

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Reducción de la sobre excavación mediante la optimización de
la perforación y voladura en el Rp 2800 de zona Rosa en Unidad
Minera Parcoy -2023**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Clever ARIAS RONDINEL

ASESOR:

Msc. Ing Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA.

A mis padres Armengol y Leonarda, a mis hermanos, a mi compañera de vida Lisbeth y a mi querida hija Saira Valezka; quienes me apoyaron incondicionalmente en realizar este proyecto y durante mi formación profesional y agradecer profundamente a sus consejos valiosos.

AGRADECIMIENTO

A Dios gracias por permitir mi linda familia unida, ayudarme a dar este paso según lo planeado y darme la fuerza, la salud y la sabiduría necesarias para lograr mis objetivos, y gracias por su bondad y amor ilimitado.

Agradezco eternamente a Consorcio Minero Horizonte S.A., Unidad Minera Parcoy, A la contrata Corimayo Servicios Mineros S.A.C. y en especial al Ing. Víctor Hugo Licas Tipe, ing. de Seguridad Corporativo; Ing. Edwin Rojas Zamora, residente de la obra; Ing. Herminio Béjar Tenorio, Residente de la obra y a los Supervisores Mina, que desde el primer día que llegue me hicieron sentir como parte de ellos y fomentar el respeto, compromiso y la unidad en el trabajo en equipo como una familia, quienes me brindaron la oportunidad de realizar este trabajo de investigación y realizar el trabajo necesario para la implementación de esta proyecto de tesis.

ÍNDICE

ÍNDICE DE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE TABLAS.....	xiii
ÍNDICE DE ANEXOS	xv
RESUMEN	xvi
ABSTRAC	xvii
INTRODUCCIÓN	xviii
CAPITULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.	1
1.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO.....	1
1.1.1. A nivel mundial.....	1
1.1.2. A nivel nacional.....	3
1.1.3. En la Unidad Minera Parcoy.....	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	5
1.2.1. Problema general.....	5
1.2.2. Problemas específicos	6
1.3. HIPÓTESIS	6
1.3.1. Hipótesis general	6
1.3.2. Hipótesis específica	6
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.4.1. Objetivo general.....	6
1.4.2. Objetivos secundarios.....	7
1.5. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO.....	7
1.5.1. Justificación teórica.....	7
1.5.2. Justificación Practica.....	7
1.5.3. Justificación social	8

1.6.	IMPORTANCIA.....	8
1.7.	DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA	8
1.7.1.	Espacial (geográfica)	8
1.7.2.	Temporal.....	8
1.8.	ALCANCE Y LIMITACIÓN	8
1.8.1.	Alcance	8
1.8.2.	Limitación.....	9
CAPITULO II		10
MARCO TEORICO.....		10
2.1.	ANTECEDENTES DEL PROBLEMA	10
2.1.1.	Antecedentes Internacionales	10
2.1.2.	Antecedentes Nacionales.....	11
2.1.3.	Antecedentes de la Unidad Minera Parcoy CMH S.A.	13
2.2.	BASES TEÓRICAS	16
2.2.1.	Perforación.....	16
2.2.2.	Voladura de rocas	18
2.2.3.	Voladura controlada	19
2.2.4.	Tipos de voladura controlada en minas subterráneas	20
2.2.5.	Condiciones necesarias para la voladura controlada	20
2.2.6.	Tipo de cortes	22
2.2.7.	Explosivos.....	23
2.2.8.	Propiedades y características de los explosivos.	24
2.2.9.	Explosivos industriales.....	27
2.2.10.	Factor de carga lineal y factor de carga	34
2.2.11.	Burden	35
2.2.12.	Espaciamiento	35
2.2.13.	Sobre excavación.....	35

2.2.14. Sostenimiento	36
2.2.15. Descripción de rampas	37
2.2.16. Costos.....	37
2.2.17. Costos unitarios	38
2.2.18. Costos de producción	38
2.2.19. Mecánica de Rocas.....	38
2.2.20. Propiedades físicas de las rocas.	39
2.2.21. Propiedades mecánicas de las rocas.	40
2.2.22. Condiciones geológicas de las rocas.	41
2.2.23. Geomecánicas	42
2.2.24. Clasificación de geomecánica.	43
2.3. MÉTODO POSTULADO POR ROGER HOLMBERG	50
2.3.1. Diseño de malla de perforación y cálculo de la voladura	50
2.3.2. Sistema de avance.....	51
2.3.3. Teoría de Roger Holmberg.....	52
2.3.4. Cálculo para el diseño de perforación y voladura	53
2.3.5. Cálculo de cantidad de taladros con relación la sección de la labor ..	54
CAPITULO III.....	90
METODOLOGÍA	90
3.1. MARCO METODOLÓGICO.....	90
3.1.1. Enfoque o ruta de la investigación	90
3.1.2. Tipo de investigación	90
3.1.3. Nivel de investigación	90
3.1.4. Diseño de investigación	91
3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	91
3.2.1. Población	91
3.2.2. Muestra.....	91
3.3. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS	91

3.3.1.	Procedimientos	91
3.3.2.	Instrumentos	91
3.3.3.	Técnicas de procedimiento de datos.....	91
3.4.	VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN.....	92
3.5.	VARIABLE INDEPENDIENTE.....	92
3.6.	VARIABLE DEPENDIENTE	92
3.5.	OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.	93
CAPTULO IV		94
DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN		94
4.1.	GENERALIDADES DE LA MINA	94
4.1.1.	Ubicación y acceso	94
4.1.2.	Climatología.....	95
4.1.3.	Reseña histórica	95
4.1.4.	Geología regional.....	95
4.1.5.	Litología	96
4.1.6.	Geología Local.....	99
4.1.7.	Geología estructural.....	99
4.1.8.	Geología económica	100
4.1.9.	Clasificación del mineral.....	101
4.2.	OPERACIÓN EN MINA PARCOY CMH S.A.	102
4.2.1.	Ciclo minado	102
4.3.	BASE DE LA INVESTIGACIÓN DE RP 2800	105
4.3.1.	La sobre excavación en base de la investigación.....	106
4.3.2.	Mallas de perforación en base de la investigación	107
4.3.3.	Tipo de explosivos utilizados en base de la investigación	108
4.3.4.	Distribución de carga de explosivos en base de la investigación.....	109
4.3.5.	Factor carga lineal y factor de carga en base de la investigación....	110

4.3.6.	Costos unitarios de Rp 2800 en base de la investigación.....	110
4.4.	EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE ORIGINAN LA SOBRE EXCAVACIÓN.	117
4.4.1.	Análisis del Factor de la Roca.....	117
4.5.	ANÁLISIS DE FACTOR GEOMÉTRICO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.	118
4.5.1.	factores considerados en el diseño de malla de perforación	118
4.6.	Diseño de mallas de perforación y voladura.....	120
4.6.1.	Tipo de roca.....	121
4.7.	Número de taladros según la sección.	122
4.7.1.	Cálculo de avance por disparo	123
4.7.2.	Cálculo de avance por disparo	124
4.7.3.	Cálculos para el diseño de arranque o cuele.....	125
4.7.4.	Cálculos para Número de Cuadrantes	129
4.7.5.	Cálculos para Taladros de Ayuda de los Hastiales.....	136
4.7.6.	Cálculo para Taladros de Ayuda en la Corona	138
4.7.7.	Cálculo para taladros de ayuda de piso	140
4.7.8.	Cálculos para taladros de hastiales.....	142
4.7.9.	Cálculos para taladros de corona.....	144
4.7.10.	Cálculos para el arrastre o piso.....	145
4.8.	RP 2800 CON LA INVESTIGACIÓN REALIZADA	147
4.8.1.	Sobre excavación actual	147
4.8.2.	Mallas de perforación con el método de Roger Holmberg	148
4.8.3.	Tipo de explosivos utilizados.....	149
4.8.4.	Distribución de carga	150
4.8.5.	Factor de carga lineal y factor de carga	151
4.8.6.	Precios unitarios actual de la rp 2800 con la nueva investigación ...	152

CAPITULO V	159
RESULTADOS Y DESCUCIONES	159
5.1. RESULTADOS DE REDUCCIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN EN LA RP 2800 159	
5.1.1. La sobre excavación en la Rp 2800	159
5.1.2. Optimización de malla de perforación y voladura	164
5.1.3. Distribución de carga explosiva.....	165
5.1.4. Tipo de explosivos	166
5.1.5. Costos unitarios de cada operación unitaria.....	169
5.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS	175
5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	178
CONCLUSIONES	182
RECOMENDACIONES	183
BIBLIOGRAFÍA.....	184
ANEXO	190

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Emulnor encartuchada de Famesa.	29
Figura 2. Famecorte E20 con su centralizador	29
Figura 3. Carmex 2.4 m con detonador nº8	30
Figura 4. Ignición rápida o mecha rápida	31
Figura 5. Cordón detonante 5P	32
Figura 6. Fanel color rojo periodo largo y color amarillo periodo corto.	33
Figura 7. Tiempo de retardo en milisegundos de periodo corto y periodo largo.	34
Figura 8. Coeficiente de rugosidad de las juntas (Jr).....	45
Figura 9. Presencia de agua en las juntas (Jw).....	45
Figura 10. Tensiones en la Excavación. S.R.F.....	46
Figura 11. Clasificación de Barton (Q).....	47
Figura 12. Variables de caracterización y sus valores.....	48
Figura 13. Testigos recuperados de los sondeos.....	49
Figura 14. Túnel y sus respectivas secciones elaborados por Roger Holmberg	51
Figura 15. Medio de avances en tuneles.	52
Figura 16. Sección de la Rp 2800.....	53
Figura 17. Diseño de arranque según el diámetro equivalente	55
Figura 18. Influencia de desviación de la perforación de taladros.....	57
Figura 19. Esquema de arranque para el cálculo de cuatro secciones.	57
Figura 20. Distancia de diámetro equivalente y con los taladros de producción	58
Figura 21. Densidad Lineal de Carga en Función del Burden Máximo.....	59
Figura 22. Burden máximo equivalente en el arranque o cuele	60
Figura 23. Burden practico en el arranque.....	61
Figura 24. Ancho de abertura generados por la voladura de taladros de arranque	62
Figura 25. Ancho de abertura y burden práctico en primer cuadrante.....	68
Figura 26. Ancho de abertura y burden práctico en segundo cuadrante	71
Figura 27. Ancho de abertura y burden práctico de tercer cuadrante.....	73

Figura 28. Diseño de taladros de piso	86
Figura 29. Geometría de taladros de piso idealizada	87
Figura 30. Plano geológico regional de Batolito de Pataz.....	97
Figura 31. Columna estratigrafía de Parcoy Pataz	98
Figura 32. Mapa geológico local de Mina Parcoy.....	99
Figura 33. Malla de perforación sección 4.5x 4.2 en tipo de Roca III Regular B	108
Figura 34. Distribución carga explosivos en los taladros de la Rp 2800.....	109
Figura 35. Características técnicas de emulnor encartuchada de Famesa.	122
Figura 36. Características técnicas de Famecorte E20	122
Figura 37. Sección de la labor 4.5 x 4.2 m en AutoCAD	123
Figura 38. Diámetro equivalente	124
Figura 39. Burden practico en eje X y en eje Y	126
Figura 40. Ancho de la apertura.....	127
Figura 41. Burden máximo y el burden práctico	130
Figura 42. Longitud Xc y Xd y la apertura Ah1	131
Figura 43. Burden práctico de segundo cuadrante y apertura Ah2	133
Figura 44.	135
Figura 45. Diseño de la nueva malla elaborado con el método de Roger Holmberg	149
Figura 46. La distribución de la carga de explosivos en los taladros en la Rp 2800	151
Figura 47. Cuadro comparativo ancho de labor obtenidas por reportes de topografía.	159
Figura 48. Cuadro comparativo de alto de labor obtenida por reporte de la topografía.	160
Figura 49. Cuadro comparativo de la sobre excavación	161
Figura 50. Cuadro comparativo de avance, ancho y altura de la Rp 2800.	162
Figura 51. Cuadro comparativo de longitud de avance en la Rp 2800	163
Figura 52. Cuadro comparativo de la sobre excavación de Rp 2800	163

Figura 53. Cuadro comparativo de kg de explosivo, factor de carga lineal y factor de carga.....	165
Figura 54. Cuadro comparativo de la distribución de la carga explosiva en los taladros.....	166
Figura 55. Cuadro comparativo de numero de cartuchos utilizados en la Rp 2800	168
Figura 56. Cuadro comparativo de tipo de explosivos utilizados en kg en la Rp 2800	168
Figura 57. Cuadro comparativo costos de accesorio y agentes de la voladura	169
Figura 58. Cuadro comparativo de costos unitarios de perforación y voladura	169
Figura 59. Cuadro comparativo de costos unitarios de limpieza	170
Figura 60. Cuadro comparativo de costos unitario de sostenimiento con shotcrete.....	171
Figura 61. Cuadro comparativo de costos unitarios de sostenimiento con pernos de 7 ft.....	171
Figura 62. Cuadro comparativo costos unitarios de sostenimiento con pernos de 10 ft.....	172
Figura 63. Comparación de costo total de sostenimiento de la Rp 2800. ..	173
Figura 64. Cuadro comparativo de costos unitarios de operación de la Rp 2800	174
Figura 65. Cuadro comparativo de costo total de operación en la Rp 2800.	174
Figura 66. Resultados de la prueba de T para determinar la relación de las variables de estudio.	175

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Sobre excavación de meses enero-agosto del año 2023 en CMH S.A.	5
Tabla 2. Dosificación de Shotcrete de CMH.S.A.	36
Tabla 3. Número familias de juntas (Jn)	44
Tabla 4. Valor y tipo de macizo rocoso.	49
Tabla 5. Calidad de roca según RQD	50
Tabla 6. Tipo de roca, distancia entre taladros y coeficiente de roca.	55
Tabla 7. Variable corrección de tensiones de juntas	64
Tabla 8. Calidad de la Roca.	64
Tabla 9. Tabla de fijación	76
Tabla 10. Operacionalización de Variables	93
Tabla 11. Acceso por vía aérea a la Mina Parcoy	94
Tabla 12. Acceso por vía terrestre a la Mina Parcoy	95
Tabla 13. Datos tomadas de topografía mes de setiembre en la Rp 2800	106
Tabla 14. Tipo de explosivos utilizados en base de la investigación en la Rp 2800	109
Tabla 15. Costo Unitario de la perforación y voladura	111
Tabla 16.	112
Tabla 17.	113
Tabla 18. Costo Unitario de sostenimiento con pernos swellex de 7 ft.	114
Tabla 19. Costo Unitario de sostenimiento con pernos Swellex de 10ft	115
Tabla 20. Resumen de costos unitarios de cada operación de la Rp 2800	116
Tabla 21. Valorización del Macizo Rocosos según Bieniawski	118
Tabla 22. Caracterización de la roca intacta de la Rp 2800	121
Tabla 23. Datos tomados por topografía de CMH S.A. y el resultado de la sobre excavación.	148
Tabla 24. Tipo de explosivos utilizados en la Rp 2800	150
Tabla 25. Costo unitario de perforación y voladura en la Rp 2800 después de la investigación.	152
Tabla 26. Costo unitario de limpieza con 6 Yd3.	154

Tabla 27. Costo de sostenimiento con shotcrete en la Rp 2800 con la investigación realizada.....	155
Tabla 28. Costo sostenimiento con pernos swellex de 7 ft con un avance de 3.1 m.	156
Tabla 29. Costo unitario de sostenimiento con pernos de 10 ft con avance de 3.1 m.	157
Tabla 30. Resumen de los costos unitarios de la Rp 2800 con la nueva investigación realizada.....	158
Tabla 31. Optimización de malla de perforación según el método Roger Holmberg	164
Tabla 32. Tipo de explosivos utilizados en los taladros	167
Tabla 33. Resultado de la prueba de Shapiro-Wilks para determinar el tipo de distribución que presenta las variables del estudio.....	175
Tabla 34. Estadísticas descriptivos de la reducción de la sobre excavación.	176
Tabla 35. Prueba T de la variable sobre excavación	176
Tabla 36.	176
Tabla 37. Prueba de T de la variable costos.....	177
Tabla 38. Prueba de T de la variable avance lineal.....	177

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Programa de avance de Zona Centro y Zona Sur de CMH S.A..	191
Anexo2. Matriz de Consistencia.....	192
Anexo 3. Estándar de especificación técnica de una rampa de sección 4.5m x 4.2m.	193
Anexo 4. Malla de perforación para Roca Tipo III B RMR de 41 a 50 en base a la investigación	194
Anexo 5. Malla de perforación en Roca Tipo III B con RMR 41 a 50 para la nueva investigación.....	195
Anexo 6. Plano topográfico de Rp 2800.....	196
Anexo 7. Fotografías	197
Anexo8. Análisis de Causa Raíz (ISHIKAWA)	201

RESUMEN

El presente trabajo titulada “Reducción de la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy 2023”, el problema se centra en la excesiva sobre excavación en la labor de desarrollo de la (Rp 2800) lo cual dificulta la profundización y programas de avance de la mina Rosa zona sur, debido al costo de operaciones del ciclo minado y los tiempos son incrementados por la sobre excavación, por tal razón se anhela como objetivo general demostrar la reducción la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura de la Rp 2800, para cumplir con avance y la producción y requerida disminuyendo los costos unitarios en zona sur mina Rosa en la Unidad Minera Parcoy CMH S.A. para dicha investigación se aplicó el planteamiento metodológico del enfoque cuantitativo, el tipo de investigación es aplicada debido a que se tienen objetivos prácticos y bien definidos, la investigación se realiza para obtener resultados que garantizan un mejor control de la sobre excavación, tiempos, costos y cumplimiento de programas de avances con el nuevo diseño de la malla de perforación calculando con el modelo matemático de Roger Holmberg. El nivel de esta investigación es explicativo, debido a que relacionamos variables para explicar y reducir la sobre excavación. Se aplica diseño cuasi experimental mediante la comparación de grupos manipulando variables independientes para obtener efectos en las variables dependientes, se compara los resultados de la voladura de línea de base y la voladura con la investigación realizada, la población es la mina Rosa de Unidad Minera Parcoy CMH S.A. y la muestra se escogió de forma intencionada a la Rp 2800. Se concluye la reducción de la sobre excavación de 21.89% a 6.06% con la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir el número de taladros por el postulado de Roger Holmberg de 47 taladros cargados a 45 taladros cargados, así reduciendo el factor de carga lineal de 29.10 kg/m a 23.72 kg/m, la distribución de la carga explosivo se cambió en los taladros de corona de emulnor de 500 a famecorte E-20 y los taladros hastiales de emulnor de 1000 a emulnor de 500, de esta manera se logró reducir el costo por metro lineal de 2308.82 U.S.\$/m a 2241.64 U.S.\$/m.

Palabras clave: Sobre excavación, optimización, perforación y voladura.

ABSTRAC

The present work entitled "Reduction of overexcavation by optimizing drilling and blasting in the Rp 2800 of Rosa zone in Parcoy Mining Unit 2023", the problem focuses on the excessive overexcavation in the development work of the (Rp 2800) that hinders the deepening and advancement programs of the Rosa south zone mine, due to the cost of operations of the mining cycle and the times are increased by the over excavation, for this reason the general objective is to demonstrate the reduction of over excavation by optimizing the drilling and blasting of the Rp 2800, meet the required production and advance and reduce unit costs in the south zone Rosa mine in the Unidad Minera Parcoy CMH S. A. for this research the methodological approach of the quantitative approach was applied, the type of research is applied because it has practical and well defined objectives, the research is carried out to obtain results that guarantee a better control of the over excavation, times, costs and compliance of advance programs with the new design of the drilling mesh calculating with the mathematical model of Roger Holmberg. The level of this research is explanatory, because we relate variables to explain and reduce overexcavation. Quasi-experimental design is applied by comparing groups manipulating independent variables to obtain effects on the dependent variables, the results of the baseline blasting and blasting are compared with the research carried out, the population is the Rosa mine of Unidad Minera Parcoy CMH S.A. and the sample was chosen intentionally to the Rp 2800. It is concluded the reduction of the over excavation from 21.89% to 6.06% with the new drilling and blasting mesh, managing to reduce the number of drills by Roger Holmberg's postulate from 47 loaded drills to 45 loaded drills, thus reducing the linear load factor from 29.10 kg/m.l. to 23.72 kg/m.l., the distribution of the explosive charge was changed in the crown holes from emulnor 500 to famecorte E-20 and the gable holes from emulnor 1000 to emulnor 500, thus reducing the cost per linear meter from 2308.82 U.S.\$/m to 2241.64 U.S.\$/m.

Key words: overburden excavation, optimization, drilling and blasting.

INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Parcoy CMH S.A. es la unidad minera que se dedica a la extracción de mineral precioso de oro, para lo cual se apoya de recurso humano para sus operaciones mina desde las etapas de Exploración, Explotación, Tratamiento de Minerales, Beneficio y Comercialización, que representa para el desarrollo económico y social del país.

En la presente investigación tiene como objetivo Reducir la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. 2023. Se resalta la excesiva de la sobre excavación que es una de las principales debilidades de la unidad minera que conlleva a generar mayor consumo de materiales de sostenimiento, mayor tiempo en cada operación unitaria y mayor costos en la limpieza y sostenimiento.

La investigación esta desarrollada por el modelo matemático de Roger Holmberg, basándose en este modelo matemático la presente tesis se diseñó la malla de perforación calcular el burden y espaciamiento tomando datos de las clasificaciones geomecánicas de la roca como el RQD, RMR y GSI que le permite optimizar en perforación y voladura en la Unidad Minera Parcoy CMH.S.A.

La presente investigación consta de cinco capítulos; En capítulo I, se presenta el planteamiento y formulación del problema, hipótesis, objetivos, justificación del estudio, importancia, delimitación alcance y limitación. En el capítulo II, se propone marco teórico, se desarrolla generalidades de la mina, antecedentes del problema, bases teóricas y la descripción del modelo matemático de Roger Holmberg. En capítulo III, metodología, se hace mención al tipo de investigación, nivel de investigación, diseño de investigación, población, muestra y procedimientos de recolección de datos. Capítulo IV, consta desarrollo de la investigación, base de la investigación de Rp 2800, evaluación de los parámetros que originan la sobre excavación, análisis de factor geométrico de la perforación y voladura, diseño de perforación y voladura y Rp 2800 con la investigación realizada. Capítulo V, analiza y discute de resultados y finalmente se presentan conclusiones y recomendaciones a las que se ha llegado en la investigación presentada.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

1.1. ANTECEDENTES DEL ESTUDIO

La minería está presente desde épocas remotas donde, la sobre excavación es el problema principal de las minas subterráneas en las labores de avance y producción, por lo que se han llevado a cabo diversos proyectos de investigación. Al respecto se han dedicado muchos trabajos de estudio a aclarar la cuestión de la sobre excavación, pero aún se desconoce el método real de esta debilidad. Según varias investigaciones, las causas que provocan la sobre excavación pueden dividirse en dos categorías. Los principales grupos que inciden son causas geológicas y factores de voladura. lo que afecta económicamente en costos como, mayor área a sostener con materiales de sostenimiento (volumen de shotcrete, mallas electrosoldadas e instalación de pernos Swellex y pernos helicoidales), mayor volumen de limpieza y acarreo de desmonte y horas hombres trabajadas.

1.1.1. A nivel mundial

La sobre excavación es una debilidad que afecta económicamente a las mineras subterráneas a nivel mundial.

Gonzáles y Rivera (2018), mencionan que los trabajos diarios suponen la mayor parte de los costes, que vienen provocados por las interferencias

operativas. A medida que aumenta el alcance de la preparación minera, disminuye la productividad, lo que eleva los costos operativos. Es aquí se presenta la llamada sobre excavación que influyen muchos factores diferentes, ya que es un fenómeno muy difícil de evaluar; no obstante, se puede investigar siempre que se identifiquen claramente las causas. Esto ha llevado a varios expertos a investigar para determinar cómo regular o qué factores tener en cuenta a la hora de realizar avances en la minería subterránea. Además, con la ayuda de los avances tecnológicos, ahora podemos crear modelos para simular voladuras utilizando una variedad de explosivos disponibles en el mercado, así como con la ayuda de herramientas tecnológicas como el software que viene con los correspondientes simuladores o modeladores para voladuras.

Para Hernández (2019) reducir la sobre excavación disminuye los costes operativos, ya que la sobre excavación y el consumo de recursos tanto de materiales como de horas hombres están directamente relacionados. En consecuencia, la sobre excavación y su mitigación plantean desafíos a disminuir esta debilidad para optimizar mejor coste en operación minera.

Según Bravo (2018), uno de los principales problemas a los que se enfrentan las explotaciones mineras en la actualidad son las vibraciones originadas por las voladuras lo que generan la sobre excavación. Los procedimientos de voladura están bien establecidos en el campo de la ingeniería minera; las cargas explosivas se colocan en talaros, y la transformación repentina de la energía potencial del explosivo hace que la roca que rodea las cargas se fragmente y se desplace. Los efectos perjudiciales de la voladura, causados por las vibraciones, crean efectos cercanos que fracturan y dañan la roca circundante, tendiendo a producir condiciones inestables. La productividad de los procesos previstos se ve perturbada por fallos geotécnicos localizados, que provocan retrasos. La estabilidad del macizo rocoso permite el desarrollo de todas las actividades relacionadas con la extracción, con los consiguientes beneficios esperados, permitiendo una explotación continua. Sin embargo, también afirma que las mejoras de diseño estándar para minimizar las sobre excavación causadas por las voladuras aumentan los costes de explosivos especiales, pero disminuyen los costes de limpieza y sostenimiento, lo que permite aumentar el rendimiento de la operación y reducir el tiempo perdido.

1.1.2. A nivel nacional

En el Perú se hizo varias investigaciones relacionadas a la sobre excavación, en consecuencia.

Huincho (2022) menciona que las actividades más significativas del ciclo minero es la perforación y voladura, en esta operación se presenta la sobre excavación. En la unidad minera Cerro Lindo se explotan yacimientos con un programa de avance semanal y mensual de las actividades de desarrollo, preparación y explotación, por lo cual se presentan problemas de deficiencia en el avance, lo que impide el cumplimiento del plan de avance mensual. Además, durante la ejecución del levantamiento topográfico de cada disparo, se adquiere un promedio de 14.9% de sobre excavación, lo que influye negativamente en las operaciones, tales como; aumento de la inestabilidad del macizo rocoso, resultando en situaciones de riesgo, demoras operacionales en la limpieza debido a una mayor cantidad de sobrecarga y mayor volumen en lanzado de shotcrete.

Huanca (2020) afirma que, en las explotaciones mineras subterráneas de nuestro país, la sobre excavación se debe a una serie de factores, como una técnica de perforación inadecuada, la carga, una malla de perforación ineficaz y una evaluación inexacta de la masa rocosa. Como resultado, se excava más material del previsto originalmente, lo que eleva los costes de limpieza, acarreo y sostenimiento. Posee el 16,63% del exceso de sobre excavación en la rampa positiva 050 mina Arequipa M.

Según el tesista Cerna (2022) Afirmó en la profundización de la rampa 210 mina Conturcan que la sobre excavación asciende el 16% por lo cual lo planteo realizar la voladura controlada para minimizar este factor que ocasiona problemas en esta dicha mina, además menciona que la sobre excavación es ocasionado por falta de paralelismo de perforación, colocado de mucho o poco de tacos, no usar explosivos adecuados en los taladros y usar taladros desgastados, estos factores retrasan el ciclo de minado.

1.1.3. En la Unidad Minera Parcoy

La optimización de las operaciones de perforación y voladura es necesaria para evitar la sobre excavación, ya que Consorcio Minero Horizonte, la empresa minera, quiere mantener al mínimo los gastos relacionados con la limpieza del frente, el transporte de desmonte y la mayor necesidad de material de sostenimiento.

El estudio realizado por De La Cruz (2019) detalla los resultados de las voladuras controladas en el proceso de perforación de la unidad minera. Se han implementado mallas de perforación estandarizadas para diferentes tipos de roca en base a la recomendación del departamento de geomecánica. También se ha recurrido al precorte para salvaguardar las paredes de las labores y proporcionar un mayor control sobre el proceso de excavación. El estudio valida la estabilidad de los grandes bloques de roca que se desprenden bruscamente por efecto de las voladuras en el contorno de la excavación, proporcionando un apoyo instantáneo y una reconfortante sensación de seguridad.

Las características del macizo rocoso son diversas, ocasionando zonas muy inestables debido a la continua variación de roca tipo III regular B llegando a roca tipo IV B. Todo ello provoca una sobre excavación excesiva en la periferia de la labor, lo que ocasiona pérdidas en el ciclo minado, en vista de que la sobre excavación alarga el tiempo, aumenta en costes unitarios y reduce el rendimiento de los equipos.

La sobre excavación promedio general ha ido incrementado durante los últimos meses, afectando el costo operativo de los avances y el tiempo de limpieza. La sobre excavación debe ser de 10%, que es el estándar operativo para la unidad minera. Según los reportes de enero a agosto del 2023 se tiene un promedio de 17.64% de sobre excavación y las penalidades a la empresa Corimayo Servicios Mineros S.A.C. es 121,291.37 dólares americanos como se observa en la tabla 1. La voladura no tiene mayor dedicación, aunque se utilicen voladuras controladas recorte, sigue existiendo el problema de la sobre excavación debido a la mala distribución y el uso de la columna de explosivos, al consumo excesivo de explosivos y a la incapacidad de controlar la carga operativa en el contorno de labor. Estos factores dificultan la variación de la carga en función de ubicación del taladro. La ausencia de caracterización geomecánica y de evaluación para estipular el Rock Mass Rating (RMR) del macizo rocoso es el otro factor que contribuye a ello. Las deficiencias en el proceso de perforación también incluyen variaciones en el paralelismo provocadas por no utilizar guías en la perforación, inadecuado de espaciamiento y burden, demarcación o delineación inadecuada de la malla de perforación y no emplear tacos inertes de arcilla y plantillas de pintado de la malla de perforación.

Tabla 1.

Sobre excavación de meses enero-agosto del año 2023 en CMH S.A.

MES	META	SOBRE EXCAVACIÓN	PENALIDAD \$
ENERO	10%	19.82%	25,263.86
FEBRERO	10%	18.99%	20,563.88
MARZO	10%	17.69%	14,491.26
ABRIL	10%	14.14%	2,576.68
MAYO	10%	14.68%	8,671.21
JUNIO	10%	17.86%	17,118.25
JULIO	10%	18.70%	13,729.24
AGOSTO	10%	19.20 %	18,879.99
TOTAL	10%	17.64%	121,291.37

Debido al aumento del volumen de material estéril, se necesita mayor tiempo de limpieza y mayor volumen de extracción, en caso de sostenimiento se requiere mayor volumen de hormigón proyectado y se incrementa el consumo de pernos de sostenimiento, al aumento de las horas-hombre trabajadas y a la disminución del rendimiento de los equipos, la sobre excavación afecta al ciclo minero en la profundización de la Rp 2800 y a los trabajos de preparación circundantes, como la limpieza. Como resultado, tiene un impacto directo en el programa de avance de metros lineales de la veta Candelaria. Además, la sobre excavación da lugar a deficiencias como retrasos en percutar la rampa, incumplimiento de los tonelajes diarios a la planta y pérdidas económicas por sanciones. Para hacer frente a estos problemas, sugerimos reducir la sobre excavación junto al mejoramiento de parámetros de perforación y voladura controlada con el fin de cumplir con los planes de avance en profundización en la preparación de la Rp 2800 en zona sur Mina Rosa.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo reducir la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy - 2023?

1.2.2. Problemas específicos

- a. ¿En qué medida influye el diseño de la malla de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?
- b. ¿Cómo la distribución de carga explosiva influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?
- c. ¿cómo influye tipo de explosivos en la sobre excavación en la profundización en la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023?
- d. ¿En cuánto reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?

1.3. HIPÓTESIS

1.3.1. Hipótesis general

La reducción de la sobre excavación es mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.

1.3.2. Hipótesis específica

- a. El diseño de la malla de perforación influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.
- b. La distribución de carga explosiva influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.
- c. El tipo de explosivos influye en la sobre excavación en la profundización de la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023.
- d. Se reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Objetivo general

Reducir la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.

1.4.2. Objetivos secundarios

- a. Determinar en qué medida influye el diseño de la malla de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.
- b. Determinar la distribución de carga explosiva para la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.
- c. Determinar en qué medida influye el tipo de explosivos en la sobre excavación en la profundización de la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023.
- d. Determinar en cuanto se reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023

1.5. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

1.5.1. Justificación teórica

Dado que sus recursos se están agotando, las distintas empresas mineras se ven obligadas actualmente a profundizar en los yacimientos. Para ello, deben ejecutar labores de profundización, como rampas positivas y negativas, cuyos proyectos deben aplicar e innovar controles destinados a evitar la sobre excavación. De este modo, para controlar la sobre excavación se emplearán controles tecnológicos específicos para cada tipo de roca, como el empleo de explosivos y el diseño de las mallas de perforación para evitar daños en el contorno del macizo rocoso.

El objetivo de este estudio es ampliar y renovar los conocimientos existentes en la literatura científica sobre las teorías que rodean la gestión de la sobre excavación mediante voladuras controladas. Además, la investigación proporcionará valiosos conocimientos sobre el diseño de mallas para para tipo de roca regular III B que se probará en nuestro entorno. Estos conocimientos serán de utilidad para las distintas empresas mineras que actualmente están llevando a cabo exploraciones más profundas.

1.5.2. Justificación Practica

Este proyecto se realiza con el fin de reducir la sobre excavación de las explotaciones mineras subterráneas. Para ello, se realizará un seguimiento en el IN-SITU. Para mejorar las circunstancias actuales, se determinarán las

técnicas óptimas de perforación y voladura, cumplir con plan de avance programado y reducir las penalidades a la sobre excavación.

1.5.3. Justificación social

Este estudio se centra para las empresas que ejecutan este tipo de actividades porque, al elegir los explosivos adecuados y conocer el tipo de roca, pueden seguir mejor el plan de avance que conducirá a los yacimientos para la explotación de minerales, lo que beneficia a los colaboradores y genera regalías y canon minero. Estas donaciones llegan al gobierno, que se encarga de asignarlas a diversos sectores gubernamentales peruanos en beneficio de la población.

1.6. IMPORTANCIA

La importancia del trabajo radica en reducir la sobre excavación a través de diseño de malla de perforación según la calidad de macizo rocoso y la selección de tipo de explosivos que se emplea en cada taladro en zona Rosa de CMH S.A.

1.7. DELIMITACIÓN DEL PROBLEMA

1.7.1. Espacial (geográfica)

La investigación se desarrollará en la mina Parcoy, propiedad de CMH S.A., en el departamento de La Libertad, provincia de Patate, y en el distrito de Parcoy, a una altitud de 2600 a 4100 msnm. Las coordenadas de estos lugares son 77° 36' Longitud Oeste; 08° 00' Latitud Sur.

1.7.2. Temporal

La información a tener en cuenta para el proyecto de investigación sugerido se limitará a aquella relacionada con la investigación de la optimización de perforaciones y voladuras con el propósito de reducir la sobre excavación en la unidad minera Parcoy del CMH S.A. Este período de tiempo se extenderá desde agosto hasta noviembre de 2023.

1.8. ALCANCE Y LIMITACIÓN

1.8.1. Alcance

El presente estudio comprenderá el área de operación, a cargo de la empresa especializada Corimayo Servicios Mineros S.A. que opera en Consorcio Minero Horizonte en zonas como Rosa y Lourdes en ambas zonas realiza la profundización, preparación y explotación. Este estudio se desarrolla en zona Rosa en las labores inclinadas de sección de 4.5 m x 4.2 m y 3.5m x 3.5m para profundizar, explorar y preparar labores.

1.8.2. Limitación

Este estudio de investigación esta referido solamente a la debilidad de sobre excavación de labores de avance en zona Rosa de CMH S.A. de la Unidad minera Parcoy.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

2.1.1. Antecedentes Internacionales

González V y Rivera C, (2018). “Reducción de la Sobre excavación por Explosivo SUBTEK en Mina Esmeralda, El Teniente – Codelco”. Tesis en la Universidad de las Américas cuyo propósito es “Reducir la sobre excavación en los desarrollos horizontales en mina Esmeralda, mediante la sustitución del explosivo ANFO por la emulsión explosiva SUBTEK” planteó sustituir el explosivo ANFO por SUBTEK CHARGE. Además, este trabajo examina las propiedades del explosivo que influyen en el exceso de la excavación, lo que lleva a sugerir el uso del explosivo SUBTEK en lugar del ANFO. La investigación estimará la disminución prevista del 30% de la sobre excavación en los desarrollos horizontales, así como la reducción estimada de los costes de desarrollo. Además, se desarrolla un tipo de investigación comparativa, contando con la población de la mina Esmeralda, División El Teniente, las herramientas fue recolección de datos y en gabinete simulación el modelo MBM-ORICA para el explosivo SUBTEK CHARGE, obteniendo resultados de reducir la sobre excavación del 20% con emulsión SUBTEK.

Hernandez Correa, (2019). “Estudio comparativo de la sobre excavación en desarrollos horizontales con ANFO versus desarrollos realizados con emulsión en la mina esmeralda, división El Teniente, Codelco Chile”. Proyecto de tesis en la Universidad Técnica Federico Santa María. Cuyo objetivo “Comparar la sobre excavación generada en los desarrollos horizontales de la preparación Mina, respecto a la utilización de ANFO o Emulsión para las tronaduras de avance, en la Mina Esmeralda, División El Teniente” minimizó la sobre excavación, lo que se tradujo en una disminución

de los costes operativos, el consumo de recursos fortificantes y las horas hombres. Esto se consiguió aplicando el explosivo de emulsión en los trabajos de desarrollo y desarrollando un análisis comparativo con respecto al enfoque estándar que utiliza para la voladura ANFO. El control de la sobre excavación permite ahorrar costes, acelerar los ciclos de las operaciones unitarias, reducir los gastos de fortificación y aprovechar mejor la mano de obra y los equipos. Además, describe que la emulsión utiliza su energía para detonar alrededor de la perforación sin crear grietas en la masa rocosa, mientras que el ANFO provoca grandes fisuras. Llegando a la conclusión de que la sobre excavación producida por el ANFO suele ser del 30,19%, pero la generada por la emulsión es del 18%, lo que indica una reducción de la sobre excavación de 12,19%.

Cortés Zablocki, (2018). “Análisis de la implementación del control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales”. Proyecto de tesis en la Universidad de Chile Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de minas. Cuyo objetivo es “Realizar una evaluación técnica, económica y operacional de la implementación del control computarizado, en la perforación para el desarrollo de túneles y rampas pequeñas y medianas para la minería.” El uso de la tecnología, el control informatizado del proceso de perforación es necesario para el procedimiento de perforación y voladura utilizado en las excavaciones subterráneas. Estas nuevas tecnologías para equipos de minería han sido desarrolladas durante las últimas décadas por Epiroc. En dos minas chilenas se realizaron estudios de datos. El estudio principal se realizó en El Teniente, donde el contratista Salfa Montajes, que dispone de esta tecnología, operó una flota considerable de equipos para perforar taladros con el fin de desarrollar el proyecto Nuevo Nivel Mina. Concluye que el uso de control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales disminuye la sobre excavación de 21.5% a 11.1% reduciendo en un 10.4% de la sobre excavación.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Coaguila Apaza, (2021). “optimización del avance del túnel correa mediante la aplicación de voladura controlada para reducir la sobre excavación en el proyecto minero Quellaveco-2020”. en su tesis en la Universidad Nacional de Moquegua. Cuyo objetivo es “Determinar cómo el uso de la técnica voladura controlada reduce la sobre excavación en el

avance del Túnel Correa”. investigó para reducir la sobre excavación generada de las voladuras, este estudio se realizó en roca tipo IV, en lo cual encontraron una sobre excavación de voladuras tradicionales ascendiendo al 14.3%, que son cargadas con emulsión encartuchada en contorno del túnel. Se desarrollo tipo de investigación aplicada-cuantitativa, contando con una población túnel Correa de 3.5 km de Proyecto Minero Quellaveco y la muestra se eligió el frente de avance, las herramientas utilizadas son softwares de AutoCAD Civil 3D para los cálculos de sobre excavación y dibujo. Para el análisis de los datos se utilizó el modelo matemático de Holmberg y Persson, el software el JK Simblast, en el que se realizaron simulaciones de voladuras y mejoras. Concluye con los resultados de sobre excavación del 2,5% reduciendo en 11.8% con la aplicación de voladuras controladas, con lo que los costes totales de sostenimiento en este túnel se redujeron a 470,20 USD/m en un tramo de 1.016 m en la que se aplicaron voladuras controladas, lo que generó un ahorro total de 477.723,2 USD en costes de sostenimiento.

Bejarano Baltazar, (2021). “Voladura controlada y su influencia en la disminución de sobrerotura en labores subterráneas - minera aurífera Retamas S.A.” En su tesis de grado en la Universidad Nacional del Centro. Su objetivo “Determinar de qué manera la voladura controlada influye en la disminución de la sobrerotura en labores subterráneas en Minera Aurífera Retamas S.A.” en su estudio planteó que en las mineras subterráneas la voladura controlada es una técnica de voladura con explosivos baja potencia que permite controlar la sobre excavación, la metodología de investigación es descriptivo- explicativo, la población se consideró a galerías y chimeneas de la U. M. San Andrés, Como muestra se eligió a las labores GAL 9103 – SE, la CHI 9103 – 8AS, la CHI 9110 – 18AS y la CHI 9103 – 16S. Como resultado de la investigación concluyó que en el GAL 9103 - SE, la sobre excavación ha disminuido del 12,30% al 8,5%; en el CHI 9103 - 8AS, ha disminuido del 20,72% al 12%; en el CHI 9110 - 18AS, ha disminuido 32.12 % a 14%; y en el CHI 9103 - 16S, ha disminuido del 57,75% al 19%. Se ha producido una disminución media del factor de carga del 22%.

Huincho Torres, (2022) “Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S. A. A.” En su tesis en la Universidad Continental. Cuyo objetivo es “Optimizar el

proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.” mejoró los procedimientos de perforación y voladura para aumentar la longitud y reducir la sobre excavación en los frentes de avance, considerando su importancia para la operación mina, que permitirá cumplir a tiempo con el plan de avance mensual y mejorar la estabilidad del macizo rocoso. El enfoque experimental del estudio utiliza la BP 700 como muestra para el trabajo de avance, y abarca todos los frentes de avance de la empresa minera Nexa Resources de Cerro Lindo. Concluye que, al perfeccionar el proceso de perforación y voladura, aumentamos la eficacia del avance del 88,20% al 93,60%, lo que se tradujo en un avance medio de 4,85 m. Por otra parte, la proporción de sobre excavación disminuyó del 14,90% al 8,70% y se obtuvo en promedio ancho de 5.29m y un alto de 4.62m.

2.1.3. Antecedentes de la Unidad Minera Parcoy CMH S.A.

Perez Gutierrez, (2019). "Modelamiento de vibraciones para reducir y controlar daños por voladura en la rampa 2705 unidad minera Parcoy - Consorcio Minero Horizonte S.A." En su tesis de la UNSCH. Cuyo objetivo es “Conocer el nivel de vibraciones en la voladura de rocas en labores de preparación en la Unidad Minera Parcoy”. Realizo el tipo de investigación aplicada, nivel descriptivo y correlacional. Con esta investigación concluyo que, la sobre excavación en CMH S.A. en la Rp 2705 aplicando la voladura controlada de recorte se logró reducir de 31% a 12% así reduciendo en 19%, logra mejorar el avance al 98% que representa de 3.1 m de 3.2 m de perforación efectiva, optimiza shotcrete para el sostenimiento de 4.1 m^3 a 3.51 m^3 por lo cual optimizo 0.6 m^3 de shotcrete reduciendo en costos de sostenimiento en shotcrete 12.16 U.S.\$/m.

De La Cruz Colos, (2019). “evaluación de los parámetros de perforación y voladura que inciden en la sobre excavación del By Pass 2724 unidad minera Parcoy- Consorcio Minero Horizonte S.A”. En su tesis en la UNSCH. Cuyo objetivo es “Conocer cómo influye la voladura controlada en la sobre excavación de una labor subterránea”. Plantea como propósito mejoramiento de la malla de perforación con adecuada carga explosiva a fin de reducir la sobre excavación, desarrollando un tipo de investigación aplicada – descriptiva, contando con una población la zona Milagros y la

muestra en el By Pass 2724, las herramientas fue recolección de datos en formatos de avance y producción diariamente, observación y mediciones de campo en roca tipo IV mala A, Concluyó que, se redujo la sobre excavación promedio 5.27%, permitió regular y disminuir la cantidad de daño que se hacía al macizo rocoso con cada disparo, y el uso de voladuras controladas en la BP-2724 disminuyó el exceso de sobre excavación, lo que se traduce en una reducción de los costes de sostenimiento.

Castillo Felix y Aymara Damian, (2022). "Aplicación de voladura controlada con recorte para reducir la sobrerotura en el crucero 2682 del nivel 1815 de la UM. acumulación Parcoy n°01, consorcio minero horizonte 2021". En su tesis en la UNMB. Cuyo objetivo es "Reducir la sobrerotura con la aplicación de la voladura controlada con recorte, en el crucero 2682 nivel 1815, de la U.M. Acumulación N° 01, CMH2021." La principal debilidad es la sobre excavación de los trabajos de desarrollo, que dificulta la explotación y el cumplimiento del programa de avance de la zona norte de Lurdes, ya que no se han mejorado los parámetros de voladura, lo que provoca un aumento excesivo de las operaciones unitarias. En el presente estudio se empleó un enfoque metodológico cuantitativo, utilizando la población de los trabajos de preparación y desarrollo de la zona norte Lurdes, muestra Cx 2682, y herramientas basadas en el modelo matemático de Calvin J. Konya y el cálculo de la presión en el interior del taladro de recorte. Los resultados de este enfoque certifican más conveniente en control de la sobre excavación, los tiempos, los costes y el cumplimiento del programa con el nuevo diseño calculado de la malla de perforación. Tras analizar los datos concluyeron que, el porcentaje de sobre excavación en los taladros de contorno se redujo del 15,51% al 6,72% en tipo de roca III mala A, en 30 disparos mediante voladuras controladas con cargas desacopladas y espaciadas. Además, se alcanzó una eficacia de voladura del 92,6% con el rediseño de la malla de perforación, lo que mejoró el avance del CX-2682 y el cumplimiento del programa de avance dentro del ciclo minero en la zona norte Lurdes nivel-1815.

Azurín Garcia, (2023). "Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021". En su tesis en la UNMBA. Cuyo objetivo es "Optimizar la perforación y voladura, para reducir la sobrerotura, en el bypass 2843 del

Consortio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021". En su tesis planteó la mejora de las operaciones de perforación y voladura para disminuir la sobre excavación y reducir los costos excesivos de carguío y acarreo de roca estéril, debido a que la sobrecarga incrementa el tiempo y los costos de las operaciones mineras; por lo tanto, reducir la sobre excavación mejora la productividad en la ejecución del BP-2843. La metodología experimental de este estudio compara grupos y modifica variables independientes para encontrar efectos y consecuencias en las variables dependientes. Esto permite que la investigación sea explicativa en el sentido de que identifica factores para explicar y minimizar la sobre excavación. Se compararon los efectos de la primera voladura y de la voladura de precorte para evaluar el control de la sobre excavación. Los instrumentos empleados fueron informes y datos de campo, bibliografías, estadísticas y tablas; los datos se procesaron utilizando procesadores de texto, hojas de cálculo, AutoCAD y GeoGebra. La muestra se eligió BP-2843, y la población es la mina Balcón del CMH S.A. Llega a concluir que la sobre excavación se redujo en promedio 25,59% al 6,25% en un total de 20 disparos en tipo de roca IV mala A mediante la planificación y el uso de voladuras controladas y el costo de limpieza se optimizó de \$126.82 a \$111.47 por disparo, acarreo del desmonte con dumper se optimizó de \$118.89 a \$103.60 por disparo.

Onton Enciso, (2023). "Evaluación de voladura para reducir sobre excavación de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy Consortio Minero Horizonte S.A. - 2021". En su tesis en la UNSCH. Cuyo objetivo principal es "Evaluar la voladura para reducir la sobre excavación de la rampa 2705 en la Unidad Minera Parcoy – Consortio Minero Horizonte 2021". Desarrolló un tipo de investigación inductiva cuantitativa, siendo la población la Rampa 2705 del área Balcón Nivel 1818 del CMH S.A. La tesis se expresó por las penalidades aplicadas al contratista CONMICIV incrementadas por la sobre excavación que asciende a 15,96%. La muestra que se tomó en la rampa 2705 se utilizó las herramientas empleadas con nuevo diseño de la malla de perforación se calcularon utilizando el modelo matemático de Robert Holmberg y Konya. Los resultados muestran que la aplicación de la voladura controlada con recorte, empleando cargas desacopladas y espaciamiento en los taladros de la corona, concluye la reducción sobre excavación del 15. 96% al 8,79% de media en 20 disparos. Mediante el diseño de la malla de perforación, se ha

conseguido una eficiencia de voladura del 92%, aumentando el avance en la RP2705 y, como consecuencia, el cumplimiento del plan de avance establecido por el departamento de planificación minera.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Perforación

Según Pernía et al. (1987), La primera tarea en el campo de las voladuras es la perforación de la roca, que se realiza para crear agujeros en el macizo espaciados y con la forma adecuada para alojar la carga explosiva y sus accesorios de voladura. En la minería y la construcción, la energía mecánica se utiliza mayoritariamente para la perforación, a pesar de la gran variedad de técnicas de perforación de rocas disponibles. En rocas competentes donde el uso de maquinaria no es económicamente posible, se emplea el método de perforación y voladura para remover la roca. Así pues, esta definición indica que esta tecnología puede utilizarse tanto en la construcción como en la minería.

El diámetro y la longitud de los taladros son variables, porque el área del taladro perforado es igual al diámetro de la broca y su profundidad es correspondiente por la longitud de la barra. También la eficacia de la perforación, cuyo objetivo es lograr la máxima penetración con el menor coste posible. Los principios mecánicos de percusión y rotación son los que impulsan las acciones de los taladros, que dan lugar al astillado y trituración de la roca. Tanto la abrasividad y la resistencia al cizallamiento o dureza de la roca afectan a la rapidez y facilidad con que pueden perforarse los taladros son factores cruciales en la perforación. Esto último afecta al desgaste de la broca y, en consecuencia, al diámetro final de los taladros a medida que se va adelgazando se denomina brocas chupadas. (Méndez, 2019).

2.2.1.1. Condiciones de perforación.

La perforación es tan vital como la elección del explosivo, para obtener una voladura efectiva, de manera que esta tarea debe ejecutarse con prevención y excelente criterio. Lastimosamente, la supervisión en perforación sin embargo no es adecuada en mayoría de las minas, lo que facilita deficiencias en la calidad del trabajo (talados desviados, mal espaciados, longitud inadecuada, etc.), con las consiguientes pérdidas en la eficiencia de la energía explosiva disponible. La calidad de los taladros

suele medirse en función de cuatro criterios: diámetro, estabilidad, longitud y rectitud.

a. Diámetro

El diámetro del taladro depende de uso al que se destinará la perforación ya sea para minas superficial o subterráneo. En general, el diámetro más pequeño será el más adecuado y rentable de ejecutar. Además, el diámetro de la perforación en el diseño influye en el burden, el espaciado y la distribución de la carga explosiva, de la misma manera que en la granulometría de fragmentación y la economía general de todo el proceso productivo.

b. Longitud.

La longitud del taladro influye considerablemente en la elección del equipo o de la máquina de perforación y el tipo de terreno también afecta a la elección de la longitud del taladro en lo que respecta al avance del disparo en minas subterráneas.

c. Rectitud

El tipo de roca, la técnica de perforación y las características del equipo de perforación afectan a la rectitud. Se requiere máximo nivel de alineación y rectitud en los taladros para garantizar la correcta distribución del explosivo. El paralelismo entre orificios es fundamental para la i las cargas explosivas durante la detonación. En ese sentido los operadores de jumbos perforadoras deben conocer a fondo el manejo de su equipo, su mantenimiento y dominar su paralelismo de los taladros.

d. Estabilidad

La capacidad de los taladros para permanecer abiertos o estables hasta que estén listos para emplear los explosivos es a lo que se refiere la estabilidad. Tienen tendencia a desmoronarse en suelos sueltos, por lo que para cargarlos hay que colocar determinados tubos de PVC.

2.2.1.2. Fallas de perforación.

i. En cuele o arranque.

Para los taladros de arranque es necesario el diámetro sea adecuado y cantidad de taladros de alivio no es lo adecuado.

ii. Desviaciones en el paralelismo.

Este es el caso por no utilizar los guidores, el paralelismo de los taladros es desviado, no permanece uniforme teniendo resultado mayor área en el fondo lo que perjudica la facturación y avance. Esta debilidad es decisiva en los arranques y contorno de la labor que afecta mayormente en la sobre excavación en el hastial y corona de la labor.

iii. Espaciamientos irregulares entre taladros.

El mal cálculo de burden y espaciamiento genera fragmentación mayor o gruesa, soplo del explosivo y quedan tacos que afecta al avance planificado.

iv. La Irregular longitud de taladro.

La velocidad de avance se ve directamente afectada por la longitud del taladro, que también crea una nueva cara irregular que deja tacos en frente de labor disparado, lo cual es perjudicial para el próximo perforación y voladura.

v. Intercepción de taladros.

La comunicación de los taladros influye en la distribución de la carga explosiva por todo el frente de labor que se debe romper, al tener comunicación genera pérdida de energía de los explosivos generando solo del frente o anillado, estos problemas afectan directamente al programa de avance diario.

vi. Mayor número de taladros o diámetros muy grandes.

En este caso genera mayor consumo de explosivos y daña a la roca circundante por lo cual se tiene mayor presencia de sobre excavación.

2.2.2. Voladura de rocas

Bernaloa et al. (2013) caracteriza la voladura como la distribución de un conjunto de taladros en lo cual se deposita una determinada carga explosiva, seguida de una secuencia cuyo objetivo es producir los resultados requeridos en términos de fragmentación y desplazamiento, evitando al mismo tiempo los factores externos. Esta técnica se utiliza habitualmente en el sector minero. Dicho esto, las condiciones en las que se producen las voladuras no están limitadas al entorno; pueden alterarse en función de la situación y darse tanto en minas de superficie como subterráneas.

2.2.2.1. Factores que afectan el rendimiento de la voladura.

La cantidad adecuada de energía explosiva, el confinamiento de carga explosivo en el taladro y la distribución de la energía en la voladura de rocas son los tres procesos que deben combinarse para producir una voladura ideal.

i. Cantidad de energía.

En la voladura de rocas debe utilizarse una determinada carga adecuada de explosivos para obtener los resultados deseados.

ii. Distribución de energía.

Al estallar un explosivo, que es un producto químico que multiplica los gases en enormes volúmenes y, cuando la energía no se distribuye uniformemente, provoca una fragmentación indeseable que conduce a la sobre excavación en los contornos de la labor.

iii. Correcto confinamiento de la energía.

Los gases que se crean al detonar de los explosivos deben estar suficientemente confinados en los taladros para minimizar las pérdidas de energía para lograr una adecuada voladura.

2.2.3. Voladura controlada

Según Bernaloa et al. (2013), hace uso de cargas explosivas lineales de baja energía que se introducen en orificios cercanos. El objetivo es disparar estos taladros simultáneamente y en un orden especificado para controlar y crear un plano de fractura o rotura continuo que determine la superficie o corte final.

La cantidad de taladros necesarios en el frente es directamente proporcional a la sección transversal del área; a medida que aumenta la sección, también lo incrementa la cantidad de taladros, los explosivos y el consumo de aceros será mayor. La premisa básica de la voladura controlada es reducir el factor de acoplamiento en el contorno de la labor para evitar la sobre excavación.

EXSA (2019) sostiene que la importancia de la voladura controlada es impedir la rotura de la roca más allá de los límites previamente definidos, o la sobre excavación. Se trata de un método único para crear superficies de corte bien definidas y lisas sin agrietar en exceso la roca restante, lo que contribuye a aumentar su estabilidad. La estabilidad es un componente crítico de las

obras subterráneas de orden permanente, ya que ayuda a prevenir riesgos como el derrumbe de techos y otros problemas, así como la estabilidad de la superficie de los taludes en los cortes de ladera. Para establecer y regular la creación de una grieta o plano de ruptura continua, que limita a la superficie última de un corte o excavación, se utilizan cargas explosivas lineales de menor energía distribuidos en taladros relativamente próximos y disparadas simultáneamente. Se utiliza con frecuencia en labores subterráneas para aumentar el auto sostenimiento de contorno y para el acabado superficial de túneles en operaciones hidráulicas o viales, con lo que se utiliza menos hormigón proyectado o shotcrete para dar soporte en las labores.

2.2.4. Tipos de voladura controlada en minas subterráneas

2.2.4.1. Voladura precorte.

FAMESA (2019) explica que la técnica consiste en utilizar una fila de taladros, normalmente de diámetros pequeños y muy cercanos entre sí, empleadas cargas explosivas desacopladas y disparo instantáneo, para crear una discontinuidad o plano de fractura en el macizo rocoso antes de iniciar la explosión principal. Es posible disparar los taladros de precorte juntamente con los de producción, pero un poco antes, entre 90 y 120 milisegundos. Este método de voladura es aplicado para reducir la excesiva sobre excavación y genera un mayor costo para emplear este tipo de voladura.

