presentados.
- La información debe obtenerse en forma física y digital.
- Software AutoCAD, Minesight, Datamine, Excel.

1.10. Justificación e importancia de la investigación

1.10.1. Justificación

Se entiende que toda organización busca optimizar al máximo todas sus actividades y en eso consiste este trabajo, la presente tesis tiene como propósito determinar que la aplicación de la voladura controlada con pre corte es el adecuado y permita optimizar el proceso de perforación y voladura, para lograr eficiencia en el proceso de minado, generando valor económico en la empresa con la reducción de los costos generales.

Al aplicar la voladura controlada con pre corte se busca reducir los costos de perforación y voladura, limpieza, acarreo, transporte y dilución del mineral, generada por el avance de las labores e indirectamente el costo del revestimiento con shotcrete utilizado en el sostenimiento de la mina “Candelaria”, contribuir a la seguridad del personal, minimizando el agrietamiento excesivo de la roca remanente, mejorando su estabilidad, un aspecto muy importante en trabajos subterráneos permanentes.

1.10.2. Importancia

La implementación y aplicación de la voladura controlada con pre corte es importante porque expone la factibilidad de la reducción de los costos operativos en una empresa minera, aplicando mejoras operativas de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, asegurando de esta manera el éxito de todo el ciclo de minado. Éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión.

Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta.

1.11. Limitaciones de la investigación

Las limitaciones que se presentaron en la presente investigación fueron:

- El transporte y la distancia son de 12 horas aproximadamente que existe desde la ciudad de Trujillo hacia la mina.
- Difícil acceso a los datos de la mina ya que son confidenciales, ocasionando retraso en la elaboración de la tesis.
- La falta de apoyo por parte de algunos supervisores de área.
- Disponibilidad de labores preparadas para poder realizar el estudio ya que se encontraban sin ventilación, limpieza, sostenimiento etc.
- El calor excesivo en las labores por falta de ventilación.
- La escasez de Material explosivo en el polvorín de la empresa.
- La actitud del personal en las labores.
- Falta de equipos de medición (distanciómetro, sismógrafos, etc.).

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del estudio

2.1.1. Antecedentes nacionales

Ávila (2008) En su tesis pre grado *“Aplicación de la voladura controlada en las labores lineales de sección de 7 x 8 pies en tipo de roca III y la relación con los costos de operación en la unidad minera aurífera retamas S.A.”*

Propone que actualmente se tiene una sobre rotura de 15% siendo el objetivo reducir al 10 % en las labores lineales para así no tener una sobre extracción de material desmonte a superficie y reducir directamente el costo de extracción aplicando toda la técnica de la voladura controlada, con las siguientes conclusiones: Es que es de suma importancia llevar el control de la sección, para evitar el movimiento innecesario de materia no programado. Lo que nos daría un ahorro significativo, considerando que, si tenemos 40 disparos al mes, entonces el ahorro sería de S/.842.00 por labor en un mes, al año estimamos obteniendo un ahorro aproximado de

S/.10104.00 por frente; Entonces si sólo consideramos un aproximado de 20 labores lineales en mina el ahorro sería de S/202,080.00 al año. Al no utilizar el control de voladura los costos generados por la sobre rotura, hay que sumar los problemas de dilución, que es una pérdida significativa del valor del mineral.

Vidal (2012) En su tesis pregrado ***“Reducción de costos en perforación y voladura optimizando los estándares de perforación y voladura en las labores de avance en la veta Jimena de la mina Papagayo - Poderosa”***, ***Propone lo siguiente:***

Al aplicar la voladura controlada y al optimizarlos estándares de perforación y voladura se reducirá los costos en perforación y voladura en las labores de avance en la veta Jimena de la Mina – Poderosa, cuyas conclusiones fueron: Es que al aplicar voladura controlada y optimizando los estándares de perforación y voladura van a permitir la reducción de costos en perforación, voladura, sostenimiento y acarreo ; como también vamos a disminuir la dilución, aumentar los indicadores de productividad y controlar la estabilidad de las labores con ello reducir el índice de accidentabilidad.

Marchan (2012) en su tesis pregrado ***“Aplicación De La Voladura Controlada Para El Control Desprendimiento De Roca En La Mina San Rafael – Minsur 2012.”*** ***Propone lo siguiente:***

El empleo de cargas explosivas lineales de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación, cuyas

conclusiones fueron: que el establecimiento de estándares en las diferentes operaciones de minado, influirá en la reducción de actos subestándares y condiciones inseguras contribuyendo a la seguridad en las operaciones mineras.

2.1.2. Antecedentes internacionales

Ruiz; Otálora & Rodríguez (2007) la Tesis titulada: *“Efecto de las vibraciones generadas por voladura en minas sobre rocas. Pontificia Universidad Javeriana, Bogotá, Colombia. 2007”*.

La tesis “Efectos de las vibraciones generadas por voladuras en minas sobre roca”, cuyas conclusiones fueron:

Las velocidades de partícula debidas a voladuras en minería que fueron registradas estuvieron entre 0.1 mm/s y 6 mm/s.

De acuerdo con las mediciones de vibraciones efectuadas, si se diseñan las voladuras con el parámetro de distancia escalada con la raíz cuadrada de la máxima carga por unidad de retardo superior a 100 ft/lb se mantendrán las velocidades pico de partículas en niveles que minimizarían los daños en rocas.

Teniendo en cuenta los resultados presentados anteriormente se deberían desarrollar, para las condiciones propias de Colombia, límites de vibración ajustados a las condiciones locales. Para ello es necesario desarrollar una mayor cantidad de proyectos de investigación que involucren el registro de las vibraciones debidas a fenómenos naturales y antrópicos en conjunto.

2.2. Bases teóricas

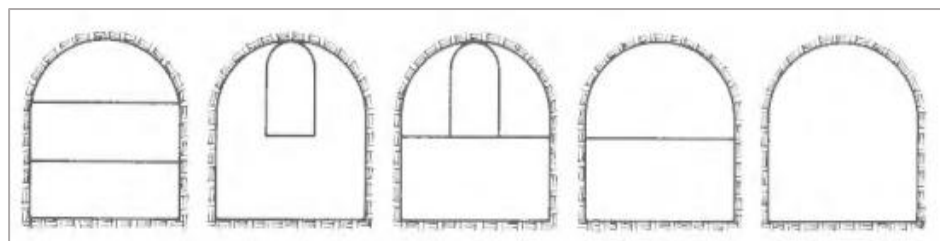
2.2.1. Sistemas de Avance

La forma de atacar la sección de un frente depende de algunos factores como: (figura 1)

- El equipo de perforación a emplear.
- El tiempo disponible para la ejecución.
- El tipo de roca.
- El tipo de sostenimiento a emplear.
- El sistema de ventilación a utilizar.

“En rocas competentes las labores con secciones inferiores a 100 m² pueden excavarse con perforación y voladura a sección completa o en un solo paso, la excavación por fases se utiliza para la apertura de grandes túneles donde la sección resulta demasiado grande para ser cubierta por el equipo de perforación o cuando las características geomecánicas de las rocas no permiten la excavación a plena sección“ (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

Figura 1. Sistemas de avances en galerías y túneles



Fuente: Manual P& V-López Jimeno

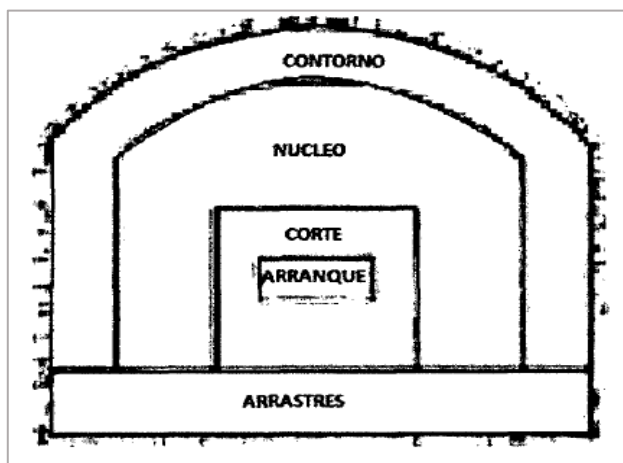
2.2.2. Esquemas de Voladura en Túneles

“La voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque. El principio de ejecución se basa en crear un hueco libre con los

taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Aunque con diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección” (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011).

En el núcleo, aunque sea comparable geoméricamente a las voladuras en banco, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y en algunas zonas existe la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre. (Figura 2)

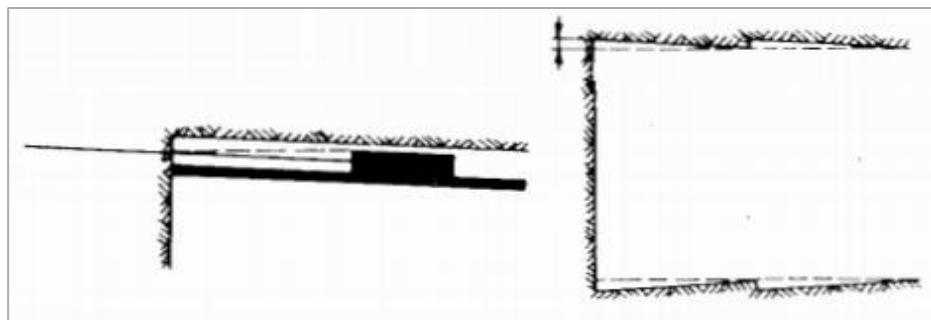
Figura 2. Zonas de una voladura en un frente.



Fuente: Manual P&V-López Jimeno.

Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor, y se disponen con un reducido espaciamiento y orientados hacia el interior del macizo para dejar hueco a las perforadoras el emboquille y avance. (Figura 3)

Figura 3. Orientación de los barrenos de contorno para mantener el perfil del túnel



Fuente: Manual P&V-López Jimeno.

En cuanto a la posición del arranque, ésta influye en la proyección del escombros, en la fragmentación y también en el número de taladros. De las tres posiciones: en rincón, centrada inferior y centrado superior, se elige normalmente ésta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombros es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado.

2.2.3. Cálculo de Voladuras

A. Avance por Disparo.

El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios "I" pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros "H" ecuación (1).

$$I = H \times 0.95 \quad (1)$$

En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros se estima con la siguiente expresión ecuación (2).

$$H = 0.15 + 34.1D_2 - 39.4D_2^2 \quad (2)$$

Donde: D_2 = diámetro del taladro vacío (m)

Cuando se utilizan arranques de "NT" taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida haciendo ecuación (3).

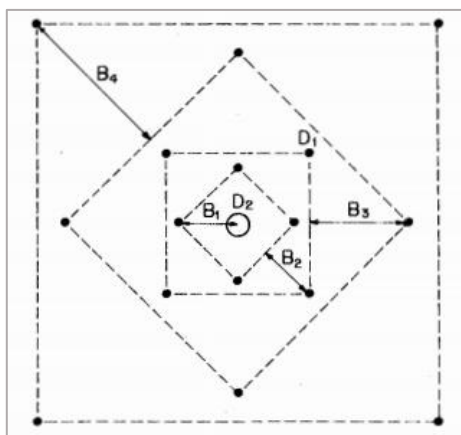
$$D_2 = D_2 \times \sqrt{NT} \quad (3)$$

Dónde: D_2 es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

B. Arranque de cuatro Secciones (se utiliza el método de Holmberg)

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 4. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de "1,7 D_2 " para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío. (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

Figura 4. Arranque de cuatro secciones.



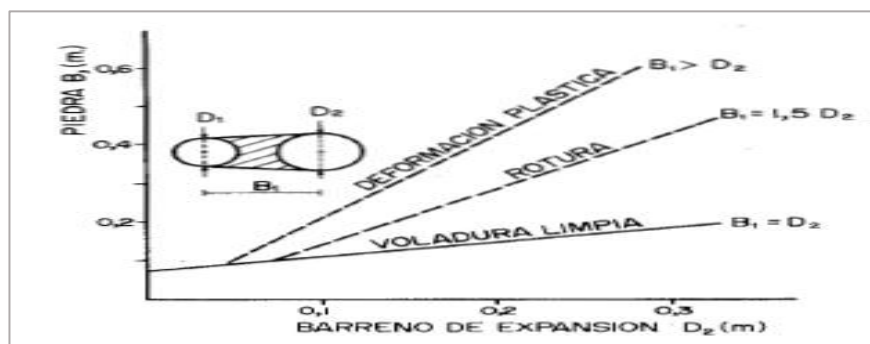
Fuente. Manual de P& V López Jimeno.

Para los burden mayores " $2D_2$ " el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a " D_2 ", pero la

concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden se calcule sobre la base de ecuación (4) y figura 5

$$B_1 = 1.5 \times D_2 \quad (4)$$

Figura 5. Distancias de taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.



Fuente. Manual de P& V López Jimeno.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, el burden práctico se calcula a partir de la ecuación (5).

$$B_{1Practico} = B - E_p \quad (5)$$

$$E_p = \alpha \times l + \beta$$

Donde:

E_p = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (m/m)

l = Profundidad de los taladros (m)

β = Error de emboquille (m)

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión ecuación (6).

$$q_1 = 55D_1 \left[\frac{B_1}{D_2} \right]^{1.5} \times \left[B_1 - \frac{D_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad (6)$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal carga (kg/m)

D_1 = Diametro de perforacion (m)

D_2 = Diametro de taladro vacio (m)

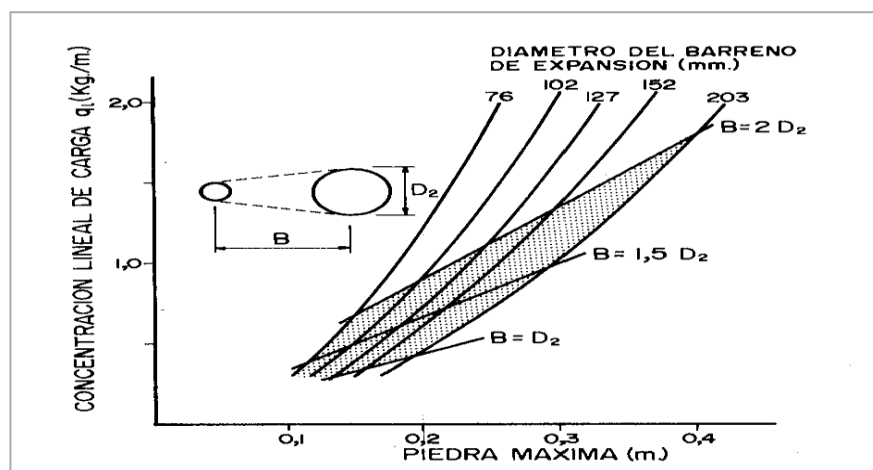
B = Burden

C = Constante de roca

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

Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados (Figura 6), por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados. Esto significa que, para una concentración lineal fijada de antemano, puede determinarse la dimensión del burden a partir de la ecuación anterior, si bien el cálculo resulta un poco más complejo. (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

Figura 6. Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.



Fuente: Manual de P&V López Jimeno

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura "Ah" y que se conocen las

concentraciones lineales de carga "q1" el valor del burden se calculará a partir de la ecuación (7).

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{A_h \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{D_1 \times C}} \quad (7)$$

Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la Figura 7, la superficie libre "Ah" difiere de la distancia "Ah'" en la primera sección, por lo que se aplica la ecuación (8).

$$A_h = \sqrt{2}(B_1 - E_p) \quad (8)$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta la ecuación (9).

$$B_{2max} = 10.5 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) \times q_1 \times RWS_{ANFO}}{D_1 \times C}} \quad (9)$$

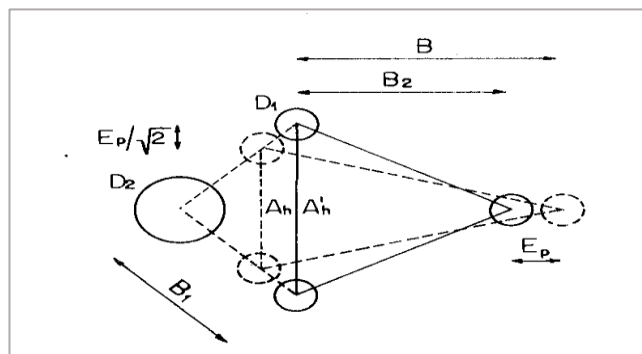
Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico, ecuación (10).

$$B_2 = B - E_p \quad (10)$$

Existen algunas restricciones en cuanto a "B2" ya que debe satisfacer:

$$B_1 \leq 2 \times A_h$$

Figura 7. Influencia en la desviación de los taladros.



Fuente: Manual P& V López Jimeno

Para que no se produzca la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con la ecuación (11).

$$q_1 = \frac{540xD_1xcxAh}{RWS_{ANFO}} \quad (11)$$

Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación. El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que:

$$B_2 > 0.5Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con la ecuación (12).

$$B_2 = 0.7B \quad (12)$$

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

La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación (13)

$$T = 10D_1 \quad (13)$$

C. Arrastres

Los taladros de arrastre dispuestos en filas se calculan, básicamente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo ecuación (14).

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{c} \times f \left(\frac{S}{B}\right)}} \quad (14)$$

Donde:

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

$\frac{S}{B}$ = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

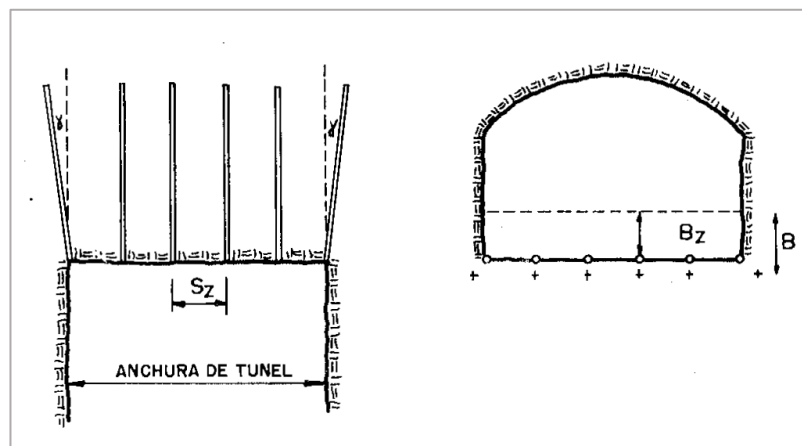
\bar{c} = Constante de roca corregida

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

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

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce " γ " o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 8). Para un avance de 3m un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del equipo.

Figura 8. Geometría de los taladros de arrastres.



Fuente: Manual P&V López Jimeno.

El número de taladros vendrá dado por ecuación (15).

$$NT = \text{NUMERO ENTERO DE } \left[\frac{AT + 2L \times \text{sen} \gamma}{B_{A \text{ max}}} + 2 \right] \quad (15)$$

Dónde:

AT = ancho de la labor (m).

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será ecuación (16).

$$S_z = S_z - L \times \text{sen} \alpha \quad (16)$$

El burden práctico "B_A" se obtiene a partir de la ecuación (17).

$$B_z = B - L \times \text{sen} \alpha - E_p \quad (17)$$

En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0.6 L$

D. Núcleo

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciamento/burden (tabla 1).

Tabla 1. Valores factor de fijación

Dirección de salida de los barrenos	Factor de fijación "f"	Relación "S/B"
Hacia arriba y horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25

Fuente: Manual P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de La concentración de la carga de fondo.

E. Contorno

Cuando en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas (Figura 9) se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes valores:

$$\text{Factor de fijación} \quad f = 1.2$$

$$\text{Relación S/B} \quad \frac{S}{B} = 1.25$$

$$\text{Concentración de la carga de columna} \quad I_C = 0.5 I_f$$

Siendo I_f la concentración de carga de fondo. En el caso que se tenga que realizar voladuras controladas el espaciamiento entre taladros se calcula a partir de la ecuación (18).

$$S = K \times D_1 \quad (18)$$

Donde:

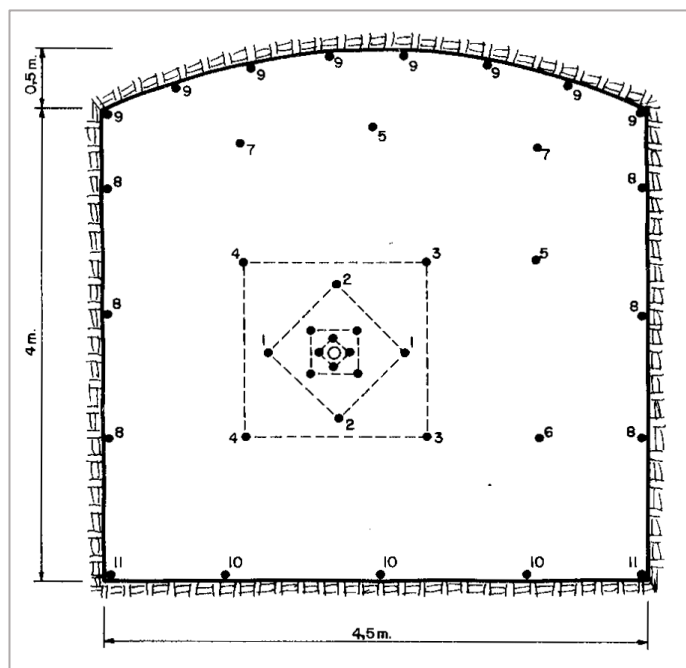
K = constante [15,16]

D = diámetro de taladro (se expresa en metros).

La concentración lineal de carga mínima se determina en función del diámetro de perforación. Para barrenos con un calibre inferior a los 150 mm se emplea la ecuación (19)

$$q_{1c} = 90 \times D_1^2 \quad (19)$$

Figura 9. Diseño de malla de la perforación & voladura



Fuente: Manual P& V López Jimeno.

2.2.4. Voladura controlada

El objetivo de la voladura controlada es evitar el rompimiento de la roca fuera de límites previamente establecidos, es decir evitar la sobre rotura (overbreak). Es un método especial que permite obtener superficies de corte lisa y bien definida, al mismo tiempo que evita el agrietamiento excesivo de la roca remanente, con lo que contribuye a mejorar su estabilidad. (EXSA, 2014)

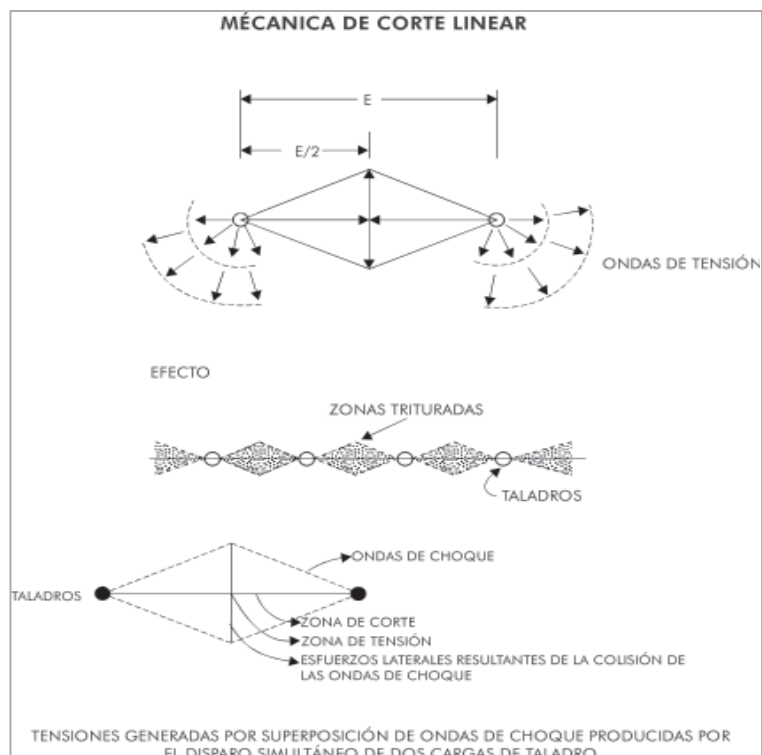
En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal, se le denomina “pre corte o presplitting”, y si es posterior se le conoce como Recorte, voladura de contorno o voladura suave (smooth blasting); en el caso de túneles también suele denominarse voladura periférica.