2.2.4.2. Voladura recorte

FAMESA (2019) describe que la voladura recorte consiste en generar una voladura de una fila de taladros con cargas de explosivo desacopladas. Este método implica una fragmentación de roca hacia un frente libre, el espaciamiento de las cargas es mayor que en caso de voladura precorte y es menor costo emplear este tipo de voladura, la voladura se realiza después de detonación de la voladura principal. Este tipo de voladura es lo que utilizamos en la unidad minera Parcoy CMH S.A.

2.2.5. Condiciones necesarias para la voladura controlada

i. Carga.

Para poder obtener una voladura eficiente se requiere explosivos con baja densidad, para minería subterránea hay explosivos con estas características como Exsacorte de EXSA y

Famecorte E-20 de Famesa, que son explosivos especiales de baja velocidad y energía que son cartuchos diseñados con pequeños diámetros que serán mucho menores al diámetro del taladro. La carga de columna del taladro tiene que ser desacoplada no confinada, para que forme un anillo de aire alrededor del explosivo que amortigüe el efecto de impacto al absorber parte de la energía de la explosión y que se debe distribuir a lo largo del taladro.

ii. Presión del taladro.

López et al. (2003) afirman que la sobre excavación y la intensidad de las vibraciones pueden disminuirse reduciendo la presión causada por los gases que se expanden en las paredes del taladro tras la detonación de los explosivos hasta niveles proporcionales a la resistencia de la roca. se calcula de la siguiente ecuación.

$$pt = \frac{\rho_e * VOD^2 * 10^{-3}}{8} \quad (1)$$

Según EXSA (2019) es necesario desacoplar las cargas explosivas para obtener una disminución de la presión en el interior del taladro. se calcula mediante la siguiente ecuación.

$$pt = \frac{\rho_e * VOD^2 * 10^{-3} \left(\frac{r_e}{r_t}\right)^{2.6}}{8} \quad (2)$$

Donde:

Pt: Presión de taladro (MPa)

ρ_e : Densidad de explosivo (gr/cm³)

VOD: Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

r_e : Radio del cartucho explosivo (cm)

r_t : Radio del taladro (cm)

iii. Perforación de taladros de contorno.

Normalmente, los taladros de producción y los taladros de contorno tienen el mismo diámetro. Para mantener un burden constante a lo largo del avance y evitar que no genere el plano de corte, la precisión del taladrado en fondo es fundamental. La alineación y el paralelismo de los taladros deben mantenerse de acuerdo con el diseño a realizar. El emboquille deficientes provocarán

una sobre excavación; por lo tanto, las desviaciones significativas en el fondo pueden hacer que el corte se deforme o que queden tacos en el frente. La relación espaciado /burden disminuye $E = 1.3B$ a $E = 0.5B-0.8B$, lo que significa que la distancia entre taladros debe ser menor que la de la voladura tradicional.

iv. Carga de fondo.

Para garantizar la iniciación, la carga de la columna disminuida y evitar la creación de tacos en el fondo, cualquier técnica de carga necesita una carga de fondo de alta velocidad y potencia con un factor de acoplamiento en torno al 100%. Además, deben utilizarse tacos inertes para cerrar los orificios con el fin de mantener los gases contenidos y evitar que la columna desacoplada salga volando por ellos al detonar el cebo.

v. Disparo.

Todos los taladros del corte periférico deben dispararse simultáneamente, o como máximo en dos fases de retardo muy próximas entre sí, para evitar el plano de corte parcialmente formado. Una línea troncal de ignición bien definida ayuda a garantizar esto. Cabe mencionar que la velocidad pico partícula del disparo podría fracturar demasiado la roca circundante.

2.2.6. Tipo de cortes

En las voladuras subterráneas son mucho más que en voladuras en los bancos, FAMESA (2019) indica que en minería subterránea la única cara libre es el frente de excavación, los consumos de aceros y explosivos son mayores, la longitud de burden son cortos, por lo que los explosivos son sensibles para impedir transmisión de detonación por la simpatía.

i. Corte quemado.

Según EXSA (2019), los taladros paralelos están formados por varios taladros de igual diámetro que se perforan cerca unos de otros y presentan diversos patrones de distribución. Algunos de los taladros no están cargados con explosivos, por lo que los espacios vacíos entre ellos sirven como caras libres sobre las que actúan los taladros cargados con explosivos cuando detonan. Normalmente, esto se debe a que los taladros están muy cercanos y paralelos, lo que da lugar a grandes concentraciones de carga. El lugar más profundo de la

excavación (corte) contiene fragmentos de roca sinterizada, lo que la hace inadecuada para realizar la salida de cuele. Los avances son menores hasta un máximo de 2,5 m en cada disparo.

ii. Corte cilíndrico.

La distinción entre este tipo de corte y el corte quemado, según FAMESA (2019) es que tiene uno o varios taladros centrales vacíos tienen un diámetro más grande que los demás, lo que permite la creación del hueco cilíndrico. Suele proporcionar un mejor avance o una voladura más larga. Estos arranques son apropiados para la perforación con jumbos debido a su buena fragmentación y carga, o a la distancia entre el agujero vacío más grande y el agujero cargado más cercano.

2.2.7. Explosivos

Bernaloa (2013) define a los explosivos como compuestos químicos que cuenta con un grado de inestabilidad en sus enlaces atómicos de sus moléculas, cuando se cumplen determinadas condiciones o se aplica un estímulo externo, provocan una respuesta acelerada de disociación y reagrupación de nuevos átomos de una forma más estable. Este proceso, que es del tipo oxidación-reducción, se genera térmicamente por los llamados puntos calientes. Es denominada detonación porque produce gases a temperaturas y presiones extremadamente altas, que a su vez provocan ondas de compresión. De este modo, la energía química del explosivo es transformada a energía mecánica de la onda de compresión. La onda de compresión se produce porque la forma gaseosa de los productos de la reacción aumenta de volumen, lo que permite disponer de suficiente energía mecánica para romper la roca.

2.2.7.1. Tipo de reacción en función de la cinética química.

El componente de los explosivos industriales son una combinación de materiales, algunos de los cuales son inflamables y otros un agente oxidante. Cuando son iniciados correctamente, estos materiales producen un proceso químico de oxidación lo cual es su propiedad principal la velocidad. Cuando las moléculas de un explosivo reciben un impulso energético, se crean fuerzas que superan la atracción entre los átomos, provocando la disociación de las moléculas y su posterior reagrupación en formas más estables. El producto de la onda de

presión y la alta temperatura producidas por la fuerza liberada en esta reacción exotérmica, las moléculas cercanas se disocian gradualmente, permitiendo que el proceso se extienda a todas las partículas.

i. Combustión.

Es la liberación de una cantidad importante de energía durante la combustión, que es un proceso químico de oxidación.

ii. Deflagración.

La deflagración es una reacción subsónica que produce una onda de presión de aproximadamente 1000 atmósferas. Es una fase exotérmica en que la reacción de descomposición se transmite en función de la conductividad térmica. Este proceso crea el mismo que el de la combustión, pero su cinética más superior a la de combustión, aunque sigue más lento que la velocidad del sonido dentro de la explosión.

iii. Detonación.

Una onda de choque que crea fuertes gradientes de presión y temperatura es una característica de la detonación, un proceso de combustión supersónica. Dado que la reacción química se produce instantáneamente, la detonación también es un transcurso de físico-químico al caracterizarse por alta velocidad de reacción y la creación de amplio número de productos gaseosos a altas temperaturas.

2.2.8. Propiedades y características de los explosivos.

i. Potencia Explosiva.

Según López et al. (2003) Es la capacidad de energía para producir efectos mecánicos, que tiene los explosivos para romper y proyectar a la roca, esta propiedad obedece principalmente a la composición de los explosivos, se aprovecha con un apropiado método de la voladura.

ii. Poder Rompedor.

El impacto demoledor o triturador que el explosivo aplica a la roca es lo que provoca su rotura, según EXSA (2019). Es el resultado de la onda de choque y de un factor de trabajo dinámico que está relacionado con la velocidad de detonación y la densidad, al

emplearse frecuentemente como referencia. La prueba de Hess, que mide la cantidad de hundimiento que experimenta molde cilíndrico de plomo en milímetros como resultado de la explosión de 100 gramos de explosivo disparados contra un disco de acero colocado sobre el bloque de plomo, es un método experimental utilizado para determinar esto. La roca es triturada por la acción del impacto conocida como brisance y el material fracturado es desplazado y propulsado por la expansión y el empuje del impacto para producir la pila de escombros. La voladura combina ambas acciones.

iii. Velocidad de detonación.

Es el parámetro que determina la tasa de liberación de energía, ya que mide la velocidad con la que la onda de detonación viaja a través del explosivo (López et al., 2003, p.142).

Según EXSA (2019), la rapidez de explosión de una columna de explosivos se produce por la alteración del explosivo con mega volumen de gases a temperaturas y presiones elevadas. También está determinada por la velocidad de la onda que se desplaza por la columna de explosivo.

iv. Densidad.

Según EXSA (2019) define como la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, presentada en g/cm^3 . La densidad del explosivo, a menudo conocida como su densidad de masa, varía de 0,8 a 1,6 g/cm^3 según la unidad (agua a 4 °C y 1 atm). La densidad de explosivos de voladura granulares oscila entre 0,75 a 1,0 g/cm^3 , la de las dinamitas en pulverulentas entre 0,9 a 1,2 g/cm^3 , y las gelatinas, emulsiones, hidrogeles, y explosivos primarios como el TNT entre 1,2 a 1,5 g/cm^3 . La densidad es un variable primordial para determinar en número de carga necesaria para la voladura. En las columnas de cargas combinadas, el explosivo más denso se coloca en el parte más fondo porque, en términos generales, cuanto más denso es el explosivo, mayor es la brisance o el efecto de impacto.

v. Resistencia al agua.

FAMESA (2019) describe es la aptitud de resistir una inmersión prolongada en agua sin disminuir sus propiedades, es decir, la

capacidad de frustrar la infiltración de agua. El mayor porcentaje de nitroglicerina y/u otros aditivos que incluyen suele ir asociado a esta característica, que varía en función de la composición. En consecuencia, las gelatinas del grupo de la dinamita y los slurries y emulsiones del grupo de los agentes de voladura son las más resistentes. Dado que los explosivos en fase continua carecen esencialmente de orificios por los que pueda infiltrarse el agua, son resistentes al agua.

vi. Diámetro crítico.

Las cargas explosivas cilíndricas tienen una determinada dimensión por debajo de la cual la onda de detonación no se propaga en absoluto o sólo lo hace a una velocidad muy inferior a la velocidad de régimen (López et al., 2003, p. 145).

vii. Categoría de humos.

Según EXSA (2019) define cualquier explosivo comercial que detona libera vapor de agua (H_2O), óxido de carbono ($CO-CO_2$), óxido de nitrógeno ($NO-NO_2$) y, si la explosión incluye azufre o aluminio, gas sulfuroso. Entre los gases inocuos producidos siempre hay una cierta cantidad de sustancias venenosas o irritantes mortales conocidos como “humos”, como CO y NO_2 . Los gases producidos por el disparo de explosivos de primera fase pueden utilizarse en distintos excavación subterránea; mientras los explosivos de segunda categoría sólo pueden utilizarse en aquellas que garanticen una ventilación adecuada y los explosivos tercera categoría únicamente pueden utilizarse en superficie. Basándose en el porcentaje presente en estos gases nocivos, se han desarrollado sistemas de gradación de la toxicidad para la exposición de los trabajadores. Dado que producen un mayor porcentaje de óxidos de nitrógeno que las dinamitas y las emulsiones, el ANFO es más venenosos de estos explosivos.

viii. Sensibilidad.

Sanz (1993) es la capacidad de cualquier explosivo para ser detonado por un fulminante, los explosivos tienen que ser sensibles para detonar por un iniciador adecuado. Dependiendo del tipo de producto, su capacidad varía. Los números 6 y 8 son los detonadores más comunes.

2.2.9. Explosivos industriales

i. **Dinamitas.**

Este tipo de explosivo este compuesto de nitrato de amonio, el combustible lo que modifica el exceso de oxígeno, sales oxidantes y en menor cantidad al sensibilizador, podría ser trinitrotolueno, nitroglicerina o una mezcla de ambos, este compuesto tiene características como; baja potencia, mala resistencia al agua, poca sensibilidad, densidad media a baja de 1 a 1.2 g/cm^3 y su velocidad es de 3400 a 4500 m/s . (EXSA, 2019).

ii. **Dinamita gelatinosa.**

Este compuesto tiene mayor proporción de nitroglicerina y tiene nitrocelulosa la que trabaja a modo de gelificante, generando una masa gelatinosa, se caracterizan por; tener mayor potencia, mayor densidad de 1.3 a 1.5 g/cm^3 , mejor resistencia en agua y mayor velocidad en detonación de 5000 a 6500 m/s (EXSA, 2019).

iii. **Anfo.**

Según Pernía et al. (1987) describen que el ANFO tiene una consistencia granular del nitrato de amonio más oíl o algún tipo de combustible de tipo hidrocarburos, tiene la proporción de 94% de nitrato de amonio trabaja a modo de oxidante y el 6% de oíl trabaja a modo de combustible, no resiste al agua ya que el agua es su mejor enemigo para esta sustancia porque al tener contacto el nitrato de amonio es soluble y pierde su disposición de detonar, menor potencia, muy baja densidad de 0.8 g/cm^3 y tiene baja velocidad de detonación de 2000 a 3000 m/s , también al contener combustible afecta a los gases nocivos al desprender de la explosión, este factor tiende a limitar el uso de este agente de explosivo en minería subterránea

iv. **Hidrogeles**

Son explosivos que están incorporados una cantidad de agua en su composición, este tipo de explosivo puede ser TNT compuesto por un 20% metal de aluminio, 65% de una sal orgánico denominado nitrato de monometilamina NH_4NO_3 y contiene una proporción de 15 % de agua, a esta mezcla se añade sustancias espesantes como, gelificantes y estabilizantes. Su característica que tiene elevada potencia, excelente

resistencia al agua, densidad media de $1.2-1.6 \text{ g/cm}^3$ y velocidad de detonación de 3500 a 4500 m/s.

v. Emulsiones.

La industria tenía el objetivo de obtener explosivo de máxima seguridad, alta velocidad, mejor resistente al agua, sensibilidad baja y alta potencia que podría ser utilizados en taladros con presencia de agua, este tipo de explosivo es de la última generación, que consiste una etapa dispersada que está formada por pequeñas gotas de disolución de NH_4NO_3 en agua, que se encuentran alrededor una fina película de aceite mineral, también contienen burbuja de aire en esfera hueca de vidrio que aumenta la onda de detonación. Tiene característica de alta resistencia de agua y alta velocidad de detonación de 4500 a 5500 m/s.

2.2.9.1. Explosivos y accesorios de FAMESA.

i. Explosivos de Famesa.

Emulnor. El emulnor es definido por FAMESA (2019) como una emulsión explosiva con buena calidad de gas de voladura, potencia, seguridad y resistencia al agua que está encerrada en una carcasa de plástico. Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo en sector minero, como en explotaciones y desarrollos mineros, en taladros secos, húmedos, inundados. Se puede emplear a modo de una columna de explosivos o empleados como cebo. La capacidad de los gases residuales para ser de alta calidad y estar libres de nitroglicerina permite a los trabajadores reanudar sus tareas más rápidamente, mejorando las etapas de trabajo sin exponer la seguridad de los trabajadores. Los distintos tipos de cartuchos de emulsión tienen propiedades diferentes y cada tipo viene envueltos en diferentes colores de plástico se observa en la figura 1.

- ✓ Emulnor de 500 se emplea en rocas muy suaves.
- ✓ Emulnor de 1000 se utiliza en rocas suaves e intermedias.
- ✓ Emulnor de 3000 se utiliza en rocas intermedias a duras.
- ✓ Emulnor de 5000 se utiliza en las rocas muy duras

Figura 1.

Emulnor encartuchada de Famesa.



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Famecorte E-20.

En el mercado encontramos en tubos semirrígidos acoplables entre sí con un centralizador, para obtener una columna explosiva continua con la longitud requerida. Como se ve en la figura 2, contiene un centralizador que controla el impacto del explosivo en el taladro centrando la columna de explosivo y formando un anillo de aire a lo largo del taladro.

Figura 2.

Famecorte E20 con su centralizador



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

ii. Accesorios de voladura

El accesorio es esencial para generar una explosión que inicie adecuadamente en todas las operaciones con explosivos, para que una serie

de taladros exploten en un orden determinado debe tener los accesorios elegidos correctamente.

Sistema de abastecedor de energía Carmex

Según FAMESA (2019) Carmex es un accesorio de voladura que cuenta con una tecnología diseñada para iniciar voladuras convencionales de forma segura y eficaz. Lo montan trabajadores calificados y consta de un tramo de mecha de seguridad, un fulminante número 8, un conector de fusible rápido y un bloque de sujeción que funciona como seguro de plástico, como se aprecia en figura 3. Tiene las particularidades como; color verde, tiempo de combustión de 160 s/m con un rango de error de 10 s/m. se encuentra en el mercado con longitud de 7 y 8 pies.

Figura 3.

Carmex 2.4 m con detonador n°8



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Mecha rápida

Forma parte del sistema convencional de iniciación de la voladura, que también incluye dos alambres, una cubierta exterior de plástico y una masa pirotécnica. Al momento de su combustión, esto crea una llama incandescente lo suficiente caliente que activa la pasta pirotécnica del conector de fusible rápido, lo que garantiza que el fusible de seguridad se encienda eficazmente. Sus características son; color de la mecha rápida Z 18 rojo, su envoltura exterior es de plástico, tiempo de combustión es de promedio de 35 s/m se aprecia en la figura 4.

Figura 4.

Ignición rápida o mecha rápida



fuelle: Extraído de catálogo digital de FAMESA explosivos.

Cordón Detonante o Pentacord 5P:

También uno de los accesorios de la voladura que no requiere electricidad o no eléctrico y tiene varias características clave, como una detonación rápida, una sencillez de manipuleo y una seguridad excelente. Fabricado con un núcleo o centro de pentrita (PETN), con cubierto de plástico y envuelto en fibras sintéticas. Las cuerdas reforzadas se hacen más resistentes al desgaste y mejoran la tracción añadiendo más hilos y resinas parafinadas. En la unidad se utiliza pentacord 5 P y 5 PE, son empleados como línea troncal de voladura en línea descendente en taladros de diámetros pequeños o intermedio, también se usa para iniciar el Fanel. Su velocidad de detonación es 7000 m/s, se evidencia en la figura 5.

Figura 5.

Cordón detonante 5P



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Detonador no eléctrico Fanel:

Es un método de arranque útil que puede aplicarse a proyectos de obra civil y minería. Proporciona las ventajas de una sincronización sin riesgos, eliminando cualquier peligro potencial.

Fulminante de retardo:

El artefacto está compuesto por fulminante del nº 12 contiene un explosivo primario muy sensible, explosivo secundario de gran potencia explosiva y elemento de retardo que cambia en función del número de serie. Este elemento de retardo se presenta en dos variedades: periodo corto MS y periodo largo LP, y permite que detone en intervalos de tiempos específicos.

Tubo de choque o manguera de Fanel:

Según FAMESA (2019) consiste de una capa homogénea de un material reactivo, que se activa, recubre el interior del tubo de choque, compuesto de material termoplástico de mayor resistencia mecánica. Este material transporta una onda de choque con presión y temperatura altísima como para iniciar el fulminante de retardo. Los periodos de milisegundos se ilustran en la figura 6 el color de la manguera rojo o naranja es el periodo corto MS y el periodo largo LP es color amarillo.

Etiqueta:

La etiqueta como se observa en la figura 6 es la que señala el número de serie y tiempo de retardo en milisegundos o segundos se evidencia en la figura 7.

Conector plástico tipo j:

Se trata de un bloque de plástico fabricado específicamente para garantizar que la manguera Fanel y el cordón detonante permanezcan en contacto se evidencia en la figura 7.

Figura 6.

Fanel color rojo periodo largo y color amarillo periodo corto.



Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Figura 7.

Tiempo de retardo en milisegundos de periodo corto y periodo largo.

Fanel Ms periodo corto				Fanel Ms periodo corto			
serie estandar		serie universal		serie estandar		serie universal	
nº de serie	tiempo de retardo (milisegundos)	nº de serie	tiempo de retardo (milisegundos)	nº de serie	tiempo de retardo (milisegundos)	nº de serie	tiempo de retardo (milisegundos)
0	0	0	0	1	0.50	0	0
1	25	1	25	2	1.00	1	0.2
2	50	2	50	3	1.50	2	0.4
3	75	3	75	4	2.00	3	0.6
4	100	4	100	5	2.50	4	1
5	125	5	125	6	3.00	5	1.4
6	150	6	150	7	3.50	6	1.8
7	175	7	175	8	4.00	7	2.4
8	200	8	200	9	4.50	8	3
9	225	9	250	10	5.00	9	3.8
10	250	10	300	11	5.60	10	4.6
11	300	11	350	12	6.20	11	5.5
12	350	12	400	13	6.80	12	6.4
13	400	13	450	14	7.40	13	7.4
14	450	14	500	15	8.00	14	8.5
15	500	15	600	16	8.60	15	9.6
16	600	16	700				
17	700	17	800				
18	800	18	900				
19	900	19	1000				
20	1000	20	1100				
		21	1200				

Fuente: Extraído libro de Famesa Explosivos (2019).

2.2.10. Factor de carga lineal y factor de carga

Factor de carga lineal: Es la cantidad de explosivos en kilogramo utilizado para fragmentar un metro lineal de la roca.

$$FCL = \frac{w}{LP} \left(\frac{Kg}{m} \right) \quad (3)$$

Donde:

W: peso total de explosivo empleado en (Kg)

LP: Longitud de perforación (m)

Factor de carga: Es la cantidad de explosivo que se necesita para fragmentar un m^3 de roca, este componente varía según el tipo de roca, el grado de erosión de la masa rocosa y la superficie que hay que excavar su unidad es kg/m^3 .

$$FC = \frac{w}{A * H * LP * 0.9} \left(\frac{Kg}{m^3} \right) \quad (4)$$

Donde:

W: peso total de explosivos utilizado en (Kg)

A: ancho de la labor (m)

H: altura de la labor (m)

LP: Longitud de perforación (m)

2.2.11. Burden

Es la distancia mínima que existe entre la cara libre de una malla de perforación y un taladro cargado con explosivo, que viene determinada por varios factores, como el diámetro de perforación, las características de la roca y el explosivo utilizado.

2.2.12. Espaciamiento

Es la separación en metros entre taladros cargados de explosivos que están en la misma fila o dentro del campo de efecto de una malla de perforación.

2.2.13. Sobre excavación

El autor Samaniego (2021) explica que se trata de un problema que surge en el transcurso de las operaciones diarias, primordialmente en los trabajos de avance y producción. Esto se debe por no aplicar voladuras controladas, en las que influyen las estructuras geológicas del perfil de excavación. Otras variables principales que contribuyen a la sobre excavación y al desprendimiento de rocas son el dimensionamiento inadecuado de zonas que hay que excavar, las voladuras sobrecargadas con un factor de carga elevado, el mal diseño de las mallas en función del estado de la roca y la falta de criterios para elegir el explosivo en función del tipo y condición de la roca.

Para determinar la sobre excavación hay que tener presente tanto la sección diseñada y como la sección real después de la voladura que se realiza el levantamiento topográfico. Para determinar la sobre excavación, para calcular se puede utilizar la siguiente fórmula.

$$R_r = A_r * A_v * F_e \quad (5)$$

$$R_t = A_t * A_v * F_e \quad (6)$$

$$S_r = \frac{R_r - R_t}{R_t} * 100\% \quad (7)$$

Dónde:

Sr: Porcentaje de sobre excavación (%)

Rr: Rotura real posterior de la voladura (m³)

Rt: Rotura teórica basada en el diseño (m³)

Ar: Área real de la sección (m²)

At: Área teórica de la sección de acuerdo al diseño (m²)

Av: Avance efectivo del disparo (m)

Fe: Factor de esponjamiento de la roca

2.2.14. Sostenimiento

2.2.14.1. Sostenimiento concreto lanzado o Shotcrete.

La técnica más popular para sostener las labores es el soporte de hormigón proyectado shotcrete, que se presenta en espesores variables de entre dos y tres pulgadas. El espesor se mide con un calibrador hecho de bloques cilíndricos de madera de una pulgada de diámetro que se biselan con un clavo sin cabeza. El diseño del hormigón proyectado tiene en cuenta buenas resistencias a edades tempranas, y éstas se estandarizaron entre los siguientes rangos mínimos: a las tres horas, 45 kg/cm²; a las veinticuatro horas, 120 kg/cm²; a los tres días, 210 kg/cm²; a los siete días, 300 kg/cm²; y a los 28 días, más de 380 kg/cm². La dosificación se muestra en la tabla 2, esta mezcla es abastecido de la planta V mediante camiones hormigoneros (mixer) de 4 m³ de capacidad, el lanzado de shotcrete es mediante una bomba de concreto de equipo robotizado (Robot lanzador)

Tabla 2.

Dosificación de Shotcrete de CMH.S.A.

Material	Mezcla por vía húmeda, peso kg/m ³	Unidad
Cemento Pórtland 1	380	kg
agregado	1610	kg
agua	171	L
Fibra de acero	20-30	Kg
Aditivo acelerante (singunit L-30 PE)	2.5-3.5	Gln

Fuente: Obtenida dosificación de CMH S.A.

Se utiliza la siguiente ecuación para determinar la cantidad de hormigón proyectado en m³ para una labor específico.

$$Vsh = (2 * H + A) * Av * E * k * 0.0254 \quad (8)$$

Donde:

Vsh: Volumen de shotcrete o hormigón proyectado (m³)

H: Altura de la labor (m)

A: Ancho de la labor (m)

Av: Avance efectivo en cada disparo (m)

E: Espesor de shotcrete o hormigón proyectado a lanzar (m)

k: Es la suma de factores de ajuste (factor de rugosidad, factor de pérdida y factor de rebote: 1.45)

0.0254: factor de conversión de pulgadas a metros

2.2.14.2. Sostenimiento con pernos Swellex.

El perno Swellex se fabrica a partir de un tubo inicial de 41 mm de diámetro que puede tener su longitud 0.6 m hasta una longitud máxima de 12 m (en tramos conectables). El tubo se dobla durante el proceso de producción para producir una unidad con un diámetro de 25 a 28 mm, y el perno inyectado con agua a alta presión tendrá un diámetro de 41 milímetros. Se coloca en un taladro con un diámetro de 32 a 38 mm no requiere aplicar fuerza de empuje al insertarlo.

Para activar la varilla, se inyecta con agua a elevada presión (unos 30 MPa o 300 bares) en el tubo plegado. Esto hace la varilla se infle y entre en contacto con las paredes de la perforación, donde se adapta a las imperfecciones de la superficie de la perforación para lograr el anclaje. El proceso de expansión hace que el perno se encoja, reduciendo su longitud y haciendo que la placa de distribución empuje contra la roca con un esfuerzo axial de 20 KN. Para instalar los pernos swellex se utilizan jumbo empernador fabricado específicamente para instalar estas piezas, ya que necesitan agua y aire para expandirse mientras se instalan.

2.2.15. Descripción de rampas

“Para facilitar la conexión entre labores de distinta altura, las rampas son labores mineras inclinadas con pendiente positiva o negativa. Tienen una sección suficiente para facilitar el traslado de trabajadores, maquinaria, equipos y suministros dentro de la mina.” (Castañeda, 2019, P. 78).

Las rampas se construyen de manera espiral y en Zig-Zag. En la unidad que se está realizando el estudio se construye las rampas tipo Zig-Zag, este tipo de rampa tiene las características como, su construcción es en material estéril paralelo a las vetas en preferencia a caja piso, cuenta con un gradiente de 12 % en promedio en su radio de curvaturas el pendiente es menor y cuenta con una cuneta para drenaje de agua.

2.2.16. Costos

Es aquel gasto económico que se genera al producir un bien o la prestación de un servicio y que indica un beneficio. Además de representar

una parte del coste de adquisición de bienes, propiedades o servicios que se ha pospuesto.

2.2.17. Costos unitarios

Al depender de los costes operativos, el precio de coste, el componente de recuperación y el componente de dilución son cruciales a la hora de desarrollar nuestro sistema minero. Las operaciones de tajeo y preparación se ven muy afectadas por el sistema minero, mientras que el transporte del mineral lo hace en menor medida.

Las propiedades de la roca, el nivel de producción y el nivel de mecanización de la técnica de trabajo influyen en los pilares de consumo de material, mano de obra y energía. En la roca dura, aumenta incluso la cantidad de explosivo utilizado en la producción, preparación y desarrollo. El valor de los gastos generales viene determinado por la escala de producción, la estructura y los factores medioambientales. La amortización de las inversiones afecta al valor de los gastos, que pueden estandarizarse en función del tamaño y la vida de la mina. La búsqueda de conexiones razonables entre costes y técnicas mineras está en el centro de estos retos.

2.2.18. Costos de producción

Gregorio y Hurtado (2020) definen los costes de producción como el valor al que una empresa está dispuesta a ofrecer para producir bienes y servicios. Los costes asociados a la producción incluyen los costes directos de las materias primas (que representan una mayor proporción del valor del producto, como el mineral de hierro en un edificio), los costes directos de mano de obra (que representan el coste del operario para transformar el producto en acabado) y los costes indirectos (que están relacionados indirectamente con el coste del producto).

Los productos o servicios que derivan de un fabrica a otro deben tener sus costes unitarios directos estimados con precisión para preservar el control financiero sobre estas actividades. Deben cumplirse los requisitos previos que se enumeran a continuación. Al calcular y emplear de la producción equivalente, cuando proceda, en la imputación de costes a los distintos productos y el desglose de los costes unitarios por elementos de coste.

2.2.19. Mecánica de Rocas

Ramírez y Alejandro (2004) define que es el área que se centra en la investigación de cómo las rocas y las masas rocosas reaccionan a las

presiones externas. Las propiedades, el actuar mecánico y la reacción de los materiales rocosos a las fuerzas externas en su entorno natural es el centro del campo teórico y aplicado de la mecánica de rocas. El estudio que permite comprender y prever cómo responderá la masa de las rocas a las fuerzas internas y externas. El comportamiento mecánico de los distintos tipos de rocas puede evaluarse para diseñar estructuras y obras de ingeniería examinando las tensiones y deformaciones que soporta la masa rocosa en condiciones específicas. El comportamiento de los materiales varía en función de sus características y de los ambientes a los que están expuestos de forma natural.

2.2.20. Propiedades físicas de las rocas.

i. Peso específico o densidad.

La masa de una muestra de roca dividida por el volumen que ocupa se conoce como su densidad.

ii. Porosidad.

El volumen de poros de una roca, representado en porcentaje del volumen total, se denomina porosidad. Unas cuantas rocas tienen poros visibles a simple vista, como la arenisca, mientras que otras, como los granitos, sólo tienen poros visibles al microscopio.

iii. Expansión o esponjamiento.

El esponjamiento de las rocas, se dice que las rocas consolidadas se esponjan si su volumen aumenta como resultado de la extracción en relación con el volumen que una roca ocupaba en el macizo.

iv. Dureza.

La capacidad de una sustancia para resistir rayados, cortes y penetraciones se denomina dureza. Es una medida de la resistencia de un material a la deformación plástica localizada, o la capacidad de mantenerse unido bajo tensiones aplicadas, como la resistencia que muestran las rocas al perforar cuando se trata de cortar y penetrar.

v. Tenacidad.

Es la capacidad de un material para absorber energía antes de romperse se denomina tenacidad. Indica la facilidad o dificultad con que un material se romperá cuando se someta a presiones de

compresión, tracción e impacto. Es una medida de la resistencia de un material a la propagación de la fractura.

vi. Textura.

La textura de la roca al conjunto de conexiones espaciales intergranulares y de sus propiedades morfológicas como el dimensión y forma de los elementos de rocas ígneas y de los granos en las rocas sedimentarias o de rocas metamórficas.

2.2.21. Propiedades mecánicas de las rocas.

Estas características, que describen cómo se comportan las rocas bajo tensión mecánica, suelen evaluarse en laboratorios utilizando prensas y otras herramientas especializadas.

i. Resistencia a la compresión.

Describe la fuerza o el peso por unidad de superficie que provocará el cizallamiento o la rotura de una roca. Dicho de otro modo, es la barrera que hay que atravesar para provocar una fractura por presión.

ii. Resistencia a la tensión.

Se caracteriza por su capacidad para soportar la tensión o la torsión hasta que se rompe. Además, se describe como resistente a la rotura. La resistencia a la tracción es la mayor fuerza o tensión que puede resistir una roca antes de romperse.

iii. Radio de Poisson.

Es una cuantía de la deformación de un elemento, calculada como la relación entre la deformación unitaria y la deformación longitudinal del material ejercido a una fuerza de tracción. La probabilidad de rotura aumenta al disminuir el radio de Poisson.

iv. Elasticidad (E) o Módulo de Young.

Es una cuantía de resistencia elástica de una roca, o de su capacidad para soportar la deformación. Al ser más difícil de romper, mayor será el módulo de Young.

v. Fricción Interna.

Es la resistencia interna a remodelarse rápidamente cuando la presión provoca la deformación de la roca. También puede significar la creación de calor en el interior de la roca a través de la conductividad

o el paso de ondas sísmicas o de compresión. Además, el coeficiente de fricción mide la dificultad que tiene la superficie de un material para deslizarse sobre la superficie de otro. Se calcula como la relación entre la fuerza de deslizamiento y la fuerza de retención aplicada por dos superficies en contacto.

2.2.22. Condiciones geológicas de las rocas.

Conforme a su principio, edad y a los numerosos procesos geológicos que desarrollo, las rocas presentan una variedad de estructuras secundarias son las que afectan a la facilidad con que se fracturan al ser sometidas a explosivos.

i. Estructura.

Los estratos, o capas creadas por la deposición, son las estructuras originarias de las rocas sedimentarias y, en ocasiones, pueden generar formaciones con una potencia (espesor) significativa. Los glaciares, el viento, los ríos o el mar arrastran los materiales desgastados y los recolocan.

ii. Esquistosidad.

Esquistosidad es el término utilizado en geología para describir la textura de algunas rocas, principalmente los esquistos, en las que los minerales se organizan en láminas paralelas, que muestran algunas rocas metamórficas de grano fino a medio con predisposición a desencadenar láminas y que se fracturan con facilidad.

iii. Presencia de agua.

Cuando están saturadas de agua, las rocas más porosas y muy fracturadas suelen plantear una serie de problemas, como obligar a utilizar explosivos que no se ven afectados por el agua que son explosivos resistentes al agua, provocan el perjuicio de taladros por hundimiento interno y dificultar la perforación de taladros inclinados.

iv. Fracturas.

En la roca, fisuradas de presión (diaclasas), fisuras de congelamiento (disyunción), también hay otros tipos de fracturas se producen en derrames ígneas de rocas de maneras perpendiculares o paralelas a los planos o mantos de estratificación, teniendo ausencia de desplazamiento.

v. Fallas.

Son grietas en las que se presenta movimiento a través de dos bloques no están alineados entre sí. Suelen tener mineralización importante para la minería o tiene materia de relleno de grano fino como; arcilla, panizo o milonita. Al perforar, pueden trabar o bloquear la broca y reducir la velocidad de perforación.

vi. Contactos.

Son discontinuidades o planos de contacto que conectan sedimentos o mantos de igual materia o de varios componentes de rocas.

2.2.23. Geomecánicas

El estudio del comportamiento geológico de suelos y rocas mediante la aplicación de la mecánica de rocas y suelos se conoce como geomecánica, según Ramírez y Alejandro (2004). La geomecánica es el fundamento científico de la ingeniería de minas, incorporando los conceptos de economía y seguridad, y admite estipular la situación de las tensiones dentro del macizo rocoso mediante la comprensión de intensidad, orientación y sentido de las tensiones en el lugar donde se realiza la excavación. Determinar qué tipo de sostenimiento debe utilizarse en una excavación subterránea, cuánto tiempo podrá sostenerse una roca determinada tras una voladura, cuál es el tamaño máximo que puede soportar una abertura antes de derrumbarse y determinar estudios geomecánicos con el fin de modificar o mejorar el método de minado en mineras son las principales tareas de la geomecánica.

La Veta Rosa se encuentra en zona sur de la unidad minera Parcoy se accede a ella en el punto más profundo, que es el nivel 1865, por la rampa principal de acceso (Rp 2800). Como el objetivo de este proyecto es profundizar, se han realizado ciertas operaciones, que servirán de guía con el fin de analizar su comportamiento geomecánico y determinar el tipo de sostenimiento necesario para el año 2023.

La Rp 2800 se ejecuta principalmente en roca tipo IV-B, en algunos tramos de tipo IV-A. Se utilizaron en el sostenimiento dos pulgadas de hormigón proyectado o shotcrete (30 kg/m^3 de fibra de acero), los hastiales con pernos swellex de 7 pies y la corona con pernos de 10 pies y con pernos helicoidales de 8 pies en intersección de labores.

2.2.24. Clasificación de geomecánica.

Son los que permiten apreciar con precisión el macizo rocoso y proporcionan reportes convenientes con el fin de suplementar la zonificación geomecánica y realizar el diseño de tipo de sostenimiento, son las pautas que Ramírez y Alejandro (2004) afirman que se siguen en la estimación geomecánica general de un yacimiento. Utilizando la clasificación de Barton y el RMR se obtienen conclusiones satisfactorias ya que la mayor parte del macizo de Mina Parcoy tiene una calidad geomecánica baja debido a los esfuerzos y al agua subterránea.

2.2.24.1. Clasificación de Barton (NGI)

a) Definición del índice de calidad Q:

Dos de las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en macizos rocosos son la clasificación RMR de Bieniawski y la clasificación Q de Barton. Cuando se evalúa el sostenimiento de túneles con hormigón proyectado, cerchas y pernos, se utiliza sobre todo el índice Q. Se fundamenta en una estimación numérica de la calidad del macizo rocoso. Se fundamenta en una estimación numérica de la calidad del macizo rocoso y consiste en calcular el índice (Q) mediante la siguiente relación.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (9)$$

Donde:

RQD: Proporción de recuperación de las muestras de una perforación diamantina

J_n: Cantidad de familias fracturadas

J_r: Elemento de rugosidad de la discontinuidad

J_a: índice de alteración de una discontinuidad

J_w: elemento de disminución por presencia de agua en las discontinuidades

SRF: Factor que estudia la situación tensional en el macizo rocoso

Los tres grupos formados con estos parámetros son:

RQD/J_n = Representa la estructura del macizo rocoso o tamaño del bloque

J_n/J_a = Representa la rugosidad y características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno

J_w/SRF = Representa la influencia del estado tensional.

b) La estimación de los parámetros de índice Q

En la tabla 3 se encuentra los números de familias de juntas (J_n), en la figura 8 se evidencia factor de rugosidad de discontinuidades o juntas (J_r), en la figura 9 elementos de reducción por existencia de agua en las discontinuidades (J_w) y en la figura 10 los parámetros que considera la situación tensional en el macizo rocoso.

Tabla 3.

Número familias de juntas (J_n)

Descripción	Valor (J_n)
Roca masiva	0.5 – 1
Una familia de juntas	2
Una familia y algunas juntas ocasionales	3
Dos familias de juntas	4
Dos familias y algunas juntas ocasionales	6
Tres familias de juntas	9
Tres familias y algunas juntas ocasionales	12
Cuatro o más familias, roca muy fracturada “terrones de azúcar”, etc.	15
Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 J_n y en intersecciones de túneles 3 J_n	

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.157)

Figura 8.*Coefficiente de rugosidad de las juntas (J_r)*

DESCRIPCIÓN	
Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	J_r
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosas o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla ondulada	1.5
Rugosa o irregular plana	1.5
Suave plana	1
Espejo de falla plana	0.5
No existe entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J_r
Zona conteniendo minerales arcillosos, suficiente gruesa para impedir contacto entre las caras de la junta	1
Arena, grava o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor a 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si estas estan orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0.5$	

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.159).

Figura 9.*Presencia de agua en las juntas (J_w)*

DESCRIPCIÓN	J_w	presión de agua kg/cm ²
Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p. ej. Menos de 5 l/min localmente	1	<1
Fluencia o presión medias, ocasional de lavado de rellenos de las juntas	0.66	1-2.5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5-10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegadas, decayendo con el tiempo	0.1-0.2	>10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución	0.05-0.1	>10
Los valores presentados con el signo son solo valores estimativos, si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w		
Los problemas causados por la formulación de hielo no se consideran		

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.159).

Figura 10.

Tensiones en la Excavación. S.R.F.

DESCRIPCIÓN			
1	Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avance de las mismas		SRF
A	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad)		10
B	Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca sedim desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor a 50 m)		5
C	Sólo una zona débil conteniendo arcilla op roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor a 50 m)		2.5
D	profundidad)		7.5
E	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), profundidad de excavación menor a 50 m.		5
F	Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), profundidad de excavación mayor a 50 m.		2.5
G	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).		5
2	Rocas competentes problemas de tensiones en las rocas	σ_c/σ_1	σ_1/σ_1 SRF
H	Tensiones pequeñas cerca de la superficie	>200	>13 2.5
J	tensiones medias	200-10	13-0.66 1
K	tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser favorable para la estabilidad de los hastiales)	10 a 5	0.66- 0.33 0.5-2.0
L	explosión de roca suave (roca masiva)	5- 2.5	0.33- 0.16 5 a 10
M	explosión de roca fuerte (roca masiva)	<2.5	<0.16 10 a 20
σ_c y σ_1 son las resistencias a compresión a tracción respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca			
3	Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones de flujo intensa		SRF
N	Presión de expansión suave		5 a 10
O	presión de expansión intensa		10 a 20
4	Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.		SRF
P	Presión de expansión suave		5 a 10
R	Presión de expansión interna		10 a 20
observaciones al SFR			
i Reducir los valores del SFR en un 25 a 50 % si la zona de rotura solo influye pero no intersectan a la excavación			
En los casos en que la profundidad de la clave del tunel sea inferior a la anchura del mismo se sugiere aumentar el			
ii SFR de 2.5 a 5 (ver H)			
Para cmpos de tensiones muy anisotropicos (si se miden) cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c y σ_1 a 0.8, cuando $\sigma_1/\sigma_3 >$,			
iii reducir σ_c y σ_1 a 0.6, donde σ_3 es la tension principal mínima que actúa sobre la roca			

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.160).

En la clasificación de Q de Barton (1974) se tiene los tipos de macizos rocosos se evidencia en la figura 11.

Figura 11.

Clasificación de Barton (Q)

TIPO DE MACIZO	VALOR DE Q
Excepcionalmente malo	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente malo	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy malo	$10^{-1} - 1$
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	400 - 1000

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro 2004, p. 162).

2.2.24.2. Clasificación de Bieniawski (CSIR)

El sistema de clasificación RMR, creado por Bieniawski, del CSIR (Consejo Sudafricano de Investigación Científica e Industrial), es uno de los más utilizados por los ingenieros geotécnicos en los últimos años. Se trata de un índice que proporciona un fundamento y manual para el mapeo, excavación y sostenimiento de las labores mineras.

a) Obtención del índice RMR (Rock Mass Rating)

La clasificación de geomecánica RMR nos facilita determinar el índice de la calidad el macizo rocoso empezando de la resistencia de la roca intacta, nivel de fracturación y diaclasado de la discontinuidad del macizo, con la existencia del agua y a la dirección de las discontinuidades con referencia al material del estudio basándose en los siguientes factores, la calidad del macizo rocoso en cada contexto estructural se evalúa por medio el índice RMR.

- ✓ Resistencia de la roca matriz con compresión simple (σ_c): se cuantifica a partir de la rotura a compresión simple.
- ✓ RQD: Calculado del nivel de fragmentación del macizo y esta variable se contempla de interés para escoger el tipo de sostenimiento en la excavación subterránea.
- ✓ Situación de las diaclasas. Facilita para evaluar la situación de las juntas en función del grado y la duración de las discontinuidades, la apertura, la rugosidad, la modificación de la junta y el relleno.

- ✓ Distanciamiento entre diaclasas. Evalúa el espaciamiento a través de las discontinuidades.
- ✓ Existencia de agua freática. Se miden las filtraciones de agua en el macizo, el caudal de agua y la humedad. El caudal de agua se calcula en litros por minuto por cada diez metros de túnel.
- ✓ Corrección por la orientación de las discontinuidades. La alineación de las discontinuidades principales del macizo con la orientación de la excavación permite ajustar el índice RMR.

La categoría del macizo rocoso se establece una vez definidas las seis características de clasificación de Bieniawski. Las cinco primeras características suman un "valor primario" de calidad, que sirve de punto de partida. La versión presentada es la de 1989 actualmente en uso en las excavaciones subterráneas.

Figura 12.

Variables de caracterización y sus valores

Compresión simple (MPa)	>250 (15)	250-100 (12)	100-50 (7)	50-25 (4)	25-5 (2)	5-1 (1)	<1 (0)
RQD		90%-100% (20)	75%-90% (17)	50%-75% (13)	25%-50% (6)	<25% (3)	
Separación entre diaclasas	Separación entre diaclasas	>2 m (20)	0,6-2m (17)	0,2-0,6m (10)	0,06-0,2m (8)	<0,06m (5)	
Estado de las discontinuidades	Long. discontinuidad	<1m (6)	1-3m (4)	3-10m (2)	10-20m (1)	>20m (0)	
	Abertura	Nada (6)	<0,1mm (5)	0,1-1,0mm (3)	1-5mm (1)	>5mm (0)	
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Ligeramente rugosa (3)	Ondulada (1)	Suave (0)	
	Relleno	Ninguno (6)	Relleno duro <5mm (4)	Relleno duro >5mm (2)	Relleno blando <5mm (2)	Relleno blando >5 mm (0)	
	Alteración	Inalterada (6)	Ligeramente alterada (5)	Moderadamente alterada (3)	Muy alterada (1)	Descompuesta (0)	
Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo (15)	<10 l/min (10)	10-25 l/min (7)	25-125 l/min (4)	>125 l/min (0)	
	Presión agua/tensión principal mayor	0 (15)	0-0,1 (10)	0,1-0,2 (7)	0,2-0,5 (4)	>0,5 (0)	
	Estado general	Seco (15)	Ligeramente húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteando (4)	Agua fluyendo (0)	
Corrección orientación discontinuades	Dirección y buzamiento	Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables	
	Túneles	0	-2	-5	-10	-12	
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25	
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60	
Clasificación	Puntuación	(81-100)	(61-80)	(41-60)	(21-40)	(<20)	
	Clase	Tipo I	Tipo II	Tipo III	Tipo IV	Tipo V	
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala	

Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.152).

Tabla 4.

Valor y tipo de macizo rocoso.

Valuación	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala

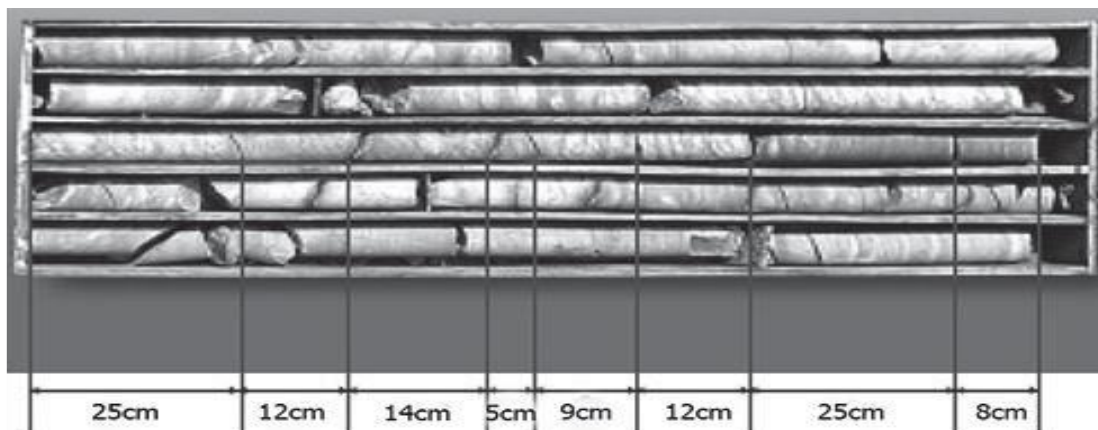
Fuente. Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.153).

2.2.24.3. RQD (Rock Quality Desigation)

Deere propuso en 1967 un concepto de diseño de sostenimiento basado en el RQD se evidencia en la tabla 5. Este parámetro, que permite evaluar el nivel de fractura de la masa rocosa, se adquiere desde la fracción de fragmentos de testigo mayores de 10 cm como se aprecia en la figura 16, que se recuperan de una perforación diamantina. También es el indicador más utilizado para determinar cuánto se ha fracturado el macizo rocoso. Obtenemos el conocimiento de la cantidad y clase de fracturas que dañan a los materiales. En la tabla 7 nos especifica la calidad de la roca según RQD.

Figura 13.

Testigos recuperados de los sondeos.



Fuente: Mecánica de Rocas (Ramírez y Alejandro, 2004, p.149).

$$RQD = \frac{\sum(\text{long de testigos} \geq 10 \text{ cm})}{\text{longitud del taladro (cm)}} * 100\% \quad (10)$$

Tabla 5.

Calidad de roca según RQD

RQD	Calidad de la roca
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Fuente: Evaluación basada en geomecánica de Mina Parcoy (CMH S.A, 2017, p. 57)

En situaciones en las que no se disponga de sondeos, puede ser necesario estimar la RQD utilizando datos de afloramiento. En determinadas circunstancias puede aplicarse la siguiente ecuación.

$$RQD = 115 - 3.3J_v \quad (11)$$

Llevar un registro de las discontinuidades de cada metro lineal. Como afirman Priest y Huston.

$$RQD = 100e^{2-0.1\lambda}(0.1 - \lambda) \quad (12)$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{frecuencia de discontinuidades}} \quad (13)$$

Donde:

RQD: Rock Quality Designation

J_v: conjunto de juntas por metro cúbico.

λ: conjunto de discontinuidades por metro lineal

2.3. MÉTODO POSTULADO POR ROGER HOLMBERG

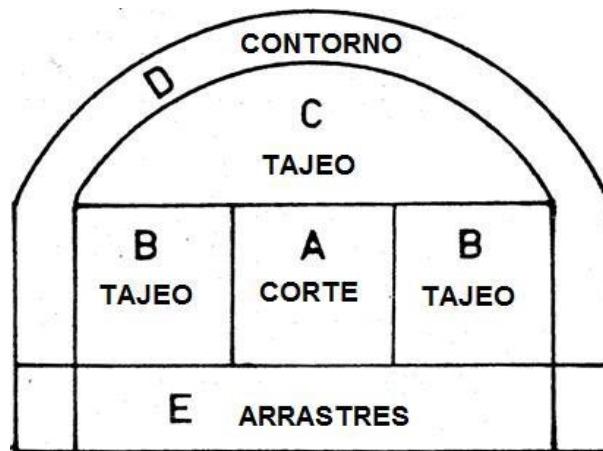
2.3.1. Diseño de malla de perforación y cálculo de la voladura

Para lograr los mejores resultados técnicos y económicos posibles, Holmberg (2001) presenta los principios físico-matemáticos del diseño de cargas en los frentes de voladura. Estas ideas se aplicaron principalmente en minas suecas. El empleo de explosivos de gran potencia y de taladros de alivio de mayor diámetro que los de producción constituyen la base de las ideas. Mediante esta actualización de los postulados suecos de perforación y voladura en labores horizontales. El procedimiento divide el frente de explotación en cinco secciones como se aprecia en la figura 14, son los que facilitan los cálculos. A continuación, calcula la malla de perforación para cada sección del frente en su conjunto. El diámetro del taladro de alivio y las desviaciones de los taladros limitan el avance lineal por disparo, exigiendo que alcance el 95% de la longitud del taladro perforado.

Será esencial utilizar combinaciones de explosivos en mayores cantidades y perforar taladros con diámetros cada vez mayores para seguir construyendo labores horizontales. La exactitud de la distribución, longitud, diámetro y paralelo de los taladros, así como su cargar con el explosivo adecuado para garantizar que cada taladro detone según la distribución en tiempos milisegundos, son las únicas condiciones en las que las observaciones y cálculos realizados tienen sentido.

Figura 14.

Túnel y sus respectivas secciones elaborados por Roger Holmberg



Fuente: Roger Holmberg – Rock Blasting and explosives Engineering.

2.3.2. Sistema de avance

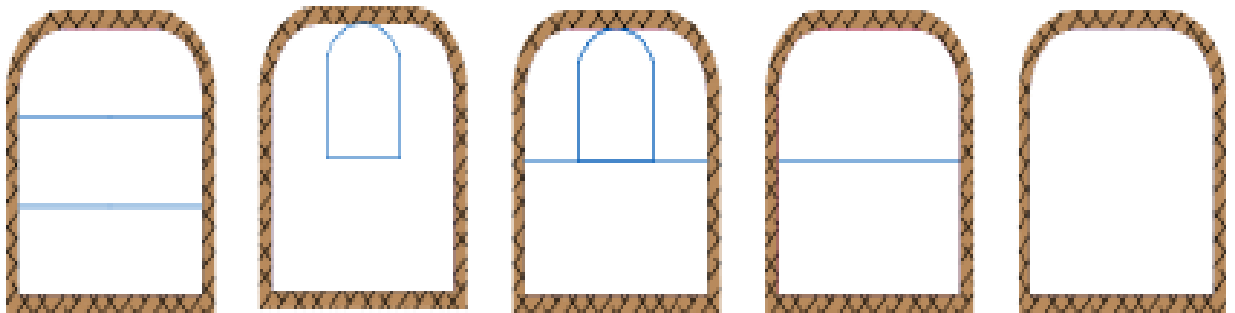
Al momento de determinar el diagrama de una sección dentro de un proyecto minero, es fundamental incluir el equipo de perforación que se utilizará, la cantidad de tiempo utilizable para conclusión del proyecto, la clase de roca que será utilizada para la perforación y la voladura, con el apoyo que conllevará un procedimiento de protección para el personal y para el equipo, así como para diversas funcionalidades del trabajo minero.

En la estimación de voladura se tiene en cuenta el diseño del cuele o arranque, zapatas o arrastre, hastiales y corona o techo. Dado que en este tipo de excavaciones subterráneas no existe la cara libre de voladura, como en comparación de los bancos de tajo abierto, debe formarse una salida mediante un cuele o arranque formado por taladros con mayor diámetro que los taladros de producción, cuyo diseño puede ser de uno o varios taladros de diámetros variables, en la figura 15 se evidencia el sistema de avance en un túnel.

El avance debe ser al menos igual a la profundidad de las perforaciones en túneles, ya que el avance máximo es igual a la anchura del túnel. Si el perímetro de un túnel es menor de lo programado, será necesario un mayor ensanchamiento o realizar desquinche. Sin embargo, como ilustra el gráfico, si supera la sección programada, los gastos de operaciones unitarias aumentarán y, en algunas circunstancias, también pueden surgir cuestionamiento de estabilidad y costes de sostenimiento (EXSA, 2019).

Figura 15.

Medio de avances en tuneles.



Fuente: Manual de perforación y voladura López Jimeno.

2.3.3. Teoría de Roger Holmberg.

Holmberg ha seccionado el frente en 5 partes distintas para simplificar los cálculos que implica la explotación minera subterráneas, al igual que en los túneles en obras civiles. Cada una de estas secciones debe desarrollarse específicamente durante los cálculos según Holmberg et al. (1994) desarrollaron que el arranque es la acción más valiosa del procedimiento de la voladura en los trabajos de desarrollo. El desarrollo de la voladura arranque o sección A como se evidencia en la figura 14, que debe planificarse o diseñar rigurosamente, influye directamente en la voladura correcta o deficiente de las rocas. Los siguientes parámetros de perforación y voladura pueden hallarse empleando el modelo matemático de Roger Holmberg para minería subterránea.

Es el diseño que sugiere la asignación de los taladros con particularidad de magnitud, cargas de explosivos y secuencia del prender a emplearse, los criterios de densidad de la roca y los explosivos, que son los importantes determinantes para el diseño del burden y el espaciamiento, que

son para el uso eficiente de la energía explosiva, son también los que más se aproximan al tipo real de masa rocosa en RMR.

La clase de macizo rocoso que se emplearan en la voladura, el nivel de fragmentación que se quiere conseguir, el diámetro de las brocas disponibles y la clase de explosivo que se va emplear influyen en el número de taladros necesarios para una voladura; estos variables considerados particularmente pueden imponer a disminuir o extender la malla de perforación, lo que a su vez puede obligar a modificar el número de taladros para realizar una voladura optima.

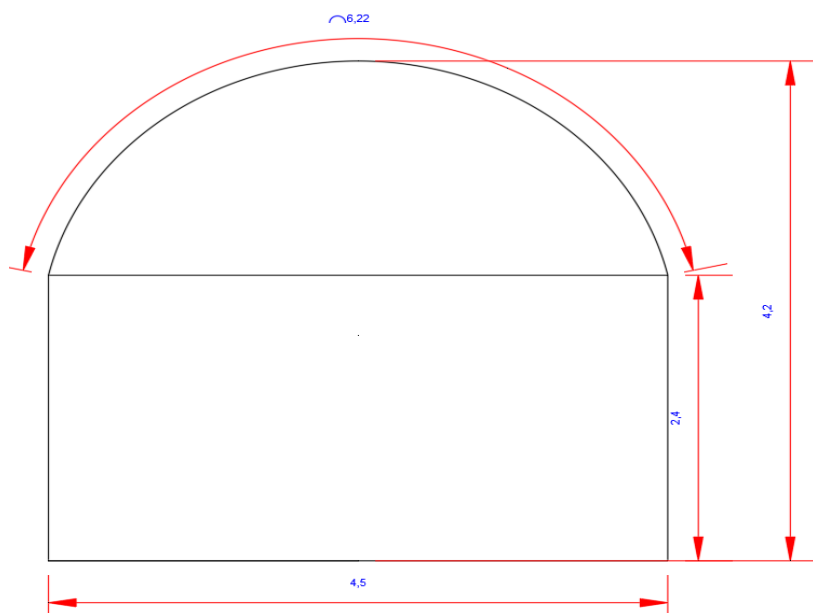
2.3.4. Cálculo para el diseño de perforación y voladura

2.3.4.1. Cálculo del área de la sección de la Rp (m²).

Antes de empezar a diseñar el procedimiento de perforación y voladura, hay que determinar el área de la excavación como se estima en la figura 16. Estos son los parámetros iniciales de diseño que nos ayudarán con los cálculos posteriores, que se harán utilizando la siguiente ecuación.