A. Teoría del Método

Consiste en el empleo de cargas explosivas lineares de baja energía colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación (Figura 10).

La presión de gases es clave en la voladura controlada, por lo que se debe tratar de mantenerla hasta que complete la unión de las grietas que parten de los taladros adyacentes. Esto se conseguirá adecuando la longitud de retacado para evitar el escape prematuro de los gases a la atmósfera. (EXSA, 2014)

Figura 10. Mecánica de corte linear



Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa.

2.2.5. Diferencias Entre la Voladura Convencional y la Voladura Controlada

A. *Voladura convencional*

Los taladros en la voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, donde predomina el fracturamiento radial; para lograr este efecto es necesario mantener ciertas condiciones, como:

- Relación de espaciamiento a burden: $E = 1,3$ a $1,5 B$.
- Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máxima de $1,2$ a 1 , buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo.
- Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los $2/3$ de la longitud del taladro (66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.
- Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible, y para mejorar el grado de confinamiento.
- Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo, para las características de la roca.
- Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias (arranques, ayudas, cuadradores, alzas, etc.).

B. *Voladura controlada*

Entre sus condiciones fundamentales tenemos:

- Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente: $E = 0,5$ a $0,8 B$.

- Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2,1 a 1.
- Carga explosiva linear distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos acoplables como los de Exsacorte, o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores.
- Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
- Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance, como el Exacorte y Exsasplit.

Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, y sólo después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).

2.2.6. Ventajas de la voladura controlada

- Produce superficies de roca lisas y estables.
- Contribuye a reducir la vibración de la voladura principal y la sobre excavación, con lo que se reduce también la proyección de fragmentos, facilitando el transporte de los detritus de voladura, por su menor tamaño.
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente. En una voladura convencional puede afectar a las cajas techos a profundidades de hasta 1,50 y 2,00 m debilitando la estructura en general, mientras

que la voladura controlada sólo la afecta entre 0,20 y 0,50 m, contribuyendo a mejorar el auto sostenimiento de las excavaciones.

- En minería puede ser una alternativa para la explotación de estructura débil e inestable.

2.2.7. Desventajas de la voladura controlada

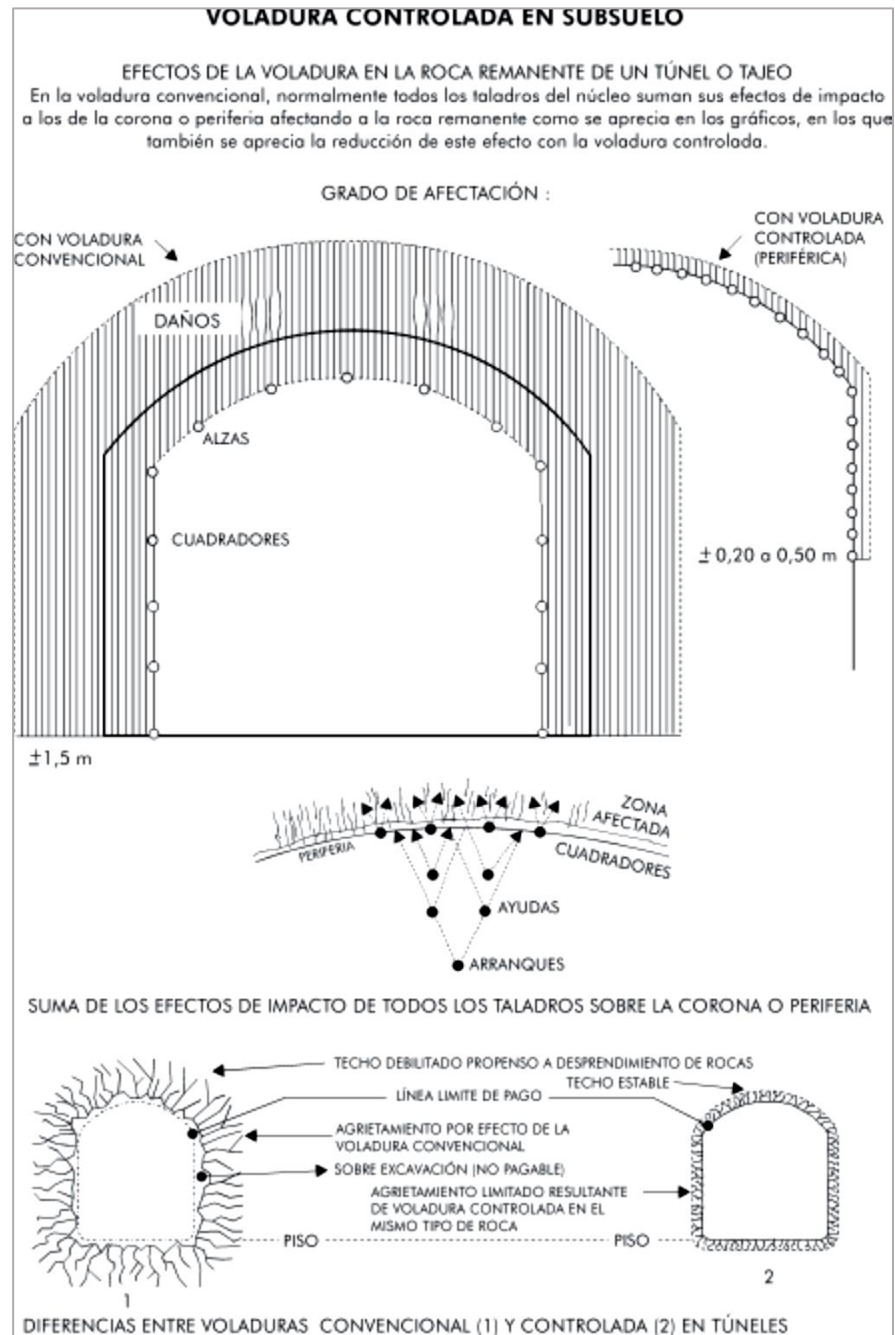
- Mayor costo que la voladura convencional por requerir más perforación y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor demora en la obra, por el incremento del trabajo de perforación.
- En algunos tipos de terreno no llega a dar los resultados esperados, como por ejemplo en material detrítico incompetente o deleznable.
- Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes.

Son varias las técnicas para voladura controlada desarrolladas en los últimos años, pero las más aplicadas son:

- Voladuras de pre corte.
- Voladura de recorte.
- Voladuras amortiguadas.

Estas técnicas se efectúan tanto para trabajos subterráneos como en superficie. (Figura 11)

Figura 11. Voladura Controlada en Subsuelo



Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa.

2.2.8. Voladura controlada de pre corte

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño

diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea. (EXSA, 2014)

El disparo de los taladros de pre corte se puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándonos una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas.

2.2.9. Parámetros Importantes para Voladuras Precorte

A. Presión de taladro (P_t): ecuación (20).

$$P_t = 228 \times 10^{-6} \times \delta \times \frac{(VOD)^2}{1 + 0.8 \times \delta} \quad (20)$$

Dónde:

δ = Densidad del explosivo

VOD = Velocidad de detonación del explosivo

B. Presión de taladro efectiva: ecuación (21).

$$P_{te} = P_t \times \frac{D_{\text{explosivo}}^{0.42}}{D_1} \quad (21)$$

Dónde:

$D_{\text{explosivo}}$ = Diámetro del explosivo.

D_1 = Diámetro del taladro.

C. Espaciamiento (E): ecuación (22).

$$S = D_1 \times \frac{P_{te} + \sigma_{\text{traccion}}}{\sigma_{\text{traccion}}} \quad (22)$$

Dónde:

S = Espaciamiento entre taladros

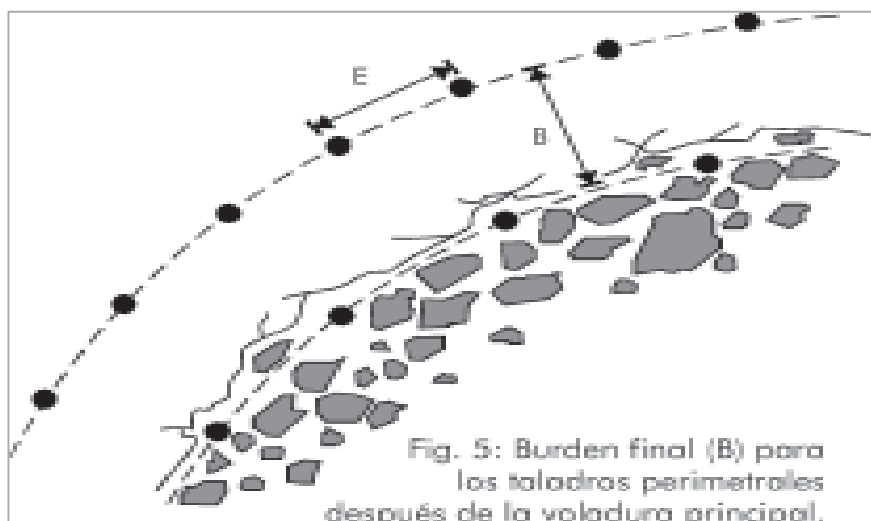
D_1 = Diámetro del taladro

σ_{traccion} = Resistencia a la Tracción

P_{te} = Presión de Taladro Efectiva.

El espaciamiento entre taladros en una voladura controlada depende del tipo de roca y diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación burden/espaciamiento (B/E) de 1.5 a 1; (Figura 12) se observa el burden final para los taladros periféricos después de la voladura de producción.

Figura 12. Burden final para taladros perimetrales después de la voladura principal



Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa.

D. Precisión en la perforación

La precisión en la perforación es uno de los factores más importantes para el éxito de esta técnica, los taladros según diseño, deben perforarse paralelos y encontrarse en un mismo plano de corte.

E. Carga lineal

Para taladros de contorno con diámetros de perforación entre 32 y 51 mm se recomienda la siguiente (Tabla 2):

Tabla 2. Carga lineal

Díámetro taladro mm	Diametro explosivo mm	Carga lineal kg/m	Espaciamiento m	Burden m
32	17	0.220	0.40 a 0.60	0.55 a 0.75
51	25	0.500	0.65 a 0.90	0.80 a 1.20

Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa.

F. Explosivos utilizados

Los explosivos utilizados para voladura contralada son:

- Exsacorte: en tubos plásticos acoplables.
- Exsasplit: en tubo plástico entero, de longitud especificada.
- Exsablock: dinamita en cartuchos espaciados, con cordón detonante y de bajo gramaje a lo largo del taladro y con espaciadores de madera o de caña.
- Examon: con el método llamado Trim Blasting (cordón detonante axial de bajo gramaje a lo largo del taladro hasta el cebo. Tiene su detonador con línea independiente). (EXSA, 2014)

2.2.10. Evaluación de resultados del pre corte

Se puede dar de la siguiente manera: (Figura 13)

Figura 13. Evaluación de resultados del pre corte

RESULTADO		SOLUCIÓN	
PERFIL DE EXCAVACIÓN	FALLA	MOTIVO	
	NINGUNA		
	SOBREECAVACIÓN GENERAL	- SOBRECARGA - FILA ANTERIOR DE TALADROS SOBRECARGADOS	- DISMINUIR CARGA - AUMENTAR EL ESPACIAMIENTO - DISTANCIAR FILA ANTERIOR - AUMENTAR TIEMPO DE RETARDO ENTRE FILAS DE VOLADURA PRIMARIA
	SOBREECAVACIÓN ALREDEDOR DE LOS TALADROS	LA PRESIÓN DE TALADRO ES SUPERIOR A LA RESISTENCIA DINÁMICA A COMPRESIÓN DE LA ROCA	DISMINUIR LA DENSIDAD LINEAL DE CARGA Y AUMENTAR EL DESACOPAMIENTO
	SOBREECAVACIÓN ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DEMASIADO PEQUEÑO	AUMENTAR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS
	ROCA SOBRESALIENTE ENTRE LOS TALADROS	ESPACIAMIENTO EXCESIVO ENTRE LOS TALADROS	REDUCIR EL ESPACIADO ENTRE TALADROS Y AUMENTAR LIGERAMENTE LA CARGA

Fuente Manual Práctico de Voladura Exsa.

2.3. Definición de términos básicos

A. Costos

Constituye la medida monetaria de los recursos utilizados por la empresa para obtener el producto (concentrados o metales) cuyos aportes quedan registrados en el activo del balance general, en la forma de: inventarios, activos fijos tangibles, activos fijos intangibles.

B. Costos de operaciones

Se define como costo de operación a la cantidad de dinero invertido en adquirir o comprar una máquina, operar, realizar el trabajo y mantenerla en buen estado.

C. Corte y Relleno Ascendente Mecanizado

En este método de explotación el mineral es cortado en tajadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo. Cuando se ha excavado una tajada completa, el vacío dejado se rellena con material exógeno que permite sostener las paredes y sirve como piso de trabajo para el arranque y extracción de la tajada siguiente. Como relleno, se utiliza el material estéril proveniente de los desarrollos subterráneos o de la superficie, también relaves o rípios de las plantas de beneficio, e incluso, mezclas pobres de material particulado y cemento para darle mayor resistencia.

D. Detonación

La detonación es una reacción físico-químico exotérmica caracterizado por la velocidad de reacción del explosivo y la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva que se traduce en presión sobre el área circundante.

E. Densidad

“Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm³, la densidad típica de algunos productos explosivos se da en la Tabla 3.

Tabla 3. Densidad típica de productos explosivos

Tipo	Densidad (g/cc)
Dinamita granulada	0.8 - 1.4
Dinamita gelatina	1.0 - 1.7
Emulsión encartuchada	1.1 - 1.3
Emulsión a granel	1.1 - 1.6
ANFO cargado neumáticamente	0.8 - 1.0
ANFO vaciado	0.8 - 0.9
ANFO encartuchado	1.1 - 1.2
ANFO pesado	1.1 - 1.4

Fuente: Manual de Exsa

F. Desatado

El desatado de rocas se realiza de dos maneras: manual para alturas menores de 3.5 m. con el uso de barretillas de 6, 8, 10, 12, pies y siguiendo los PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro) para desatado de rocas.

Para alturas mayores a 3.5 m y con un terreno inestable se usa el equipo Skyler a control remoto para el desatado, sin exponer al personal y trabajando en una zona segura.

G. Explosivos

“Un explosivo es un compuesto químico o una mezcla de compuestos químicos del cual se les da un estímulo correcto o incorrecto ellos sufren una reacción química violenta exotérmica” (Ames L.V. Perforación y Voladura de Rocas. 2012)

H. Limpieza

La limpieza de los frentes de trabajo y los tajos serán con Scoops de 2.5 yd³, 4.0 yd³ y 6.0 yd³ de capacidad, hasta los echaderos de mineral y desmonte ubicados en medio de la rampa, la distancia promedio es de 150 m, estos equipos nos permiten tener mayores rendimientos y menor tiempo de limpieza de mineral y desmonte en los frentes.

I. Perforación

”La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes”.

J. Presión de Detonación

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo (Tabla 4). Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario.

Tabla 4 Presión de detonación

Tipo	Densidad (g/cc)
Dinamita granulado	20 - 72
Dinamita gelatina	70 - 140
Emulsión encartuchada	20 - 100
Emulsión a granel	20 - 100
ANFO vaciado	7 - 45
ANFO encartuchado	20 - 60
ANFO pesado	20 - 90

Fuente: Ames Lara, V. (2012) Perforación y Voladura de Rocas I

La presión de detonación se calcula matemáticamente:

$$PD = \rho_e \times VOD \times W \times 10^{-5}$$

Donde:

PD : presión de detonación, en kbar.

ρ_e : densidad del explosivo, en g/cm³.

VOD : velocidad de detonación, en m/s.

W : velocidad de partícula (productos), en m/s.

10⁻⁵ : factor de conversión.

K. Potencia Absoluta por Peso (AWS)

Ésta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías), en cada gramo de explosivo. Ejemplo: la AWS del ANFO es 900 cal/g.

L. Potencia Absoluta por Volumen (ABS)

Ésta es la medida de la cantidad de energía disponible (en calorías) en cada centímetro cúbico de explosivo. Esto se obtiene multiplicando la AWS por la densidad del explosivo. Ecuación (23).

$$ABS = AWS \times \delta \text{ explosivo} \quad (23)$$

M. Potencia Relativa por Peso (RWS)

Ésta es la medida de la energía disponible de explosivo comparado a un peso igual de ANFO. Ésta se calcula dividiendo la AWS del explosivo por la AWS del ANFO y multiplicado por 100 ecuación (24).

$$RWS = \frac{AWS \text{ explosivo}}{AWS \text{ ANFO}} \times 100 \quad (24)$$

N. Potencia Relativa por Volumen (RBS)

Ésta es la energía disponible por volumen de explosivo comparado a igual volumen de ANFO, con una densidad de 0,85 g/cc. Esto se calcula dividiendo la ABS de un explosivo por la ABS del ANFO y multiplicado por 100 (EXSA, 2014) ecuación (25).

$$RBS = \frac{ABS \text{ explosivo}}{ABS \text{ ANFO}} \times 100 \quad (25)$$

O. Sostenimiento

En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes a personal y al equipo. En el sostenimiento se toman en combinación los elementos estructurales que es necesario colocar para asegurar y proteger la estabilidad

de la excavación en la etapa de excavación y durante el tiempo que estará en servicio.

Los materiales habitualmente utilizados como elementos de soporte son las cerchas metálicas, el hormigón proyectado y los pernos de anclaje y en los tajos convencionales los cuadros de madera.

P. Sobrerotura

La sobre rotura es un problema que se genera en labores de avance y producción, debido a una voladura no controlada, la cual es influenciada por las estructuras geológicas sobre el perfil de excavación, existiendo factores que provocan sobre excavación y caída de rocas como:

- Mal dimensionado de las áreas a excavar.
- Voladura Sobrecargada.
- Diseño de malla inapropiada a la condición de la roca.
- Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca.

Q. Ventilación

“Toda voladura genera cierto volumen de gases y polvo, que se mantienen en el ambiente durante un tiempo determinado hasta ser disipados mediante la ventilación natural o forzada de las labores disparadas, por lo que sólo se ingresará a una labor disparada después de que se hayan disipado los humos” (EXSA, 2014)

R. Velocidad De Detonación

La velocidad de detonación es la velocidad a la cual la reacción se mueve a lo largo de la columna de explosivo. Tiene un rango que va de 1.524 a 7.620

m/s en los productos explosivos comerciales. Las velocidades de detonación típicas de los explosivos se dan en la Tabla 5.

Tabla 5 Velocidad de detonación (m/s)

Tipo	Diámetro		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita granulado			
Dinamita gelatina	2100 - 5800		
Emulsión encartuchada	3600 - 7600		
Emulsión a granel	4000 - 4600	4300 - 4900	3700 - 5800
ANFO cargado neumáticamente	2100 - 3000	3700 - 4300	4300 - 4600
ANFO vaciado	1800 - 2100	3000 - 3400	4300 - 4600
ANFO encartuchado		3000 - 3700	4300 - 4600
ANFO pesado			3400 - 5800

Fuente: Ames Lara, V. (2012) Perforación y Voladura de Rocas I

S. Voladura

“La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada” (EXSA, 2014)

CAPÍTULO III

PRESENTACIÓN E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

3.1. Información general de la Empresa

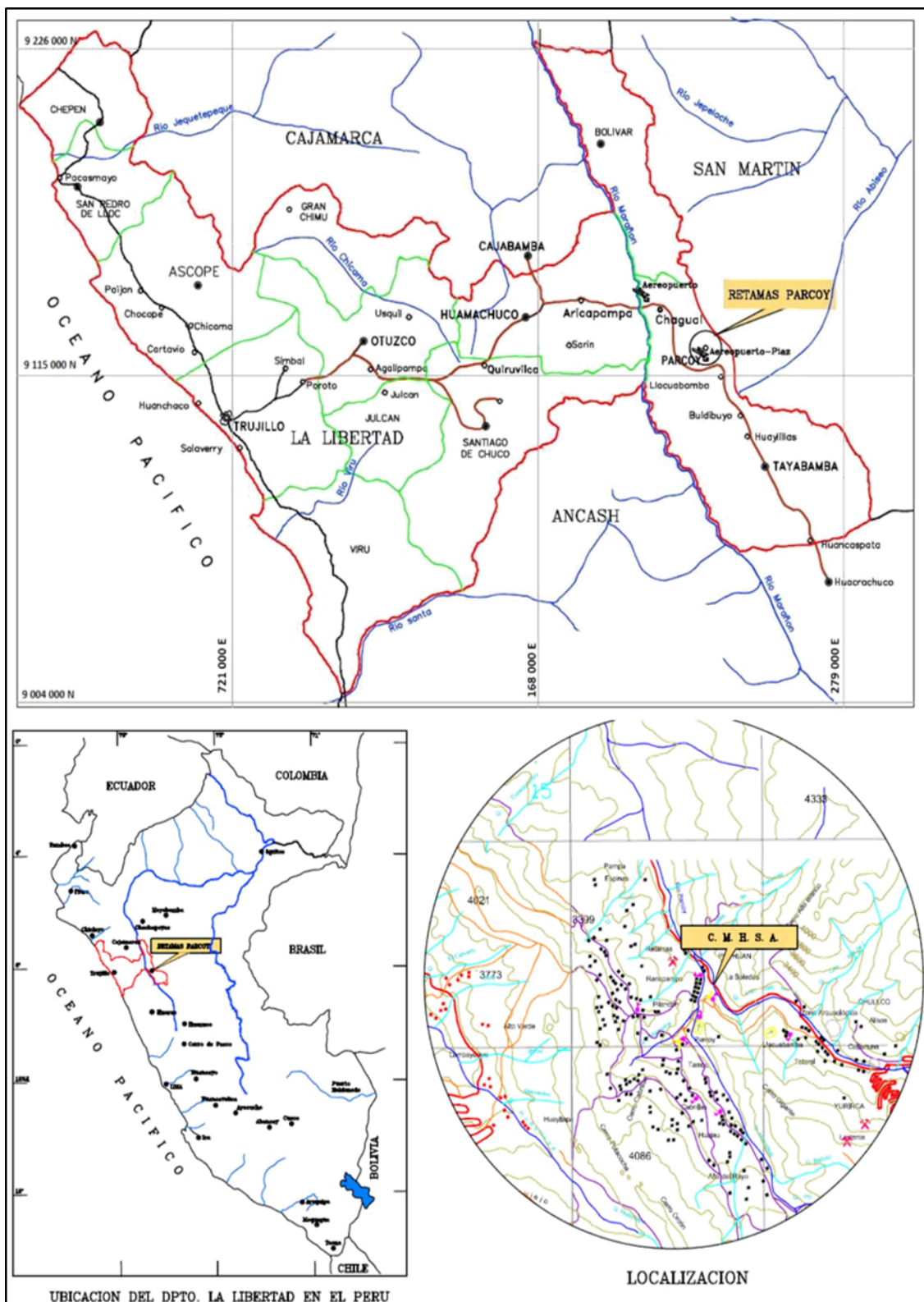
3.1.1. Ubicación

La Unidad Minera Acumulación Parcoy de Consorcio Minero Horizonte SAC se ubica en la localidad del lugar denominado Retamas cerca de la localidad de Parcoy, capital del distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad (Figura 14).

Las coordenadas geográficas de este lugar son:

- 77° 27' 30" Longitud Oeste y
- 08° 02' 30" Latitud Sur.
- Se encuentra a una altitud promedio de 2,750 msnm, en la subcuenca del río Parcoy tributario el río Marañón, emplazada entre la cadena montañosa de la Cordillera Central.

Figura 14. Plano de ubicación de la empresa CMH



Fuente: Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.1.2. Accesibilidad

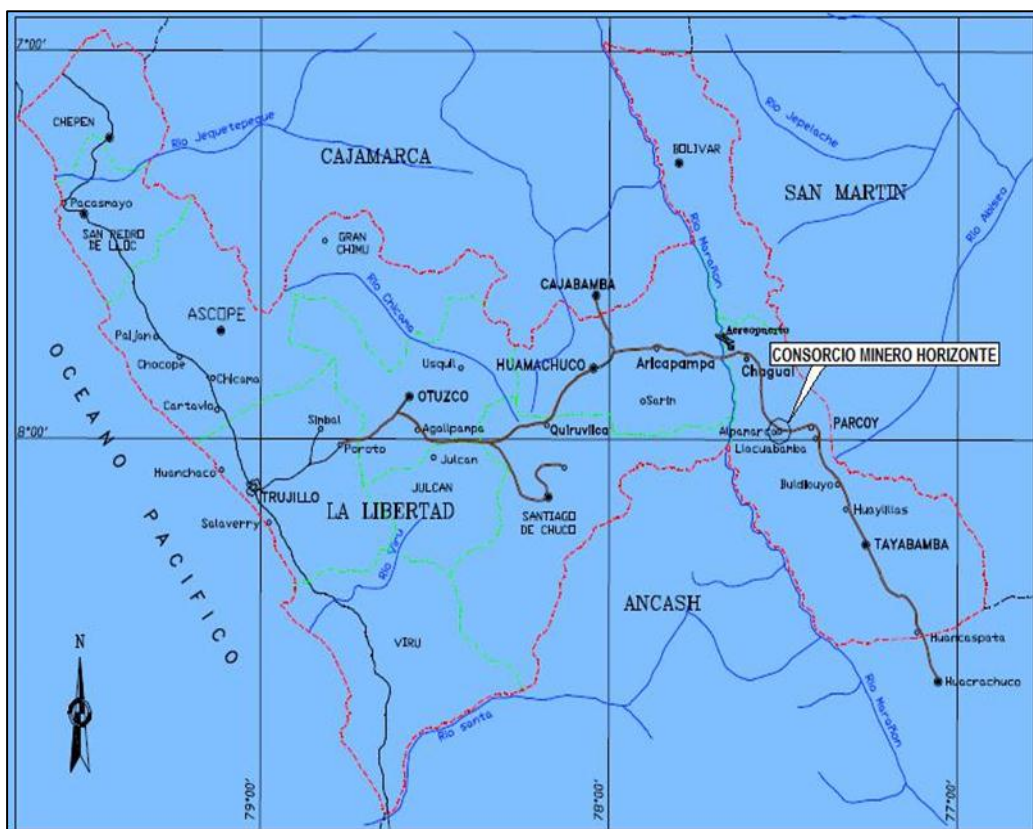
Se tiene accesos por vía terrestre (Figura 15) a la zona mediante las carreteras:

- Trujillo-Huamachuco-Chagual-Retamas, 369km.
- Trujillo-Chao-Tanguche-Sihuas-Tayabamba-Retamas, 435km.

El acceso por vía aérea es:

- Lima-Pías 1:15 horas de vuelo
- Trujillo-Pías 0:30 horas de vuelo, mediante avionetas al aeródromo de Pías, que se encuentra cercano al campamento de Retamas.

Figura 15. Vías de acceso a Consorcio Minero Horizonte



Fuente: Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.1.3. Clima

La zona se ubica entre las cotas 2000 y 3000 m.s.n.m. con un clima esencialmente templado, la vegetación de esta zona es abundante y variada dando la apariencia de ceja de selva, esto se debe a que llueve por espacio de 8 meses, presentando dos estaciones bien marcadas, una estación de invierno que va desde septiembre hasta fines de abril aproximadamente, y otra de verano, desde mayo hasta fines de agosto de tal forma que su vegetación se mantiene verde durante todo el año.

3.2. Recursos Naturales, Humanos y Energéticos

3.2.1. Hídrico

El agua es abundante en la zona, durante todo el año fluye en forma constante por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con variaciones que en épocas de verano bajan su caudal y en invierno incrementan enormemente; cada río es parte del reboce de las lagunas que tienen regular dimensión, así mismo son recomendables para el consumo doméstico principalmente de Castilla y Mishito.

3.2.2. Humanos

En esta zona se encuentran varias empresas auríferas tales como: Cía. Minera Poderosa, Consorcio Minero Horizonte S.A., Cía. Aurífera Retamas S.A., Cía. Minera Buldibuyo y otros donde la demanda de profesionales, técnicos y obreros mineros calificados están a la orden de sus servicios.

3.2.3. Energético

Actualmente la energía eléctrica en Consorcio Minero Horizonte es provista por el Sistema Interconectado con la Red Nacional.

3.3. Consorcio Minero Horizonte (CMH)

Consorcio Minero Horizonte es una empresa privada de capitales peruanos, con 37 años de trayectoria en el sector, productora de recursos minerales auríferos cuyo principal centro de operaciones se ubica en la localidad de Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad, entre los 2000 y los 3000 m s. n. m., cuenta también con oficinas administrativas en las ciudades de Lima y Trujillo.

Las operaciones mineras de Consorcio Minero Horizonte se desarrollan en el denominado Bloque Estructural Parcoy, un importante metalotecto aurífero conocido como el Batolito de Pataz, en el cual se ubican sus dos principales unidades de producción, la Unidad Económica Administrativa Parcoy y la Unidad Económica Administrativa Los Zambos.

3.3.1. Producción

El método que se aplica es el de corte y relleno ascendente convencional y mecanizado, es decir, mediante el uso de equipos LHD. Esto permite una producción mensual de 45,000 toneladas, de las cuales el 60% proviene de tajos convencionales y el 40% de tajos mecanizados. Los tajos convencionales tienen dimensiones de 30 m de largo por 25 m de alto, delimitados por un subnivel inferior y dos chimeneas laterales.

En las labores de tajo, el proceso de perforación se realiza con máquinas perforadoras neumáticas y manuales. Para la limpieza del mineral se utilizan cabestrantes (winches) eléctricos con rastras, mientras

que el sostenimiento en los tajos se realiza con cuadros de madera y shotcrete. Los tajos mecanizados son delimitados en longitudes de 100 m de largo por 25 m de alto, para lo cual se construye una rampa de preparación que luego es rebatida verticalmente.

El transporte del mineral del interior de la mina a la planta de beneficio se realiza con volquetes de 25 toneladas.

3.3.2. Geología Local

Granodiorita

Constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados.

Monzogranitos

Afloran en el sector de Los Zambos, tienen una textura fanerítica, holocristalino, de grano medio a grueso, de color gris claro blanquecino. Su composición alta en cuarzo y ortoclasa le confiere una mayor dureza y resistencia.

Tonalita

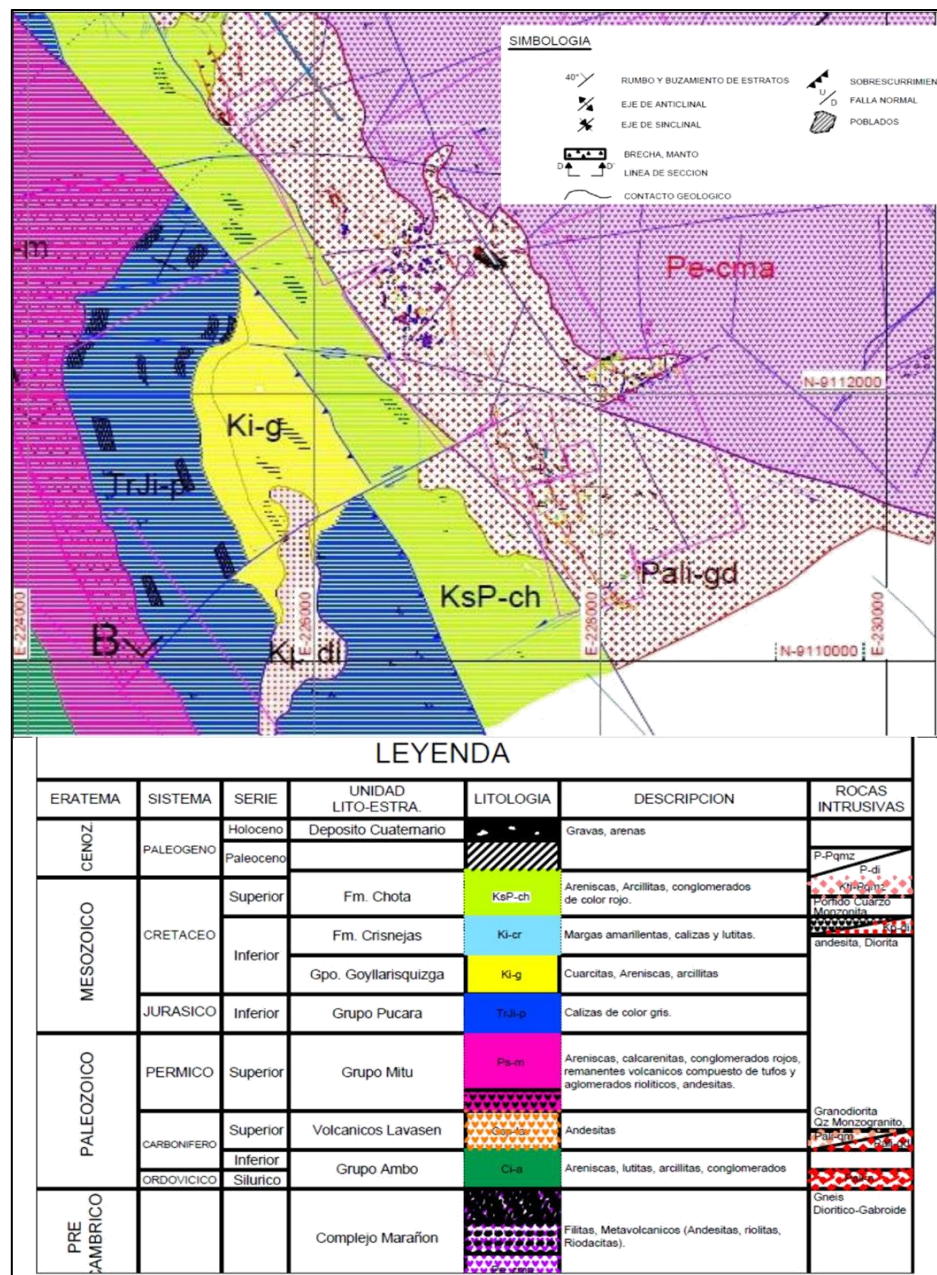
Constituye el segundo componente litológico importante del batolito, son rocas calcio-sódicas holocristalinos de grano medio de color gris claro a verde oscuro, está compuesto principalmente de cuarzo, y plagioclasas, como minerales secundarios de hornblenda y biotita, tienen bastante hornablenda por eso tienen una coloración más oscura que las granodioritas y granitos.

Diques Porfídicos (tonalito-dacíticos)

Tienen una dirección N120° con inclinación de 30-46° NE relacionados con fallas E-O, emplazados dentro de los cuerpos monzogranitos y cuarzo monzonitas con potencia de 10 a 20m. Presentan una textura porfídica de color verde grisáceo.

La geología local, se muestra en la Figura 16.

Figura 16. Plano geológico local



Fuente: Superintendencia de Geología de CMHSA

3.3.3. Geología Regional

Batolito de Pataz

El Batolito de Pataz de edad Carbonífero inferior (Paleozoico), muestran una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de la dirección de los andes (NW- SE) y sigue a lo largo de 65Km. teniendo una extensión aproximada de 150km² y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0km de ancho.

Está emplazada dentro del Complejo Marañón, limitada en general por fallas regionales que pone en contacto hacia el Oeste con la secuencia sedimentaria Jurásico-cretácica y al Este en contacto con rocas metamórficas del Complejo Marañón y Volcánicos Lavasén.

Litológicamente está constituido generalmente de granodiorita y tonalitas de grano medio, los eventos de intrusión más tempranos son gabro-dioritas y cuarzo-dioritas, luego deviene un flujo intrusivo de tonalitas-granodioritas, más tardíamente por cuerpos intrusivos de monzo-granitos con los que se asocian diques aplíticos y diques oscuros andesíticos que cortan a los intrusivos. Las variaciones litológicas no muestran cambios o contactos bien marcados.

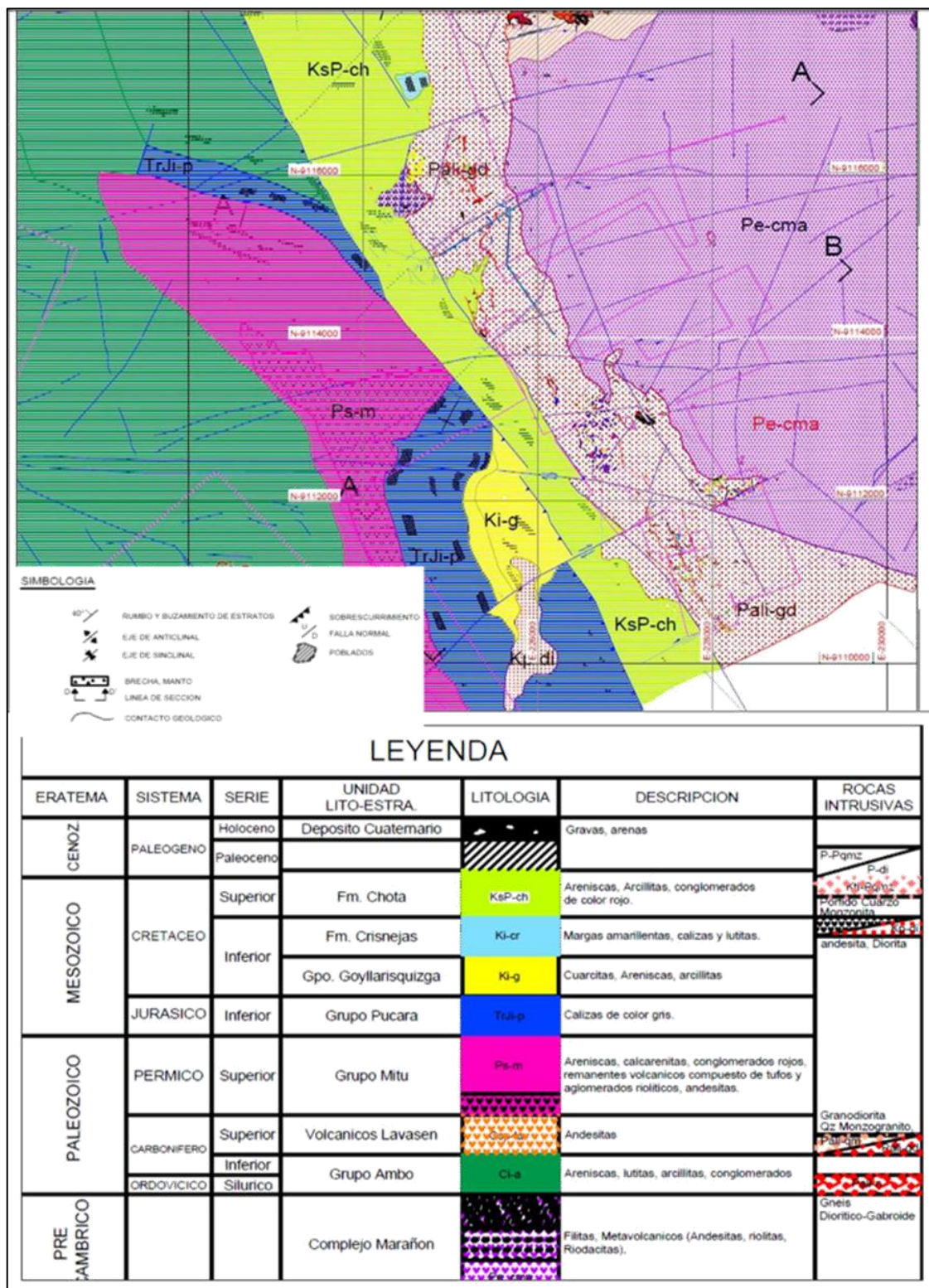
La edad del batolito por el método argón y U/Pb en circón de granodiorita dan una edad de 329 Ma. La edad de la mineralización fue determinada en edades de 312 Ma y 305 Ma para dos etapas de mineralización.

Intrusivos Neógenos (Terciarios)

Aflora en el sector occidental de la mina Parcoy al oeste de la falla Parcoy-Yuracyacu, entre las rocas de la Formación Chota en contacto fallado con el Grupo Pucará, y en la quebrada Charpuna entre las calizas cretáceas, todos estos cuerpos intrusivos están constituidos en forma de stocks de Diorita porfídica, se encuentran con un alineamiento NO-SE asociado a la falla Trapiche Pilancón. Está compuesto por un 50% de plagioclasas y fenocristales de hornblenda en una matriz afanítica, con minerales accesorios de magnetita, apatita, esfena y zircón. La edad determinada de estos cuerpos intrusivos por el método de Argón es de 18 MA que corresponde al Mioceno Temprano.

A continuación se presenta la Geología Regional en la Figura 17.

Figura 17. Plano geológico regional



Fuente: Superintendencia de Geología de CMHSA

3.3.4. Geología Estructural

Falla Parcoy-Yuracyacu

Es una importante falla inversa con una pronunciada-inmersión que ha ayudado en el levantamiento del Batolito contra los estratos antiguos y más jóvenes de dirección NW-SE que buzcan al NE, que forma el límite occidental del Batolito de Pataz y que parece haber actuado como una estructura que limita durante la intrusión del mismo Batolito.

Falla Trapiche-Pilancón

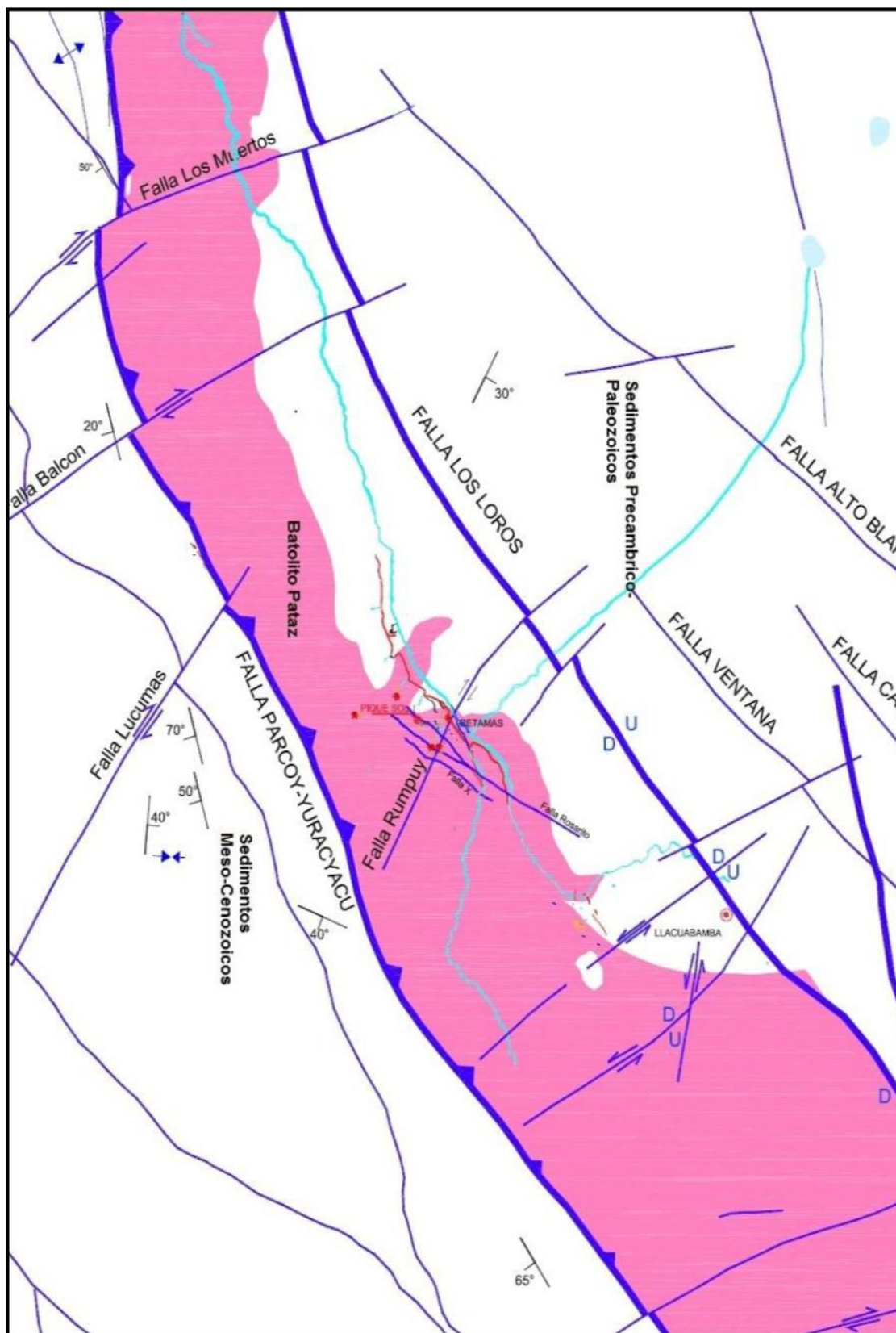
Falla inversa y de rumbo, dirección NW y de fuerte inclinación al SW, levanta el bloque occidental (Paleozoico-Jurásico) contra la secuencia cretácica.