Figura 16.

Sección de la Rp 2800



$$S = B * H + \frac{\pi * r^2}{2} \quad (14)$$

Donde:

S = Área de la sección.

B = Ancho de la labor.

H = Alto de la labor.

r = Radio de la bóveda de un túnel

π = Valor constante

2.3.4.2. Cálculo del perímetro (m).

En las explotaciones mineras, la periferia de la sección de excavación se determina mediante una fórmula que tiene en cuenta el hecho de que la labor es de tipo bóveda. El resultado de este cálculo es esencial para los cálculos posteriores.

$$P = 2H + B + \pi * r \quad (15)$$

Donde:

P: Perímetro de la labor

B: Ancho de labor

H: Alto de labor

r: Radio o arco de la labor en forma de la bóveda

π : Valor constante.

2.3.5. Cálculo de cantidad de taladros con relación la sección de la labor

Según EXSA (2019), la cantidad de taladros necesarios para una voladura subterránea depende de varios aspectos, como la clase de roca, el nivel de confinamiento, la granulometría deseada y el diámetro de la broca. Estas variables tienen el potencial de aumentar o disminuir la malla de perforación. La suposición se puede desarrollar de manera aproximación y con el método más específica según la ecuación 16.

$$N^{\circ} tal = \frac{P}{S} + C * A \quad (16)$$

Donde:

P: Perímetro de la sección de la labor (m)

A: Área de la labor considerado como cara libre (m^2)

S: Distancia entre taladros de la sección (m)

C: Coeficiente o factor de roca.

Tabla 6.

Tipo de roca, distancia entre taladros y coeficiente de roca

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)	Coeficiente de la roca (m)
Tenaz	0.50 – 0.55	2.00
Intermedia	0.60 – 0.65	1.5
Friable	0.70 – 0.75	1.00

Fuente: tomado de Manual Práctico de voladura EXSA S.A.

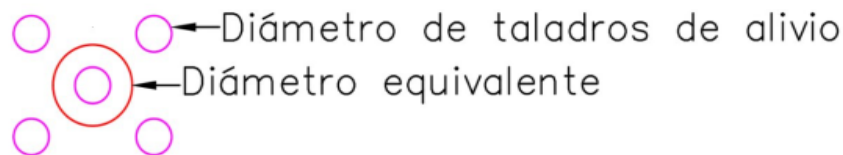
2.3.5.1. Avance po disparo

a) Cálculo del diámetro equivalente ($\emptyset_e$):

En la ecuación se muestra cómo es que “se debe desarrollar el cálculo del diámetro equivalente hecho que es resultado de la integración de los taladros de alivio, examinándose, de tal forma como si trataría de un solo taladro” según (Holmberg, 1993, p. 220.) se aprecia en la figura 17.

Figura 17.

Diseño de arranque según el diámetro equivalente



Fuente: (Mendoza, Rivera, Araujo y Raymundo. 2020. Pag 3)

$$\emptyset_e = \emptyset_1 * \sqrt{N} \quad (17)$$

Donde

$\emptyset_1$ = Diámetro de taladros de alivio

N = Número de taladros

$\emptyset_e$ = Diámetro de taladro equivalente

b) Longitud de taladro en conformidad a diámetro equivalente

Para la simulación de la longitud de taladro se utiliza la siguiente formula:

$$H = 0.15 + 34.1\emptyset_e - 39.4\emptyset_e^2 \quad (18)$$

Donde:

H: Longitud del taladro en relación al diámetro equivalente.

$\emptyset_e$: Diámetro de taladro equivalente.

c) Avance por disparo:

El avance del disparo, está limitado por diámetro del taladro equivalente y la desviación de los taladros cargados. Si la desviación se conserva inferior al 2%, el avance logra aproximarse al 95% de la longitud de taladro.

$$L = 0.95H_{\text{Longitud de la barra efectiva}} \quad (19)$$

Donde:

H : Longitud del taladro en relación al diámetro equivalente.

L : Longitud de taladro requerido

d) Error de perforación (Ψ).

El error de perforación como se aprecia en la figura 18, está directamente relacionado con la eficiencia de la voladura y se representa en términos de cambio de carga, longitud, desintegración del material fracturado y avance lineal de la voladura. La figura 21 ilustra cómo disminuye la eficacia de la voladura al aumentar el error o desviación de la perforación y se determina con la ecuación 20.

$$\Psi = (\alpha * L) + e \quad (20)$$

Donde:

Ψ : Error de perforación.

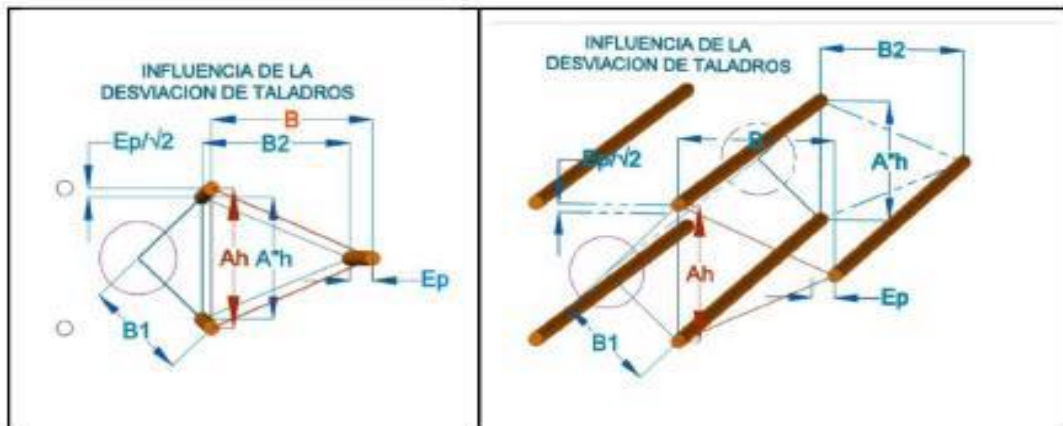
L : Longitud de taladro.

α : Desviación angular.

e : Error de emboquillamiento o el error de empate.

Figura 18.

Influencia de desviación de la perforación de taladros.



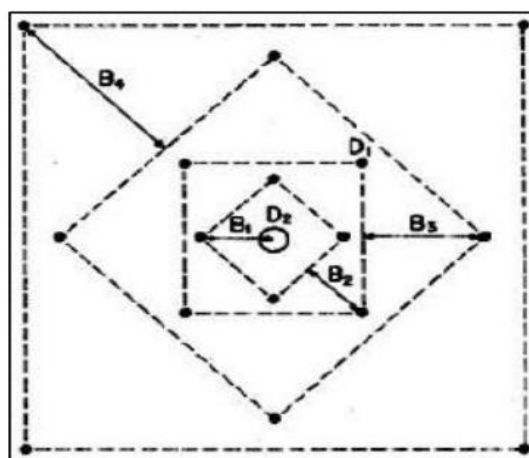
Fuente: Manual de perforación y voladura de López Jimeno

2.3.5.2. Diseño de cuele o arranque

Con el propósito de realizar cálculos de cuele, se empleará el modelo matemático de Holmberg, et al., (1994), determinó una relación entre el diámetro equivalente ($\emptyset_e$) y los taladros empleados con los explosivos ($\emptyset_0$), teniendo en cuenta entre ambos no exista una distancia superior a $(1,7\emptyset_e)$ para obtener una rotura y salida deseada de la roca, que asegura un excelente voladura del cuele para el utilizar mejor la energía del explosivo en el macizo rocoso, disminuyendo la inseguridad de la periferia de la excavación, a continuación, presenta el esquema principal de un arranque de 4 secciones con taladros paralelos en la Figura 19.

Figura 19.

Esquema de arranque para el cálculo de cuatro secciones.

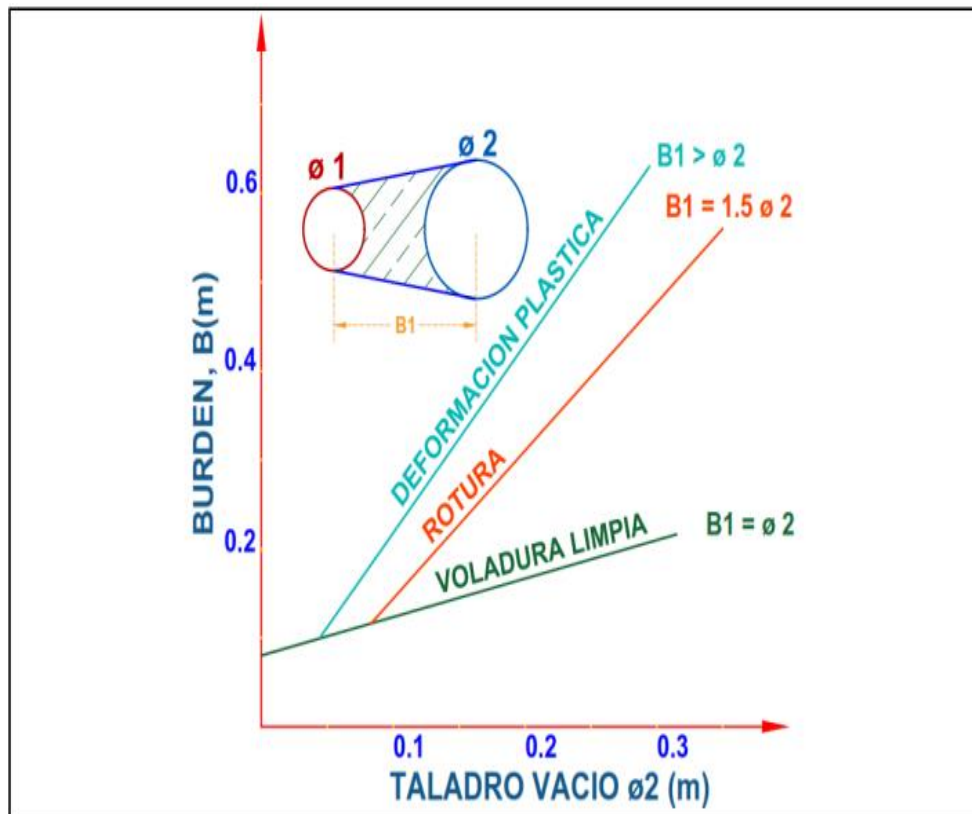


Fuente: R. Holmberg, Rock Blasting and Explosives Engineering

Según Choque (2017) cuando un burden es superior a $(2\phi_e)$, el ángulo de salida se hace muy reducido y se genera deformación plástica entre los taladros. Si el burden está debajo de (ϕ_e) y la acumulación de carga es mayor, la roca fracturada se sinterizará y el cuele puede fallar. Por estas razones, se aconseja calcular con burden $(1,5 \phi_e)$, esto se aprecia claramente en la figura 20.

Figura 20.

Distancia de diámetro equivalente y con los taladros de producción

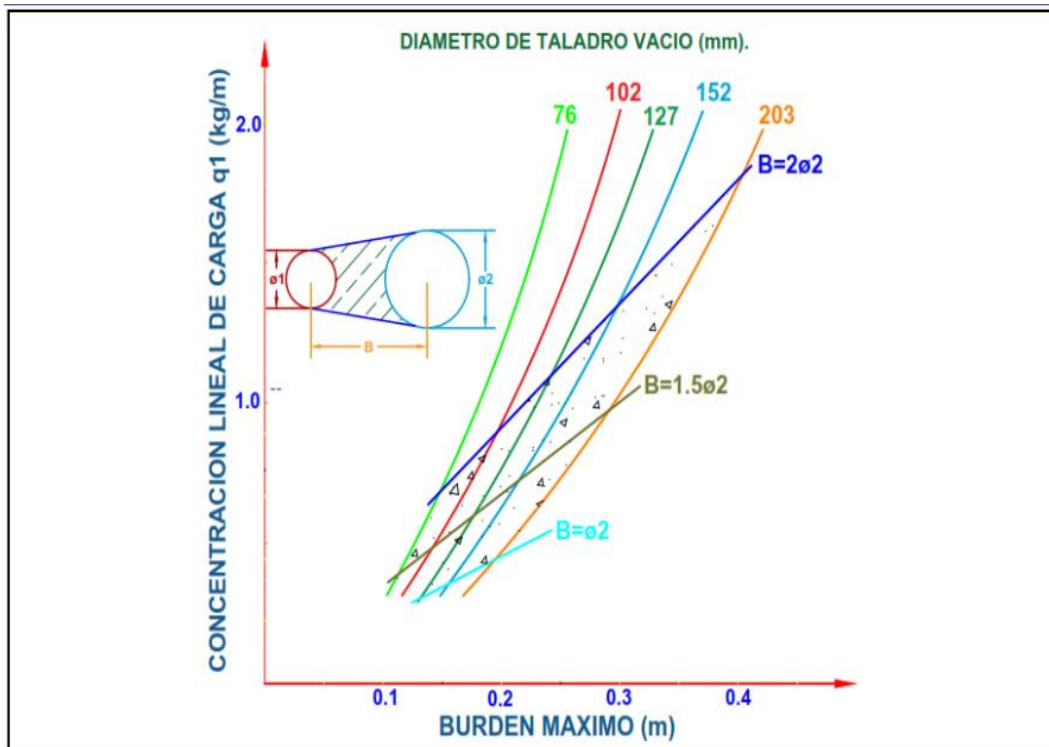


Fuente: Extraída de López, et al. (2009).

La figura 21 nos facilita nuestros cálculos de diseño al observar los productos de los experimentos desarrollados para diferentes espaciamientos entre los taladros cargados y taladros de alivios.

Figura 21.

Densidad Lineal de Carga en Función del Burden Máximo.



Fuente: Extraído de López, et al. (2009).

Cuando el desvío del taladro es (0.5% - 1.0%), por lo tanto, el burden es igual a $1.5 \times \phi_e$. El burden máximo B_1 se calcula con la ecuación 21.

$$B_1 = 1.5\phi_e \quad (21)$$

El burden práctico B_{P1} se determina con ecuación 22.

$$B_{P1} = 1.5\phi_e - Ep \quad (22)$$

Al contrario, para desviaciones de Taladro $\leq 1.0\%$ el burden es $1.7 \times \phi_e$.

Burden máximo B_1 se calculará:

$$B_1 = 1.7\phi_e \quad (23)$$

Burden práctico B_{P1}

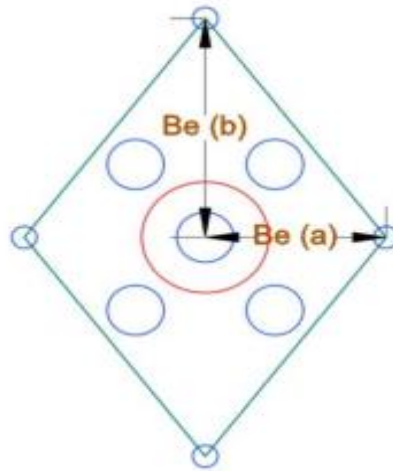
$$B_{P1} = 1.7\phi_e - \Psi \quad (24)$$

i. Burden equivalente por principio de longitud de arco (B_e).

La distancia, como se indica en la figura 22 adjunta, medida de eje a eje entre el taladro cargado y el diámetro equivalente.

Figura 22.

Burden máximo equivalente en el arranque o cuele



Fuente: Choque Velarde, (2017)

Se denomina como burden máximo (B_e); se determina utilizando la ecuación y el principio de longitud de arco.

$$B_e = \frac{\pi * \emptyset_e}{2} \quad (25)$$

$$B_e = 1.5\emptyset_e \quad (26)$$

Donde:

B_e : Burden equivalente.

π : Constante.

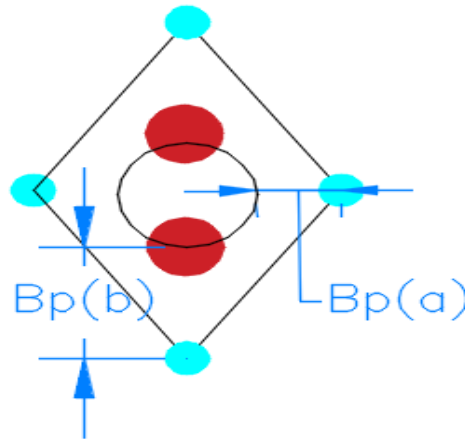
$\emptyset_e$: Diámetro equivalente.

ii. Burden práctico (B_p).

A causa de los errores de perforación como taladros desviados o taladros que no son paralelos, se produce la correspondiente reducción de burden equivalente en fondo del taladro se observa en la figura 23.

Figura 23.

Burden practico en el arranque



Fuente: Choque Velarde, (2017)

$$B_p = B_eMáx - \Psi \quad (27)$$

Donde:

B_p : Burden práctico.

$B_eMáx$: Burden equivalente máximo.

Ψ : Error de perforación

Dado que los errores de perforación pueden sumar o restar distancia al burden equivalente, cada burden equivalente, como se indica en la figura 23, representa a un burden práctica de eje a eje. Esto tiene en cuenta cómo la puesta en marcha en una malla de perforación experimenta variación de burden en el “eje X” y en el “eje Y” como resultado de estos errores.

El burden práctico de eje a eje sería, por tanto, la que muestran las siguientes ecuaciones 28 y 29.

$$B_p(a) = B_eMáx - \Psi \quad (28)$$

$$B_p(b) = B_eMáx - \Psi \quad (29)$$

Donde:

$B_p(a)$: Burden práctico en eje X.

$B_p(b)$ Burden práctico en eje Y.

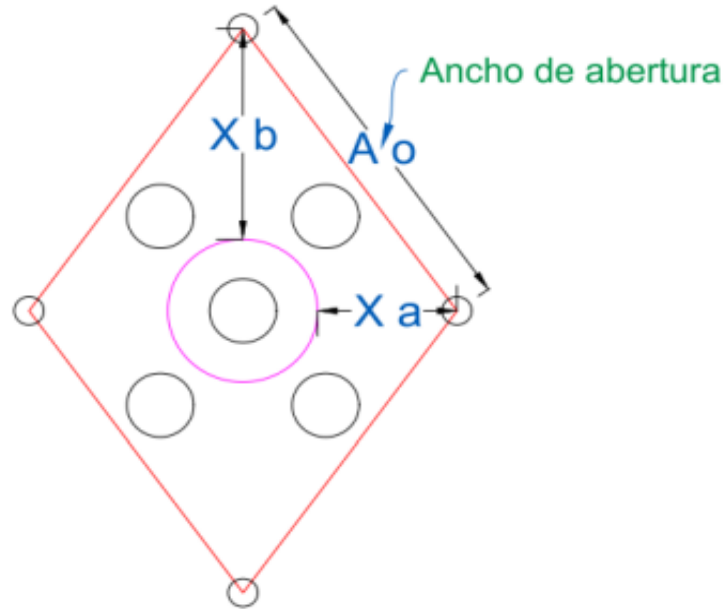
iii. Cálculo de ancho de abertura (A_h).

Es la cavidad que se genera con la voladura de los taladros de arranque se aprecia en la figura 24, esta queda vacía tras la

detonación de los taladros de arranque, es posible ver la longitud de la abertura cuando se producirá con la voladura del cuele.

Figura 24.

Ancho de abertura generados por la voladura de taladros de arranque



Fuente: Choque Velarde, (2017)

$$Ah_{(0)} = \sqrt{(Xa)^2 + (Xb)^2} \quad (30)$$

Donde:

$Ah_{(0)}$: Ancho de abertura generada por los taladros de cuele

Xa : Longitud determinado desde el eje X del diámetro equivalente

Xb : Longitud determinado desde el eje Y del diámetro equivalente

$$Xa = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p(a) \quad (31)$$

Donde:

Xa : Longitud determinado del centro de diámetro equivalente

$\emptyset_e$: Diámetro equivalente

$B_p(a)$: Burden práctico (a)

$$Xb = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p(b) \quad (32)$$

Donde:

Xb : Longitud determinado del centro del diámetro equivalente

$\emptyset_e$: Diámetro equivalente

$B_p(b)$:Burden práctico (b)

La longitud del “eje a” (X_a) y “eje b” (X_b) van desde el centro del diámetro equivalente hasta el núcleo del diámetro del taladro cargado y nos accede para calcular el ancho de abertura.

iv. Cálculo de consumo específico C.E. de explosivos, Ashby (1977).

Según Ashby, la constancia de fractura y la resistencia al cizallamiento están relacionadas con el consumo particular de explosivo (López et al., 2009). Mediante esta ecuación 33, Ashby tiene en cuenta las discontinuidades estructurales del sistema de voladura.

$$C.E. = \frac{0.56 * \rho_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}} \quad (33)$$

C.E: Consumo específico de explosivos

ρ_r : Densidad de la roca

GSI: Índice de resistencia de la roca

RQD: Índice de calidad de la roca

Índice calidad de roca equivalente (%).

$$ERQD = RQD * JFS \quad (34)$$

Donde:

RQD: Índice calidad de roca.

JFS: Variable corrección de esfuerzos en juntas.

v. Índice calidad de la roca equivalente (%)

$$ERQD = RQD * JFS \quad (35)$$

Donde:

RQD: Índice calidad de roca.

JFS: Variable corrección de esfuerzos en juntas

Tabla 7.*Variable corrección de tensiones de juntas*

Calidad de la roca	Variable de corrección
Muy débil	0.7
Débil	0.8
Medio	0.9
Fuerte	1.0

Fuente: Extraída de *modelo matemático de Pearse y Holmberg (1994)*.**Tabla 8.***Calidad de la Roca*

Calidad de la roca	Variables de corrección - JFS
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: Mendoza, Rivera, Araujo y Raymundo. (2020. Pag 4)

vi. Cálculo del factor de volabilidad " K_v ".

Este factor se calcula en relación al índice de calidad de la roca equivalente.

$$K_v = 1.96 - 0.27 * \ln ERQD \quad (36)$$

vii. Presión de detonación (PD).

$$PD = \rho_e * \frac{(VOD)^2}{4} * 10^{-3} \quad (37)$$

Donde:

ρ_e : Peso específico del explosivo.

VOD : Velocidad de detonación.

viii. Cálculo de la constante de roca " C " sueco.

Inicialmente Langefors (1978) propuso un factor para representar la influencia de la roca en la rotura, mediante la ecuación 37 ilustra la relación lineal entre este componente y el consumo específico del explosivo, que se determinó mediante calibración en Suecia.

$$C = 0.8784 * (C.E.) + 0.052 \quad (38)$$

C : Factor de roca Suecia

C.E: Consumo específico de explosivos en el arranque

ix. Cálculo para predecir el grado de fragmentación de la roca.

Es una variable para predecir la fragmentación, se calcula con una ecuación polinómica de tercer nivel con la constante de la roca.

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

(39)

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

C.E.: Consumo específico de explosivos

Para explotar el frente de excavación en esta fase, es esencial determinar qué tipo de explosivo utilizar. La relación entre la velocidad sísmica y la densidad de la roca frente a la velocidad de detonación y la densidad del explosivo se conoce como impedancia del explosivo, y se calcula con este fin. Normalmente, se necesitan explosivos de alta velocidad de detonación para rocas con altas frecuencias sísmicas.

x. Cálculo índice de volatilidad de Lilly (1986) (B.I.)

Se calcula con la fórmula 39.

$$B.I. = \frac{C.E}{0.004} \quad (40)$$

B.I.: Índice de volabilidad

C. E.: Consumo específico de explosivos

0.004: Constante para determinar el índice de volabilidad

xi. Factor de energía (F.E.)

Se determina mediante la fórmula 40.

$$F.E. = 30 * (C.E.) \quad (41)$$

F. E.: Factor de energía

C. E.: Consumo específico de explosivos

xii. Densidad de carga en el arranque (q_o).

Podemos determinar el grado llenado de un determinado taladro en un cuadrante utilizando la densidad de carga. Cuando la densidad de carga es 1, se considera un taladro ideal, ya que no queda ningún espacio vacío en el taladro.

Para distintos diámetros de taladros de expansión, se aprecia la relación entre la concentración lineal de carga y el burden máximo (Larsson y Clark). En la ecuación 41 se utiliza para calcular.

$$q_o = \frac{55 * \emptyset_0 * \left(\frac{B_{\max}}{\emptyset_2}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B_{\max} - \frac{\emptyset_2}{2}\right) * \frac{C}{0.4}}{PRP \text{ del explosivo usado}} \quad (42)$$

Donde:

q_o : Concentración de carga inicial de cuele

$\emptyset_0$: Diámetro de taladro de producción

$\emptyset_2$: Diámetro equivalente

C: Constante de roca

PRP: Potencia relativa en peso del explosivo utilizado (RWS_{Anfo})

xiii. Cálculo de la longitud de taco con la ecuación

Es la longitud del taladro que queda vacío se coloca el material inerte ya sea arcilla.

$$L_{taco} = 10 * 2\emptyset_0 \quad (43)$$

L_{taco} : Espacio vacío donde se aloja material inerte.

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción en metros

xiv. Cálculo de (L_{carga}) longitud de carga en el cuele

Se determina con la siguiente fórmula 43.

$$L_{carga} = L - L_{taco} \quad (44)$$

L_{carga} : Longitud cargada con explosivos

L_{taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

El número de cartuchos va a depender de la longitud de carga que ya se calculó anteriormente, también va a estar en función del peso, pero para un solo cartucho del explosivo que se utilizará.

xv. Cálculo del N° de cartuchos/taladro en el arranque

La cantidad de carga por taladro que deben utilizarse para cargar los taladros en el cuele también se examina clase de explosivos y viene determinada por el peso unitario del explosivo y la longitud de la carga.

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = \frac{L - 0.5 * B_{\max}}{\text{longitud de explosivo} \left(\frac{1}{8} * 12\right)} \quad (45)$$

$N^{\circ} \text{ cart/tal}$: Número de cartuchos por taladro

L: Longitud del taladro

B_{max} : burden máximo

Longitud de explosivo $\left(1\frac{1}{8}'' * 12''\right)$ en m que es igual 0.305 m su longitud de emulnor

xvi. Masa Explosiva (Q_e) utilizado por taladro de cuele.

Es el número de explosivos utilizadas en kilos por cada taladro en el cuele se obtiene con la fórmula 45.

$$Q_e = \left(N^o \frac{cart}{tal}\right) * peso\ unitario\ del\ explosivo \quad (46)$$

xvii. La Predicción de la fragmentación “X” por el Método Kuz Ram.

Dado que el material volado será extraído de la mina mediante volquetes hasta la planta, en la planta se encuentran parrillas con una abertura de 20 por 20 centímetros, la deducción de esta conclusión indica el nivel de rotura de la roca posterior a la voladura, esto nos fortaleza el diámetro de la rotura para evitar cuestionarios de banqueo en las parrillas.

$$X = A_{F\ roca} * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad (47)$$

X: Dimensión promedio de los fragmentos de la roca

$A_{F\ roca}$: Variable de la roca

Q_e : Masa de explosivo por taladro

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizar con respecto al ANFO

K= C.E.: Variable trituyente

2.3.5.3. Cálculo de los cuadrantes

a) Cálculos para el primer cuadrante

✓ **Burden máximo B_{Max1} en el primer cuadrante**

Es necesario tener en cuenta que ya existe ancho de apertura (A_{h0}) al calcular las demás secciones. La estimación de burden en el primer cuadrante se determina utilizando la siguiente fórmula 47, una vez que conocemos adicionalmente la densidad lineal de explosivos al principio (q_0).

$$B_{Max1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}} \quad (48)$$

B_{max1} : Burden máximo en el primer cuadrante

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado

C: Constante de la roca Suecia

A_{h0} : Ancho de abertura en el arranque

✓ **Burden Práctico (B_{p1}) en el primer cuadrante.**

El burden práctico B_{p1} es la distancia con la cual se realiza el diseño del primer cuadrante, ella que es medido desde la abertura A_{h0} y se determina con la fórmula 48.

$$B_{p1} = B_{Max\ 1} - \Psi \quad (49)$$

Donde:

B_{p1} : Burden práctico en primer cuadrante

$B_{Max\ 1}$: Burden máximo en primer cuadrante

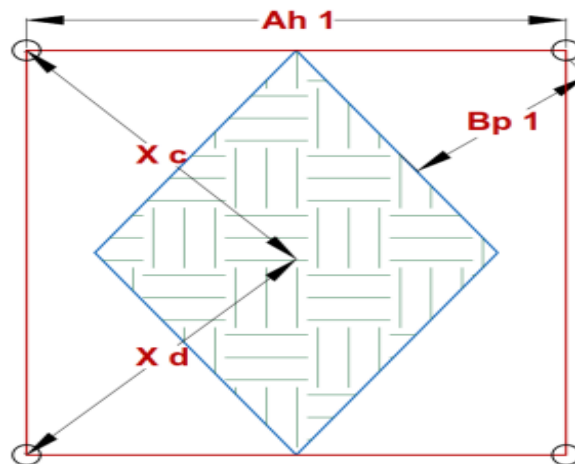
Ψ : Error de perforación

✓ **Ancho de abertura (A_{h1})**

El ancho de abertura se aprecia en la figura 25. Se emplea el postulado de Pitágoras para calcular la longitud de la anchura de apertura (A_{h1}), que se mide como el lado de la sección que queda posterior de la voladura de cuele. Dado que la anchura de apertura es un triángulo rectángulo.

Figura 25.

Ancho de abertura y burden práctico en primer cuadrante



Fuente: Choque Velarde, (2017)

$$A_{h1} = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2}$$

(50)

Donde:

A_{h1} : Abertura primer cuadrante

X_c : Distancia del centro con referencia a la esquina el primer cuadrante

X_d : Distancia del centro con referencia a la esquina el primer cuadrante

✓ **Cálculo de longitudes de X_c y X_d .**

Las medidas de las secciones que determinarán la anchura de la abertura en el primer cuadrante.

$$X_c = X_d = \frac{A_{h0}}{2} + B_{p1} \quad (51)$$

Donde:

$X_c = X_d$: Es la longitud de la línea de (A_{h0}) con referencia a vértice de primer cuadrante

A_{h0} : Distancia de abertura del cuele

B_{p1} : Burden práctico de primer cuadrante

✓ **Densidad de carga en el primer cuadrante.**

Para determinar la concentración de carga lineal en la perforación de un taladro se utiliza la siguiente ecuación.

$$q_1 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max \ 1^o \ cuad}}{RWS_{Anfo} * sen(Arcotang(\frac{A_{h0}}{2 * B_{Max \ 1^o \ cuad.}})^{1.5})} \quad (52)$$

q_1 : Concentración de carga lineal en el primer cuadrante

$\emptyset_0$: Concentración del taladro de producción

$B_{Max \ 1^o \ cuad}$: Burden máximo en primer cuadrante

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado con respecto al ANFO

A_{h0} : Ancho de apertura en el cuele

✓ **Número de cartuchos por taladro en el primer cuadrante**

$$N^o \ de \ \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \ 1^o \ cuad}}{lungitud \ de \ explosivo \ (1 \frac{1}{8} * 12)} \right) \quad (53)$$

Donde:

L: longitud del taladro

$B_{Max\ 1^{o}\ cuad}$: burden máximo de primer cuadrante

✓ **Masa explosiva empleado en un taladro en primer cuadrante**

$$Q_{e\ 1} = \left(N^o \frac{cat}{tal} \right) * \text{peso unitario de explosivo} \quad (54)$$

b) Cálculos del segundo cuadrante

✓ **Burden MÁXIMO EN EL SEGUNDO CUADRANTE ($B_{Max\ 2}$)**

Para calcular el valor el burden en segundo cuadrante se emplea con la siguiente fórmula 54. Además, para calcular las demás partes hay que tener en cuenta la anchura de la abertura (A_{h1}) y la densidad lineal de carga de explosivos del cuele (q_0).

$$B_{Max\ 2} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}} \quad (55)$$

$B_{max\ 2}$: Burden máximo en segundo cuadrante

q_0 : Concentración de carga en arranque

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo empleado

C: Constante de la roca Suecia

A_{h1} : Ancho de abertura en el primer cuadrante

✓ **Burden practico (B_{p2}) en segundo cuadrante.**

El burden práctico B_{p2} es la longitud con la que se realizará el diseño del primer cuadrante, es determinado desde la voladura de primer cuadrante se obtiene con la ecuación 55.

$$B_{p2} = B_{Max\ 2} - \Psi \quad (56)$$

Donde:

B_{p2} : Burden práctico en segundo cuadrante

$B_{Max\ 2}$: Burden máximo en segundo cuadrante

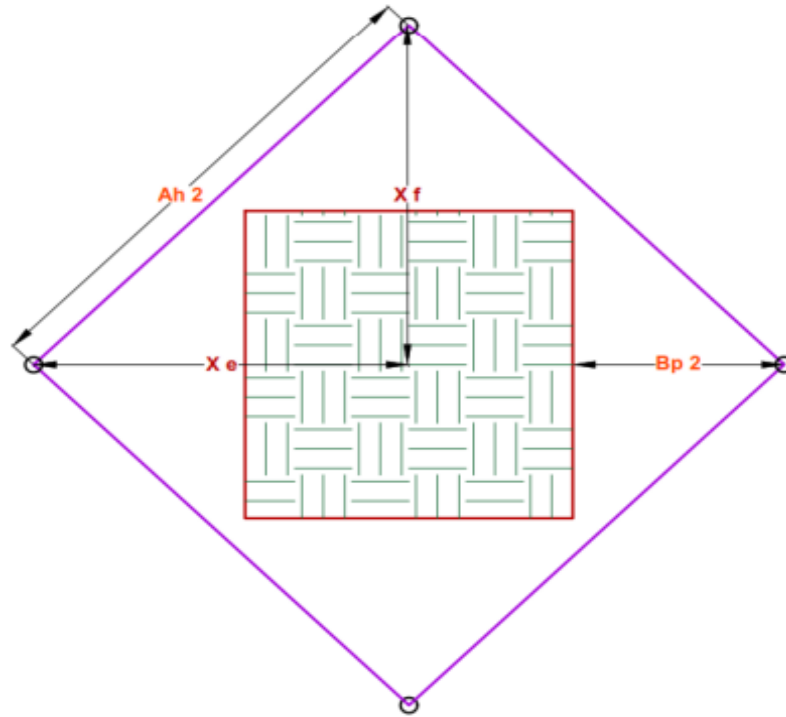
Ψ : Error de perforación

✓ **Ancho de abertura (A_{h2})**

Dado que la anchura de la abertura como se aprecia en la figura 26 es un triángulo rectángulo y se mide como el lado de la sección que queda tras la voladura del inicio y del primer cuadrante, la longitud de la anchura de la abertura (A_{h2}). puede calcularse mediante el teorema de Pitágoras.

Figura 26.

Ancho de abertura y burden práctico en segundo cuadrante



Fuente: Choque Velarde, (2017)

$$A_{h2} = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2} \quad (57)$$

Donde:

A_{h2} : Ancho de abertura en segundo cuadrante

X_e : Distancia del centro hacia el vértice de segundo cuadrante

X_f : Distancia del centro hacia el vértice el segundo cuadrante

✓ **Cálculo de la longitud de X_e y X_f .**

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2} \quad (58)$$

Donde:

$X_e = X_f$: Longitud de centro hacia el vértice de segundo cuadrante

A_{h1} : Longitud de abertura del primer cuadrante

B_{p2} : Burden práctico del segundo cuadrante

✓ **Cálculo de densidad de carga en el segundo cuadrante.**

$$q_2 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max\ 2^o\ cuad}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h1}}{2 * B_{Max\ 2^o\ cuad.}})^{1.5})} \quad (59)$$

q_2 : Concentración de carga lineal para segundo cuadrante

$\emptyset_0$: Concentración del taladro de producción

$B_{Max\ 2^o\ cuad}$: Burden máximo en segundo cuadrante

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizar con respecto al ANFO

A_{h1} : Ancho de apertura en el primer cuadrante

✓ **Número de cartuchos por taladro en segundo cuadrante**

$$N^o\ de\ \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max\ 2^o\ cuad}}{\text{longitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12\right)} \right) \quad (60)$$

Donde:

L: longitud del taladro

$B_{Max\ 2^o\ cuad}$: burden máximo de segundo cuadrante

✓ **Masa explosiva empleado por taladro en segundo cuadrante**

$$Q_{ex\ 2} = \left(N^o\ \frac{cat}{tal} \right) * \text{peso unitario de explosivo} \quad (61)$$

Donde:

$Q_{ex\ 2}$: Masa explosiva por taladro en segundo cuadrante.

c) Cálculos para el tercer cuadrante

✓ **Cálculo de burden máximo en tercer cuadrante ($B_{Max\ 3}$)**

Para el cálculo ya generada una abertura de ancho (A_{h2}) como la densidad lineal de explosivos en el cuele (q_0), por ende, el valor del burden en el tercer cuadrante se determina con la fórmula 61.

$$B_{Max\ 3} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}} \quad (62)$$

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

q_0 : Densidad de carga inicial

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizados

C: Constante de la roca Suecia

A_{h2} : Ancho de abertura en segundo cuadrante

✓ **Cálculo de burden práctico (B_{p3}) en tercer cuadrante.**

El burden práctico B_{p3} es la longitud con que se realizará el diseño del segundo cuadrante, es calculado desde la abertura A_{h2} .

$$B_{p3} = B_{Max\ 3} - \Psi - (\emptyset_0/2) \quad (63)$$

Donde:

B_{p3} : Burden práctico en tercer cuadrante

$B_{Max\ 3}$: Burden máximo en tercer cuadrante

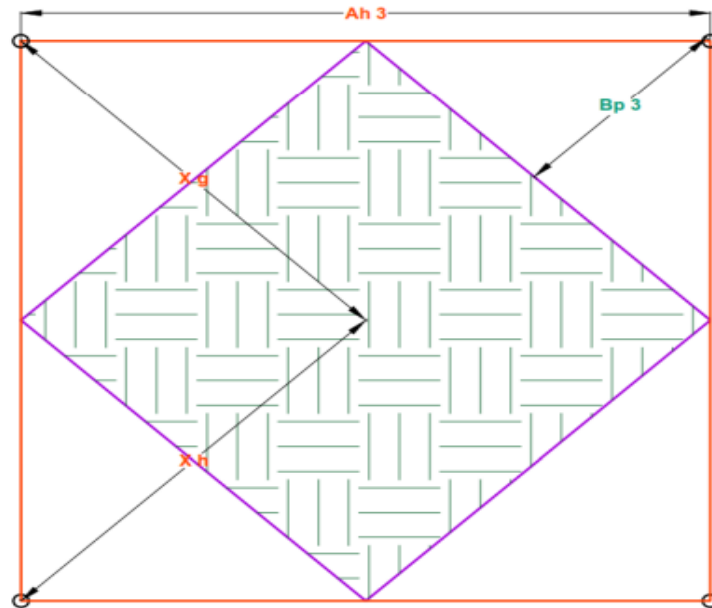
Ψ : Error de perforación

✓ **Ancho de abertura (A_{h3})**

Después de la voladura del segundo cuadrante el ancho de abertura se evidencia en la figura 27 es la que se mide de un lado de la sección que queda, con el postulado de Pitágoras se puede desarrollar la distancia del ancho de abertura (A_{h3}).

Figura 27.

Ancho de abertura y burden práctico de tercer cuadrante



Fuente: Choque Velarde, (2017)

$$A_{h3} = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2} \quad (64)$$

Donde:

A_{h3} : Ancho de abertura tercer cuadrante

X_e : Distancia del centro hacia el vértice del tercer cuadrante

X_f : Distancia del centro hacia el vértice del tercer cuadrante

✓ **Longitud de X_g y X_h .**

$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3} \quad (65)$$

Donde:

$X_g = X_h$: Longitud de centro hacia el vértice del tercer cuadrante

A_{h2} : Longitud de abertura de segundo cuadrante

B_{p3} : Burden práctico de tercer cuadrante

✓ **Densidad de carga en tercer cuadrante.**

$$q_3 = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max\ 3^o\ cuad}}{RWS_{Anfo} * sen(Arcotang(\frac{A_{h2}}{2 * B_{Max\ 3^o\ cuad.}})^{1.5})} \quad (66)$$

q_3 : Concentración de carga lineal en tercer cuadrante

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

$B_{Max\ 3^o\ cuad}$: Burden máximo en tercer cuadrante

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizados con respecto al ANFO

A_{h2} : Ancho de apertura en segundo cuadrante

✓ **Número de cartuchos por taladro en tercer cuadrante**

$$N^o\ de\ \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max\ 3^o\ cuad}}{lungitud\ de\ explosivo\ (1\frac{1}{8} * 12)} \right) + 1 \quad (67)$$

Donde:

L: longitud del taladro

$B_{Max\ 3^o\ cuad}$: burden máximo de tercer cuadrante

✓ **Masa explosiva empleado por taladro en tercer cuadrante**

$$Q_{e3} = \left(N^o\ \frac{cat}{tal} \right) * \text{peso unitario de explosivo} \quad (68)$$

Donde:

Q_{e3} : Masa explosiva por taladro en tercer cuadrante.

✓ **Cálculo de numero de cuadrantes**

Para calcular el número de cuadrantes se aplica el método de Roger Holmberg para los cuadrantes restantes y el perímetro. Con la siguiente ecuación se puede calcular el número de cuadrantes.

$$A_{hx} < \sqrt{L} \quad (69)$$

A_{hx} : Ancho de abertura de un cuadrante x.

L: Longitud del taladro

Al no ser igual o superar el metro de avance frente al ancho del último cuadrante nos indica que encontramos por superior del límite lo cual significa que no se puede diseñar cuadrantes adicionales.

Los taladros de ayuda del hastial son el primer punto que calculamos para la periferia de la cara de excavación, seguidos de la corona y los arrastre.

2.3.5.4. Cálculos para taladros de ayuda de los hastiales o paredes

Los cálculos de tajeo de tal modo hacia abajo, arriba y en horizontal se realiza un reajuste del factor de roca o constante "C".

$$B \leq 0.6 * L \quad (70)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

B: burden

Además, se calcula en que campo estamos para calcular el variable de roca reajustado

$B \leq 2.25 \text{ m}$ es burden para taladros de tajeo

Dado que se trata de una excavación de tamaño normal, es necesario ajustar el factor "C" de la roca. En conclusión, es 2,25 m, se aplicará la ecuación de reajuste que figura a continuación.

$$B \geq 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + 0,05 \quad (71)$$

$$B < 1.4 \text{ m} \rightarrow C' = C + 0,07/B \quad (72)$$

$C = 0.4832$

C: Constante de la roca

B: burden

Para los taladros de tajeo se asume que ya se tiene una abertura que se ha generado desde el arranque hasta el último cuadrante, por ello para determinar nuestros cálculos se tiene variables que se especifican en la tabla 9 como en sentido de salida de taladros, factor de y la relación de S/B.

Tabla 9.*Tabla de fijación*

Constante y/o valores de fijación		
Dirección de salida de taladros	Factor de fijación	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25
Para taladros de corona		0.8
Para taladros de piso		0.10

Fuente: extraído de (Choque Velarde, 2017)

✓ **Burden máximo para taladros de ayuda de hastiales ($B_{\max \text{ ay Hast}}$).**

Se calculará a partir de la fórmula 72.

$$B_{\max \text{ ay Hast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (73)$$

Donde:

 $B_{\max \text{ ay Hast}}$: Burden máximo para taladros de ayuda hastiales q_0 : Concentración de carga en arranque RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado f : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

S/B: Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

 C' Corregido: Factor de roca corregido para taladros de tajeo✓ **Burden práctico para taladros de ayuda hastial ($B_{\text{prac ay Hast}}$).**

Se determina de la siguiente fórmula 73.

$$B_{\text{prac ay Hast}} = \frac{A_{\text{Tunel}} - A_{h \text{ 3º cuadrante}}}{4} \quad (74)$$

Donde:

 $B_{\text{prac ay Hast}}$: Burden practico para taladros de ayuda de hastiales A_{Tunel} : Ancho de la sección del túnel $A_{h \text{ 3º cuadrante}}$: Ancho de abertura del tercer cuadrante✓ **Nº de taladros para ayuda de hastiales**

$$N^{\circ} Tal_{hast} = \left(\frac{A_{\text{Tunel}} - A_{h \text{ 3º cuad}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (75)$$

Donde:

A_{Tunel} : Ancho de la sección del túnel.

$A_{h\ 3^o\ cuadrante}$: Ancho de abertura en el tercer cuadrante.

$\frac{S}{B}$: Relación entre espaciamiento y burden tajeo horizontal.

✓ **Espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales ($S_{ay\ Hast}$)**

$$S_{ay\ Hast} = \frac{A_{h\ 3^o\ cuadrante}}{N^o\ Tal_{hast} - 2} \quad (76)$$

Donde:

$S_{ay\ Hast}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de hastiales

$A_{h\ 3^o\ cuadrante}$: Ancho de abertura tercer cuadrante

$N^o\ Tal_{hast}$: cantidad de taladros de ayuda de hastiales

✓ **Ancho de abertura de ayuda de hastiales ($A_{ay.hast}$)**

$$A_{ay.hast} = A_{h\ 3^o\ cuad} + (2B_{ay\ Hast} * S_{ay\ Hast}) \quad (77)$$

Donde:

$A_{h\ 3^o\ cuad}$: Ancho de abertura en el tercer cuadrante.

$B_{prac\ ay\ Hast}$: Burden práctico para los taladros de ayuda hastiales.

$S_{ay\ Hast}$: Espaciamiento para los taladros de ayuda hastiales.

✓ **Concentración de carga (q_4) en los taladros de ayuda hastial**

$$q_{4\ hast} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max\ ay.\ hast.}}{RWS_{Anfo} * sen(Arcotang(\frac{A_{h.\ ay.hast}}{2 * B_{Max\ ay.hast.}})^{1.5})} \quad (78)$$

$q_{4\ hast}$: Concentración de carga lineal en ayuda de hastial

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

$B_{Max\ ay.hast.}$: Burden máximo en ayuda hastial

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizado con respecto al ANFO

$A_{h.\ ay.hast}$: Ancho de apertura en ayuda hastial

✓ **Cantidad de cartuchos por taladro en ayuda de hastial.**

$$N^o\ de\ \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.5 * B_{Max\ ayd.hat}}{lungitud\ de\ explosivo\ (1\frac{1}{8} * 12)} \right) \quad (79)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{Max\ ayd.hat}$: burden máximo de ayuda de hastial

- ✓ **Masa explosiva empleado por taladro en ayuda de hastial ($Q_{e\ hast}$).**

$$Q_{e\ hast} = \left(N^{\circ} de \frac{cart}{tal} \right) * Pu\ explosivo \quad (80)$$

Donde:

$N^{\circ} de \frac{cart}{tal}$: Es el numero de cartucho por taladro

$Pu\ explosivo$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

2.3.5.5. Cálculo para taladros de ayuda en la corona

Las áreas tajeo hacia abajo para la perforación deben determinarse antes de completar los cálculos para los taladros en la corona. Estas áreas se determinan por la anchura de apertura del último cuadrante ($A_{h\ ult.cuad}$), altura libre que queda posterior de la voladura del cuadrante final o taladros ayuda de cuadradores, como se muestra en la siguiente ecuación.

$$H_{Disp\ t j(\downarrow)} = 0.64(H_{Tunel} - A_{h\ ult.cuad}) \quad (81)$$

$H_{Disp\ t j(\downarrow)}$: Altura libre para el tajeo hacia abajo (Zona C y D).

H_{Tunel} : Altura del túnel.

$A_{h\ ult.cuad}$: Ancho de abertura del último cuadrante.

- ✓ **Burden práctico para taladros de ayuda de corona ($B_{max\ ay\ cor}$).**

$$B_{max\ ay\ cor} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (82)$$

Donde:

$B_{max\ ay\ cor}$: Burden máximo en la ayuda de corona

q_0 : Concentración de carga en arranque

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado para estos taladros

f : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

S/B: Relación espaciamiento y burden para tajeo horizontal

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

- ✓ **Burden Práctico para taladros de ayuda de corona ($B_{Pract\ ay\ cor}$).**

$$B_{Pract\ ay\ cor} = 0.51 * H_{Disp\ t j(\downarrow)} \quad (83)$$

Donde:

$B_{Pract\ ay\ cor}$: Burden práctico para taladros de ayuda de corona

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

- ✓ **Longitud de sección en donde se perforarán ayuda de corona ($L_{Segm.ay\ cor}$).**

$$L_{Segm.ay\ cor} = 0.6533 * A_{túnel} \quad (84)$$

Donde:

$A_{Túnel}$: Ancho del túnel.

$L_{Segm.ay\ cor}$: Distancia del segmento para taladros de ayuda corona

- ✓ **Espaciamiento de taladros en ayuda de corona ($S_{ay. cor.}$)**

$$S_{ay. cor.} = 0.3333 * L_{Segm. ay. cor.} \quad (85)$$

$S_{ay. cor.}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de corona

$L_{Segm. ay. cor.}$: Distancia del segmento de ayuda de corona

- ✓ **Cálculo de número de taladros**

$$N^o\ Tal_{cor} = \left(\frac{L_{Segm. ay. cor.}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (86)$$

Donde:

$N^o\ Tal_{cor}$: Cantidad de taladros para ayuda de corona

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

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia abajo

- ✓ **Ancho de abertura de ayuda de corona ($A_{ay. cor.}$)**

$$A_{ay. cor.} = L_{Segm. ay. cor.} \quad (87)$$

Donde:

$A_{ay. cor.}$: Ancho de abertura de ayuda de corona

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

- ✓ **Densidad de carga (q_5) en taladros ayuda de corona**

$$q_{5\ ay. cor.} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max\ ay. cor.}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}\left(\text{Arcotang}\left(\frac{A_{h. ay. cor.}}{2 * B_{Max\ ay. cor.}}\right)^{1.5}\right)} \quad (88)$$

$q_{5\ ay. cor.}$: Concentración de carga lineal en ayuda de corona

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

$B_{Max\ ay.cor.}$: Burden máximo en ayuda de corona

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizado con respecto al ANFO

$A_{h. ay.cor.}$: Ancho de apertura en ayuda de corona

✓ **Número de cartuchos por taladros en ayuda de corona.**

$$N^{\circ} \text{ de cart/tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max\ ayd.cor}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12 \right)} \right) \quad (89)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{Max\ ayd.hat}$: burden máximo de ayuda de corona

✓ **Masa explosiva empleado por taladro en ayuda de corona**

$$Q_{e\ ay.cor.} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu \text{ explosivo} \quad (90)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$: Es el número de cartucho por taladro

$Pu \text{ explosivo}$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

2.3.5.6. Cálculo para taladros ayuda de arrastre

Se determina los cálculos para los taladros de ayuda en el piso, se debe determinar las áreas de tajeo hacia arriba (Zona E), de esa manera se evidencia en la fórmula 90.

$$H_{Disp\ tj(\uparrow)} = 0.36(H_{Tunel} - A_{h\ ult.cuad}) \quad (91)$$

$H_{Disp\ tj(\uparrow)}$: Altura libre para el tajeo hacia abajo (Zona E).

H_{Tunel} : Altura del túnel.

$A_{h\ ult.cuad}$: Ancho de abertura del último cuadrante o ayuda de arranque.

✓ **Burden máximo para taladros de ayuda de arrastre ($B_{max\ ay\ arrast}$).**

$$B_{max\ ay\ arrast} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B} \right) * f}} \quad (92)$$

Donde:

$B_{max\ ay\ arrast}$: Burden máximo en ayuda de piso

q_0 : Concentración de carga en arranque

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado

f : Factor de fijación (tajeo en horizontal)

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

C' Corregido: Factor de roca corregido para Taladros de tajeo

✓ **Burden práctico para taladros ayuda de arrastre ($B_{Pract\ ay\ arrast.}$).**

$$B_{Pract\ ay\ arrast.} = \frac{H_{Disp\ tj(\uparrow)}}{2} \quad (93)$$

Donde:

$B_{Pract\ ay\ arrast.}$: Burden practico en taladros ayuda de arrastre

$H_{Disp\ tj(\uparrow)}$: Altura libre para tajeo hacia arriba

✓ **Longitud de segmento se perforará ayuda de arrastre ($L_{Segm.ay\ arrast.}$).**

En función del espaciamiento y la cantidad de taladros determinados, determinamos la longitud de la sección en la que se colocará la fila de taladros de ayudad de arrastre.

$$L_{Segm.ay\ arrast.} = 0.72 * A_{túnel} \quad (94)$$

Donde:

A_{Tunel} : Ancho del túnel.

$L_{Segm.ay. arrast.}$: Longitud del segmento en taladros ayuda de piso.

✓ **Espaciamiento de taladros ayuda de arrastre ($S_{ay. arrast.}$).**

$$S_{ay. arrast.} = 0.3333 * L_{Segm. ay. arrast.} \quad (95)$$

$S_{ay. arrast.}$: Espaciamiento de taladros de ayuda de piso

$L_{Segm. ay. arrast.}$: Longitud del segmento de ayuda de piso

✓ **Número de taladros**

$$N^{\circ} Tal_{ay. arrast} = \left(\frac{L_{Segm. ay. cor.}}{\frac{S}{B}} \right) + 2 \quad (96)$$

Donde:

$N^{\circ} Tal_{ay. arrast.}$: Cantidad de taladros para ayuda de piso

$L_{Segm. ay. arrast.}$: Longitud del segmento ayuda de piso

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamiento y burden para tajeo hacia arriba

✓ **Ancho de abertura ayuda de arrastre ($A_{ay. arrast.}$).**

$$A_{ay.arrast.} = L_{Segm. ay.arrast.} \quad (97)$$

Donde:

$A_{ay.arrast.}$: Ancho de abertura de ayuda de piso

$L_{Segm. ay.arrast.}$: Distancia del segmento ayuda de piso

✓ **Densidad de carga (q_6) en los taladros ayuda de arrastre.**

$$q_{6 ay.arrast.} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max ay.cor.}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h. ay.arrast.}}{2 * B_{Max ay.arrast.}})^{1.5})} \quad (98)$$

$q_{6 ay.arrast.}$: Concentración de carga lineal en ayuda de piso

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

$B_{Max ay. arrast.}$: Burden máximo en ayuda hastial

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizados con respecto al ANFO

$A_{h. ay.arrast.}$: Ancho de apertura en ayuda piso

✓ **Número de cartuchos por taladro en ayuda de arrastre.**

$$N^{\circ} \text{ de cart/tal} = \left(\frac{L - 0.5 * B_{Max ayd.arrst.}}{\text{longitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12\right)} \right) \quad (99)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{Max ayd.arrst.}$: burden máximo de ayuda de corona

✓ **Masa explosiva utilizado por taladro en ayuda de arrastre.**

$$Q_{e ay.arrast.} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * P_{u \text{ explosivo}} \quad (100)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$: Es el número de cartucho por taladro

$P_{u \text{ explosivo}}$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

2.3.5.7. Cálculos para taladros de paredes o hastiales.

✓ **Burden máximo para taladros de paredes**

$$B_{\max Hast} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (101)$$

$B_{\max Hast.}$: Burden máximo para hastiales

q_0 : Concentración de carga en arranque

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado

f : Factor de fijación tajeo en horizontal

S/B: Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal

✓ **Burden práctico para taladros hastiales ($B_{Pract.hast.}$).**

$$B_{Pract.hast.} = \frac{0.2755 * A_{túnel}}{2Flancos} \quad (102)$$

Donde:

$B_{Pract.hast.}$: Burden practico en taladros de hastiales

$A_{túnel}$: Anchura del túnel

✓ **Altura libre donde se posesionarán los taladros hastiales.**

Basándose en espaciado y los numero determinados de taladros serán utilizando la siguiente fórmula, es la longitud de la sección vertical donde se colocarán los taladros del hastial.

$$H_{Disp.hast.} = H_{túnel} - r \quad (103)$$

Donde:

A_{Tunel} : Ancho del túnel.

$H_{Disp.hast.}$: Alto de túnel.

r : Radio de túnel.