Falla Los Loros

Falla inversa y de rumbo, sub-vertical, se emplaza con dirección NW e inclinada al NE siguiendo un trazo al lado oriental paralelo a la falla Parcoy-Yuracyacu, limita al Norte el intrusivo Tonalita-granodiorita con el intrusivo Monzogranito del Batolito de Pataz y corta los volcánicos Lavasén para confluir finalmente con la Falla Parcoy, en la zona de Retamas.

La Geología Estructural de Parcoy, se muestra en la Figura 18.

Figura 18. Plano Estructural de Parcoy



Fuente: Superintendencia de Geología de CMHSA

3.3.5. Geología económica

Mineralogía

La mineralogía no es muy compleja, en orden de abundancia se tiene, cuarzo blanco/gris – pirita – arsenopirita – marmatita – galena – calcopirita; siendo la pirita – marmatita – galena uno de los ensambles de mayores concentraciones de oro. La alteración predominante en todo el yacimiento es la sericitización (cuarzo – sericita – pirita) presentándose en forma continua.

Sistema de vetas

Las vetas dentro del cuerpo intrusivo, fueron llevadas mediante fluidos hidrotermales por fallas de desgarre, desde la unidad meta-volcánica del Complejo del Maraón con contenido de mineralización aurífera, que fueron acumulados por esfuerzos tectónicos que generaron altas presiones y temperaturas. Estas vetas posteriormente han sido falladas, plegadas en más de dos eventos tectónicos.

Las potencias de las vetas varían en un rango de 1.5 a 2.5 metros y ocasionalmente llegan a 8 ó 10 metros.

3.3.6. Clasificación de Minerales

Minerales de Mena: Son aquellos minerales que al extraerlas dan beneficio económico:

Oro (Au)

Minerales de Ganga: son aquellos minerales que carecen de valor económico entre estos tenemos:

- Cuarzo (SiO₂)
- Arsenopirita (FeAsS)

- Pirita (FeS_2)
- Calcopirita (CuFeS_2)
- Esfalerita (ZnS)
- Pirrotina ($\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$)
- Galena (PbS)
- Jamesonita ($\text{Pb}_4\text{FeSb}_6\text{S}_{14}$)

Las potencias de las vetas varían en un rango de 1.5 a 2.5 metros y ocasionalmente llegan a 8 ó 10 metros.

3.3.7. Zonificación de la Mina

La mina Parcoy tiene 03 zonas de explotación; la zona Norte que comprende las vetas Milagros y Lourdes, la zona de Profundización ubicada en la zona central y comprende las vetas Carmensita-Mishahuara, Rosarito, Rosa y Encanto, finalmente la zona Sur que comprende las vetas Candelaria y Encanto sur.

3.4. Aplicación de la Voladura Controlada para Reducir los costos por metro de avance

3.4.1. Descripción del GL - 1786N

La GL - 1786 N está ubicado en el nivel 2165 en la zona de Sur de la mina Candelaria, esta labor es de exploración que construye en la caja piso, para la explotación de la veta Candelaria, la labor es completamente mecanizada.

3.4.2. Especificaciones técnicas de la Labor

Las especificaciones técnicas de la labor en estudio se observan en la tabla 6

Tabla 6. Especificaciones de labor

Especificación de la labor GI 1786 N	
GSI	= 43
RMR	= 45
RQD	= 49%
Resistencia a la compresión	= 75 MPa
Densidad de la roca	= 2,65 kg/cm ³
Diámetro de broca (D ₁)	= 45 mm
Eficiencia de perforación	= 95%
Longitud del barreno (LB)	= 3. 90 m (13 pies)
Ancho de labor	= 3,5 m
Alto de labor	= 4.0 m
Distancia a una zona crítica	= 100 m
Diámetro de broca rimadora (D ₂)	= 102,0 mm
Ángulo de los taladros de contorno "	= 3°
Desviación angular "α"	= 10 mm/m
Error de emboquille "β"	= 20 mm

Fuente: Elaboración propio

3.4.3. Especificaciones Técnicas de los Explosivos

Los explosivos a utilizar en el proceso de voladura son: el Semexsa de 45% de 1-1/8" x 12", Exsablock 7/8" x 7", cordón detonante, carmex, etc. (Cuadro 2)

Cuadro 3 Datos técnicos del explosivo Semexsa

Características técnicas				
Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm ³	1.08 ± 3%	1.12 ± 3%	1.18 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación**	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,060	3,130	3,230
RWS **	%	83	85	87
RBS **	%	109	116	126
Resistencia al agua		Buena	Buena	Excelente
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.
 ** Calculadas con programa de simulación TERMODET.

Fuente: Manual práctico de voladura, Exsa

3.5. Diseño del arranque

Se utilizará las ecuaciones dadas anteriormente, entre ellos tenemos

3.5.1. Cálculo de la Densidad de Carga de la Explosión.

$$q = D_{\text{explosivo}} \times \frac{\pi \times (D_{\text{explosivo}})^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 1.080 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} \times \frac{3.1416 \times (28)^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q = 0.66 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

La densidad es de 0.66 kilogramos por metro.

3.5.2. Cálculo de Avance por Disparo

Se está utilizando una barra de 13 pies (3.96m) para la perforación, entonces el avance que se estima es de un 95% de dicha longitud.

$$I = LB \times 95\%$$

$$I = 3.90 \times 0.95$$

$$I = 3.70 \text{ m}$$

El avance por disparo es de 3.70 m ya que se utiliza una barra de 13 pies

3.5.3. Cálculo de Número de Taladros de Alivio

$$H = 0.15 + 34.1 D_2 - 39.4D_2^2$$

Donde:

D_2 = diámetro del taladro vacío (m)

Como estamos trabajando con una broca de 45 mm obtendremos el siguiente valor:

$$H = 0.15 + 34.1(0.045) - 39.4(0.045)^2$$

$$H = 1.60 \text{ m}$$

Nos indica que, con un solo taladro de alivio de 45 mm, se podría alcanzar solo un 1.60 m de avance por disparo y como ya se calculó, el avance requerido es 3.70 m, por lo tanto, se tiene dos opciones. Una es perforar taladros juntos según la ecuación para encontrar el taladro vacío equivalente y otra es usar la broca rimadora.

Se utilizará una broca rimadora de 102 mm

$$H = 0.15 + 34.1(0.102) - 39.4(0.102)^2$$

$$H = 3.21 \text{ m}$$

Al utilizar una broca rimadora de 102mm solo se obtiene 3.21m de avance, no es suficiente por lo cual optaremos por realizar 2 taladros de alivio, utilizando la formula siguiente: (Figura 19)

$$D_2 = D_2 \times \sqrt{NT}$$

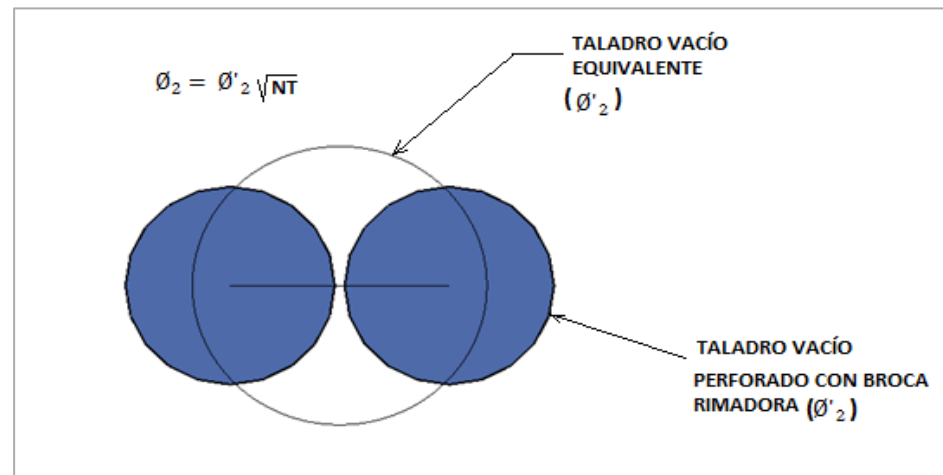
Donde:

D_2 = diámetro de broca rimadora (0,102 m).

D_2 = diámetro vacío equivalente.

NT = número de taladros a perforar.

Figura 19. Taladro vacío equivalente



Fuente: Manual de Exsa.

$$D_2 = 0.102 \times \sqrt{2}$$

$$D_2 = 0.144\text{m}$$

Luego reemplazando

$$H = 0.15 + 34.1(0.144) - 39.4(0.144)^2$$

$$H = 4.24 \text{ m}$$

Avance óptimo al 95% será:

$$I = 4.24 \times 0.95$$

$$I = 4.03 \text{ m}$$

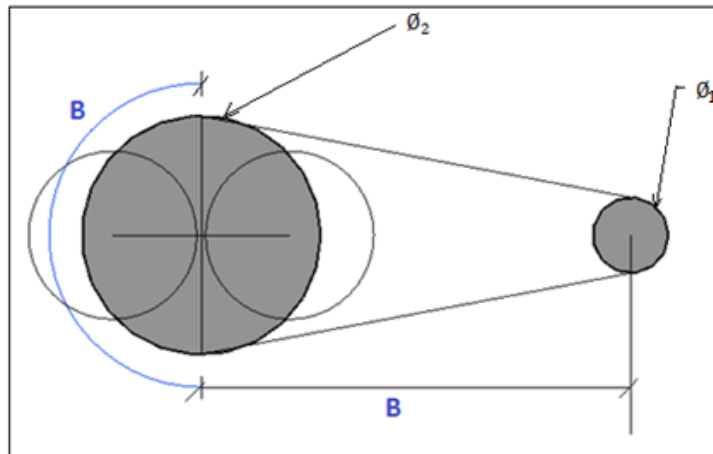
Con dos taladros de alivio es suficiente para alcanzar hasta 4.03 m de avance por disparo.

Para alcanzar un avance de $I = 3.70$ m por disparo se debe realizar dos taladros de alivio de 0.102 m de diámetro.

3.5.4. Cálculo del Burden del Primer Cuadrante. (arranque)

El cálculo del Burden del Primer Cuadrante (arranque), se ha realizado en base a la Figura 20.

Figura 20. Taladro vacío equivalente



Fuente: Manual Práctico de Voladura Exsa.

$$B_{1\max} = 1.7 \times D_2$$

$$B_{1\max} = 1.7 \times 0.144 \text{ m}$$

$$B_{1\max} = 0.2448 \text{ m}$$

Para el cálculo del burden práctico utilizaremos lo siguiente:

$$B_{1\text{practico}} = B - E_p$$

$$E_p = \alpha \times H + \beta$$

Donde:

E_p = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (m/m) = 0,01 m

β = Error de emboquille (m) = 0.02 m

H = Profundidad de los taladros (m)

$$E_p = \alpha \times H + \beta$$

$$E_p = 0.01 \times 3.90 + 0.02$$

$$E_p = 0.057 \text{ m}$$

Luego reemplazando tenemos

$$B_{1\text{practico}} = 0.245 - 0.057$$

$$B_{1\text{practico}} = 0.190 \text{ m}$$

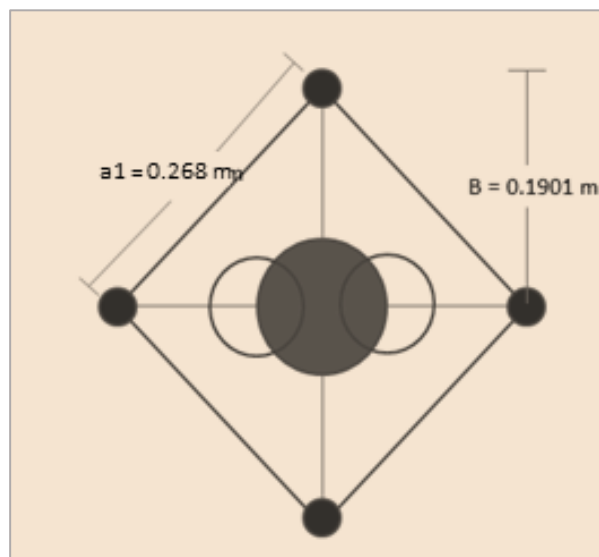
Este valor obtenido no reemplaza al burden $B_{1\text{max}}$ para el cálculo de la concentración lineal de carga q_1 , entonces la abertura en el primer cuadrante será: (Figura 21)

$$a_1 = \sqrt{2}(B_{1\text{max}} - E_p)$$

$$a_1 = \sqrt{2}(0.2448 - 0.0547)$$

$$a_1 = 0.268 \text{ m}$$

Figura 21. Taladros de arranque.



Fuente: Elaboración propia.

3.5.5. Cálculo del Consumo Específico de Explosivo

Se calcula con la formula modificada de Ashby:

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

Dónde:

$$GSI = 43$$

$$RQD = 49\%$$

$$\rho_r = 2,65 \text{ kg/m}^3$$

Reemplazando se tiene

$$C.E = \frac{0.56 \times 2.65 \times \tan\left(\frac{43 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 49}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.303 \text{ kg/m}^3$$

3.5.6. Cálculo de la Constante de Roca "c"

Se calcula con la fórmula siguiente:

$$C = 0.8784 \times C.E + 0.0052$$

$$C = 0.8784 \times 0.303 + 0.0052$$

$$C = 0.271 \text{ kg/m}^3$$

3.5.7. Cálculo del Factor de Roca "A"

Se calcula con la fórmula siguiente:

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.303)^3 - 138.5(0.303)^2 + 75.883(0.303) - 4.41$$

$$A = 8.57$$

Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso en tipos de roca muy débiles es A=8 y el límite superior es A= 12. Pues en este caso tiene razón pues se puede decir que es geomecánicamente incompetente.

Para complementar se calcula los siguientes factores:

Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{C.E}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.303}{0.004}$$

$$BI = 75.75$$

Factor de energía (FE)

$$FE = 30(C.E)$$

$$FE = 30(0.303)$$

$$FE = 9.09 \text{ MJ/Tn}$$

3.5.8. Cálculo de Concentración de Carga Lineal de Explosivo (q_1)

Se calculará utilizando la siguiente ecuación:

$$q_1 = 55D_1 \left[\frac{B_{1\max}}{D_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{D_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

D_1 = Diámetro de perforación (m) = 0,045 m.

D_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0,144 m.

$B_{1\max}$ = Burden (m) = 0,245 m.

C = Constante de roca = 0.271kg/ m³

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

Como se usará el explosivo SEMEXSA 45%

$$(RWS_{ANFO} = 99\% = 0.99)$$

Reemplazando valores tenemos

$$q_1 = 55(0.045) \left[\frac{0.2448}{0.144} \right]^{1.5} \times \left[0.2448 - \frac{0.144}{2} \right] \times \left[\frac{0.271}{0.4} \right] \times \frac{1}{0.99}$$

$$q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$$

3.5.9. Cálculo de Longitud de Taco

$$\text{Longitud de taco} = 10 D_1$$

$$\text{Longitud de taco} = 10 (0.045)$$

$$\text{Longitud de taco} = 0.45\text{m}$$

3.5.10. Cálculo de Longitud de Carga (L_c)

$$L_c = \text{Profundidad del taladro} - \text{Longitud de taco}$$

$$L_c = 3.90 - 0.45$$

$$L_c = 3.45 \text{ m}$$

3.5.11. Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = 10.93 = 11$$

3.5.12. Cálculo de la Predicción de la Fragmentación.

Se utiliza el modelo Kuz-Ram, la ecuación.

$$\bar{x} = A(K)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/30}$$

Donde:

$$\bar{x} = \text{Tamaño medio de los fragmentos, cm} = 10'' = 25 \text{ cm}$$

$$A = \text{Factor de roca} = 8.57$$

$$Q_e = \text{Masa del explosivo utilizado/taladro (kg)}$$

Para el cálculo de la masa de explosivo se usa

$$Q_e = (q_1 \times L_c)$$

$$Q_e = 0.650 \times 3.45$$

$$Q_e = 2.11 \text{ kg}$$

RWS_{ANFO} = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (SEMEXSA 45%) 0.99

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³

$$K = C. E$$

$$K = 0.303 \text{ kg/m}^3$$

Reemplazando los valores en la ecuación tenemos:

$$\bar{x} = 8.57(0.303)^{0.8} \times (2.11)^{1/6} \left(\frac{115}{99} \right)^{19/30}$$

$$\bar{x} = 4.11 \text{ cm}$$

No se tendrá problemas de bancos ya que la parrilla de los echaderos es de 25 cm esto nos indica que el 50% del material roto son menores de 4.11 cm.

3.6. Diseño de las cuatro secciones del arranque o corte

Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existen unos huecos rectangulares de anchura a_1 y que se conocen las concentraciones lineales de carga q_1 el valor del burden se calculará a partir de la siguiente ecuación.

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_2 \times q \times RWS_{ANFO}}{D_1 \times c}}$$

Si existe un error de perforación la superficie libre “ a_2 ” difiere de la distancia “ a'_2 ” en la primera sección, por lo que:

$$a_2 = \sqrt{2}(B_{1\text{practico}} - E_p)$$

$$a_2 = \sqrt{2}(0.188 - 0.057)$$

$$a_2 = 0.185 \text{ m}$$

Por lo tanto, el burden para el nuevo cuadrante será:

$$B_{2\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.185 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{2\max} = 0.275 \text{ m.}$$

El burden práctico será:

$$B_{2\text{practico}} = B_{2\max} - E_p$$

$$B_{2\text{practico}} = 0.275 - 0.057$$

$$B_{2\text{practico}} = 0.218 \text{ m}$$

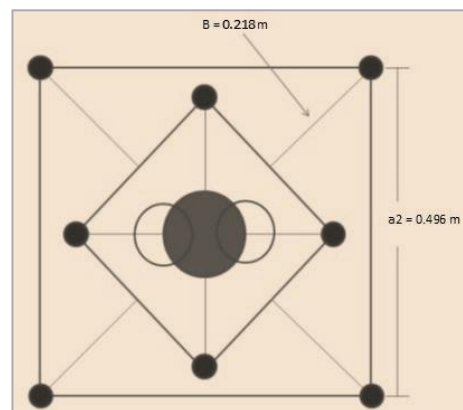
La abertura en el segundo cuadrante se calcula (Figura 22)

$$a_2 = \sqrt{2}(B_{2\text{practico}} + a_1/2)$$

$$a_2 = \sqrt{2}(0.218 + 0.265/2)$$

$$a_2 = 0.496 \text{ m}$$

Figura 22. Taladros del segundo cuadrante.



Fuente: Elaboración propia

La carga será la misma de $q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$

Longitud de taco Longitud de taco = $10 D_1 \rightarrow 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = 10.93 = 11$$

3.7. Cálculo del Tercer Cuadrante:

Se utiliza el mismo criterio que el anterior

$$a_3 = \sqrt{2}(B_{2\text{practico}} + a_1/2 - E_p)$$

$$a_3 = \sqrt{2}(0.218 + 0.265/2 - 0.057)$$

$$a_3 = 0.415 \text{ m}$$

Cálculo del burden

$$B_{3\text{max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_3 \times q \times RWS_{\text{ANFO}}}{D_1 \times c}}$$

$$B_{3\text{max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.415 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{3\text{max}} = 0.412 \text{ m}$$

El burden práctico será:

$$B_{3\text{practico}} = B_{3\text{max}} - E_p$$

$$B_{3\text{practico}} = 0.412 - 0.0547$$

$$B_{3\text{practico}} = 0.355 \text{ m}$$

La carga será la misma de $q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$

$$\text{Longitud de taco} = 10 D_1 \rightarrow 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = 10.93 = 11$$

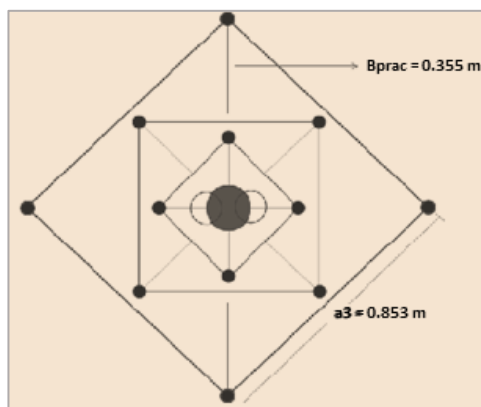
La abertura en el tercer cuadrante se calcula (Figura 23)

$$a_3 = \sqrt{2}(B_{3\text{practico}} + a_2/2)$$

$$a_3 = \sqrt{2}(0.355 + 0.496/2)$$

$$a_3 = 0.853 \text{ m}$$

Figura 23. Taladros del tercer cuadrante.



Fuente: Elaboración propia

3.8. Cálculo del Cuarto Cuadrante:

Se utiliza el mismo criterio que el anterior

$$a_4 = \sqrt{2}(B_{3\text{practico}} + a_2/2 - E_p)$$

$$a_4 = \sqrt{2}(0.355 + 0.496/2 - 0.057)$$

$$a_4 = 0.772 \text{ m}$$

Cálculo del burden

$$B_{4\text{max}} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{a_4 \times q \times RWS_{\text{ANFO}}}{D_1 \times c}}$$

$$B_{4\max} = 8.8 \times 10^{-2} \times \sqrt{\frac{0.772 \times 0.650 \times 0.99}{0.045 \times 0.271}}$$

$$B_{4\max} = 0.562 \text{ m}$$

El burden práctico será:

$$B_{4\text{practico}} = B_{4\max} - E_p$$

$$B_{4\text{practico}} = 0.562 - 0.057$$

$$B_{4\text{practico}} = 0.505 \text{ m}$$

La carga es la misma de $q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$

Longitud de taco Longitud de taco = $10 D_1 \rightarrow 10 \times 0.045 = 0.45 \text{ m}$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^{\circ} \text{ cart/Tal} = 10.93 = 11$$

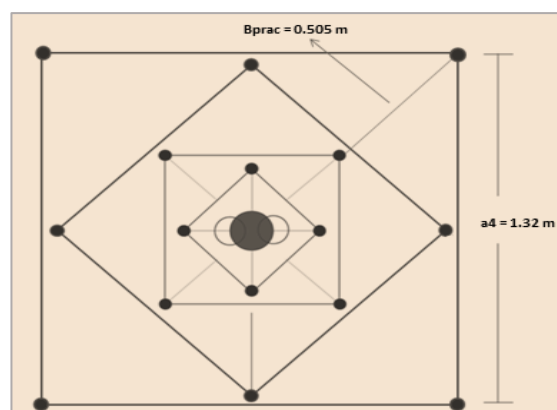
La abertura en el tercer cuadrante se calcula (Figura 24)

$$a_4 = \sqrt{2}(B_{4\text{practico}} + a_3/2)$$

$$a_4 = \sqrt{2}(0.505 + 0.853/2)$$

$$a_4 = 1.32 \text{ m}$$

Figura 24. Taladros del cuarto cuadrante.



Fuente: Elaboración propia

3.9. Diseño de arrastre.

Se calculará con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de este última es igual al avance del disparo (3.7m)

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Donde:

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

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = constante de roca corregida

$$\bar{C} = c + 0.05 \text{ para burden } \geq 1.4 \text{ m}$$

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B} \text{ para burden } < 1.4 \text{ m}$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$\bar{C} = c + \frac{0.07}{B_{4prac}}$$

$$\bar{C} = 0.271 + \frac{0.07}{0.505}$$

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{Amax} = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.45(1)}}$$

$$B_{Amax} = 1.0 \text{ m}$$

3.9.1. Cálculo de número de taladros

Se utiliza la siguiente ecuación:

$$NT = \text{NUMERO ENTERO DE } \left[\frac{AT + 2H \times \text{sen} \gamma}{B_{Amax}} + 2 \right]$$

Dónde

AT = Anchura del tunel (m)(3.5m)

$$NT = \text{NUMERO ENTERO DE } \left[\frac{3.50 + 2(3.70) \times \text{sen}3^\circ}{1.0} + 2 \right]$$

NT = 5 Taladros en el arrastre.

3.9.2. Cálculo del espacio teórico entre los taladros

Con la siguiente ecuación

$$S_t = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$S_t = \frac{3.5 + 2 \times 3.90 \times \text{sen}3^\circ}{5 - 1}$$

$$S_t = 0.972 \text{ m}$$

El espaciamiento práctico "Se" para los taladros de las esquinas será:

$$S_e = S_t - H \times \text{sen} \gamma$$

$$S_e = 0.972 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ$$

$$S_e = 0.778 \text{ m}$$

3.9.3. Cálculo del burden práctico B_{Apract}

Se calcula de la siguiente forma:

$$B_{\text{Apract}} = B_{\text{Amax}} - H \times \text{sen} \gamma - E_p$$

$$B_{\text{Apract}} = 1.0 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{\text{Apract}} = 0.750 \text{ m}$$

En los taladros de arrastre se considera el ángulo de realce " α " o ángulo de inclinación que se utiliza para dar un hueco adecuado a la perforadora para y poder realizar el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3m un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm 1 m, es suficiente, también depende lógicamente de las características del equipo.

3.9.4. Cálculo de carga de fondo

$$h_b = 1.25 \times B_{\text{Apract}}$$

$$h_b = 1.25 \times 0.750$$

$$h_b = 0.938 \text{ m}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{h_b}{\text{long Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{0.938}{0.3048}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = 3.08 = 3 \text{ cart}$$

3.9.5. Cálculo de la altura de carga de columna

$$h_c = H - h_b - 10D_1$$

$$h_c = 3.90 - 0.938 - 10(0.045)$$

$$h_c = 2.525 \text{ m}$$

Numero de cartuchos (semexa de 45 %)

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{h_c}{\text{long Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = \frac{2.5}{0.3048}$$

$$N^{\circ}\text{Cart} = 8.28 = 8 \text{ cart}$$

3.9.6. Cálculo de concentración de carga

La concentración de la carga de columna puede reducirse al 70% de la de fondo. Sin embargo, se suele emplear la misma concentración por motivos de tiempo de preparación

$$70\%(h_b) = 0.7(0.938) \rightarrow 0.657 \text{ kg/m}$$

3.10. Diseño de los taladros de contorno de techo (Pre Corte)

Se realiza la voladura de contorno (pre corte), Aquí se usa exsablock de 22.2 mm de diámetro y con una densidad de 0.8 g/cm³ y pesa 0.091 kg/ unidad. el espaciamiento de taladro se calcula a partir de:

3.10.1. Presión de taladro (P_t)

$$P_t = 228 \times 10^{-6} \times \delta \times \frac{(\text{VOD})^2}{1 + 0.8 \times \delta}$$

Donde:

δ = Densidad del explosivo ($\delta_{\text{exsablock}} = 0.8 \text{ g/cm}^3$)

VOD = velocidad de detonación del explosivo (2800 m/seg)

Reemplazando en la fórmula se tiene.

$$P_t = 228 \times 10^{-6} \times 0.8 \times \frac{(2800)^2}{1 + 0.8 \times 0.8}$$

$$P_t = 871.96$$

3.10.2. Presión de taladro efectiva (P_{te})

$$P_{te} = P_t \times \frac{D_{\text{explosivo}}^{0.42}}{D_1}$$

Donde:

$D_{\text{explosivo}}$ = Diámetro del explosivo. (exsablock = 22.2 mm)

D_1 = Diámetro del taladro (45 mm)

Reemplazando en la fórmula se tiene

$$P_{te} = 871.96 \times \frac{22.2^{0.42}}{45}$$

$$P_{te} = 71.24 \text{ Mpa}$$

3.10.3. Espaciamiento (E)

$$S = D_1 \times \frac{P_{te} + \sigma_{traccion}}{\sigma_{traccion}}$$

Dónde:

S = Espaciamiento entre taladros

D_1 = Diámetro del taladro (45 mm)

$\sigma_{traccion}$ = Resistencia a la Tracción

Reemplazando en la fórmula se tiene

$$S = 45 \times \frac{71.24 + 9.3}{9.3}$$

$$S = 389.7 \text{ mm}$$

$$S = 0.39 \text{ m}$$

La relación de S/B debe ser igual a 0.8 por tratarse de una voladura controlada.

S/B = 0.8 despejando B tenemos:

$$B_{Cmax} = \frac{S}{0.8}$$

$$B_{Cmax} = \frac{0.39}{0.8}$$

$$B_{Cmax} = 0.49 \text{ m}$$

Ahora calculamos el burden práctico es

$$B_{Cpract} = B_{Cmax} - H \times \text{sen } \alpha - E_p$$

$$B_{Cpract} = 0.49 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ - 0.057$$

$$B_{Cpract} = 0.239 \text{ m}$$

$$B_{Cpract} = 0.24 \text{ m}$$

La concentración lineal de carga mínima se determina en función al diámetro de la perforación.

$$q = 90 \times D_1^2$$

$$q = 90 \times 0.045^2$$

$$q = 0.182 \text{ kg/m}$$

3.10.4. Cálculo el número de taladros

Se tiene:

$$N^{\circ}\text{Tal} = \frac{\text{long. Arc. techo}}{S} + 1$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = \frac{5.5}{0.39} + 1$$

$$N^{\circ}\text{Tal} = 15$$

Se sabe que la longitud de carga "Lc" es: 3.45 m

3.10.5. Cálculo de número de cartuchos por taladro

$$\frac{N^{\circ}\text{Cart}}{\text{Tal}} = \frac{L_c \times q}{\text{Peso de Exsablock}}$$

$$\frac{N^{\circ}\text{Cart}}{\text{Tal}} = \frac{3.45 \times 0.182}{0.091}$$

$$\frac{N^{\circ}\text{Cart}}{\text{Tal}} = 7 \text{ cartuchos de exsablock } \frac{7}{8} \times 7''$$

3.11. Diseño de los hastiales.

La altura del hastial es 2.25 m. entonces el área disponible a perforar en los hastiales es.

$$\text{Area. Disponible} = \text{Altura de hastial} - B_{\text{Apract}} - B_{\text{Cpract}}$$

$$\text{Area. Disponible} = 2.25 - 0.750 - 0.24$$

$$\text{Area. Disponible} = 1.26 \text{ m}$$

Tabla 7. Relación y factor de fijación

Dirección de salida de los barrenos	Factor de fijación "f"	Relación "S/B"
Hacia arriba y horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Fuente: Manual de P & V López Jimeno.

3.11.1. Cálculo del burden máximo

$$B_{Pmax} = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

$$\bar{C} = 0.359$$

$$B_{Pmax} = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.2(1.25)}}$$

$$B_{Pmax} = 0.98 \text{ m}$$

3.11.2. Cálculo del burden práctico

$$B_{ppract} = B_{Cmax} - H \times \text{sen } \alpha - E_p$$

$$B_{ppract} = 0.98 - 3.7 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{ppract} = 0.73 \text{ m}$$

3.11.3. Cálculo de número de taladros

$$N^{\circ}Tal = \frac{\text{Long. Disponible}}{B_{Pmax} \times S/B} + 2$$

$$N^{\circ}Tal = \frac{1.26}{0.98 \times 1.25} + 2$$

$$N^{\circ}Tal = 3.02$$

$$N^{\circ}Tal = 3 \text{ taladros en cada lado}$$

3.11.4. Cálculo de espaciamento entre taladros

$$S = \frac{\text{Long. Disponible}}{2}$$

$$S = \frac{1.26}{2}$$

$$S = 0.63 \text{ m}$$

3.11.5. Cálculo de la altura de carga de fondo.

$$h_b = 1.25 \times B_{\text{pract}}$$

$$h_b = 1.25 \times 0.73$$

$$h_b = 0.913 \text{ m}$$

Ahora calculamos el número de cartuchos por taladros

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = \frac{h_b}{\text{Long. Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = \frac{0.913}{0.3048}$$

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = 2.99$$

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = 3$$

3.11.6. Cálculo de la carga de la columna

$$h_c = H - h_b - 10D_1$$

$$h_c = 3.7 - 0.913 - 10(0.045)$$

$$h_c = 2.34 \text{ m}$$

Ahora calculamos el número de cartuchos por taladros

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = \frac{h_c}{\text{Long. Cart}}$$

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = \frac{2.34}{0.3048}$$

$$N^{\circ}\text{Cart/Tal} = 7.7$$

$$N^{\circ}\text{Cart}/\text{Tal} = 8 \text{ cartuchos}$$

3.12. Diseño de los taladros de Destroza.

3.12.1. Cálculo de taladros de la primera destroza (D1)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga:

$$q_1 = 0.650 \text{ kg/m}$$

El burden para los taladros de destroza se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Dónde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros. (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013)

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25

$$\bar{C} = 0.359$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.45(1.25)}}$$

$$B_{D\max} = 0.89 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{D1\text{pract}} = B_{D\max} - H \times \text{sen} \gamma - E_p$$

$$B_{D1pract} = 0.89 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{D1pract} = 0.62 \text{ m}$$

Cálculo de número de taladros

$$NT = 4 \text{ taladros}$$

Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{0.650 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = 10.93 = 11$$

3.12.2. Cálculo de taladros destroza superiores (D2)

Para el diseño de los taladros de destroza calcularemos la concentración lineal de carga:

$$q_1 = \frac{540 \times D_1 \times c \times a_5}{RWS_{ANFO}}$$

$$q_1 = \frac{540 \times 0.045 \times 0.271 \times 1.237}{0.99}$$

$$q_1 = 0.823 \text{ kg/m}$$

El burden para los taladros de destroza se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,20 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros. (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25

$$\bar{C} = 0.359$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.823 \times 0.99}{0.359 \times 1.20(1.25)}}$$

$$B_{D_{\max}} = 1.09 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{D2\text{pract}} = B_{D_{\max}} - H \times \text{sen}\gamma - E_p$$

$$B_{D2\text{pract}} = 1.09 - 3.90 \times \text{sen}3^\circ - 0.057$$

$$B_{D2\text{pract}} = 0.80 \text{ m}$$

Cálculo de número de taladros

NT = 2 taladros uno en cada lado

Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{0.823 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = 13.52 = 13$$

3.12.3. Cálculo de taladros destroza inferiores (D3)

Cálculo del burden para los taladros de destroza inferiores

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros. (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25

$$\bar{C} = 0.359$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.823 \times 0.99}{0.359 \times 1.20(1.45)}}$$

$$B_{Dmax} = 1.02 \text{ m}$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{D3pract} = B_{Dmax} - H \times \text{sen} \gamma - E_p$$

$$B_{D3pract} = 1.02 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ - 0.057$$

$$B_{D3pract} = 0.77 \text{ m}$$

Cálculo de número de taladros

NT = 2 taladros uno en cada lado

Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{q_1 \times L_c}{\text{Peso Cartucho (semexa de 45\%)}}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = \frac{0.823 \times 3.45}{0.205}$$

$$N^\circ \text{ cart/Tal} = 13.5 = 13$$

3.12.4. Cálculo de taladros destroza de la corona (D4)

El área disponible para la perforación zona superior de la destroza es.

$$\text{Area Disponible} = 4 - B_A - B_C - Ah$$

$$\text{Area Disponible} = 4 - 0.75 - 0.24 - 2.44$$

$$\text{Area Disponible} = 0.57 \text{ m}$$

El burden para los taladros de destroza se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q_1 \times RWS_{ANFO}}{\bar{C} \times f(S/B)}}$$

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1,20 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros. (Lopez, Lopez, Ortiz, & Pernia, 2011)

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.25

$$\bar{C} = 0.359$$

Reemplazando la ecuación se tiene:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{0.650 \times 0.99}{0.359 \times 1.20(1.25)}}$$

$$B_{D_{\max}} = 0.96 \text{ m}$$

El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{NUMERO. ENTERO. DE} \left[\frac{a_6 + 2H \times \text{sen } \alpha}{B_{A\text{max}}} + 2 \right]$$

$$NT = \left[\frac{2.44 + 2(3.90) \times \text{sen} 3^\circ}{0.96} + 2 \right]$$

$$NT = 4$$

Cálculo del burden práctico

$$B_{D4\text{pract}} = B_{D\text{max}} - H \times \text{sen} \gamma - E_p$$

$$B_{D4\text{pract}} = 0.96 - 3.90 \times \text{sen} 3^\circ - 0.057$$

$B_{D4\text{pract}} = 0.69$ m Como el área disponible es 0.57 m

entonces el Burden debe ser:

$$B_{D4\text{pract}} = 0.57 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento entre taladros

$$St = \frac{AT + 2 \times H \times \text{sen} \gamma}{NT - 1}$$

$$St = \frac{2.44 + 2 \times 3.90 \times \text{sen} 3^\circ}{5 - 1}$$

$$St = 0.90 \text{ m}$$

Cálculo del Número de Cartuchos por Taladro

Se usa la misma carga explosiva de los taladros de hastiales.

- Altura de carga de fondo.

$$N^\circ \text{ Cart/Tal} = 3$$

- Altura de carga de columna

$$N^\circ \text{ Cart/Tal} = 8$$

3.13. Resumen

Los cálculos obtenidos se presentan en la siguiente. (Tabla 8)

Tabla 8. Resumen de cálculos

Ubicación taladros	Número cartuchos	Kg
Arranque y ayuda arranque: 20 Taladros	(20x11x0.200)	44 kg
Arraste: 5 Taladros	(5x11x0.200)	11 kg
Contorno Techo: 15 Taladros (exablock)	(15x6x0.091)	9.5 kg
Contorno Hastiales: 6 Taladros	(6x11x0.200)	13.2 kg
Cuadradores: 6 Taladros	(4x13x0.2+2x11x0.2)	14.8 kg
Carga total de la voladura		92.5 kg
Superficie del túnel	$(2.25*3.5)*(1.75/2)*3.1416$	12.685 m ²
Avance		3.7 m.
Volumen de roca arrancado		46.935m ³
Consumo específico de explosivo		1.9 Kg/m ³
Número total de Taladros		52
Taladros de Alivio		2
Longitud total perforada		= 199.8m.

Fuente: Elaboración propia

3.14. Cálculos obtenidos en la presente investigación

3.14.1. Ingreso de datos

Los datos de ingreso de labor obtenidos en la presente investigación, se detallan en la Tabla 9.

Tabla 9. Datos de ingreso de labor

DESCRIPCIÓN DEL LUGAR		
LABOR	LUGAR	GL - 1786N
	Ancho de la Labor	3.5
	Alto de la Labor	4
PARAMETROS DE LA ROCA		
	RMR	45
	RQD	49
	GSI	43
	Resistencia a la compresión	75 MPa
	Densidad de la Roca	2,65 kg/ cm ³
	PARAMETROS DE PERFORACION	
CAMPO	Diámetro de la Broca	45 mm
	Diámetro de la Rimadora	102 mm
	Longitud del Barreno	3.9 m
	Eficiencia de la Perforación	95%
	Porcentaje de Acoplamiento	80%
	Angulo de los taladros de contorno	3 grados
	Desviación angular	10 mm/m
	Error de emboquille	20 mm
SEMEXSA 45%		
EXPLOSIVO	Dimensiones	1 1/8" X 12"
	Densidad	1.08 g/cm ³
	Presión detonación	60 Kbar
	RWS Anfo	99%
	Resistencia al agua	4 horas
EXSABLOCK		
	Dimensiones	7/8" X 7"
	Densidad	0.08 g/cm ³
	Presión detonación	23 Kbar
	RWS Anfo	47%
	Resistencia al agua	NULA

Fuente: Elaboración propia

3.14.2. Parámetros de diseño

Los parámetros considerados para el diseño de las mallas de perforación, en base al modelo matemático Herbert, se detallan en la Tabla 10.

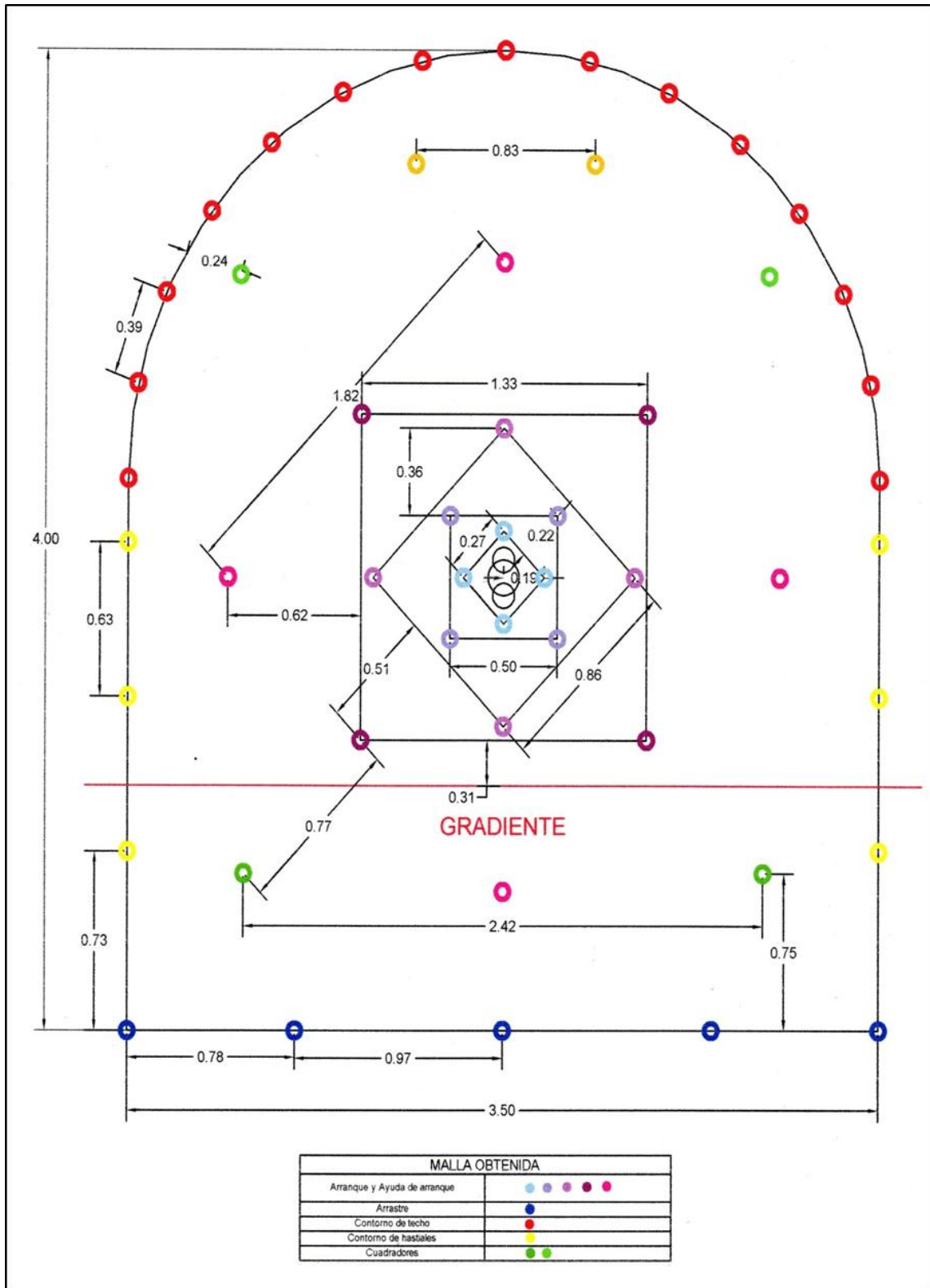
Tabla 10. Información de diseño

DATOS DEL DISEÑO	
N° de taladros	54
Longitud del Taladro	3.9m
Longitud de la Carga	3.45m
Avance por disparo	3.7m
Volumen Roto	46.935m ³
Tn Rotas	124.38 Tn
Peso del explosivo semexa 45%	0.205 kg
Peso del explosivo exsablock	0.091 kg
Total del Explosivo	92.5 Kg
Fc	1.9 Kg/m ³
Diámetro de Alivio Max	102mm
Factor de Avance (92.5/3.7)	25 Kg/m
Longitud total perforada	199.8 m.
Perforación específica (199.8/46.9)	4.25 m/m ³
Constante de roca "C"	0.271
Índice de volabilidad	75.75
Factor de Roca A	8.57
Factor de Energía (MJ/t)	9.09
Densidad de roca	2.65 kg/cm ³

Fuente: Elaboración propia

La malla obtenida, de acuerdo a los cálculos realizados, se muestra en la Figura 25.

Figura 25. Malla obtenida después de la investigación



Fuente: Elaboración propia

3.14.3. Situación después de la aplicación del método.

Se realizó para la investigación 20 disparos en la el GL-1786N, los resultados obtenidos al aplicar la voladura controlada se presentan en el siguiente (Tabla 11) que son datos de campo tomados después de cada voladura.

Tabla 11. Resultados obtenidos al aplicar la voladura en Gl 1786 N

# Disparos	Seccion Calculada		Seccion Real		Avance m	Tn Roto Real	Tn Roto Calculado	Sobrerotura	Sobrerotura	Factor de carga kg/m ³
	m	m	m	m		Tn	Tn	Tn	m ³	
1	4	3.5	4.1	3.8	3.6	131.1	121.0	10.06	3.80	1.72
2	4	3.5	4.2	3.6	3.65	131.8	122.7	9.14	3.45	1.7
3	4	3.5	4.1	3.8	3.5	127.4	117.7	9.79	3.69	1.77
4	4	3.5	4.1	3.8	3.7	134.7	124.4	10.34	3.90	1.67
5	4	3.5	4.2	3.6	3.6	130.0	121.0	9.02	3.40	1.72
6	4	3.5	4.1	3.8	3.65	132.9	122.7	10.20	3.85	1.7
7	4	3.5	4.2	3.6	3.55	128.2	119.3	8.89	3.35	1.75
8	4	3.5	4.1	3.8	3.5	127.4	117.7	9.79	3.69	1.77
9	4	3.5	4.2	3.6	3.3	119.2	110.9	8.26	3.12	1.88
10	4	3.5	4	4	3.6	131.8	121.0	10.73	4.05	1.72
11	4	3.5	4.3	3.5	3.7	134.7	124.4	10.30	3.88	1.67
12	4	3.5	4.05	3.9	3.65	133.3	122.7	10.59	4.00	1.7
13	4	3.5	4.1	3.8	3.55	129.3	119.3	9.92	3.75	1.75
14	4	3.5	4.1	3.8	3.7	134.7	124.4	10.34	3.90	1.67
15	4	3.5	4.05	3.9	3.6	131.5	121.0	10.45	3.94	1.72
16	4	3.5	4	3.95	3.65	132.5	122.7	9.79	3.70	1.7
17	4	3.5	4	3.6	3.5	119.7	117.7	2.09	0.79	1.77
18	4	3.5	4.1	3.8	3.55	129.3	119.3	9.92	3.75	1.75
19	4	3.5	4.2	3.6	3.6	130.0	121.0	9.02	3.40	1.72
20	4	3.5	4	3.9	3.55	127.8	119.3	8.47	3.20	1.75
Total					71.7	2597.4	2410.3	187.1	70.6	
Promedio					3.59	129.9	120.5	9.36	3.53	1.73

Fuente: Elaboración propia

Una vez realizado el levantamiento de datos se detectó tres problemas que producen los costos en excavación:

- Mal pintado de la malla de perforación, se capacito al personal encargado sobre el pintado de malla y cuadrulado asimismo sobre la importancia de su trabajo en los resultados.
- Mala perforación del operador del equipo del Jumbo, no cumple con los parámetros de perforación tales como: paralelismo, emboquillado y posicionamiento. Se concientizo al personal encargado sobre la importancia de los trabajos en los resultados. Seguir con capacitaciones con un personal capacitado.