✓ **Espaciamiento de taladros hastiales ($S_{tal.hast.}$).**

$$S_{tal.hast.} = 0.3345 * H_{Disp.hast.} \quad (104)$$

$S_{tal.hast.}$: Espaciado de Taladros hastiales

$H_{Disp.hast.}$: Altura libre para los taladros hastiales

✓ **Número de taladros hastiales**

$$N^{\circ} Tal_{hast.} = \left(\frac{H_{Disp.hast.}}{\frac{S}{B}} \right) + 3 \quad (105)$$

Donde:

$N^{\circ} Tal_{hast.}$: Número de taladros para pared

$H_{Disp.hast.}$: Altura libre para los taladros de pared

✓ **Ancho de abertura hastiales ($A_{hast.}$).**

$$A_{hast.} = H_{Disp.hast.} \quad (106)$$

Donde:

$A_{hast.}$: Ancho de abertura hastiales

$H_{Disp.hast.}$: Altura libre para los taladros de pared

✓ **Concentración de carga (q_7) en los taladros hastiales.**

$$q_{7\ hast.} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max\ hast.}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h. hast.}}{2 * B_{Max\ hast.}})^{1.5})} \quad (107)$$

$q_{7\ ay.hast.}$: Concentración de carga lineal en taladros de pared

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

$B_{Max\ hast.}$: Burden máximo en pared

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo a utilizado con respecto al ANFO

$A_{h. hast.}$: Ancho de apertura en hastiales

✓ **Número de Cartuchos por taladro pared.**

$$N^{\circ}\ de\ cart/tal = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max\ hast.}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12 \right)} \right) \quad (108)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{Max. hast.}$: burden máximo de hastial

✓ **Masa explosiva utilizado por taladro de hastiales.**

$$Q_{e\ hast.} = \left(N^{\circ}\ de\ \frac{cart}{tal} \right) * Pu\ explosivo \quad (109)$$

Donde:

$N^{\circ}\ de\ \frac{cart}{tal}$: Es el número de cartucho por taladro

$Pu\ explosivo$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

2.3.5.8. Cálculos para taladros de corona o techo

La voladura controlada, también conocida como voladura con explosivos de baja potencia, se utilizará para volar los contornos en esta situación, el techo o la corona, porque la práctica en campo ha justificado que esta técnica minimiza el daño al techo, la corona y las paredes y establece el espaciado con una finalidad general del diámetro de la perforación de producción (Pearson, 1973).

✓ **Espaciamiento en taladros de la corona (S_{Cor})**

$$S_{Cor} = k * \emptyset_0 \quad (110)$$

S_{Corona} : Espaciamiento en taladros de techo o corona

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

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción

✓ **Burden máximo para taladros de corona ($B_{Max. Cor}$).**

Para los taladros de corona, el burden máximo se determina en función de voladura controlada con la siguiente división de espaciamento y burden $S/B = 0.80$, donde $S/B > 1$.

$$\frac{S}{B} = 0.8 \quad (111)$$

$$B_{Max. Cor} = \frac{S}{0.8} \quad (112)$$

✓ **Burden práctico para taladros de corona ($B_{Prac. Cor}$).**

$$B_{Prac. Cor} = B_{Max. Corona} - L \sin Y - \psi \quad (113)$$

$B_{Prac. Cor}$: Burden práctico en taladro de techo

L: Longitud del taladro

Y: ángulo de perforación de taladros de contorno

ψ : Error de perforación

✓ **Número de taladros de corona**

$$N^o Tal_{cor.} = \left(\frac{A_{túnel.}}{B_{Max. Cor} * \frac{S}{B}} \right) + 1 \quad (114)$$

Donde:

$N^o Tal_{cor.}$: Cantidad de taladros para techo

$A_{túnel.}$: Ancho del túnel

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamento y burden en taladros de contornos

✓ **Densidad de carga ($q_{8 cor.}$).**

$$q_{8 cor.} = 90 * \emptyset_0^2 \quad (115)$$

Donde:

$q_{8 cor.}$: Concentración de carga en los taladros de corona.

$\emptyset_0$: Diámetro del taladro de producción.

✓ **Número de cartuchos por taladro.**

$$N^{\circ} \text{ cart} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \text{ cor.}}}{\text{longitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right) \quad (116)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{Max \text{ cor.}}$: burden máximo de corona

✓ **Masa explosiva ($Q_{e \text{ cor.}}$) utilizada en la corona:**

$$Q_{e \text{ cor.}} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu \text{ explosivo} \quad (117)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$: Es el número de cartucho por taladro

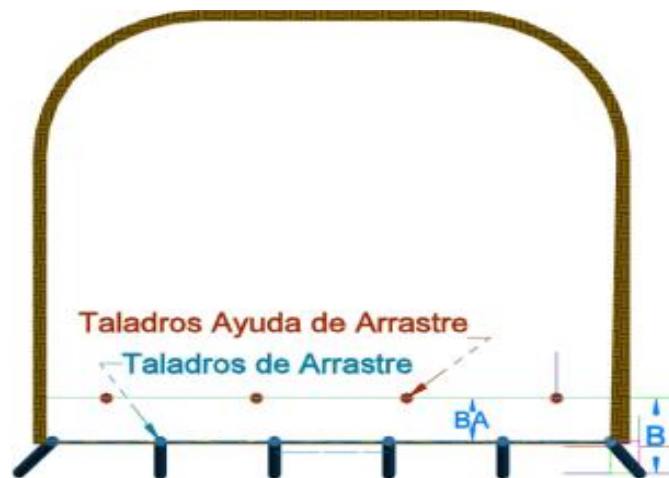
$Pu \text{ explosivo}$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

2.3.5.9. Cálculos para taladros piso o arrastre

A diferencia de los demás taladros, el diseño del taladro de arrastre como se aprecia en la figura 28 es único porque en esta región hay que tener en cuenta un cierto nivel de desviación en cuanto a una línea horizontal (Choque, 2017). Es necesario tener en cuenta los valores de ($f = 1,45$), ($S/B = 1$), y otros datos relevantes para realizar los cálculos adecuados en los taladros de piso. A partir de estos datos, realizamos los cálculos, la geometría de los taladros de piso se evidencia en la figura 29.

Figura 28.

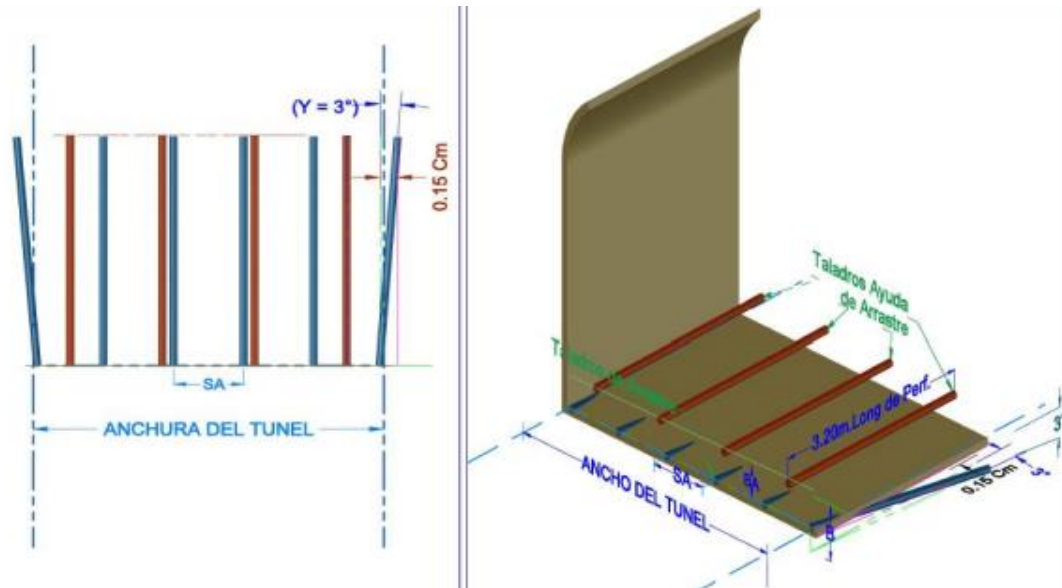
Diseño de taladros de piso



Fuente: Manual de P & V - López Jimeno

Figura 29.

Geometría de taladros de piso idealizada



Fuente: Manual de perforación y voladura López Jimeno.

✓ **Burden máximo para taladros de piso ($B_{\max \text{ Arrast.}}$).**

$$B_{\max \text{ Arrast.}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{\text{Anfo}}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}} \quad (118)$$

$B_{\max \text{ Arrast.}}$: Burden máximo para piso

q_0 : Concentración de carga en arranque

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado

f : Factor de fijación para taladros de piso

S/B : Relación espaciamiento y burden para piso

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

✓ **Burden práctico para taladros de piso ($B_{\text{Prac. Arrast.}}$).**

$$B_{\text{Prac. Arrast.}} = B_{\text{Max. Arrast.}} - L \sin Y - \psi \quad (119)$$

$B_{\text{Prac. Arrast.}}$: Burden práctico en taladros de piso

$B_{\text{Max. Arrast.}}$: Burden máximo en taladros de piso

L : Longitud del taladro

Y : Angulo de los taladros de contorno

ψ : Error de perforación

✓ **Número de taladros para piso**

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = \left(\frac{A_{túnel.} + 2L \sin \gamma}{B_{Max. \text{ arrast}} * \frac{S}{B}} \right) + 1 \quad (120)$$

Donde:

$N^{\circ} Tal_{arrst.}$: Cantidad de taladros en piso

$A_{túnel.}$: Ancho del túnel

L: Longitud del taladro

γ : Angulo de los taladros perforados de contorno

$B_{Max. \text{ arrast}}$: Burden máximo en taladros de piso

$\frac{S}{B}$: Relación espaciamento y burden para tajeo horizontal

✓ **Espaciamento para taladros centrales de piso ($S_{Tal.arrast.}$).**

Los taladros de piso centrales de la sección del túnel están separados en función a la siguiente ecuación 120.

$$S_{Tal.arrast.} = \left(\frac{A_{túnel.} + 2 * L * \sin \gamma}{N^{\circ} Tal_{arrst.} - 1} \right) \quad (121)$$

Donde:

$S_{Tal.arrast.}$: Espaciamento de taladros centrales de arrastre

$A_{túnel.}$: Longitud o ancho del túnel

L: Longitud del taladro

γ : Angulo de taladros perforados de contorno

$N^{\circ} Tal_{arrst.}$: Cantidad de taladros de piso

✓ **Espaciamento para taladros esquinas de piso ($S_{Tal.arrast.esq.}$).**

$$S_{Tal.arrast.esq.} = S_{Tal.arrast.} - (L * \sin \gamma) \quad (122)$$

Donde:

$S_{Tal.arrast.esq.}$: Espaciamento de taladros de piso en esquinas

L: Longitud del taladro

γ : Angulo de los taladros perforados de contorno

✓ **Ancho de abertura para taladros de piso**

La longitud ancha del túnel será igual a la anchura de la abertura que producirá los taladros de piso.

$$A_{h \text{ arrast.}} = A_{túnel.} \quad (123)$$

Donde:

$A_{h \text{ arrast.}}$: Ancho de abertura de piso

$A_{\text{túnel}}$: Ancho del túnel

✓ **Densidad de carga ($q_{9 \text{ arrast.}}$) en los taladros de piso**

$$q_{9 \text{ arrast.}} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{\text{Max arrast.}}}{RWS_{\text{Anfo}} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h. \text{ arrast.}}}{2 * B_{\text{Max arrast.}}})^{1.5})} \quad (124)$$

$q_{9 \text{ arrast.}}$: Concentración de carga lineal de taladros de piso

$\emptyset_0$: Diámetro de taladro de producción

$B_{\text{Max arrast.}}$: Burden máximo en piso

C: Factor de roca Suecia

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo utilizado con respecto al ANFO

$A_{h. \text{ arrast.}}$: Ancho de apertura en piso

✓ **Número de cartuchos por taladro en el piso.**

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.5 * B_{\text{Max. arrst.}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right) + 2 \quad (125)$$

Donde:

L: Longitud del taladro

$B_{\text{Max arrast.}}$: burden máximo de piso

✓ **Masa explosiva utilizado por taladro de arrastre.**

$$Q_{e \text{ arrast.}} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu_{\text{explosivo}} \quad (126)$$

Donde:

$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}}$: Es el número de cartucho por taladro

$Pu_{\text{explosivo}}$: Peso unitario de un cartucho de explosivo

Para controlar problemas de sobre excavación y debilitamiento de las labores, entre otras cosas, se debe diseñar la malla y generar ciertas variaciones en torno a determinados taladros en función de las circunstancias estructurales utilizando los cálculos y las distancias desde el taladro cuele hasta el taladro piso.

CAPITULO III

METODOLOGÍA

3.1. MARCO METODOLÓGICO

3.1.1. Enfoque o ruta de la investigación

Utilizando y recopilando datos numéricos para validar las hipótesis previamente establecidas y los objetivos planteados, el presente trabajo de investigación se desarrolló bajo el enfoque metodológico cuantitativo.

3.1.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, ya que posee los objetivos definidos, el estudio se realiza para modificar y producir cambios de uso de explosivos y diseño de malla de perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa de CMH S.A. utilizando teorías científicas Carrasco, (2005).

Como lo plantea el autor Ríos (2017), el objetivo de la investigación es aplicada, en donde se pretende resolver el problema de la sobre excavación a través de la aplicación de conocimientos, teorías y modelos.

3.1.3. Nivel de investigación

Determina la fuerza del vínculo o relación (no causal) entre dos o más variables es el objetivo de la investigación correlacional. Esto se logra midiendo las variables primero la asociación utilizando métodos estadísticos y pruebas de (Arias, 2006). Comienza con la comprensión de las particularidades del fenómeno de la sobre excavación y los variables que contribuyen a ella. A continuación, se utiliza un novedoso nuevo modelo de perforación y voladura con el objetivo de minimizar la sobre excavación.

3.1.4. Diseño de investigación

El autor Carrasco (2005) señala que para abordar el tema de la sobre excavación se utiliza un diseño cuasi experimental para comparar grupos y manipular las variables independientes con el fin de generar efectos y consecuencias en las variables dependientes. En consecuencia, el proyecto de investigación es de causa efecto, ya que determina cómo mejorar las operaciones de perforación y voladura en la zona Rosa y reducir la sobre excavación, comparando los resultados de la voladura inicial y la voladura con cambios de tipo de explosivo o, dicho de otra manera, antes y después de los resultados del experimento.

3.2. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1. Población

La población de este estudio está representada las labores de avance de la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.

3.2.2. Muestra

La muestra de estudio está representada por la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.

3.3. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.3.1. Procedimientos

Los datos recolectados para la presente investigación se realizaron en la Rp 2800 IN-SITU. Durante las jornadas laborales, a lo largo de 3 meses, para elaborar los resultados óptimos de la sobre excavación en labor de profundización.

3.3.2. Instrumentos

Los instrumentos empleados para la recopilación de datos fueron reporte de topografía diarios, libretas de campo, formatos de reporte de operación diarias de cada guardia, que incluían información sobre el número de taladros perforados, cargados y disparados, así como detalles como número de explosivos utilizados, el metraje avance diario y el consumo total de explosivos.

3.3.3. Técnicas de procedimiento de datos

En la investigación se empleó para el procesamiento de datos, con el fin de reducir la sobre excavación mediante la optimización de perforación, tipo y número de explosivos en IN SITU y después de la voladura tomar los datos metraje de avance y la sobre excavación afectada por la voladura.

3.4. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

La sobre excavación de las Rampas utilizadas en la minería subterránea es la fuente de datos utilizada en esta investigación. Utilizando las mejores técnicas de perforación y voladura posibles, esta investigación pretende avanzar en nuestra comprensión del control de la sobre excavación. El proceso que precede a la voladura se denomina perforación. Los taladros, a veces conocidos como taladros de voladura, son agujeros cilíndricos que se abren en la roca o el mineral, que sirven para colocar explosivos y accesorios de voladura (Urbina, 2008).

Pretendemos minimizar la sobre excavación optimizando la perforación y voladura mediante el diseño de mallas de perforación y voladura utilizando el modelo matemático de Roger Holmberg. Esto nos permitirá reducir la sobre excavación para abordar mejor nuestro objetivo de estudio.

3.5. VARIABLE INDEPENDIENTE

X = Optimización de la perforación y voladura

Indicador

X1= Calidad del macizo rocoso (RMR y RQD)

X2= Diseño de malla de perforación

X3= Factor de carga (kg/ml)

X4= Burden y espaciamiento (m)

X5= Tipo de explosivos

X6= Distribución de carga explosiva (und.)

X7= Avance lineal (m)

3.6. VARIABLE DEPENDIENTE

Y= La sobre excavación

Indicador

Y1= Volumen roto de roca (m^3)

Y2= Costo de operaciones (\$)

3.5. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES.

Tabla 10.

Operacionalización de Variables

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Indicador
<u>Variable Independiente</u> Optimización de la perforación y voladura	“En el campo de la voladura, el paso inicial es la perforación de taladros para alojar la carga explosiva y sus accesorios de voladura. Los taladros deben estar espaciados adecuadamente y tener una geometría apropiada dentro del macizo.” (Pernia et al., 1987 p.14) El proceso de detonación de una gran carga explosiva se denomina voladura en donde la carga de los taladros forma parte de este proceso al utilizar un material explosivo que, al activarse, crea una onda de choque y, mediante una reacción, libera gases a alta presión y temperatura de forma muy instantánea, con el fin de romper, fracturar o remover una determinada cantidad de material de acuerdo con las especificaciones de diseño de la voladura. (Gonzales, 2015 p. 75)	• Calidad de macizo rocoso. • Diseño de malla de perforación. • Tipo de explosivo • Distribución de explosivo • Factor de carga • Burden y espaciamiento • Avance lineal	• Índice de RMR y RQD • Metro x metro • Velocidad de detonación • Unidades/tal • Kg/m • Metro • Metro
<u>Variable Dependiente</u> la sobre excavación	En cualquier método de excavación subterránea, la sobre excavación se refiere a una región excavada de roca extra que está más allá del contorno teórico de una excavación. Es una parte inevitable del proceso de perforación y voladura, y eleva los costes de producción al suponer un grave riesgo para los sectores excavados y tener un tremendo impacto en la eficacia operativa y de gestión. (Jang y Topal, 2013)	• Volumen roto • Costo de operación	• m^3 • \$

CAPTULO IV

DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. GENERALIDADES DE LA MINA

4.1.1. Ubicación y acceso

4.1.1.1. Ubicación.

Retamas, la zona distrito de Parcoy en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad, es la sede de la Unidad Parcoy del Consorcio Minero Horizonte S.A. Las coordenadas de esta localidad son 08° 02' 30" latitud sur y longitud oeste 77° 27' 30".

Las coordenadas UTM:

E: 229030

N: 9110272.

Se encuentra a una altitud promedio de 2,750 m.s.n.m., en la subcuenca del rio Parcoy tributario el rio Marañón, emplazada entre la cadena montañosa de la cordillera central.

4.1.1.2. El acceso a la Mina Parcoy.

Por vía aérea: Se viaja con avioneta hasta aeropuerto ubicado en la localidad de Pías se aprecia en la tabla 11.

Tabla 11.

Acceso por vía aérea a la Mina Parcoy

De	A	Distancia (km)	Tiempo (hh: mm)	medio
Ayacucho	Lima	340	01:00	Avión
Lima	Trujillo	498	00:45	Avión
Trujillo	Pías	163	00:42	avioneta
Pías	Retamas	44	00:42	camioneta
TOTAL		1045 km	3.09 horas	

Por vía terrestre: Se realiza de la siguiente manera se evidencia en la tabla 12.

Tabla 12.

Acceso por vía terrestre a la Mina Parcoy.

De	A	Distancia (km)	Tiempo (hh: mm)	medio
Ayacucho	Lima	564	10:00	autobús
Lima	Trujillo	560	08:00	Autobús
Trujillo	Retamas	374	14:00	Autobús
TOTAL		1498 km	32: horas	

4.1.2. Climatología

El clima de Parcoy es templado, con escasas precipitaciones de abril a octubre e invierno de mes noviembre al mes de marzo.

La temperatura ambiente en superficie va de 13°C y 15°C, con máximas de 30°C y mínimas de 10,9°C. Dependiendo de la estación, la humedad relativa (HR) en la superficie puede oscilar entre el 21% y el 59%.

4.1.3. Reseña histórica

La mina subterránea grande del país, que se transformó en precursor del procesamiento de cianuración, fue construida en la región entre 1934 y 1960 por Eulogio Fernandini, creador del sindicato minero de Parcoy. Cuando se agotaron los recursos minerales que podían extraerse de forma rentable con la tecnología disponible, el sindicato decidió cerrar sus puertas en 1960. A pesar de no ser mineros sino empresarios agrícolas, Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga optaron por gestionar los relaves o material estériles de la región y crearon el Consorcio Minero Horizonte en 1978. Consiguieron los derechos mineros que pertenecían al sindicato para llevar a cabo sus proyectos, y luego gestionaron nuevas peticiones.

4.1.4. Geología regional

4.1.4.1. Geomorfología

Según Wilson (1964) el yacimiento está situado en la unidad de valles interandinos de la cara occidental de la Cordillera Central. El yacimiento presenta barrancos escarpados y valles abruptos que fueron creados por la erosión glaciar y fluvial y que actualmente se encuentra estabilizada. El río Parcoy, que drena hacia el noreste y pasa por la Laguna Pías, es el principal drenaje. Luego confluye con el río Marañón, que acaba desembocando en el río Amazonas. Hasta los 3.000 msnm, la región tiene una temperatura entre moderada y templada; más allá de esta

altitud, el clima se vuelve frío. De abril a octubre el verano es seco, mientras que de noviembre a marzo es invierno lluvioso con alta neblina.

4.1.5. Litología

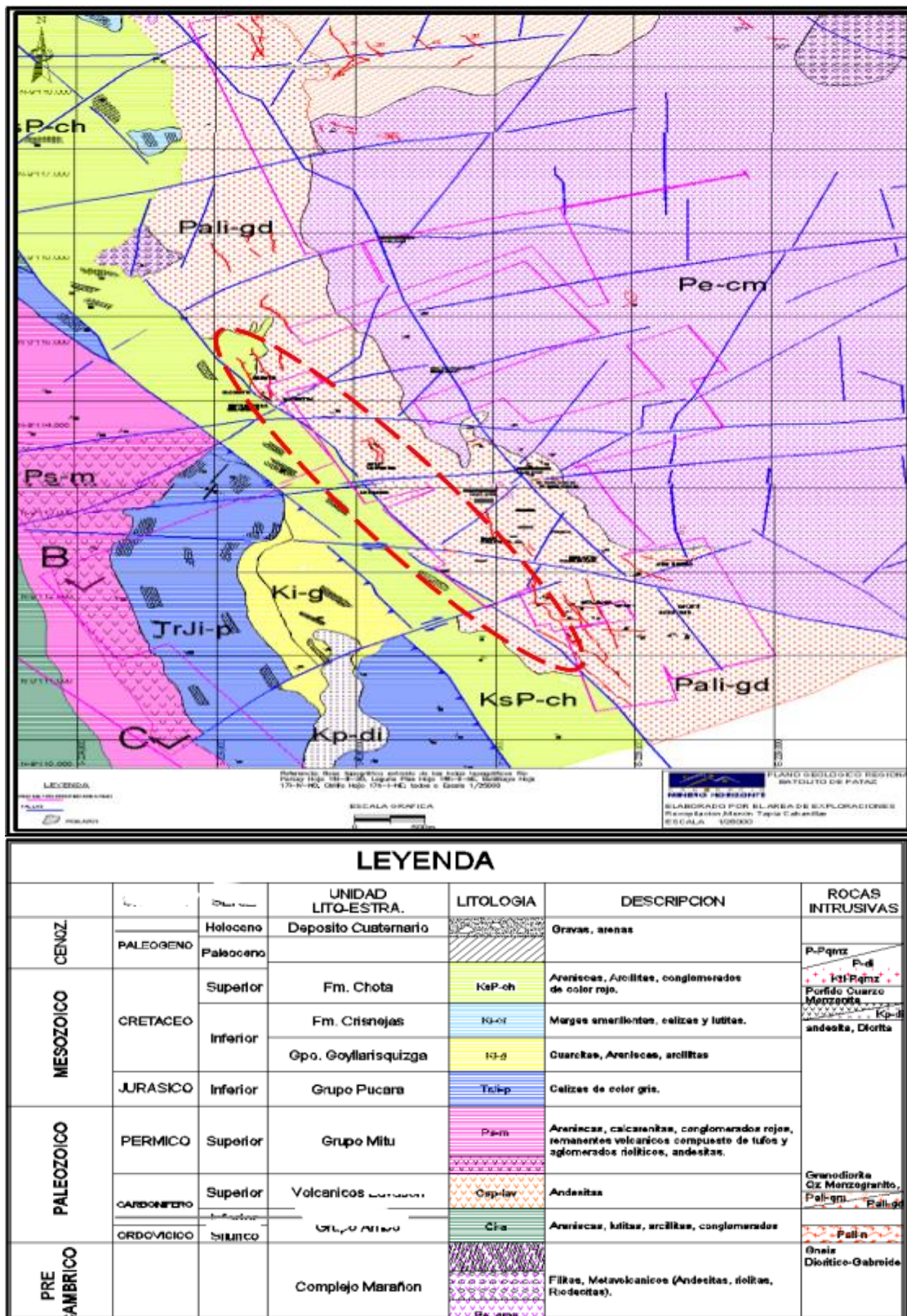
Tres franjas dominan regionalmente la geología del distrito, según Llacolla (2019). El basamento precámbrico del Complejo Marañón, orientado al este, las capas deformadas pérmicas-cenozoicas, orientadas al oeste, y el batolito carbonífero de Pataz, orientado al este. Las rocas meta volcánicas y los meta sedimentos pizarrosos a esquistosos que constituyen la base del Complejo del Marañón muestran un intrincado desarrollo de pliegues y clivajes. Cerca del contacto con el batolito, los estratos pérmicos a cenozoicos están plegados en pliegues invertidos a volcados que convergen hacia el oeste; sin embargo, los estratos monoclinales se extienden más hacia el oeste. La historia geológica de la región está formada por episodios sedimentarios que van del Precámbrico a épocas recientes y que han sufrido el impacto de intrusiones de distintos tipos, composiciones y edades.

4.1.5.1. Rocas intrusivas del batolito de Pataz

Dos lineamientos primarios orientados N 30° W regulan este macizo rocoso en la zona de Parcoy, con una anchura aproximada de 2 km, según Llacolla (2019). Numerosas investigaciones han datado el Batolito de Pataz, destacando los datos de Schreiberetl (1990) son especialmente destacables y estableció dataciones entre 305 y 321 millones de años utilizando la técnica 40 Ar/Ar39. Haeberlin et al. (2002) realizaron investigaciones más recientes utilizando la misma técnica 40 Ar/Ar39, registrando edades comprendidas entre 322 y 328 millones de años.

Figura 30.

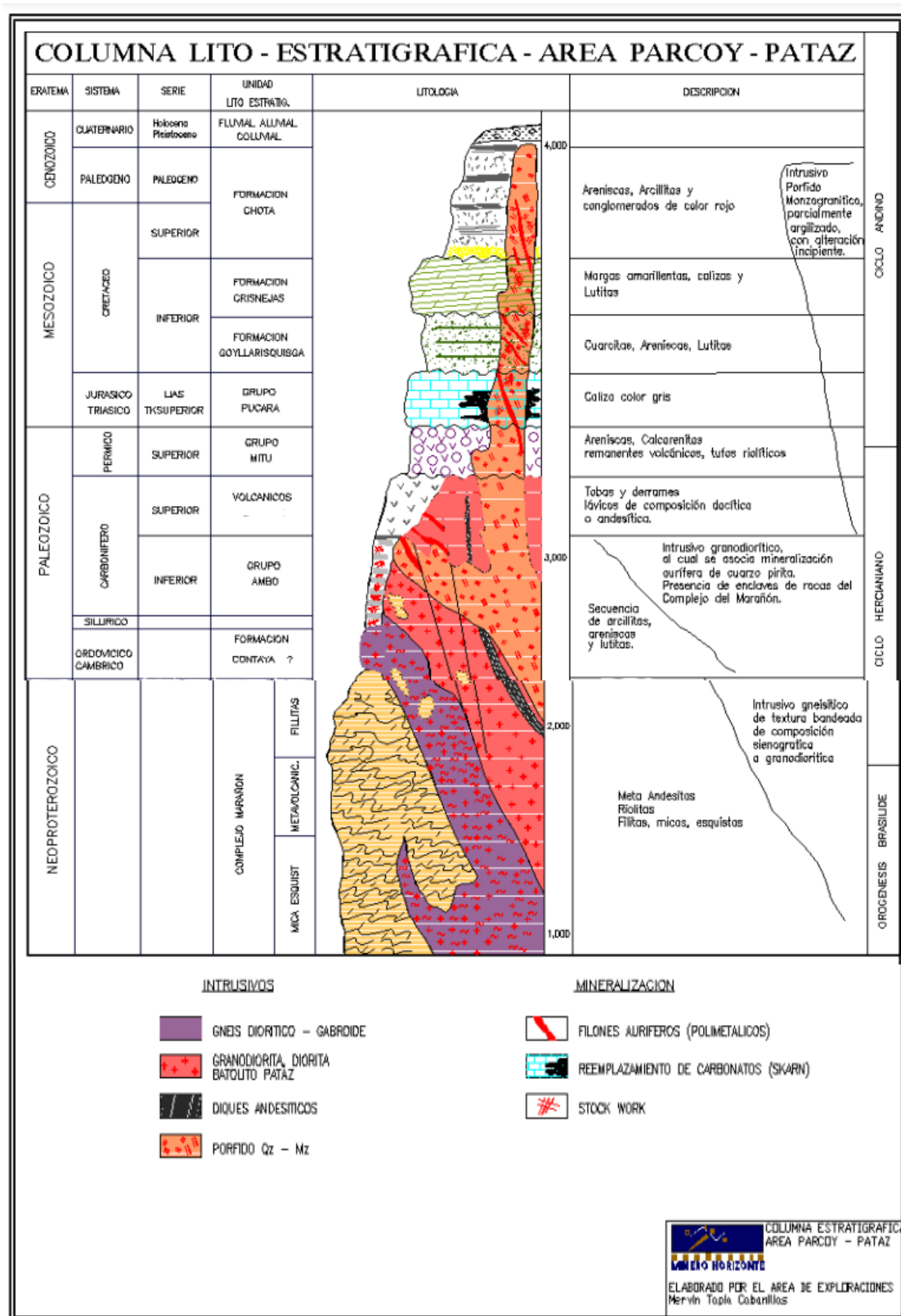
Plano geológico regional de Batolito de Pataz.



Fuente: Extraído de Tovar Lloclla, (2015)

Figura 31.

Columna estratigrafía de Parcoy Pataz



Fuente: Extraído de Tovar Lloclla, (2015)

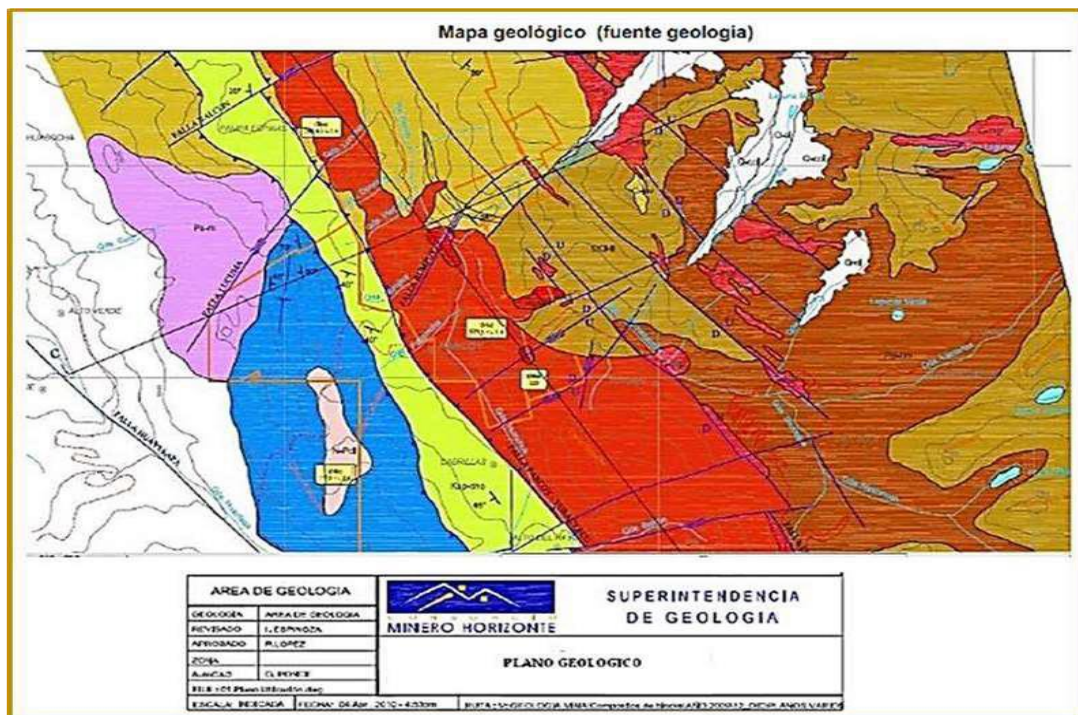
4.1.6. Geología Local

Operando más de 400 hectáreas, Consorcio Minero Horizonte S.A. cuenta con más de 80 000 metros de labores mineras horizontales y verticales en el Batolito de Pataz (DE LA CRUZ, 2019).

Las rocas precámbricas, paleozoicas, mesozoicas y cenozoicas que sobre yacen son las siguientes unidades rocosas más antiguas encontradas, según Champi (2019). Con los intrusivos del batolito de Pataz en la región central y los volcánicos de Lavasen en la región oriental, la asignación principal de rocas clásticas se encuentra en una franja en la región occidental de la mina que está delimitada por la falla regional Parcoy Yuracyacu. Seguidamente, se detallan las unidades geológicas en el ámbito de influencia de la mina Parcoy. Consulta el Mapa Geológico de CMH.S.A. en la Figura 32.

Figura 32.

Mapa geológico local de Mina Parcoy



Fuente: extraído de tesis (Champi Quispe, 2019).

4.1.7. Geología estructural

4.1.7.1. Fracturamiento.

La actividad tectónica ha dejado la región gravemente fracturada; estas fracturas crean sistemas de fracturas locales y se adhieren a un modelo estructural determinado por la orientación de los esfuerzos.

4.1.7.2. Fallamiento.

El sistema de fallas longitudinales NW-SE está formado por fallas post minerales paralelas o sub paralelas a la veta que provocan ensanchamientos y acuñamientos, según Llacolla (2019). Tienen características normales inversas y sinextrales. Existen fallas de gravedad agrupadas en el sistema de fallas diagonales NE-SW a NS, que tiene un buzamiento importante al W y un rumbo N a NW. Este tipo de fallas, ya sean normales y invertidas afectan con frecuencia a las vetas. el sistema de fallas de rumbo medio E-w, a menudo conocidas como fallas transversales mayores.

4.1.7.3. Plegamiento.

Se muestran rocas sedimentarias y metamórficas y tienen una extensión regional, con un eje alineado de sureste a noroeste. Es muy probable que estos esfuerzos estén orientados de NE a SW (Llacolla Phuyo, 2019, p. 50).

4.1.8. Geología económica

4.1.8.1. Yacimiento

Las vetas primarias de Parcoy se localizan en el cuerpo granodiorítico. Es considerado de un yacimiento de clase relleno de fisuras, con ocasionales afloramientos ciegos. El enriquecimiento secundario no alcanza la misma importancia que a partir de leyes detectadas en secciones longitudinales ya que las vetas están oxidadas hasta una profundidad aproximada de 20 a 30 metros. Tanto vertical como horizontalmente, la composición del relleno de mineral.

Es Primario: porque se forma de soluciones mineralizantes que se crearon al momento de la diferenciación del magma. Las vetas con beneficio secundario se consideran de carácter naturaleza secundaria.

Hipógeno: como resultado del origen de los minerales en aguas magmáticas ascendentes.

Es mesotermal a epitermal: Debido a su baja temperatura intermedia, que sugiere que se formó en un entorno con presión, temperatura moderadas y profundidad.

Las vetas hidrotermales rellenas de cuarzo, pirita y, en menor medida, arsenopirita comprenden la mineralización. Las altas fallas diagonales que afectan a las estructuras producen el modelo Rosario, que presenta

adelgazamientos y ensanchamientos en un rango de 0,5 m a 10 m. Además, existen fallas transversales de corto desplazamiento y pequeñas fallas que se agrupan como falsas cajas, donde los valores de oro se concentran en la pirita masiva y de grano muy fino y en la pirita de grano grueso que ha cristalizado suele ser de mala calidad.

4.1.8.2. Mineralogía.

Según Champi (2019) afirma que el Batolito de Pataz, que se cree es la fuente de esta mineralización, es donde se depositaron las vetas del CMH S.A. Estos minerales incluyen granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas. Las grietas preexistentes permitieron que las soluciones mineralizantes fluyeran por medio de ellas y se depositaran a lo largo de las mismas. La respuesta de las rocas encajonantes a los cambios del entorno, tanto químicos como físicos, dio lugar a modificaciones hidrotermales. Con niveles ínfimos de galena y otros sulfuros, el cuarzo y la pirita conforman la composición mineral muy simple que se encuentra en las vetas de Retamas. Los resultados siguientes proceden de investigaciones mineralógicas anteriores.

- ✓ Minerales Nativos: Oro (Au)
- ✓ Minerales Sulfuros: Arsenopirita, Galena, Esfalerita, Pirita, Pirrotita, Calcopirita y Bornita.
- ✓ Minerales Óxidos: Limonita.
- ✓ Minerales no Metálicos: Calcita, Cuarzo y Cerusita.

4.1.8.3. Vetas.

Las fracturas previas a la mineralización están orientadas con un buzamiento variado hacia el noreste y una dirección paralela a las principales fallas N-S. Estas estructuras están rellenas de cuarzo y pirita debido a la mineralización, y estas vetas que muestran el modelo tipo rosario fueron posteriormente dañadas por fallas transversales. Con la excepción de las fallas horizontales, que se desplazan 60 m horizontalmente a la veta, las fallas transversales de dicho yacimiento son de desplazamiento corto.

Vetas principales: Veta Lourdes, veta Candelaria, veta Milagros, veta Rosa, veta Afrodita y veta Encanto.

4.1.9. Clasificación del mineral

Según su mineralogía se clasifica en:

4.1.9.1. Mineral de mena.

Son los minerales cuya extracción produce un beneficio económico o ganancias financieras, son oro (Au) y electrum (Au y Ag) cuenta con presencia mineral de oro y plata.

4.1.9.2. Mineral ganga.

Estos minerales están relacionados con los minerales de mena, pero no ofrecen ninguna ventaja o beneficios económica particular, que son más presentes en la unidad de Parcoy como, cuarzo (SiO_2), pirita (FeS_2), arsenopirita (SAsFe), galena (PbS), calcopirita (CuFsO_2) esfalerita (ZnS), y pirrotita (Fe1- Xs).

4.1.9.3. Por su valor.

Al clasificar se tienen en cuenta rangos, siendo éstos como mineral sub marginal 8 - 5 g/TM de Au. Mineral marginal 10 - 8 g/TM de Au. Y mineral económico más beneficiario ≥ 10 g/TM de Au. Estos estándares son muy significativos para la toma de decisiones de la explotación.

4.1.9.4. Por sus veyes.

En función de la cantidad de oro presente, esta clasificación establece qué mineral puede extraerse y procesarse de forma rentable en la planta de beneficio. Esta clasificación se divide en: Mineral baja Ley de 0 a 5 g/TM de Au, mineral de evaluación 5 a 8 g/TM de Au, mineral económico 8 a 12 g/TM de Au y mineral económicamente rentable es mayor a 12 g/TM de Au.

4.2. OPERACIÓN EN MINA PARCOY CMH S.A.

La mina Parcoy en CMH S.A. cuenta con tres zonas como zona centro, zona norte, y zona sur, este estudio se está realizando en la zona sur denominada también zona Rosa, en donde se encuentran las vetas Candelaria, Afrodita, Atenea y Lucero.

4.2.1. Ciclo minado

4.2.1.1. Perforación.

Dado que una perforación defectuosa afecta a las demás actividades unitarias, la perforación es la actividad unitaria que más influye en el ciclo minero. Esta operación unitaria es realizar perforaciones con equipos Jumbos electrohidráulicos en macizo rocoso de una labor, cumpliendo un patrón establecido de una malla de perforación que está diseñada en función de tipo de roca. Para la perforación se emplea barras

de longitud de 8, 10, 12 y 14 pies, con diámetros de brocas de producción de 45 mm y los taladros de alivio que son rimados con rimadoras de 102 mm de diámetro.

4.2.1.2. Voladura.

Para realizar la voladura en la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A. se utilizan los explosivos Famesa 1 1/8"x12"(dimensión de diámetro y su longitud del explosivo) en los taladros de arranque se emplean, emulnor de 3000, para taladros de ayudas, arrastre, hastial se utilizan emulnor de 1000 y para taladros de corona se utiliza emulnor de 500, y como accesorios de voladura se emplean guía ensamblada o Carmex 2.4 m, ignición rápida Z-18 de 0.1 m y detonadores no eléctricos tipo FANEL, el carguío de los explosivos es variable de cada diseño de la malla de perforación.

4.2.1.3. Ventilación.

Para la unidad minera CMH S.A, se trabaja con ventilación mecánica o forzada, el ingreso de aire limpio es por la Rp 940 bocamina Balcón hasta el Crucero 1300 en nivel 2500, desde donde alimenta por las chimeneas de ventilación Alimak hasta el crucero 2800 nivel 2000, de este nivel la alimentación de aire fresco es por la Rp 2800 hasta el tope de la labor, en diferente punto esta colocadas las ventiladoras para ventilar y así realizar los trabajos. El aire viciado es extraído por la chimenea Alimak CH-2027AK hacia nivel 2000 desde donde se extraen hasta la superficie.

Las labores se ventilan con mangas de ventilación con relación que tipo de labor se trata, puede ser mangas de 24, 30 y 32 pulgadas de diámetro, con la cual se alimentan desde la ventiladora con mangas que están colgadas a línea mensajera (alambre de 8mm) que están sujetas a alcayatas (cola de chanco).

4.2.1.4. Desate.

Dado que es crucial prevenir percances con la caída de rocas que puedan dañar a trabajadores o equipos, el desatado de rocas es una de las tareas más significativas. Se realiza de manera manual en avanzada con la posesión de cazador, el desate según el estándares operacionales se desarrollan de dos personas como mínimo con barretillas apropiadas, para altura menores de 4m con barretillas de 6, 8, 10 y 12 pies y

compleando los Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro (PETS), para desatado de rocas, con respecto de que la altura de la labor sea mayor a 4 m y el terreno es en macizo rocoso tipo mala a muy mala se usa equipos mecanizados como Scaler o también se desata con jumbos frontoneros electrohidráulicos, sin exponer al personal. La Rp 2800 tiene una sección de 4.5 m x 4.2 m en donde se desata mayormente con el apoyo de jumbo, por el motivo que en esta mina el equipo Scaler no se abastece para todas las labores.

4.2.1.5. Limpieza y acarreo.

La limpieza del desmonte o material estéril de labores de desarrollo se desarrolla con scooptram Caterpillar de 4.1 Yd^3 (R1300H) y 6.3 Yd^3 (R1600H) de capacidad. La limpieza se realizaba del frente hacia la cámara de acumulación más cercana, estas cámaras son también cámaras de carguío en algunos puntos de la mina, que son diseñadas especialmente para cargar al volquete con scoop de 6.3 Yd^3 , la rampa en ejecución se carga desmonte y luego esas cámaras de carguío de desmonte al llegar a las vetas serán acumulación de mineral. Se utilizan volquetes de 25 y 35 toneladas para trasladar la roca estéril desde la cámara de acumulación hasta el vertedero de roca estéril situado en la superficie.

4.2.1.6. Sostenimiento.

Debido al constante reacomodo del macizo rocoso a adaptarse y reorganizarse con los movimientos que se producen a lo largo del tiempo, es también una de las operaciones unitarias más significativas, consistente en realizar al macizo rocoso de un soporte igual o superior a las presiones o tensiones ejercidas sobre la zona volada.

El sostenimiento es muy relevante para el controlar de accidentes e incidentes por caída de rocas y es esencial en todas sus variantes de roca, en la Unidad Minera Parcoy se evidencia diferentes clases de rocas representado en alto porcentaje terreno tipo de roca III B, tipo IV A y en algunos tramos tipo IV B, por esta razón se emplea diferentes clases de sostenimiento como cimbras metálicas, lanzado de shotcrete más pernos de anclaje y malla electrosoldada en las intersecciones de las labores. El departamento de geomecánica ha desarrollado cartilla para reconocer la roca en donde son clasificada la roca muy mala (tipo de roca V), roca mala

(tipo de roca IV), roca regular (tipo de ca III), roca buena (tipo de roca II) y hasta roca muy Buena (Tipo de roca I), en esa cartilla geomecánica está separado las labores temporales según la sección y las labores permanentes que especifica el sostenimiento para emplear.

4.3. BASE DE LA INVESTIGACIÓN DE RP 2800

La RP 2800 es una labor desarrollo importante para la profundización de zona sur, siendo esta labor como acceso para ejecución de labores de preparación para luego explotar en la zona Rosa, las labores de preparación se ejecutan en terreno estéril, para acceder a las vetas para luego extraer el mineral mediante un método de minado (cote y relleno ascendente y taladros largos),

Preparación para método corte y relleno; para este tipo de método de explotación se prepara desde la Rp 2800 labores como, By Pass 2028 hacia la veta Rosa, crucero 2027 hacia la veta Afrodita y rampas de acceso 1925 con un gradiente de 12% por donde será acarreado el mineral con el Dumper de 20 toneladas, el acceso a las estructuras se ejecuta las rampas auxiliares o basculantes de acceso con un gradiente positivo o negativo de 15 % hasta interceptar la veta de donde se iniciaran las galerías para el primer corte, para los cortes posteriores se ejecutan los rebatidos desde rampas basculantes negativos hasta ejecutar rampa basculante positivo de 15%. Las vetas que se explotan con este método son Afrodita, Atenea, Rosa y Lucero.

Preparación para taladros largos; en la zona sur o mina Rosa mediante este método se explota la veta Candelaria, para explotación de esta veta es primordial desarrollar la Rp 2800, donde se accede mediante labores de preparación como la rampa 2910, crucero 2949 con un nivel de 10 a 15 metros, al corta la veta se ejecutan las galerías para preparar slot o cara libre para taladros largos y posteriormente realizar tajeos con este método de explotación. Las labores de desarrollo, realizan a favor para la explotación de un yacimiento, por lo cual se desarrolla una Rampa de sección 4.5 m X 4.2 m de 12% de gradiente negativo Rp 2800, con el propósito de profundizar labores para mina Rosa. Además, para la Rp 2800 el programa de avance por disparo es con barra de 12 pies, con una malla establecida que está en tipo de roca regular B con RMR 41 a 50.

4.3.1. La sobre excavación en base de la investigación

La sobrerotura en la Rp 2800 se tomó como dato 24 disparos del mes de septiembre, por lo cual tenemos el reporte diario de topografía, un promedio 21.89% de la sobrerotura como se muestra en la siguiente tabla 13, en la cual se evidencia la longitud de perforación promedio es 3.15 m, llegando a una eficiencia de perforación es de 95.45%, la longitud de avances es de 2.84 m y la eficiencia de la voladura es de 90%.

Tabla 13.

Datos tomadas de topografía mes de setiembre en la Rp 2800

Nº de disparos	secc. Prog.		lung. barra (m)	Lung. Perf. (m)	eff. de perf.	sección real		avance (m)	Eff. de vol.	sobre rotura		
	A (m)	H (m)				A (m)	H(m)			Rt m^3	Rr m^3	Sr (%)
06/09/23	4.50	4.20	3.30	3.15	95.45	4.98	4.57	2.88	91.43	51.14	61.58	20.42
07/09/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.97	4.58	2.87	90.25	50.97	61.38	20.44
08/09/23	4.50	4.20	3.30	3.12	94.55	4.92	4.75	2.85	91.35	50.61	62.58	23.65
09/09/23	4.50	4.20	3.30	3.20	96.97	4.95	4.78	2.86	89.38	50.79	63.58	25.19
10/09/23	4.50	4.20	3.30	3.14	95.15	4.92	4.72	2.83	90.13	50.26	61.75	22.87
11/09/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.96	4.62	2.82	88.68	50.08	60.72	21.24
12/09/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.89	4.68	2.86	89.10	50.79	61.50	21.09
13/09/23	4.50	4.20	3.30	3.14	95.15	4.96	4.63	2.81	89.49	49.90	60.63	21.51
14/09/23	4.50	4.20	3.30	3.10	93.94	4.98	4.58	2.82	90.97	50.08	60.43	20.68
15/09/23	4.50	4.20	3.30	3.12	94.55	4.86	4.72	2.93	93.91	52.03	63.15	21.37
16/09/23	4.50	4.20	3.30	3.15	95.45	5.06	4.68	2.78	88.25	49.37	61.85	25.30
17/09/23	4.50	4.20	3.30	3.16	95.76	4.92	4.75	2.89	91.46	51.32	63.46	23.65
18/09/23	4.50	4.20	3.30	3.15	95.45	4.89	4.72	2.80	88.89	49.72	60.72	22.12
19/09/23	4.50	4.20	3.30	3.12	94.55	4.96	4.56	2.82	90.38	50.08	59.93	19.67
21/09/23	4.50	4.20	3.30	3.15	95.45	4.96	4.68	2.86	90.79	50.79	62.38	22.82
22/09/23	4.50	4.20	3.30	3.16	95.76	4.93	4.75	2.89	91.46	51.32	63.59	23.90
23/09/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.89	4.72	2.81	88.36	49.90	60.94	22.12
24/09/23	4.50	4.20	3.30	3.12	94.55	4.82	4.78	2.82	90.38	50.08	61.05	21.90
25/09/23	4.50	4.20	3.30	3.10	93.94	4.85	4.72	2.79	90.00	49.54	60.01	21.12
26/09/23	4.50	4.20	3.30	3.12	94.55	4.91	4.66	2.81	90.06	49.90	60.41	21.06
27/09/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.98	4.62	2.78	87.42	49.37	60.10	21.73
28/09/23	4.50	4.20	3.30	3.19	96.67	4.86	4.69	2.84	89.03	50.43	60.82	20.60
29/09/23	4.50	4.20	3.30	3.13	94.85	4.84	4.68	2.80	89.46	49.72	59.59	19.85
30/09/23	4.50	4.20	3.30	3.15	95.45	4.95	4.62	2.82	89.52	50.08	60.59	21.00
promedio				3.15	95.45	4.93	4.68	2.84	90.01	50.34	61.36	21.89

Fuente: Obtenido del departamento de topografía de CMH S.A.

El cálculo de la sobre excavación se realiza con la ecuación 5, 6 y 7

$$Rr = Ar * Av * Fe$$

$$Rr = 4.98 * 4.57 * 2.88 * 0.93 * 1.0103$$

$$Rr = 61.58 \text{ m}^3$$

Donde: Se calcula la Rotura real para el día 06/09/23 en lo cual, el ancho real es 4.98m, altura 4.57m, el avance es 2.88m y 0.93 es el factor de corrección del área en bóveda y 1.0103 es el factor de esponjamiento.

$$Rt = At * Av * Fe$$

$$Rt = 4.5 * 4.2 * 2.88 * 0.93 * 1.0103$$

$$Rt = 51.14 \text{ m}^3$$

Donde: Se calcula la Rotura teórica para el día 06/09/23 en lo cual, el ancho real es 4.5m, altura 4.2m, el avance es 2.88m y 0.93 es el factor de corrección del área en bóveda y 1.0103 es el factor de esponjamiento.

$$Sr = \frac{Rr - Rt}{Rt} * 100\%$$

$$Sr = \frac{61.58 \text{ m}^3 - 51.14 \text{ m}^3}{51.14 \text{ m}^3} * 100\%$$

$$Sr = 20.42\%$$

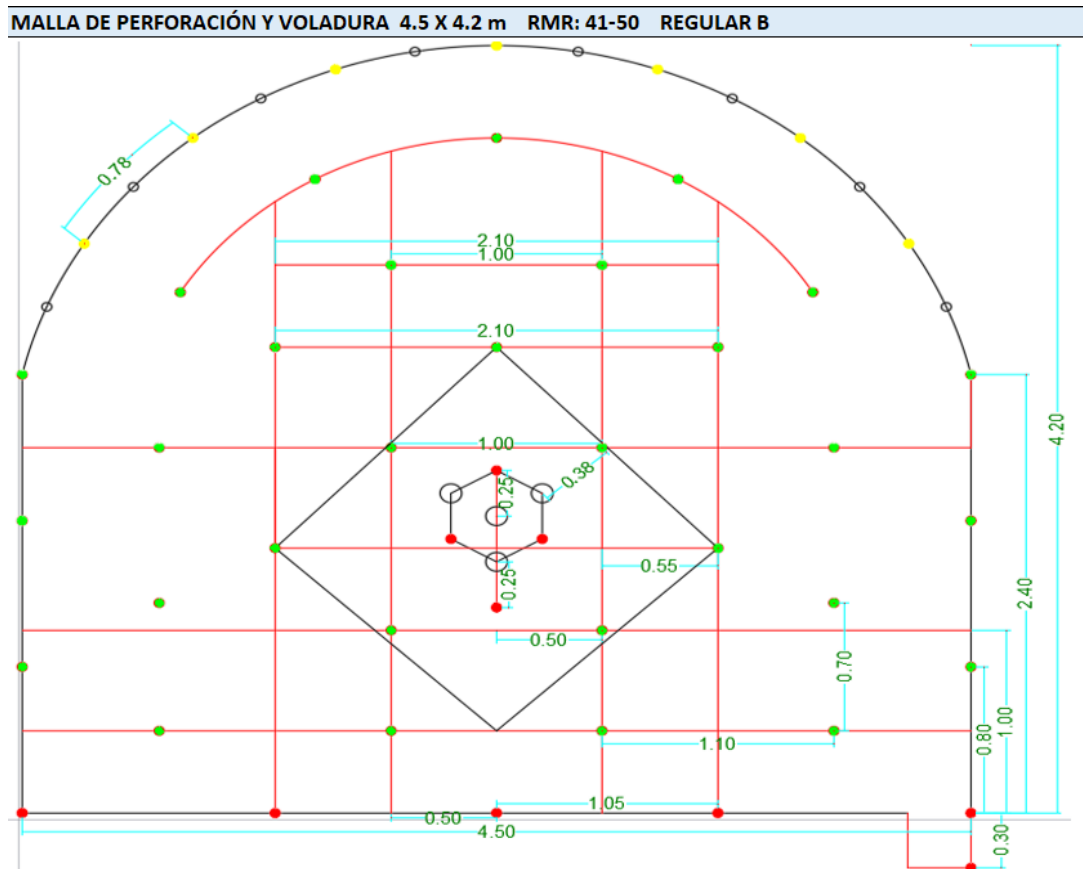
Para cada día se calcula la sobre excavación según el reporte del departamento de la topografía.

4.3.2. Mallas de perforación en base de la investigación

La malla de perforación de CMH S.A. para el tipo de roca III Regular B con el RMR de 41-50 para la sección de 4.5 x 4.2 m, como se muestra en imagen 33, esta malla cuenta con 47 taladros cargados con explosivos tipo emulnor de Famesa, cuenta con 4 talados de alivio de 102 mm y 8 taladros de amortiguación en contorno con 45 mm de diámetro, la longitud barra de perforación de 12 pies. La distribución de taladros se evidencia en la figura 33.

Figura 33.

Malla de perforación sección 4.5x 4.2 en tipo de Roca III Regular B



Fuente: Obtenida del departamento de perforación y voladura de CMH.S.A.

4.3.3. Tipo de explosivos utilizados en base de la investigación

Los explosivos utilizados son emulnor de 3000, emulnor de 1000 y emulnor de 500, el emulnor de 3000 es utilizado en los taladros de arranque, taladros de piso y para el cebado de los taladros de producción, el emulnor de 1000 es utilizado en los taladros de ayudas y cuadadores y el emulnor de 500 es utilizado en los taladros de corona, se evidencia en la tala 14 a detalle la distribución de taladros y su peso total de explosivos utilizados en base de la investigación es de 91.69 kg.

Tabla 14.

Tipo de explosivos utilizados en base de la investigación en la Rp 2800

Descripción	# Cart	# Tal	Emulnor 3000 1 1/8" X 12"	Emulnor 1000 1 1/8" X 12"	Emulnor 500 1 1/8" X 12"	F- E20	Total Pzas
Taladro Alivio		4.00					
Arranque	10.00	4.00	40.00				40.00
1ra Ayuda Arranque	10.00	4.00	4.00	36.00			40.00
2da Ayuda Arranque	9.00	3.00	3.00	24.00			27.00
3ra Ayuda Arranque	9.00	4.00	4.00	32.00			36.00
Taladro de cuneta	10.00	1.00	10.00				10.00
Ayudas de Cuadrador	9.00	4.00	4.00	32.00			36.00
Ayudas de Corona	9.00	5.00	5.00	40.00			45.00
Ayudas de Arrastre	9.00	4.00	4.00	32.00			36.00
Cuadradores	9.00	6.00	6.00	48.00			54.00
Coronas	9.00	7.00		7.00	56.00		63.00
Arrastres	10.00	5.00	50.00				50.00
Alivio Contorno		8.00					
Total, Pzas		59.00	130.00	251.00	56.00	0.00	437.00
Total, Cargados		47.00					
Peso de cartucho			0.219	0.216	0.162	0.139	
Total, Kg			28.509	54.095	9.091	0.000	91.69

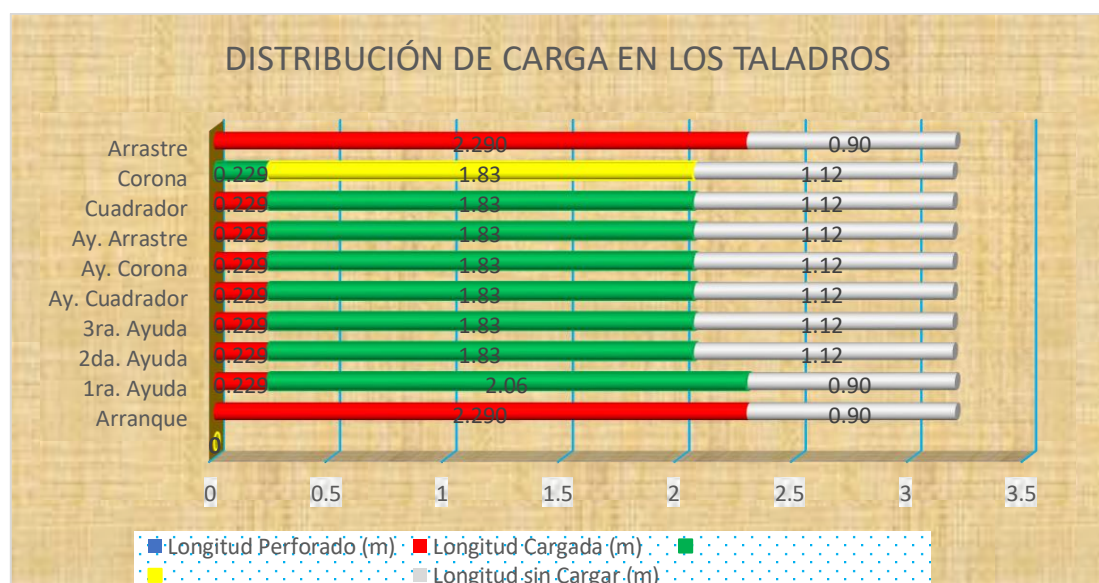
Fuente: Obtenida del departamento de perforación y voladura de CMH S.A.