- Mala distribución de carga por ubicación (todos los taladros los cargan igual). Se diseñó la malla de perforación y voladura y se procedió a capacitar al personal involucrado sobre el carguío de los taladros según su ubicación.

A. Resultados generales obtenidos en la GL 1786 N durante el periodo de un mes

Durante la ejecución del estudio se obtuvieron los siguientes resultados como se muestra en la tabla 12

Tabla 12. Resultados obtenidos GL 1786 N durante un mes

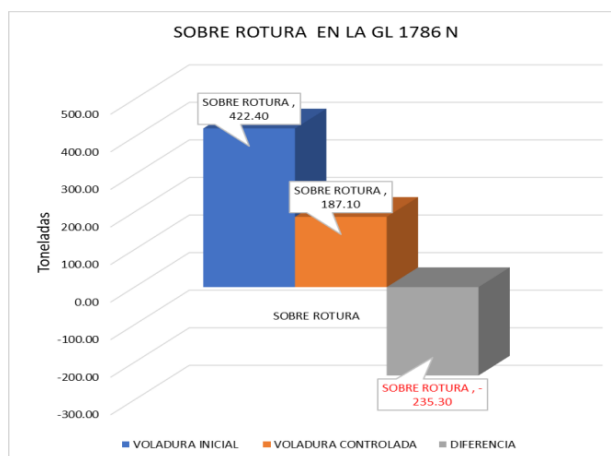
RESUSTADOS OBTENIDOS EN LA GL 1786 N DURANTE UN MES					
NUMERO TALADROS	43		54		UNIDAD
	VOLADURA INICIAL	VOLADURA CONTROLADA	DIFERENCIA	11	
SOBRE ROTURA	422.40	187.10	-235.30		tn
VOLUMEN ROTO	159.40	70.60	-88.79		m ³
DILUCION	18.00	7.80	-10.20		%
PROMEDIO DE AVANCE	3.47	3.60	0.13		m
EFICIENCIA DE DISPARO	0.89	0.92	0.03		%
FACTOR DE CARGA	1.50	1.70	0.20		Kg/m ³
AVANCE TOTAL	69.30	71.70	2.40		m
COSTOS GENERALES OBTENIDOS EN LA GL 1786 N DURANTE UN MES					
COSTOS	43		54		UNIDAD
	VOLADURA INICIAL	VOLADURA CONTROLADA	DIFERENCIA	11	
COSTO POR PERFORACION Y VOLADURA	32664.6	34703.5	2039.0		US\$
COSTO DE CARGUIO Y TRANSPORTE (5.59 US\$/tn)	2361.2	1045.9	-1315.3		US\$
COSTO DE SOSTENIMIENTO (27 US\$/m ³)	4303.7	1906.3	-2397.4		US\$
TOTAL	39329.47	37655.71	-1673.8		US\$/mes

Fuente: Elaboración propia

B. Sobre rotura en GL 1786 N durante un mes

Al aplicar la voladura controlada con pre corte en la GL 1786 se redujo la sobre rotura en 235.30 tn, ya que al inicio era de 422.4 tn y ahora es de 187.10 tn, teniendo mayor control de la sección, ver Figura 26.

Figura 26. Sobre rotura en la GL 1786 N durante un mes

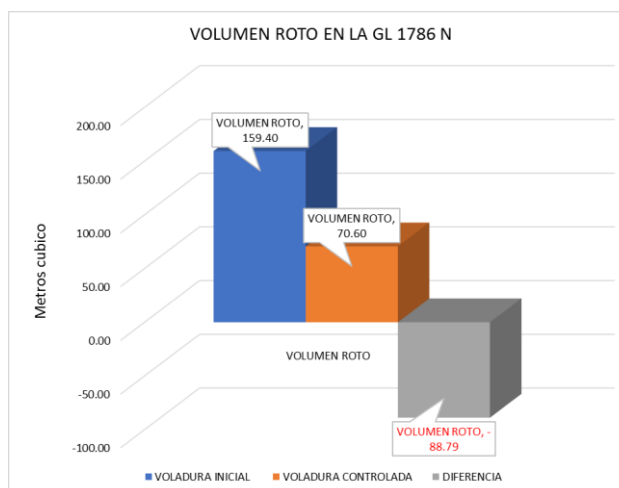


Fuente: Elaboración propia

C. Volumen roto en Gl 1786 N durante un mes

Al aplicar la voladura controlada con Pre corte en la GL 1786 se redujo el volumen roto en 88.79 m³, ya que al inicio era de 159.40 m³ y ahora es de 70.60 m³, ver Figura 27

Figura 27. Volumen roto en Gl 1786 N durante un mes

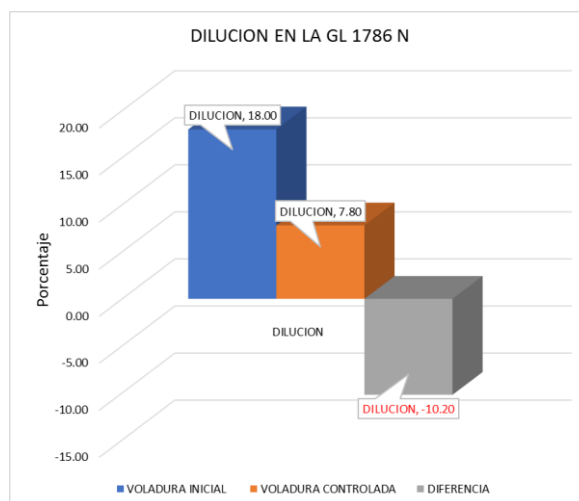


Fuente: Elaboración propia

D. Dilución en Gl 1786 N durante un mes

Al aplicar la voladura controlada con Pre corte en la GL 1786 se redujo la dilución en 10.20% ya que al inicio era de 18 % y ahora es de 7.8%, ver Figura 28.

Figura 28. Dilución en Gl 1786 N durante un mes



Fuente: Elaboración propia

E. Costos de perforación y voladura / metro de avance

Para el análisis se tomó en cuenta los precios unitarios establecidos por la empresa como se ve en el anexo 7, obteniendo los costos como se ve en Tabla 13

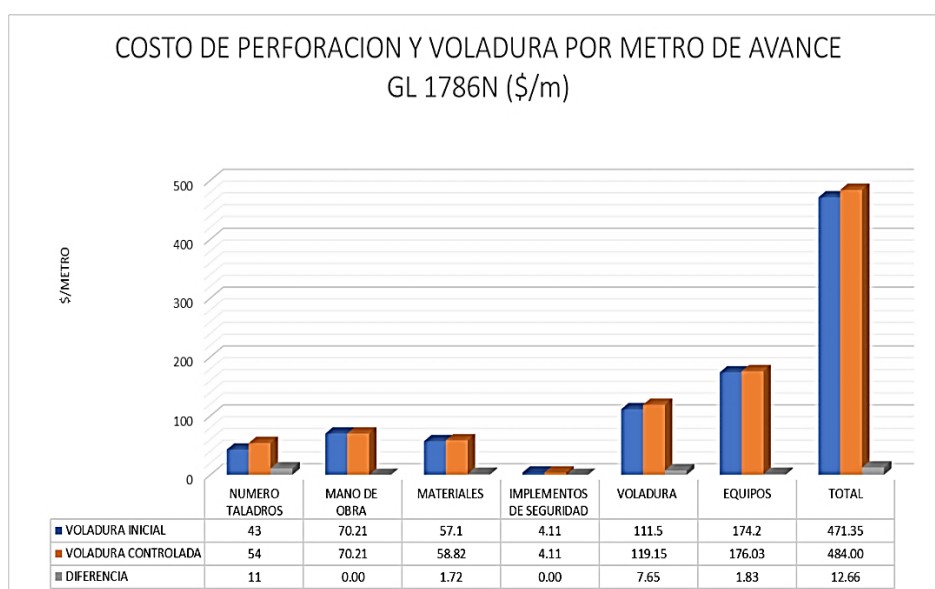
Tabla 13. Costos de perforación y voladura Gl 1786 N

COSTO DE PERFORACION Y VOLADURA POR METRO DE AVANCE GL 1786N (\$/m)				
NUMERO TALADROS	43	54	11	UNIDAD
	VOLADURA INICIAL	VOLADURA CONTROLADA	DIFERENCIA	
MANO DE OBRA	70.21	70.21	0.00	\$/m
MATERIALES	57.1	58.82	1.72	\$/m
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	4.11	4.11	0.00	\$/m
VOLADURA	111.5	119.15	7.65	\$/m
EQUIPOS	174.2	176.03	1.83	\$/m
SUB TOTAL	417.12	428.32	11.20	
CONTINGENCIAS 3%	12.51	12.85	0.34	
UTILIDAD 10 %	41.71	42.83	1.12	
TOTAL	471.35	484.00	12.66	\$/m

Fuente: Elaboración propia

Nuestros costos de perforación y voladura con la nueva malla aplicada son de US\$ 484.00 por metro de avance, se incrementó en US\$ 12.66 con respecto al anterior, ya que era de US\$ 471.35 por metro de avance ver Figura 29.

Figura 29. Costos de perforación y voladura GL 1786 N



Fuente: Elaboración propia

El incremento de los costos de perforación y voladura se debe a:

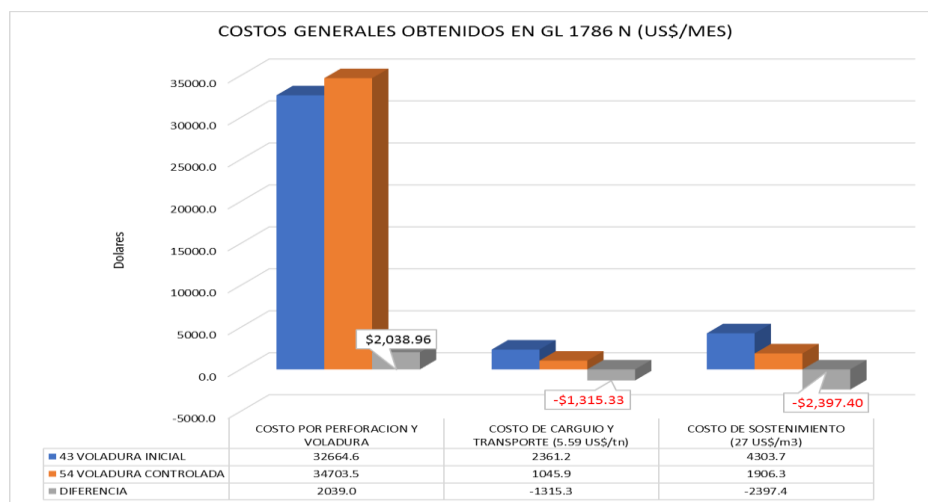
- Que se aumentó en 11 el número de taladros, ya que al inicio era de 43 y ahora consta de 54 taladros para mayor control de la sección y evitar la sobre excavación.
- También aumentó el costo de voladura en US\$ 7.65 por metro, ya que al inicio era de US\$ 111.5 y ahora es de US\$ 119.15 por metro, esto se debe a la mayor cantidad de explosivos usados por el incremento de taladros.
- Aumentó en el costo de utilización de materiales en US\$ 1.72 por metro, inicialmente era de US\$ 57.1 y ahora es de US\$ 58.82 por metro.

Incrementó el costo de utilización de equipos en US\$ 1.83 por metro, inicialmente era de US\$ 174.2 y ahora es de US\$ 176.03 por metro esto se debe al mayor tiempo de uso para realizar el trabajo.

F. Costos generales obtenidos en la Gl 1786 N durante el periodo de un mes

En la Figura 30 se observa la comparación de costos generados entre la voladura inicial y la voladura controlada con Pre corte en el periodo de un mes.

Figura 30. Costos generales obtenidos en la GL 1786 N durante un mes



Fuente: Elaboración propia

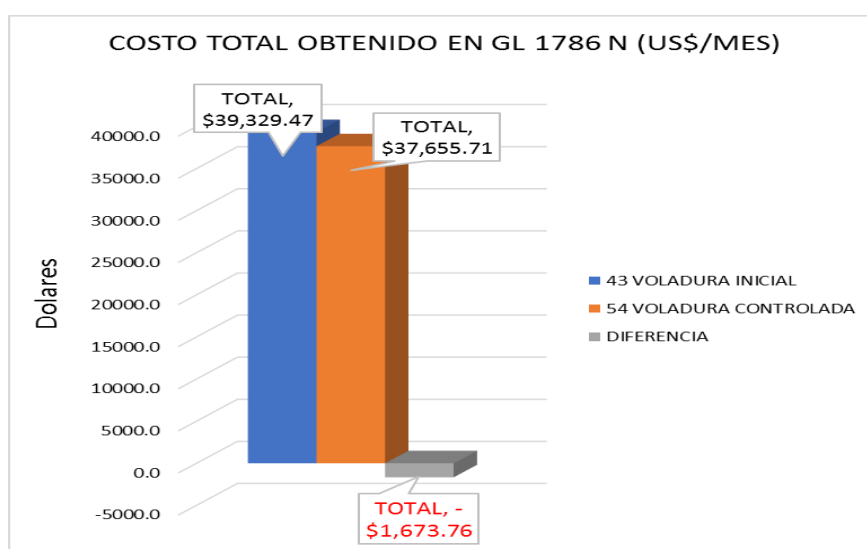
- Observamos que el costo de perforación y voladura controlada con pre corte es mayor en un US\$ 2038.96 que la inicial, esto se debe a que se incrementó el número de taladros ejecutados con la malla propuesta, la cual generó mayor uso de explosivos.
- Los costos de carguío y transporte se redujeron en US\$ 1315.3 aplicando la voladura controlada, esto se debe a que se redujo la cantidad de material producido por efecto de la sobre excavación que generaba la voladura inicial.
- Los costos de sostenimiento se redujeron en un US\$ 2397.40 ya que la voladura controlada nos permite controlar la sección, evitando una

mayor abertura de lo permitido que genera costos al usar mayor material de sostenimiento.

G. Costo total obtenido en la Gl 1786 N

En la Figura 31 se observa los costos totales generados en la Gl 1786 N durante un mes con la aplicación de la voladura inicial en comparación con la voladura controlada con pre corte.

Figura 31. Costo total Gl 1786 N



Fuente: Elaboración propia

Nos demuestra que aplicando la voladura controlada con Pre corte tenemos una reducción total de costos de US\$ 1673.76 con respecto a la voladura inicial.

Esto es muy importante ya que en la actividad minera es necesario generar mayores utilidades a bajo costo.

CAPÍTULO IV

PROCESO DE CONTRASTE DE HIPÓTESIS

Para la ejecución de la prueba de hipótesis se tendrá en cuenta los siguientes datos ver tabla 14.

Tabla 14. Datos para la contrastación de Hipótesis

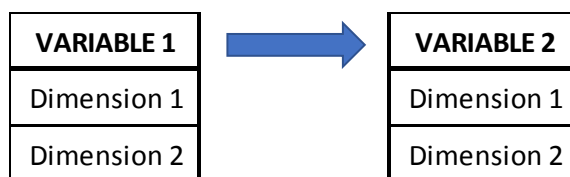
Margen de error	Confiabilidad	Valor crítico	Grado de libertad
0.05%	95%	(+/-) 1.729	19

Fuente: Elaboración propia

4.1. Prueba de Hipótesis General

En la Figura 32, se muestra la relación entre la variable independiente con la variable dependiente.

Figura 32. Dimensión de Hipótesis General



Fuente: Elaboración propia

- **Hipótesis Alterna**

“La voladura controlada con pre corte reduce los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

- **Hipótesis Nula**

“La voladura controlada con pre corte no reduce los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.

Luego de realizar los análisis correspondientes con el programa SPSS se tiene:

(Tabla 15)

Tabla 15. Prueba de Normalidad

	Pruebas de normalidad					
	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
VOLADURA INICIAL	0.260	20	0.001	0.869	20	0.011
VOLADURA CONTROLADA	0.164	20	0.165	0.873	20	0.013

a. Corrección de significación de Lilliefors

Fuente: Elaboración propia SPSS

Se ha utilizado la tabla de Shapiro Wilk, porque solo se ha analizado 20 muestras, cuyos valores obtenidos se muestran a continuación en la tabla 16.

Tabla 16. Resumen de procesamiento de casos

	Resumen de procesamiento de casos					
	Casos					
	Válido		Perdidos		Total	
	N	Porcentaje	N	Porcentaje	N	Porcentaje
VOLADURA INICIAL	20	100.0%	0	0.0%	20	100.0%
VOLADURA CONTROLADA	20	100.0%	0	0.0%	20	100.0%

Fuente: Elaboración propia SPSS

Los datos estadísticos obtenidos con el programa SPSS, se muestra en la Tabla 17.

Tabla 17. Descripción de datos

Descriptivos			Estadístico	Desv. Error
VOLADURA INICIAL	Media		1633.2300	13.25457
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	1605.4879	
		Límite superior	1660.9721	
	Media recortada al 5%		1636.6344	
	Mediana		1649.7300	
	Varianza		3513.674	
	Desv. Desviación		59.27625	
	Mínimo		1508.32	
	Máximo		1696.86	
	Rango		188.54	
	Rango intercuartil		123.73	
	Asimetría		-0.686	0.512
	Curtosis		-0.736	0.992
	VOLADURA CONTROLADA	Media		1735.1400
95% de intervalo de confianza para la media		Límite inferior	1713.9989	
		Límite superior	1756.2811	
Media recortada al 5%			1739.7111	
Mediana			1742.4000	
Varianza			2040.493	
Desv. Desviación			45.17182	
Mínimo			1597.20	
Máximo			1790.80	
Rango			193.60	
Rango intercuartil			48.40	
Asimetría			-1.402	0.512
Curtosis			3.465	0.992

Fuente: Elaboración propia SPSS

El resultado obtenido en la correlación de variables de Pearson $r = 0.043$, corresponde a una correlación positiva moderada. , según se puede apreciar en la Tabla 18.

Tabla 18. Prueba de correlación de variables

Correlaciones			
		VOLADURA INICIAL	VOLADURA CONTROLADA
VOLADURA INICIAL	Correlación de Pearson	1	0.043
	Sig. (bilateral)		0.858
	N	20	20
VOLADURA CONTROLADA	Correlación de Pearson	0.043	1
	Sig. (bilateral)	0.858	
	N	20	20

Fuente: Elaboración propia SPSS

También se realizó la prueba de muestras emparejadas como se muestra en la tabla 19.

Tabla 19. Prueba de Muestras emparejadas

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Par 1	VOLADURA INICIAL	1633.2300	20	59.27625	13.25457
	VOLADURA CONTROLADA	1735.1400	20	45.17182	10.10073

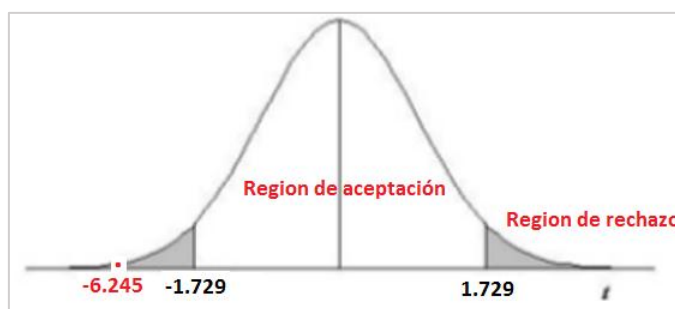
Correlaciones de muestras emparejadas			
	N	Correlación	Sig.
Par 1 & VOLADURA CONTROLADA	20	0.043	0.858

Prueba de muestras emparejadas									
		Diferencias emparejadas				t	gl	Sig. (bilateral)	
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de Inferior Superior				
Par 1	VOLADURA INICIAL - VOLADURA CONTROLADA	-101.91000	72.97997	16.31882	-136.06568	-67.75432	-6.245	19	0.000

Fuente: Elaboración propia SPSS

Analizando en la Campana de Gauss los resultados obtenidos se establecen en la figura 33.

Figura 33. Curva de Gauss



Fuente: Elaboración propia SPSS

Conclusión estadística de la hipótesis: como la variable de Pearson $r = 0.043$ que representa una correlación positiva moderada y $t = -6,245$ se obtiene un valor crítico de 1.729 (anexo 8) se observa que el valor obtenido está en el área de rechazo por lo tanto se descarta la hipótesis nula, concluyendo con la aceptación de la hipótesis alternativa: “La voladura controlada con pre corte reduce los

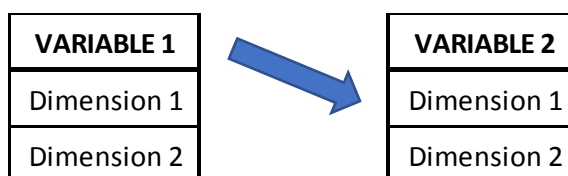
costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

4.2. Prueba de Hipótesis Específica

- **Hipótesis específica 1**

En la Figura 34, se muestra la relación entre la variable independiente con la dimensión 1 de la variable dependiente.

Figura 34. Dimensión de Hipótesis Específica 1



Fuente: Elaboración propia

- **Hipótesis Alterna**

“La voladura controlada con pre corte influye en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

- **Hipótesis Nula**

“La voladura controlada con pre corte influye no en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017”.

A continuación, la tabla descriptiva:

Tabla 20. Descripción de datos Sobre rotura inicial y Sobre rotura final

Descriptivos			Estadístico	Desv. Error
SOBREROTURA I	Media		21.1185	1.96646
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite inferior	17.0026	
		Límite superior	25.2344	
	Media recortada al 5%		20.8633	
	Mediana		20.9200	
	Varianza		77.339	
	Desv. Desviación		8.79428	
	Mínimo		6.72	
	Máximo		40.11	
	Rango		33.39	
	Rango intercuartil		9.92	
	Asimetría		0.339	0.512
	Curtosis		0.313	0.992
	SOBREROTURA D	Media		9.3555
95% de intervalo de confianza para la media		Límite inferior	8.4891	
		Límite superior	10.2219	
Media recortada al 5%			9.6828	
Mediana			9.8550	
Varianza			3.427	
Desv. Desviación			1.85124	
Mínimo			2.09	
Máximo			10.73	
Rango			8.64	
Rango intercuartil			1.31	
Asimetría			-3.462	0.512
Curtosis			13.681	0.992

Fuente: Elaboración propia SPSS

Calculamos la correlación de Pearson con el programa SPSS.