4.3.4. Distribución de carga de explosivos en base de la investigación

La asignación de carga de explosivos se aprecia en la figura 34.

Figura 34.

Distribución carga explosivos en los taladros de la Rp 2800



Fuente: Obtenido del departamento de perforación y voladura de CMH S.A.

4.3.5. Factor carga lineal y factor de carga en base de la investigación

El factor de carga lineal se calcula mediante la fórmula 3, el peso total de explosivos empleados en la Rp 2800 es de 91.69 kg y la longitud de perforación promedio es 3.15m.

$$FCL = \frac{w}{LP} \left(\frac{Kg}{m} \right)$$
$$FCL = \frac{91.69}{3.15} \left(\frac{Kg}{m} \right)$$
$$FCL = 29.1 \left(\frac{Kg}{m} \right)$$

El factor de carga se determina con la fórmula 4, teniendo los datos promedios del planeamiento, altura 4.2m, ancho de 4.5m y la longitud de perforación 3.15m.

$$FC = \frac{w}{A * H * LP * 0.9} \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$
$$FC = \frac{91.69}{4.5 * 4.2 * 3.15 * 0.9} \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$
$$FC = 1.71 \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$

4.3.6. Costos unitarios de Rp 2800 en base de la investigación

Los costos unitarios están calculados para una Rp de sección 4.5m x 4.2 m, pero para este caso de estudio la sección real promedio es de 4.93 m x 4.68 m con el promedio de la sobre excavación de 21.89%, el avance promedio por disparo es de 2.84 m, con la malla 59 taladros perforados en donde 4 taladros rimados, 8 taladros de amortiguación de corona y 47 taladros cargados con explosivos de Famesa.

4.3.6.1. Costos unitarios de perforación y voladura

Los costos unitarios están calculados en horas hombres trabajadas por el disparo, materiales utilizados, equipos, implemento de seguridad, accesorios de voladura y explosivos como se aprecia en la tabla 15 en donde mano de obra es 94.13 US\$/m, materiales 92.57 US\$/m, implementos de seguridad 5.56 US\$/m, accesorios y agentes de voladura 99.39 US\$/m y en equipos 182.26 US\$/m ascendiendo en coste unitario de perforación y voladura en 535.56 US\$/m.

Tabla 15.*Costo Unitario de la perforación y voladura*

MANO DE OBRA						
DESCRIPCION	UNID.	CANT	FAC T.	PU	SUB CT	U.S.\$/m
Operador de Jumbo	H/Disp	1.00	1.00	60.22	60.22	
Ayudante de Jumbo	H/Disp	1.00	1.00	44.12	44.12	
Maestro de Operaciones	H/Disp	2.00	1.00	44.12	88.25	
Bombero	H/Disp	1.00	1.00	37.38	37.38	
Ayudante de Servicios	H/Disp	1.00	1.00	37.38	37.38	
SUB-TOTAL					267.34	94.13
MATERIALES						
DESCRIPCION	UNID.	m/ DISP	VIDA EC. M	EST. PZS/DISP	U.S.\$/PZA	U.S.\$/m
Barras de Perf. 12 Fts	m/Disp	211.99	1,150	0.18	429.21	27.86
Brocas de 45 Mm	m/Disp	198.53	380	0.52	60.73	11.17
Shank Adapter	m/Disp	211.99	1,250	0.17	223.74	13.36
Rimadora De 89 Mm	m/Disp	9	0	0.07	218.20	5.17
Adaptador De Rimadora	m/Disp	13.46	200	0.07	181.23	4.29
TUBO PVC (Vol. Recorte)	Pz/Disp	10.00			3.19	11.23
Manga Ventilación 30"	m/Disp	2.84			3.13	3.13
Tubería de Polt. 2" Agua	m/Disp	2.84			2.47	2.47
Tubería de Polt. 2" Aire	m/Disp	2.84			2.47	2.47
Tubería de Polt. 2" Bomb.	m/Disp	2.84			2.47	2.47
Acoples, Línea Mensajera	m/Disp	2.84			0.68	0.68
Petróleo (Jumbo)	Gln/Hr	5.82			3.81	7.81
Herramientas		1.00			1.30	0.46
SUB-TOTAL						92.57
IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
DESCRIPCION	UNID.	m/ DISP		PU U. S.\$/H	C U.S.\$	U.S.\$/m
Impl. De Seguridad	Unid.	6.00		2.65	15.90	5.60
SUB-TOTAL						5.60
VOLADURA						
DESCRIPCION	UNID.		CANT. Pzs		CU.S.\$ /Pza	U.S.\$/m
Emulnor 3000 1 1/8" X 12"	Pzs		130.00		0.49	22.64
Emulnor 1000 1 1/8" X 12"	Pzs		251.00		0.48	42.10
Emulnor 500 1 1/8" X 12"	Pzs		56.00		0.39	7.65
Famecorte	Pzs		-		0.95	0.00
Cordón Detonante 5p	M		30.00		0.23	2.43
Guía Ensamblada 2.4 Mt (Carmex)	Pzs		2.00		0.84	0.59
Cordón de Ignición	M		0.10		0.44	0.02

Accesorios de Vol. Fanel	Und		47.00	1.45	23.97
SUB-TOTAL					99.39
EQUIPOS					
DESCRIPCION	UNID.	Hr/ DISP	CT U. S.\$/HR	CT U.S.\$	U.S.\$/m
Jumbo Electrohidráulico	Hr	3.88	128.42	498.16	
Scaler	Hr	1.00	-	0.00	
Bomba Matador	Hr	5.42	3.32	18.01	
Perforadora	ft	12.00	0.12	1.44	
SUB-TOTAL				517.61	182.26
TOTAL, DE COSTOS DIRECTOS					473.95
CONTINGENCIAS		3%			14.22
GASTOS GENERALES		0%			0.00
UTILIDAD		10%			47.40
TOTAL, DE COSTOS U.S.\$/m (Con equipos)					535.56

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH.S.A.

4.3.6.2. Costo unitario de limpieza con Scoop de 6.3 Yd³

El costo unitario de limpieza se aprecia en la tabla 16 y el costo horario de scoop es 141.35 \$/hr y en la limpieza de la Rp 2800 es de 246.25 US\$/m.

Tabla 16.

Precio Unitario de la Limpieza con Scoop 6.3 yd³

MANO DE OBRA						
DESCRIPCION	UNID.	CANT.	FACTOR	PU	CT/Disp	U.S.\$/m
Operador Scooptram	Hom/Disp	0.55	1.00	51.91	28.55	10.05
MATERIALES						
DESCRIPCION	UNID.	M/DISP			U.S.\$/Gln	U.S.\$/m
Petróleo (Scoop)	Gln/Hr	17.61			3.81	23.63
EQUIPOS						
DESCRIPCION	UNIDAD	Hr/DISP			U.S.\$/Hr	CT U.S.\$ U.S.\$/m
Scoop Diesel 6.3 Yd3	Hr	4.01			141.35	566.22 182.65
IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	1.00			4.52	1.59
TOTAL, COSTOS DIRECTOS						217.92
CONTINGENCIAS		3%				6.54
GASTOS GENERALES		0%				0.00
UTILIDAD		10%				21.79
TOTAL, COSTOS DE LIMPIEZA U.S.\$/m (Con equipos)						246.25

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH.S.A.

4.3.6.3. Sostenimiento

i. Sostenimiento con Shotcrete.

El costo unitario de sostenimiento con shotcrete se evidencia en la tabla 17, los costos horarios de equipos son; robot lanzador 108.06 U.S.\$/hr. Y el camión hormiguero o mixer es de 62.12 U.S.\$/hr. Esta calculado con longitud de avance de 2.84 m donde el costo unitario de sostenimiento con shotcrete es 738.55 U.S.\$/m, además el volumen de shotcrete se calcula con la ecuación 8 con los datos reales según reportes de la topografía, ancho de labor 4.93m, altura de la labor 4.68m, espesor 3 pulgadas, avance 2.84m y la suma de factores (rugosidad, pérdida y rebote: 1.45), con los cálculos el volumen de shotcrete requerida es de $4.48m^3$ por disparo.

$$V_{sh} = (2 * H + A) * Av * E * k * 0.0254$$

$$V_{sh} = (2 * 4.68 + 4.93) * 2.84 * 3 * 1.45 * 0.0254$$

$$V_{sh} = 4.48 m^3$$

Tabla 17.

Costo Unitario de Sostenimiento con Shotcrete

1. MANO DE OBRA						
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	CU. \$	FACTOR	CT/Disp.	US\$/m
Operador de Robot	hrs/h	0.51	52.06	0.17	8.69	3.06
Operador de mixer	hrs/h	0.42	44.33	0.20	8.87	3.12
Ayudante de Robot	hrs/h	0.51	37.38	0.17	6.24	2.20
sub total		2.00			23.80	8.38
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	3.00	4.52		13.57	
sub total					13.57	4.78
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
DESCRIPCIÓN	unid.	Cant/ m^3	p.u.	Cantidad Requerida	costo total	US\$/m
Shotcrete vía húmeda	M^3	1.00	324.12	4.48	1,453.38	
Acelerante L- 30 PE	kg	12.00	0.92	4.48	49.50	
Fibra de acero Dramix	kg	25.00	1.56	4.48	174.88	
Calibrador biselado 45° mad 7/8"x3"	und	50.00	0.10	1.00	5.00	
manguera de jebe y lona 1" 200 Psi	M	50.00	3.25	100.00	1.63	
petróleo robot Lanzador	Gls/Hr	1.65	3.82	0.72	4.54	
petróleo para mixer	Gls/Hr	3.50	3.82	0.69	9.23	
sub total					1,698.15	597.94
4. EQUIPO DE SOSTENIMIENTO						
DESCRIPCIÓN	Unid.	hrs/disp		Cost/ Hr		US\$/m
Robot lanzador	hrs	0.72		108.06	77.80	

mixer	Hrs	0.69	62.12	42.86	
sub total				120.67	42.49

COSTOS DIRECTOS				653.59	
Contingencia		3%		19.61	
Utilidad		10%		65.36	
COSTO TOTAL (US\$/m Con material)				738.55	

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH.S.A.

ii. **Sostenimiento con pernos Swellex.**

✓ **Sostenimiento con pernos Swellex de 7 ft**

Se sostiene después de 3 horas de lanzados con shotcrete, con un espaciamiento de perno a perno de 1.2 m el costo unitario de instalación de un perno con jumbo empernador es de 32.20 U.S.\$/Unid. Como se aprecia en la tabla 18 cuenta con un avance de 2.84 m. que es el avance promedio en la cual estos pernos se sostiene los hastiales de la labor y una parte de la corona entrando 6 unidades de pernos de 7 ft cada fila y un promedio de 14.2 pernos por disparo.

Tabla 18.

Costo Unitario de sostenimiento con pernos swellex de 7 ft.

1. MANO DE OBRA						
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	CUT. \$	FACTOR	C/ Disp. \$	US\$/pza.
Operador Jumbero bolter	Tarea	1.00	60.22	1.00	60.22	
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	37.38	1.00	37.38	
sub total		2.00			97.59	1.39
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	2.00	4.52		9.05	
sub total					9.05	0.13
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
BARRA 8'	Pza	149.35	222.37	1,420.00	23.39	
Broca botón R25 x 37mm	Pza	149.35	46.83	250.00	27.98	
Shank Adapter hembra	Pza	149.35	224.21	1,200.00	27.91	
Perno swellex 28mm X 7'	Pza.	70.00	13.51		945.70	
Herramientas de mina	Global				1.54	
sub total					1,026.51	14.66
5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA						
Manguera aire 1"	M	30.00	3.43	150.00	0.69	
Manguera agua 1/2"	M	30.00	1.75	150.00	0.35	
Empernador Bolter	Hr	5.89	146.05		860.71	
sub total					861.75	12.31
COSTOS DIRECTOS						28.50

Contingencia	3%	0.85
Utilidad	10%	2.85
COSTO TOTAL (US\$/Pza Con material)		32.20
costo total de 6 pernos de 7 ft por fila espaciamento de 1.2 m		457.29

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH.S.A.

✓ **Sostenimiento con pernos Swellex de 10 ft**

Es realizado con pernos swellex de 10 ft se sostiene con un espaciamento de perno a perno de 1.2 m el costo unitario de instalación de un perno con jumbo empernador es de 46.64 U.S.\$/Unid. Como en la tabla 19 con un avance de 2.84 m los pernos se sostiene la corona con 3 unidades de pernos cada fila y un promedio de 7.1 pernos por disparo.

Tabla 19.

Costo Unitario de sostenimiento con pernos Swellex de 10ft

1. MANO DE OBRA						
DESCRIPCIÓN	Unid.	Cant.	CU. \$	FACTOR	CT/Disp. \$	US\$/pza.
Operador Jumbiero	Tarea	1.00	60.22	1.00	60.22	1.34
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	37.38	1.00	37.38	0.83
sub total		2.00			97.59	2.17
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	2.00	4.52		9.05	
sub total					9.05	0.20
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
BARRA DE 11PIES	Pza	137.16	305.54	1,320.00	31.75	
Broca boton R28 x 37mm	Pza	137.16	46.83	250.00	25.69	
Shank Adapter hembra	Pza	137.16	224.21	1,200.00	25.63	
Perno swellex 28mm x 10'	Pza.	45.00	19.25		866.25	
Herramientas de mina	Global				1.54	
sub total					950.86	21.13
5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA						
Manguera aire 1"	M	30.00	3.43	150.00	0.69	
Manguera agua 1/2"	M	30.00	1.75	150.00	0.35	
Empernador Bolter	Hrs	5.47	146.05		798.88	
sub total					799.92	17.78
COSTOS DIRECTOS						41.28
Contingencia		3%				1.24
Utilidad		10%				4.13
COSTO TOTAL (US\$/Pza Con material)						46.64
CT de 3 pernos swellex de 10 ft espaciado 1.2 m ubicados en la corona con avance de 2.84 m						331.16

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH S.A.

4.3.6.4. Resumen de costo total de operación en base de la investigación

El resumen de costos unitarios de cada operación de la Rp 2800 antes de la investigación se evidencia en la tabla 20.

Tabla 20.

Resumen de costos unitarios de cada operación de la Rp 2800

OPERACIONES UNITARIAS	DESCRIPCIÓN	TOTAL U.S. \$/m
Perforación Y Voladura	mano de obra	94.13
	materiales y herramientas	92.57
	implementos de seguridad	5.60
	equipos	182.26
	voladura	99.39
	contingencias más utilidades	61.61
	costo total	535.56
Limpieza	mano de obra	10.05
	materiales	23.63
	implementos de seguridad	1.59
	equipos	182.65
	contingencias más utilidades	28.33
	costo total	246.25
Sostenimiento Con Shotcrete	mano de obra	8.38
	materiales y herramientas	597.94
	implementos de seguridad	4.78
	equipos	42.49
	contingencias más utilidades	84.97
	costo total	738.55
Sostenimiento Con Pernos Swellex 7 Ft	mano de obra	1.39
	materiales y herramientas	14.66
	implementos de seguridad	0.13
	equipos	12.31
	contingencias más utilidades	3.70
	costo total	32.20
	costo total 6 pernos espaciados a 1.2 m	499.15
Sostenimiento Con Pernos Swellex 10 Ft	mano de obra	2.17
	materiales y herramientas	21.13
	implementos de seguridad	0.20
	equipos	17.78
	contingencias más utilidades	5.37
	costo total	46.64
	costo total 3 pernos espaciados a 1.2 m	331.16
COSTO TOTAL DE OPERACIÓN U.S.\$/M		2,308.82

Fuente: Extraído de departamento de costos, labores en desarrollo los precios unitarios de CMH.S.A.

4.4. EVALUACIÓN DE LOS PARÁMETROS ACTUALES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA QUE ORIGINAN LA SOBRE EXCAVACIÓN.

En la Unidad minera Parcoy en CMH S.A. se estima los criterios de perforación y voladura, que son las principios que ocasionan en el transcurso del proceso de voladura, que conlleva a la sobre excavación por mala distribución de taladros y mal uso de explosivos, el objetivo es conocer los rangos de sobre excavación en zonas que son alterados con los explosivos, originados por secuencia de voladura en las labores inclinadas de sección de 4.50 x 4.20 m y acoger los comportamientos de control que acceden reducir estos efectos negativos en el proceso de estabilidad del macizo.

Los variables que influyen son:

- ✓ Desviación del taladro.
- ✓ Evacuación de detritus.
- ✓ Mala perforación.
- ✓ Diseño de mallas inadecuadas.
- ✓ Exceso uso de los explosivos.
- ✓ Mal pintado de malla de perforación.

4.4.1. Análisis del Factor de la Roca

La rampa negativa RP 2800 está ubicado en la zona Sur de la mina Rosa en nivel 1865, esta rampa es labor de desarrollo profundización de CMH S.A. es totalmente mecanizada.

El mapeo Geomecánico se realiza en cada disparo por el motivo de que la roca es errática que varía en cada disparo, por lo cual, el geomecánico mapea obtenido de un punto de referencia y es ubicado en el plano topográfico, así establece que tipo de roca es y recomienda la clase de sostenimiento en cada tramo de la rampa.

En la siguiente tabla 21 tenemos valorización del macizo rocoso en conformidad al sistema de clasificación RMR de Bieniawski (1989) en donde hallamos los consecuentes parámetros.

Tabla 21.

Valorización del Macizo Rocosó según Bieniawski

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (BIENIAWSKI RMR´ 89)										
Parámetro		RANGO DE VALORES								
R. Compresión Uniaxial (Mpa)		> 250	15	100 - 250	12	50 - 100	7	25 - 50	4	<25(2) <5(1) <1(0)
RQD (%)		90 - 100	20	75 - 90	17	50 - 75	13	25 - 50	8	< 25 3
ESPACIAMIENTO (m)		> 2	20	0.6 - 2	15	0.2 - 0.6	10	0.06- 0.2	8	< 0.06 5
Condición de Juntas	Persistencia	<1m long	6	1-3m long	4	3-10 m	2	10 - 20 m	1	> 20 m 0
	Apertura	cerrada	6	< 0.1 mm	5	0.1 - 1 mm	4	1 - 5 mm	1	> 5 mm 0
	Rugosidad	muy rugoso	6	rugoso	5	lig rugoso	3	lisa	1	Espejo de falla 0
	Relleno	Limpia	6	Duro<5mm	4	Duro > 5mm	2	Suave <5mm	1	Suave >5mm 0
	Intemperiz.	Sana	6	lig. Intemp.	5	Mod intemp	3	Muy intemp	2	Descomp 0
Agua Subterranea		Seco	15	Húmedo	10	Mojado	7	Goteo	4	Flujo 0
VALORACIÓN TOTAL RMR BÁSICO (Suma de valoración 1 a 5)										
Dirección De Buzamiento		Muy favorable		Favorable		Media		Desfavorable		muy desfavorab
Túneles		0		-2		-5		-10		-12
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR		100 - 81		80- 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0
Descripción		I Muy Buena		II Buena		III Regular		IV Mala		V Muy Mala
RMR PROMEDIO (45)										

Fuente: Obtenida del departamento geomecánico de CMH S.A.

El valor de Rock Mass Rating (RMR), posee como resultado la suma de cada uno de sus parámetros, dando el resultado el valor de RMR 45, este valor en CMH S.A. se clasifica en una roca regular tipo B que se tiene RMR de 41 a 50.

4.5. ANÁLISIS DE FACTOR GEOMÉTRICO DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

4.5.1. factores considerados en el diseño de malla de perforación

4.5.1.1. Tipo de roca.

El tipo de Roca en la Rp 2800 es regular tipo III B, lo cual es representado mayor nivel de fracturamiento al tener la roca y también se aprecia la presencia de agua subterránea en forma de goteo por corona y las paredes de la labor.

Según los resultados de laboratorio se tiene valores corresponden a rocas del tipo III Regular B. Las características físicas señalan una

densidad media de 2.7 g/cm^3 , con la cual nos indica de una muestra de masa rocosa compacto, esto es típico de una roca intrusiva de granodiorita reciente a levemente alterada, porosidad baja con media de 0.75%, siempre inferior a 1.6% a causa de su forma cristalina masiva y una absorción de la misma forma muy baja de media 0.3% con similitud a rocas sedimentarias. El peso específico es de 25.93 a 27.39 KN/m^3 es elevado en similitud con rocas alteradas o meteorizadas, sobre todo teniendo en cuenta que la roca se estima con RMR promedio 45 en lo general, el RMR 41 a 50 se clasifica en un tipo de roca III regular B.

4.5.1.2. Diámetro de taladro de producción.

Para alcanzar el costo económico más ventajoso en el conjunto de operaciones de fragmentación de la roca, se requiere que el diámetro de perforación del taladro de producción sea de 45 mm, este es un aspecto primordial en el proceso para la voladura. Al evaluar esta función se tienen en cuenta el equipo de perforación disponible y los explosivos que se van a utilizar. Para facilitar la fragmentación requerida del material para poder cargar, transportar y factible trituración, este parámetro se combina con el diseño de la geometría de la malla de perforación y voladura.

Las brocas fabricadas con botones de carburo de tungsteno para la perforación tienen mayor calidad, además son más eficaces a la hora de transferir energía porque ofrecen más permanencia y un rendimiento de perforación más sólido gracias a su mayor dureza y resistencia al desgaste.

4.5.1.3. Diámetro del taladro de alivio.

En el diseño de malla de perforación el taladro de alivio es muy importante, ya que es táctico en la generación de la cara libre en la unidad minera para labores de avance se utiliza rimadoras con 102 mm de diámetro.

“La designación " $\emptyset_e$ " se refiere al diámetro del taladro vacío. En caso de que se utilicen muchos taladros vacíos, es necesario calcular el diámetro equivalente de un único taladro vacío que contenga el volumen de todos los taladros vacíos.” (Konya J, 1998, p.205).

4.5.1.4. Longitud del taladro

La longitud de la perforación está estrechamente ligado al diseño creado para la excavación subterránea. Para mayor longitud de

perforación la barra tendrá errores de desviación, además se necesitará mayor tamaño de los equipos de perforación, también debemos tener en cuenta que, si las magnitudes del taladro son mayores, se generan cuestionarios de desviación de los taladros que pueden variar a la rotura de la roca y que aumentan los riesgos de generar más vibraciones, proyecciones de rocas y daños al circundante de la roca generando la sobre excavación.

La dimensión de los taladros, para los cálculos son de 95% de su longitud total.

La longitud de la barra utilizadas en CMH S.A. son de 8,10, 12 y 14 pies, se realizan con los equipos de perforación denominados jumbo electrohidráulico de un brazo telescópica.

4.5.1.5. Desviación de la perforación.

Una necesidad esencial para que la voladura estalle como se espera es que los taladros perforados sean precisamente rectos y paralelos. Para conseguirlo, deben utilizarse barras de perforación rígidas que minimicen la desviación de los taladros. Además, son esenciales la precisión del emboquille, la energía avance de perforadora, la compatibilidad de la boca y la varilla y los diferentes dispositivos de guiado. Como han demostrado estudios anteriores, la desviación incrementa a medida que lo hace el tamaño de longitud del taladro.

4.5.1.6. Estabilidad del taladro.

Hasta que comience el procedimiento de carguío explosivo, los taladros perforados deben mantenerse limpios de escombros o detritos y sin desprendimientos cercanos. La conducta de la roca y la cantidad de agua en el macizo rocoso determinarán su estabilidad. Se puede garantizar un aumento de la estabilidad de las perforaciones de producción con la selección correcta de los materiales de perforación como el uso de tubos de PVC, para colocar a los taladros en rocas malas y que facilitan para cargar con los explosivos.

4.6. Diseño de mallas de perforación y voladura.

El diseño indica la disposición de los taladros, así como el tamaño, las cargas explosivas y las secuencias de detonación que se emplearán.

Las más importantes variables que contribuyen en el diseño del burden y el espaciamiento para un uso eficiente o maximizar la energía explosiva, que

son la densidad de la roca y la densidad de los explosivos, que son los criterios que más se aproximan al tipo real de macizo rocoso en el esquema de malla de perforación y voladura utilizado por el CMH S.A.

4.6.1. Tipo de roca

Numerosas fisuras y un sistema de fallas con RMR de 41 a 50 se presentan perpendiculares al eje de excavación en el macizo rocoso RP 2800. En la tabla 22, que muestra las propiedades de la roca intacta, se proporcionan los siguientes parámetros.

Tabla 22.

Caracterización de la roca intacta de la Rp 2800

CARACTERISTICAS DE LA ROCA	RP 2800 MINA ROSA
Ancho de labor	4.5 m
Altura de la labor	4.2 m
GSI	43
RMR	45
RQD	49%
Resistencia a la compresión simple	75 Mpa
Diámetro de la broca rimadora	102 mm
Diámetro de taladro de producción	45 mm
Longitud de barra	12 pies = 3.6 m
Eficiencia de perforación	92%
Eficiencia de la voladura	91%
Distancia a zona crítica	100 m
Desviación angular "α"	10 mm/m
Angulo de taladros de contorno "Y"	3° = 0.05 rad = 5.24 cm/m
Error de emboquillado "β"	0.02 m
densidad de la roca "ρ"	2.7 gr/cm ³
Distancia entre taladros "dt"	0.6 m
Coeficiencia de la roca "C"	

Fuente: departamento geomecánico de CMH S.A.

Las especificaciones técnicas del explosivo de Famesa, el tipo de explosivos que se utiliza en CMH S.A. se aprecia en la figura 35.

Figura 35.

Características técnicas de emulnor encartuchada de Famesa.

CARACTERÍSTICAS		Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad relativa (g/cm ³)		0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación (m/s)	confinado	4400	5800	5700	5500
	sin confinar	3500	4500	4400	4200
Presión de detonación (kbar)		44	95	93	88
Energía (Kcal/kg)		628	785	920	1010
Volumen normal de gas (L/kg)		952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%)		63	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)		75	120	145	155
Sensibilidad al fulminante		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua		Exelente	Exelente	Exelente	Exelente
Categoría de humos		Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

Las características técnicas de Famecorte se aprecia en la figura 36.

Figura 36.

Características técnicas de Famecorte E20

CARACTERÍSTICAS	Famecorte E20
Densidad relativa (g/cm ³)	1.1
Velocidad de detonación (m/s)	4200
Presión de detonación (kbar)	48
Volumen normal de gas (L/kg)	909
Potencia relativa en peso (%)	74
Resistencia al agua	buena
Categoría de humos	clase 1
Diametro del tubo mm	17.5
Longitud del tubo mm	512

Fuente: Extraído de catálogo digital de Famesa Explosivos.

4.7. Número de taladros según la sección.

La cantidad de taladros se calculan con la siguiente expresión matemática de la ecuación (16).

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{P}{S} + C * A$$

Donde:

P = 15.5245 m

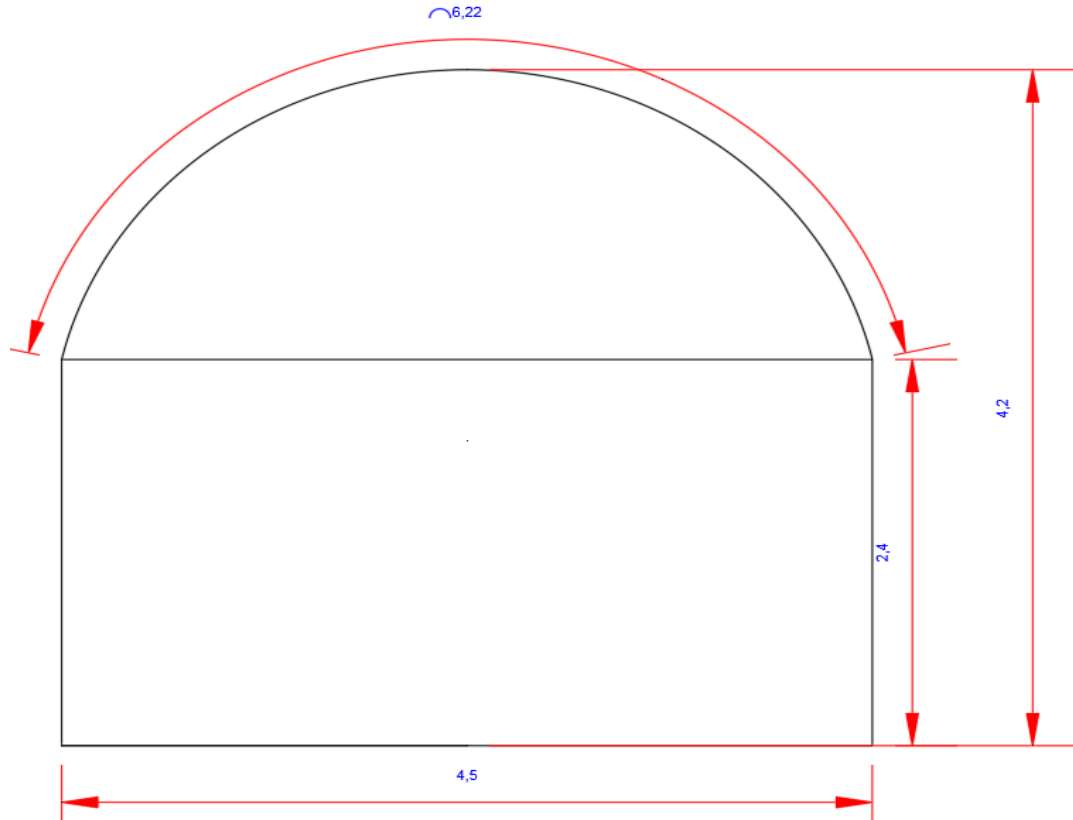
A: Área es 16.8385 m²

$$S = 0.6 \text{ m}$$

$$C = 1.5$$

Figura 37.

Sección de la labor 4.5 x 4.2 m en AutoCAD



El número de taladros según los datos en la siguiente ecuación (16).

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{15.5245}{0.6} + 1.5 * 16.8385$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 51 \text{ taladros}$$

4.7.1. Cálculo de avance por disparo

Diámetro equivalente: con la siguiente ecuación (17) se calcula, donde se emplean rimadoras de 102 mm, cuatro taladros de alivio y se aprecia en la imagen 38.

$$\varnothing_e = \varnothing_1 * \sqrt{N}$$

$$\varnothing_e = 102\sqrt{4}$$

$$\varnothing_e = 204\text{mm} = 0.204\text{m}$$

El número de taladros según los datos en la siguiente ecuación (16).

$$N^{\circ} \text{ tal} = \frac{15.5245}{0.6} + 1.5 * 16.8385$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 51 \text{ taladros}$$

4.7.2. Cálculo de avance por disparo

- a. **Diámetro equivalente:** con la siguiente ecuación (17) se calcula, donde se emplean rimadoras de 102 mm, cuatro taladros de alivio y se aprecia en la imagen 38.

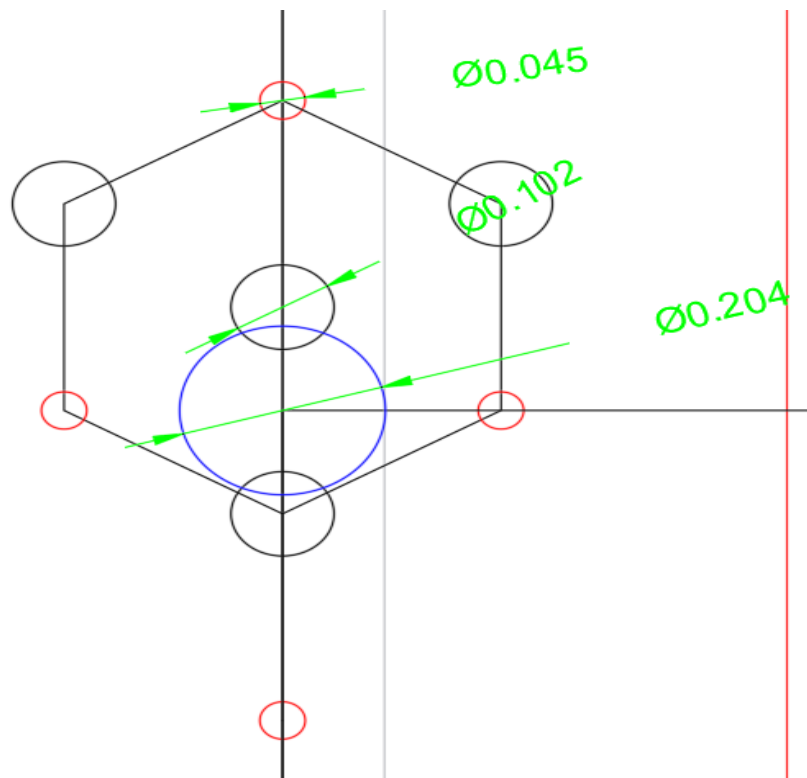
$$\varnothing_e = \varnothing_1 * \sqrt{N}$$

$$\varnothing_e = 102\sqrt{4}$$

$$\varnothing_e = 204\text{mm} = 0.204\text{m}$$

Figura 38.

Diámetro equivalente



- b. **Longitud de taladro, según diámetro equivalente:** Para la simulación de la longitud de taladro se utiliza la siguiente ecuación (18), donde el diámetro equivalente es 204 mm

$$H = 0.15 + 34.1\varnothing_e - 39.4\varnothing_e^2$$

$$H = 0.15 + 34.1 * 0.204 - 39.4 * 0.204^2$$

$$H = 5.47 \text{ m}$$

Pero en CMH S.A. el avance por disparo es dependiendo de longitud de la barra, para esta investigación se utilizará barras de 12 pies por

lo cual la longitud de perforación es de 11 pies que equivale a 3.35 m el avance de disparo es de 95%.

$$H = 3.35m$$

- c. Profundidad de avance (L):** el avance de disparo es de 95% de longitud de barra se calcula con la ecuación (19).

$$L = 0.95H$$

$$L = 0.95 * 3.35$$

$$L = 3.20m$$

- d. Error de perforación (Ψ).** Cuando es mayor el error o desviación, menor será la eficacia del disparo, está representado en la ecuación (20), donde desviación angular α es 0.01 m, y error de emboquille es 0.02 m y L es 3.2 m.

$$\Psi = (\alpha * L) + e$$

$$\Psi = (0.01 * 3.2) + 0.02$$

$$\Psi = 0.052 \text{ m}$$

4.7.3. Cálculos para el diseño de arranque o cuele

Burden equivalente máximo: se determina con el principio de longitud de arco en la ecuación (21).

$$B_{e \max} = 1.5\emptyset_e$$

$$B_{e \max} = 1.5 * 0.204$$

$$B_{e \max} = 0.306$$

Burden práctico (B_{p1}): Calculamos el burden practico con la ecuación (27)

$$B_{p1} = B_{e \max} - \Psi$$

$$B_{p1} = 0.306 - 0.052$$

$$B_{p1} = 0.254$$

EL burden practico de eje a eje; está calculada de marea cuele en una malla de perforación modificado el burden en el “eje X” y en el “eje Y” por errores o desviación en la perforación, que pueden sumar o restar distancia al burden equivalente, se calculan con las ecuaciones (28) y (29) se aprecia en la figura 39.

$$B_p(a) = B_eMáx - \Psi - 0.139$$

$$B_p(a) = 0.306 - 0.052 - 0.139$$

$$B_p(a) = 0.115 \text{ m en el eje X}$$

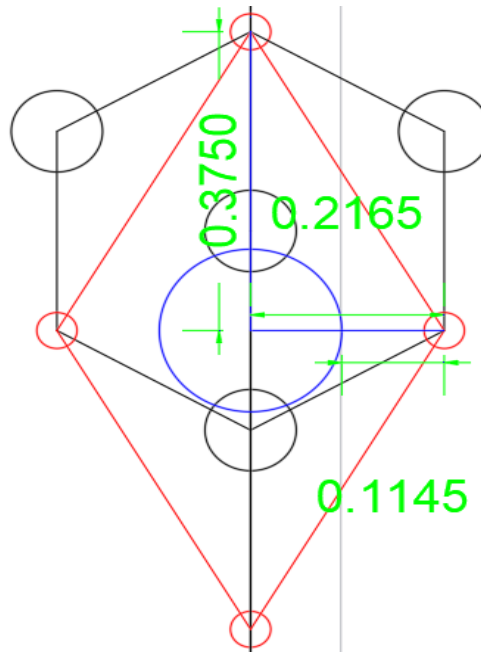
$$B_p(b) = B_eMáx - \Psi + 0.019$$

$$B_p(b) = 0.306 - 0.052 + 0.019$$

$$B_p(b) = 0.273 \text{ m en el eje Y}$$

Figura 39.

Burden practico en eje X y en eje Y



Ancho de abertura (A_h): se calcula con las siguientes ecuaciones (30), (31) y (32) y se aprecia en la figura 40.

$$Xa = \frac{\emptyset_e}{2} + B_p(a)$$

$$Xa = \frac{0.204}{2} + 0.115$$

$$Xa = 0.217$$

$$Xb = \frac{0.204}{2} + 0.273$$

$$Xb = 0.375$$

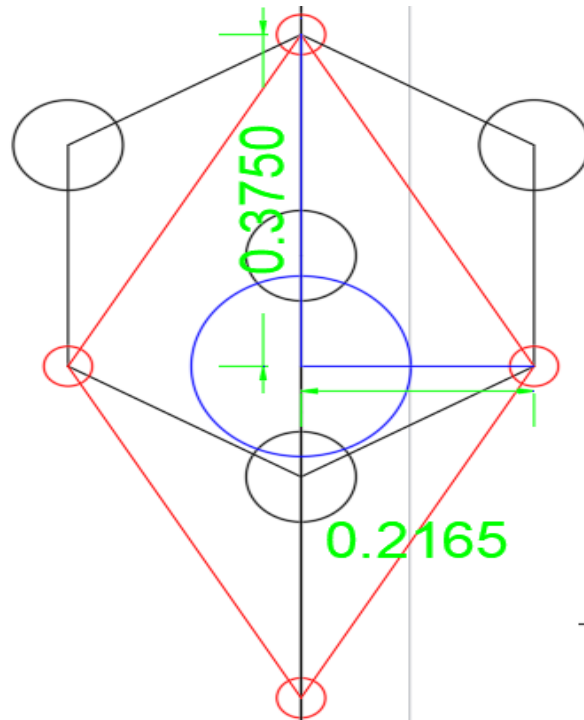
$$Ah_{(0)} = \sqrt{(Xa)^2 + (Xb)^2}$$

$$Ah_{(0)} = \sqrt{(0.217)^2 + (0.375)^2}$$

$$Ah_{(0)} = 0.433$$

Figura 40.

Ancho de la apertura



Consumo específico C.E. de explosivos, Ashby (1977): Se calcula con la ecuación (33).

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

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{43 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 49}{3.3}}}$$

$$C.E. = 0.308 \text{ kg/m}^3$$

Constante de roca “C” sueco: se determina en la ecuación (37)

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

$$C = 0.8784 * 0.308 + 0.052$$

$$C = 0.322 \text{ kg/m}^3$$

Nivel de fragmentación de la roca con el factor de roca: se determina con una ecuación polinómica de tercer grado con la variable de la roca en ecuación (38)

$$A_{F roc} = 96.667(C.E.)^3 - 138.5 * (C.E.)^2 + 75.883 * C.E. - 4.41$$

$$A_{F roc} = 96.667(0.308)^3 - 138.5 * (0.308)^2 + 75.883 * 0.308 - 4.41$$

$$A_{F roc} = 8.65$$

Índice de volatilidad de Lilly: Se determina con la fórmula (39)

$$B.I. = \frac{C.E}{0.004}$$

$$B.I. = \frac{0.308}{0.004}$$

$$B.I. = 77$$

Factor de energía “F.E.”: Se determina con la fórmula (40)

$$F.E. = 30 * (C.E.)$$

$$F.E. = 30 * (0.308)$$

$$F.E. = 9.24 \frac{MJ}{TON}$$

Concentración de carga en el arranque “ q_o ”: Se determina con la fórmula (41)

$$q_o = \frac{55 * \emptyset_0 * \left(\frac{B_{max}}{\emptyset_2}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(B_{max} - \frac{\emptyset_2}{2}\right) * \frac{C}{0.4}}{PRP \text{ del explosivo usado}}$$

La potencia relativa en peso del explosivo de emulnor de 3000 es 100% con (RWS_{Anfo})

$$q_o = \frac{55 * 0.045 * \left(\frac{0.306}{0.204}\right)^{\frac{3}{2}} * \left(0.306 - \frac{0.204}{2}\right) * \frac{0.322}{0.4}}{1}$$

$$q_o = 0.747 \frac{kg}{m}$$

Longitud de taco: Se determina con la fórmula (42)

$$L_{taco} = 10 * 2\emptyset_0$$

$$L_{taco} = 10 * 2 * 0.045$$

$$L_{taco} = 0.9 \text{ m}$$

Cálculo de (L_{carga}) longitud de carga en el arranque: se calcula con la ecuación (43)

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

$$L_{carga} = 3.2 - 0.9$$

$$L_{carga} = 2.3 \text{ m}$$

Nº de cartuchos por taladro en el cuele: Se determina con la fórmula (44) donde el peso unitario de emulnor de 3000 con dimensión $1\frac{1}{8} \times 12$ es de 219 gramos y longitud sin confinar es 0.305 m y longitud confinado es igual a 0.229

$$N^{\circ} \text{ cart/tal} = \frac{L - 0.5 * B_{\max}}{\text{lungitud de explosivo} 1(\frac{1}{8} * 12)}$$

$$N^{\circ} \text{ de cart/tal} = \frac{3.2 - 0.5 * 0.306}{0.305}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 10 \text{ cartuchos de emulnor de 3000}$$

Masa explosiva “ Q_e ”: se calcula con la ecuación (45)

$$Q_e = \text{peso del explosivo} * N^{\circ} \text{ cart/tal}$$

$$Q_e = 0.219 * 10$$

$$Q_e = 2.19 \frac{kg}{tal}$$

Predicción de la fragmentación “X” por el método Kuz Ram: Se determina con la fórmula (46)

$$X = A_{Froc} * (K)^{0.8} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{Anfo}} \right)^{\frac{19}{30}}$$

Para los cálculos se tiene:

$$k=C.E. = 0.308$$

$$RWS_{Anfo} = 100\% \text{ emulnor de 3000 } (1\frac{1}{8} * 12)$$

$$X = 8.65 * (0.308)^{0.8} * (2.19)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{100} \right)^{\frac{19}{30}}$$

$$X = 4.19 \text{ cm}$$

4.7.4. Cálculos para Número de Cuadrantes

4.7.4.1. Cálculos para el primer cuadrante.

Burden máximo B_{Max 1} en el primer cuadrante: Se calcula con la ecuación (47) y se evidencia en la figura 41.

$$B_{Max 1} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h0} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}}$$

Para los cálculos tenemos los siguientes datos:

$$RWS_{Anfo} = 85\% \text{ emulnor de 3000 } (1\frac{1}{8} * 12)$$

$$A_{h0} = 0.433$$

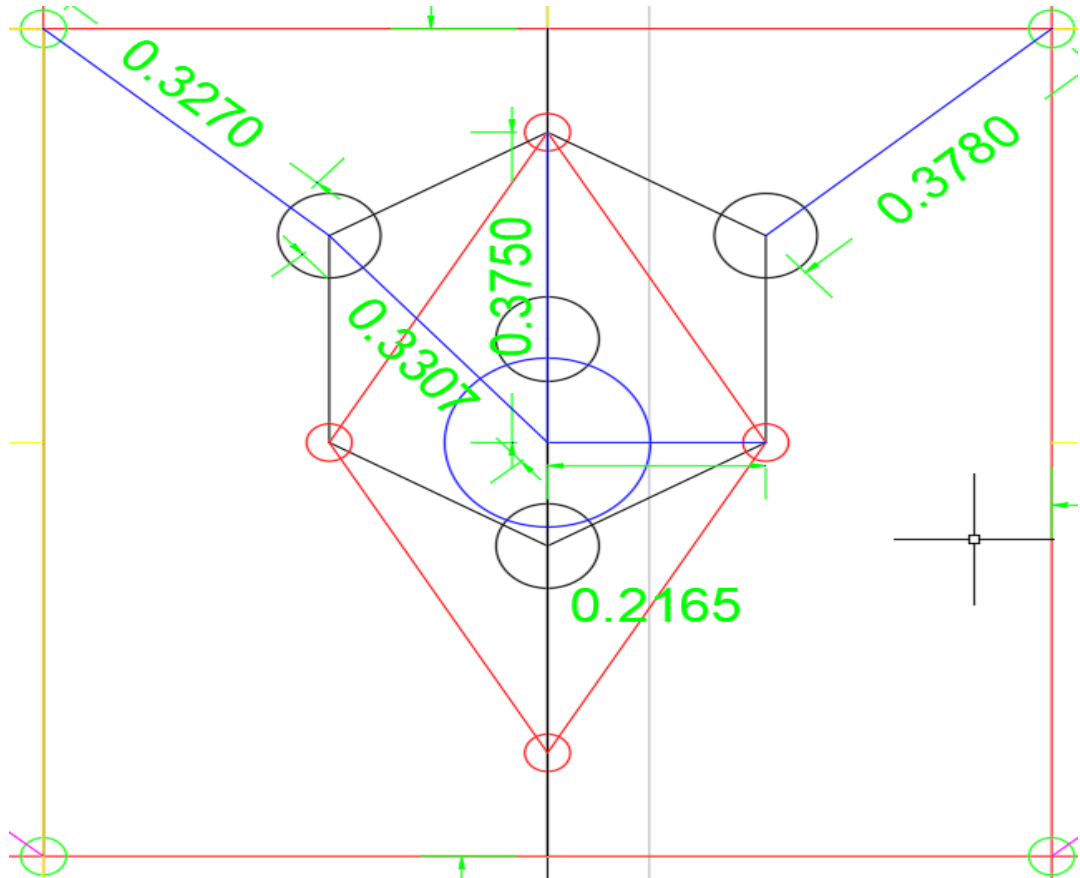
$$C = 0.322$$

$$B_{Max\ 1} = 0.088 * \sqrt{\frac{0.433 * 0.747 * 0.85}{0.322 * 0.045}}$$

$$B_{Max\ 1} = 0.379\ m$$

Figura 41.

Burden máximo y el burden práctico



Burden práctico(B_{p1}) en primer cuadrante: Se determina con la fórmula (48) como se evidencia en la figura 41.

$$B_{p1} = B_{Max\ 1} - \Psi$$

$$B_{p1} = 0.379 - 0.052$$

$$B_{p1} = 0.327\ m$$

Longitud de X_c y X_d : de acuerdo a la siguiente ecuación (50) se evidencia en la figura 42.

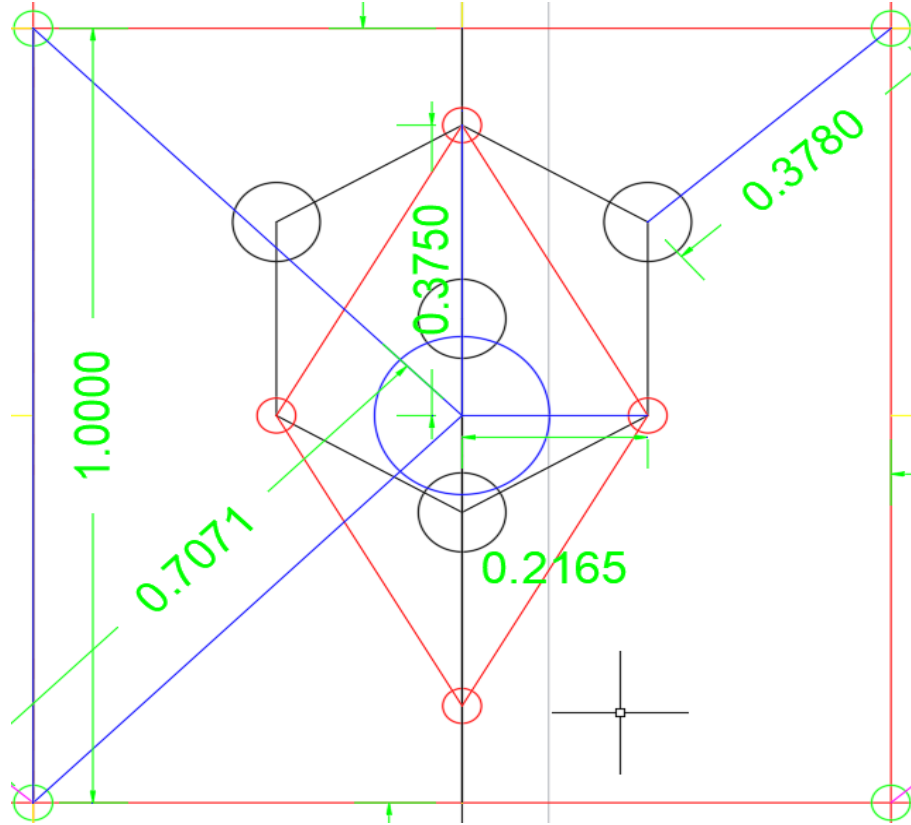
$$X_c = X_d = A_{h0} + B_{p1} - \Psi$$

$$X_c = X_d = 0.433 + 0.327 - 0.052$$

$$X_c = X_d = 0.708 \text{ m}$$

Figura 42.

Longitud X_c y X_d y la apertura A_{h1}



Ancho de abertura (A_{h1}): Se determina con la fórmula (49) se aprecia en la figura 42.

$$A_{h1} = \sqrt{(X_c)^2 + (X_d)^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{(0.708)^2 + (0.708)^2}$$

$$A_{h1} = 1.00 \text{ m}$$

Concentración de carga en el primer cuadrante: La densidad de carga lineal en el taladro. Se determina con la fórmula (51).

$$q_1 = \frac{32.3 * \varnothing_0 * C * B_{Max \text{ 1º cuad}}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h0}}{2 * B_{Max \text{ 1º cuad.}}})^{1.5})}$$

$$q_1 = \frac{32.3 * 0.045 * 0.322 * 0.379}{0.85 * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{0.433}{2 * 0.379})^{1.5})}$$

$$q_1 = 0.665 \text{ kg/m}$$

Cantidad de cartuchos por taladro en el primer cuadrante: Se determina con la fórmula (52)

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \ 1^{\circ} \text{ cuad}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de cart/tal} = \frac{3.2 - 0.91 * 0.379}{0.305}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 9 \text{ cartuchos}$$

Masa explosiva empleado por taladro en el primer cuadrante: Se calcula con la ecuación (53)

$$Q_e = \text{peso del explosivo} * N^{\circ} \text{ cart/tal}$$

$$Q_e = 0.216 * 9$$

$$Q_e = 1.944 \frac{\text{kg}}{\text{tal}}$$

4.7.4.2. Cálculos para el segundo cuadrante

Burden máximo en el segundo cuadrante: Se determina con la fórmula (54).

$$B_{Max \ 2} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}}$$

$$B_{Max \ 2} = 0.088 * \sqrt{\frac{1 * 0.747 * 0.85}{0.322 * 0.045}}$$

$$B_{Max \ 2} = 0.635\text{m}$$

Burden practico (B_{p2}) en segundo cuadrante: Se determina con la fórmula (55) como se aprecia en la figura 43.

$$B_{p2} = B_{Max \ 2} - \Psi$$

$$B_{p2} = 0.583$$

Longitud de X_e y X_f : Se determina con la fórmula (57) y se evidencia en la figura 43 los valores de la longitud.

$$X_e = X_f = \frac{A_{h1}}{2} + B_{p2}$$

$$X_e = X_f = \frac{1}{2} + 0.583$$

$$X_e = X_f = 1.083 \text{ m}$$

Ancho de abertura (A_{h2}): En ecuación (56) y se evidencia en la figura 43.

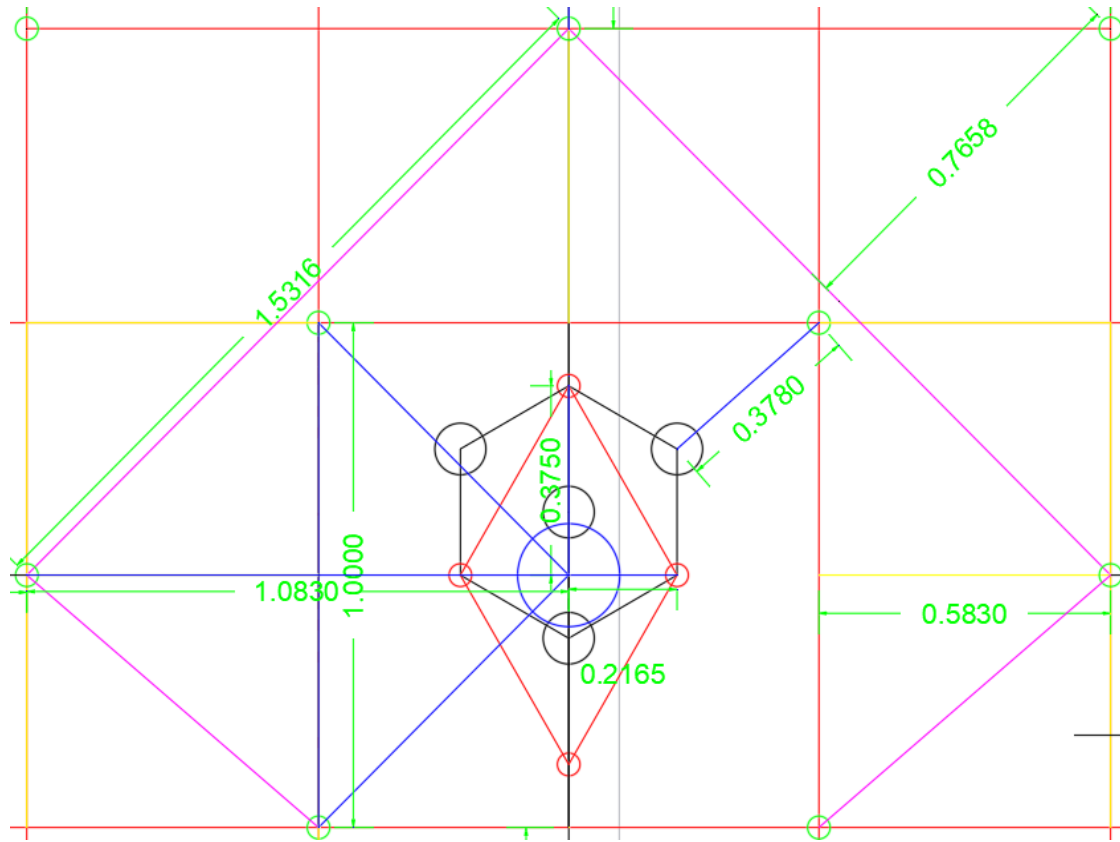
$$A_{h2} = \sqrt{(X_e)^2 + (X_f)^2}$$

$$A_{h2} = \sqrt{(1.083)^2 + (1.083)^2}$$

$$A_{h2} = 1.532$$

Figura 43.

Burden práctico de segundo cuadrante y apertura A_{h2}



Concentración de carga en el segundo cuadrante. Para el segundo cuadrante $q_2 = q_1$

$$q_2 = 0.665 \frac{kg}{m}$$

Cantidad de cartuchos por taladro en el segundo cuadrante: Con ecuación (59)

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \ 2^{\circ} \text{ cuad}}}{\text{longitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } cart/tal = \frac{3.2 - 0.91 * 0.635}{0.305}$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{cart}{tal} = 9 \text{ cartuchos}$$

Masa explosiva empleado por taladro en el segundo cuadrante: Se calcula con la ecuación (60).

$$Q_e = \text{peso del explosivo} * N^{\circ} \text{ cart/tal}$$

$$Q_e = 0.216 * 9$$

$$Q_e = 1.944 \frac{kg}{tal}$$

4.7.4.3. Cálculos para el tercer cuadrante

Burden máximo en el tercer cuadrante: Se calcula con la ecuación (61)

$$B_{Max\ 3} = 0.088 * \sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS_{Anfo}}{C * \emptyset_0}}$$

$$B_{Max\ 3} = 0.088 * \sqrt{\frac{1.532 * 0.747 * 0.85}{0.322 * 0.045}}$$

$$B_{Max\ 3} = 0.7329 \text{ m}$$

Burde práctico (B_{p3}) en el tercer cuadrante: El burden práctico B_{p3} Se determina con la fórmula (62) y se aprecia en la figura 44.

$$B_{p3} = B_{Max\ 3} + \Psi - (\emptyset_0/2)$$

$$B_{p3} = B_{Max\ 3} + 0.052 - \left(\frac{0.045}{2}\right)$$

$$B_{p3} = 0.7658 \text{ m}$$

Longitud de X_g y X_h de acuerdo a la siguiente ecuación: Se calcula en la ecuación (64) se evidencia en la figura 44.

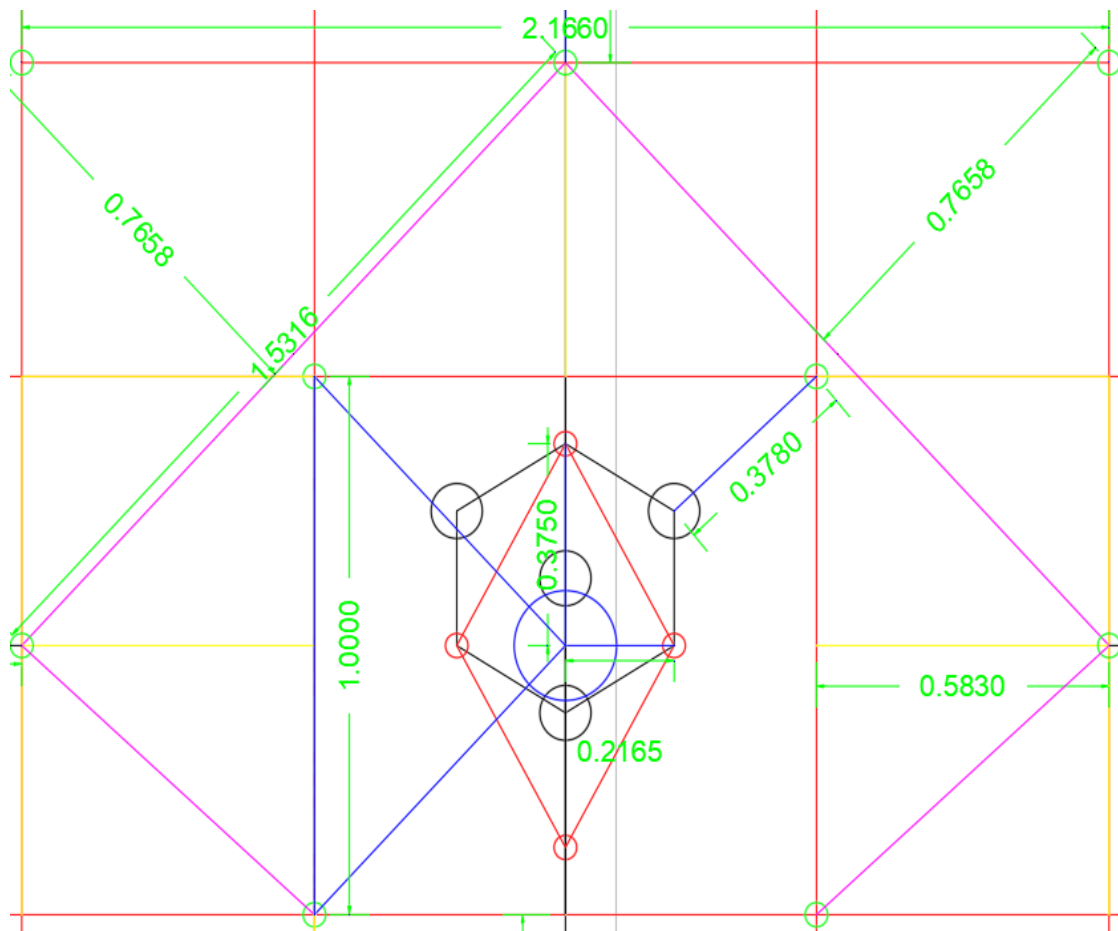
$$X_g = X_h = \frac{A_{h2}}{2} + B_{p3}$$

$$X_g = X_h = \frac{1.532}{2} + 0.7658$$

$$X_g = X_h = 1.532$$

Figura 44.

La apertura A_{h3} y burden máximo de tercer Cuadrante



Ancho de abertura (A_{h3}) para el tercer cuadrante: Se determina con la fórmula (63) se evidencia en la figura 44.

$$A_{h3} = \sqrt{(X_g)^2 + (X_h)^2}$$

$$A_{h3} = \sqrt{(1.532)^2 + (1.532)^2}$$

$$A_{h3} = 2.166 \text{ m}$$

Concentración de carga en el tercer cuadrante. Que será igual a la carga de segundo cuadrante.

$$q_3 = q_2 = 0.665 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Cantidad de cartuchos por taladro en el tercer cuadrante: Se determina con la fórmula (66)

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{\text{Max } 3^{\circ} \text{ cuad}}}{\text{lungitud de explosivo } \left(1 \frac{1}{8} * 12\right)} \right) + 1$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.7329}{0.305} \right) + 1$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 9 \text{ cartuchos de emulnor de 1000}$$

Masa explosiva empleado por taladro en el tercer cuadrante: Se determina con la fórmula (67)

$$Q_{e3} = \left(N^{\circ} \frac{\text{cat}}{\text{tal}} \right) * \text{peso unitario de explosivo}$$

$$Q_{e3} = 9 * 0.216$$

$$Q_{e3} = 1.944 \frac{\text{kg}}{\text{tal}}$$

Cálculo de numero de cuadrantes: Se determina con la fórmula (68), en donde L es longitud de taladro 3.2 m.

$$A_{hx} = A_{h3} = 2.166$$

$$A_{hx} < \sqrt{L}$$

$$2.166 < \sqrt{3.2}$$

$$2.166 < 1.78$$

Nos indica que ya no es necesario diseñar más cantidad de cuadrantes.

4.7.5. Cálculos para Taladros de Ayuda de los Hastiales

Se calcula con la ecuación (69) para el reajuste

$$B \leq 0.6 * L$$

$$B \leq 0.6 * 3.2$$

$$B \leq 1.91 \text{ m}$$

Debido al resultado es 1.91 m podemos determinar con la fórmula (70) para estimar el intervalo en el que debemos realizar los reajustes del factor «C» de la roca.

$$B \geq 1.4\text{m} \rightarrow C' = C + 0,05$$

$$C' = 0.322 + 0,05$$

$$C' = 0.372$$

Donde:

B: burden para taladro es 1.91 m

C: factor de la roca sueca es 0.322 kg/m^3

C': es factor de roca corregida es 0.372 kg/m^3

Burden máximo para barreos ayuda de hastiales: Se determina en la ecuación (72) los parámetros que se utilizaran para ajustes en la tabla 9 de fijación donde factor de fijación se considera 1.45 y la relación S/B es 1.25.

$$B_{\max \text{ ay Hast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}}$$

$$B_{\max \text{ ay Hast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.747 * 0.85}{0.372 * 1.25 * 1.45}}$$

$$B_{\max \text{ ay Hast}} = 0.873 \text{ m}$$

RWS_{Anfo} : PRP del explosivo empleado de emulnor 1000 es 85%

C' Corregido: Factor de roca corregido para taladros es 0.372 kg/m^3

Burden práctico para ayuda de hastial. Se determina con la fórmula (73)

$$B_{\text{prac.ay Hast}} = \frac{A_{Tunnel} - A_{h \text{ 3º cuadrante}}}{4}$$

$$B_{\text{pract.ay Hast}} = \frac{4.5 - 2.166}{4}$$

$$B_{\text{pract. ay Hast}} = 0.583 \text{ m}$$

A_{Tunnel} : Ancho del túnel es 4.5 m.

$A_{h \text{ 3º cuadrante}}$: Ancho de abertura en tercer cuadrante 2.166 m

Nº de taladros para ayuda de hastiales. Se determina con la fórmula (74) y la relación S/B es 1.25

$$N^{\circ} Tal_{hast} = \left(\frac{A_{Tunnel} - A_{h \text{ 3º cuad}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal_{hast} = \left(\frac{4.5 - 2.166}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} Tal_{hast} = 4 \text{ taladros hastiales}$$

Espaciamiento de taladros en ayuda de hastiales (S): Se determina con la fórmula (75)

$$S_{\text{ay Hast}} = \frac{A_{h \text{ 3º cuadrante}}}{N^{\circ} Tal_{hast} - 2}$$

$$S_{ay Hast} = \frac{2.166}{4 - 2}$$

$$S_{ay Hast} = 1.083 \text{ m}$$

Ancho de abertura de ayuda de hastiales (Ah): Se determina con la ecuación (76)

$$A_{ay.hast} = A_{h 3^o \text{ cuad}} + (2B_{\text{prac. ay Hast}} * S_{ay Hast})$$

$$A_{ay.hast} = 3.4288 \text{ m}$$

Concentración de carga (q_4) en los taladros de ayuda hastial: La carga de ayuda de hastial será igual a la carga de primer cuadrante $q_{4 \text{ ay. hast}} = q_1 = 0.665 \frac{kg}{m}$ por utilizar el mismo tipo y número de explosivos.

Número de cartuchos por taladro en ayuda de hastial. Se determina con la ecuación (78).

$$N^o \text{ de } \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \text{ ayd.hat}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12\right)} \right)$$

$$N^o \text{ de } \frac{cart}{tal} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.873}{0.305} \right)$$

$$N^o \text{ de } \frac{cart}{tal} = 8 \text{ cartuchos de emulnor de 1000}$$

Masa explosiva empleados por taladro de ayuda de hastial. Se determina con la fórmula (79).

$$Q_{e \text{ hast}} = \left(N^o \text{ de } \frac{cart}{tal} \right) * Pu_{\text{explosivo}}$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 8 * 0.216$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 1.728 \frac{kg}{tal}$$

4.7.6. Cálculo para Taladros de Ayuda en la Corona

Se determina con la fórmula (80) para la abertura más cercana que se considera de tercer cuadrante.

$$H_{Disp \text{ tj(l)}} = 0.64(H_{Tunel} - A_{h \text{ ult.cuad}})$$

$$H_{Disp \text{ tj(l)}} = 0.64(4.2 - 2.166)$$

$$H_{Disp \text{ tj(l)}} = 1.30 \text{ m}$$

Burden práctico para taladros de ayuda de corona. Se determina con la fórmula (81), el factor de fijación es hacia abajo entonces es 1.2 y la relación S/B es 1.25.

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}}$$

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}}$$

$$B_{\max \text{ ay cor}} = 0.96 \text{ m}$$

Burden práctico para taladros de ayuda de corona: Se determina con la fórmula (82)

$$B_{\text{Pract ay cor}} = 0.51 * H_{\text{Disp tj}(\downarrow)}$$

$$B_{\text{Pract ay cor}} = 0.51 * 1.30$$

$$B_{\text{Pract ay cor}} = 0.66 \text{ m}$$

Longitud de segmento donde irán los taladros de ayuda de corona: Se determina con la fórmula (83) donde el ancho de túnel es 4.5 m.

$$L_{\text{Segm. ay cor}} = 0.6533 * A_{\text{túnel}}$$

$$L_{\text{Segm. ay cor}} = 0.6533 * 4.5$$

$$L_{\text{Segm. ay cor}} = 2.94 \text{ m}$$

Espaciamiento de taladros en ayuda de corona: Se calcula con la ecuación (84)

$$S_{\text{ay. cor.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay. cor.}}$$

$$S_{\text{ay. cor.}} = 0.3333 * 2.94$$

$$S_{\text{ay. cor.}} = 0.98 \text{ m}$$

Número de taladros en ayuda de corona: Se determina con la fórmula (85)

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{cor}} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay. cor.}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{cor}} = \left(\frac{2.94}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{cor}} = 4.35 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{cor}} = 4 \text{ taladros}$$

Ancho de abertura de ayuda de corona (Ah): Se determina con la fórmula (86)

$$A_{\text{ay. cor.}} = L_{\text{Segm. ay. cor.}}$$

$$A_{ay.cor.} = 2.94 \text{ m}$$

Concentración de carga (q_5) en los taladros de ayuda de corona

La concentración de la carga es igual al primer cuadrante

$$q_5 = q_1 = 0.665 \text{ kg/ tal}$$

Número de cartuchos por taladro en ayuda de corona.

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \text{ ayd.cor}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12\right)} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.96}{0.305} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 8 \text{ cartuchos de emulnor de 1000}$$

Masa explosiva empleado por taladro en el ayuda de corona. Se determina con la fórmula (89)

$$Q_{e \text{ hast}} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu \text{ explosivo}$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 8 * 0.216$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 1.728 \frac{\text{kg}}{\text{tal}}$$

4.7.7. Cálculo para taladros de ayuda de piso

las áreas de tajeo hacia arriba (Zona E), se determina con la fórmula (90)

$$H_{Disp \text{ tj}(\uparrow)} = 0.36(H_{Tunel} - A_{h \text{ ult.cuad}})$$

$$H_{Disp \text{ tj}(\uparrow)} = 0.36 * (4.2 - 1)$$

$$H_{Disp \text{ tj}(\uparrow)} = 1.152 \text{ m}$$

Burden máximo para taladros de ayuda de piso. Se determina con la fórmula (91), teniendo en cuenta el factor de fijación es 1.45 y la relación de S/B es 1.25

$$B_{\text{max ay arrast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}}$$

$$B_{\text{max ay arrast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.747 * 0.85}{0.372 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\text{max ay arrast}} = 0.873 \text{ m}$$

Burden práctico para taladros de ayuda de piso: Se determina con la fórmula (92)

$$B_{\text{Pract ay arrast.}} = \frac{H_{\text{Disp tj}(\tau)}}{2}$$

$$B_{\text{Pract ay arrast.}} = \frac{1.152}{2}$$

$$B_{\text{Pract ay arrast.}} = 0.576$$

Longitud de segmento donde ira los taladros ayuda de piso: Se determina con la fórmula (93).

$$L_{\text{Segm.ay arrast.}} = 0.72 * A_{\text{túnel}}$$

$$L_{\text{Segm.ay arrast.}} = 0.72 * 4.5$$

$$L_{\text{Segm.ay arrast.}} = 3.24 \text{ m}$$

Espaciamiento de taladros ayuda de piso (S): Se determina con la fórmula (94)

$$S_{\text{ay.arrast.}} = 0.3333 * L_{\text{Segm. ay.arrast.}}$$

$$S_{\text{ay.arrast.}} = 0.3333 * 3.24$$

$$S_{\text{ay.arrast.}} = 1.08 \text{ m}$$

Número de taladros: Se determina con la fórmula (95)

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{ay.arrast}} = \left(\frac{L_{\text{Segm. ay.cor.}}}{\frac{S}{B}} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{ay.arrast}} = \left(\frac{3.24}{1.25} \right) + 2$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}_{\text{ay.arrast}} = 4 \text{ taladros}$$

Ancho de abertura de ayuda de piso (Ah): Se determina con la fórmula (96)

$$A_{\text{ay.arrast.}} = L_{\text{Segm. ay.arrast.}}$$

$$A_{\text{ay.arrast.}} = 3.24 \text{ m}$$

Concentración de carga (q_6) en los taladros de ayuda piso: La concentración de carga de ayuda de arrastre es igual al primer cuadrante

$$q_6 = q_1 = 0.665 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Número de cartuchos por taladro en ayuda de piso. Se determina con la fórmula (98).

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.5 * B_{\text{Max ayd.arrst.}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{3.2 - 0.5 * 0.873}{0.305} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 9 \text{ cartuchos de emulnor de 1000}$$

Masa explosiva empleado por taladro en ayuda de piso. Se determina con la fórmula (99).

$$Q_{e \text{ hast}} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu \text{ explosivo}$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 9 * 0.216$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 1.944 \frac{\text{kg}}{\text{tal}}$$

4.7.8. Cálculos para taladros de hastiales

Burden máximo para taladros de hastiales. Se calcula con la ecuación (100), considerando el factor de fijación es 1.45, la relación de S/B es 1.25 y la RWS_{Anfo} de emulnor de 500 es 63%.

$$B_{\text{max Hast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B} \right) * f}}$$

$$B_{\text{max Hast}} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.747 * 0.63}{0.372 * 1.45 * 1.25}}$$

$$B_{\text{max Hast}} = 0.752 \text{ m}$$

Burden práctico para taladros hastiales. Se determina con la fórmula (101)

$$B_{\text{Pract.hast.}} = \frac{0.2755 * A_{\text{túnel}}}{2 \text{ Flancos}}$$

$$B_{\text{Pract.hast.}} = \frac{0.2755 * 4.2}{2}$$

$$B_{\text{Pract.hast.}} = 0.579 \text{ m}$$

Altura disponible donde se ubica los taladros hastiales: Se determina con la fórmula (102) donde el radio es 1.8 m

$$H_{\text{Disp.hast.}} = H_{\text{túnel}} - r$$

$$H_{\text{Disp.hast.}} = 4.2 - 1.8$$

$$H_{\text{Disp.hast.}} = 2.4 \text{ m}$$

Espaciamiento de taladros hastiales (S): Se calcula con la ecuación (103)

$$S_{tal.hast.} = 0.3345 * H_{Disp.hast.}$$

$$S_{tal.hast.} = 0.3345 * 2.4$$

$$S_{tal.hast.} = 0.8 \text{ m}$$

Cálculo de Número de taladros para hastiales: Se calcula con la ecuación (104)

$$N^{\circ} Tal_{hast.} = \left(\frac{H_{Disp.hast.}}{\frac{S}{B}} \right) + 3$$

$$N^{\circ} Tal_{hast.} = \left(\frac{2.4}{1.25} \right) + 3$$

$$N^{\circ} Tal_{hast.} = 6 \text{ taladros}$$

Ancho de abertura de hastiales (Ah): Se determina con la ecuación (105)

$$A_{hast.} = H_{Disp.hast.}$$

$$A_{hast.} = 2.4 \text{ m}$$

Concentración de carga (q_7) en los taladros de hastial: Se determina con la ecuación (106)

$$q_{7 \text{ hast.}} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max \text{ hast.}}}{RWS_{Anfo} * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{A_{h. \text{ hast.}}}{2 * B_{Max \text{ hast.}}})^{1.5})}$$

$$q_{7 \text{ hast.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.322 * 0.752}{0.63 * \text{sen}(\text{Arcotang}(\frac{2.4}{2 * 0.752})^{1.5})}$$

$$q_{7 \text{ hast.}} = 0.566 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Número de cartuchos por taladro hastiales. Se determina con la fórmula (107).

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \text{ ayd.arrst.}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12 \right)} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.752}{0.305} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 8 \text{ cartuchos de emulnor de 500}$$

Masa explosiva utilizado por taladro de hastial. Se determina con la ecuación (108).

$$Q_{e\ hast} = \left(N^{\circ} de \frac{cart}{tal} \right) * Pu\ explosivo$$

$$Q_{e\ hast} = 8 * 0.162$$

$$Q_{e\ hast} = 1.296 \frac{kg}{tal}$$

4.7.9. Cálculos para taladros de corona

Espaciamiento en taladros de la corona: Se calcula con la ecuación (109) donde la k toma el valor de 17.3

$$S_{Corona} = k * \emptyset_0$$

$$S_{Corona} = 17.3 * 0.045$$

$$S_{Corona} = 0.778\ m$$

Burden máximo para taladros de corona: Con la ecuación (111)

$$B_{Max.\ Corona} = \frac{S}{0.8}$$

$$B_{Max.\ Corona} = \frac{0.778}{0.8}$$

$$B_{Max.\ Corona} = 0.973\ m$$

Burden práctico para taladros de corona: Se determina con la fórmula (112)

$$B_{Prac.\ Cor} = B_{Max.\ Cor} - L \sin Y - \psi$$

$$B_{Prac.\ Cor} = 0.754\ m$$

Número de taladros para corona: Se determina con la fórmula (113)

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = \left(\frac{A_{túnel.}}{B_{Max.\ Corona} * \frac{S}{B}} \right) + 1$$

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = \left(\frac{4.5}{0.85 * 0.8} \right) + 1$$

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = 7\ taladros$$

Concentración de carga (q_8): Con la ecuación (114)

$$q_{8\ cor.} = 90 * \emptyset_0^2$$

$$q_{8\ cor.} = 90 * 0.045^2$$

$$q_{8\ cor.} = 0.182 \frac{kg}{m}$$

Número de cartuchos por taladros de corona: Se tiene en cuenta que la longitud del explosivo tipo famecorte E20 es de 512 mm y se determina con la ecuación (115).

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max\ cor.}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1\frac{1}{8} * 12\right)} \right)$$

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.85}{0.512} \right)$$

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = 5 \text{ unidades del famecorte}$$

Masa explosiva empleado por taladro de corona. Se determina con la ecuación (116).

$$Q_{e\ hast} = \left(N^{\circ} de \frac{cart}{tal} \right) * Pu\ explosivo$$

$$Q_{e\ hast} = 5 * 0.139$$

$$Q_{e\ hast} = 0.695 \frac{kg}{tal}$$

4.7.10. Cálculos para el arrastre o piso

Burden máximo taladros de piso: Se calcula con la ecuación (117) teniendo en cuenta el factor de fijación es 1.45 y la relación de B/S es 1

$$B_{\max\ Arrast.} = 0.9 * \sqrt{\frac{q_0 * RWS_{Anfo}}{C' * \left(\frac{S}{B}\right) * f}}$$

$$B_{\max\ Arrast.} = 0.9 * \sqrt{\frac{0.747 * 0.85}{0.372 * 1.45 * 1}}$$

$$B_{\max\ Arrast.} = 0.976 \text{ m}$$

Burden práctico para taladros de piso: Se determina con la fórmula (118)

$$B_{\text{Prac. Arrast.}} = B_{\text{Max. Arrast.}} - L \sin \gamma - \psi$$

$$B_{\text{Prac. Arrast.}} = 0.756$$

Número de taladros para `piso. Se determina con la fórmula (119).

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = \left(\frac{A_{túnel.} + 2L \sin \gamma}{B_{\text{Max. arrast}} * \frac{S}{B}} \right) + 1$$

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = \left(\frac{4.5 + 2 * 3.2 \sin(3^{\circ})}{0.976 * 1} \right) + 1$$

$$N^{\circ} Tal_{cor.} = 5 \text{ taladros}$$

Espaciamiento para taladros (centrales) de arrastre. Se determina con la fórmula (120)

$$S_{Tal.arrast.} = \left(\frac{A_{túnel.} + 2 * L * \sin Y}{N^{\circ} Tal_{arrst.} - 1} \right)$$

$$S_{Tal.arrast.} = \left(\frac{4.5 + 2 * 3.2 * \sin(3)}{5 - 1} \right)$$

$$S_{Tal.arrast.} = 1.21 \text{ m}$$

Espaciamiento para taladros esquinas de piso. Se determina con la fórmula (121).

$$S_{Tal.arrast.esq.} = S_{Tal.arrast.} - (L * \sin Y)$$

$$S_{Tal.arrast.esq.} = 1.21 - (3.2 * \sin 3^{\circ})$$

$$S_{Tal.arrast.esq.} = 1.04 \text{ m}$$

Ancho de abertura de los taladros de piso: Se determina con la fórmula (122)

$$A_{h \text{ arrast.}} = A_{túnel.}$$

$$A_{h \text{ arrast.}} = 4.5 \text{ m}$$

Cálculo de la concentración de carga (q_9) en taladros de piso: Se determina con la fórmula (123)

$$q_{9 \text{ arrast.}} = \frac{32.3 * \emptyset_0 * C * B_{Max \text{ arrast.}}}{RWS_{Anfo} * \sin(\text{Arcotang}(\frac{A_{h \text{ arrast.}}}{2 * B_{Max \text{ arrast.}}})^{1.5})}$$

$$q_{9 \text{ arrast.}} = \frac{32.3 * 0.045 * 0.322 * 0.976}{0.85 * \sin(\text{Arcotang}(\frac{0.976}{2 * 0.976})^{1.5})}$$

$$q_{9 \text{ arrast.}} = 0.707 \frac{kg}{m}$$

Número de cartuchos por taladro en los arrastres. Se tiene en cuenta que la longitud del explosivo es emulnor de 100 es 0.305 m y se determina con la ecuación (124).

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = \left(\frac{L - 0.91 * B_{Max \text{ cor.}}}{\text{lungitud de explosivo} \left(1 \frac{1}{8} * 12 \right)} \right) + 2$$

$$N^{\circ} de \frac{cart}{tal} = \left(\frac{3.2 - 0.91 * 0.85}{0.512} \right)$$

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} = 10 \text{ unidades de emulnor de 1000}$$

Masa explosiva empleado por taladro en el ayuda de hastial. Se determina con la fórmula (125).

$$Q_{e \text{ hast}} = \left(N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{cart}}{\text{tal}} \right) * Pu \text{ explosivo}$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 10 * 0.216$$

$$Q_{e \text{ hast}} = 2.16 \frac{\text{kg}}{\text{tal}}$$

4.8. RP 2800 CON LA INVESTIGACIÓN REALIZADA

4.8.1. Sobre excavación actual

La sobre excavación, después de la investigación realizada da resultado de los veinte y cuatro disparos realizados de la fecha once de octubre a cuatro de noviembre del 2023 tomadas por la topografía de CMH S.A. Teniendo un resultado promedio de sobre excavación de 6.06% como se aprecia en la tabla 23.

La sobre excavación tiene un promedio de ancho 4.58 m y una altura de 4.28 m, teniendo los resultados favorables de reducción de la sobre excavación y así obteniendo un avance mayor con un promedio de 3.1 m, a las voladuras antes de la investigación, que tenía resultado de 2.84 m de avance en promedio, además la eficiencia promedio de perforación es de 97.49% y la eficiencia de voladura promedio es de 96.44% que conlleva a estos resultados obtenidos.

Tabla 23.*Datos tomados por topografía de CMH S.A. y el resultado de la sobre excavación*

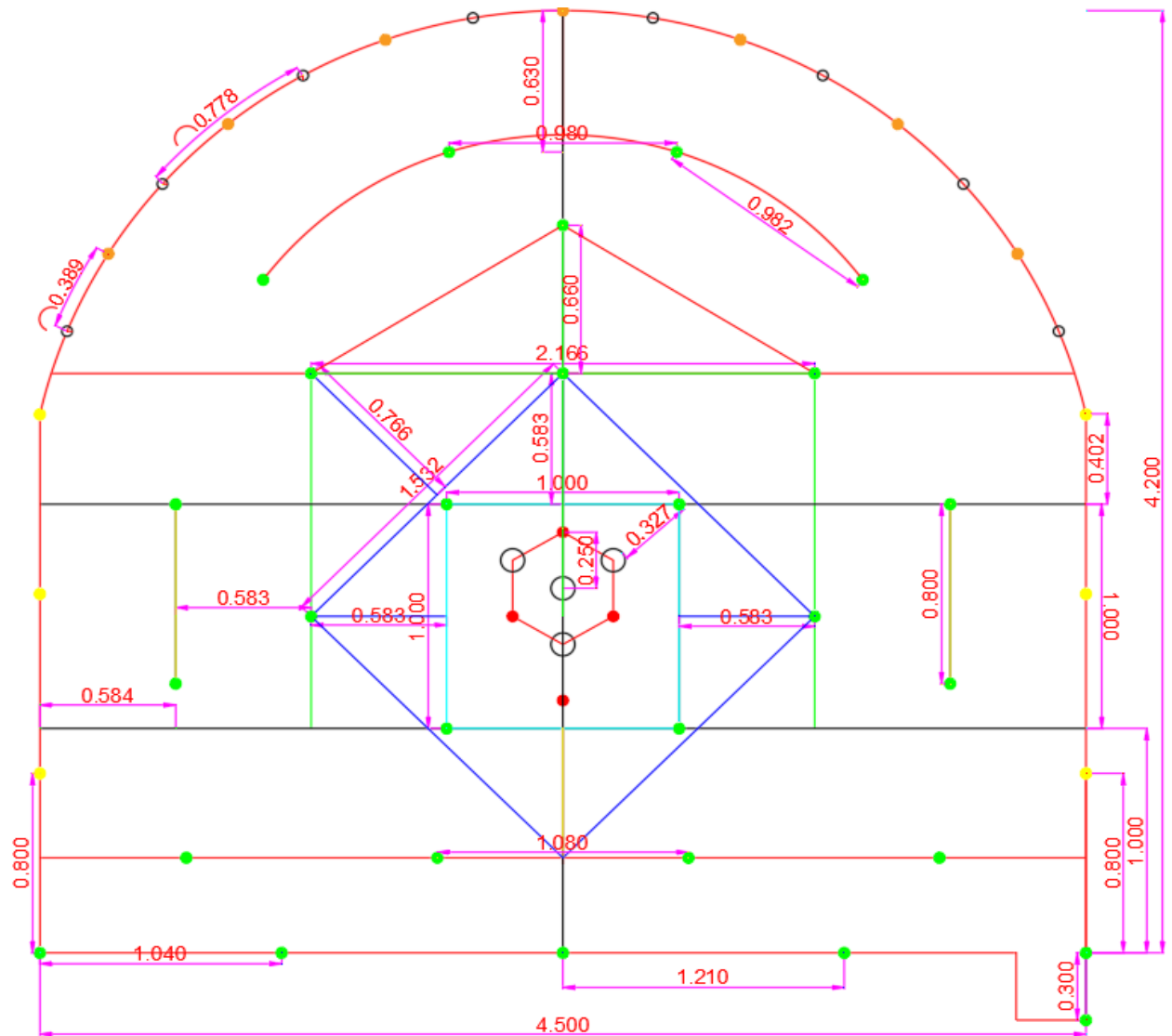
disparo	SECC. PROGR.		lung. barra (m)	lung. Perf. (m)	eff. de perf. (%)	secc. Real			eff. de vol. (%)	sobre rotura		
	A (m)	H (m)				A (m)	H(m)	avance (m)		Rt m3	Rr m3	Sr (%)
11/10/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.69	4.31	3.07	95.64	54.52	58.31	6.95
12/10/23	4.50	4.20	3.30	3.24	98.18	4.68	4.32	3.08	95.06	54.69	58.51	6.97
13/10/23	4.50	4.20	3.30	3.23	97.88	4.59	4.33	3.11	96.32	55.25	58.09	5.16
14/10/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.62	4.36	3.08	95.95	54.69	58.29	6.58
15/10/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.63	4.35	3.07	96.54	54.52	58.10	6.56
16/10/23	4.50	4.20	3.30	3.18	96.36	4.65	4.30	3.09	97.17	54.87	58.05	5.79
17/10/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.57	4.35	3.10	96.57	55.05	57.90	5.18
18/10/23	4.50	4.20	3.30	3.22	97.58	4.60	4.38	3.12	96.89	55.41	59.06	6.60
19/10/23	4.50	4.20	3.30	3.24	98.18	4.58	4.35	3.09	95.37	54.87	57.84	5.41
20/10/23	4.50	4.20	3.30	3.22	97.58	4.69	4.29	3.12	96.89	55.41	58.98	6.46
21/10/23	4.50	4.20	3.30	3.20	96.97	4.63	4.32	3.12	97.50	55.41	58.63	5.83
22/10/23	4.50	4.20	3.30	3.23	97.88	4.64	4.31	3.11	96.28	55.23	58.44	5.81
23/10/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.67	4.34	3.12	97.20	55.41	59.41	7.24
24/10/23	4.50	4.20	3.30	3.19	96.67	4.65	4.29	3.12	97.81	55.41	58.48	5.55
26/10/23	4.50	4.20	3.30	3.20	96.97	4.60	4.35	3.08	96.25	54.69	57.91	5.87
27/10/23	4.50	4.20	3.30	3.24	98.18	4.59	4.35	3.13	96.60	55.58	58.72	5.64
28/10/23	4.50	4.20	3.30	3.19	96.67	4.64	4.31	3.10	97.18	55.05	58.25	5.81
29/10/23	4.50	4.20	3.30	3.22	97.58	4.62	4.32	3.11	96.58	55.23	58.32	5.60
30/10/23	4.50	4.20	3.30	3.23	97.88	4.64	4.29	3.12	96.59	55.41	58.35	5.32
31/10/23	4.50	4.20	3.30	3.24	98.18	4.66	4.32	3.10	95.68	55.05	58.64	6.51
1/11/23	4.50	4.20	3.30	3.25	98.48	4.63	4.32	3.11	95.69	55.23	58.45	5.83
2/11/23	4.50	4.20	3.30	3.24	98.18	4.67	4.28	3.12	96.30	55.41	58.59	5.75
3/11/23	4.50	4.20	3.30	3.21	97.27	4.62	4.36	3.10	96.57	55.05	58.67	6.58
4/11/23	4.50	4.20	3.30	3.22	97.58	4.65	4.33	3.09	95.96	54.87	58.46	6.53
promedio				3.22	97.49	4.63	4.33	3.10	96.44	55.10	58.44	6.06

4.8.2. Mallas de perforación con el método de Roger Holmberg

La nueva malla está elaborada con el método de Roger Holmberg optimizando 2 taladros a la diferencia de la malla anterior, teniendo un total de 57 taladros de los cuales 4 son taladros alivio o rimadas para salida del arranque, 8 son taladros de amortiguación recorte y 45 taladros son de producción se evidencia en imagen 45.

Figura 45.

Diseño de la nueva malla elaborado con el método de Roger Holmberg



4.8.3. Tipo de explosivos utilizados

Los explosivos utilizados son de Famesa como; emulnor de 3000 que son cargados los taladros de arranque, emulnor de 1000 que son cargados los taladros ayudas de piso, ayudas de coona, ayudas de Cuadrador, arrastre y taladro de cuneta, emulnor de 500 son cargados los taladros cuadradores y los taladros de corona son cargados con famecorte E-20 esos detalles se presentan en la tabla 24, además se evidencia que se utilizó 76.38 kg de explosivo para la voladura de la Rp 2800 con 45 taladros cargados.

Tabla 24.*Tipo de explosivos utilizados en la Rp 2800*

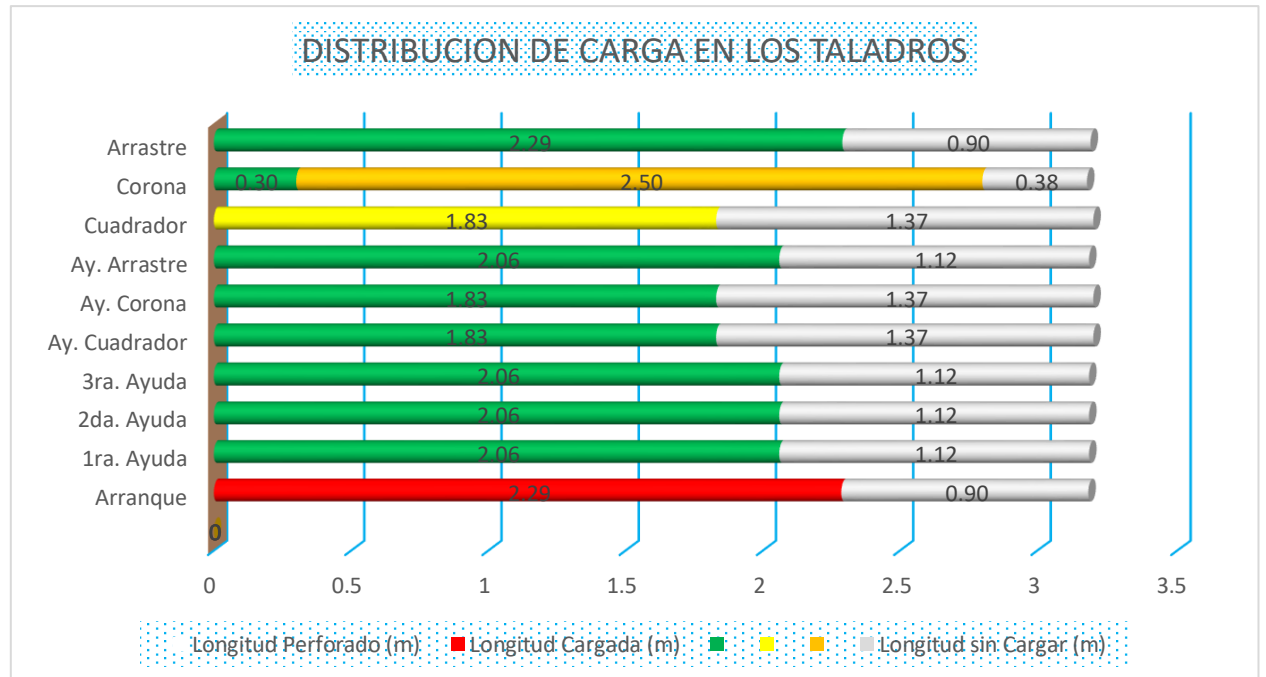
Descripción	# Cart	# Tal	Emul 3000 1 1/8" X 12"	Emul 1000 1 1/8" X 12"	Emul 500 1 1/8" X 12"	F. E-20	Total Pzas
Taladro Alivio		4.00					
Arranque	10.00	4.00	40.00				40.00
1ra Ayuda Arranq	9.00	4.00		36.00			36.00
2da Ayuda Arranq	9.00	3.00		27.00			27.00
3ra Ayuda Arranq	9.00	3.00		27.00			27.00
taladro de cuneta	8.00	1.00		8.00			8.00
Ayudas de Cuadrador	8.00	4.00		32.00			32.00
Ayudas de Corona	8.00	4.00		32.00			32.00
Ayudas de Arrastre	9.00	4.00		36.00			36.00
Cuadradores	8.00	6.00			48.00		48.00
Coronas	5.00	7.00		7.00		35.00	7.00
Arrastres	10.00	5.00		50.00			50.00
Alivio Contorno		8.00					
Total, Pzas		57.00	40.00	255.00	48.00	35.00	
Total, Cargados		45.00					
Peso			0.219	0.216	0.162	0.139	
Total, Kg	Kgs/Cartucho		8.772	54.957	7.792	4.861	76.380

4.8.4. Distribución de carga

La distribución de carga de explosivos según la nueva malla de perforación y voladura para la Rp 2800 se evidencia en la tabla 23 teniendo así, para los taladros de arranque se emplean 10 cartuchos de emulnor de 3000, los taladros de ayudas de arranque y ayudas de arrastre se emplean 9 cartuchos de emulnor de 1000, los taladros de ayudas de corona, Cuadrador y cuneta se carga con 8 cartuchos de emulnor de 1000, los taladros cuadradores se cargan 8 cartuchos de emulnor de 500, los taladros de corona son cargados con un cebo de emulnor de 1000 y 5 unidades de famecorte E-20 y los taladros de arrastre son cargados con 10 cartuchos de emulnor de 1000 como se aprecia en la figura 46.

Figura 46.

La distribución de la carga de explosivos en los taladros en la Rp 2800



4.8.5. Factor de carga lineal y factor de carga

El factor de carga lineal se determina con la ecuación 3, el peso total de explosivos empleados en la Rp 2800 es de 76.38 kg y la longitud de avance es de 3.22 m.

$$Fc = \frac{w}{LP} \left(\frac{Kg}{m} \right)$$

$$Fc = \frac{76.38}{3.22} \left(\frac{Kg}{m} \right)$$

$$Fc = 23.72 \left(\frac{Kg}{m} \right)$$

El factor de carga se determina con la ecuación 4, teniendo los datos del planeamiento, altura 4.2m, ancho de 4.5 m y la longitud de perforación es de 3.22 m.

$$Fc = \frac{w}{A * H * LP * 0.9} \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$

$$Fc = \frac{76.38}{4.63 * 4.33 * 3.22 * 0.9} \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$

$$Fc = 1.39 \left(\frac{Kg}{m^3} \right)$$

4.8.6. Precios unitarios actual de la rp 2800 con la nueva investigación

Los precios unitarios están calculados para una Rampa de sección 4.5m x 4.2 m, pero para este caso de estudio la sección real promedio según los datos tomados es de 4.63 m x 4.33 m con el promedio de la sobre excavación de 6.06 %, el avance por disparo es de 3.1 m, con la malla 57 taladros perforados en donde 4 taladros rimados, 8 taladros amortiguación de corona y 45 taladros cargados con explosivos de Famesa.

4.8.6.1. Costos unitarios de perforación y voladura.

Los costos unitarios están calculados en horas hombres trabajadas por el disparo, materiales utilizados, equipos, implemento de seguridad, accesorios de voladura y explosivos como se aprecia en la tabla 25. El costo unitario de la perforación y voladura es de 479.28 U.S.\$/M.

Tabla 25.

Costo unitario de perforación y voladura en la Rp 2800 después de la investigación.

MANO DE OBRA						
Descripción	Unid.	Cant.	Factor	Pu	Costo	U.S.\$/m
Operador de Jumbo	H/Disp	1.00	1.00	60.22	60.22	
Ayudante de Jumbo	H/Disp	1.00	1.00	44.12	44.12	
Maestro de Operaciones	H/Disp	2.00	1.00	44.12	88.25	
Bombero	H/Disp	1.00	1.00	37.38	37.38	
Ayudante de Servicios	H/Disp	1.00	1.00	37.38	37.38	
SUB-TOTAL					267.34	86.16
MATERIALES						
Descripción	Unid.	M/Disp	Vida Ec. M	Est. Pzs/Disp	U.S.\$/Pza	U.S.\$/m
Barras de Perf. 12 Fts	M/Disp	205.26	1,150	0.18	429.21	24.69
Brocas de 45 Mm	M/Disp	191.80	380	0.50	60.73	9.88
Shank Adapter	M/Disp	205.26	1,250	0.16	223.74	11.84
Rimadora De 89 Mm	M/Disp	13.46	200	0.07	218.20	4.73
Adaptador De Rimadora	M/Disp	13.46	200	0.07	181.23	3.93
Tubo PVC (Vol. Recorte)	Pzs/Disp	10.00			3.19	10.28
Manga Ventilación 30"	M/Disp	3.10			3.13	3.13
Tubería De Poliet. 2" Agua	M/Disp	3.10			2.47	2.47
Tubería De Poliet. 2" Aire	M/Disp	3.10			2.47	2.47
Tubería De Poliet. 2"		3.10			2.47	
Bomb	M/Disp	3.10				2.47
Acoples, Línea Mensajera	M/Disp	3.10			0.68	0.68
Petróleo (Jumbo)	Gln/Hr	5.68			3.81	6.97
Herramientas		1.00			1.30	0.42
SUB-TOTAL						83.97
IMPLEMENTOS SEGURIDAD						

Descripción	Unid.	M/Disp	CU.S.\$/H	U.S.\$	U.S.\$/m
Implementos Seguridad	Unidad	6.00	2.65	15.90	5.13
SUB-TOTAL					5.13
VOLADURA					
Descripción	Unid.		Cant. Pza	C. U. S.\$/Pza	U.S.\$/m
Emulnor 3000 1 1/8" X 12"	Pzs		40.00	0.49	6.38
Emulnor 1000 1 1/8" X 12"	Pzs		255.00	0.48	39.15
Emulnor 500 1 1/8" X 12"	Pzs		48.00	0.39	6.00
Famecorte	Pzs		35.00	0.95	10.69
Cordón Detonante 5p	M		30.00	0.23	2.22
Guía Ensamblada 2.4 Mt Carmex	Pzs		2.00	0.84	0.54
Cordón De Ignición	M		0.10	0.44	0.01
Accesorios De Voladura	Und		45.00	1.45	21.00
SUB-TOTAL					85.99
EQUIPOS					
Descripción	Unid.	Hr/Disp	Ct U.S.\$/Hr	Ct U.S.\$	U.S.\$/m
Jumbo Electrohidráulico	hr	3.78	128.42	485.96	
Scaler	hr	1.00	-	0.00	
Bomba Matador	hr	5.42	3.32	18.01	
Perforadora	ft	12.00	0.12	1.44	
SUB-TOTAL				505.41	162.89
Total, Costos Directos					424.14
Contingencias	3%				12.72
Gastos Generales	0%				0.00
Utilidad	10%				42.41
TOTAL, COSTOS U.S.\$/m (Con equipos)					479.28

4.8.6.2. Costo unitario de limpieza del frente con Scoop de 6.3 Yd³

la limpieza de Rp 2800 con scoop de 6.3 Yd³ de una sección menor y una longitud de avance de 3.1 m es de 215.86 U.S.\$/Mt como se aprecia en la tabla 26.

Tabla 26.*Costo unitario de limpieza con 6 Yd³*

MANO DE OBRA						
Descripción	Unid.	Cant.	Factor	Pu.	Sub Total	U.S.\$/m
Operador Scooptram	Hom/Disp	0.55	1.00	51.91	28.55	9.21
MATERIALES						
Descripción	Unid.	M/Disp			U.S.\$/Gln	U.S.\$/m
Petróleo (Scoop)	Gln/Hr	17.61			3.81	21.65
EQUIPOS						
Descripción	Unid.	Hrs/Disp			U.S.\$/Hr	Ct. U.S.\$ U.S.\$/m
Scoop Diesel 6.3 Yd ³	Hr	3.48			141.35	492.00 158.71
IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	1.00	-		4.52	1.46
Total, Costos Directos						191.02
Contingencias		3%				5.73
Gastos Generales		0%				0.00
Utilidad		10%				19.10
Total, Costos de Limpieza U.S.\$/m (Con Equipos)						215.86

4.8.6.3. Costo unitario de sostenimiento**✓ Costo unitario de sostenimiento con shotcrete**

El costo unitario de sostenimiento con shotcrete se evidencia en la tabla 27, los costes horarios de equipos son; robot lanzador 108.06 U.S.\$/hr. Y el camión hormiguero o mixer es de 62.12 U.S.\$/hr. Esta calculado con longitud de avance de 3.1 m, su sección es de ancho de 4.63 y la altura de 4.33m espesor de 3 pulgadas, requiriendo, 4.55 m³ de shotcrete. El coste unitario de sostenimiento con shotcrete es de 685.89 U.S.\$/m.

$$Vsh = (2 * H + A) * Av * E * k * 0.0254$$

$$Vsh = (2 * 4.33 + 4.63) * 3.1 * 3 * 1.45 * 0.0254$$

$$Vsh = 4.55 \text{ m}^3$$

Tabla 27.

Costo de sostenimiento con shotcrete en la Rp 2800 con la investigación realizada.

1. MANO DE OBRA						
Descripción	Unid.	Cant.	Cu. \$	Factor	C/ Disp. \$	Us\$/m
Operador de Robot	hr/h	0.51	52.06	0.17	8.69	2.80
operador de mixer	hr/h	0.42	44.33	0.20	8.87	2.86
Ayudante de Robot	hr/h	0.51	37.38	0.17	6.24	2.01
SUB TOTAL		2.00			23.80	7.68
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua				Tar.	3.00 4.52	13.57
SUB TOTAL					13.57	4.38
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Descripción	Unid.	Cant/M3	P.U.	Cant. Requerida	Costo Total	US\$/m
Shotcrete vía húmeda	M3	1.00	324.12	4.55	1,475.42	
Acelerante L- 30 PE	kg	12.00	0.92	4.55	50.25	
Fibra de acero Dramix	kg	25.00	1.56	4.55	177.53	
Calibrador biselado 45° mad	und	50.00	0.10	1.00	5.00	
manguera de jebel" 200 Psi	Mts.	50.00	3.25	100.00	1.63	
petróleo para robot Lanzador	Gls/Hr	1.65	3.82	0.72	4.54	
petróleo para mixer	Gls/Hr	3.50	3.82	0.69	9.23	
SUB TOTAL					1,723.59	556.00
5. EQUIPO DE SOSTENIMIENTO						
descripción	unid.	hrs/disp		Cost/ Hr	costo total	US\$/m
Robot lanzador	hrs	0.72		108.06	77.80	
mixer	Hrs	0.69		62.12	42.86	
SUB TOTAL					120.67	38.92
Costos Directos						606.98
Contingencia		3%				18.21
Utilidad		10%				60.70
COSTO TOTAL (US\$/m Con material)						685.89

✓ **Costo unitario de sostenimiento de pernos swellex de 7 ft**

El sostenimiento con pernos swellex se sostiene después de 3 horas lanzados con shotcrete, con un espaciamiento de perno a perno de 1.2 m el costo unitario de instalación de un perno con jumbo empernador es de 32.20 U.S.\$/Unid. Con un avance de 3.1 m. que es el avance promedio en la cual estos pernos se sostiene los hastiales de la labor y una parte de la corona entrando 6 unidades de pernos de 7 ft cada fila y un promedio de 15.5 pernos por disparo, con la comparación de instalación de mayor cantidad de pernos a la investigación anterior es por la mayor longitud de

avance ya que requiere mayor área a sostener, el costo total en pernos instalados con jumbo empernador es de 499.15 U.S.\$/Mt. Se evidencia en la tabla 28.

Tabla 28.

Costo sostenimiento con pernos swellex de 7 ft con un avance de 3.1 m.

1. MANO DE OBRA						
Descripción	Unid.	Cant.	Cu. \$	Factor	C/ Disp. \$	Us\$/Pza.
Operador Jumbo bolter	Tarea	1.00	60.22	1.00	60.22	
Ayudante Perforista	Tarea	1.00	37.38	1.00	37.38	
SUB TOTAL		2.00			97.59	1.39
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua			Tar.	2.00	4.52	9.05
SUB TOTAL					9.05	0.13
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
BARRA 8'	Pza	149.35	222.37	1,420.00	23.39	
Broca botón R25 x 37mm	Pza	149.35	46.83	250.00	27.98	
Shank Adapter hembra	Pza	149.35	224.21	1,200.00	27.91	
Perno Swellex 28mm X 7'	Pza.	70.00	13.51		945.70	
Herramientas de mina	Global				1.54	
SUB TOTAL					1,026.51	14.66
4. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA						
Manguera aire 1"	M	30.00	3.43	150.00	0.69	
Manguera agua 1/2"	M	30.00	1.75	150.00	0.35	
Empernador Bolter	Hrs	5.89	146.05		860.71	
SUB TOTAL					861.75	12.31
Costos Directos						28.50
Contingencia		3%				0.85
Utilidad		10%				2.85
Costo Total (Us\$/Pza Con Material)						32.20
CT de 6 pernos de 7 ft por fila espaciamento de 1.2 m con avance de 3.1						
m						499.15

✓ **Sostenimiento de pernos swellex de 10 ft**

El sostenimiento con pernos swellex de 10 ft, con un espaciamento de perno a perno de 1.2 m el costo unitario de instalación de un perno con jumbo empernador es de 46.64 U.S.\$/Unid. Con un avance de 3.1 m. que es el avance promedio en la cual estos pernos se sostiene una parte de la corona entrando 3 unidades de pernos cada fila y un promedio de 7.75 unidades de pernos por disparo. Se evidencia en la tabla 29, el

costo total de los pernos de 10 ft instalados tiene un costo de 361.47 U.S.\$/m.

Tabla 29.

Costo unitario de sostenimiento con pernos de 10 ft con avance de 3.1 m.

1. MANO DE OBRA						
Descripción	Unid.	Cant.	Cu. \$	Factor	C X Disp. \$	Us\$/Pza.
Operador Jumbero	Tar.	1.00	60.22	1.00	60.22	1.34
Ayudante Perforista	Tar.	1.00	37.38	1.00	37.38	0.83
SUB TOTAL		2.00			97.59	2.17
2. IMPLEMENTOS SEGURIDAD						
Tareas sin ropa de agua	Tar.	2.00	4.52		9.05	
SUB TOTAL					9.05	0.20
3. MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
Barra de 11pies	Pza	137.16	305.54	1,320.00	31.75	
Broca botón R28 x 37mm	Pza	137.16	46.83	250.00	25.69	
Shank Adapter hembra	Pza	137.16	224.21	1,200.00	25.63	
Perno Swellex 28mm 10'	Pza.	45.00	19.25		866.25	
Herramientas de mina	Global				1.54	
SUB TOTAL					950.86	21.13
4. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA						
Manguera aire 1"	M	30.00	3.43	150.00	0.69	
Manguera agua 1/2"	M	30.00	1.75	150.00	0.35	
Empernador Bolter	Hr	5.47	146.05		798.88	
SUB TOTAL					799.92	17.78
Costos Directos						41.28
Contingencia		3%				1.24
Utilidad		10%				4.13
COSTO TOTAL (US\$/Pza Con material)						46.64
CT de 3 pernos swellex de 10 ft espaciado 1.2 m ubicados en la corona con avance de 3.1 m						361.47

4.8.6.4. Resumen de costo total de operaciones unitarias con investigación realizada

El resumen de los costos unitarios de la Rp 2800 después de la investigación se tiene un monto de 2241.64 U.S.\$/ se calculó con una longitud de avance de 3.1 m lo cual se evidencia en la tabla 30.

Tabla 30.*Resumen de los costos unitarios de la Rp 2800 con la nueva investigación realizada*

OPERACIONES UNITARIAS	DESCRIPCIÓN	TOTAL U.S. \$/m
Perforación y voladura	mano de obra	86.16
	materiales y herramientas	83.97
	implementos de seguridad	5.13
	equipos	162.89
	voladura	85.99
	contingencias más utilidades	55.14
	costo total	479.28
limpieza	mano de obra	9.21
	materiales	21.65
	implementos de seguridad	1.46
	equipos	158.71
	contingencias más utilidades	24.83
	costo total	215.86
sostenimiento con shotcrete	mano de obra	7.68
	materiales y herramientas	556.00
	implementos de seguridad	4.38
	equipos	38.92
	contingencias más utilidades	78.10
	costo total	685.89
sostenimiento con pernos swellex 7 ft	mano de obra	1.39
	materiales y herramientas	14.66
	implementos de seguridad	0.13
	equipos	12.31
	contingencias más utilidades	3.70
	costo total	32.20
	costo total 6 pernos espaciados a 1.2 m	499.15
sostenimiento con pernos swellex 10 ft	mano de obra	2.17
	materiales y herramientas	21.13
	implementos de seguridad	0.20
	equipos	17.78
	contingencias más utilidades	5.37
	costo total	46.64
	costo total 3 pernos espaciados a 1.2 m	361.47
costo total de operación U.S.\$/Mt.		2,241.64

CAPITULO V

RESULTADOS Y DESCUCIONES

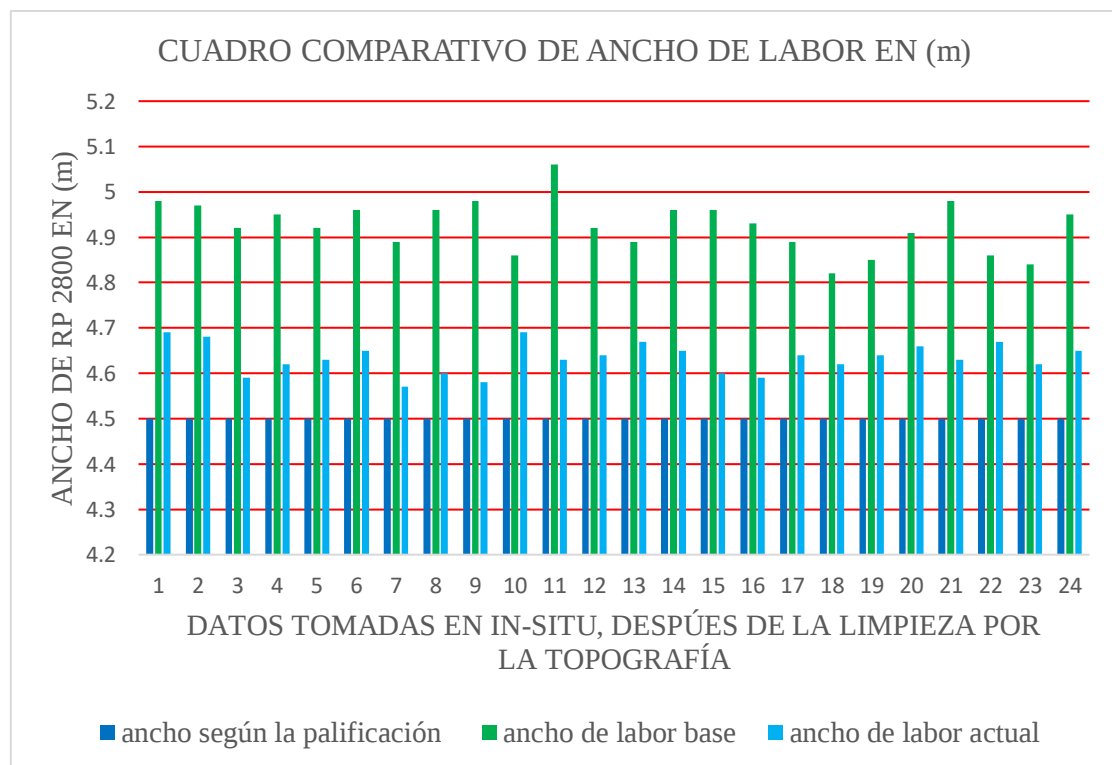
5.1. RESULTADOS DE REDUCCIÓN DE SOBRE EXCAVACIÓN EN LA RP 2800

5.1.1. La sobre excavación en la Rp 2800

El ancho de labor de los 24 disparos realizados en la base de la investigación es de 4.93m, mientras con los 24 disparos realizados con la investigación actual es de 4.63m, como se observa en la figura 47.

Figura 47.