Tabla 21. Prueba correlación entre sobre rotura inicial y sobre rotura final

Correlaciones			
		SOBREROTURA I	SOBREROTURA D
SOBREROTURA I	Correlación de Pearson	1	-0.341
	Sig. (bilateral)		0.141
	N	20	20
SOBREROTURA D	Correlación de Pearson	-0.341	1
	Sig. (bilateral)	0.141	
	N	20	20

Fuente: Elaboración propia SPSS

El resultado obtenido en la correlación de variables de Pearson $r = -0.341$, corresponde a una correlación negativa baja. También se realizó la prueba de muestras emparejadas como se muestra en la tabla 22.

Tabla 22. Prueba Muestras emparejadas sobre rotura i. y sobre rotura f.

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Par 1	SOBREROTURA I	21.1185	20	8.79428	1.96646
	SOBREROTURA D	9.3555	20	1.85124	0.41395

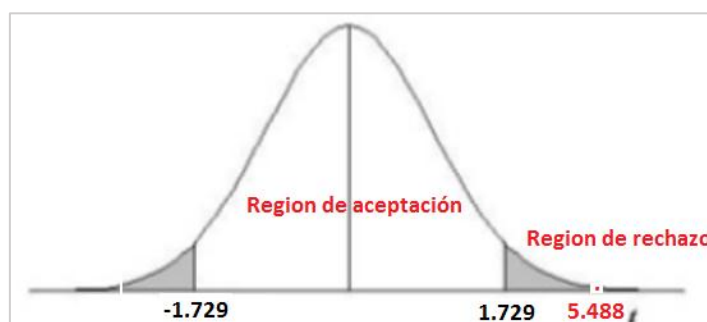
Correlaciones de muestras emparejadas				
		N	Correlación	Sig.
Par 1	SOBREROTURA I & SOBREROTURA D	20	-0.341	0.141

Prueba de muestras emparejadas									
		Diferencias emparejadas				t	gl	Sig. (bilateral)	
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de Inferior Superior				
Par 1	SOBREROTURA I - SOBREROTURA D	11.76300	9.58482	2.14323	7.27717	16.24883	5.488	19	0.000

Fuente: Elaboración propia SPSS

Analizando en la Campana de Gauss los resultados obtenidos, ver Figura 35.

Figura 35. Curva de Gauss



Fuente: Elaboración propia SPSS

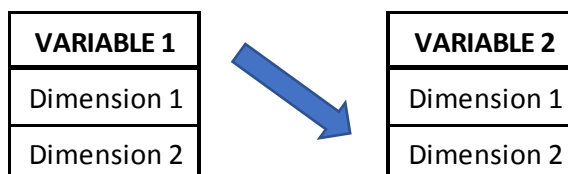
Conclusión estadística de la hipótesis: como la variable de Pearson $r = -0.341$, que representa una correlación negativa baja y $t = 5,488$ se obtiene un valor crítico de 1.729 (anexo 8) se observa que el valor obtenido está en el área de rechazo por lo tanto se descarta la hipótesis nula, concluyendo con la aceptación de la hipótesis alternativa: “La voladura controlada con pre corte

influye en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017”

- **Hipótesis específica 2**

En la Figura 36, se muestra la relación entre la variable independiente con la dimensión 2 de la variable dependiente.

Figura 36. Dimensión de Hipótesis Específica 2



Fuente: Elaboración propia SPSS

- **Hipótesis Alterna**

“La voladura controlada con pre corte reduce los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

- **Hipótesis Nula**

“La voladura controlada con pre corte no reduce los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

A continuación, se muestra la tabla 23:

Tabla 23. Descripción datos Costos general inicial y Costos general final

Descriptivos		Estadístico	Desv. Error	
COSTOS GENERALES I	Media	1966.4580	33.29482	
		Límite inferior	1896.7711	
	95% de intervalo de confianza para la media	Límite superior	2036.1449	
	Media recortada al 5%		1960.5917	
	Mediana		1942.0600	
	Varianza		22170.896	
	Desv. Desviación		148.89895	
	Mínimo		1755.83	
	Máximo		2282.68	
	Rango		526.85	
	Rango intercuartil		203.47	
	Asimetría	0.585	0.512	
	Curtosis	-0.259	0.992	
	COSTOS GENERALES D	Media	1882.7625	14.15834
			Límite inferior	1853.1287
95% de intervalo de confianza para la media		Límite superior	1912.3963	
Media recortada al 5%			1887.4611	
Mediana			1892.9300	
Varianza			4009.174	
Desv. Desviación			63.31804	
Mínimo			1726.93	
Máximo			1954.02	
Rango			227.09	
Rango intercuartil			72.53	
Asimetría		-1.434	0.512	
Curtosis		2.143	0.992	

Fuente: Elaboración propia SPSS

Calculamos la correlación de Pearson con el programa SPSS, cuyos valores obtenidos se muestra en la Tabla 24.

Tabla 24. Prueba correlación Costo general inicial y Costo general final

Correlaciones			
		COSTOS GENERALES I	COSTOS GENERALES D
COSTOS GENERALES I	Correlación de Pearson	1	-0.293
	Sig. (bilateral)		0.211
	N	20	20
COSTOS GENERALES D	Correlación de Pearson	-0.293	1
	Sig. (bilateral)	0.211	
	N	20	20

Fuente: Elaboración propia SPSS

El resultado obtenido en la correlación de variables de Pearson $r = -2.93$, corresponde a una correlación negativa baja. También se realizó la prueba de muestras emparejadas como se muestra en la Tabla 25.

Tabla 25 Muestras emparejadas, costos generales i. y costos generales f.

Estadísticas de muestras emparejadas					
		Media	N	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Par 1	COSTOS GENERALES I	1906.4580	20	148.89895	33.29482
	COSTOS GENERALES D	1882.7625	20	63.31804	14.15834

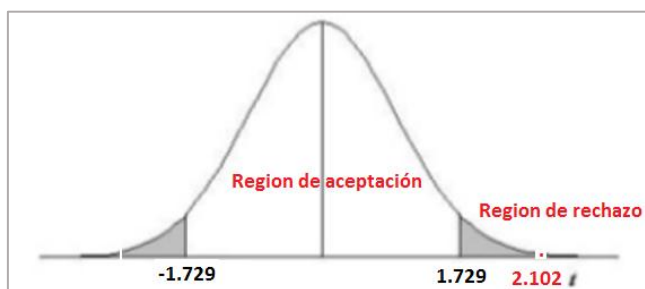
Correlaciones de muestras emparejadas				
		N	Correlación	Sig.
Par 1	COSTOS GENERALES I & COSTOS GENERALES D	20	-0.293	0.211

Prueba de muestras emparejadas									
		Diferencias emparejadas				t	gl	Sig. (bilateral)	
		Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio	95% de intervalo de Inferior Superior				
Par 1	COSTOS GENERALES I- COSTOS GENERALES D	83.69550	178.03580	39.81002	0.37218	167.01882	2.102	19	0.049

Fuente: Elaboración propia SPSS

Analizando en la Campana de Gauss los resultados obtenidos, ver Figura 37.

Figura 37. Curva de Gauss



Fuente: Elaboración propia SPSS

Conclusión estadística de la hipótesis: como la variable de Pearson $r = -2.93$, representa una correlación negativa baja y $t = 2,102$ se obtiene un valor crítico de 1.729 (anexo 8) se observa que el valor obtenido está en el área de rechazo por lo tanto se descarta la hipótesis nula, concluyendo con la aceptación

de la hipótesis alternativa: “La voladura controlada con pre corte reduce los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.”

Nos demuestra que aplicando la voladura controlada tenemos una reducción total de costos de US\$ 1673.76 con respecto a la voladura inicial.

Aplicando la voladura controlada se optimizó los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.

CONCLUSIONES

1. El daño ocasionado al contorno de la excavación del frente se ha reducido debido al uso de voladura controlada teniendo una labor más estable y segura con un mejor perfil.
2. Nuestros costos de perforación y voladura con la nueva malla aplicada son de US\$ 484.00 por metro de avance, se incrementó en US\$ 12.66 con respecto al anterior, ya que era de US\$ 471.35 por metro de avance debido a que se aumentó el número de taladros la cual genera mayor cantidad de explosivos a usar.
3. Los costos de carguío y transporte se redujeron en US\$ 1315.3 aplicando la voladura controlada, esto se debe a que se redujo la cantidad de material producido por efecto de la sobre excavación que generaba la voladura inicial.
4. Los costos de sostenimiento se redujeron en un US\$ 2397.40 ya que la voladura controlada nos permite controlar la sección, evitando una mayor abertura de lo permitido que genera costos al usar mayor material de sostenimiento.
5. Aplicando la voladura controlada con Pre corte tenemos una reducción total de costos de US\$ 1673.76 con respecto a la voladura inicial.

RECOMENDACIONES

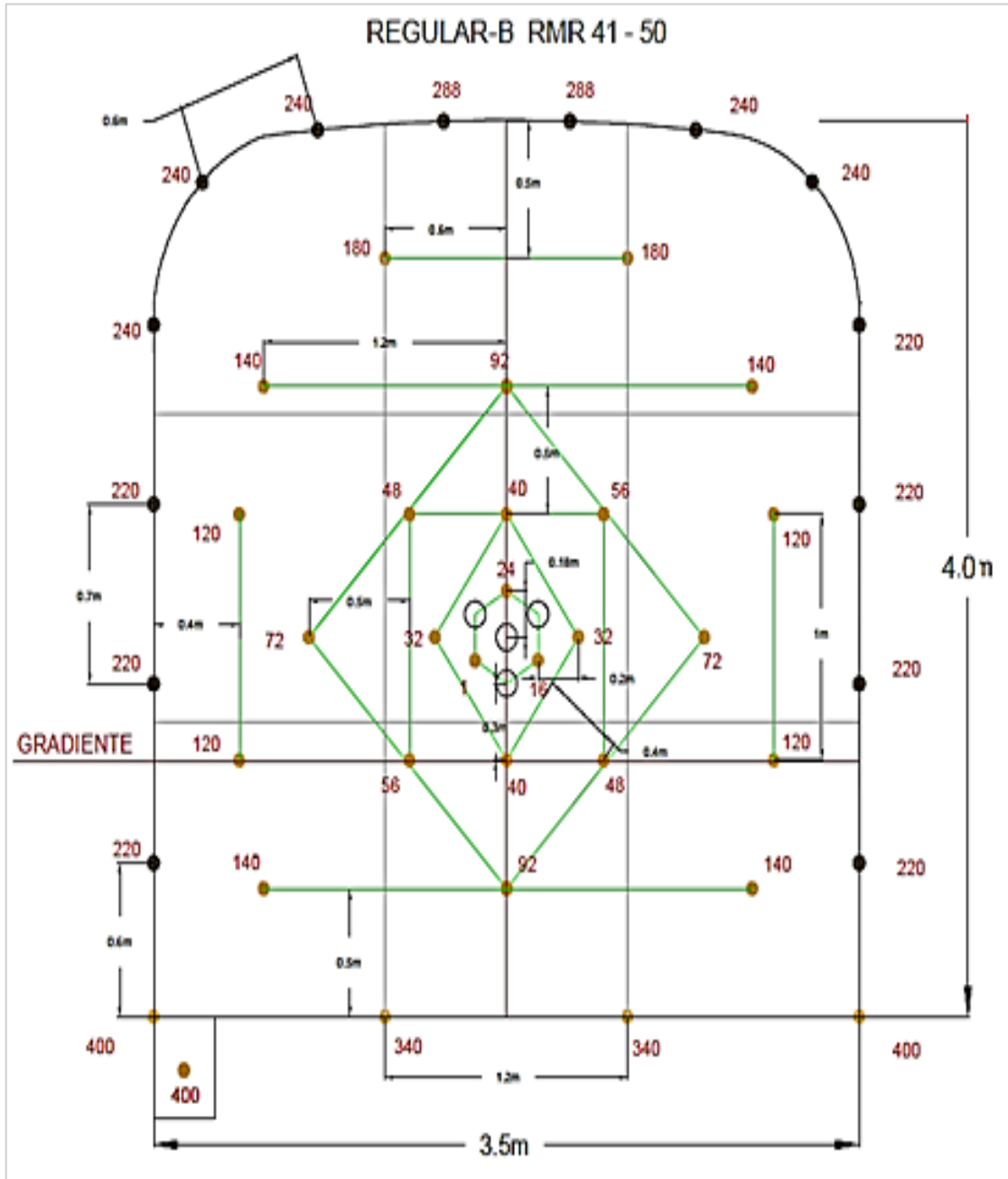
1. Se recomienda la aplicación de voladura controlada en el frente para evitar la excesiva sobre rotura a la sección de la excavación.
2. El seguimiento de la voladura controlada debe hacerse en el campo por parte de la supervisión para hacer cumplir los parámetros de cargas a los maestros de labor.
3. Se recomienda al personal de la empresa seguir utilizando dinamita Semexa 45% y Exsablock porque presenta buen performance para el tipo de estructura de la mina, su utilización en frentes y tajos asegura la eficiencia del trabajo en voladura.
4. Se recomienda que el entubado sea inmediatamente después de la perforación para así lograr recuperar el 100 % de la longitud perforada en terrenos deleznable y/o sueltos.
5. El paralelismo en la perforación es un factor muy importante para realizar una buena voladura, por lo tanto, se recomienda el uso de cuatro guidores de 2 metros de longitud en la perforación.

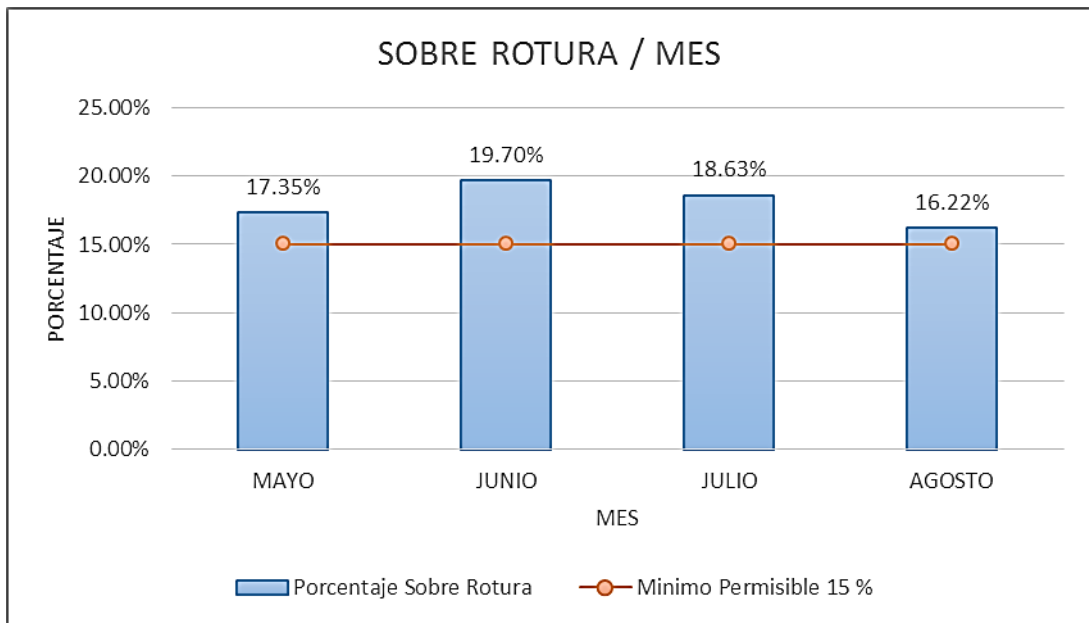
BIBLIOGRAFIA

- Ames, V. (2012). *Perforacion y Voladura de Rocas I*.
- Ávila, L. (2008). *Tesis pre grado: Aplicación de la voladura controlada en las labores lineales de sección de 7 x 8 pies en tipo de roca III y la relación con los costos de operación en la unidad minera aurífera retamas S.A. Trujillo, Perú.*
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería.*
- EXSA. (2014). *Manual Practico de Voladura*. Lima.
- Lopez, C., Lopez, E., Ortiz, F., & Pernia, J. (2011). *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas*. Instituto Geologico Minero España.
- Marchan, V. (2012). *Tesis: Aplicación De La Voladura Controlada Para El Control Desprendimiento De Roca En La Mina San Rafael – Minsur 2012.*
- Ruiz, D., Otálora, C., & Rodríguez, J. (2007). *Efecto de las vibraciones generadas por voladura en minas sobre rocas*. Bogotá, Colombia.: Pontificia Universidad Javeriana.
- Vidal, C. (2012). *Tesis: Reducción de costos en perforación y voladura optimizando los estándares de perforación y voladura en las labores de avance en la veta Jimena de la mina Papagayo - Poderosa.*

ANEXO

Anexo 1. Malla establecida por la empresa CMH



Anexo 2. Sobre rotura mensual

Anexo 3. Tabla geomecánica

Codigo de Colores	Clasificación RMR		Valuación Índice Q				SOSTENIMIENTO
	RMR	Tipo de Roca	De	A	Tipo	Descripción	
Blanco (I)	81-100	I Muy Buena	40	1000	I-III	Muy Buena a Excep. Buena	Sin Sostenimiento
Celeste (II)	61-80	II Buena	10	40	IV	Buena	Según Sección de Excavación
Verde Claro (III-A)	51-60	III Regular A	4	10	V	Regular	Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	1	4	VI	Mala	Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala	Según Sección de Excavación
Rojó (IV-B)	21-30	IV Mala B	0.01	0.1	VIII	Extremadamente Mala	Según Sección de Excavación
Marrón (V)	0-20	V Muy Mala	0.001	0.01	IX	Excepcionalmente Mala	Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Sin soporte o Pernos de fricción de 5' instalados ocasionalmente en cuñas; ó Puntales de seguridad ocasionales
Verde Claro (III-A)	Pernos de fricción de 5' sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m; ó Puntales de Seguridad
Amarillo (III-B)	Pernos de fricción / Adhesión de 5' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m; ó Puntales de seguridad.
Anaranjado (IV-A)	Pernos de fricción / adhesión de 5' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m ó Puntales con Jack Pot rango de 1.2 a 1.5m; de requerir se instala malla electrosoldada.
Rojó (IV-B)	Sh Est. 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m; ó cuadros de madera; ó Cribbing en Ch.
Marrón (V)	Sh Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2 m; ó cuadros de madera; ó Cribbing en Ch.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Sin soporte o Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente
Verde Claro (III-A)	Pernos de Fricción de 7' Sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 1" (F/15-20kg) + Pernos de fricción 7' en bóveda rango de 1.5 a 1.8m.
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20kg) + Pernos de fricción 7' sistemáticos rango 1.2 a 1.5m.
Rojó (IV-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg)+ Pernos de compresión 7' - 8' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m, de requerir + una capa de Shotcrete Estructural.
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de compresión 7' - 10' sistemáticos rango de 0.8 a 1.0m, de requerir + una capa de Sh Estructural.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Sh. Est. 1.5" (F/15-20kg) + Pernos compresión/fricción 7' en bóveda sist. rango de 1.5 a 1.8m; ó Malla + Pernos Compresión 7' sist. rango de 1.0 a 1.2m.
Verde Claro (III-A)	Sh. Est. 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' sist. Rango de 1.2 a 1.5m; ó Malla + Pernos de Compresión 7' sist. Rango de 0.8 a 1.0m.
Amarillo (III-B)	Sh. Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión/Fricción 7' sistemáticos rango de 1.2x1.5m.
Anaranjado (IV-A)	Sh. Est. 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7'-8' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m + mas drenes con Pernos de Fricción.
Rojó (IV-B)	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. rango de 1.0 a 1.2m; de requerir + capa de Sh Est.; y/o de requerir se instalará Wood Pack.
Marrón (V)	Sh. Est. 2" (F/30-40kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. rango de 0.8 a 1.0m; de requerir + capa de Sh Est. y/o de requerir se instalará Wood Pack.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 10.0 A 20.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rango entre 1.2 a 1.5m.
Verde Claro (III-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rango entre 1.0 a 1.2m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sistemáticos rango entre 1.0 a 1.2m.
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F25-30kg) + Pernos de Compresión 7' - 10' sist. rango entre 1.0 a 1.2m; de requerir + capa de Shotcrete Estructural 1".
Rojó (IV-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/30-35kg) + Pernos de Compresión 7' - 10' sist rango entre 0.8 a 1.0m; de requerir capa de Sh Est. 1"; y/o de requerir Wood Pack.
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/30-35kg) + Malla + Pernos de Compresión 7' - 10' sist entre 0.8 a 1.0m; + Sh Est. 1"; de requerir se instalará Wood Pack cada 5m.

NOTA: El Shotcrete estructural sera lanzado principalmente de la bóveda hasta la gradiente (1.0m de pie de hastial), según recomendación geomecánica. Casos excepcionales en roca muy alterada se lanzará a sección completa. De presentarse esfuerzos, con potencial de generar crujiidos o "Seudo estallidos de rocas", se empleará malla de eslabones sobre el refuerzo indicado en las opciones anteriores.

LEYENDA	
Pernos de Fricción	Split Set o variedades.
Pernos de Compresión	Hydrabolt, Swellex, X-Pandabolt, Phyton.
Pernos de Adhesión	Pernos Helicoidales, Pernos Auto perforantes, Varillas de fc.
Inyecciones de Consolidación	Con resinas ó lechada de Cemento
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibras Metálicas 65/35 entre 15, 20, 30, 40kg/m3 ó Fibras 45/35 30, 40, 50kg/m3.
Malla	Malla Electro-soldada cocada 4"x4" ó 2"x2".
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Cuadros Metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para Chimeneas construidos con Alimak, secciones variables.
Cimbras Metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6"x20 Libras/pie para labores de secciones = ó > a 4x4m; Vigas "H" de 4"x4"x13Lb/pie para secciones < 3.5x3.5m.
Jack Pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son Platos Inflables a presión hidráulica.
Spiling Bar	Puede ser con Varillas de fierro corrugado, pernos Auto perforantes, con cementante/resina; ó pernos de compresión.
Fibra F/20kg	Fibra metálica y su dosificación por m3, en este caso 20kg.
Jack Pat	Mantas Metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar Wood Pack.
Wood Pack	Castillos de cribbing.

Anexo 4. Planos de zonificación geomecánica zona sur B



Anexo 5. Datos técnicos del explosivo SEMEXSA



www.EXSA.net

SEMEXSA

Dinamita desarrollada para minimizar los costos de chancado así como los asociados a la realización de voladuras secundarias en terrenos de roca semidura a dura al proporcionar una buena fragmentación del macizo rocoso. Es ideal para el carguio de taladros en terrenos fracturados que presenten dificultad gracias a su excelente simpatía y sensibilidad que contribuyen a reducir los tiempos de manipulación y carguio del explosivo.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca semidura.
- Recomendable en taladros de arranque, producción y arrastre.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa 45	Semexsa 65	Semexsa 80
Densidad	g/cm ³	1,08 ± 3%	1,12 ± 3%	1,18 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	3,800 ± 200	4,200 ± 200	4,500 ± 200
Presión de detonación**	kbar	87	94	125
Energía**	KJ/kg	3,060	3,130	3,230
RWS **	%	83	85	87
RBS **	%	109	116	126
Resistencia al agua		Buena	Buena	Excelente
Categoría de humos		1 era	1 era	1 era

* Sin confinar en tubo de hoyalata de 30 mm de diámetro.
** Calculadas con programa de simulación TERMODET.

Presentación y embalaje

Cartuchos de papel kraft, dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto		25 kg		
Peso Bruto		26.3 kg		
Dimensiones de caja		Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material		Caja de cartón corrugado		
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN	
SEMEXSA 45	1 1/2	12	122	205
SEMEXSA 45	7/8	7	316	79
SEMEXSA 65	1 1/2	12	68	368
SEMEXSA 65	7/8	7	308	81
SEMEXSA 80	1 1/2	8	164	152
SEMEXSA 80	7/8	7	292	86

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 25 kg/caja.

Almacenamiento y garantía
Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 60 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte
CLASE: 1
DIVISIÓN: 1.1 D
N° ONU: 0081



Para otros formatos de cartuchos preguntar a Exsa.

EXCLUSIÓN DE RESPONSABILIDAD
Estos explosivos han sido inspeccionados y encontrados en buen estado antes de ser embalados y/o entregados. Se deben almacenar en un lugar fresco, seco y bien ventilado, así como manipularse y transportarse de conformidad con las disposiciones legales vigentes. Por consiguiente, desde su entrega a los compradores, el fabricante no será responsable por su seguridad o por la obtención de los resultados que se busquen, ya sean estos expresos o implícitos. La totalidad del riesgo y de la responsabilidad, cualquiera sea su naturaleza, por accidentes, pérdidas, daños a la propiedad o personas (incluyendo la muerte), ya sean estos directos, indirectos, especiales y/o consecuenciales o de cualquier otro tipo derivado del uso de estos explosivos, es de los compradores desde la entrega de los mismos.

Anexo 6. Datos técnicos del explosivo EXSABLOCK



www.EXSA.net

EXSABLOCK

Dinamita de baja densidad y potencia especialmente diseñada para reducir el daño al macizo rocoso circundante y los niveles de vibración, logrando como resultado una notable disminución de la sobredilución y los sobrecostos de sostenimiento en voladuras de contorno en roca blanda.

Recomendaciones de uso:

- Aplicable para voladura de roca blanda.
- Recomendable en coronas y hastiales.
- Para iniciar, utilizar detonador N°8 como mínimo.
- No abrir o amasar los cartuchos.
- Para consideraciones de seguridad en su manipulación y almacenamiento, consultar hoja de seguridad de Exsa.

Características técnicas

Especificaciones Técnicas	Unidades	Exsablock
Densidad	g/cm ³	0.8 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	2,800 ± 200
Presión de detonación**	kbar	23
Energía**	KJ/kg	1,720
RWS **	%	47
RBS **	%	45
Resistencia al agua		Nula
Categoría de humos		1 era

* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.
** Calculadas con programa de simulación TERMODET.

Presentación y embalaje
Cartuchos de papel kraft parafinado, dispuestos en bolsas plásticas y embalados en cajas de cartón corrugado.

Peso Neto	20 kg		
Peso Bruto	21.3 kg		
Dimensiones de caja	Ext. 35 x 45 x 28 cm		
Material	Caja de cartón corrugado		
Producto	pulg	UN/Caja	Masa g/UN
EXSABLOCK	7/8	7	276
EXSABLOCK	1 1/8	8	160

En las cantidades mencionadas podrá haber variaciones en el número y peso de los cartuchos para mantener el estándar de 20 kg/caja

Almacenamiento y garantía
Conservado en su embalaje original y almacenado en condiciones de temperatura y humedad normales, conforme a las normativas vigentes, el producto está garantizado por 12 meses, después de su fecha de fabricación.

Transporte
CLASE: 1
DIVISIÓN: 1.1 D
N° ONU: 0081





Anexo 7. Costo de perforación y voladura por metro de avance

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1	0.80	53.61	42.89	0.00
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1	0.80	37.28	29.82	0.00
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1	0.80	47.45	37.96	0.00
OPERADOR CAMION DE BAJO PERFIL	Hom/Disp	0	0.5	47.45	0.00	0.00
CARGADOR/DISPARDOR	Hom/Disp	2	1	37.28	74.56	0.00
BOMBERO	Hom/Disp	0	0.375		0.00	0.00
SERVICIOS AUXILIARES	Hom/Disp	2	1	37.28	74.56	0.00
SUB-TOTAL					259.79	70.21

MATERIALES

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA ECONOMICA A MTS	ESTANDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/MT
BARRAS DE PERFORACION 13 FTS	MT/DISP	151.28	2500	0.06	514.57	8.42
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	141.62	200	0.71	86.74	16.60
SHANK ADAPTER	MT/DISP	151.28	3500	0.04	238.74	2.79
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	141.62	100000	0.00	1416.00	0.54
COPLAS	MT/DISP	0.00	3000	0.00	79.65	0.00
RIMADORA DE 102 MM	MT/DISP	9.66	200	0.05	205.28	2.68
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	9.66	200	0.05	133.17	1.74
TUBO PVC (Voladura Pre corte)	PZAS/DISP	7.00			1.88	3.56
TUBERIA DE POLIETILENO DE 2" AGUA	PZAS/DISP	0.00			2.08	0.00
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	3.00			3.54	2.87
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	12.00			3.54	11.48
HERRAMIENTAS					1.02	0.28
ALCAYATAS DE 3/4"	PZAS/DISP	4.00			7.27	7.86
SUB-TOTAL						58.82

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/MT
Implementos Seguridad	Unidad	5.60	1.67	9.35	3.23
Implementos Operador Scoop	Unidad	0.80	3.17	2.54	0.88
					4.11

VOLADURA

DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	CANTIDAD/TALADRO	CANTIDAD PZA	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$/Kgs	U.S.\$/MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (128)	TALADROS	45.00	11.00	495.00	77.00	0.66	88.40
EXABLOCK 7/8" X 7" (328)	TALADROS	15.00	7.00	105.00	8.10	0.20	5.68
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40.00		0.27	2.90
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CARMEX (300)	PZAS			2.00		0.86	0.46
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			50.00		1.61	21.72
SUB-TOTAL							119.15

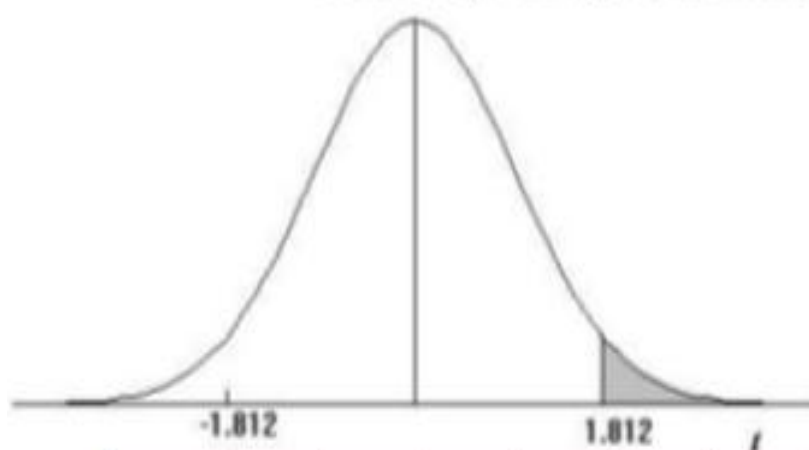
EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.\$/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/MT
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO (*)	HORAS	2.00			124.20	248.40	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	3.00	30	56.7	86.70	260.10	
CAMION DE BAJO PERFIL (2 CAMIONES X 1.8Hrs)	HORAS	0.00				0.00	
BOMBA DE 10 HP	HORAS	0.00			1.65	0.00	
PERFORADORA	PIES	12.00			0.12	1.44	
SUB-TOTAL						509.94	176.03

TOTAL COSTOS DIRECTOS	428.32
------------------------------	---------------

CONTINGENCIAS	3%	12.85
GASTOS GENERALES	0%	0.00
UTILIDAD	10%	42.83

TOTAL COSTOS	484.01
---------------------	---------------

Anexo 8. Distribución de *t* de StudentPuntos de porcentaje de la distribución *t*

Ejemplo

Para $\phi = 10$ grados de libertad:

$$P\{t > 1.812\} = 0.05$$

$$P\{t < -1.812\} = 0.05$$

α r	0,25	0,2	0,15	0,1	0,05	0,025	0,01	0,005	0,0005
1	1,000	1,376	1,963	3,078	6,314	12,706	31,821	63,656	636,578
2	0,816	1,061	1,386	1,886	2,920	4,303	6,965	9,925	31,600
3	0,765	0,978	1,250	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924
4	0,741	0,941	1,190	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610
5	0,727	0,920	1,156	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869
6	0,718	0,906	1,134	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959
7	0,711	0,896	1,119	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408
8	0,706	0,889	1,108	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041
9	0,703	0,883	1,100	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781
10	0,700	0,879	1,093	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587
11	0,697	0,876	1,088	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437
12	0,695	0,873	1,083	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318
13	0,694	0,870	1,079	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221
14	0,692	0,868	1,076	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140
15	0,691	0,866	1,074	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073
16	0,690	0,865	1,071	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015
17	0,689	0,863	1,069	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965
18	0,688	0,862	1,067	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922
19	0,688	0,861	1,066	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883
20	0,687	0,860	1,064	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850

Anexo 9. Matriz de Consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO :

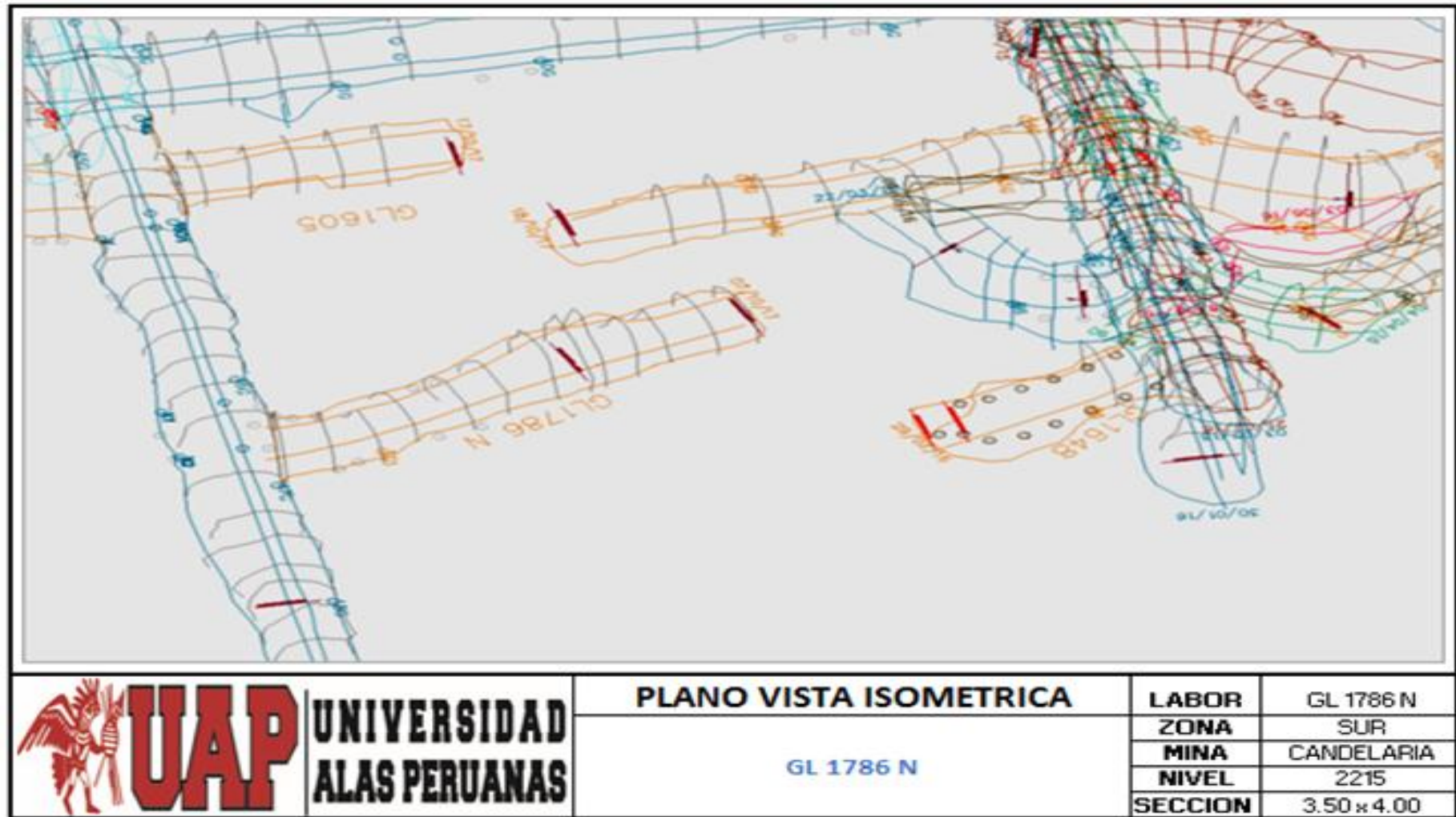
"APLICACIÓN DE LA VOLADURA CONTROLADA CON PRE CORTE PARA REDUCIR LOS COSTOS POR METRO DE AVANCE EN LA GL-1786N, MINA CANDELARIA, CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. 2017"

BACHILLER :

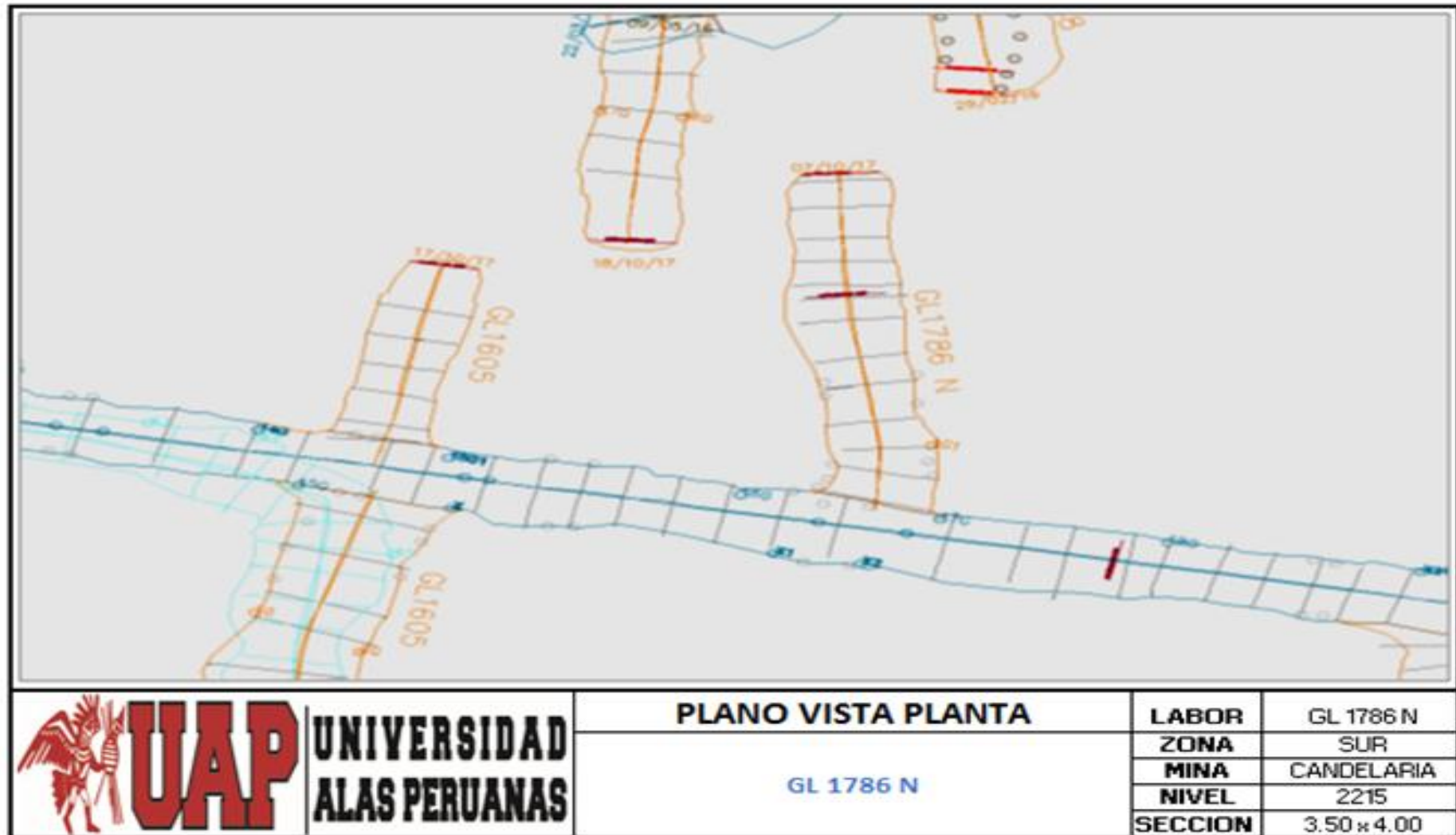
MATEO DOMINGUEZ, Weninson Marino

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	SUB DIMENSIONES	INDICADORES	METODOLOGIA
¿De qué manera la aplicación de la voladura controlada con pre corte influye en la reducción de los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?	Determinar el nivel de influencia de la voladura controlada con pre corte en la reducción de los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.	La voladura controlada con pre corte reduce los costos por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.	Aplicación de la Voladura Controlada con Pre corte	Características del Macizo Rocoso	RMR	En la presente tesis se utilizó la metodología <i>científica</i> . Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos. De tipo <i>Aplicado</i> y nivel <i>Correlacional</i>
					RQD	
					GSI	
					Resistencia a la compresión	
					Densidad de la Roca	
				Malla de perforación para avance lineal Gl 1786 N	Tipo de explosivo	
					Cantidad de explosivos (kg)	
					Numero de taladros (u)	
					Longitud de taladro (m)	
					Desviación de taladros (o)	
					Volumen roto (m3)	
					Tn rotas (tan)	
					Factor de carga (kg/m3)	
Eficiencia de disparo (%)						
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVO ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICOS	VARIABLE DEPENDIENTE	SUB DIMENSIONES	INDICADORES	METODOLOGIA
¿Cómo influye la aplicación de la voladura controlada con pre corte en los costos de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?	Establecer el nivel de influencia de la voladura controlada con pre corte en el control de sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017	La voladura controlada con pre corte controla la sobre rotura por metro de avance en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.	Reducción de los Costos por metro de avance	Costos de Sobre rotura por metro de avance	Abertura (sobre rotura/ disparo (\$))	Población : En el caso de nuestra investigación la población será las labores de preparación y desarrollo en la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A. UEA Parcoy
					Dilución (%)	
¿Influye la aplicación de la voladura controlada con pre corte en los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017?	Calificar la influencia de la voladura controlada con pre corte en los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017	La voladura controlada con pre corte reduce los costos generales por sobre excavación en la GL 1786 N, Mina Candelaria, Consorcio Minero Horizonte S.A. - 2017.		Costos generales por sobre excavación	Costos de perforación y voladura / metro de avance (\$/m)	Muestra : En nuestra investigación la muestra son los 20 disparos realizados en la Galería Gl – 1786 N, labor de La Mina "CANDELARIA", ubicado entre los niveles 2215 y 2265, Zona Sur
					Costo de carguío y transporte/ disparo (\$/tan)	

Anexo 10. Plano Gl 1876 N mina Candelaria vista isométrico



Anexo 11. Plano Gl 1876 N mina Candelaria vista Planta



Anexo 12. Labores con mayor sobre excavación

Zona	Mina	Nivel	Labor	Ancho programado (m)	Altura programado (m)	Ancho Ejecutado(m)	Altura Ejecutado(m)	Avance (m)	Volumen Programado (m3)	Volumen Ejecutado (m3)	vol prog. H5 2"	vol ejecutado	SH exeso	Sobreexcavación (Vol Ejc-Vol Prg)(m3)	Sobreexcavación afecto a descuento (m3)	% Sobreexcavación afecto a descuento
SUR	ENCANTO	2330	RP2418	3.50	3.50	4.18	3.54	7.50	91.88	110.98	4.19	4.67	0.49	19.10	13.41	15%
SUR	ENCANTO	2330	BP2365	3.50	3.50	3.21	2.75	3.00	36.75	26.48	1.67	1.21	-0.46	-10.27	0.00	0%
SUR	CANDELARIA	2215	BP1715-N	3.50	3.50	4.07	3.88	17.00	208.25	268.46	9.49	11.43	1.94	60.21	47.30	2%
SUR	CANDELARIA	2265	CM1602	4.20	4.50	4.83	4.62	8.00	151.20	178.52	6.32	6.92	0.60	27.32	17.94	12%
SUR	CANDELARIA	2265	BP1835	4.50	4.20	5.30	4.66	21.70	410.13	535.95	16.58	19.78	3.20	125.82	100.39	20%
SUR	CANDELARIA	2265	GL1786N	3.50	3.50	3.83	3.45	35.50	434.88	469.08	19.81	20.51	0.70	34.20	7.24	24%
SUR	CANDELARIA	2265	GL1786S	3.50	3.50	3.58	3.62	3.00	36.75	38.88	1.67	1.76	0.08	2.13	0.00	0%
SUR	CANDELARIA	2265	GL1621	3.50	3.50	3.66	3.74	25.00	306.25	342.21	13.95	15.32	1.37	35.96	16.97	6%
NORTE	ROSA	2300	CH5815	3.50	3.50	4.12	3.76	9.00	110.25	139.42	5.02	5.90	0.88	29.17	22.34	20%
SUR	ENCANTO	2290	GL2315	3.00	3.00	3.79	3.60	6.00	54.00	81.86	2.58	3.60	1.03	27.86	24.52	16%
SUR	VICTORIA	2650	CH2326AK	2.50	2.50	2.81	2.76	5.00	31.25	38.78	1.50	1.86	0.36	7.53	5.59	18%
SUR	CANDELARIA	2350	CH1718AK	2.50	2.50	2.76	2.73	2.50	15.63	18.84	0.75	0.91	0.15	3.21	2.24	14%
SUR	CANDELARIA	2215	CH1878AK	2.50	2.50	3.08	2.95	3.00	18.75	27.26	0.90	1.28	0.38	8.51	7.35	19%
NORTE	ROSA	2300	CH2500AK	2.50	2.50	2.70	2.74	12.00	75.00	88.78	3.61	4.31	0.70	13.78	9.13	12%