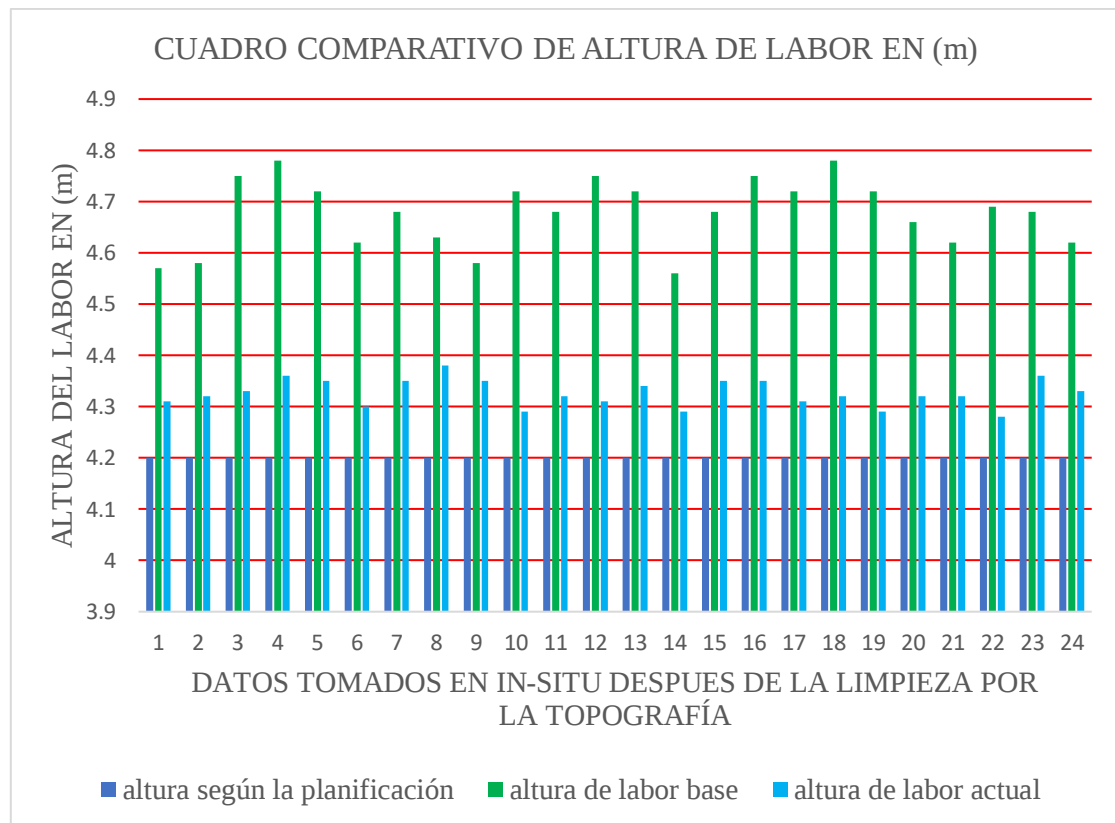
Cuadro comparativo ancho de labor obtenidas por reportes de topografía.



La altura de labor de los 24 disparos realizados en base de la investigación tubo un promedio de 4.68m, mientras la altura promedio con la investigación actual se tiene 4.33m, así reduciendo la sobre excavación como se evidencia en la figura 48.

Figura 48.

Cuadro comparativo de alto de labor obtenida por reporte de la topografía.

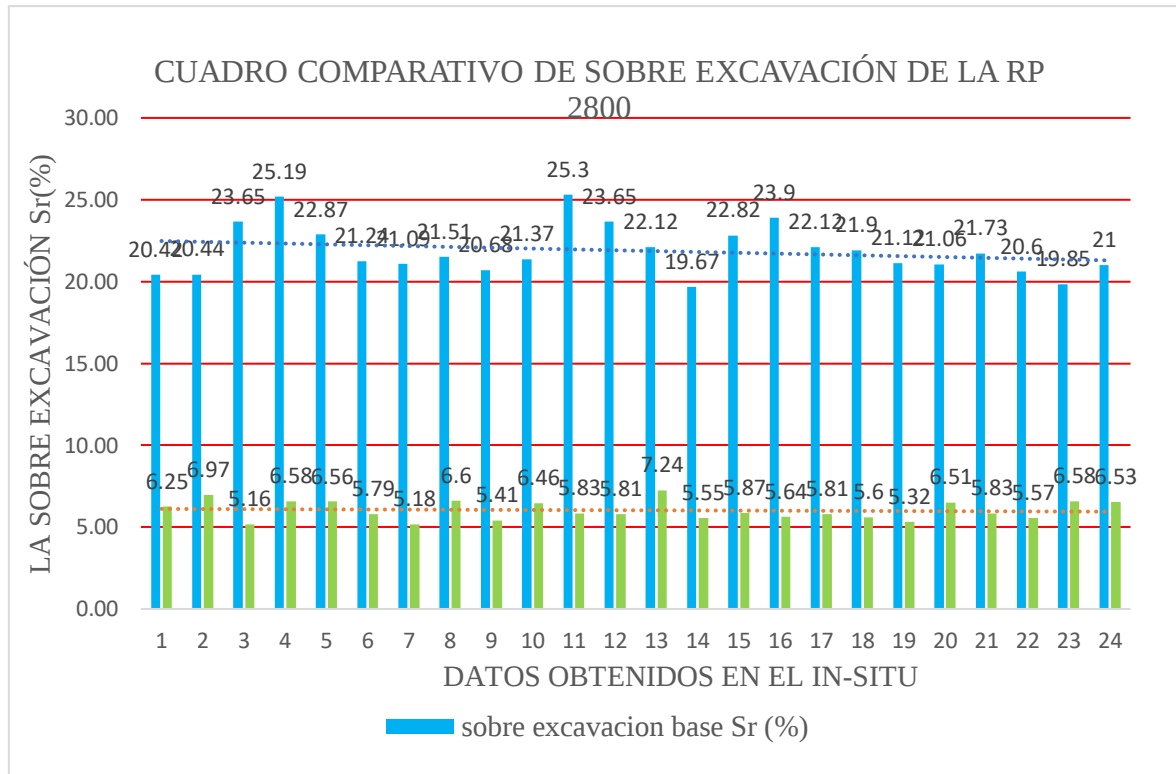


La sobre excavación promedio de las voladuras en base a la investigación tenía 21.89%, esta debilidad incrementaba los costos unitarios de la operación en la Rp 2800.

La sobre excavación con la nueva malla de perforación y voladura, uso tipo de explosivos y cantidad de cartuchos utilizados en un taladro se redujo en un 6.06 %, lo cual es favorable para la empresa que reduce los costos unitarios de la operación como, costo unitario de limpieza, costo unitario de sostenimiento con shotcrete y costos unitarios de perforación y voladura. La sobre excavación se observa en la figura 49.

Figura 49.

Cuadro comparativo de la sobre excavación



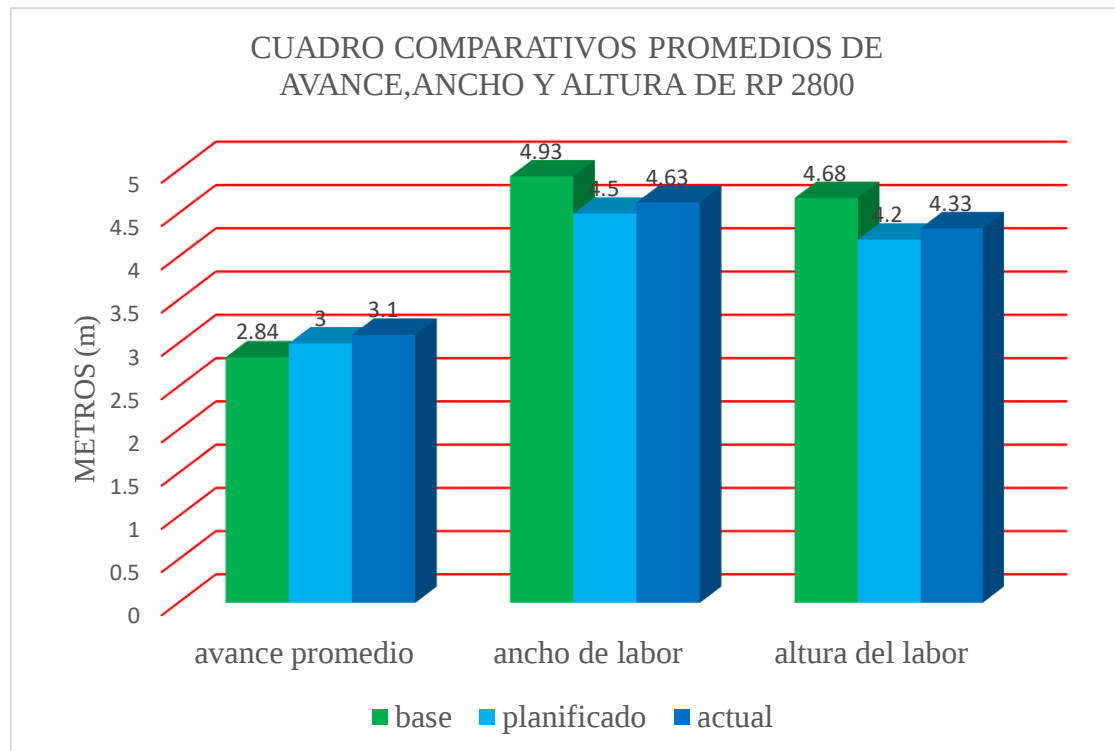
En la figura 50 se observa cuadro comparativo de avance de labor en base de la investigación es promedio 2.84m, el avance planificado por planeamiento por disparo es de 3m y con la investigación actual se obtiene un avance de 3.1 m.

El ancho de la Rp 2800 en base de la investigación tiene un promedio de 4.93m, según el planeamiento debe tener el ancho de 4.5m y con la investigación realizada se tiene 4.63m de ancho.

La altura de la Rp 2800 en base de la investigación se tiene 4.68 m, según el planeamiento se debería tener la altura de 4.2 m y después de la investigación realizada se tiene un promedio de 4.33m de altura esta reducción se obtiene gracias al cambio de explosivos, ya que se cambió el emulnor de 500 a famecorte E-20.

Figura 50.

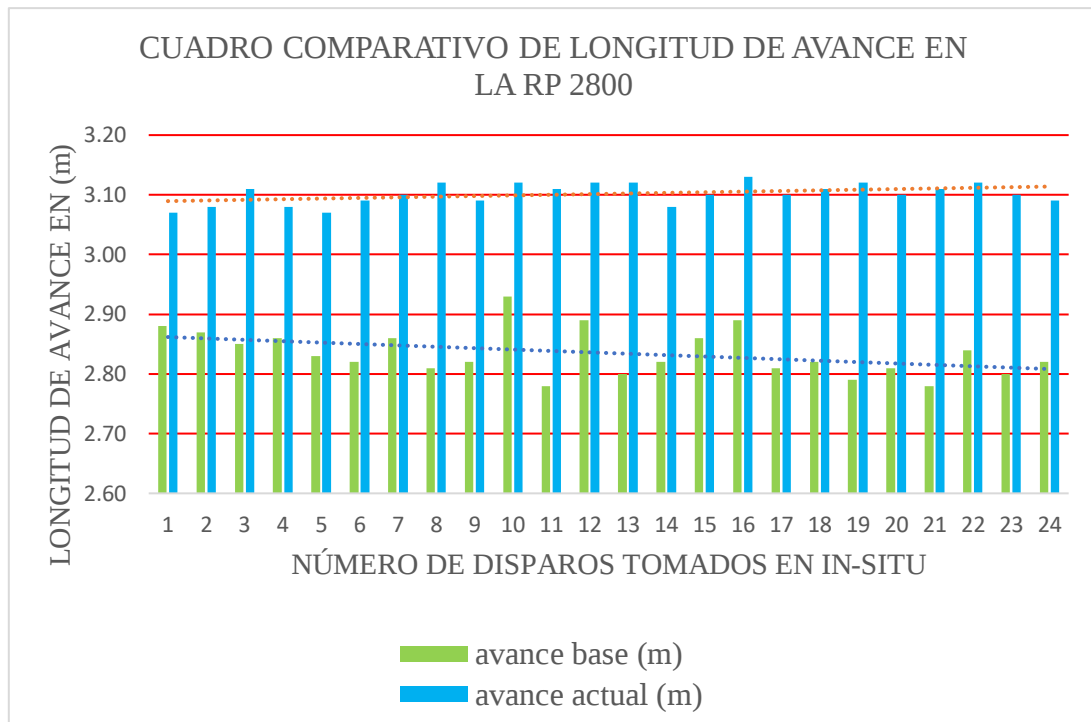
Cuadro comparativo de avance, ancho y altura de la Rp 2800



La longitud de avance para la base de la investigación según la tabla 12 se tiene en promedio 2.84m que representa en 90.01% de eficiencia de la voladura, es perforado con la longitud de barra 3.3m que sería el 100% de la voladura y la longitud de perforación es promedio 3.15 m que representa en 95.5% de perforación. Con la nueva investigación el promedio de la longitud de avance según la tabla 22 e imagen 51 es de 3.1m. que representa 96.44% eficiencia de voladura, la longitud barra de perforación es 3.3m que representa el 100% de la voladura y el promedio de perforación es 97.49%. Con respecto a la longitud de avance es 3.3m sería el 100%, respecto a la base de la investigación el avance es 2.84m que representa 86.06% de longitud de avance y con la nueva investigación es 3.1m que es 93.4% de avance.

Figura 51.

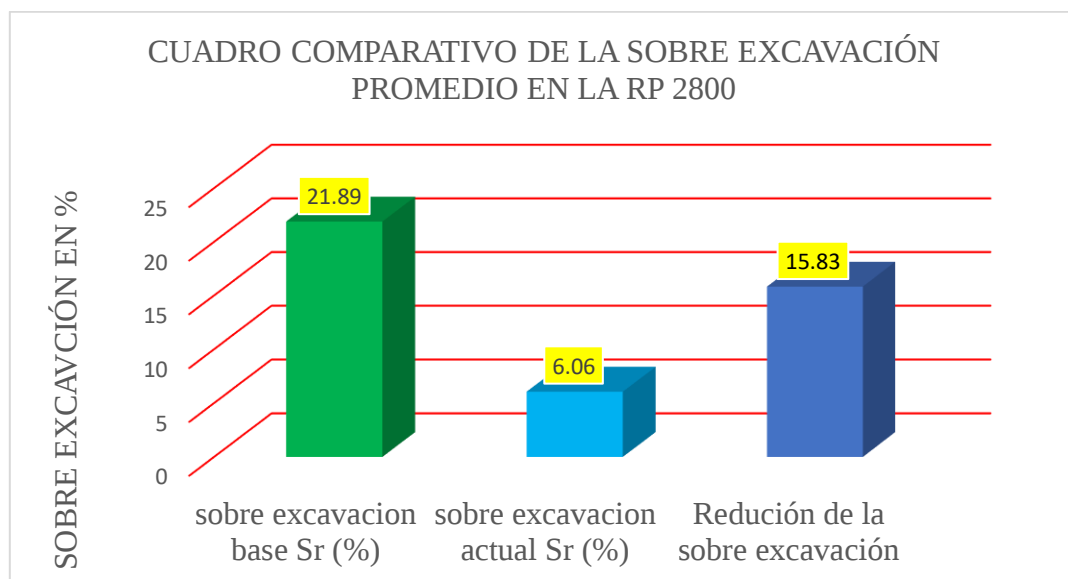
Cuadro comparativo de longitud de avance en la Rp 2800



Los resultados de la sobre excavación en la Rp 2800 después de la investigación se obtiene un promedio de 6.06%, como se observa en la figura 52, en la planificación en CMH.S.A. Es permisible de 10% de la sobre excavación superior a este porcentaje tiene sus penalidades, que son desfavorables para las contratas que ejecutan los trabajos.

Figura 52.

Cuadro comparativo de la sobre excavación de Rp 2800



5.1.2. Optimización de malla de perforación y voladura

La optimización de la malla de perforación y voladura según el método de Roger Holmberg se evidencia en la tabla 31, en esta tabla se observa el borden máximo, burden practico, espaciamento de talado a taladro, ancho de la abertura, kilogramo de explosivo que se va utilizar en cada taladro, numero de taladros, número de cartuchos que se va cargar a cada taladro y kilogramo total de explosivo que se va utilizar en cada taladro según el tipo de taladro que se va a cargar.

Tabla 31.

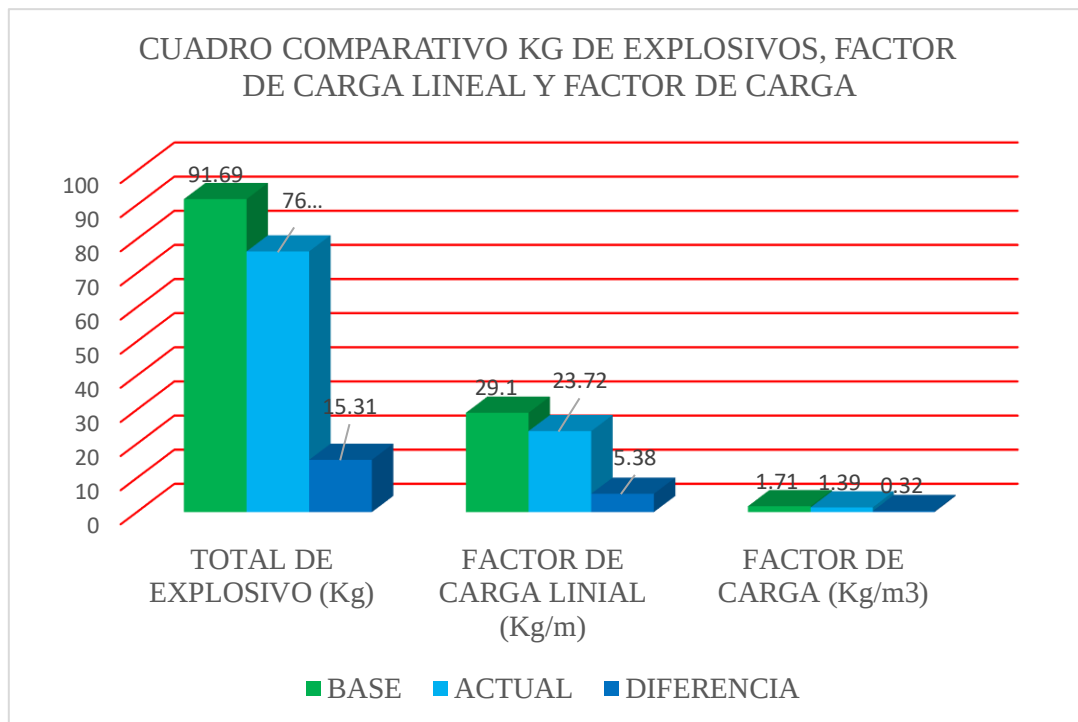
Optimización de malla de perforación según el método Roger Holmberg

descripción	Be (m)	Bp (m)	S (m)	Ah (m)	q (Kg/m)	N° de tal	N° de Cart	Qe (kg/tal)	kg expl.
Arranque	0.306	0.254		0.433	0.747	4.000	10.000	2.190	8.76
1ra Ayuda Arranque	0.379	0.327		1.000	0.665	4.000	9.000	1.944	7.776
2da Ayuda Arranque	0.635	0.583		1.532	0.655	3.000	9.000	1.944	5.832
3ra Ayuda Arranque	0.733	0.766		2.166	0.655	3.000	9.000	1.944	5.832
Taladro de cuneta			0.300			1.000	8.000	1.728	1.728
Ayudas de Cuadrador	0.873	0.583	1.083	3.428	0.655	4.000	8.000	1.728	6.912
Ayudas de Corona	0.960	0.660	0.979	2.939	0.655	4.000	8.000	1.728	6.912
Ayudas de Arrastre	0.873	0.576	1.080	3.240	0.655	4.000	9.000	1.944	7.776
Cuadradores	0.752	0.579	0.800	2.400	0.566	6.000	8.000	1.296	7.776
Coronas	0.973	0.754	0.778		0.182	7.000	5.000	0.695	4.865
Arrastres	0.976	0.756	1.040	4.500	0.707	5.000	10.000	2.160	10.8
Alivio Contorno			0.389			8.000			
total						45.000			76.38

La cantidad de explosivos utilizados se observa en la figura 53, total de explosivos utilizados antes de la investigación se cargaba con un 91.69 kg de explosivos para un disparo, mientras con la nueva investigación realizada se tiende a utilizar para un disparo de 76.38 kg en cual se optimiza en comparación de 15.31 kg de explosivo. El factor de carga lineal anterior es de 29.10 kg/m cual es reducido a 23.72 kg/m en comparación se redujo en 5.38 kg/m y también el factor de carga anterior es de 1.71 kg/m^3 con la nueva malla de perforación y voladura se tiene 1.39 kg/m^3 el factor de carga se redujo en 0.32 kg/m^3 .

Figura 53.

Cuadro comparativo de kg de explosivo, factor de carga lineal y factor de carga

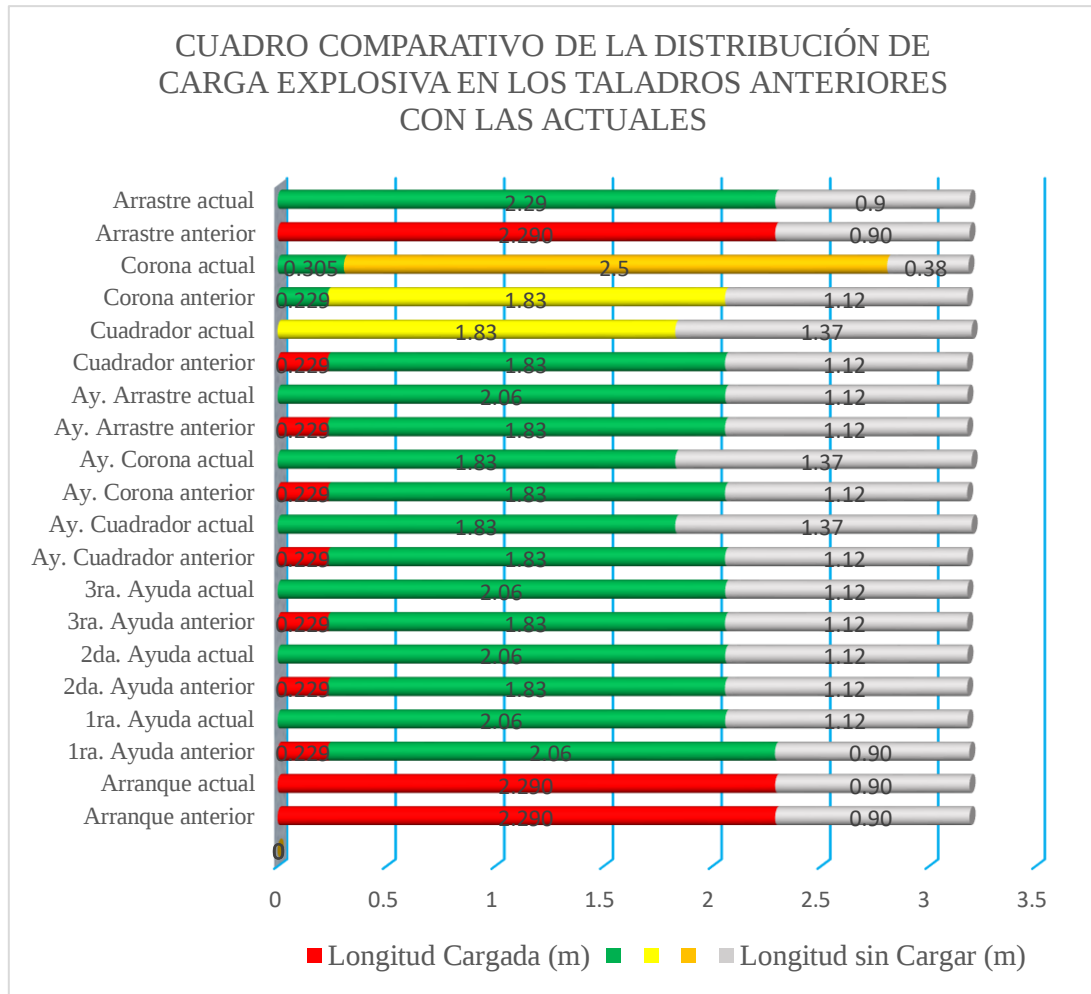


5.1.3. Distribución de carga explosiva

La distribución de la carga explosiva en cada taladro se evidencia en la figura 54, la distribución de la carga explosiva se hizo cambio total en los taladros de Cuadradores con el explosivo de emulnor de 500, ya que en los disparos en base de la investigación se empleaban emulnor de 1000, en los taladros de corona se cambió por el explosivo famecorte E-20 lo cual anteriormente era empleado por el explosivo de emulnor de 500, así en todo los taladros el cebo que era empleado de emulnor de 3000 es remplazado por el emulnor de 1000 y en los taladros de arrastre se cambió el emulnor de 3000 a emulnor de 1000.

Figura 54.

Cuadro comparativo de la distribución de la carga explosiva en los taladros.



5.1.4. Tipo de explosivos

El tipo de explosivos empleados con la nueva malla de perforación y voladura se observa en la tabla 32, número de cartuchos empleados y total de 76.38 kilogramos de explosivos utilizados para el disparo de la Rp 2800.

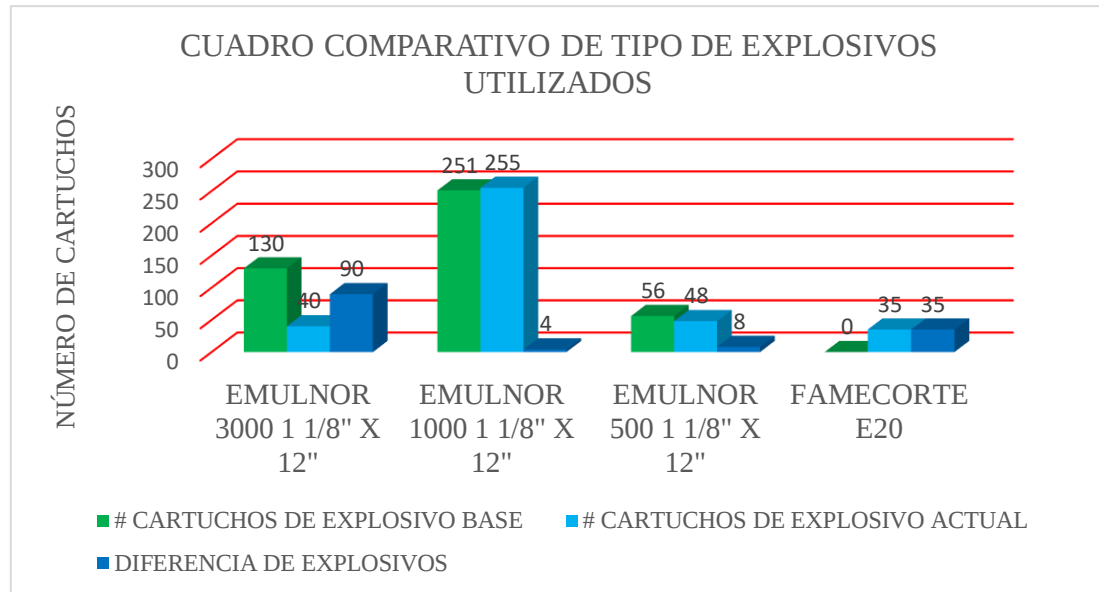
Tabla 32.*Tipo de explosivos utilizados en los taladros*

DESCRIPCION	# CART	# TAL	EMUL 3000 1 1/8" X 12"	EMUL 1000 1 1/8" X 12"	EMUL 500 1 1/8" X 12"	F- E20	TOTAL, PZAS
Taladro Alivio			4.00				
Arranque	10.00	4.00	40.00				40.00
1ra Ayuda Arranque	9.00	4.00		36.00			36.00
2da Ayuda Arranque	9.00	3.00		27.00			27.00
3ra Ayuda Arranque	9.00	3.00		27.00			27.00
taladro de cuneta	8.00	1.00		8.00			8.00
Ayudas de Cuadrador	8.00	4.00		32.00			32.00
Ayudas de Corona	8.00	4.00		32.00			32.00
Ayudas de Arrastre	9.00	4.00		36.00			36.00
Cuadradores	8.00	6.00			48.00		0.00
Coronas	5.00	7.00		7.00		35.00	7.00
Arrastres	10.00	5.00		50.00			50.00
Alivio Contorno		8.00					
TOTAL, PZAS		57.00	40.00	255.00	48.00	35.00	295.00
TOTAL, CARGADOS		45.00					
PESO			0.219	0.216	0.162	0.139	
TOTAL, KG			8.772	54.957	7.792	4.861	76.38

El tipo de explosivos utilizados en la Rp 2800 se aprecia en la figura 55, la cantidad de emulnor de 3000 es 130 cartuchos con la nueva malla se emplean 40 cartuchos, la cantidad de emulnor de 1000 es de 251 cartuchos ya que con la nueva malla es el explosivo que se emplean la mayoría de los taladros es de 255 cartuchos, el explosivo de emulnor de 500 era utilizado 55 cartuchos en los taladros de corona, con la nueva malla se emplean 48 cartuchos en los taladros hastiales y los famecorte con la nueva malla se utilizan en los taladros de corona para poder controlar la altura de la sección.

Figura 55.

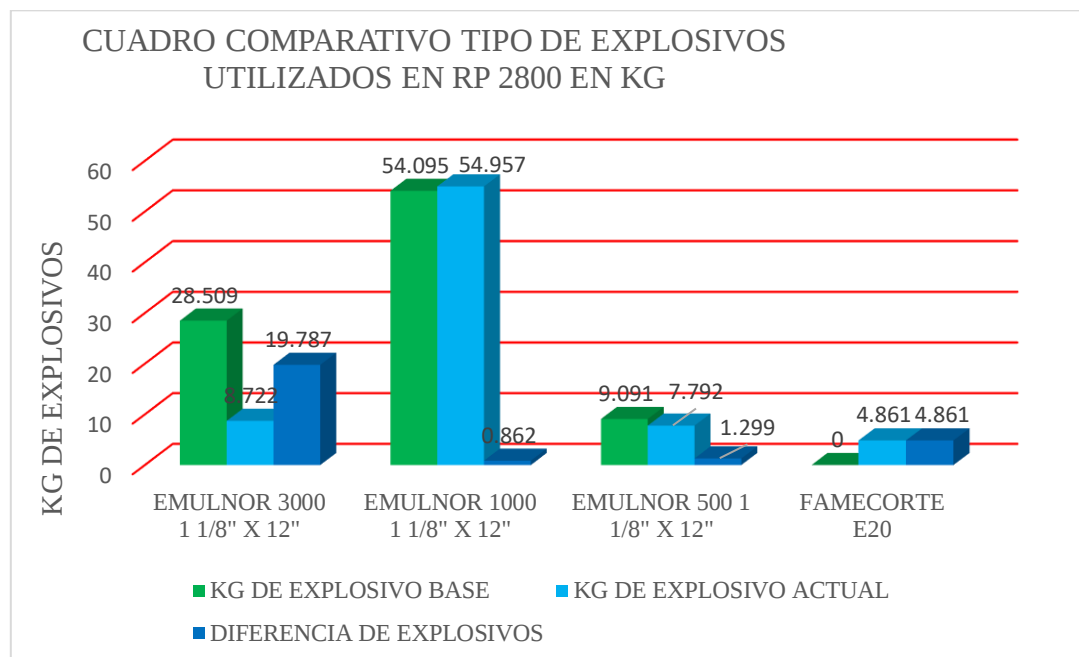
Cuadro comparativo de numero de cartuchos utilizados en la Rp 2800



En la figura 56 se tiene un cuadro comparativo de kilogramos de explosivos utilizados en la Rp 2800 teniendo así, peso emulnor de 3000 anterior es de 28.5 kg que es reducido a 8.72 kg con la nueva malla, el peso de emulnor de 1000 es de 54.093 kg con la nueva malla es utilizado 54.96 kg, el peso de emulnor de 500 anterior es de 9.091 kg es reducido a 7.79 kg y el famecorte se utiliza 4.86 kg de explosivos con la investigación realizada.

Figura 56.

Cuadro comparativo de tipo de explosivos utilizados en kg en la Rp 2800



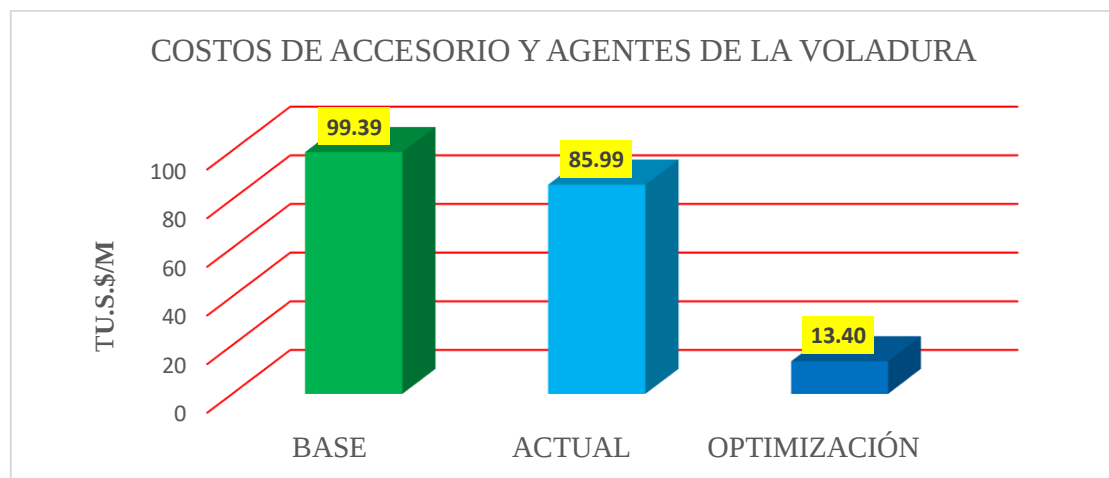
5.1.5. Costos unitarios de cada operación unitaria

5.1.5.1. Costos unitarios de perforación y voladura.

Los costos de accesorios y voladura como se observa en la figura 57, los costos de la base de investigación son de 99.39 U.S.\$/M y con la nueva investigación es de 85.99 U.S.\$/M en lo cual se optimizo 13.4 U.S.\$/M este logro es por la diferencia de 2 taladros y el cambio de los explosivos por los taladros.

Figura 57.

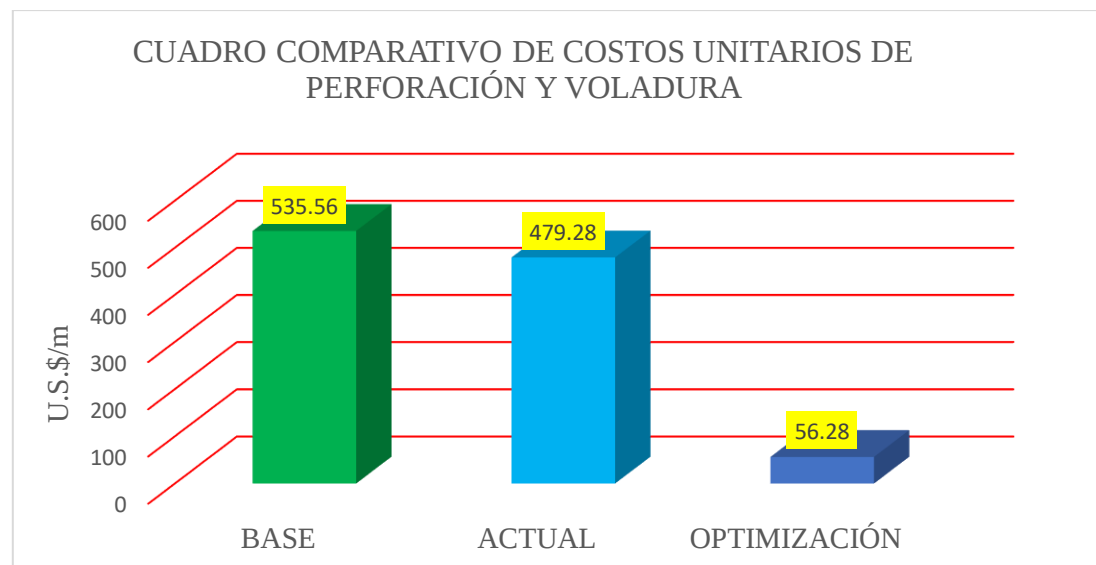
Cuadro comparativo costos de accesorio y agentes de la voladura



El costo unitario de la operación relacionado a perforación y voladura se aprecia en la figura 58, en donde el costo unitario está optimizando de 56.28 U.S.\$/M.

Figura 58.

Cuadro comparativo de costos unitarios de perforación y voladura

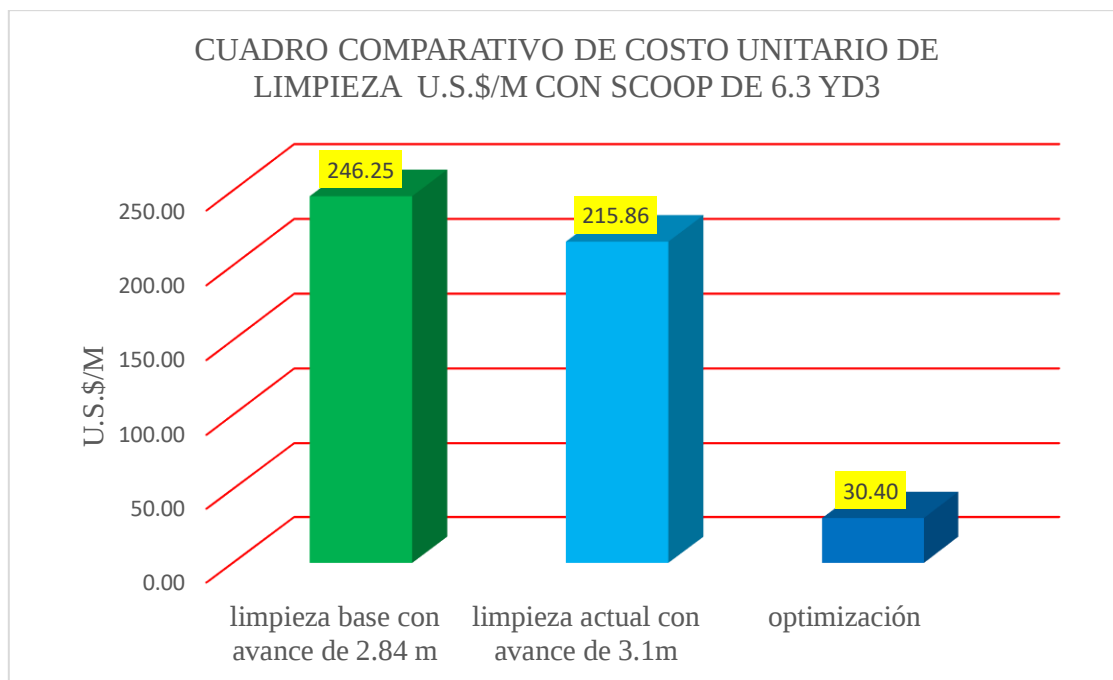


5.1.5.2. Costo unitario de limpieza.

El costo unitario en la limpieza de la Rp 2800 con scoop de 6.3 Yd³, como se observa en la figura 59 se tiene el costo en base de la investigación de 246.25 U.S.\$/m Con la nueva investigación realizada es de 215.86 U.S.\$/M con lo cual se optimizo con 30.40 U.S.\$/m

Figura 59.

Cuadro comparativo de costos unitarios de limpieza



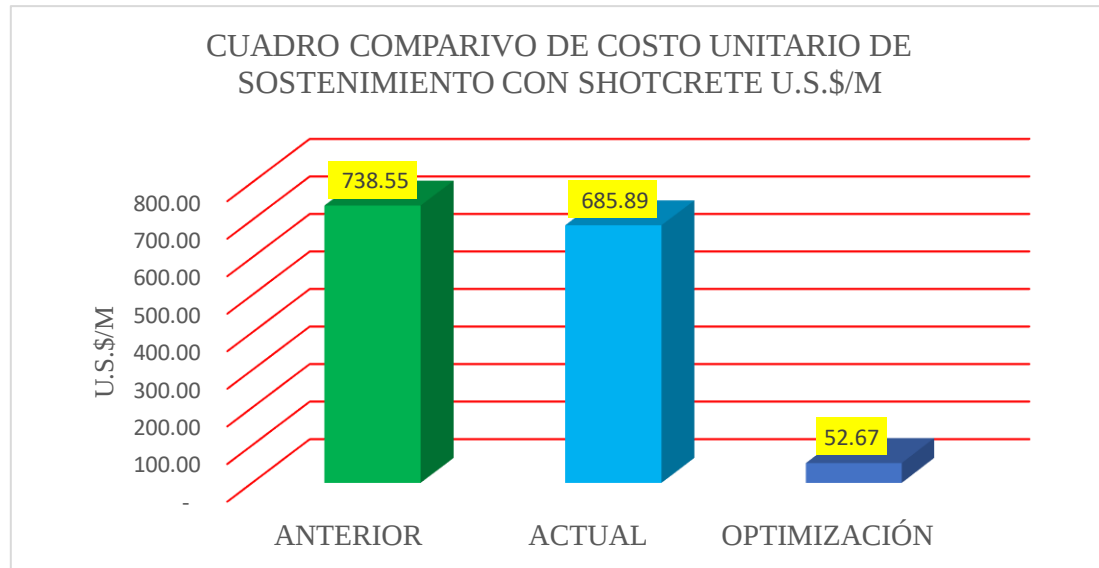
5.1.5.3. Costo unitario de sostenimiento.

✓ Costo unitario de sostenimiento con Shotcrete.

El costo unitario de sostenimiento con shotcrete es una de las operaciones unitarias con más variación por la sobre excavación, ya que mayor sección se requiere mayor sostenimiento por ello se optimiza 52.67 U.S.\$/M Con la nueva investigación como se aprecia en la figura 60.

Figura 60.

Cuadro comparativo de costos unitario de sostenimiento con shotcrete

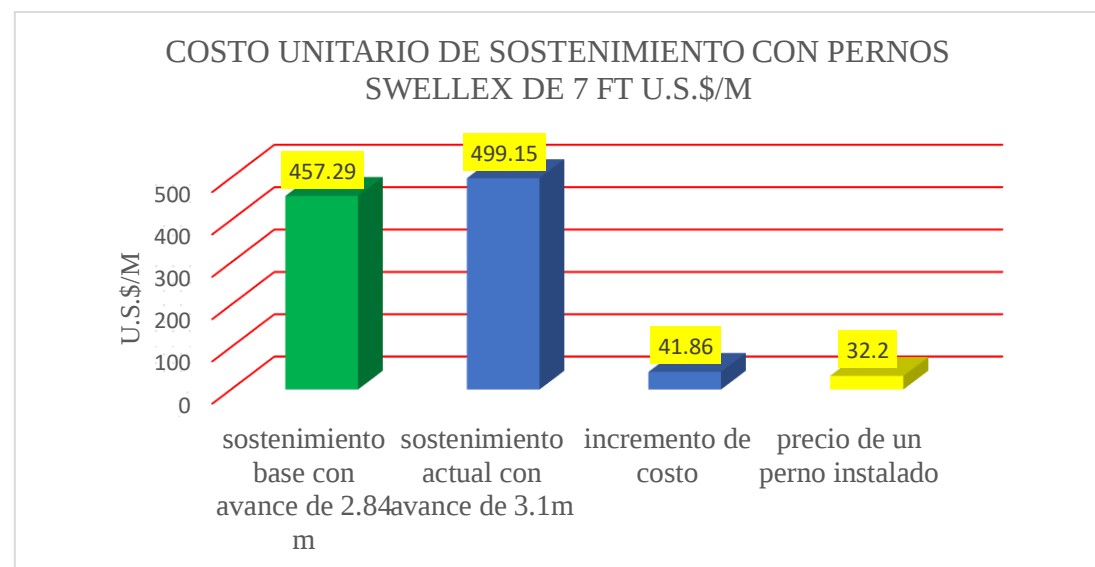


✓ **Costo unitario de sostenimiento con pernos de Swellex de 7 ft.**

El costo unitario de sostenimiento con pernos swellex de 7 ft se observa en la figura 61, se evidencia que a mayor avance se requiere sostener con mayor número de pernos, el sostenimiento base con avance de 2.84 m es de 457.29 U.S.\$/M y con la investigación realizada es de 499.15 U.S.\$/M lo cual la haciende con la diferencia de 41.86 U.S.\$/M.

Figura 61.

Cuadro comparativo de costos unitarios de sostenimiento con pernos de 7 ft

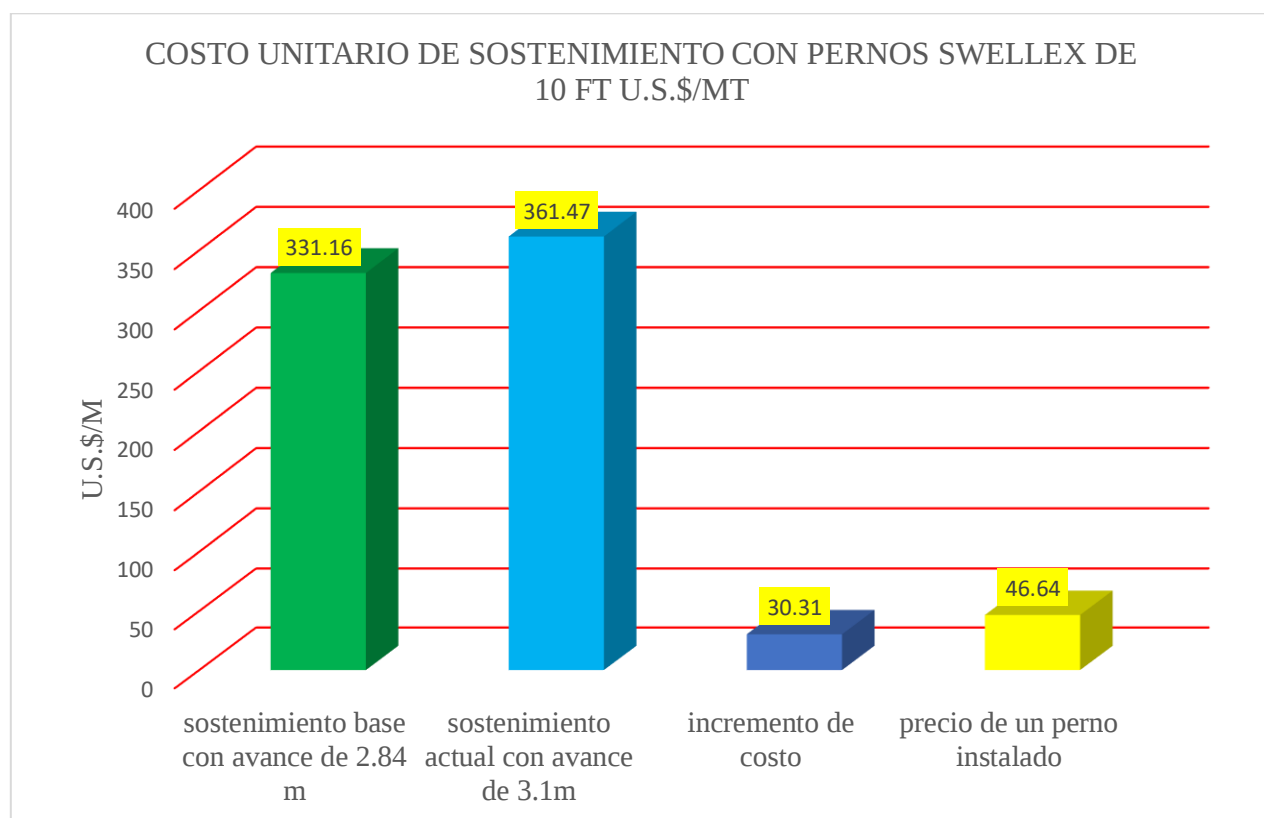


✓ **Coso Unitario de sostenimiento con pernos de Swellex de 10 ft.**

Los costos unitarios de sostenimiento con pernos swellex de 10 ft se evidencia en la figura 62, como se observa a mayor avance se requiere con mayor cantidad de sostenimiento teniendo así, base de la investigación realizada el avance es de 2.84 m y tenía un costo de 331.16 U.S.\$/M y después de la investigación realizada a 3.1 m de avances es de 361.47 U.S.\$/M ascendiendo el costo en 30.31 U.S.\$/M.

Figura 62.

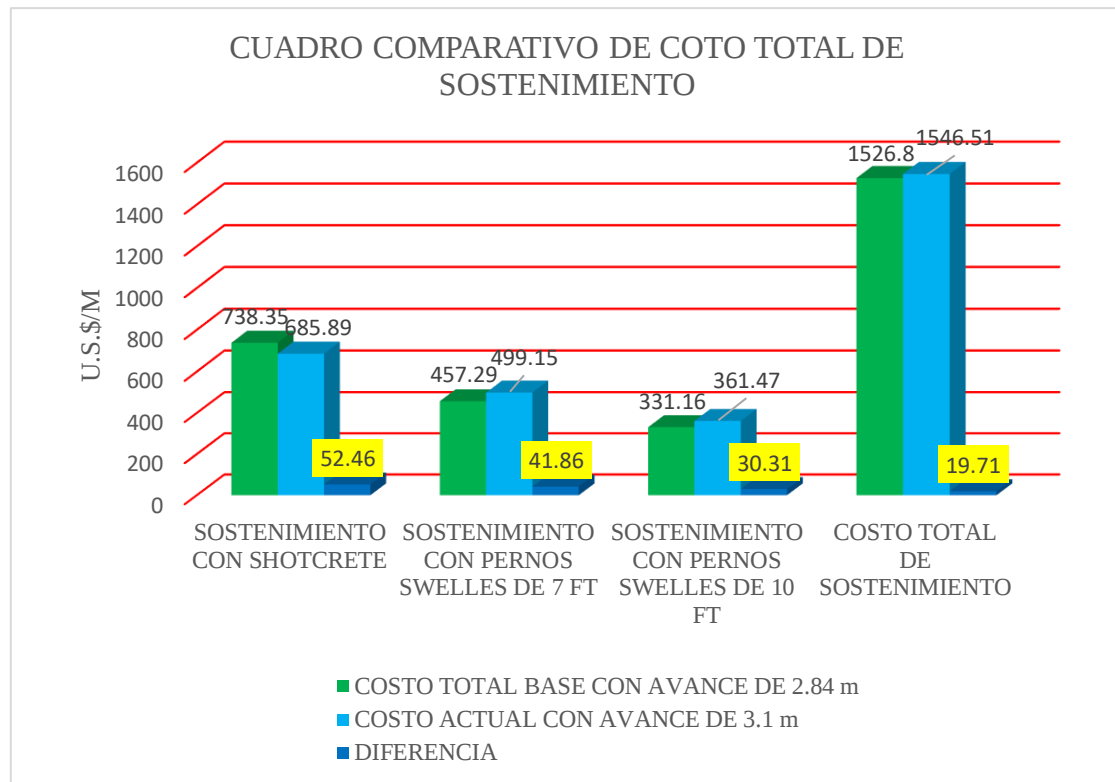
Cuadro comparativo costos unitarios de sostenimiento con pernos de 10 ft



Los costos de sostenimiento como: sostenimiento con shotcrete, sostenimiento con pernos de swellex de 7 pies y pernos de swellex de 10 pies se aprecia en la figura 63 lo cual es costo de sostenimiento se incrementa para costos unitarios realizados con la longitud de avance de 3.1m en 12.7 U. S.\$/m con respecto al avance de 2.84m que se realizó con la investigación de la línea base.

Figura 63.

Comparación de costo total de sostenimiento de la Rp 2800.

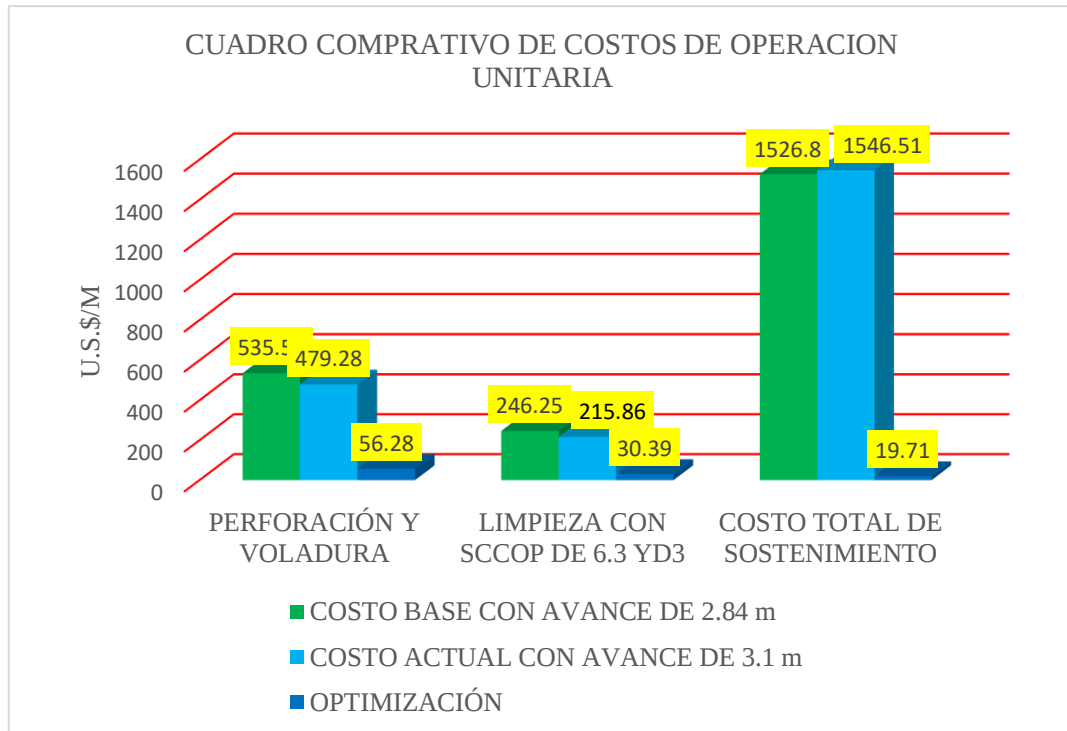


5.1.5.4. Costo total de operaciones unitarias.

El costo total de operaciones es la suma de cada costo unitario, teniendo la optimización de costos unitarios en procesos de perforación y voladura, limpieza del frente y sostenimiento con shotcrete y en los costos unitarios de sostenimiento con pernos swellex se incrementa por el mayor avance de disparo, que requiere mayor área a sostener, se evidencia en la figura 64.

Figura 64.

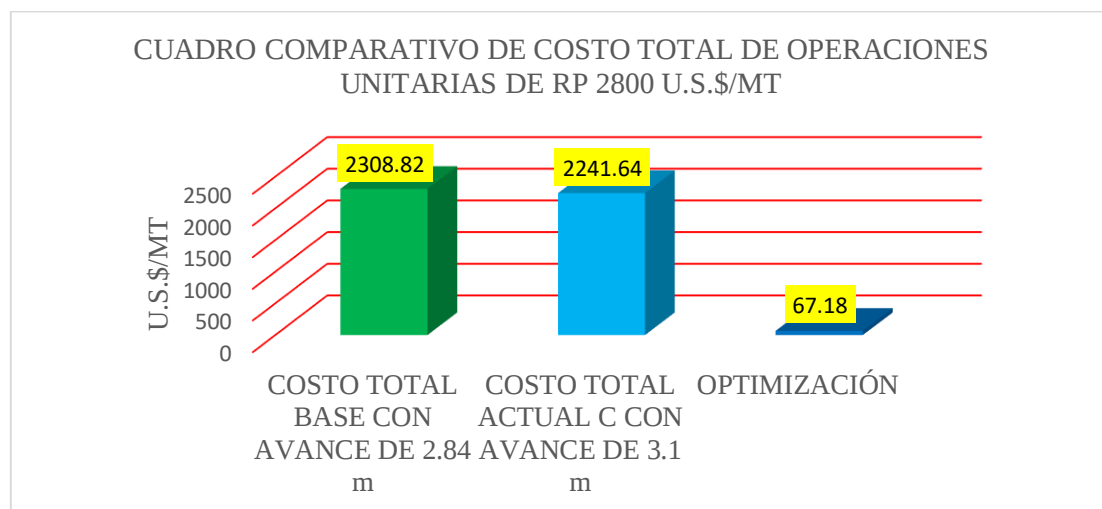
Cuadro comparativo de costos unitarios de operación de la Rp 2800



El costo total de operaciones unitarias en la Rp 2800 se evidencia en la figura 65, teniendo es costo total de base de la investigación de 2308.82 U.S.\$/M y los costos unitarios total con la nueva investigación es de 2241.64 U.S.\$/M se optimizo en cuanto a los costos en 67.18 U.S.\$/M. como la Rp 2800 tiene como proyecto una profundización de 1000 metros se estaría optimizando 67180 U.S.\$/M.

Figura 65.

Cuadro comparativo de costo total de operación en la Rp 2800.



5.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS

Las hipótesis planteadas representan la reducción de la sobre excavación es mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy – 2023, para la aceptación o rechazo de la hipótesis planteada, se verificará la normalidad de los grupos para muestra independientes.

Tabla 33.

Resultado de la prueba de Shapiro-Wilks para determinar el tipo de distribución que presenta las variables del estudio.

	Pruebas de normalidad					
	Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
PretesCarg	,266	24	,000	,617	24	,000
PostesCarg	,187	24	,029	,882	24	,009
PretesSobre	,157	24	,131	,904	24	,026
PostesSobr	,228	24	,002	,908	24	,032
PreCost	,170	24	,070	,855	24	,003
PreAvance	,195	24	,019	,899	24	,021
PosCost	,195	24	,018	,913	24	,040
PostAvance	,171	24	,067	,916	24	,048

a. Corrección de la significación de Lilliefors

H0: Los datos tienen distribución normal

Hi: Los datos no tienen distribución normal

Los resultados determinan que se rechace la hipótesis nula (H0: la variable tiene distribución normal) para aceptar la hipótesis alterna (Hi: la variable no tiene distribución normal) en todas las variables.

Figura 66.

Resultados de la prueba de T para determinar la relación de las variables de estudio.

Prueba de muestras relacionadas									
		Diferencias relacionadas					t	gl	Sig. (bilateral)
		Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 1	PretesCarg - PostesCarg	15,631250	,234471	,047861	15,532242	15,730258	326,596	23	,000
Par 2	PretesSobre - PostesSobr	15,72375	1,64288	,33535	15,03002	16,41748	46,887	23	,000
Par 3	PreCost - PosCost	67,53458	,36141	,07377	67,38197	67,68719	915,444	23	,000
Par 4	PreAvance - PostAvance	-,26792	,03401	,00694	-,28228	-,25356	-38,598	23	,000

Tabla 34.*Estadísticas descriptivos de la reducción de la sobre excavación.*

Implementación del diagrama de perforación y voladura	Estadísticos	Carga Explosiva	Sobre excavación	Costos	Avance lineal
Pre tes	n	24	24	24	24
	Media	91.8733	21.763	2308.8683	2.8346
	Desv. típ	0.163	0,09	0.03266	0.02859
	Mín	91.190	12,40	2308.82	2.80
	Máx	92.000	15,60	2308.98	2.89
	Mediana	91.910	14,50	2308.87	2.8250
Pos tes	n	24	24	24	24
	Media	76.24208	6.039	2241.3338	3.1025
	Desv. típ	0.158	0.645	0.3632	0.01775
	Mín	76.00	5.16	2240.40	3.07
	Máx	76.470	7.24	2241.83	3.13
	Mediana	76.190	5.82	2241.395	3.105

Tabla 35.*Prueba T de la variable sobre excavación*

Variable	Optimización de la perforación y voladura	N	Medias	Medianas	p
Sobre excavación	Estándar	24	21.763	14,50	0,000
Sobre excavación	Propuesta	24	6.039	5.82	

H0: La Sobre excavación en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Hi: La Sobre excavación en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Como el valor de p valor es, <0,05 se rechaza la hipótesis nula (H0: La Sobre excavación en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura) y se acepta la hipótesis alterna (Hi: La Sobre excavación en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura)

Tabla 36.*Prueba de T de la variable carga explosiva*

Variable	Optimización de la perforación y voladura	N	Medias	Medianas	p
Carga Explosiva	Estándar	24	91.8733	91.910	0,000
Carga Explosiva	Propuesta	24	76.24208	76.190	

H0: La carga explosiva en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización del diagrama de perforación y voladura

Hi: La carga explosiva en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Como el valor de p valor es, $<0,05$ se rechaza la hipótesis nula (H0: La carga explosiva en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura) y se acepta la hipótesis alterna (Hi: La carga explosiva en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura)

Tabla 37.

Prueba de T de la variable costos

Variable	Optimización de la perforación y voladura	N	Medias	Medianas	p
Costos	Estándar	24	2308.8683	2308.87	0,000
Costos	Propuesta	24	2241.3338	2241.395	

H0: Los Costos en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Hi: Los Costos en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Como el valor de p valor es, $<0,05$ se rechaza la hipótesis nula (H0: Los Costos en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura) y se acepta la hipótesis alterna (Hi: Los Costos en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura).

Tabla 38.

Prueba de T de la variable avance lineal

Variable	Optimización de la perforación y voladura	N	Medias	Medianas	p
Avance lineal	Estándar	24	2.8346	2.8250	0,000
Avance lineal	Propuesta	24	3.1025	3.105	

H0: La Avance lineal en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Hi: La Avance lineal en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura

Como el valor de p valor es, $<0,05$ se rechaza la hipótesis nula (H0: La Avance lineal en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura) y se acepta la hipótesis alterna

(Hi: La Avance lineal en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la optimización de la perforación y voladura)

5.3. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Gonzales y Rivera (2018) precisa: “Reducir la sobre excavación en los desarrollos horizontales en mina Esmeralda, mediante la sustitución del explosivo ANFO por la emulsión explosiva SUBTEK examinó las propiedades del explosivo que influyen en la sobre excavación, obteniendo resultados de reducir la sobre excavación en 20% con emulsión SUBTEK”. en la tabla 32 y en la figura 55 se aprecia el remplazo de explosivo en los taladros de corona que se empleaba emulnor de 500 a famecorte E-20, en taladros de hastiales de emulnor de 1000 a emulnor de 500 con estos cambios se obtuvo las mejoras en control de la sobre excavación.

Hernández (2019) Compara “la sobre excavación generada en los desarrollos horizontales de la preparación Mina, respecto a la utilización de ANFO y Emulsión para las tronaduras de avance, minimizó la sobre excavación de 30.19% a 18%”. En tabla 32 y la figura 54 se aprecia el cambio de explosivos en el cebado, en la base de la investigación se usaba el emulnor de 3000, se cambió a emulnor de 1000 y también con respecto de los taladros de arrastre se cambió de emulnor de 3000 a emulnor de 1000 el cual también generaba la sobre excavación en las esquinas de los taladros de arrastre.

Cortés (2018), que precisaba “el uso de control computarizado en la perforación para desarrollos horizontales disminuye la sobre excavación de 21.5% a 11.1% reduciendo en un 10.4%”. En la unidad minera Parcoy en Consorcio Minero Horizonte se perfora con jumbos electrohidráulicos, al perforar con estos equipos se requiere estricto seguimiento uso de estándar de la malla de perforación para una sección 4.5m x 4.2m, el paralelismo y la longitud de perforación. Para la perforación de arranque se requiere el pintado de malla con cuatro taladros de alivio lo cual es necesario para tener una voladura eficiente, así para cumplir el metraje de la Rp 2800 en el tiempo programado.

Coaguila (2021) “... El estudio se realizó en roca tipo IV en proyecto minero Quellaveco, con la técnica voladura controlada reduce la sobre excavación 14.3% a 2,5% reduciendo en 11.8%”. En la Rp 2800 se desarrolla según la tabla 21 en tipo de roca III Regular B con RMR 45 al optimizar la perforación y voladura y se llegó satisfactoriamente a reducir la sobre

excavación según la figura 52 se aprecia la reducción de 21.89% a 6.06% se redujo en 15.83%, por lo cual favorece en optimización de los costos de operaciones unitarias.

Bejarano (2021) precisa "...la voladura controlada es una técnica de voladura con explosivos baja potencia que permite controlar la sobre excavación realizado en labores subterráneas en Minera Aurífera Retamas S.A.". Efectivamente al utilizar los explosivos de baja potencia se obtiene mejor control en el macizo rocoso en CMH S.A. se optó utilizar para taladros de corona Famecorte E-20 reduciendo en promedio la altura de la labor en la figura 48 se observa de 4.68m a 4.33m y para los taladros hastiales se cambió de emulnor de 1000 a emulnor de 500 reduciendo el ancho de la labor como se evidencia en la figura 47 redujo de 4.93m a 4.63m.

Huincho (2022) indica "la eficiencia de avance y controlar la sobrerotura en los frentes de avance de la unidad minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A. permitirá cumplir a tiempo con el plan de avance mensual y mejorar la estabilidad del macizo rocoso aumentamos la eficacia del avance del 88,20% al 93,60%, la sobre excavación disminuyó del 14,90% al 8,70%". Es obvio al mejorar la eficiencia de perforación y voladura nos permitirá el cumplimiento del plan de avance. En la Rp 2800 la longitud de avance según la figura 51 representa que, el 3.3m de la barra de perforación sería el 100%, con respecto a la base de la investigación el avance es 2.84m que representa 86.06% de longitud de avance y con la nueva investigación e implementación de la malla de perforación es 3.1m que es 93.4% de longitud de avance con estos factores se cumplirá el plan de avance en dicho Rp 2800.

Perez (2019). Indicaba "... concluye que, la sobre excavación en la Rp 2705 aplicando la voladura controlada de recorte se logró reducir de 31% a 12%, optimizó el costo de sostenimiento de shotcrete 12.16 U.S.\$/m". con esta investigación en la Rp 2800 se aplica también la voladura controlada de recorte lo cual aplicamos el los taladros de corona el explosivo famecorte E-20 al detonar genera menor vibración lo cual hace que no se dañe la roca y que tenga el control de la sobre excavación requerida, el sostenimiento con shotcrete se optimizó 52.67 U.S.\$/m como se evidencia en la figura 60.

De La Cruz (2019). Indicaba "... al mejorar la malla de perforación con adecuada carga explosiva a fin de reducir la sobre excavación en roca tipo IV mala A, Concluyó que, se redujo la sobre excavación promedio 5.27%,

permitiendo controlar y reducir el daño en el macizo rocoso”. En esta investigación de línea base en la figura 33 se aprecia 47 los taladros de producción y con la nueva investigación se realizó los cálculos con modelo matemático Roger Holmberg se redujo a 45 taladros de producción como se evidencia en la figura 45 estas pruebas se realizaron en la roca tipo III regular B, por estos cambios se redujo la sobre excavación en la Rp 2800.

Castillo y Aymara (2022). Describieron “...El principal problema es la excesiva sobre excavación de los trabajos de desarrollo, que dificulta el avance, la explotación y el cumplimiento del programa de avance de la zona norte de Lurdes, ya que no se han mejorado los parámetros de voladura, lo que provoca un aumento excesivo de las operaciones unitarias dentro del ciclo minero”. En la Rp 2800 en la base de la investigación el costo total es de 2308.82 U.S.\$/m con un avance de 2.84 m y con la investigación elaborada el costo total es de 2241.64 U.S.\$/m con avance de 3.1 m como se aprecia en la figura 65, la optimización es 67.18 U.S.\$/m lo cual es factible para realizar y enfocar mayor seguimiento en la perforación y voladura para tener resultado requerido y mayor en control al contorno del macizo rocoso, para la cual favorece en cumplimiento de avance y optimización en los costos unitarios de cada actividad minera.

Azurín (2023). Planteó “... la mejora de las operaciones de perforación y voladura para disminuir la sobre excavación y reducir los costos excesivos de carguío, la sobrecarga incrementa el tiempo y los costos de las operaciones mineras; concluyó que, la sobre excavación se redujo en promedio 25,59% al 6,25% en tipo de roca IV mala A y el costo de limpieza se logró reducir de \$126.82 por disparo a \$111.47”. al optimizar la perforación y voladura en la Rp 2800 se redujo la sobre excavación de 21.89% a 6.06% en tipo de roca III regular B, según la figura 59 los costos de limpieza con scoop 6.3 Yd³ la hora es 141.35 \$, la sección es de 4.5m x 4.2m con un avance de 2.84m es de 246.25 U.S.\$/m se redujo en la limpieza con un avance de 3.31m a 215.86 U.S.\$/m optimizó en 30.39 U.S.\$/m.

Onton Enciso, (2023). Precisa “... el nuevo diseño de la malla de perforación se calculó utilizando el modelo matemático de Robert Holmberg y Konya, los resultados muestran que la aplicación de la voladura controlada con recorte, utilizando cargas desacopladas y espaciamiento en los taladros de la corona”. En Rp 2800 se diseñó utilizando el modelo matemático de

Roger Holmberg, utilizamos en las coronas cargas desacopladas famecorte E-20 lo que controla la parte techo de la labor y necesariamente se perfora los taladros de alivio de contorno que es igual al diámetro del taladro de producción.

CONCLUSIONES

- a) La optimización de perforación y voladura ha permitido reducir el porcentaje de la sobre excavación de 21.89% a 6.06% en promedio de 24 disparos, con la cual se incrementó la profundización de la Rp 2800 y el cumplimiento de programas de avance, logrando reducir los tiempos y costos unitarios dentro del ciclo minado.
- b) El diseño de la malla de perforación se determinó mediante el modelo matemático de Roger Holmberg con lo cual, se logra elaborar una nueva malla de perforación para una roca tipo III regular B con 53 taladros perforados con diámetro de 45mm y 4 taladros rimados de 102mm, por lo que, 45 taladros son cargados y 8 taladros de amortiguación en la corona de la labor, que justifica una buena voladura y control de la sobre excavación.
- c) La distribución de la carga explosiva favoreció positivamente en reducción de la sobre excavación reduciendo el ancho promedio de 4.93m a 4.63m, la altura de 4.68m a 4.33m y la longitud de avance se incrementó de 2.84m a 3.1m que representa 3.3m de longitud de la barra con la eficiencia de voladura de 96.44 %, el factor de carga lineal se reduce de 29.1 kg/m a 23.72 kg/m optimizando en 5.38 kg/m y en factor de carga de 1.71 kg/m^3 a 1.39 kg/m^3 .
- d) La selección del tipo de explosivos realizó cambio oportuno en control de macizo rocoso al emplear explosivos de baja potencia en contorno de la labor, que son cargados taladros de hastiales con emulnor de 500 y taladros de corona con famecorte E-20.
- e) A través de diseño de la malla de perforación, selección del tipo de explosivos y la distribución de carga explosiva se logró mayor eficiencia de voladura, menor cantidad de taladros perforados, menor consume de explosivos, con los cuales se alcanzó reducir el costo total de las operaciones unitarias por metro de avance lineal de 2308.82 U.S.\$/m a 2241.64 U.S.\$/m con un ahorro de 67.18 U.S.\$/m.

RECOMENDACIONES

- a) Para reducir la sobre excavación se debe realizar mayor atención y dedicación en perforación y voladura en Unidad Minera Parcoy CMH S.A., también realizar capacitaciones constantes con los especialistas a todos los colaboradores en dichos temas para llegar el cumplimiento de programas de avance y no tener la sobre excavación mayor a la meta.
- b) Para el diseño de la malla de perforación se recomienda realizar cálculos mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya para el mismo roca tipo III regular B, utilizar plantillas de arranque para el pintado de malla de perforación y realizar evaluación geomecánica diariamente en diferentes zonas para conocer el tipo de roca que presenta y diseñar la malla de perforación de acuerdo a RMR del macizo rocoso.
- c) Realizar e implementar estandarización para la distribución de la carga explosiva para cada tipo de roca de acuerdo a la malla de perforación con respectivo RMR y capacitar a los colaboradores involucrados en el carguío del frente utilizando tacos de arcilla para evitar escape de gas y energía de los explosivos.
- d) Debe realizar seguimiento a los trabajadores con el cumplimiento de carguío con explosivos de baja potencia y cargar con la cantidad adecuada en los contornos de las labores, además se debe realizar carguíos con otros tipos de explosivos.
- e) El centro de costos de la unidad debe informar después de cada voladura para su evaluación en el costo optimizado para cada operación unitaria.

BIBLIOGRAFÍA

- Ames Lara, V. A. (2008). *Diseño de las Mallas de Perforación y Voladura Utilizando la Energía Producida por las Mezclas Explosivas*. Tesis , Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica/ Unidad Posgrado/ Maestría, Lima. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.14076/635>
- Azurín García, R. (2023). *Optemización de Perforación y Voladura para Reducir Sobrerotura en el Bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas*. Tesis, Universidad Nacional Meacaela Bastidas de Apurímac, Escuela profesional de ingeniería de minas, Abancay. Obtenido de <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1338>
- Bejarano Baltazar, J. L. (2021). *Voladura Controladay su Influencia en la Disminución de Sobrerotura en Labores Subterraneeas- Minera Aurifera Retamas S.A.* Tesis, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas, Huancayo. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12894/7887>
- Bernaloa Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforacion y Voladuras de Rocas en Minería*. Madrid, España. Obtenido de https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf
- Bravo Sánchez, I. L. (2018). *Estudio de Vibraciones Inducidas por Tronadura en Minera Spance*. Tesis, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/168704>
- Carrasco Díaz, S. (2005). *Metodología de la Investigación Científica* (primera edición ed.). Lima, Perú: San Marcos. Obtenido de https://www.academia.edu/26909781/Metodologia_de_La_Investigacion_Cientifica_Carrasco_Diaz_1_
- Castañeda Rojas, N. (2019). *Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parametros de voladura en la profundizacion de la rampa 2705, en la unidad minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.-La Libertad*. Tesis, UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO, Escuela profesional de ingeniería de minas, Cusco. Obtenido de <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/4441>
- Castillo Felix, E., & Aymara Damian, I. (2022). *Aplicación de la Voladura Controlada con Recorte para Reducir la Sobrerotura en el Crucero 2682 en Nivel 1815 de la UM Acumulación Parcoy N° 01, Consorcio Minero Horizonte*. Tesis,

- Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Escuela profesional de ingeniería de minas, Abancay. Obtenido de <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1119>
- Cerna Ibañez, Y. O. (2022). *Reducción de la Sobrerotura Mediante la Perforación y Voladura Controlada en la Profundización de la Rampa 210 Mina Coturcan*. Tesis, Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo, Escuela profesional de ingeniería de minas, Huaraz. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/5432>
- Champi Quispe, J. L. (2019). *Aplicación de la producción en la Unidad Minera Parcoy del Consorcio Minero Horizonte S.A-Pataz, la Libertad*. Tesis, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Escuela profesional de ingeniería de minas, Cusco. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12918/5475>
- Choque Velarde, E. (2017). *Diseño de Perforación y Voladura por el Método de Roger Holmberg para Reducir las Incidentes de Voladuras Deficientes en CIA Minera Ares S.A.C.-U.O. Arcata*. Tesis, Universidad Nacional Del Altiplano, Facultad de ingeniería de minas, Puno. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/4654>
- Coaguila Apaza, J. C. (2021). *Optimización de Avance de Túnel Correa Mediante la Aplicación de Voladura Controlada Para Reducir la Sobre Excavación en el Proyecto Minero Quellaveco*. Tesis, Universidad Nacional de Moquegua, Escuela profesional de ingeniería de minas, Moquegua. Obtenido de <https://repositorio.unam.edu.pe/handle/UNAM/291>
- Cortés Zablocki, S. I. (2018). *Análisis de la Implementación del Control Computarizado en la Perforación para Desarrollos Horizontales*. Tesis, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería de Minas, Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/170151>
- De La Cruz Colos, M. (2019). *Evaluación de los Parámetros de Perforación y Voladura que Inciden en la Sobre excavación del By Pass 2724 Unidad Minera Parcoy -Consorcio Minero Horizonte S.A*. Tesis, Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, Escuela profesional de ingeniería de minas, Ayacucho. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3541>
- EXSA. (2019). *Manual Práctico de Voladura* (5ta ed.). Lima, Perú: Centro Tecnológico de Voladura EXSA. Obtenido de <https://fliphtml5.com/hqjn/rypz/basic>

- FAMESA EXPLOSIVOS. (2019). *Famesa Explosivos*. Lima, Perú: Letras e Imágenes S.A.C. COAS Estudios. Obtenido de <https://pdfcoffee.com/qdownload/manual-famesa-2019-1-mineriadelibrosycursos-pdf-free.html>
- Gonzales Estrada, T. (27 de Mayo de 2015). REPÚBLICA DE COLOMBIA MINISTERIO DE MINAS Y ENERGÍA GLOSARIO TÉCNICO MINERO. *Diario oficial*, pág. 72. Obtenido de https://www.andi.com.co/Uploads/res_40599_15_glosario_tecnico_minero.pdf
- González V, N., & Rivera C, C. (2018). *Reduccion de la Sobre Excavación Mediante Explosivo SUBTEK en Mina Esmeralda, El Teniente-Codelco*. Tesis, Universidad de la Américas, Facultad de Ingeniería y Negocios, Chile. Obtenido de <https://repositorio.udla.cl/xmlui/bitstream/handle/udla/186/a41791.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gregorio Molina, D., & Hurtado Cabello, M. (2020). *Los costos de producción y su incidencia en la rentabilidad de la empresa corporación el Trigal S.A.C. Ate*. Tesis, Universidad Autonoma del Peru, Facultad de ciencias de la gestión, Lima. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.13067/1661>
- Hernandez Correa, E. P. (2019). *Estudio Comparativo de la Sobre Excavación en Desarrollos Horizontales con Anfo Versus Desarrollos Realizados con Emulsión en la Mina Esmeralda, División el Teniente Codelco*. Tesis, Universidad Técnica Federico Santa Maria, Chile. Obtenido de <https://hdl.handle.net/11673/47313>
- Hernández Sampiere, R., & Mendoza Torres, C. P. (2018). *Metodología de la Investigación las Rutas Cuantitativas, Cualitativas y Mixtas* (Primera edición ed.). (S. d. McGRAW-HILL INTERAMERICANA EDITORES, Ed.) Mexico, MEXICO: Mc Graw Hill Education. Obtenido de http://www.biblioteca.cij.gob.mx/Archivos/Materiales_de_consulta/Drogas_de_Abuso/Articulos/SampieriLasRutas.pdf
- Holmberg, R., Persson, P.-A., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting And Explosives Engineering*. New York - Washington, Estados Unidos. Obtenido de <https://books.google.to/books?id=sdLO5HESJwgC&printsec=frontcover#v=onepage&q&f=false>

- Huanca Tarazona, A. (2020). *Evaluacion de los parametros de perforacion y voladura Controlada Para Reducir la Sobre Excavación en la Rampa Positiva 050 Mina Arequipa M.* Tesis, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, Escuela académico profesional de ingeniería de minas, Huaraz. Obtenido de <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/4558>
- Huincho Torres , J. (2022). *Optimización del Proceso de perforación y Voladura Para Mejorar la Eficiencia de Avance y Controlar la Sobrerotura en los Frentes de Avance de la Uidad Minera Cerro Lindo, Nexa Resources S.A.A.* Tesis, Universidad Continental, Facultad de Ingeniería, HUANCAYO. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12394/12258>
- Konya J, C. (1998). *Diseño de voladuras.* Mexico: Ediciones Cuicatli. Mexico. Obtenido de https://books.google.com.pe/books/about/Dise%C3%B1o_de_voladuras.html?hl=es&id=nPE7PQAACAAJ&redir_esc=y
- Llaccolla Phuyo, G. A. (2019). *Reducción de costos operativos, mediante la optimizacion de los estandares de las operaciones unitarias de perforacion y voladura Consorcio Minero Horizonte S.A-Pataz, La Libertad.* Tesis, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Escuela profesional de ingeniería de minas, Cusco. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12918/5156>
- López Jimeno, C., López Jimeno , E., & García Bermúdez, P. (2003). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas.* Madrid, España: E.T.S.I. Minas- Universidad Politecnica de Madrid. Obtenido de <https://biblioteca.ugc.edu.co/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=163591>
- Méndez Barzola, M. R. (2019). *Mejoramiento de la Perforación y Voladura en la Construcción de la Rampa 2705 de la Unidad Minera Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A.* Tesis, Universida Nacional San Cristobal de Huamanga, Escuela profesional de ingeniería de minas, Ayacucho. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3542>
- Onton Enciso, E. (2023). *Evaluacion de Voladura para Reducir Sobre Excavación de la Rampa 2705 en la Unidad Minere Parcoy Consorcio Minero Horizonte S.A.* Tesis, Universidad Nacional San Cristobal de Huamanga, Escuela profesional de Ingeniería de minas, AYACUCHO. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/6135>

- Perez Gutierrez, G. (2019). *Modelamiento de Vibraciones para reducir y controlar daños por voladura en la Rampa 2705 Unidad minera Parcoy-Consorcio Minero Horizonte S.A.* Tesis, Universidad Nacional San Cristobal de Huamanga, Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, Ayacucho. Obtenido de <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/3942>
- Pernia Llera, J. M., Lopez Jimeno, C., Ortiz De Urbina, F. P., & Lopez Jimeno, E. (1987). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Madrid, España: Instituto Geológico y Minero de España. Obtenido de <https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>
- Ramírez Oyanguren, P., & Alejandro Monge, L. (2004). *Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*. Madrid, España. Obtenido de <https://es.slideshare.net/quinterofelipe010/mecanica-de-rocas1-79919785>
- Ríos Ramírez, R. R. (2017). *Metodología para la Investigación y Redacción* (Grupo de investigación (SEJ 309) eumed.net de la Universidad de Málaga, España Primera edición ed.). Málaga, España: Servicios Académicos Internacionales S.L. Obtenido de <https://www.eumed.net/libros-gratis/2017/1662/1662.pdf>
- Samaniego Uribe, J. B. (2021). *Aplicación de la Voladura de Precorte para la Reducción de los Costos Unitarios en la Rp 2475 NV 2230 en Consorcio Minero Horizonte S.A.* Tesis, Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de ingeniería de minas, Huancayo. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12894/7274>
- Sanz Contreras, J. L. (1993). *Manual para el control y diseño de voladuras en obras de carreteras*. Madrid, España: EINSA EDICIONES INFORMATIZACIÓN, S.A. Obtenido de <http://www.carreteros.org/normativa/estructuras/otras/pdfs/mvoladuras.pdf>
- Tovar Llocella, F. A. (2015). *Aplicación del principio de la velocidad pico partícula (VPP), para minimizar el daño del macizo rocoso-utilizando retardos-veta Lourdes Consorcio Minero Horizonte- La Libertad*. Tesis, Universidad Nacional Centro del Perú, Escuela formación profesional de ingeniería de minas, La Libertad. Obtenido de <http://hdl.handle.net/20.500.12894/1351>
- Uribarri Urbina, M. W. (2008). *Explosivos usados en Minería y Construcción*. Informe de Consultor en Minería y Medio Ambiente, Universidad Nacional San Luis Gonzaga, Ica. Obtenido de <https://es.scribd.com/presentation/474705736/perforacion-y-voladura>

Vega Ruiz, E. T. (2019). *Caracterización de la Sobre Excavación Mediante Fotogrametría en Túneles Sobrecargados y Evaluados del Potencial Predectivo en Labores del Proyecto Nuevo Ninel Mina, Mina El Teniente*. Tesis, Universidad de Concepción, Ciencias de la tierra, Chile. Obtenido de <http://repositorio.udec.cl/jspui/handle/11594/3452>

ANEXO

Anexo 1.

Programa de avance de Zona Centro y Zona Sur de CMH S.A.

Zona	Sector	Fase	Veta	Nivel	Labor	Objetivo	Ancho	Alto	mts	
Centro	Intermedio	Desarrollo	Rosa	2000	CX 2200	Para que sea cabeza de la CH 2022 AK	4.5	4.2	20	
	Bajo	Desarrollo	Afrodita	1915	CX2341	Laboreo para mejorar sistema de ventilacion en el sector BP2331	3.5	3.5	25	
			Lourdes	1565	RP2705	Rampa de profundización para veta LDS1	4.5	4.2	10	
			Vanesa	1615	CM2526	Para cámara de refrigeración del CX2982	3.5	3.5	3	
					CX2982	Para preparación de veta Vanesa -100m del CX2854	4.5	4.2	50	
					CX2983	Para infraestructura de ventilacion de CX2982	3.5	3.5	8	
		Exploración	Vanesa	1565	CX1244	Para explorar veta Vanesa -50 m de CX2982	3.5	3.5	20	
			Lily	1965	RP2643	Para cortar veta Lily, Rosa piso 2 y explorarla	3.5	3.5	30	
			Tania	1965	GL2641	Galería para reconocer la segunda estructura del DDH-2023-0118	3.5	3.5	8	
			Rosa techo	1965	GL2739	Para explorar con laboreo veta de techo del tajo 2799	3.5	3.5	13	
			Rosa	1965	RP2321BS	Para preparar minado de veta rosa techo	3.5	3.5	6	
			Lourdes	1565	CX1245	Para preparar minadonpor Tl a + 6.5 m de tj1242	3.5	3.5	50	
					GL1242	Para ampliar minado Tl del tj 1245 Tl	3.5	3.5	15	
					GL1245	cabeza para minado de Tj 1245 Tl	3.5	3.5	38	
total centro									296	
Sur	Bajo	Desarrollo	Candelaria	1815	CM1994	Camara para acomulación de RP2800	3.5	3.5	20	
					RP2800	Para profundizar Candelaria	4.5	4.2	34	
		Exploración	Afrodita	1865	GL1790	Galería de xploración a - 5m de la GL1783	3.5	3.5	30	
					GL1926	Para continual la exploración del Tj1926 al norte	3.5	3.5	32	
				1915	CM2449	Para explorar veta Afrodita	6	6	6	
					CX2449	Para preparar cámara de DDH	3.5	3.5	10	
			Candelaria	1815	CM1998	Cámara DDH para explorar veta Lucero y ramales de Candelaria	6	6	6	
					CX1998	Para preparar cámara DDH	3.5	3.5	10	
				1915	BP2331	Para explorar veta Candelaria al sur	3.5	3.5	15	
			Lucero	1815	GL1882	Explorar con laboreo a partir de nuevo acceso RP1883BS	3.5	3.5	30	
			Atenea	1915	RP2432	Explorar veta Atenea	3.5	3.5	34	
			Candelaria R	1815	GL2973	Explorar con galería veta Candelaria R1	3.5	3.5	28	
		Preparación	Afrodita	1865	CM1947	Para cámara de refrigeración del nuevo acceso Tj1926	3.5	3.5	3	
					GL2033	Para continuar minado a -15m de GL 2026	3.5	3.5	50	
					RP1925(+)	Laboreo para continuar preparación y minado de Tj 1926 y Tj 1851	3.5	3.5	10	
					RP1947BS	Para continuar minado de Tj 1851 por un nuevo acceso	3.5	3.5	11	
					RP2033BS	Para continuar minado a -15m de GL 2026	3.5	3.5	34	
					12915	RP1925(-)	Para integración al nivel 1865	3.5	3.5	10
			Lucero	1815	RP1883BS	Para preparar minado de veta Lucero del extremo norte	3.5	3.5	39	
					RP1885	para continuar preparación minado en profundidad de veta Lucero	3.5	3.5	15	
			Atenea	1915	RP2432BS	para preparar minado de veta Atenea	3.5	3.5	27	
			Candelaria R	1815	CM3211	para cámara de acomulación de RP 3212	3.5	3.5	15	
					CM3217	Cámara de aclimatación en la RP 3213BS	3.5	3.5	5	
					CM3218	Para cámara de acomulación de RP 3213BS Y GL 3217	3.5	3.5	15	
					RP3212BS	Para preparar minado de veta Candelaria R1	3.5	3.5	25	
					RP3213BS	Para preparar minado de veta Candelaria R1	3.5	3.5	53	
total sur									567	
total									863	

Fuente: extraído de Unidad Minera Parcoy de departamento de operaciones

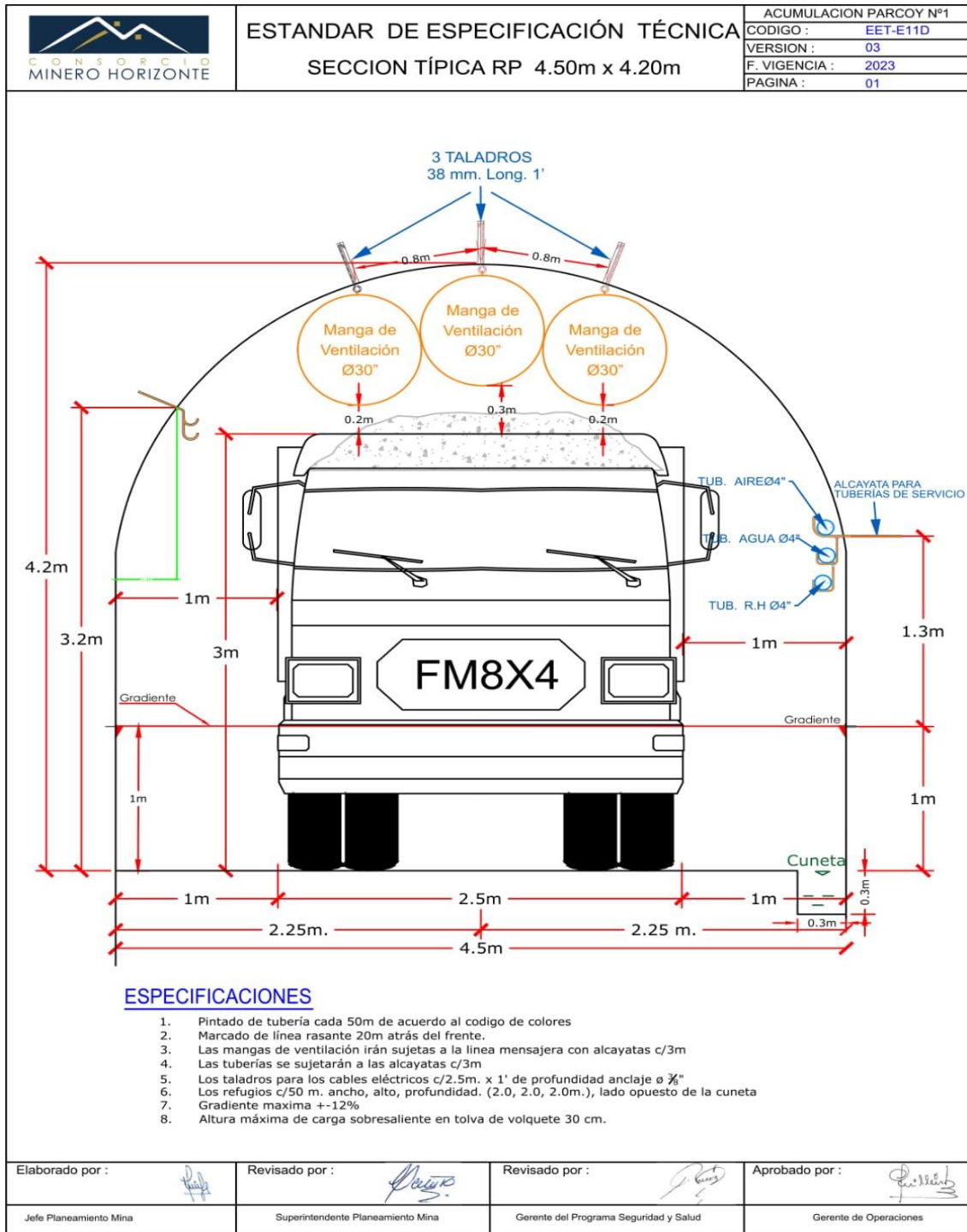
Anexo2.

Matriz de Consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN Y MUESTRA
¿Cómo reducir la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy - 2023?	Reducir la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. 2023.	La reducción de la sobre excavación es mediante la optimización de la perforación y voladura en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.	Variable Independiente (X) Optimización de la perforación y voladura Dimensiones - Calidad de macizo rocoso. - Diseño de malla de perforación. - Tipo de explosivo - Distribución de explosivo - Factor de carga - Burden y espaciamiento - Avance lineal	Enfoque o ruta de la investigación: Cuantitativo Tipo Investigación: de Aplicada Nivel investigación: de Correlacional Diseño investigación: de Cuasi Experimental Instrumentos Investigación: de - Fichas de evaluación geomecánica. - Reporte de sobrerotura. - Reporte de validez de voladura	Población: La población de este estudio está representada las labores de avance de la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. Muestra: La muestra de estudio está representada por la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.
¿En qué medida influye el diseño de la malla de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?	Determinar en qué medida influye el diseño de la malla de perforación en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. 2023.	El diseño de la malla de perforación influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.			
¿Cómo la distribución de carga explosiva influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?	Determinar la distribución de carga explosiva para la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A. 2023.	La distribución de carga explosiva influye en la reducción de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023.			
¿cómo influye tipo de explosivos en la sobre excavación en la profundización en la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023?	Determinar en qué medida influye el tipo de explosivos en la sobre excavación en la profundización de la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023.	El tipo de explosivos influye en la sobre excavación en la profundización de la Rp 2800 de zona Rosa en unidad minera Parcoy - 2023.			
¿En cuánto reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023?	Determinar en cuánto se reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023	Se reduce el costo de avance por efectos de la sobre excavación en la Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera de Parcoy - 2023	Variable Dependiente (Y) La sobre excavación Dimensiones - Volumen roto - Costo de operación		

Anexo 3.

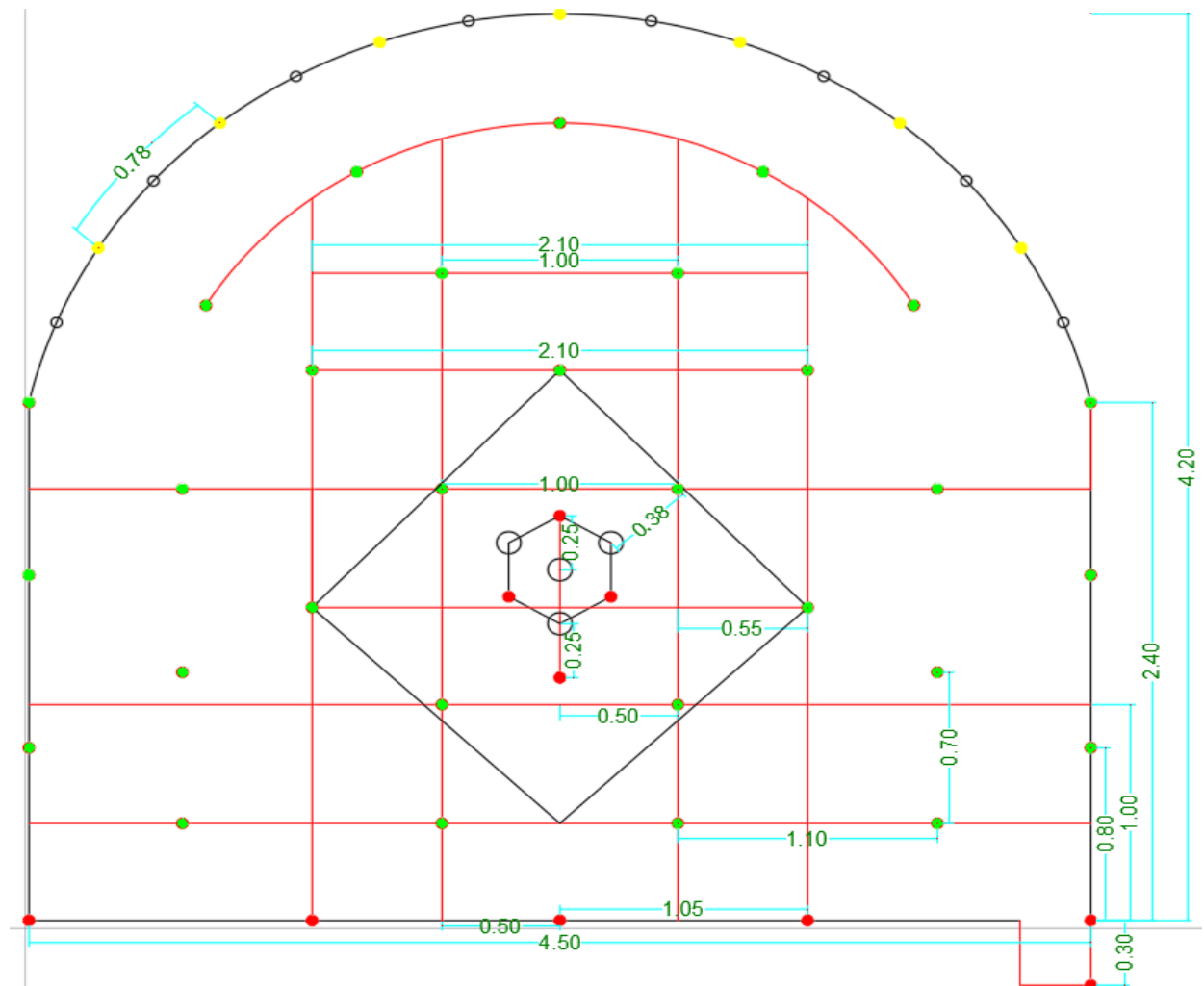
Estándar de especificación técnica de una rampa de sección 4.5m x 4.2m.



Fuente: extraído de departamento de planeamiento de CMH S.A.

Anexo 4.

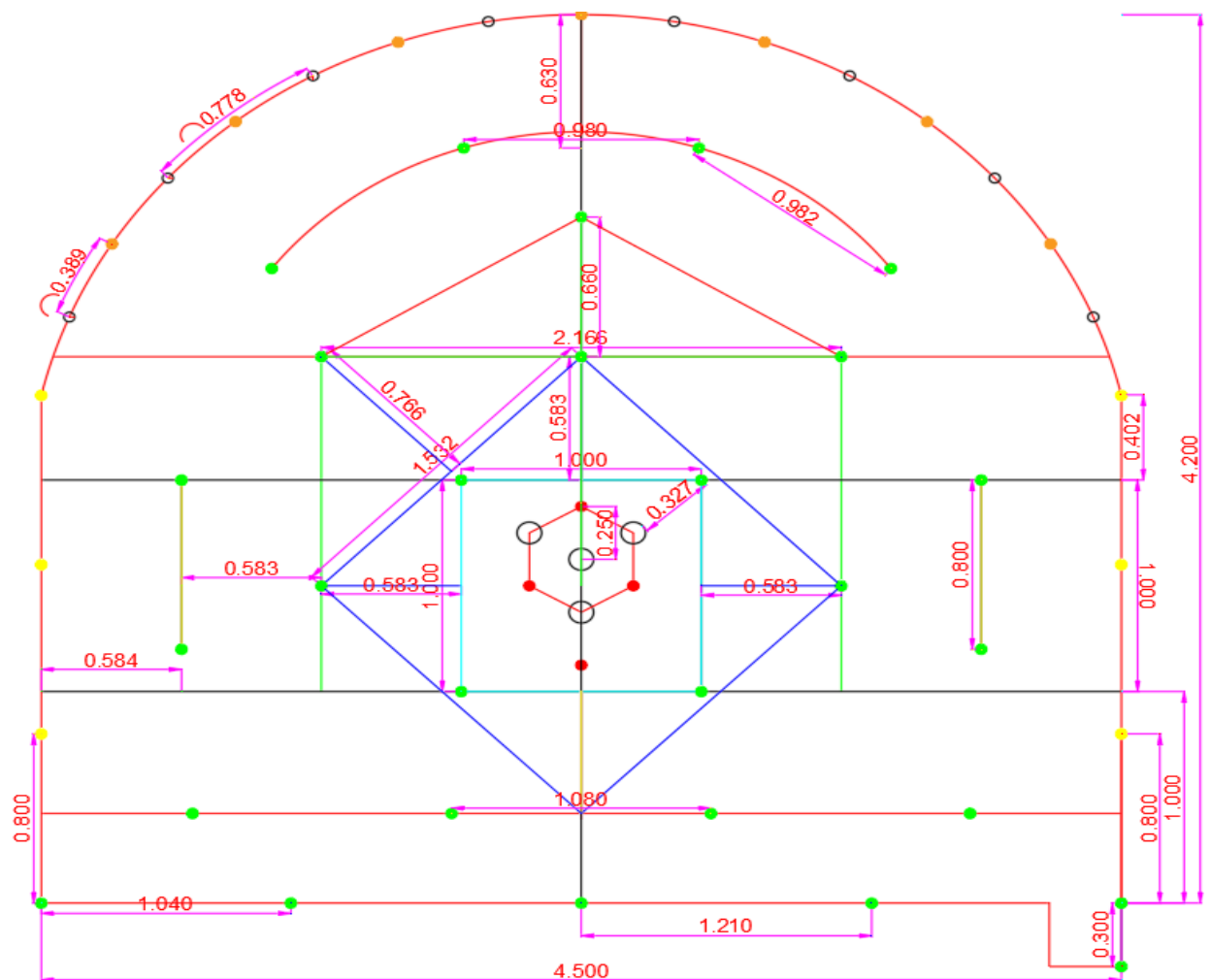
Malla de perforación para Roca Tipo III B RMR de 41 a 50 en base a la investigación



Distribución	# de tal.	E-3000 cartuchos por taladro	E- 1000 cartuchos por taladro	E- 500 cartuchos por taladro	E- 3000 cartuchos a usar	E- 1000 cartuchos a usar	E- 500 cartuchos a usar
Arranque	4	10.00			40	0	0
1ra. Ayuda	4	1.00	9.00		4	36	0
2da. Ayuda	3	1.00	8.00		3	24	0
3ra. Ayuda	4	1.00	8.00		4	32	0
Ay. Cuadrador	4	1.00	8.00		4	32	0
Ay. Corona	5	1.00	8.00		5	40	0
Ay. Arrastre	4	1.00	8.00		4	32	0
Cuadrador	6	1.00	8.00		6	48	0
Corona	7		1.00	8.00	0	7	56
Arrastre	6	10.00			60	0	0
					130	251	56

Anexo 5.

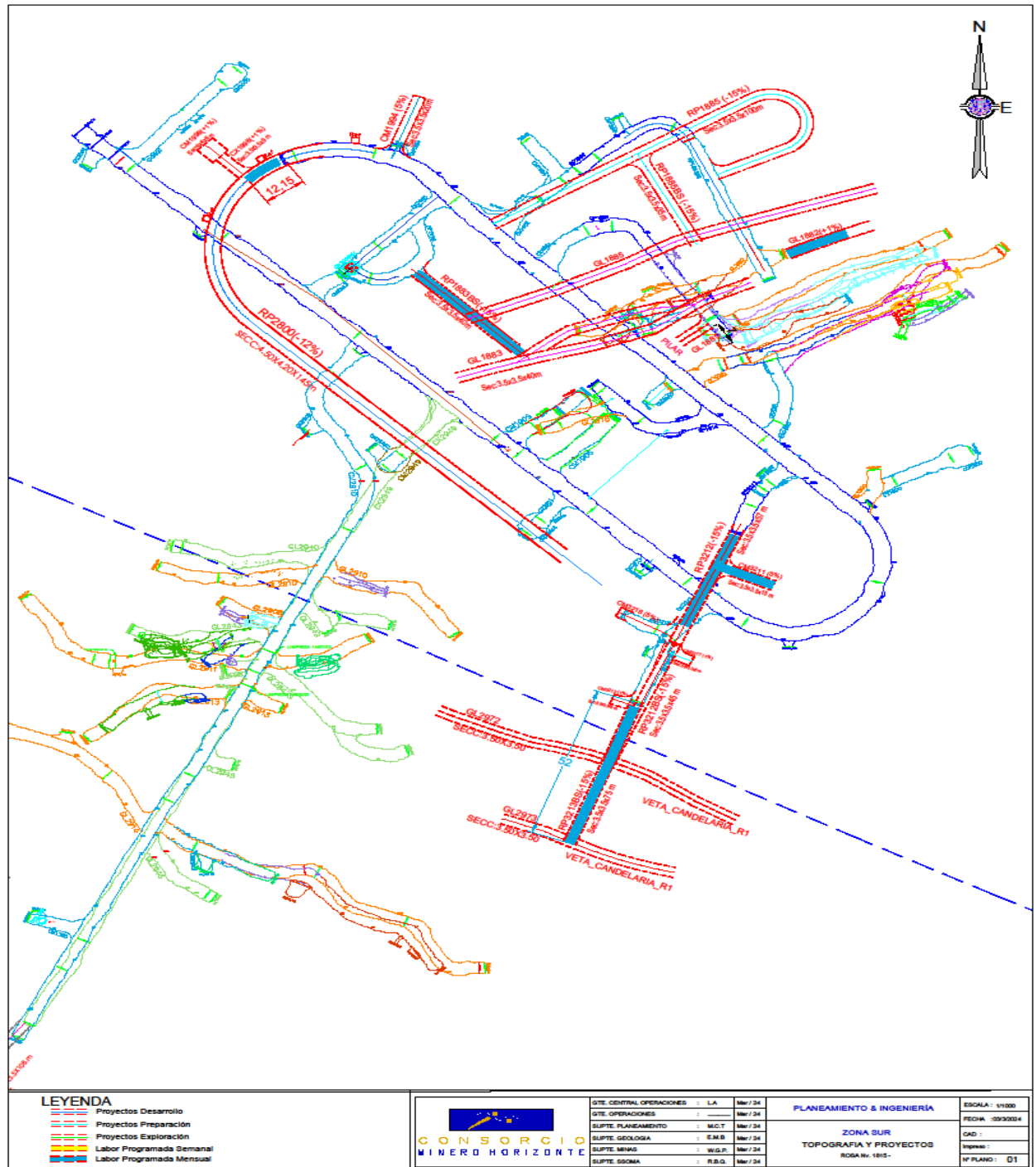
Malla de perforación en Roca Tipo III B con RMR 41 a 50 para la nueva investigación



Distribución	# Tal.	E-3000 Cartucho	E-1000 Cartucho	E-500 Cartucho	F.E. 20 Cartucho	E-3000 Cartucho	E-1000 Cartucho	E-500 Cartucho	F.E. 20 Cartucho
Arranque	4	10.00				40			
1ra. Ayuda	4		9.00				36		
2da. Ayuda	3		9.00				27		
3ra. Ayuda	3		9.00				27		
Ay. Cuadrador	4		8.00				32		
Ay. Corona	4		8.00				32		
Ay. Arrastre	4		9.00				36		
Cuadrador	6			8.00				48	
Corona	7		1.00		5.00		7		35
Arrastre	6		10.00				58		
total	45					40	255	48	35

Anexo 6.

Plano topográfico de Rp 2800



Fuente: Extraída por departamento de Planeamiento e Ingeniería de CMH S.A.

Anexo 7.

Fotografías

Desatade de rocas en la rampa 2800



Pintado de la malla de perforación de la Rp 2800



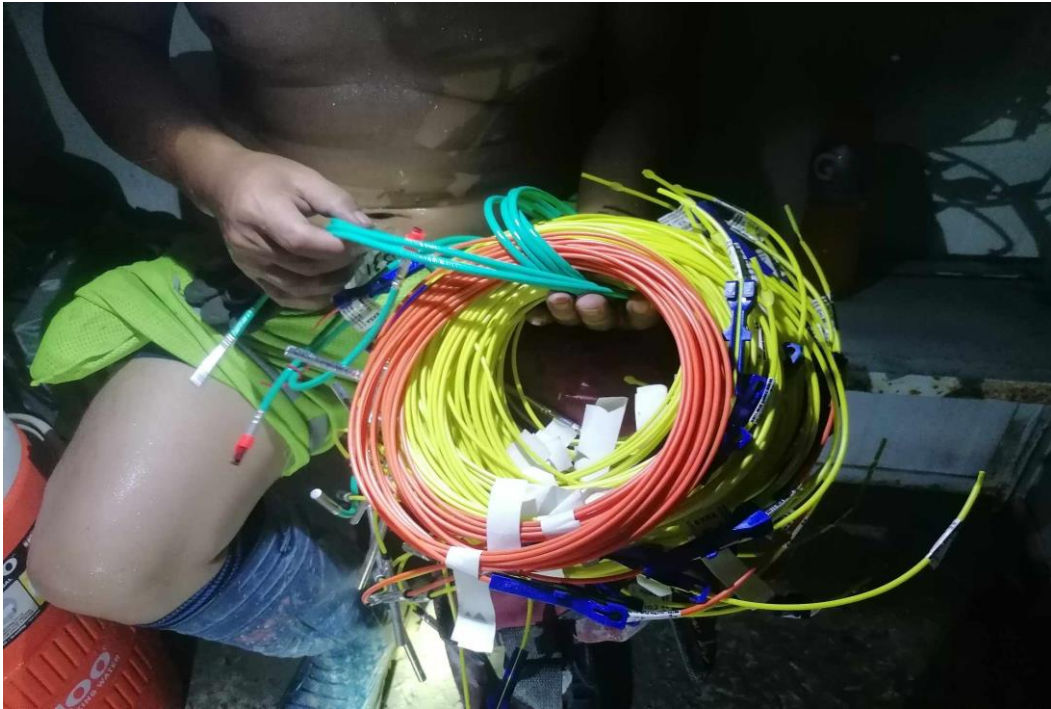
Perforación con Jumbo Electrohidráulico en la Rp 2800



Carguío de la Rp 2800



Accesorios de la voladura para cargar la Rp 2800



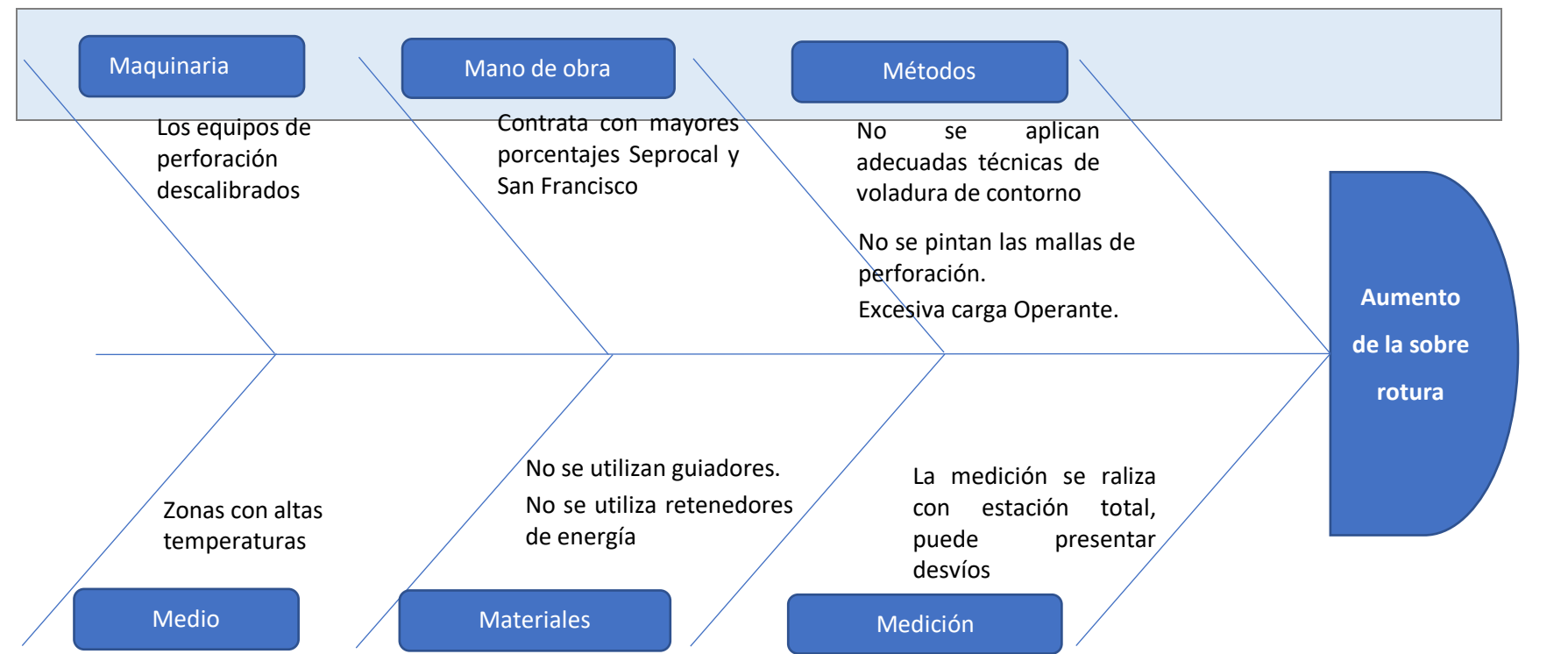
Amarre de Faneles a Pentacord y a Carmex en la Rp 2800



Resultados de la voladura en la Rp 2800 con control de explosivo famecorte



Anexo8.
Análisis de Causa Raíz (ISHIKAWA)



**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 066-2024-FIMGC****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL No 595-2024-FIMGC-D y MEMORANDO N° 469-2024-FIMGC/UUNSCH**, a los veinticuatro días del mes de septiembre de 2024, siendo las 11:00 a.m. reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, bajo la presidencia del MSc. Ing. Carlos PRADO PRADO y los miembros; MSc Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO, MSc. Ing. Jony Antonio QUISPE POMA y al MSc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO, actuando como secretario docente el Mg. Ing. Richar Rubén JORGE BERROCAL, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

Clever ARIAS RONDINEL

Quien presentó la tesis denominada:

Reducción de sobre excavación mediante la optimización de perforación y voladura en el Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy-2023

Los señores miembros del jurado luego de expuesto la tesis y absueltas las preguntas, delibera y lo declaran:

APROBADO CON NOTA DIECISÉIS (16)

Siendo las 12:15 p.m. del día 24 de septiembre de 2024, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad a lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. Carlos PRADO PRADO
Presidente

MSc Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro

MSc. Ing. Jony Antonio QUISPE POMA
Miembro

MSc Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro-Asesor

Mg. Ing. Richar Rubén JORGE BERROCAL
Secretario docente de la FIMGC

cc:
Archivo

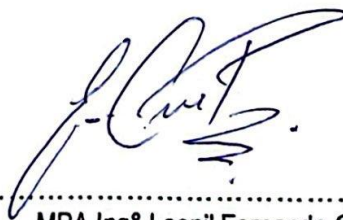
CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACION

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : ARIAS RONDINEL, Clever
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de Tesis : **Reducción de la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en el Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy -2023**
- Evaluación de la originalidad : 20% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente el certificado de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 20 de noviembre de 2024



.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Reducción de la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en el Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy -2023

por Clever Arias Rondinel

Fecha de entrega: 20-nov-2024 05:58p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2526712980

Nombre del archivo: TESIS_CLEVER_ARIAS_RONDINEL.pdf (5.66M)

Total de palabras: 52820

Total de caracteres: 258273

Reducción de la sobre excavación mediante la optimización de la perforación y voladura en el Rp 2800 de zona Rosa en Unidad Minera Parcoy -2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

20%

INDICE DE SIMILITUD

20%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

9%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	3%
	Trabajo del estudiante	
2	repositorio.unsaac.edu.pe	3%
	Fuente de Internet	
3	repositorio.unap.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
4	hdl.handle.net	2%
	Fuente de Internet	
5	repositorio.unsch.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
6	repositorio.unamba.edu.pe	2%
	Fuente de Internet	
7	pdfcookie.com	1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.unasam.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	

9	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1 %
10	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	1 %
11	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1 %
12	dspace.esPOCH.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
13	laccei.org Fuente de Internet	<1 %
14	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
15	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.udla.cl Fuente de Internet	<1 %
17	moam.info Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	Submitted to unsaac Trabajo del estudiante	<1 %
20	repositorio.upn.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

21	repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.usm.cl Fuente de Internet	<1 %
23	vsip.info Fuente de Internet	<1 %
24	repositorio.unjfsc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	Submitted to Universidad Católica Boliviana "San Pablo" Trabajo del estudiante	<1 %
26	documents.mx Fuente de Internet	<1 %
27	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
28	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1 %
29	renati.sunedu.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
30	tesis.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
31	Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac Trabajo del estudiante	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo