

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL
CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**“REDUCCIÓN DE LA SOBREROTURA MEDIANTE LA MEJORA DE LOS
PARÁMETROS DE VOLADURA EN LA PROFUNDIZACIÓN DE LA RAMPA 2705, EN
LA UNIDAD MINERA DE PARCOY DE CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. –
LA LIBERTAD”**

PRESENTADO POR:

BACH. NILO CASTAÑEDA ROJAS

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

ING. MÁXIMO VÍCTOR MAYTA LINO

CUSCO PERÚ

2019

DEDICATORIA

A mis padres Wilfredo Castañeda Huamani y Damiana Rojas Vizarreta por haberme dado la oportunidad de ser profesional, y a mis hermanos por su apoyo incondicional en todo momento.

AGRADECIMIENTOS

A Dios por darme la vida, a mis padres y hermanos por brindarme su apoyo y comprensión durante mi vida universitaria y la vida diaria.

A la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, especialmente a la escuela profesional de Ingeniería de Minas y a su plana de docentes, en especial al Ingeniero Máximo Víctor Mayta Lino por su tiempo y paciencia para guiarme en el desarrollo y culminación de la tesis.

A la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. en especial a la empresa especializa de Contratistas Mineros y Civiles del Perú S.A.C. por haberme brindado la oportunidad e información para desarrollar la tesis, y a los ingenieros que laboran en esta empresa quienes me compartieron sus conocimientos y experiencias.

Nilo Castañeda Rojas

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE GENERAL	iii
ÍNDICE DE TABLAS	xii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xv
ÍNDICE DE ANEXOS	xvii
ACRÓNIMOS.....	xviii
RESUMEN	xix
INTRODUCCIÓN	1

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	5
1.2.1 Problema general	5
1.2.2 Problemas específicos.....	5
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.3.1 Objetivo general.....	5
1.3.2 Objetivos específicos	5
1.4 JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO	6
1.5 HIPÓTESIS.....	7
1.5.1 Hipótesis general.....	7
1.5.2 Hipótesis específicas.....	7
1.6 VARIABLES E INDICADORES.....	7
1.6.1 Variable independiente	7
1.6.2 Variable dependiente	7

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA	9
2.1.1 Antecedentes nacionales	9
2.1.2 Antecedentes locales.....	10

2.2 MARCO CONTEXTUAL	10
2.2.1 Generalidades del ámbito de estudio	10
2.2.1.1 Ubicación geográfica	10
2.2.1.2 Accesibilidad.....	11
2.2.1.3 Breve reseña histórica	12
2.2.1.4 Clima y relieve	13
2.2.1.5 Geomorfología	13
2.2.1.6 Aspectos hidrogeológicos	14
2.2.1.6.1 Condiciones de presencia del agua subterránea.....	14
2.2.1.6.2 Hidrogeología local.....	14
2.2.1.6.3 Sistema de recarga y descarga del agua subterránea	14
2.2.1.6.4 Flujos subterráneos	15
2.2.1.7 Geología regional.....	15
2.2.1.7.1 Batolito de Pataz	15
2.2.1.8 Geología local	16
2.2.1.8.1 Granodiorita	16
2.2.1.8.2 Monzogranitos	16
2.2.1.8.3 Tonalita	17
2.2.1.9 Geología estructural	17
2.2.1.9.1 Sistema de fallas regionales	17
2.2.1.10 Geología económica.....	18
2.2.1.10.1 Mineralogía	18
2.2.1.10.2 Estructuras mineralizadas	18
2.2.2 Descripción de las operaciones de la Unidad Minera de Parcoy	19
2.2.2.1 Labores de preparación	19
2.2.2.2 Labores de desarrollo	20
2.2.3 Ciclo de minado en la Rampa 2705	20
2.2.3.1 Perforación	20
2.2.3.2 Voladura.....	21
2.2.3.3 Ventilación.....	21
2.2.3.4 Desate.....	21

2.2.3.5 Limpieza y acarreo de desmorte.....	22
2.2.3.6 Sostenimiento.....	23
2.2.3.6.1 Sostenimiento con shotcrete vía húmeda.....	25
2.2.3.6.2 Sostenimiento con pernos a compresión.....	26
2.2.3.6.3 Sostenimiento con cimbras metálicas	26
2.2.4 Precios unitarios de la Unidad Minera de Parcoy.....	27
2.3 MARCO CONCEPTUAL	31
2.4 BASES TEÓRICAS.....	33
2.4.1 Sobrerotura.....	33
2.4.1.1 Formas de evitar la sobrerotura.....	33
2.4.2 Mecánica de rocas.....	34
2.4.2.1 Propiedades físicas de las rocas	35
2.4.2.1.1 Densidad o peso específico y porosidad	35
2.4.2.1.2 Expansión o esponjamiento	35
2.4.2.1.3 Dureza y tenacidad.....	35
2.4.2.1.4 Textura	35
2.4.2.2 Propiedades mecánicas de las rocas.....	35
2.4.2.2.1 Resistencia a la compresión (o carga por unidad de área)	36
2.4.2.2.2 Resistencia a la tensión	36
2.4.2.2.3 Radio de Poisson o radio de precorte.....	36
2.4.2.2.4 Módulo de Young o de elasticidad (E)	36
2.4.2.2.5 Fricción interna	36
2.4.2.3 Condiciones geológicas de las rocas y sus efectos en la voladura.....	36
2.4.2.3.1 Estructura y Esquistocidad.....	36
2.4.2.3.2 Presencia de agua.....	37
2.4.2.3.3 Fractura (fisuras o juntas)	37
2.4.2.3.4 Fallas y contactos	37
2.4.3 Caracterización del macizo rocoso	38
2.4.3.1 Parámetros de resistencia de la roca intacta.....	38
2.4.3.1.1 Índice de dureza	38
2.4.3.1.2 Índice de Meteorización.....	38

2.4.4 Geomecánica.....	39
2.4.4.1 Clasificación geomecánica.....	40
2.4.4.1.1 Clasificación de Deere (RQD).....	40
2.4.4.1.2 Clasificación de Bieniawski (CSIR).....	42
2.4.4.1.3 Clasificación de Barton (NGI).....	44
2.4.4.1.4 Clasificación NATM (Nuevo Método Austriaco de Tunelería).....	48
2.4.4.1.5 Clasificación según índice GSI (Geological Strength Index).....	50
2.4.4.2 Tiempos de autoaporte.....	51
2.4.4.3 Mapeo geomecánico.....	54
2.4.5 Perforación de rocas.....	54
2.4.5.1 Equipos de perforación.....	54
2.4.5.2 Perforación rotopercutiva:.....	55
2.4.5.2.1 Fundamentos de la perforación rotopercutiva.....	55
2.4.5.2.2 Accesorios de perforación rotopercutiva.....	56
2.4.5.2.3 Errores de perforación.....	57
2.4.6 Explosivos.....	58
2.4.6.1 Clasificación de explosivos.....	58
2.4.6.1.1 Explosivos químicos:.....	58
2.4.6.1.2 Explosivos industriales rompedores (secundarios o rompedores).....	58
2.4.6.2 Características de los explosivos.....	59
2.4.6.2.1 Característica ambiental de los explosivos.....	59
2.4.6.2.2 Características de desempeño de los explosivos.....	60
2.4.7 Carga operante.....	61
2.4.8 Accesorios de voladura.....	62
2.4.8.1 Fulminante o detonador.....	62
2.4.8.2 Mecha de seguridad.....	62
2.4.8.3 Conector de ignición.....	62
2.4.8.4 Mecha rápida.....	62
2.4.8.5 Cordón detonante.....	62
2.4.8.6 Detonador no eléctrico.....	63
2.4.9 Voladura de rocas.....	63

2.4.9.1 Esquemas de voladura.....	64
2.4.9.2 Tipos de arranques y cálculo de voladuras	64
2.4.9.2.1 Corte en paralelo	64
2.4.9.2.2 Calculo para las dimensiones del corte en paralelo con el modelo matemático de Calvin J. Konya.....	66
2.4.10 Voladura convencional	69
2.4.11 Voladura controlada.....	70
2.4.11.1 Ventajas de la voladura controlada	72
2.4.11.2 Desventajas de la voladura controlada.....	72
2.4.11.3 Tipos de voladura controlada.....	72
2.4.11.3.1 Voladura precorte.....	72
2.4.11.3.2 Voladura de recorte	73
2.4.11.3.3 Voladura amortiguada.....	74
2.4.11.4 Parámetros que intervienen en una voladura controlada	74
2.4.11.4.1 Presión del taladro.....	74
2.4.11.4.2 Espaciamiento entre taladros de contorno	75
2.4.11.4.3 Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos.....	75
2.4.11.4.4 Explosivos utilizados en voladuras controladas	75
2.4.11.4.5 Precisión de la perforación.....	76
2.4.11.4.6 Geometría de la voladura y secuencia de iniciación	76
2.4.11.4.7 La voladura de destroza y la protección de la voladura de precorte	77
2.4.11.5 Condiciones necesarias para la voladura controlada	77
2.4.11.5.1 Perforación	77
2.4.11.5.2 Carga y disparo	77
2.4.12 Descripción de las rampas	78
2.4.12.1 Tipos de rampas	78
2.4.12.2 Parámetros para diseño de las rampas	79
2.4.12.2.1 Radio de curvatura	79
2.4.12.2.2 Peralte	80
2.4.13 Drenaje de agua de minas	80
2.4.13.1 Sistema de bombeo	81

2.4.13.2 Bombas en serie y en paralelo	81
2.4.14 Costos.....	82
2.4.14.1 Tipos de costos.....	82
2.4.14.1.1 Costos fijos.....	82
2.4.14.1.2 Costos variables	82
2.4.14.2 Costos directos de mina	82
2.4.14.3 Costos totales	83
2.4.14.4 Costo unitario.....	83

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1 ÁMBITO DE ESTUDIO	84
3.2 ENFOQUE DE LA INVESTIGACIÓN	84
3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	84
3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	85
3.4.1 Población	85
3.4.2 Muestra	85
3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	85
3.5.1 Técnicas	85
3.5.2 Instrumentos.....	86
3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS	86
3.7 TÉCNICAS DE ANÁLISIS DE DATOS.....	86

CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADOS.....	87
4.1.1 Sobrerotura antes del estudio.....	87
4.1.2 Ciclo de minado de la Rampa 2705	89
4.1.2.1 Perforación	89
4.1.2.1.1 Malla de perforación	89
4.1.2.2 Voladura.....	92
4.1.2.2.1 Requerimiento de explosivo	92
4.1.2.2.2 Rendimiento del explosivo	93

4.1.2.3 Ventilación	94
4.1.2.4 Limpieza	94
4.1.2.1 Sostenimiento.....	96
4.1.2.1.1 Sostenimiento con shotcrete	96
4.1.2.1.2 Sostenimiento con pernos swellex	98
4.1.3 Costos en operaciones de la Rampa 2705 antes del estudio	99
4.1.3.1 Costos de perforación	100
4.1.3.2 Costos de voladura.....	102
4.1.3.3 Costos de limpieza	102
4.1.3.4 Costos de sostenimiento.....	103
4.1.3.4.1 Costos de sostenimiento con shotcrete	103
4.1.3.4.2 Costos de sostenimiento con pernos swellex	104
4.1.3.5 Costos de mano de obra	105
4.1.3.6 Costo de seguridad.....	106
4.1.4 Estudio de la evaluación geomecánica zona Norte – Balcón – Nv. 1865 – RP2705.	109
4.1.4.1 Determinación de Rock Mass Rating (RMR) de la Rampa 2705	109
4.1.4.1.1 Resistencia a la compresión simple	109
4.1.4.1.2 Resistencia a la tracción.....	110
4.1.4.1.3 Índice de la calidad de la roca RQD	110
4.1.4.1.4 Espaciamiento de discontinuidades	110
4.1.4.1.5 Condiciones de discontinuidades	110
4.1.4.1.6 Aguas subterráneas	111
4.1.4.1.7 Orientaciones de fracturas.....	111
4.1.4.2 Determinación de calidad de la masa rocosa (Q de Barton).....	111
4.1.4.2.1 Determinación del Índice G.S.I. (Geological Strength Index).....	112
4.1.4.3 Sostenimiento en la Rampa 2705.....	112
4.1.5 Diseño de la malla de perforación con modelo matemático de Calvin J. Konya	113
4.1.5.1 Cálculos para las dimensiones del corte en paralelo.....	113
4.1.5.1.1 Diámetro equivalente (D_H).....	113
4.1.5.1.2 Profundidad del taladro (H)	113
4.1.5.1.3 Profundidad de avance esperada (L)	113

4.1.5.1.4	Número de taladros por frente	114
4.1.5.1.5	Calculo de burden por secciones.....	114
4.1.5.1.6	Calculo de radios por secciones.....	116
4.1.5.1.7	Calculo de espaciamiento entre taladros por secciones.	117
4.1.5.1.8	Calculo de tacos por secciones.	118
4.1.5.1.9	Burden, espaciamiento y taco para taladros auxiliares	118
4.1.5.1.10	Burden, espaciamiento y taco para taladros de piso o arrastre	120
4.1.5.1.11	Burden, espaciamiento y taco para taladros de contorno (cuadradores)....	120
4.1.5.1.12	Calculo de parámetros que intervienen en una voladura controlada	121
4.1.1	Sobrerotura con la malla propuesta en la Rampa 2705	126
4.1.2	Ciclo de minado de la Rampa 2705 con la propuesta de la mejora de los parámetros de voladura	127
4.1.2.1	Perforación.....	127
4.1.2.1.1	Malla de perforación propuesta	129
4.1.2.2	Voladura.....	133
4.1.2.2.1	Requerimiento de explosivo	133
4.1.2.2.2	Rendimiento del explosivo	134
4.1.2.1	Ventilación.....	134
4.1.2.2	Limpieza	134
4.1.2.3	Sostenimiento.....	136
4.1.2.3.1	Sostenimiento con shotcrete	136
4.1.2.3.2	Sostenimiento con pernos swellex	138
4.1.3	Costos en operaciones de la Rampa 2705 con la propuesta de la mejora de los parámetros de voladura.....	139
4.1.3.1	Costos de perforación	139
4.1.3.2	Costos de voladura.....	141
4.1.3.3	Costos de limpieza	141
4.1.3.4	Costos de sostenimiento.....	142
4.1.3.4.1	Costos de sostenimiento con shotcrete	142
4.1.3.4.2	Costos de sostenimiento con pernos swellex	143
4.1.3.5	Costos de mano de obra	144

4.1.3.6 Costo de seguridad.....	145
4.2 DISCUSIÓN	147
4.2.1 Aspecto técnico.....	147
4.2.1.1 Sobrerotura.....	149
4.2.1.2 Ciclo de minado	151
4.2.1.2.1 Rendimiento del explosivo	152
4.2.2 Aspecto económico.....	153
4.2.2.1 Costos de perforación	155
4.2.2.2 Costo de voladura	156
4.2.2.3 Costo de Limpieza y carguío	157
4.2.2.4 Costo de sostenimiento	158
4.2.2.5 Costo de mano de obra.....	159
4.2.2.6 Costo de seguridad.....	159
CONCLUSIONES	161
RECOMENDACIONES.....	162
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	163
ANEXOS	165

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Variables e indicadores de la investigación	8
Tabla 2. Accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy por vía terrestre y vía aérea	11
Tabla 3. Estructura de costos unitarios de mano de obra todo costo	27
Tabla 4. Costos horarios de equipos	28
Tabla 5. Precios unitarios de aceros de perforación.....	28
Tabla 6. Precios unitarios de materiales y herramientas	29
Tabla 7. Precios unitarios de explosivos y accesorios	30
Tabla 8. Precios unitarios de implementos de seguridad	30
Tabla 9. Clasificación de la roca según su dureza	38
Tabla 10. Grado de meteorización del macizo rocoso (ISRM modificado)	39
Tabla 11. Calidad de roca según RQD.....	41
Tabla 12. Parámetros de clasificación y sus valores	43
Tabla 13. Clasificación geomecánica de Bieniawski.....	43
Tabla 14. Factores de ajuste del RMR y Calificación.....	43
Tabla 15. Clases de macizos rocosos en función de la valuación total.....	44
Tabla 16. Sostenimiento según el RMR.....	44
Tabla 17. Número de familias de juntas (J_n)	45
Tabla 18. Coeficiente de rugosidad de las juntas (J_r)	46
Tabla 19. Coeficiente de meteorización de las juntas (J_a).....	46
Tabla 20. Coeficiente reductor por la presencia de agua en las juntas (J_w)	47
Tabla 21. Tensiones en la excavación. S.R.F.....	47
Tabla 22. Rango de la estimación de los parámetros	48
Tabla 23. Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Tipos de macizos rocosos.....	48
Tabla 24. Resistencia al agua.....	59
Tabla 25. Velocidad de detonación (m/s)	60
Tabla 26. Tipo de roca, distancia entre taladros y coeficiente de roca.	66
Tabla 27. Cálculos simplificados para cortes paralelos	68
Tabla 28. Diferencia entre la voladura convencional y voladura controlada.....	70
Tabla 29. Porcentaje de sobrerotura en la RP2705	87
Tabla 30. Eficiencia de perforación con jumbo electrohidráulico en la perforación del frente...	92

Tabla 31. Requerimiento de explosivo en el polvorín para el carguío del frente	93
Tabla 32. Rendimiento del explosivo	94
Tabla 33. Dimensiones, rotura y porcentaje de sobrerotura	94
Tabla 34. Eficiencia de limpieza con scoop diésel y carguío al volquete.....	95
Tabla 35. Cubicación del shotcrete	97
Tabla 36. Eficiencia de sostenimiento con robot y mixer.....	97
Tabla 37. Eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador electrohidráulico (bolter)	99
Tabla 38. Costo de perforación del frente con jumbo electrohidráulico.....	100
Tabla 39. Costo de herramientas y materiales en la perforación del frente	100
Tabla 40. Costo de voladura por disparo del frente	102
Tabla 41. Costo de limpieza y carguío por disparo con scoop diésel	102
Tabla 42. Costo de sostenimiento con robot y mixer.....	103
Tabla 43. Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con shotcrete	104
Tabla 44. Costo de sostenimiento con jumbo empernador (bolter)	104
Tabla 45. Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con pernos swellex	105
Tabla 46. Costo total de mano de obra.....	106
Tabla 47. Costo de implementos de seguridad	106
Tabla 48. Resumen de tiempos de operaciones unitarias.....	107
Tabla 49. Resumen de costo de operaciones unitarias con la malla de la Figura 25	108
Tabla 50. Caracterización geomecánica del macizo rocoso RP2705.....	112
Tabla 51. Resumen de las dimensiones del diseño	124
Tabla 52. Porcentaje de sobrerotura en la RP2705 con la malla propuesta.....	126
Tabla 53. Resumen de las dimensiones teórica y real con la malla propuesta	128
Tabla 54. Eficiencia de perforación del jumbo electrohidráulico con la malla propuesta.....	132
Tabla 55. Requerimiento de explosivo en el polvorín con la malla propuesta	133
Tabla 56. Rendimiento del explosivo con la malla propuesta	134
Tabla 57. Dimensiones, rotura y porcentaje de sobrerotura con la malla propuesta	134
Tabla 58. Eficiencia de limpieza con scoop diésel y carguío al volquete con la malla propuesta	135
Tabla 59. Cubicación del shotcrete para la malla propuesta.....	137
Tabla 60. Eficiencia de sostenimiento con robot y mixer con la malla propuesta.....	137

Tabla 61. Eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador con la malla propuesta	138
Tabla 62. Costo de perforación del frente con la malla propuesta.....	139
Tabla 63. Costo de aceros, herramientas y materiales en la perforación con la malla propuesta	140
Tabla 64. Costo de voladura por disparo con la malla propuesta	141
Tabla 65. Costo de limpieza y carguío por disparo con la malla propuesta	142
Tabla 66. Costo de sostenimiento con shotcrete en la malla propuesta.....	142
Tabla 67. Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con la malla propuesta	143
Tabla 68. Costo de sostenimiento con jumbo empernador en la malla propuesta	143
Tabla 69. Costo de herramientas y materiales en sostenimiento en la malla propuesta	144
Tabla 70. Costo total de mano de obra con la malla propuesta	144
Tabla 71. Costo de implementos de seguridad con la malla propuesta	145
Tabla 72. Resumen de tiempos de operaciones unitarias con la malla propuesta	146
Tabla 73. Resumen de costo de operaciones unitarias con la malla propuesta.....	147
Tabla 74. Cuadro comparativo del diseño anterior y el propuesto	148
Tabla 75. Resumen comparativo de promedio y total de avance, rotura real y sobrerotura.....	149
Tabla 76. Resumen comparativo de tiempos de operaciones unitarias (ciclo de minado)	151
Tabla 77. Resumen comparativo de rendimiento del explosivo	153
Tabla 78. Cuadro comparativo de costos del diseño anterior y el propuesto.....	154

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y vías de accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy	12
Figura 2. Preparación de rampas basculantes a partir de rampas auxiliares.....	19
Figura 3. Perforación con jumbo electrohidráulico (modelo Axera).....	20
Figura 4. Desate de rocas manual y mecanizado	22
Figura 5. Limpieza y transporte de desmonte.....	23
Figura 6. Tabla geomecánica y estándar de sostenimiento para labores permanentes para la mina Parcoy	24
Figura 7. Sostenimiento con shotcrete vía húmeda (abastecimiento con mixer y robot lanzador)	26
Figura 8. Sostenimiento con pernos a compresión (bolter) y cimbras metálicas	27
Figura 9. Estructura de las rocas	37
Figura 10. Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo	41
Figura 11. Tabla GSI para la mina Parcoy.....	52
Figura 12. Tiempo de autosoporte del macizo rocoso en una excavación	53
Figura 13. Tiempo de autosoporte según el span y calidad de roca	53
Figura 14. Perforación mecanizada con Jumbo electrohidráulico	54
Figura 15. Acciones básicas en la perforación rotopercutiva	55
Figura 16. Principio de barrido de un barreno	56
Figura 17. Accesorios de perforación	56
Figura 18. Fallas de perforación en los taladros	57
Figura 19. Accesorios de voladura	63
Figura 20. Esquema de voladura en túnel o galería.....	64
Figura 21. Tipos de cortes en paralelo.....	65
Figura 22. Corte en paralelo con cuatro secciones y resultados de las voladuras	67
Figura 23. Diferencia de la influencia de la voladura convencional y voladura controlada.....	71
Figura 24. Burden final para los taladros de contorno después de la voladura principal	76
Figura 25. Estándar de malla de perforación y voladura (Mala B RMR 21-30)	91
Figura 26. Dimensiones del burden para las 4 secciones	115
Figura 27. Dimensiones de los radios para las 4 secciones	116
Figura 28. Dimensiones de los espaciamientos entre taladros para las 4 secciones	117

Figura 29. Especificaciones técnicas de los explosivos (semexsa y exsablock)	119
Figura 30. Pintado de la malla de perforación y voladura para diseño propuesto.....	130
Figura 31. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala B RMR 26 – 30).....	131
Figura 32. Gráfico comparativo de promedio de sobrerotura.....	149
Figura 33. Gráfico comparativo de avance promedio y total	150
Figura 34. Gráfico comparativo de rotura promedio y total	151
Figura 35. Gráfico comparativo de tiempo del ciclo de minado	152
Figura 36. Gráfico comparativo de factor de carga y factor y potencia	153
Figura 37. Gráfico comparativo de costo de perforación	155
Figura 38. Gráfico comparativo de costo de voladura.....	156
Figura 39. Gráfico comparativo de costo de limpieza y carguío	157
Figura 40. Gráfico comparativo de costo de sostenimiento	158
Figura 41. Gráfico comparativo de costo de mano de obra	159
Figura 42. Gráfico comparativo de costo de seguridad	159
Figura 43. Gráfico comparativo de costo total por metro de avance lineal	160

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS)	165
Anexo 2. Procedimiento de trabajo seguro	168
Anexo 3. Sección típica de la RP2705 (4.5mx4.20m).....	169
Anexo 4. Instalación de shotcrete y pernos swellex en la RP2705	170
Anexo 5. Sistema de ventilación de la RP2705	170
Anexo 6. Mapa geológico de la Unidad Minera Parcoy.....	171
Anexo 7. Tiempo de perforación del frente con la malla de la <i>Figura 25</i>	171
Anexo 8. Tiempo de limpieza del frente	174
Anexo 9. Tiempo de carguío al volquete por disparo.....	175
Anexo 10. Tiempo de sostenimiento del frente con shotcrete.....	176
Anexo 11. Tiempo de sostenimiento del frente con pernos.....	176
Anexo 12. Tiempo de perforación del frente con la malla propuesta (<i>Figura 31</i>)	177
Anexo 13. Tiempo de limpieza del frente con la malla propuesta	180
Anexo 14. Tiempo de carguío al volquete con la malla propuesta.....	181
Anexo 15. Tiempo de sostenimiento con shotcrete con la malla propuesta.....	181
Anexo 16. Tiempo de sostenimiento con pernos con la malla propuesta.....	182
Anexo 17. Estándar de malla de perforación y voladura (Muy mala RMR < 21).....	184
Anexo 18. Procedimiento para el pintado de la malla de perforación propuesta	185
Anexo 19. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Muy mala RMR < 21).....	186
Anexo 20. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala B RMR 21 – 25)	187
Anexo 21. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala A RMR 31 – 40)	188
Anexo 22. Sistema de amarre (faneles a pentacord y carmex).....	189
Anexo 23. Pintado de la malla de perforación en la RP2705	189
Anexo 24. Perforación del arranque cilíndrico y control del paralelismo con guidores.....	190
Anexo 25. Preparación de cañas para precorte y carguío del frente.....	190
Anexo 26. Resultado de la voladura controlada precorte (huellas de cañas)	191

ACRÓNIMOS

CMH:	Consorcio Minero Horizonte
RP, CH, CX, CM:	Rampa, Chimenea, Crucero, Cámara
AK:	Alimak
RMR:	Rock Mass Rating (Clasificación del macizo rocoso)
CSIR:	South African Council for Scientific and Industrial Research
GSI:	Geological Strength Index (Índice de resistencia geológica)
RQD:	Índice de calidad de la roca
NATM:	Nuevo Método Austriaco de Tunelería
NGI:	Instituto Noruego de Geotécnica
CFM:	Cubic feet per minute (Pies cúbicos por minuto)
Nv:	Nivel
Ton, Tn:	Tonelada
TM:	Toneladas métricas
Ma:	Millones de años
LHD:	Load Haul Dump (Carga Transporta Descarga)
CU:	Costo Unitario
Und, Unid:	Unidad
Gln:	Galón
Pza:	Piezas
Disp:	Disparo
Cart:	Cartucho
B:	Burden
Sc, S:	Espaciamiento entre taladros
T:	Taco
ms:	milisegundos
MPa:	Mega Pascales
Ecu.:	Ecuación
Tal:	Taladro
h/h:	horas hombre

RESUMEN

En la presente tesis titulada Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. La Libertad, el problema se centra en la sobrerotura excesiva en la labor de desarrollo (RP2705) que dificulta la profundización, explotación y el programa de avances de la Mina – Balcón a falta de la mejora de los parámetros de voladura, por el cual se incrementa los tiempos y costos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado; se persigue como objetivo general demostrar la reducción de la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona Norte – Balcón en la Unidad Minera Parcoy CMH S.A. para esta investigación se aplicó el planteamiento metodológico del enfoque cuantitativo, obteniendo resultados que garantizan un mejor control de la sobrerotura, tiempos, costos y cumplimiento del programa de avances con el nuevo diseño del malla de perforación calculado con el modelo matemático de Calvin J. Konya y cálculo de presión dentro del taladro para los taladros de precorte, llegando a la conclusión principal que la voladura controlada precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.33% a 6.79% en promedio de 30 disparos, y con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó una eficiencia de voladura de 94% con la cual se logró incrementar la profundización de la RP2705 y el cumplimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la Mina – Balcón.

Palabras claves: Sobrerotura, evaluación geomecánica, perforación y voladura controlada precorte.

INTRODUCCIÓN

La perforación y voladura en la actividad minera se puede definir como una de las operaciones unitarias más importantes dentro del ciclo de minado debido a que el éxito de las demás operaciones depende directamente de estas dos operaciones.

En la Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. la sobrerotura en las labores de desarrollo, preparación y explotación afecta directamente al tonelaje de producción y metros lineales en las labores de avance programados por planeamiento, mina y geología, principalmente en la profundización de la Rampa 2705 (RP2705) de 12% de gradiente negativa en el nivel 1865 en la zona Norte – Balcón para la preparación y explotación de las vetas Lourdes y Micaela con potencias variables, así mismo se tiene derrumbes que alcanzan a más de 3 metros de altura y el control de éstos toman varios días por lo tanto hay pérdida de metros lineales y por consiguiente deficiencia de profundización de la Rampa 2705 cuyo avance es de prioridad y principal para el desarrollo, preparación y explotación de la zona Norte – mina Balcón.

El problema general de la investigación es ¿Cómo reducir la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona Norte – Balcón en la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A.? teniendo como objetivo general reducir la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona norte – Balcón en la Unidad Minera Parcoy CMH S.A. y llegar a la hipótesis general que con la mejora de los parámetros de voladura, se reducirá la sobrerotura y se determinará su influencia en la reducción de tiempos y costos del ciclo de minado en la profundización de la RP2705 y cumplimiento de la producción y avance programado en la zona Norte – mina Balcón en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.

Para llevar a cabo la presenta tesis de investigación, se ha estructurado en 4 capítulos:

En el capítulo I, Problemática de la investigación, se identifica el problema, se formulan los problemas, objetivos, se justifica el estudio, se plantea las hipótesis y las variables del estudio a analizar.

En el capítulo II, Marco teórico, se desarrolla los antecedentes de la investigación, marco contextual donde se hacen mención los aspectos generales del ámbito de estudio, descripción de las operaciones unitarias de la Unidad Minera de Parcoy y los precios unitarios de la mina, marco conceptual, bases teóricas y conceptos que permitan comprender tanto de geomecánica, perforación de rocas, explosivos, voladura de rocas, sobrerotura y costos.

En el capítulo III, Metodología, se hace mención el ámbito de estudio, enfoque de la investigación, diseño de la investigación, población muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos, procesamiento de datos y técnicas de análisis de datos.

En el capítulo IV, Resultados y discusión, se presenta los datos generales, análisis e interpretación de datos y la discusión de los resultados.

La investigación finaliza con las conclusiones y recomendaciones finales.

CAPÍTULO I

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La voladura subterránea es una de las operaciones unitarias fundamentales dentro del ciclo de minado que se realiza en la actividad minera. En la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. la voladura no tiene mayor dedicación y atención principalmente en la Rampa 2705 (RP2705) de 12% de gradiente negativa.

Las características del macizo rocoso en la Rampa 2705 (RP2705) son irregulares encontrándose zonas bastante inestables debido a la variación constante del tipo de roca MALA B llegando hasta MUY MALA, lo cual generan sobreroturas excesivas tanto en los hastiales como en la corona de la labor.

La sobrerotura de sección en la Rampa 2705 a pesar de la aplicación de la voladura controlada precorte es debido al no control de la carga operante en el contorno de la labor, inadecuada columna explosiva, así como consumo excesivo de explosivos, se detectó que a los taladros se cargaba a más de 67% y 75% de la columna explosiva llegando incluso hasta 100% y en otros casos dejando mucha longitud de taladro vacío de 50% siendo lo adecuado variar la carga de acuerdo a la ubicación del taladro. La otra causa es la falta de evaluación geomecánica, así como el mapeo

geomecánico que permiten determinar el Rock Mass Rating (RMR) del macizo rocoso. También las deficiencias en la perforación, así como, desviación en el paralelismo a falta del uso de guidores durante la perforación como una medida de control, inadecuada espaciado y burden y la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación.

La sobrerotura genera pérdidas del ciclo de minado en la profundización de la Rampa 2705 y labores de preparación como en la limpieza por el mayor volumen de acarreo de desmonte, mayor volumen de shotcrete y mayor consumo de pernos para el sostenimiento e incremento de horas hombre y también trae como consecuencia que el rendimiento de los equipos disminuya. De tal manera afecta directamente al programa de tonelaje diario que es de 2500ton/día de los cuales la Mina – Balcón aporta 800 a 900ton/día, a metros lineales de avance de rampas basculantes de 15% positivos y negativos, cruceros hacia la veta Lourdes, by passes y rampas auxiliares hacia la veta Micaela. Además, la sobrerotura incrementa los tiempos y costos unitarios del ciclo de minado para la empresa y para la contrata encargada en la profundización.

En vista que a pesar de la aplicación de la voladura controlada precorte la sobrerotura genera deficiencia en la profundización de la Rampa 2705, incumplimiento de tonelaje por día para abastecer a la planta y pérdidas económicas se propone la reducción de la sobrerotura con la mejora de los parámetros de perforación y voladura con una controlada para cumplir con los programas de avances y producción e incrementar la profundización para la preparación y la explotación de la zona Norte – mina Balcón.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema general

¿Cómo controlar la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona Norte – Balcón en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.?

1.2.2 Problemas específicos

- a. ¿Cómo influyen las condiciones geomecánicas del macizo rocoso en el diseño adecuado de la malla de perforación y selección del explosivo en la profundización de la RP2705?
- b. ¿Cómo obtener una voladura óptima en el minado del avance en la profundización de la RP2705 para la preparación y explotación de la mina Balcón?
- c. ¿Cuáles son los costos unitarios del ciclo de minado en la profundización de la RP2705 con la mejora de los parámetros de voladura?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1 Objetivo general

Reducir la sobrerotura para incrementar la profundización de la RP2705, cumplir con la producción y avance requerida y disminuir los costos unitarios en la zona norte – Balcón en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.

1.3.2 Objetivos específicos

- a. Evaluar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para el diseño adecuado de la malla de perforación y selección del explosivo en la profundización de la RP2705.
- b. Determinar los parámetros de perforación, voladura y dimensionamiento en la profundización de la RP2705 para preparar y explotar la mina Balcón.

- c. Analizar los costos unitarios del ciclo de minado en la profundización de la RP2705 después de la mejora de los parámetros de voladura.

1.4 JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

La perforación y voladura son operaciones unitarias del ciclo de minado que requieren de mayor atención y dedicación en la actividad minera para mejorar los procesos en cada operación del ciclo minado, esto ayuda en el aprovechamiento total del recurso mineral sin pérdidas con menores tiempos y costos.

La presente tesis de investigación, ayudará a mejorar los recursos en este caso en la RP2705 mediante la mejora de los parámetros de perforación y voladura, el trabajo de la voladura controlada precorte actual es empírico, por ello el objetivo es mejorar las voladura controlada precorte en la RP2705, los tiempos y costos los cuales permitirán conseguir mejores resultados; número adecuado de taladros en la perforación y costos estándares en la RP2705, con esto se minimizarán costos y tiempos en la profundización de la RP2705.

El sustento de la tesis de investigación posee una gran importancia en el desarrollo de labores de desarrollo, preparación y explotación, por ello la propuesta de reducción de sobrerotura con la mejorar de los parámetros de voladura beneficiará en la reducción de los costos y tiempos unitarios dentro del ciclo de minado e incrementar la producción y avance de metros lineales.

Por otra parte, los resultados obtenidos en esta tesis de investigación servirán como antecedentes para la aplicación a labores de desarrollo, preparación y explotación que poseen condiciones similares en la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.

1.5 HIPÓTESIS

1.5.1 Hipótesis general

Con la mejora de los parámetros de perforación y voladura, se reducirá la sobrerotura y se determinará su influencia en la reducción de tiempos y costos del ciclo de minado en la profundización de la RP2705 y cumplimiento de la producción y avance programado en la zona Norte – mina Balcón en la Unidad Minera de Parcoy de CMH S.A.

1.5.2 Hipótesis específicas

- a. La evaluación de la calidad del macizo rocoso permitirá el diseño adecuado de la malla de perforación y selección del explosivo para la reducción de la sobrerotura en la profundización de la RP2705.
- b. La determinación de los parámetros de perforación, voladura y dimensionamiento reducirá los tiempos del ciclo de minado en la profundización de la RP2705, preparar y explotar la mina Balcón.
- c. Con la mejora de los parámetros de perforación y voladura se reducirá los costos unitarios del ciclo de minado en la profundización de la RP2705.

1.6 VARIABLES E INDICADORES

1.6.1 Variable independiente

Parámetros de perforación y voladura

1.6.2 Variable dependiente

Sobrerotura en la profundización de la RP2705 y labores de preparación, cumplimiento de la producción y metros lineales Unidad Minera Parcoy de CMH S.A.

Las variables de la investigación se muestran en la **Tabla 1**.

Tabla 1. *Variables e indicadores de la investigación*

Variables	Indicadores	Escala de medición
X: Parámetros de perforación y voladura	Calidad del macizo rocoso	RMR, Q
	Malla de perforación	Metro x metro
	Factor de carga y energía	Kg/m ³ , Kg/ton
	Longitud de carga	Metro
	Burden y espaciamiento	Metro
Y: Sobrerotura en la profundización de la RP2705 y labores de preparación, cumplimiento de la producción y metros lineales en la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A.	Volumen roto de roca	m ³
	Número de taladros por frente	Unidades
	Avance lineal	Metros
	Sostenimiento	m ³ , unidades
	Tiempo de operaciones	Horas
	Costo de operaciones	\$/m
	Sobrerotura	%

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

2.1.1 Antecedentes nacionales

El **2017**, en la tesis presentado por el Br. Ludtwin Cáceres Navarro de la Universidad Nacional del Altiplano “**Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa**”, teniendo como **problema principal** ¿Cómo se puede optimizar la perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla de perforación y carga explosiva adecuada en el crucero 10014 en la Empresa Minera Marsa?, llega a la **conclusión principal** de que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se pudo maximizar la programación mina que era de 75 a 95 metros lineales de avance con un tonelaje de desmonte de 3500 a 4082.4 TM.

El **2014**, En la tesis presentado por la Br. Norma Mendoza Muñoz de la Universidad Nacional del Centro del Perú “**Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraíso – Ecuador**”, teniendo como **problema principal** ¿Diseñar mallas de perforación y voladura subterránea, aplicando un modelo matemático que optimizará el ciclo de minado?, llega a la **conclusión principal** de que a través del diseño de malla

empleando el modelo matemático de R. Holmberg y Chiapetta se optimizo los estándares de las operaciones unitarias específicamente de perforación y voladura.

2.1.2 Antecedentes locales

El **2017**, en la tesis presentado por la Br. Caricia Cruz Morales y Br. Oscar Huarancca Flores de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco “**Optimización de la voladura en la unidad de producción zona Lourdes: Consorcio Minero Horizonte S.A. Parcoy – La Libertad**”, teniendo como **problema principal** ¿Cómo influye el control y diseño eficiente, de la perforación, los parámetros de la roca y carga explosiva en la optimización de la voladura en las labores de preparación, desarrollo y explotación en la unidad de producción Zona Lourdes: Consorcio Minero Horizonte?, llega a la **conclusión principal** de que el número de taladros fueron calculados con fórmulas matemáticas, tomando en cuenta los parámetros de macizo rocoso, por ende, se redujo el número de taladros para labores de avance de 46 taladros (4 taladros de alivio con diámetro de 102mm) pasando a 43 taladros/disparo (3 de alivio con diámetro 102mm en arranque y 4 taladros con diámetro 45mm en corona); en labores de explotación se reduce de 30 a 27 taladros/ disparo (4 taladros de alivio con diámetro 45mm en corona).

2.2 MARCO CONTEXTUAL

2.2.1 Generalidades del ámbito de estudio

2.2.1.1 Ubicación geográfica

La Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra ubicada en las confluencias de los ríos Parcoy y Llacuabamba, en la localidad de Retamas, distrito de Parcoy, provincia de Pataz, departamento de La Libertad situado en el lado occidental, en las coordenadas geográficas: 77°27'30" longitud Oeste y 08°02'30" latitud Sur, y a una altura promedio de 2750m.s.n.m. la ubicación en mapa se muestra en la **Figura 1**.

La Unidad Minera Parcoy está situada a 500 Km. al Norte de Lima sobre el flanco oriental de la Cordillera de los Andes y pertenece a la cuenca hidrográfica del río Marañón de acuerdo a la carta geológica del Instituto Geológico; “Hoja de Tayabamba” (17-I). Las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, La Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.

2.2.1.2 Accesibilidad

La única ruta terrestre a la Unidad Minera de Parcoy es mediante la carretera Trujillo – Huamachuco – Chagual – Retamas, que es transitable durante todo el año, aunque se interrumpe de vez en cuando en época de lluvias.

El acceso por vía aérea es por la ruta Lima – Aeródromo de Pías y Trujillo – Aeródromo de Pías, mediante avionetas en un pequeño aeropuerto construido aguas arriba de la laguna Pías.

Tabla 2. *Accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy por vía terrestre y vía aérea*

VÍA TERRESTRE				
Origen	Destino	Tipo de Vía	Tiempo (Hrs)	Distancia (Km)
Lima	Trujillo	Asfaltada	10	557
Trujillo	Huamachuco	Asfaltada	3	180
Huamachuco	Chagual	Afirmada	5	135
Chagual	Retamas	Afirmada	3	60
Total			21	932
VÍA AÉREA				
Origen	Destino		Tiempo (min)	Distancia (Km)
Trujillo	Aeródromo Pías (Parcoy)		35	200
Lima	Aeródromo Pías (Parcoy)		60	500

Fuente: Área del departamento de geología CMH S.A.

Nota: una vez aterrizado en el Aeródromo de Pías se continúa vía terrestre río arriba con destino a Retamas aproximadamente 30 minutos por una carretera afirmada.

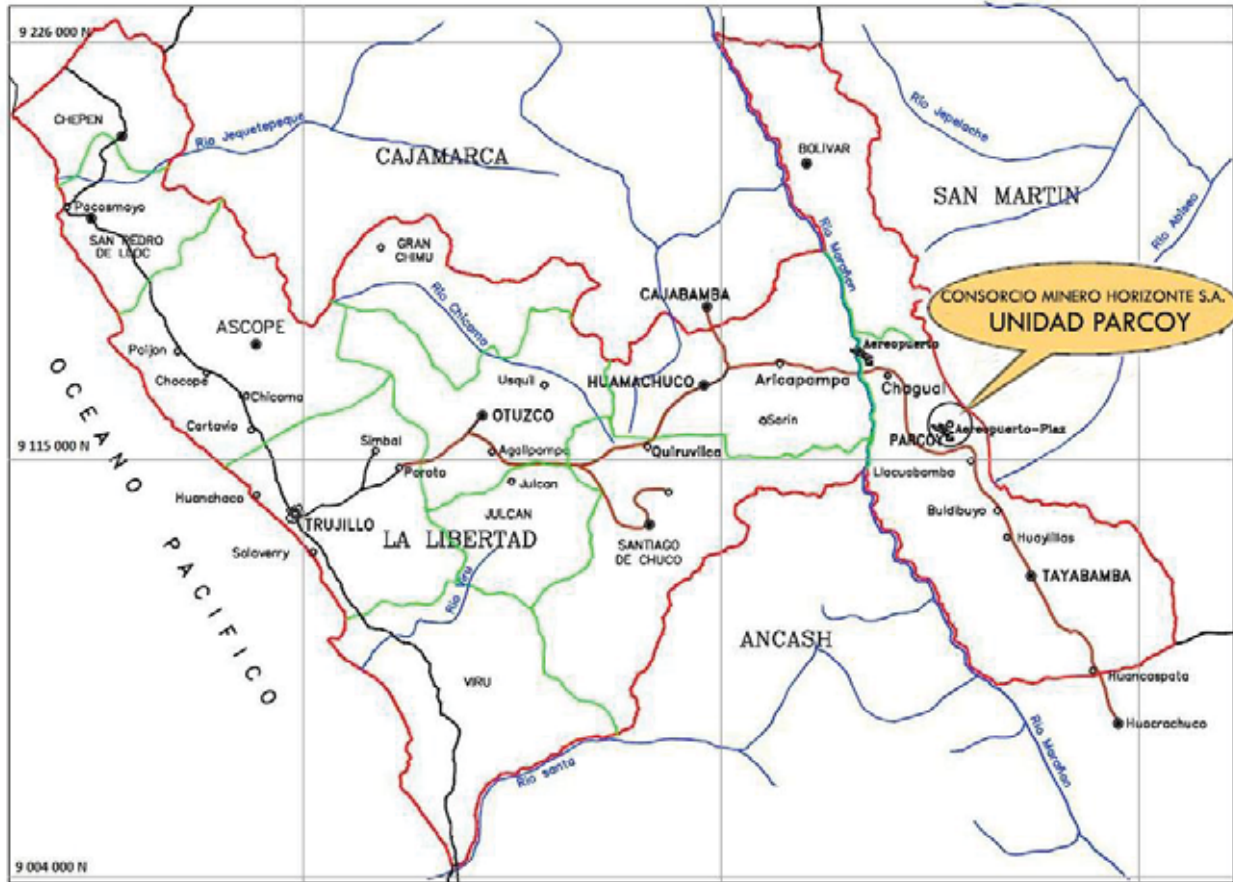


Figura 1. Ubicación y vías de accesibilidad a la Unidad Minera Parcoy
Fuente: Área del departamento de geología CMH S.A.

2.2.1.3 Breve reseña histórica

La zona minera de la Unida Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. pertenece a la zona aurífera que fue explotada desde tiempos remotos, primero por los incas y luego por los españoles quienes descubrieron el potencial minero en la zona.

A comienzos del siglo XX el Polaco Mariano Tarnawiescky y Raimondi realizaron un intenso trabajo exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el sur del cerro el Gigante hasta el norte de Pataz, determinando una serie de estructuras.

En el año 1984, se reabre el socavón Fernandini y a mediados de 1985 la cortada de este nivel intercepta una porción mineralizada del clavo Rosa Orquídea en el Nivel 2820, que permite a

Consortio Minero Horizonte procesar y vender el concentrado de mineral a un ritmo de producción de 10TM/día e inician el crecimiento de sus operaciones. Posteriormente se abrió un nivel superior, incrementando la producción a 30, 50TM/día hasta estabilizar la producción de 100TM/día en 1988, en 1989 a 150TM/día. Con una reserva aproximada de 100000TM con una ley de 10gr. Au/TM en promedio. A partir del año 1990 la producción de mina y por ende la capacidad de la planta se va incrementando paulatinamente hasta llegar a 1500 TM/día.

Actualmente la Unida Minera de Parcoy de Consortio Minero Horizonte S.A. viene trabajando la veta Milagros, Golden, Split Lourdes, Lourdes y Micaela en la Zona Norte, Veta Rosa Orquídea, Encanto y Rosarito en el Zona central y Candelaria y Victoria en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 2500 TM/día, con una ley en promedio de 10 gr. Au/TM. Con una capacidad de planta de 3000TM/día.

2.2.1.4 Clima y relieve

Debido a que Consortio Minero Horizonte está ubicado en la sierra norte del Perú, el clima es en general templado durante el año, con lluvias entre los meses de diciembre y marzo. Se presentan ventarrones durante los meses de julio y agosto. Los cambios de temperatura están controlados básicamente por la geografía, con promedios de 20° C en la zona.

La zona se caracteriza por presentar un relieve accidentado con quebradas, ríos encañonados y laderas pronunciadas con gradientes mayores a 50%.

2.2.1.5 Geomorfología

Fisiográficamente este yacimiento se encuentra ubicado en el flanco occidental de la cordillera oriental. Según Wilson Reyes (1964) en las líneas generales corresponde a la unidad de valles, observándose valles agudos y profundos que se han formado según el curso de las corrientes principales, los agentes modeladores preponderantes de la zona son la erosión glacial y erosión fluvial.

2.2.1.6 Aspectos hidrogeológicos

2.2.1.6.1 Condiciones de presencia del agua subterránea

El agua subterránea coexistente con el macizo rocoso influye en su comportamiento mecánico, así como en su respuesta ante las fuerzas aplicadas. Los efectos más importantes del agua subterránea son:

- Reduce la resistencia de las rocas blandas y de los materiales meteorizados.
- Reduce la resistencia de la matriz rocosa en rocas porosas.
- Rellena las discontinuidades de los macizos rocosos e influye en su resistencia.
- La presencia de agua en las fallas geológicas y zonas de corte, influye significativamente en la estabilidad de la masa rocosa de una excavación.

2.2.1.6.2 Hidrogeología local

La cuenca hidrológica del río Parcoy está formada por la unión del río LLacuabamba y la quebrada Parcoy (Huinchus) con una superficie de cuenca de 438.1 km². El río Parcoy tiene una longitud de 33 km con una gradiente promedio de 10%. La precipitación anual en Parcoy es de 686.8 mm/año con una tasa de evaporación media de 104.13 mm, con un caudal máximo del río Parcoy de 244.2 m³/s.

2.2.1.6.3 Sistema de recarga y descarga del agua subterránea

Las rocas intrusivas tienen una baja a escasa permeabilidad primaria, por lo que la recarga de las aguas subterráneas se produce mayormente a través de la vetas, fallas y zonas meteorizadas. La descarga igualmente se produce por las vetas mineralizadas, las líneas de drenaje se centran en las labores subterráneas mineras, tales como galerías, cruceros y chimeneas.

El caudal esperado en la profundización de las labores en Balcón es de 50.9l/s; para el NV 1500 se espera un caudal de 0.037l/s. El proyecto del Túnel Yuracyacu se espera un caudal de 220l/s y el caudal máximo esperado una vez ejecutado las labores que saldrá por la bocamina es de 460.3l/s.

2.2.1.6.4 Flujos subterráneos

El flujo de agua subterránea del interior mina, sale principalmente por 2 bocaminas en condiciones de régimen estacionario por la información obtenida se tiene un promedio anual de 140.5 l/s. por las bocaminas de Balcón y Horizonte.

2.2.1.7 Geología regional

El área pertenece a las fosas tectónicas del Marañón y consiste de una faja angosta de cuencas tectónicas, constituidas a su vez por fajas hundidas que coinciden más o menos verticales de orientación NW-SE.

Los límites de las fosas están constituidos por grandes bloques levantados del basamento metamórfico, la cuenca presenta sedimentos desde el precámbrico paleozoico y mesozoico rocas de batolito granodiorítico del terciario y esto último denominado como el batolito de Pataz, considerándose el cuerpo intrusivo más importante de la región.

2.2.1.7.1 Batolito de Pataz

El Batolito de Pataz de edad Carbonífero inferior (Paleozoico), muestran una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de la dirección de los andes (NO- SE) y sigue a lo largo de 65Km. teniendo una extensión aproximada de 150Km² y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0Km. de ancho.

Litológicamente está constituido generalmente de granodiorita y tonalitas de grano medio, los eventos de intrusión más tempranos son gabro-dioritas y cuarzo-dioritas, luego deviene un flujo intrusivo de tonalitas – granodioritas, más tardíamente por cuerpos intrusivos de monzo-granitos.

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

2.2.1.8 Geología local

Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas N-S con buzamiento variable al N-E. La mineralización ha rellenado estas estructuras con cuarzo, pirita que posteriormente fue afectada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo rosario. Estas fallas transversales de este depósito son de corto desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a desplazar 60m horizontales a la veta.

2.2.1.8.1 Granodiorita

Constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados. En las granodioritas y variantes monzograníticas se observa enclaves de microdioritas. El contenido es: Cuarzo 40%, Plagioclasas 35%, Hornblenda (Máficos) 15%, Ortosa < 10%.

2.2.1.8.2 Monzogranitos

Afloran en el sector de Los Zambos, tienen una textura fanerítica, holocristalino, de grano medio a grueso, de color gris claro blanquesino, presenta una cloritización y silicificación moderadas, se encuentra cortando y englobando a la secuencia del complejo Marañón y a las secuencias volcánicas. Su composición alta en cuarzo y ortoclasa le confiere una mayor dureza y resistencia.

2.2.1.8.3 *Tonalita*

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

2.2.1.9 *Geología estructural*

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos pasados en los últimos 300 Ma. Dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone instruyó la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización y de nuevo por fallamiento post mineralización.

2.2.1.9.1 *Sistema de fallas regionales*

- a. **Sistema de Fallas NW-SE:** Son fallas regionales de alto ángulo, se caracterizan por presentar enormes longitudes de decenas de kilómetros en dirección NW-SE con fallamiento en bloques de tipo inverso cortadas por fallas transversales sinestrales y dextrales de dirección E-W. Son de edad Cenozoica ya que afectan las capas rojas de la formación Chota. Estas fallas son:
 - Falla Parcoy-Yuracyacu
 - Falla Trapiche-Pilancón
 - Falla Los Loros
- b. **Sistema de Fallas Transversales:** Son fallas un conjunto de fallas transversales de tipo sinestral y dextral en dirección OSO-ENE que cortan verticalmente a las fallas regionales

NO-SE y al Batolito de Pataz en bloques levantados y hundidos, por ejemplo, entre Curaubamba y Llacuabamba el batolito se encuentra hundido. Se distingue siguiendo las quebradas tributarias del río Parcoy formadas a partir de zonas fracturadas poco competentes; las fallas de este tipo en la Unidad Minera de Parcoy son:

Falla Quichibamba

- Falla Tacshana
- Falla Los Muertos
- Falla Balcón
- Falla Lúcumas
- Falla Rumpuy
- Falla Llacuabamba

2.2.1.10 Geología económica

2.2.1.10.1 Mineralogía

La mineralogía de las vetas se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y micro tonalitas del Batolito de Pataz al que se considera responsable de esta mineralización. La reacción con las rocas encajonantes provocaron alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente deposicional. Se tiene una mineralogía en orden de abundancia como el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, oro, electrum, galena, calcopirita y esporádicamente pirrotina y jamesonita.

2.2.1.10.2 Estructuras mineralizadas

Se presenta un sistema de estructuras mineralizadas NW-SE, la diferencia está en el buzamiento de 40° a 80° NE, todo como resultado del emplazamiento del sistema de fallas de cizalla. Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta 24 m. formando las vetas tipo rosario (veta

orquídea), en otros casos se observan ramificaciones que son lazos sigmoideos (veta candelaria), Las principales estructuras de cuarzo-pirita son: veta Milagros, Esperanza, Lourdes, Micaela, Sissy, Candelaria, Santa Rosa y Titos.

2.2.2 Descripción de las operaciones de la Unidad Minera de Parcoy

La mina en la zona Balcón cuenta con dos estructuras principales llamada veta Micaela y la veta Lourdes, a partir de la labor de desarrollo que es la RP2705 se ejecutan labores de preparación para posteriormente explotar la mina Balcón.

2.2.2.1 Labores de preparación

Los trabajos de preparación consisten en diseñar labores en el terreno estéril para extraer el mineral mediante un método de minado (corte y relleno ascendente), para esto se preparan rampas auxiliares de acceso de 15% de gradiente positiva desde un By Pass respectivo o de la RP2705, que los mismos permiten el desplazamiento de los equipos LHD.

En la cota calculada se ingresan con rampas basculantes de 15% de gradiente negativa hasta cortar la veta de donde se inician las galerías o rebatidos.

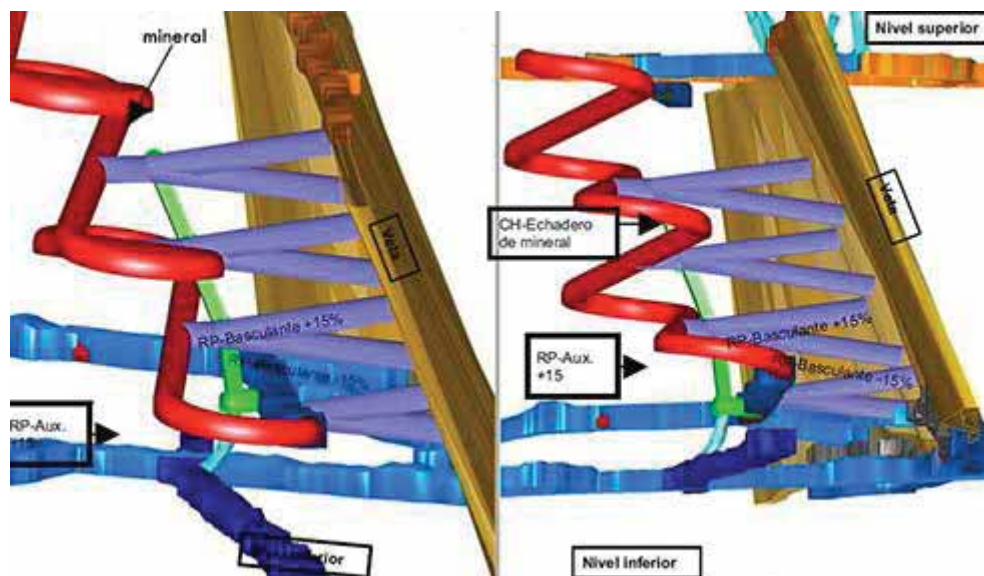


Figura 2. Preparación de rampas basculantes a partir de rampas auxiliares
Fuente: Área del departamento de planeamiento CMH S.A.

2.2.2.2 *Labores de desarrollo*

Las labores de desarrollo se realizan para hacer posible la explotación del mineral en un yacimiento, al confirmar los recursos minerales por tamaño de la mineralización y sus respectivas leyes, se desarrolla la mina mediante una rampa de sección de 4.50m.x4.20m. de 12% de gradiente negativa (RP2705).

A partir de la RP2705 y con la finalidad de interceptar la veta según se alcanza las cotas de los niveles principales, se realiza labores tipo cruceros de sección de 4.50m.x4.20m. con gradiente de 1% de gradiente positiva. De estos cruceros se desprenden los by pass de sección de 4.50m.x4.20m. con 1% de gradiente positiva.

2.2.3 **Ciclo de minado en la Rampa 2705**

2.2.3.1 *Perforación*

La perforación es la operación unitaria de mayor incidencia dentro del ciclo de minado ya que con una mala perforación el resto de las operaciones unitarias serán también defectuosas.

Para la perforación en la RP2705 se emplea jumbos electrohidráulicos Sandvik de un brazo (modelo Axera) con barras de longitud de 12 a 14pies, diámetros de brocas de 45mm y los taladros de alivio son rimados con brocas de 102mm de diámetro como se muestra en la *Figura 3*.



Figura 3. Perforación con jumbo electrohidráulico (modelo Axera)

Fuente: Propia

2.2.3.2 Voladura

Para hacer la voladura en la RP2705 se utilizan los explosivos semexsa 45% 1 1/8"x12" (diámetro por longitud del explosivo) en los taladros de producción, exsablock 1 1/8"x8" (diámetro por longitud del explosivo) para los taladros de contorno y cordón detonante 5P, y como accesorios se utilizan el guía ensamblada 2.4 m. de longitud – carmex e ignición rápida Z-18 de 0.1 m. y detonadores no eléctricos (exsanel), el carguío de los explosivos depende de cada elemento de la malla de perforación.

2.2.3.3 Ventilación

El sistema de ventilación es mecánica o forzada, el ingreso del aire limpio es por las chimeneas de ventilación Alimak conectados a la superficie y por la bocamina de la RP940 Balcón hasta el CX1300 ubicado en el nivel 2500, desde este nivel ingresa por la chimenea de ventilación Alimak (CH2818AK) de 2.50m.x2.50m. de sección, la ventiladora de 60000 CFM se ubica en una cámara de ventilación conectada a la CH2818AK, para transportar el aire limpio se emplean dos mangas de ventilación de 30" de diámetro hasta 15 a 20 metros del frente de la rampa, el funcionamiento de la ventiladora en la RP2705 como en todas las labores es constante en todos los procesos durante las 24 horas del día.

La evacuación del aire viciado producto de las operaciones mineras es por la CH2994AK, ubicado en la CM2994 en el CX2751 en el nivel 1965, las ventiladoras extractoras de 120000 y 200000CFM se encuentra en una cámara en el CX1300 y en la superficie respectivamente.

2.2.3.4 Desate

El desatado de rocas es una de las actividades más primordiales ya que de esto dependerá que el personal y los equipos que ingresen a la labor no sufran accidentes por caída de rocas. El desatado se realiza en avanzada de manera manual con barretillas adecuadas, para altura menores

de 5m. con barretillas de 6, 8, 10, 12 y 14pies y siguiendo los PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro) para desatado de rocas, en los casos que la altura de desatado sea mayor a 5 m. y el terreno se muestre inestable se usa Scaler para el desatado, sin exponer al personal como se muestra en la **Figura 4**.

El desatado de rocas se realiza antes, durante y después de cada actividad en el frente de la labor.



Figura 4. Desate de rocas manual y mecanizado
Fuente: Propia

2.2.3.5 Limpieza y acarreo de desmonte

La limpieza del desmonte se realiza con scooptram Caterpillar de 6.3yd³ (R1600H) de capacidad hacia la cámara de acumulación más cercana situada en la RP2705, para transportar el desmonte de la cámara de acumulación hasta la cancha de desmonte ubicado en la superficie es mediante volquetes de 15 y 22Tn. Las cámaras de acumulación son también cámaras de carguío de desmonte y posteriormente cámaras de carguío de desmonte y mineral. En la **Figura 5** se muestra la limpieza y transporte de desmonte en la RP2705.



Figura 5. Limpieza y transporte de desmonte
Fuente: Propia

2.2.3.6 Sostenimiento

El sostenimiento como parte del ciclo de minado es una de las operaciones unitarias más importantes que consiste en brindar al macizo rocoso un soporte igual o superior a las presiones que ejerce sobre la labor debido al constante ordenamiento y acomodo de la masa rocosa con los movimientos sustituidos a través del tiempo. El sostenimiento es muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes.

En la RP2705 se presenta diferentes tipos de rocas predominando en gran porcentaje terreno de tipo de roca IV-B y en algunas partes tipo de roca V, razón por la cual se utiliza diferentes tipos de sostenimiento, shotcrete estructural más pernos de anclaje, malla electrosoldada con shotcrete en las intersecciones y cimbras metálicas, el departamento de geomecánica ha elaborado una cartilla para lograr una mejor identificación de la roca donde clasifica la roca desde Muy Mala (Tipo de roca V) hasta Muy Buena (Tipo de roca I), como se muestra en la siguiente **Figura 6**.

PERMANENTES

Codigo de Colores	Clasificación RMR		Valuación Índice Q				SOSTENIMIENTO
	RMR	Tipo de Roca	De	A	Tipo	Descripción	
Blanco (I)	81-100	I Muy Buena	50	1000	I-III	Muy Buena - Excep. Buena	Sin Sostenimiento
Verde (II-A)	61-80	II Buena	10	50	IV	Buena	Segun Sección de Excavación
Amarillo (III-A)	51-60	III Regular A	5	10	V	Regular	Segun Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	1	5	VI	Mala	Segun Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala	Segun Sección de Excavación
Rosa (IV-B)	21-30	IV Mala B	0.01	0.1	VIII	Extremadamente Mala	Segun Sección de Excavación
Naranja (V)	0-20	V Muy Mala	0.001	0.01	IX	Excepcionalmente Mala	Segun Sección de Excavación

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 1.8 A 3.0 m.

Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Verde (II-A)	Sin soporte, o Pernos de Fricción 5' instalados ocasionalmente.
Verde (II-B)	Pernos de Fricción / Compresión 5', ocasionales; o Sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m; o Shotcrete Estructural 1.0" (F/15-20kg).
Amarillo (III-A)	Shotcrete Estructural 1.0" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 5' / Adhesión 6' sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20kg) + Pernos de Compresión 5' / Adhesión 6' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m.
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 5' / Adhesión 6' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m; o Cuadros metálicos 4"x4"x13 para Ch.
Rosa (IV-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 5' / Adhesión 6' sist. rango de 1.0 a 1.2m, de requerir + Sh 1" (F/20kg) o Cimbras/Cuadros metálicos 4"x4"x13 / Ch.
Naranja (V)	Sh Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 5' / Adhesión 6' sist. rango de 1.0 a 1.2m, de requerir + Sh 1" (F/20kg) o Cimbras/Cuadros metálicos 4"x4"x13 / Ch.

LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.

Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Verde (II-A)	Sin soporte o Pernos de Compresión / Fricción 7' instalados ocasionalmente en cuñas potencialmente inestables.
Verde (II-B)	Shotcrete Estructural 1" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión / Fricción 7' Sistemáticos rango de 1.5 a 1.8m.
Amarillo (III-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' Sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' Sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m.
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 3" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sist. rango 1.0 a 1.2m, de requerir + mas capa 1" de Shotcrete Estructural.
Rosa (IV-B)	Shotcrete Estructural 3" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7' / Adhesión 8' sist. rango 1.0 a 1.2m, de requerir + mas capa 1" de Shotcrete Estructural.
Naranja (V)	Cimbras de 4"x4"x13 / 6"x6"x20lbpie o Sh. Estructural 4" (F/30-35kg) + Malla + Pernos de Compresión 7'/Adhesión 8' sist. rango 0.80 a 1.0m + Capa Sh Est. 1" o 1/2".

INTERSECCIONES Y LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 20.0 m.

Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Verde (II-A)	Shotcrete Estructural 1" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión/Adhesión 7' - 8' sistemáticos rango de 1.2 a 1.5m.
Verde (II-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de Compresión/Adhesión 7' - 8' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m.
Amarillo (III-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión/Adhesión 7' - 8' sistemáticos rango de 1.0 a 1.2m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión/Adhesión 7' - 10' sistemáticos rango de 0.8 a 1.0m, de requerir + capa de Sh Est. 1"
Anaranjado (IV-A)	Sh Estr. 3" (F/30-35kg) + Per. Compresión/Adhesión 8'-10' sist. Rango de 0.8 a 1.0m, de requerir + capa de Sh Est. o cimbras 6"x6"x20; o Inyección de C.
Rosa (IV-B)	Sh Estr. 3" (F/30-35kg) + Per. Compresión/Adhesión 8'-10' sist. Rango de 0.8 a 1.0m, de requerir + Sh Est. 1", o Inyección de C.
Naranja (V)	Cimbras de 6"x6"x20 lbpie o Sh Est. 4" (F/30-40kg) + Per. Compresión/Adhesión 8'-10' sist. Rango de 0.8 a 1.0m, de requerir + Sh Est. 1", o Inyección de consolidación con resina y/o muros de Concreto.

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

LEYENDA

Pernos de Fricción	Split Set o variedades.
Pernos de Compresión	Hydrabolt, Sivellex, X-Pandatolt, Phytan
Pernos de Adhesión	Pernos Helicoidales, Pernos Autoperforantes, Varillas de fc.
Inyecciones de Consolidación	Con resinas o lechada de Cemento
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica 65/35 entre 15.20.30.40kg/m3 ó Fibra 45/35 30.40.50kg/m3.
Malla	Malla Electro-soldada cocada 4"x4" o 2"x2"
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3"
Cuadros Metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para Chimeneas construidos con Alimak, secciones variables.
Cimbras Metálicas	Estructuras de vigas "H" de 5"x5"x 20Libras/pie para labores de secciones = o > a 4x4m. Vigas "H" de 4"x4"x13lb/pie para secciones < 3.5x3.5m.
Jack Pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son Platos Inflables a presión hidráulica.
Spilling Bar	Puede ser con Varillas de fierro corrugado, zemos Autoperforantes, con cementante/resina; ó pernos de compresión.
Fibra F/20kg	Fibra metálica y su dosificación por m3, en este caso 20kg.
Jack Pat	Mantas Metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar Wood Pack.
Wood Pack	Castillos de cribado.

Figura 6. Tabla geomecánica y estándar de sostenimiento para labores permanentes para la mina Parcoy
Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 190)

2.2.3.6.1 *Sostenimiento con shotcrete vía húmeda*

En este tipo de sostenimiento todos los ingredientes (arena, cemento, fibra, agua y superplastificante), son mezclados en Plantas de Concreto I – II y III, donde se abastecen a camiones hormigoneros (mixer) de 3.5m³ a 4m³ de capacidad y luego son transportados hasta la RP2705, el lanzado a presión es mediante una bomba de concreto del equipo robotizado (Robot lanzador).

El espesor del shotcrete en rocas muy malas, extremadamente mala y excepcionalmente mala son de 2, 3 y 4 pulgadas respectivamente, y estos son medidos con calibradores de tacos de madera cilíndrico de 1” de diámetro, biselados con un clavo sin cabeza, las dimensiones de estos calibradores son de 1, 2, 3 pulgadas; estas son instaladas de acuerdo al espesor de shotcrete indicado por geomecánica.

Para el calcular la cantidad de shotcrete en m³ para una labor se utiliza la siguiente fórmula.

$$V_{sh} = (2 * H + A) * A_v * E * k \quad \text{(Ecu. 1)}$$

Donde:

Vsh: Volumen de shotcrete (m³)

H: Altura de la labor (m)

A: Ancho de la labor (m)

A_v: Avance efectivo por disparo (m)

E: Espesor de shotcrete a lanzar (m)

k: factor de ajuste (factor de pérdida más factor de rebote más factor de rugosidad: 1.45)

Las resistencias del shotcrete fueron estandarizadas entre los rangos mínimos: a 1 hora 15kg/cm², a las 3 horas 45kg/cm², a las 24 horas 100kg/cm², a los tres días 210kg/cm², a los 7 días 320kg/cm² y a los 28 días mayor de 400kg/cm².



Figura 7. Sostenimiento con shotcrete vía húmeda (abastecimiento con mixer y robot lanzador)

Fuente: Propia

2.2.3.6.2 Sostenimiento con pernos a compresión

En Consorcio Minero Horizonte en las labores de avance la aplicación de pernos swellex ha dado buenos resultados especialmente en las zonas de esfuerzo de cizallamiento tanto en las labores temporales como permanentes y es la que se usa actualmente en la RP2705.

El anclaje de perno tipo swellex actúa o transfiere su carga por fricción que genera el anclaje al ser expandido por presión hidráulica, se aplica principalmente para el refuerzo y mejorar la fricción interna de los estratos o estructuras de la pared en labores de minería y como refuerzo de la bóveda principalmente en la construcción de labores permanentes y temporales en rocas de mala calidad. La fuerza portante actúa sobre el largo total del anclaje.

La instalación de los pernos swellex se realiza con jumbos emperadores Sandvik (robolt) adecuados exclusivamente para instalar estos elementos ya que requieren de aire y agua para expandir el elemento durante la instalación.

2.2.3.6.3 Sostenimiento con cimbras metálicas

Este típico de sostenimiento pasivo es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente en labores de avance, las cimbras utilizadas para el sostenimiento en la mina se definen como una estructura fabricada con vigas y perfiles metálicos “tipo H” de 4”x4” de 13.5lb/pie para soporte

rígido, cuya función es otorgar inmediata seguridad, ajustándose lo más posible a la línea de excavación en el frente de avance de la labor.

En la RP2705 se recurre a este tipo de sostenimiento (cimbra 4.5x4.2 MT viga H 4"x4", 4 componentes) en casos extremos, donde la roca presenta grandes dificultades durante el proceso de excavación: zonas de rocas fuertemente fracturadas y alteradas, cruces en el núcleo de fallas, contactos con agua subterránea, intersecciones en rocas con esfuerzos o de mala calidad, rocas deleznales donde no existe cohesión, tramos colapsados (derrumbes).



Figura 8. Sostenimiento con pernos a compresión (bolter) y cimbras metálicas
Fuente: Propia

2.2.4 Precios unitarios de la Unidad Minera de Parcoy

Los precios unitarios de la mina; mano de obra, costos horarios de equipos, aceros de perforación, herramientas y materiales, explosivos y accesorios e implementos de seguridad se muestran en la **Tabla 3**, **Tabla 4**, **Tabla 5**, **Tabla 6**, **Tabla 7** y **Tabla 8**.

Tabla 3. Estructura de costos unitarios de mano de obra todo costo

Categoría	Unidad	Jornal	Jornal	L. Sociales	C.U
		S/.	\$	66.85%	(\$/jornal)
Jefe de guardia	S/.X Jornal	250	77.23	51.63	128.86
Supervisor de perf-vol	S/.X Jornal	150	46.34	30.98	77.32
Capataz/Supervisor	S/.X Jornal	115	35.53	23.75	59.28

Maestro de operaciones	S/.X Jornal	68	21.01	14.04	35.05
Ayudante de operaciones	S/.X Jornal	63	19.46	13.01	32.47
Ayudante de robot	S/.X Jornal	63	19.46	13.01	32.47
Operador jumbo/bolter/robot	S/.X Jornal	101	31.20	20.86	52.06
Escupero/Mixero/Scaler	S/.X Jornal	86	26.57	17.76	44.33

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

Tabla 4. Costos horarios de equipos

Equipos	Unidad	Costo total U.S.\$/Hr	Consumo combustible	Unidad consumo
Jumbo electrohidráulico de 1 brazo	\$/Hr	138	1.5	Glns/Hr
Scoop diésel 6.3Yd3 (4.8m3)	\$/Hr	118	6.5	Glns/Hr
Jumbo empernador Robolt (bolter)	\$/Hr	119	1.5	Glns/Hr
Camión hormigonero (Mixer)	\$/Hr	60	2.8	Glns/Hr
Lanzador de concreto (Robot)	\$/Hr	102	2	Glns/Hr
Scaler PAUS	\$/Hr	95	1.5	Glns/Hr
Bomba sumergible grindex modelo major H	\$/Hr	2.8	Energía eléctrica	

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

Tabla 5. Precios unitarios de aceros de perforación

Descripción	Unidad	Precio \$	Vida útil	Und vida útil
Barra MF T38xH35xR32x14 FTS	U.S.\$/Pza	513.94	2500	Mts
Barra MF T38xH35xR32x12 FTS	U.S.\$/Pza	536.11	2500	Mts
Barra R32-H28-R28x8' (bolter)	U.S.\$/Pza	273.05	2500	Mts
Shank adapter HLx5xT38, 7304-7585	U.S.\$/Pza	254.3	3500	Mts
Shank adapter hembra (bolter)	U.S.\$/Pza	302.66	3500	Mts
Broca B R32x45MM	U.S.\$/Pza	83.12	200	Mts
Broca B R28 X 37MM	U.S.\$/Pza	72.09	200	Mts
Broca rimadora R32x102MM, S45	U.S.\$/Pza	221.92	200	Mts
Adaptador de rimadora PIL R32	U.S.\$/Pza	133.17	200	Mts

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

Tabla 6. Precios unitarios de materiales y herramientas

Descripción herramientas y materiales	Unidad	Precio \$	Vida útil	Und vida útil
Combustible (Petróleo)	U.S.\$//Gln	3.13		
Aceite de perforación almo	U.S.\$/Gln	8.51		
Cadena de eslavón 3/16	U.S.\$/Mts	1.09		
Tubería de polietileno de 2"	U.S.\$/Pza	2.37		
Tubo pvc 1/2"x3m (voladura precorte)	U.S.\$/Pza	1.88		
Tubo pvc 1 1/2"x3m (tubo de arrastre)	U.S.\$/Pza	1.28		
Cinta masking tape 3/4"	U.S.\$/Und	1.48		
Cinta aislante scotch 3/4" 3M	U.S.\$/Und	6.33		
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	U.S.\$/Mts	3.25	100	Disp
Pintura esmalte color rojo	U.S.\$/Pza	6.46		
Brocha tumi de 3"	U.S.\$/Pza	4.63	10	Disp
Escalera 3 m.	U.S.\$/Und	13.21	150	Disp
Guiadores para perforación 1.5m	U.S.\$/Pza	1.54	150	Disp
Palana (lampa tipo cuchara)	U.S.\$/Pza	5.79	50	Disp
Pico minero	U.S.\$/Pza	7.56	50	Disp
Comba de 6 Lbs	U.S.\$/Pza	7.92	150	Disp
Llave Stilson de 12"	U.S.\$/Pza	11.49	150	Disp
Llave Francesa de 8"	U.S.\$/Pza	5.83	150	Disp
Barritilla de aluminio de 6'	U.S.\$/Pza	17.42	30	Disp
Barritilla de aluminio de 8'	U.S.\$/Pza	17.50	30	Disp
Barritilla de aluminio de 10'	U.S.\$/Pza	20.39	30	Disp
Barritilla de aluminio de 12'	U.S.\$/Pza	24.89	30	Disp
Barritilla de aluminio de 14'	U.S.\$/Pza	28.63	30	Disp
Cucharilla de fierro corrugado 6'	U.S.\$/Pza	2.58	30	Disp
Tacos de arcilla 1 1/8"x12"	U.S.\$/Pza	0.50		
Atacador de eucalipto 1"x10'	U.S.\$/Pza	1.50	20	Disp
Llave stillson de 14"	U.S.\$/Pza	33.54		
Manga ventil. rafia 300 gr/m2 Ø30"x15mt	U.S.\$/Mt	1.29		

Alcayata 3/4	U.S.\$/Pza	2.57
Grapas y accesorios	General	3.67
Cizalla para fe tipo tijera 1/2"	Unid	51.63
Llave francesa de 14"	Unid	16.03
Perno de anclaje expansivo swellex 28mmx7'	U.S.\$/Pza	9.56
Malla electrosoldada de 4"x4"	U.S.\$/M2	2.32
Calibrador biselado 45° D/madera 2"xØ7/8"	U.S.\$/Pza	0.09
Calibrador biselado 45° D/madera 3"xØ7/8"	U.S.\$/Pza	0.10
Fibra de acero dramix P/refuerzo concreto	U.S.\$/Kg	1.43
Acelerante (L-30 PE cilindro x1246.50kg)	U.S.\$/Kg	0.86
Shotcrete vía húmeda (mezcla)	U.S.\$/M3	310
Cartucho de cemento cembol (32mmx305mm)	U.S.\$/Und	0.19

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

Tabla 7. Precios unitarios de explosivos y accesorios

Descripción	Unidad	Precio \$
Cordón detonante 5p (pentacord)	U.S.\$/Mts	0.27
Igneter cord	U.S.\$/Mts	1.31
Guia ensamblada 2.4 mts - carmex (350)	U.S.\$/Pza	0.86
Exsanel 4.20 mts N 180 (200)	U.S.\$/Pza	1.25
Exsanel 4.80 mts N 180 (200)	U.S.\$/Pza	1.61
Exsablock 1-1/8"x8" (160) cart	U.S.\$/Cart	0.29
Exsablock 7/8"x7" (160) cart	U.S.\$/Cart	0.20
Semexa 45% 1-1/8"x12" (122) cart	U.S.\$/Cart	0.59

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

Tabla 8. Precios unitarios de implementos de seguridad

Descripción	Unidad	Precio \$	Vida útil	Und vida útil
Bota de jebe punta de acero	U.S.\$/Pza	18.02	180	Disp
Chaleco amarillo limón de malla c/cinta reflectiva	U.S.\$/Pza	5.41	60	Disp

Short amarillo limón con cinta reflectiva	U.S.\$/Pza	4.83	60	Disp
Casco jockey con portalámpara azul	U.S.\$/Pza	9.05	365	Disp
Barbiquejo	U.S.\$/Pza	0.60	60	Disp
Respirador	U.S.\$/Pza	18.12	180	Disp
Filtro	U.S.\$/Pza	3.36	7	Disp
Cartucho	U.S.\$/Pza	4.35	30	Disp
Retenedor	U.S.\$/Pza	2.31	180	Disp
Guantes de Cuero	U.S.\$/Pza	3.04	7	Disp
Guantes de Neopreno	U.S.\$/Pza	7.14	7	Disp
Correa Portalámpara	U.S.\$/Pza	3.33	365	Disp
Tapón de oído	U.S.\$/Pza	0.33	30	Disp
Protector auricular (orejeras)	U.S.\$/Pza	8.80	365	Disp
Camisa + pantalón	U.S.\$/Pza	30.43	180	Disp
Lámpara minera	U.S.\$/Pza	78.98	365	Disp
Anteojos	U.S.\$/Pza	4.08	120	Disp
Tafilete	U.S.\$/Pza	3.24	365	Disp

Fuente: Área del departamento de costos CMH S.A.

2.3 MARCO CONCEPTUAL

Labor de desarrollo: Se denomina a las labores de diferentes secciones que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.

Labores permanentes: Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, en estas labores tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones

Malla de perforación: Es el diseño geométrico con una distribución adecuada de los taladros en un frente, la distribución de los taladros se hace con un previo cálculo del burden y espaciamiento para una voladura eficiente.

Subterráneo: Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra

Rampa: Labor de accesos de equipos y maquinarias pesadas (perforación, transporte, relleno) sobre llantas a interior mina desde la superficie o entre los niveles, una labores horizontales de diferentes cotas o profundidades Permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos.

Frente: Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina perforadora para realizar el avance de una labor de desarrollo, preparación o explotación, mediante perforación y voladura.

Parámetros: Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

Burden: También se denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, es la distancia más corta desde el eje del taladro a la cara libre perpendicular. La selección del burden apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que diseñar en cualquier diseño de voladura.

Espaciamiento: Es la distancia entre los taladros de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.

Cara libre o taladro de alivio: Es donde las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.

Clasificación geomecánica: Consiste en hacer una evaluación al macizo rocoso para determinar el tipo de voladura y el tipo de sostenimiento a utilizar.

Voladura controlada: Consiste en emplear cargas explosivas de baja energía de forma lineal colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.

Precorte: Consiste en crear una discontinuidad o plano de fractura en el cuerpo de la roca antes de disparar la voladura principal o de producción.

2.4 BASES TEÓRICAS

2.4.1 Sobrerotura

La sobrerotura se genera en labores de desarrollo, preparación y producción debido a una voladura no controlada y/o mala aplicación de la voladura controlada, los factores influyentes que provocan la sobrerotura y caída de rocas en las labores son:

- Mal dimensionamiento de las secciones a excavar.
- Diseño de la malla de perforación inapropiada a la condición de la roca.
- Control del paralelismo en los taladros de perforación a falta del uso de guidores.
- Exceso de carguío de explosivos en los taladros.
- Inapropiada selección del explosivo, según el tipo y condición de la roca

La sobrerotura tiene consecuencias negativas en cuanto a tiempos y costos en las operaciones unitarias como en la limpieza, transporte del desmonte, sostenimiento, seguridad del personal y equipos que trabajan en la labor.

2.4.1.1 Formas de evitar la sobrerotura

Para evitar la sobrerotura en una labor se debe aplicar la voladura controlada (precorte o recorte) o amortiguada, teniendo las siguientes condiciones:

- Empleo de cargas explosivas lineales de baja energía
- Empleo de carga explosiva desacoplada y espaciado.
- Taladros muy cercanos entre sí, de acuerdo a la condición del terreno y al perfil que se desea obtener.
- Disparo simultaneo de todos los talados para crear una grieta o plano de rotura continua.

Sin embargo, para poder evitar la sobrerotura se deben perforar más taladros en el contorno para reducir el daño al macizo rocoso, lo cual genera un costo extra en la perforación.

Para calcular la sobrerotura tendremos que tomar en cuenta la sección diseñada de la labor y la sección real después de la voladura que se obtiene mediante el levantamiento topográfico. La sobrerotura se puede calcular mediante la siguiente fórmula experimental:

$$Rr = Ar * Av * Fe \quad (\text{Ecu. 2})$$

$$Rt = At * Av * Fe \quad (\text{Ecu. 3})$$

$$Sr\% = \frac{Rr - Rt}{Rt} * 100\% - 100\% \quad (\text{Ecu. 4})$$

Donde:

Sr: Porcentaje de sobrerotura (%)

Rr: Rotura real después de la voladura (m³)

Rt: Rotura teórica de acuerdo al diseño (m³)

Ar: Área de la sección real (m²)

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

Av: Avance efectivo del disparo (m)

Fe: Factor de esponjamiento de la roca

2.4.2 Mecánica de rocas

Una definición comúnmente aceptada de mecánica de rocas propuesta por el comité americano de esta disciplina es: La ciencia teórica y aplicada que estudia el comportamiento de mecánico de rocas y de los macizos rocosos. Sería pues la rama de la ingeniería dedicada al estudio de la respuesta de las rocas y macizos rocosos al campo de fuerzas que actúan en su entorno, Así definida, esta disciplina es básica para la minería y la ingeniería civil, ya que el hecho de realizar excavaciones modifica los campos de fuerza en el entorno físico de las rocas. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 18)

Las rocas como la mayoría de los sólidos, se caracterizan mediante una serie de propiedades, los cuales determinan el tipo de explosivo a usar para fracturar eficiente y económicamente.

2.4.2.1 Propiedades físicas de las rocas

2.4.2.1.1 Densidad o peso específico y porosidad

Se denominada densidad a la relación que existe entre la masa de una muestra de roca, y el volumen que ocupa la muestra de roca.

La porosidad de una roca es el volumen de poros expresado en porcentaje del volumen total. En algunas rocas como la arenisca, los poros se pueden ver a simple vista, y en otras sólo son visibles con el microscopio, por ejemplo, en los granitos.

2.4.2.1.2 Expansión o esponjamiento

El esponjamiento de las rocas consolidadas se establece como el aumento de su volumen a consecuencia de la extracción, comparado con el volumen que la roca ocupaba en el macizo antes de la extracción.

2.4.2.1.3 Dureza y tenacidad

La dureza es la resistencia al corte y penetración que presentan las rocas en la perforación, y la tenacidad indica la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de tenaces, intermedia y friables.

2.4.2.1.4 Textura

La textura se refiere al tamaño, clasificación, distribución, forma y amarre de los cristales en las rocas ígneas y de los granos en las sedimentarias o metamórficas.

2.4.2.2 Propiedades mecánicas de las rocas

Son propiedades referidas al comportamiento de rocas al ser sometidas a esfuerzos mecánicos, son normalmente determinadas en laboratorios mediante prensas y equipos especiales.

2.4.2.2.1 Resistencia a la compresión (o carga por unidad de área)

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla.

En otros términos, es la resistencia a ser sobrepasada para llegar a la rotura por presión.

2.4.2.2.2 Resistencia a la tensión

Es la propiedad de resistir a ser torsionada o tensada hasta llegar al punto de rotura. También definida como resistencia al arranque.

2.4.2.2.3 Radio de Poisson o radio de precorte

Es la relación de la deformación unitaria a la deformación unitaria longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

2.4.2.2.4 Módulo de Young o de elasticidad (E)

Es la medida de la resistencia elástica o habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse.

2.4.2.2.5 Fricción interna

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

2.4.2.3 Condiciones geológicas de las rocas y sus efectos en la voladura

Debido a su formación, edad y a los diversos eventos geológicos que han sufrido las rocas presentan diversas estructuras secundarias que influyen en su fracturamiento con explosivos.

2.4.2.3.1 Estructura y Esquistocidad

Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).

Bandeamiento laminar que presentan ciertas rocas metamórficas de grano fino a medio con tendencia a desprender láminas. Se rompen fácilmente.

2.4.2.3.2 Presencia de agua

Las rocas porosas e intensamente fracturadas cuando se encuentran saturados de agua presentan habitualmente ciertos problemas:

- Obligan a seleccionar explosivos no alterables por agua
- Produce la pérdida de barrenos por hundimiento interna
- Dificultan la perforación inclinada

2.4.2.3.3 Fractura (fisuras o juntas)

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

2.4.2.3.4 Fallas y contactos

Fracturas en las que se presenta desplazamiento entre dos bloques. Normalmente contienen material de relleno de grano fino (arcilla, panizo, milonita) o mineralización importante para la minería. En perforación reducen los rangos de penetración, y pueden apretar o trabar al barreno.

Planos de contacto o discontinuidades entre estratos o capas del mismo material o de diferente tipo de roca.

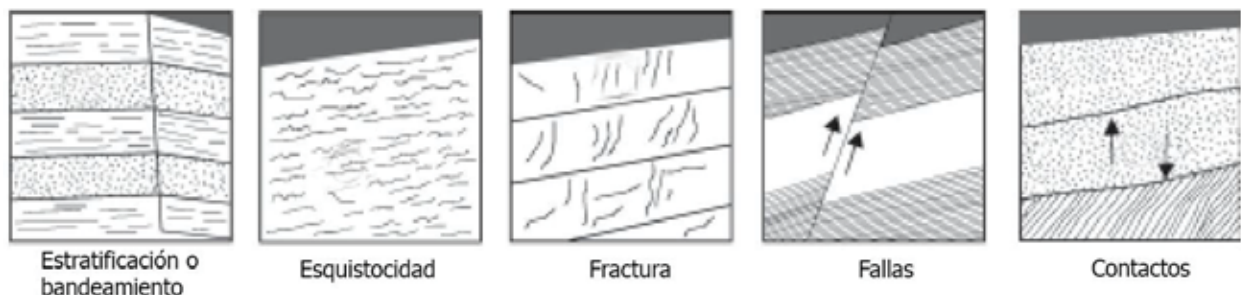


Figura 9. Estructura de las rocas

Fuente: Manual práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 71)

2.4.3 Caracterización del macizo rocoso

Una excavación hecha en un medio del macizo rocoso, produce un desequilibrio; al extraer los materiales se produce inevitablemente la eliminación del soporte natural del macizo rocoso circundante, dando lugar a la alteración de las condiciones de equilibrio, los efectos producidos se deben conocer con el fin de restituir el equilibrio y asegurar la estabilidad.

2.4.3.1 Parámetros de resistencia de la roca intacta

2.4.3.1.1 Índice de dureza

Parámetro que se obtiene con martillo geológico y un cortaplumas. Tablas internacionalmente aceptadas que correlacionan fácilmente esta dureza relativa con la resistencia a la compresión uniaxial simple y el índice de resistencia a la carga puntual en MPa, se indica en la **Tabla 9**.

2.4.3.1.2 Índice de Meteorización

El grado de meteorización se estima usando la nomenclatura descrita en la **Tabla 10**. Ésta proporciona una medida cualitativa del grado de meteorización para el material rocoso original.

Tabla 9. Clasificación de la roca según su dureza

Clase (Brow)	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (Mpa)	Índice de carga puntual (Mpa)	Estimación en terreno de la resistencia
R6	Extremadamente resistente	>250	>10	Golpes de martillo geológico solo causa descostramientos superficiales en la roca.
R5	Muy resistente	100-250	4-10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.
R4	Resistente	50-100	2-4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.
R3	Moderadamente resistente	25-50	1-2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe de matillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.
R2	Débil	5-25	<1	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas pero con dificultad.
R1	Muy débil	1-5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.
R0	Extremadamente débil	0.25-1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 49)

Tabla 10. *Grado de meteorización del macizo rocoso (ISRM modificado)*

ÍNDICES DE INTEMPERIZACIÓN	
GRADO	DESCRIPCIÓN
I SANA	Ningún signo de intemperismo en el material rocoso. Quizá ligera decoloración sobre superficies de discontinuidades principales.
II LIGERO	La decoloración indica intemperismo de material rocoso y superficies de discontinuidad. El material rocoso decolorado extremadamente es más débil que su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como un núcleo rocoso.
IV MUY INTEMPERIZADA	Más de la mitad de material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un marco discontinuo o como núcleo rocoso.
V DESCOMPUESTA	Todo el material rocoso está descompuesto y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aún se conserva intacta

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 50)

2.4.4 Geomecánica

Definición: Es la conjunción de varias disciplinas (geología, mecánica de rocas, hidrogeología, etc.) que se encarga del estudio del macizo rocoso y su aplicación en resolver problemas constructivos en ese ambiente (minas subterráneas, superficiales, túneles, casa de fuerza, etc.). Las principales funciones de la geomecánica son:

- Determinar el tipo de sostenimiento a instalar en la labor, para lo cual se determinan los índices geomecánicos del macizo rocoso: índice Q, índice RMR, índice GSI.
- Definir los tiempos de autosoporte de la roca después de la voladura
- Definir las aberturas máximas que pueden soportar el macizo rocoso

- Realizar estudios geomecánicos orientados a mejorar o cambiar el método de minado.

2.4.4.1 Clasificación geomecánica

La evaluación geomecánica integral del yacimiento, se efectúa siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales, los cuales permiten calificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso y alimenta con información suficiente para complementar la zonificación geomecánica y elaborar el diseño del tipo de sostenimiento.

El macizo rocoso de la Mina Parcoy es mayormente de calidad geomecánica mala con presencia de esfuerzos y agua subterránea por lo que el uso de la clasificación de Barton y RMR dan buenos resultados. En el presente estudio analizaremos las cinco clasificaciones más utilizadas en la actualidad:

- Clasificación de Deere (RQD)
- Clasificación Bieniawsky (RMR del CSIR).
- Clasificación de Barton (NGI).
- Clasificación del N.A.T.M.
- Clasificación GSI.

2.4.4.1.1 Clasificación de Deere (RQD)

Deere en 1967 propuso un sistema de diseño de sostenimientos basado en el RQD. Este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigo mayores iguales de 10cm extraídos en un sondeo que permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso.

$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud de testigos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud del taladro (cm)}} * 100\% \quad \text{(Ecu. 5)}$$

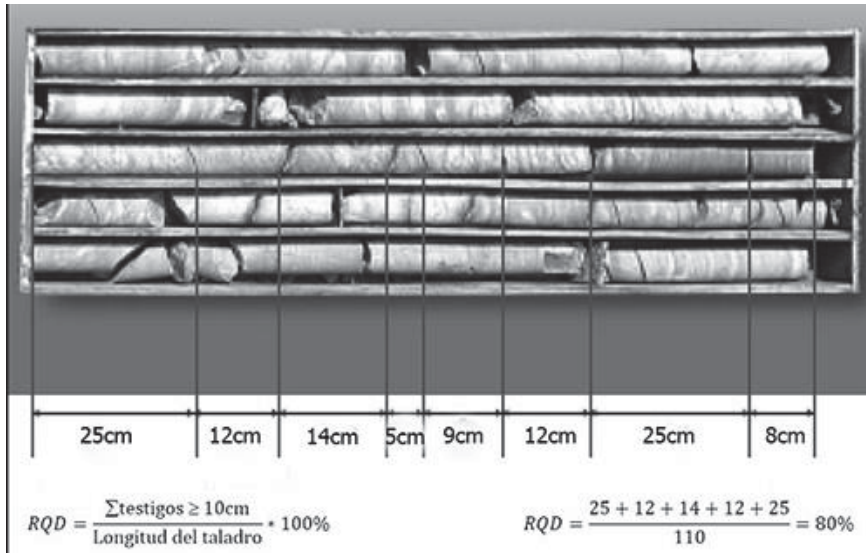


Figura 10. Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo

Fuente: Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 163)

Tabla 11. 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: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 57)

A veces hay que estimar el RQD a partir de datos de afloramientos, al no disponer de sondeos.

En estos casos, se puede utilizar la siguiente relación (Palmstrom, 2005).

$$RQD = 115 - 3.3J_V \quad (\text{Ecu. 6})$$

Registro de discontinuidades por metro lineal. Según Priest & Huston.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1) \quad (\text{Ecu. 7})$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de discontinuidades}} \quad (\text{Ecu. 8})$$

Donde:

RQD: Rock Quality Designation

Jv: Número de juntas por metro cúbico.

λ : Número de discontinuidades por metro lineal

2.4.4.1.2 Clasificación de Bieniawski (CSIR)

Bieniawski, del CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research), desarrolló uno de los sistemas de clasificación más utilizados en los últimos años por los ingenieros geotécnicos, conocido como RMR, índice que sirve de base y guía para el mapeo, la excavación y el sostenimiento de labores mineras.

- **Obtención del índice RMR (Rock Mass Rating):** A través del índice RMR se determina la calidad del macizo rocoso en cada entorno estructural en función de los siguientes parámetros.
 - a. Resistencia a la compresión simple del material rocoso (σ_c)
 - b. RQD. Este parámetro se considera de interés para seleccionar el tipo de sostenimiento en la excavación subterránea.
 - c. Espaciado de las juntas (diaclasas, fallas, planos de estratificación, etc).
 - d. Naturaleza de los planos de discontinuidad tales como apertura de la discontinuidad, persistencia, rugosidad, relleno y alteración de las juntas.
 - e. Presencia de agua. Se estima el flujo de agua en l/min por cada 10 metros de túnel.
 - f. Orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea

Después de haber definido los 6 parámetros de la clasificación de Bieniawski, se determina la categoría del macizo rocoso. Se parte de un denominado “valor primario” de calidad que es igual a la suma de los cinco primeros parámetros, cuyos valores se definen en la **Tabla 12**. La versión

presentada en esta **Tabla 12** es la de 1989, actualmente en uso. (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 166)

Tabla 12. *Parámetros de clasificación y sus valores*

PARÁMETROS		ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	>10 MPa	4-10 Mpa	2-4 Mpa	1-2 MPa	Para valores bajos es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple (uniaxial)	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 Mpa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
VALOR		15	12	7	4	2	1	0	
2	R.Q.D	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
	VALOR	20	17	13	8	3			
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm			
	VALOR	20	15	10	8	5			
4	CONDICIONES DE LAS JUNTAS		Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteorizada.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada.	Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas.	Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5 mm, juntas continuas.		
	VALOR		30	25	20	10	0		
5	AGUA	Flujo en cada 10 m. de túnel, (l/min)	Ninguno	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión del agua en las juntas/tensión principal máxima.	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		CONDICIONES GENERALES	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy húmedo	Goteo	Flujo de agua		
		VALOR	15	10	7	4	0		

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 167)

En la **Tabla 13** se muestra la clasificación geomecánica para determinar la calidad del macizo a través del denominado RMR.

Tabla 13. *Clasificación geomecánica de Bieniawski*

ALTERACIÓN	ESPACIADO (m)	PERSISTENCIA (m)	RUGOSIDAD	ABERTURA (mm)	TIPO DE RELLENO	AGUA	RESISTENCIA (Mpa)	RQD (%)
0=Descompuesta	5=<0.06	0=>20	0=Falla	0=>5	0=Blanda>5mm	15=Seco	0=<1	
2=Muy alterada	8=0.06-0.2	1=10-20	1=Lisa	1=1.5	1=Blanda<5mm	10=Lig. Húmedo	1=5-1	3=<25%
3=Mediana	10=0.2-0.6	2=3-10	3=Lig Rug.	4=0.1-1.0	2=Duro>5mm	7=Húmedo	2=25-5	8=25-50%
5=Ligera	15=0.6-2	4=1-3	5=Rugosa	5=<0.1	4=Duro<5mm	4=Goteo	4=50-25	13=50-75%
6=Sana	20=>2	6=<1	6=Muy Rugosa	6=Nada	6=Ninguno	0=Flujo	7=100-50	17=75-90%
							12=250-100	20=90-100%
							15=>250	

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 54)

Tabla 14. *Factores de ajuste del RMR y Calificación*

Orientación de rumbo de las fracturas	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	
Valor	Túneles	0	-2	-5	-10	-12

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 55)

Tabla 15. Clases de macizos rocosos en función de la valuación total

Valuación	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	<20
Clase N°	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 55)

Tabla 16. Sostenimiento según el RMR

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO (d=20mm)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección. Avance de 3 m.	Generalmente no requiere sostenimiento excepto algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 a 1.5 m finalizar el sostenimiento a 20 m de frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2.5 m y con malla ocasional.	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
III Media RMR 41-60	En bóveda y destroza. Avance de 1.5 – 3 m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1.5 – 2 m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguna
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1 - 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales con malla.	En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1.5 m
V Muy mala RMR <20	En secciones múltiples. Avances de 0.5 - 1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura.	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud espaciados 1 - 1.5 m en corona y hastiales con malla y bulonado de piso.	En corona 150 – 200 mm en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0.75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contra bóveda

Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 55)

2.4.4.1.3 Clasificación de Barton (NGI)

- a. Definición del índice de calidad Q:** El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

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

Donde:

RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo

Jn: Número de familias de fracturas

Jr: Factor de rugosidad de las discontinuidades

Ja: Factor de alteración de las discontinuidades

Jw: Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades

SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso (Stress Reduction Factor = Factor de reducción por esfuerzos o tensiones)

Los tres grupos formados con estos parámetros son:

RQD/Jn = Representa la estructura del macizo rocoso

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

Jw/SRF = Representa la influencia del estado tensional.

b. La estimación de los parámetros de índice Q

Tabla 17. Número de familias de juntas (Jn)

DESCRIPCIÓN	VALOR (Jn)
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 Jn y en intersecciones de túneles 3 Jn

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 172)

Tabla 18. *Coefficiente de rugosidad de las juntas (Jr)*

DESCRIPCIÓN	VALOR (Jr)
Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante menos de 10 cm	
Juntas discontinuas	4
Junta rugosa o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejos de falla, ondulada	1.5
Rugosas o irregular, plana	1.5
Suave plana	1
Espejo de falla, plana	0.5
No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	
Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir en contacto entre la cara de la junta	1
Arena, gravas o zonas falladas suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 174)

Tabla 19. *Coefficiente de meteorización de las juntas (Ja)*

DESCRIPCIÓN	VALOR (Ja)
Junta de paredes sanas	0.75 – 1
Ligera alteración	2
Alteraciones arcillosas	3
Con detritus arenosos	4
Con detritus arcillosos pre-consolidados	6
Con detritus arcillosos pre-consolidados y algunos consolidados	8
Con detritus arcillosos pre-consolidados y algunos expansivos	8 – 12
Milonitos de roca y arcilla	6 – 12
Milonitos de arcilla limosa	5
Milonitos arcillosos - gruesos	10 – 20

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 173)

Tabla 20. *Coficiente reductor por la presencia de agua en las juntas (Jw)*

DESCRIPCIÓN	VALOR (Jw)
Excavaciones secas o con < 5 l/min localmente	1
Afluencia media con lavado de algunas juntas	0.66
Afluencia importante por juntas limpias	0.5
Afluencia importante por juntas limpias con lavado de juntas	0.33
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo	0.2 – 0.1
Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo mantenida	0.1 – 0.05

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 174)

Tabla 21. *Tensiones en la excavación. S.R.F.*

DESCRIPCIÓN	VALOR (SRF)
Zonas débiles	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta	5
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura > 50 m)	2.5
Abundante zonas débiles en roca competente	7.5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura ≤ 50 m)	5
Zonas débiles aisladas en roca competente (cobertura > 50 m)	2.5
Roca competente	
Pequeña cobertura	2.5
Cobertura media	1
Gran cobertura	0.5 – 2
Terreno fluyente	
Con bajas presiones	5 – 10
Con altas presiones	10 – 20
Terreno expansivo	
Con presión de hinchamiento moderada	5 – 10
Con presión de hinchamiento alta	10 – 15

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 175)

Los rangos de variación de los parámetros son los siguientes:

Tabla 22. *Rango de la estimación de los parámetros*

RQD	Jn	Jr	Ja	JW	SRF
0 – 100	0.5 – 20	0.5 – 4	0.75 – 20	0.05 – 1	0.5 – 20

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 176)

La calidad de roca puede variar de $Q=0.001$ a 1000 sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso. Este intervalo se ha dividido en 9 tramos que dan lugar a la siguiente clasificación cualitativa:

Tabla 23. *Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Tipos de macizos rocosos*

VALOR DEL ÍNDICE Q	TIPO DE MACIZO ROCOSO
0.001 – 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 – 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
1 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Mecánica de Rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (Ramírez Oyanguren & Alejano Monge, 2004, pág. 177)

2.4.4.1.4 Clasificación NATM (Nuevo Método Austriaco de Tunelería)

Principios básicos del N.A.T.M. (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, págs. 61-62).

1. La parte más importante de la estructura de un túnel es la masa rocosa circundante.
2. Debe mantenerse la resistencia original de la roca tanto como sea posible porque esta, es el elemento resistente fundamental.

3. Debe prevenirse la desintegración de la roca tanto como sea posible porque ella conduce a la pérdida considerable de resistencia.
4. Cuando sea posible deben evitarse las condiciones de tensiones uniaxiales o biaxiales, es decir, debe buscarse el confinamiento de la roca.
5. Las deformaciones deben controlarse de modo de producir una zona de protección (Zona Plástica) y por otra parte, prevenir la desintegración de la roca.
6. El revestimiento debe ser colocado a tiempo, ni demasiado pronto ni demasiado tarde y la resistencia del soporte debe ser dosificada de acuerdo a las necesidades.
7. El revestimiento debe ser capaz de adaptarse a la deformación.
8. El sistema de soporte debe permitir ajustes de modo que si es necesario un aumento de resistencia no pierda flexibilidad y pueda combinarse con otras técnicas. Los elementos de soporte que más se adaptan a esta filosofía de diseño son: el concreto lanzado, malla y pernos de anclaje.
9. Las técnicas de refuerzo y el momento de colocación se determinan en base a mediciones del desplazamiento de la masa rocosa.
10. Debe considerarse el efecto de las etapas de construcción y el efecto del tiempo en el comportamiento de la excavación. El programa de construcción puede ser una buena herramienta para controlar el comportamiento de la roca.
11. Para prevenir concentración de tensiones que destruyen la roca, deben evitarse las esquinas y preferirse las secciones de contornos redondeados.
12. La excavación y la primera etapa de soporte, frecuentemente conocida como soporte temporal, tiene que considerarse como parte del sistema total del túnel, porque ella tiene una influencia significativa sobre la acción del soporte final. En realidad, el soporte

temporal es el principal elemento de control de las deformaciones y permite alcanzar equilibrios definitivos.

13. La estabilidad debería lograrse en esencia mediante el soporte preliminar. El revestimiento interno sirve para aumentar la seguridad. Las técnicas de soporte que se van a emplear para asegurar la estabilidad definitiva deben protegerse para actuar durante el largo plazo.

14. Si existen flujos de agua subterránea, es necesario considerar medidas de drenaje (perforación de taladros y pernos huecos)

2.4.4.1.5 Clasificación según índice GSI (*Geological Strength Index*)

Además de las clasificaciones más difundidas como son la de Bieniawski y la de Barton, últimamente se utiliza con mucha frecuencia el índice de calidad GSI, desarrollado por Hoek y Brown, el cual tiene la ventaja de poder estimar los parámetros de cortes “equivalentes”, C y ϕ .

Por otro lado, la relación entre el GSI y el RMR puede expresarse como sigue, según Hoek.

$$GSI = RMR76 \quad (\text{Ecu. 10})$$

$$GSI = RMR89 - 5 \quad (\text{Ecu. 11})$$

Siendo, además la relación propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa σ_m y la intacta σ_c :

$$\frac{\sigma_m}{\sigma_c} = 0.022e^{0.038GSI} \quad (\text{Ecu. 12})$$

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek – Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

La determinación del GSI, es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno). La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturado (LF)
- Fracturada (F)
- Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m
- Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas/m
- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena (B)
- Regular (R)
- Mala (M)
- Muy mala (MM)

2.4.4.2 Tiempos de autosoporte

A partir de la **Figura 12** podemos estimar el tiempo de autosoporte del macizo de una excavación, en esta se indica las relaciones entre el tiempo de autosoporte y el span para diferentes clases de macizo rocoso, de acuerdo a la clasificación geomecánica para tunelería y minería.

Los puntos ploteados en la **Figura 13** representan fallas de techo estudiados; los puntos redondos negros para minas y cuadrados vacíos para túneles, las líneas de contorno son límites de aplicabilidad.

La **Figura 13** indica una representación tanto conservador y aplicable mayormente a excavaciones permanentes. Para tener mejores estimados del tiempo de autosostenimiento, es recomendable

realizar observaciones in-situ del terreno, a fin de tener una mejor base de establecimiento de este parámetro, particularmente en labores temporales.









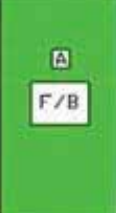













 SIST. SEGUN GSI MODIFICADO LABORES TEMPORALES Y PERMANENTES SECCION: 3.00h-4.50h			
ESTRUCTURA  SIN SOPORTE O PERNO PUNTUAL (CONTROL DE BLOQUES INESTABLES)  PERNO SISTEMATICO. (1.5x1.5 m.) MALLA OCASIONAL  PERNO SISTEMATICO. (1.2x1.2 m) CON MALLA ELECTROSOLDADA O SHOTCRETE 2"  SHOCRETE 2" + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.20m X 1.20m  SHOCRETE 3" CON FIBRA MET.+ MALLA + PERNOS SISTEMATICOS ESPACIADOS 1.00m X 1.00m.  CIMBRAS METALICAS O CUADROS DE MADERA ESPACIADOS DE. 1.20m - 1.50m.		CONDICION SUPERFICIAL	
		BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS. MANCHAS DE OXIDACION LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 100 - 200 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	
		REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (Rc 50 A 100 MPa) (Rc 50 A 100 MPa) (SE ROMPE CON DOS A TRES GOLPES DE PICOTA)	
		MALA (MODER. RESIST., LEVE A MODER. ALTER.) (M) SUPERFICIES PULIDAS O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADAS RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25 A 50 MPa) (SE ROMPE CON UN GOLPE DE PICOTA O INDENTA SUPERFICIALMENTE)	
		MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (MM) SUPERFICIE PULIDA Y CON ESTRACIONES, MUY ABIERTAS CON RELLENO DE ARCILLAS BLANDAS. Rc < 25MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)	
 FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (ROD 50 - 75) (6 A 12 FRACT. POR METRO)	 F/B	 F/R	 F/M
 MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25 - 50) (12 A 20 FRACT. POR METRO)	 MF/B	 MF/R	 MF/M
 INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)	 IF/R	 IF/M	 IF/MM
 TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN ROD)	 T/M	 T/MM	

Figura 11. Tabla GSI para la mina Parcoy
 Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 64)

TIEMPO DE AUTOSOPORTE

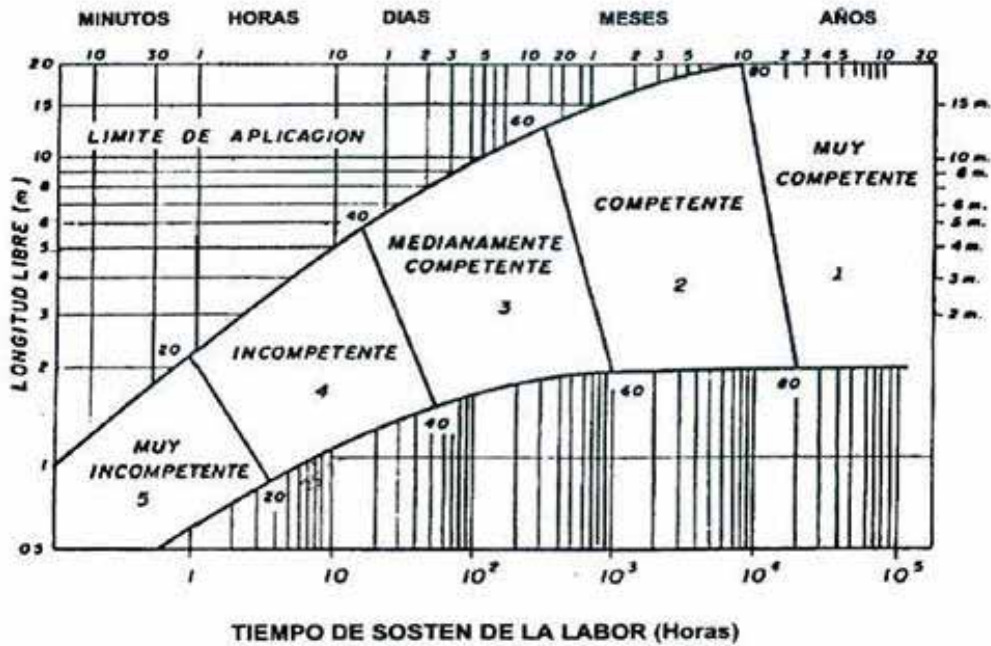


Figura 12. Tiempo de autoapoyo del macizo rocoso en una excavación
 Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 66)

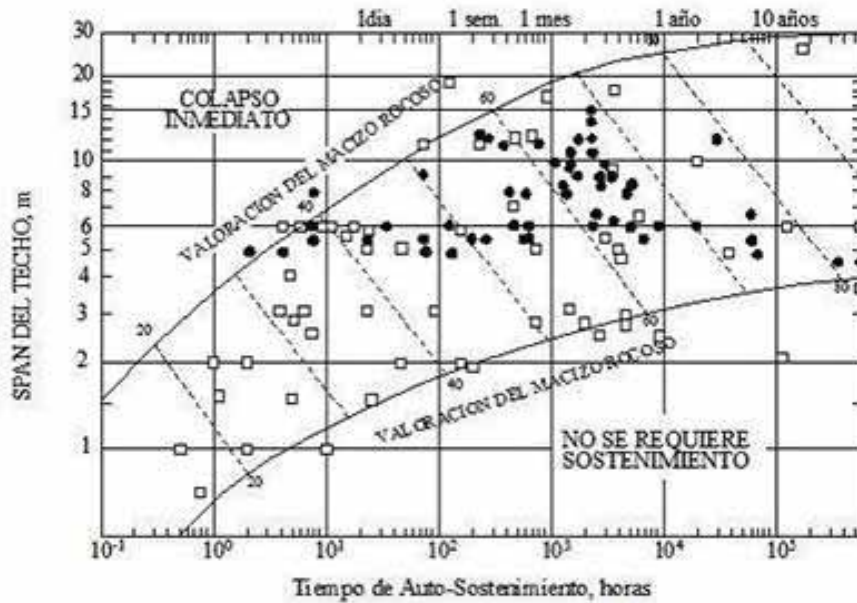


Figura 13. Tiempo de autoapoyo según el span y calidad de roca
 Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 67)

2.4.4.3 Mapeo geomecánico

Es la representación de las características de la estructura del macizo rocoso en un plano topográfico y geológico local y regional de la información registrada en el terreno con la finalidad de conocer en detalle la geología de la mina.

Los parámetros a mapear son: Tipo de roca, discontinuidades, alteración, clasificaciones de macizo rocoso y detalles de una geometría o volumen (ejemplo una cuña), El resultado de mapeo geomecánico sirve para determinar el tipo de excavación más conveniente, así como para diseñar un sostenimiento adecuado.

2.4.5 Perforación de rocas

Definición: Es la primera operación dentro de la actividad del desarrollo del proceso de una operación minera que consiste en hacer huecos cilíndricos de diámetro y longitud variable, con la distribución y geometría adecuada dentro del mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda depositar carga explosiva y sus accesorios iniciadores.

2.4.5.1 Equipos de perforación

De acuerdo a la variedad de los trabajos dentro de la excavación con carga explosiva se han desarrollado gran número de máquinas y/o equipos de perforación tanto de percusión, rotación y de percusión – rotación, Ejemplo Jumbos electrohídricos como se muestra en la **Figura 14**.



Figura 14. Perforación mecanizada con Jumbo electrohídrico

Fuente: Manual de perforación y voladura (Consortio Minero Horizonte S.A, 2016, pág. 14)

2.4.5.2 Perforación rotopercutiva:

Normalmente son utilizados en minería subterránea, la perforación de estos equipos está basado en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil que a su vez transmite energía al fondo del barreno por medio de un elemento final llamado broca.

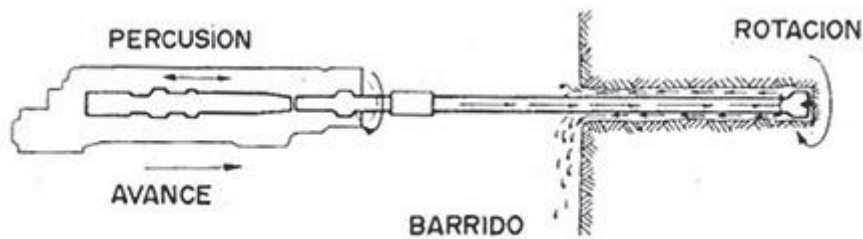


Figura 15. Acciones básicas en la perforación rotopercutiva

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Pilar Ortiz de Urbina, 2003, pág. 25)

2.4.5.2.1 Fundamentos de la perforación rotopercutiva

La perforación rotopercutiva se basa en la combinación de las siguientes acciones

- a. **Percusión:** Los impactos que se generan por el golpeo del pistón producen ondas de choque que se transmiten a la broca a través del barreno (Martillo en cabeza) o directamente sobre el pistón (martillo en fondo), el mecanismo de percusión consume de 80% a 85% de potencia del equipo.
- b. **Rotación:** Mediante este movimiento gira la broca para que los impactos se generen sobre la roca en diferentes posiciones.
- c. **Empuje:** Mantiene en contacto el útil de perforación con la roca y ejerce un empuje sobre la sarta de perforación. Un empuje insuficiente genera los siguientes efectos negativos: reduce la velocidad de penetración, produce un mayor desgaste de varillas y manguitos. Por el contrario, si el empuje es excesivo disminuye también la velocidad de perforación, dificultando el desenroscado del varillaje, aumenta el desgaste de las brocas, desviación de los taladros.

- d. Barrido:** El fluido de barrido permite extraer el detritus del fondo del taladro, si esto no se realiza, se consumirá una gran cantidad de energía en la trituración de esas partículas traduciéndose en desgastes y perdidas rendimientos, además de riesgo de atascos.



Figura 16. Principio de barrido de un barreno

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Pilar Ortiz de Urbina, 2003, pág. 27)

2.4.5.2.2 Accesorios de perforación rotopercutiva

- a. Brocas:** Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con pastillas o plaquitas e insertos o botones de material muy duro de carburo de tungsteno resistentes a la abrasión.
- b. Barras o Barrenos:** Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto de la percusión a la broca ubicada en uno de sus extremos, pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas, etc. Y su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc.

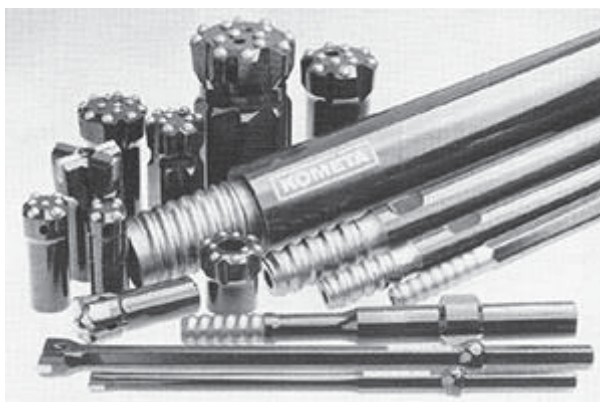


Figura 17. Accesorios de perforación

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Pilar Ortiz de Urbina, 2003, pág. 56)

2.4.5.2.3 Errores de perforación

Las fallas o errores de perforación en taladros de pequeño diámetro en subsuelo son significativos, especialmente si afectan el arranque del disparo. Entre ellos se tiene.

- a. **Arranques:** Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.
- b. **Desviaciones en el paralelismo:** En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.
- c. **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Propician fragmentación gruesa o sopleo del explosivo.
- d. **La irregular longitud de taladros:** Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.
- e. **Intercepción de taladros:** Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.
- f. **Mayor número de taladros:** Cuando se perforan mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.



Figura 18. Fallas de perforación en los taladros

Fuente: Manual de perforación y voladura (Consortio Minero Horizonte S.A, 2016, pág. 76)

2.4.6 Explosivos

Definición: Son compuestos o mezclas de sustancias químicas en estado sólido, líquido, o gaseoso, que frente a un estímulo externo (un detonador) tiene la capacidad de reaccionar muy violentamente creando una onda de choque que tritura la roca o mineral. También se generan gases que actúan con una gran presión sobre las paredes del taladro ayudando a la rotura y al desplazamiento de los fragmentos de roca.

2.4.6.1 Clasificación de explosivos

Los explosivos tienen diversas clasificaciones que dependen de sus características. Una de las importantes es la determinada por su función.

2.4.6.1.1 Explosivos químicos:

Se clasifican en dos grupos según la velocidad de su onda de choque o velocidad de reacción.

- a. Explosivos rápidos o altos explosivos:** Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación; los primarios por su alta energía y sensibilidad se emplean como iniciadores para detonar a los secundarios. Estos explosivos tienen velocidades entre 2500 y 7000m/s.
- b. Explosivos lentos y deflagrantes:** Los explosivos deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores para artillería y cohetaría, casi sin ninguna aplicación en la minería o ingeniería civil; solo en el caso de la pólvora que es utilizada para el núcleo de la mecha de seguridad. Estos explosivos tienen velocidades menores a 2000m/s.

2.4.6.1.2 Explosivos industriales rompedores (secundarios o rompedores)

Son de uso para obras civiles y en la minería. Son sensibles al fulminante número 8 y comprende a: Dinamitas, explosivos hidrogel, emulsiones sensibilizadas y explosivos especiales

- a. **Dinamita:** Explosivos con alto poder rompedor y buena resistencia al agua, vienen encartuchados en papel parafinado. Son fabricadas para diferentes tipos de voladura:
 - **Gelatinas:** Para voladuras de rocas duras con abundante agua.
 - **Semigelatinas:** Para roca intermedia con poca agua.
 - **Pulverulentas:** Para roca suave, seca y para voladura controlada.
- b. **Emulsiones sensibles:** En papel parafinado y en manga plástica, para roca dura con abundante presencia de agua.
- c. **Agentes de voladura:** Son no sensibles al fulminante número 8 comprende a dos grupos:
 - Agentes de voladura acuosas (wáter gels) son: Hidrogeles o slurries, emulsiones.
 - Agentes de voladura granulares, secos. ANFO y similares.

2.4.6.2 Características de los explosivos

2.4.6.2.1 Característica ambiental de los explosivos

- a. **Sensibilidad:** Es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a lo largo de la carga explosiva. La sensibilidad del explosivo depende de su composición molecular, densidad, confinamiento tratamiento recibido, temperatura entre otros factores.
- b. **Resistencia al agua:** Es la habilidad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa. La resistencia al agua interna se define como la resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo.

Tabla 24. Resistencia al agua

TIPO	RESISTENCIA
Dinamita granulada	Mala a buena
Dinamita gelatina	Buena o excelente
Emulsión encartuchada	Muy buena

Emulsión a granel	Muy buena
-------------------	-----------

Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 33)

- c. **Vapores o humos:** La clase de vapores de un explosivo se mide de acuerdo a la cantidad de gases tóxicos producidos en el proceso de detonación. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son los gases principales que se consideran en la catalogación de vapores.
- d. **Flamabilidad:** Es la característica que tiene un explosivo para iniciar la reacción con facilidad a partir de una chispa, flama o fuego. Algunos explosivos explotan debido a una chispa mientras que otros pueden ser quemados y no detonan.

2.4.6.2.2 Características de desempeño de los explosivos

- a. **Sensitividad:** Es la capacidad o aptitud que presenta el explosivo para ser iniciado por un fulminante, un cebo o un cordón que se denomina “mínimo primer”. Esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado. El fulminante estándar número 8 hará detonar la dinamita y algunos de los hidrogeles y emulsiones sensibles al fulminante.
- b. **Velocidad de detonación:** Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo. Tiene un rango que va de 1524 a 7620m/s en los productos explosivos.

Tabla 25. Velocidad de detonación (m/s)

TIPO	DIÁMETRO		
	32mm	76mm	229mm
Dinamita granulada	2100-5800		
Dinamita gelatina	2100-5800		
Emulsión encartuchada	3600-7600		
Emulsión a granel	4000-4600	4300-4900	3700-5800

Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 43)

- c. **Presión de detonación:** La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi inmediata como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario.
- d. **Densidad:** La densidad de un explosivo es importante debido a que los explosivos se compran, almacenan y utilizan sobre la base del peso. La densidad se expresa como gravedad específica, la cual es la relación de la densidad del explosivo con la densidad del agua. La densidad determina el peso de explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno.
- e. **Potencia y energía:** Potencia se refiere al contenido de energía de un explosivo que a su vez es la medida de la fuerza que puede desarrollar y su habilidad para hacer un trabajo. La potencia ha sido clasificada por varios fabricantes sobre la base de un peso o volumen igual, y comúnmente se les llama potencia en peso y potencia en volumen.
- f. **Cohesividad:** La cohesividad se define como la habilidad de un explosivo de mantener su forma original, hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente.

2.4.7 Carga operante

Se define como la cantidad de explosivo de un taladro por el número de talados detonados en un solo tiempo del mismo número de retardo.

$$COp = We * N^{\circ}tal \quad (\text{Ecu. 13})$$

Donde:

COp: carga operante (kg)

We: Cantidad de explosivo por taladro (kg)

N^otal: Numero de taladros detonados en un solo tiempo

2.4.8 Accesorios de voladura

2.4.8.1 Fulminante o detonador

Es una cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (PENTRITA, azida de plomo) que estalla instantáneamente con la llama transmitida por la guía o mecha de seguridad. Se emplea para iniciar y hacer detonar a la dinamita y otros altos explosivos.

2.4.8.2 Mecha de seguridad

Llamado también mecha lenta, es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora negra recubierto por fibras de algodón, brea y un forro de plástico. Transmite una llama al fulminante simple para hacerlo detonar.

2.4.8.3 Conector de ignición

Es un casquillo de aluminio con un ojal o corte lateral, que tiene una masa pirotécnica que recibe la llama de la mecha rápida y la transmite a la guía de seguridad, generando su encendido.

2.4.8.4 Mecha rápida

Cordón delgado y flexible que contiene una masa pirotécnica y dos alambres, cubiertos con un forro plástico que se quema con llama abierta a mayor velocidad. Se emplea para encender a las guías de los taladros mediante cápsulas conectoras, en forma secuencial.

2.4.8.5 Cordón detonante

Explosivo de alta velocidad de detonación, fácil manejo y gran seguridad. Se caracteriza por tener gran flexibilidad, excelente impermeabilidad y resistencia a la tensión. Su núcleo está conformado por un explosivo muy potente llamado pentrita envuelto por fibras de polietileno y un forro de PVC.

2.4.8.6 Detonador no eléctrico

Los detonadores no eléctricos de retardo, están constituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. Según las fábricas que los elaboran pueden ser: Exsanel, Mininel, Fanel, etc.

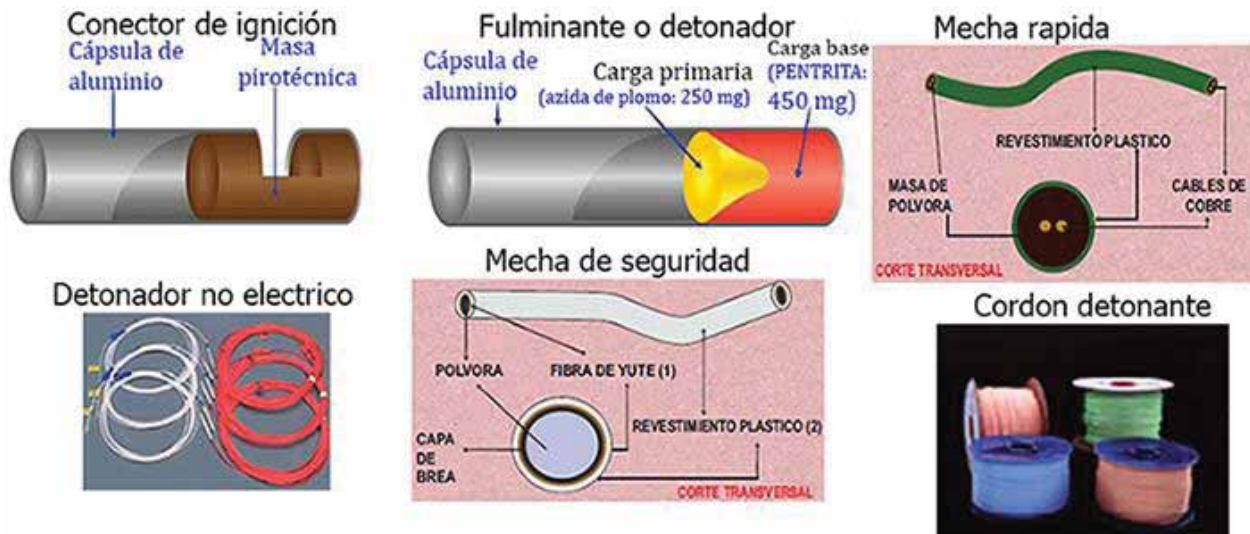


Figura 19. Accesorios de voladura

Fuente: Manual de perforación y voladura (Consortio Minero Horizonte S.A, 2016, págs. 79-81)

2.4.9 Voladura de rocas

Definición: Es la acción de rompimiento, fracturamiento y movimiento de roca o mineral mediante el empleo de cargas explosivos y sus respectivos accesorios. Las presiones generadas por explosivos confinados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

Existe varios factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que están mutuamente dependientes o están relacionados uno u otro, algunos son controlables mientras otros no son controlables.

2.4.9.1 Esquemas de voladura

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

En el núcleo, requiere consumos específicos de explosivo entre 4 y 10 veces superiores, puesto que hay errores de perforación. Los taladros de contorno son los que establecen la forma final de una labor.

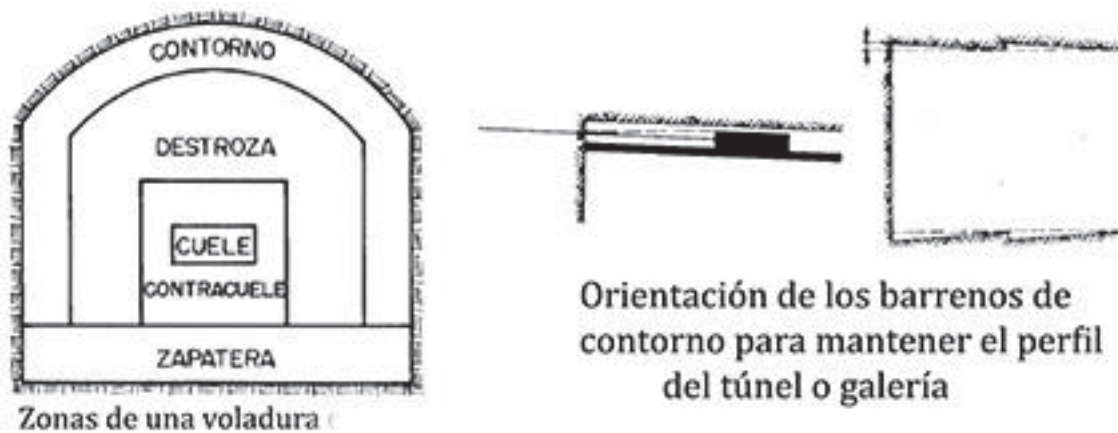


Figura 20. Esquema de voladura en túnel o galería

Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas (López Jimeno, López Jimeno, Pernia Llera, & Pilar Ortiz de Urbina, 2003, pág. 273)

2.4.9.2 Tipos de arranques y cálculo de voladuras

La apertura de una cavidad inicial se denomina corte, cuele o arranque, destinada a crear una segunda cara libre de gran superficie para facilitar la subsiguiente rotura del resto de la sección, se clasifica en dos grandes grupos: arranques con taladros en paralelo y arranques con taladros en diagonal o en ángulo.

2.4.9.2.1 Corte en paralelo

Los esquemas básicos con taladros paralelos son: corte quemado, corte cilíndrico con taladros de alivio, y corte escalonado por tajadas horizontales.

- a. **Corte quemado:** comprende a un grupo de taladros de igual diámetro, perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres para la acción de los taladros con carga explosiva cuando detonan.
- b. **Corte cilíndrico:** Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado.

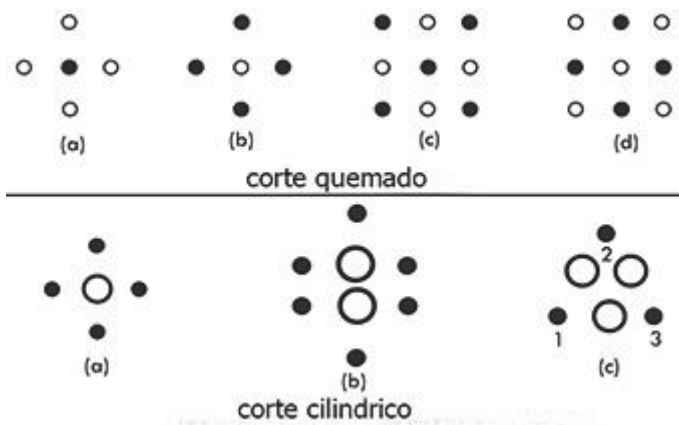


Figura 21. Tipos de cortes en paralelo

Fuente: Manual de práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 197)

El número de taladros requeridos para una voladura depende del tipo de macizo rocoso a volar, grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles, clase de explosivo a utilizar; estos factores individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por lo tanto aumentar o disminuir el número de taladros.

El número de taladros se puede calcular con la siguiente expresión matemática:

$$N^{otal} = \frac{P}{S} + c * A \quad \text{(Ecu. 14)}$$

$$P = 4\sqrt{A} \quad \text{(Ecu. 15)}$$

Donde:

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

A: Área o sección de la labor – cara libre (m²)

S: Distancia entre taladros de la sección (m)

c: Coeficiente o factor de roca

Tabla 26. 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	1.50
Friable	0.70 – 0.75	1.00

Fuente: Manual práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 202)

2.4.9.2.2 *Calculo para las dimensiones del corte en paralelo con el modelo matemático de Calvin J. Konya*

a. Taladro (s) vacío (s) (D_H): El diámetro del barrenado vacío de alivio se designa como D_H.

Si se utiliza más de un barrenado vacío, se debe calcular el diámetro equivalente de un sólo barrenado vacío el cual contenga el volumen de todos los barrenos vacíos.

$$D_H = D_h\sqrt{N} \quad \text{(Ecu. 16)}$$

Donde:

D_H: Diámetro equivalente de un solo taladro vacío (mm)

D_h: Diámetro de los taladros vacíos (mm)

N: Número de taladro vacíos

b. Profundidad del taladro (H): La profundidad de los taladros puede romper hasta 95% o más de su profundidad total:

$$H = \frac{D_H + 16.51}{41.67} \quad (\text{Ecu. 17})$$

Donde:

H: profundidad del taladro (m)

D_H : Diámetro del taladro equivalente (mm)

c. **Profundidad de avance (L) (esperada):**

$$L = 0.95H \quad (\text{Ecu. 18})$$

d. **Calculo de B_1 para el cuadro 1:** El primer cuadro de barrenos se localiza a una distancia B_1 del centro, la distancia o radio desde el centro exacto del corte se denominara R. como se muestra en la *Figura 22*.

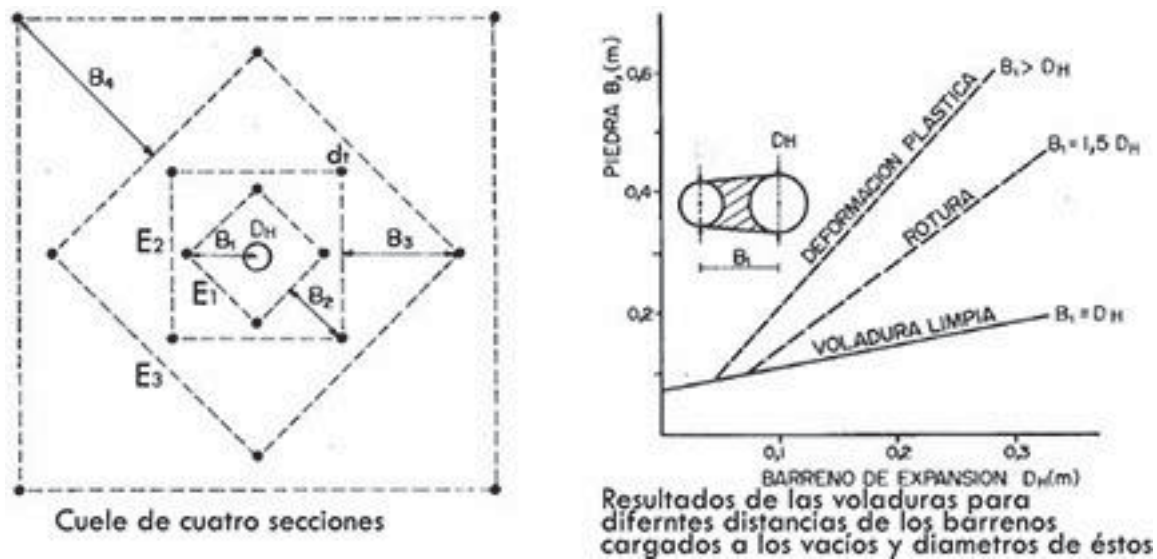


Figura 22. Corte en paralelo con cuatro secciones y resultados de las voladuras

Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 206)

$$B_1 = 1.5D_H \quad (\text{Ecu. 19})$$

El valor de espaciamento del corte (E_C) denota el tamaño del corte o la distancia entre taladros dentro del cuadro.

$$Sc_1 = B_1\sqrt{2} \quad (\text{Ecu. 20})$$

Donde:

$$R_1 = B_1$$

B₁: Burden o piedra (m)

Sc₁: Espaciamiento entre taladros en el mismo cuadro

e. Cálculos simplificados para cortes cilíndrico

Tabla 27. Cálculos simplificados para cortes paralelos

SECCIÓN N°	1	2	3	4
B	$1.5D_H$	$B_1\sqrt{2}$	$1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$
R	B_1	$1.5B_2$	$1.5B_3$	$1.5B_4$
Sc	$B_1\sqrt{2}$	$1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$	$1.5B_4\sqrt{2}$
T	B_1	$0.5B_2$	$0.5B_3$	$0.5B_4$
Revisar	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$

Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 208)

f. Taladros auxiliares:

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) d_e \quad (\text{Ecu. 21})$$

$$Sc = 1.1B \quad (\text{Ecu. 22})$$

$$T = 0.5B \quad (\text{Ecu. 23})$$

Donde:

B: burden, línea de menos resistencia o piedra (m)

ρ_e : Gravedad específica o densidad del explosivo (g/cm³)

ρ_r : Gravedad específica o densidad de la roca (g/cm³)

d_e: Diámetro del explosivo (mm)

Sc: Espaciamiento entre taladros (m)

T: Taco (m)

g. Taladros de piso:

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) D_e \quad (\text{Ecu. 24})$$

$$Sc = 1.1B \quad (\text{Ecu. 25})$$

$$T = 0.2B \quad (\text{Ecu. 26})$$

h. Taladros de contorno (costilla y techo):

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) D_e \quad (\text{Ecu. 27})$$

$$Sc = 1.1B \quad (\text{Ecu. 28})$$

$$T = B \quad (\text{Ecu. 29})$$

2.4.10 Voladura convencional

La voladura convencional en túneles y galerías de mina, dejan perfiles irregulares según el sistema de diaclasamiento de la roca, normalmente afecta a la estructura remanente llegando a profundidades de 1.5 a 2 metros aproximadamente, la roca maltratada y debilitada según su tipo y condición, puede tener consecuencias de inestabilidad o desprendimiento con el tiempo.

- Genera sobrerotura por el diseño de malla inapropiada a la condición de la roca.
- No se tiene un buen auto sostenimiento.
- Las labores poseen agrietamientos excesivos

- Los costos de sostenimiento resultan demasiado altos para la operación

Como medidas de solución se debe hacer el empleo de la voladura controlada o amortiguada.

2.4.11 Voladura controlada

Consiste en distribuir linealmente la carga explosiva de baja energía colocada en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea para crear y controlar la formación de una grieta o plano de rotura continuo, que límite la superficie final de un corte o excavación.

En términos generales, si el disparo para este corte es anterior a la voladura principal o producción, se le denomina precorte y si es posterior se le conoce como recorte.

Entonces los objetivos de la voladura controlada son:

- Evitar agrietamientos
- Lograr una mejor estabilidad
- Obtener superficies de corte lisas
- Disminuir la dilución del mineral
- Evitar la sobrerotura

En la **Tabla 28** se muestra la diferencia entre la voladura convencional y la voladura controlada

Tabla 28. *Diferencia entre la voladura convencional y voladura controlada*

VOLADURA CONVENCIONAL	VOLADURA CONTROLADA
Relación de espaciamiento a burden: $E = 1.3$ a $1.5B$	Relación de espaciamiento a burden inversa a la normal; es decir menor espaciamiento que burden, usualmente: $E = 0.5$ a $0.8 B$.
Relación de acoplamiento (diámetro de taladro a diámetro de cartucho): máximo de 1.2 a 1 , buscando un adecuado confinamiento y atacado del explosivo	Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro para que la relación de desacoplamiento sea mayor que la convencional de 2.1 a 1 .
Distribución de la carga explosiva, ocupando en promedio los $2/3$ de longitud de taladro	Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro preferentemente con cartuchos

(66%) procurando la mayor concentración de carga al fondo del mismo.	acoplables o en ciertos casos carga amortiguada con espaciadores
Uso de taco inerte para retener la explosión en el taladro el mayor tiempo posible, y para mejorar el grado de confinamiento.	Taco inerte solamente para mantener el explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo, para las características de la roca.	Empleo de explosivo de baja potencia y velocidad, brisance.
Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias (arranques, ayudas, cuadradores, alzas, etc.).	Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí, después de la voladura principal. (Es conveniente un intervalo mínimo de 60 a 100 ms entre el último taladro de la voladura principal y los taladros de la línea de corte periférica).
	Mantener el alineamiento y paralelismo de los taladros, de acuerdo al diseño del corte a realizar, de lo contrario no hay buen resultado.

Fuente: Manual práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 243)

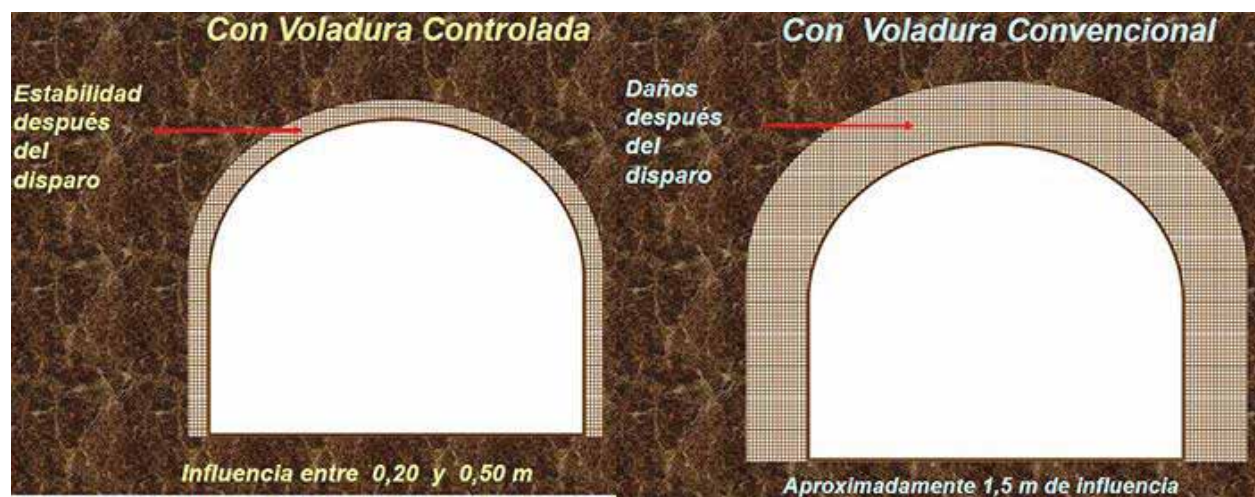


Figura 23. Diferencia de la influencia de la voladura convencional y voladura controlada
Fuente: Manual de perforación y voladura (Consortio Minero Horizonte S.A, 2016, págs. 91,92)

2.4.11.1 Ventajas de la voladura controlada

- Produce superficies de rocas lisas y estables
- Reduce la vibración de la voladura principal y la sobre excavación
- Produce menor agrietamiento en la roca remanente
- Es una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables

2.4.11.2 Desventajas de la voladura controlada

- Costo relativamente mayor que la voladura convencional por requerir más taladros y empleo de explosivos especiales o acondicionados a propósito.
- Mayor tiempo de preparación en perforación y carguío
- En material detrítico incompetente o deleznable puede no llegar a dar buen resultado.
- Mejores resultados por lo general se obtienen en rocas homogéneas y competentes

2.4.11.3 Tipos de voladura controlada

2.4.11.3.1 Voladura precorte

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantáneos. El disparo de los taladros de precorte se puede realizar simultáneamente con los de destroza, pero adelantándose un intervalo de tiempo de 90 a 120ms.

El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por la ecuación propuesta por Calvin

J. Konya:

$$q = \frac{dt^2}{12.14} \quad \text{(Ecu. 30)}$$

Donde:

q: Carga de explosivo por taladro (gr/m)

dt: diámetro de los taladros vacíos (mm)

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de precorte será determinado por:

$$S = 10 * d \quad \text{(Ecu. 31)}$$

Donde:

S: espaciamiento entre taladros (mm)

dt: diámetro de los taladros vacíos (mm)

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 ó 14.

2.4.11.3.2 Voladura de recorte

Consiste en la voladura de una sola fila de taladros cercanos con carga de explosivo desacoplada, pero después de la voladura principal.

El factor de carga se determina de igual forma que para los taladros de precorte, pero como esta técnica implica el arranque de roca hacia la cara libre, el espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte y resulta un menor costo, se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$S = 16 * d \quad \text{(Ecu. 32)}$$

El disparo es también en dos etapas, primero los taladros de producción y después, con una diferencia de unos 100 ms, los de recorte.

El burden debe ser mayor que el espaciado para asegurar que las facturas se encadenen apropiadamente entre los taladros antes que el bloque de burden se desplace, pudiéndose calcular mediante:

$$B \geq 1.3 * S \quad \text{(Ecu. 33)}$$

2.4.11.3.3 Voladura amortiguada

Son voladuras semejantes a las convencionales, donde se ha modificado el diseño de la última fila, tanto en el esquema geométrico que es más reducido y en las cargas de explosivo que suelen ser menores y desacopladas. El disparo es normalmente en una sola etapa.

2.4.11.4 Parámetros que intervienen en una voladura controlada

2.4.11.4.1 Presión del taladro

Es la presión ejercida por la expansión de gases de detonación en las paredes del taladro. Cuanto menor sea esta presión menor será el daño a la pared final de la voladura, según estudios realizados esta presión se halla con la siguiente fórmula:

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3}}{8} \quad \text{(Ecu. 34)}$$

Para reducir la presión dentro del taladro, se debe desacoplar espaciando las cargas explosivas. El grado de acople de una carga explosiva está dada por:

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * (r_e/r_t)^{2.6}}{8} \quad \text{(Ecu. 35)}$$

La presión dentro del taladro desacoplado y colocado espaciadores de la misma longitud de los cartuchos y cordón detonante en forma axial al taladro, será la siguiente:

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * ((r_e/r_t) * \sqrt{C})^{2.6}}{8} \quad \text{(Ecu. 36)}$$

Donde:

P_t: Presión de taladro (MPa)

ρ_e: Densidad del explosivo (gr/cm³)

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

r_e: Radio del cartucho explosivo (cm)

r_t: Radio del taladro (cm)

C: Proporción longitudinal de la masa explosiva en el taladro (siendo 1 la longitud total del taladro)

Para que el daño sea menor a la pared final de la voladura la presión del taladro debe ser cercano o menor a la resistencia a la compresión de la roca.

2.4.11.4.2 *Espaciamiento entre taladros de contorno*

Para el cálculo del espaciamiento entre taladro para realizar una voladura controlada preorte es:

$$S \leq \frac{16 * r_t * (Pt + T) * 10^{-3}}{T} \quad \text{(Ecu. 37)}$$

Donde:

S: Espaciamiento entre taladros de contorno (cm)

r_t : Radio del taladro (mm)

Pt: Presión del taladro (MPa)

T: Resistencia a la tracción de la roca (MPa)

2.4.11.4.3 *Propiedades de las rocas y de los macizos rocosos*

Las propiedades de los macizos rocosos tienen una marcada influencia tanto en el diseño como en los resultados de las voladuras de contorno. Las propiedades más importantes son:

- Las resistencias dinámicas a tracción y compresión.
- Nivel de alteración de la roca
- Grado de fracturamiento, espaciamiento de discontinuidades, orientación de las fracturas y relleno de las mismas

2.4.11.4.4 *Explosivos utilizados en voladuras controladas*

Para realizar la voladura de contorno se utilizan normalmente los siguientes explosivos: cartuchos especiales, cordón detonante, detonadores no eléctricos.

2.4.11.4.5 Precisión de la perforación

En cualquier tipo de voladura la calidad de perforación debe cuidarse para así obtener mejores resultados, es crítico este punto en voladura controlada, ya que los taladros deben encontrarse en el plano que se desea conseguir y mantenerse paralelos en la distancia que haya sido fijado en los cálculos.

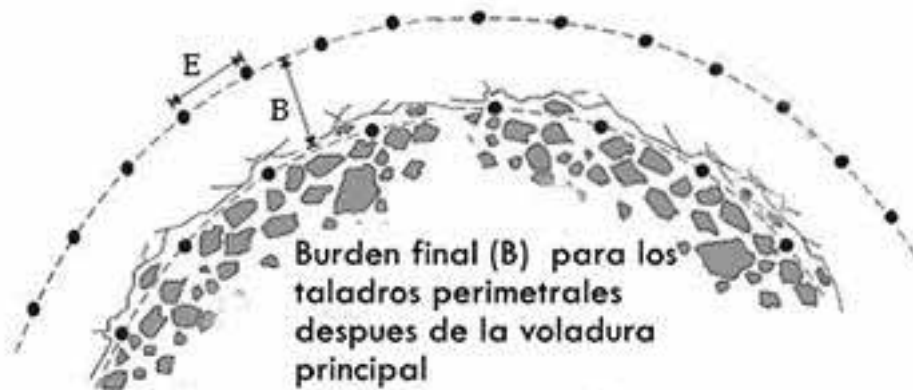


Figura 24. Burden final para los taladros de contorno después de la voladura principal
Fuente: Manual práctico de voladura (EXSA Explosivos, 2009, pág. 264)

2.4.11.4.6 Geometría de la voladura y secuencia de iniciación

Los que se exponen a continuación se refieren a las voladuras de precorte y recorte:

- a. **Diámetro de perforación:** en minería subterránea los diámetros de perforación más utilizados varían entre 32 y 65 mm realizándose en algunos casos con barrenos de 75mm.
- b. **Relación de espaciamento y burden:** El espaciamento entre taladros de una voladura controlada depende del tipo de roca y del diámetro de perforación. En estas voladuras por lo general se recomienda una relación burden/espaciamento (B/E) de 1.5 a 1.

$$\frac{B}{S} = 1.5 \text{ a } 1 \quad \text{(Ecu. 38)}$$

- c. **Densidad lineal de carga:** La determinación de la densidad lineal de carga de explosivo debe realizarse teniendo en cuenta los siguientes:

- Producir una presión de barrenado inferior a la resistencia dinámica a la compresión de la carga
- Controlar el nivel de vibración generada en la voladura

d. Retacado: Generalmente el retacado debe aumentar conforme disminuye la resistencia de la roca. En rocas competentes el retacado oscila entre 6 y 10 veces el diámetro.

e. Tiempos de retardo y secuencia de iniciación: Todos los taladros deben estar conectados a la misma línea del cordón detonante o energizado con detonadores del mismo número.

2.4.11.4.7 La voladura de destroza y la protección de la voladura de precorte

Para que el plano de precorte no resulte dañado por la voladura de destroza, esta debe diseñarse de acuerdo con el modelo de voladura amortiguada. La distancia entre el precorte y la última fila oscila entre 0.33 y 0.5 veces la piedra nominal de la voladura de producción.

2.4.11.5 Condiciones necesarias para la voladura controlada

2.4.11.5.1 Perforación

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción
- Buena precisión en la perforación para garantizar el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte a realizar para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte
- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio burden baja de $S = 1.3B$ normal a $S = (0,5 \text{ ó } 0,8)B$.

2.4.11.5.2 Carga y disparo

Se requiere baja densidad de carga explosiva, lo que se obtiene con:

- Explosivos especiales de baja energía y velocidad, normalmente en cartuchos de pequeño diámetro.

- La carga de columna debe ser desacoplada (no atacada), normalmente de sólo 0.5 veces el diámetro del taladro (relación 2:1) y debe distribuirse a lo largo del taladro
- Se debe sellar los taladros con tacos inertes para contener los gases y evitar que la columna desacoplada sea impulsada del taladro.

El disparo de todos los taladros del corte periférico debe ser simultáneo, o máximo en dos o tres etapas de retardo muy cercanas (si el perímetro a cortar es grande), de lo contrario el plano de corte puede no formarse completamente y usar explosivos de poder rompedor bajo.

La velocidad pico de partícula debe ubicarse en el rango de 700 a 1000 mm/s generada por el disparo.

2.4.12 Descripción de las rampas

Las rampas son labores mineras inclinadas con una gradiente positiva o negativa tal que permitan la comunicación entre labores con diferentes cotas, con una sección adecuada de manera que facilite el desplazamiento de maquinarias, equipos, personal y materiales que se necesite dentro de la mina.

2.4.12.1 Tipos de rampas

Las rampas se pueden construir en tres tipos: En forma de Y, en Zig-Zag y en Espiral.

En la Unidad Minera de Parcoy las rampas se construidas en forma de Zig-Zag, que tiene las siguientes características

- El desarrollo de las rampas empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de las rampas dependen de la longitud de la veta.
- Las rampas entra con una gradiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en los radios de curvatura.
- La construcción se realiza en material estéril.

- Por experiencia se realiza en lo posible paralela a la dirección de la veta o cuerpo, de preferencia en la caja piso de la veta.

2.4.12.2 Parámetros para diseño de las rampas

Para el diseño y construcción de una rampa se considera como parámetros principales a la sección, gradiente, radio de curvatura y longitud total de la rampa y como parámetros auxiliares al peralte y declive. Debido a que la rampa ya tiene sus estándares y procedimientos en el presente estudio solo se considera el cálculo de radio de curvatura y peralte.

2.4.12.2.1 Radio de curvatura

El radio de curvatura en las rampas o labores mineras deben ser lo más recta posible y que las curvas deben tener un radio de curvatura suficientemente grande para el tránsito de los equipos. Estos radios se eligen en función a los equipos a emplearse. Se tiene dos tipos de radios de curvatura que se especifican en los catálogos, radio de curvatura interno (RI), radio de curvatura externo (RE)

El más importante y usual es tener en cuenta el radio de curvatura interna, que es el más cómodo y óptimo a fin de evitar accidentes de choque y los problemas que interrumpen el tránsito normal. Para elegir el radio de curvatura adecuada en la construcción de la rampa se toma en cuenta el radio interno del equipo más grande en longitud que se empleará en las operaciones, para el cálculo se toma en cuenta el radio de curvatura promedio.

$$Rp = \frac{RI + RE}{2} \quad \text{(Ecu. 39)}$$

Donde:

RE: Radio externo

RI: Radio interno

Rp: Radio promedio

2.4.12.2.2 Peralte

El peralte tiene como finalidad evitar la volcadura de los equipos porque permite equilibrar la acción de la fuerza centrífuga ocasionado por el paso del equipo por una curva. Para el cálculo se considera las fuerzas centrífugas y gravitacionales.

$$h = \frac{V^2 * a}{R * g} \quad \text{(Ecu. 40)}$$

Donde:

h: Peralte (m)

V: Velocidad máxima (m/s)

R: Radio de curvatura promedio (m)

g: Aceleración de la gravedad (m/s²)

a: Ancho de la labor en metros

2.4.13 Drenaje de agua de minas

El control del agua subterránea en la construcción de una rampa es de mucha importancia para lograr un mejor mantenimiento y una superficie más segura mediante una cuneta lateral para conducir el agua presente en la construcción de la rampa.

Toda mina se encuentra ubicado en una cuenca hidrológica e hidrogeológica concreta y en muchos de los casos se desarrolla por debajo de los niveles freáticos.

El estudio de los problemas de drenaje de mina tiene dos aspectos. El primero es el de mantener condiciones adecuadas de trabajo en interior mina por lo que es frecuente la necesidad de bombeo del agua subterránea. El segundo aspecto del drenaje de mina es la gestión de las interferencias de la operación en la hidrosfera, esta segunda gestión tiene normalmente los siguientes objetivos:

- Minimizar la cantidad de agua en circulación en las áreas operativas.

- Eliminar aguas con ciertas características para que no afecten negativamente la calidad del cuerpo de agua receptor.
- Reaprovechar el máximo de agua utilizada en el proceso industrial

Para cumplir estos objetivos, la gestión debe incluir la implantación y operación de un sistema de drenaje adecuado a las condiciones de cada mina, además de un sistema de recirculación del agua industrial.

2.4.13.1 Sistema de bombeo

El sistema de bombeo consiste en un conjunto de elementos que permiten el transporte de aguas subterráneas a través de tuberías y el almacenamiento temporal de los fluidos desde interior mina hasta la superficie para que se cumplan la demanda volumétrica.

Las agua y sólidos que se generan en el interior de la mina, son canalizadas a las pozas de bombeo acondicionadas para su extracción mediante bombeo al exterior. En función de las características de la explotación, este bombeo puede realizarse con o sin clarificación previa (separación de lodos).

2.4.13.2 Bombas en serie y en paralelo

En muchas ocasiones se utilizan varias bombas trabajando en serie o en paralelo sobre el mismo circuito en la minería subterránea. Esto puede resultar útil como sistema de regulación, o cuando se requieren características muy variables.

Cuando varias bombas se colocan en serie, se pueden sustituir, para el cálculo, por otra bomba hipotética que genere una altura suma de las individuales para cada caudal.

De la misma forma, varias bombas en paralelo darán una curva característica conjunta en la que se suman los caudales para cada altura.

2.4.14 Costos

Definición: El costo o coste es el valor monetario de los consumos de factores que supone el ejercicio de una actividad económica destinada a la producción de un bien, servicio o actividad.

2.4.14.1 Tipos de costos

Debido a la clasificación de costos, la clasificación que más nos interesa es de acuerdo a su comportamiento con relación al volumen de actividad.

2.4.14.1.1 Costos fijos

También conocido como costos indirectos, son aquellos que no varían con el volumen de producción, pero varían en cuanto a capacidad y tamaño de planta, y son:

- Costos de administración
- Costo financiero
- Amortización y depreciación
- Impuestos
- Mano de obra indirecta

2.4.14.1.2 Costos variables

Llamados también costos directos son aquellos que están en función de producción y/o ventas en un momento determinado. Puede ser progresivo o proporcionales con respecto a volumen de producción, y son:

- Mano de obra directa
- Materiales e insumos (explosivos, neumáticos, energía, etc)
- Transporte

2.4.14.2 Costos directos de mina

- Costos de perforación

- Costo de Voladura
- Costo de Carguío
- Costo de Transporte
- Costo de Servicio – Administración

Se tiene también un costo de depreciación de los equipos mineros

2.4.14.3 Costos totales

Son denominados también como costos de producción total, reflejan el monto de desembolsos efectuados en la producción de bienes y servicio.

$$CT = CF + CV * Q \quad \text{(Ecu. 41)}$$

2.4.14.4 Costo unitario

Es el costo por producir una unidad, y se expresan por el cociente de costo total y la cantidad producida.

$$CU = \frac{CT}{Q} = \frac{dCT}{dQ} \quad \text{(Ecu. 42)}$$

Donde:

CT: Costo total

CF: Costo fijo

CV: Costo variable unitario

Q: Nivel de producción

CU: costo unitario

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1 ÁMBITO DE ESTUDIO

El área de operación de la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se encuentra en: distrito Parcoy, provincia Pataz y departamento La Libertad.

En el ítem **2.2 MARCO CONTEXTUAL** del **CAPÍTULO II, MARCO TEÓRICO**, se detalla toda la información correspondiente al ámbito de estudio.

3.2 ENFOQUE DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación fue elaborado bajo el planteamiento metodológico del enfoque cuantitativo por el uso y recolección de datos numéricos para comprobar las hipótesis previamente establecidas, así como los objetivos trazados.

3.3 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio tiene un diseño no experimental realizado sin la manipulación intencional de variables y en los que sólo se observan los fenómenos en su ambiente natural para posteriormente analizarlos.

3.4 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1 Población

La población para esta tesis de investigación está conformada por las labores de desarrollo, preparación y explotación de la zona Norte Mina – Balcón de la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.4.2 Muestra

Se seleccionó como unidad de muestra a la RP2705 ubicado en la zona Norte Mina – Balcón, de la Unidad Minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.

3.5 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.5.1 Técnicas

La técnica usada para la determinación de las características físicas y químicas del macizo rocoso, se hizo mediante el mapeo geomecánico en la RP2705, observación y medición para determinar la calidad del macizo rocoso mediante el uso del martillo de Schmidt, martillo geológico y cortaplumas, los datos como el peso específico de la roca y resistencias a la compresión y tracción de la roca, se recopiló del área del departamento de geomecánica de CMH S.A.

Se hizo una búsqueda de información bibliográfica a libros y tesis para poder tener mejor comprensión acerca de la voladura controlada precorte, así mismo del modelo matemático de Calvin J. Konya para el diseño de la malla de perforación.

Se recopiló reportes diarios de operación del área del departamento de costos de CMH S.A. y se realizó control de tiempos de cada una de las operaciones unitarias a través de la observación directa y entrevistas no estructuradas a los operadores de turno por medio de conversaciones y preguntas sencillas en la misma RP2705.

3.5.2 Instrumentos

Los instrumentos usados en la presente tesis son las tablas, ábacos de las clasificaciones geomecánicas, formato de reporte de operaciones, vales de explosivo, hojas de registro, información de las diferentes áreas de CMH S.A. observación directa, cámaras fotográficas y programas de Microsoft, AutoCAD, Civil 3D, bibliografías y otros.

3.6 TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE DATOS

El procesamiento de la información recolectada es informático empleando Microsoft Word, Excel, AutoCAD y Civil 3D para el tratamiento de los datos estadísticos.

El manejo de estos programas es de acuerdo a la necesidad en el desarrollo de la tesis en forma organizada y ordenada.

3.7 TÉCNICAS DE ANÁLISIS DE DATOS

El análisis de los datos procesados se realizó mediante la clasificación y sistematización de información en tablas y gráficos comparativos.

- Porcentaje de sobrerotura
- Tiempos de las operaciones unitarias del ciclo de minado
- Costos de operaciones unitarias
- Número de taladros perforados en el frente
- Base de datos

CAPÍTULO IV
RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 RESULTADOS

4.1.1 Sobrerotura antes del estudio

Se hizo un control de 30 disparos en la RP2705 para poder calcular el porcentaje de sobrerotura, el cual se muestra en la **Tabla 29**.

Tabla 29. *Porcentaje de sobrerotura en la RP2705*

N° disp	Ancho (m)	Altura (m)	Avance (m)	Rotura real (m3)	Rotura diseño (m3)	Sobrerotura %
1	4.86	4.48	2.84	58.10	50.43	15.20%
2	4.78	4.58	3.05	62.74	54.16	15.83%
3	4.83	4.52	2.98	61.13	52.92	15.51%
4	4.81	4.51	2.85	58.09	50.61	14.78%
5	4.79	4.55	3.10	63.48	55.05	15.31%
6	4.79	4.46	2.98	59.82	52.92	13.03%
7	4.79	4.61	2.94	61.00	52.21	16.84%
8	4.81	4.55	3.01	61.90	53.45	15.80%
9	4.77	4.50	2.75	55.46	48.83	13.57%
10	4.86	4.48	3.10	63.42	55.05	15.20%
11	4.78	4.61	2.88	59.63	51.14	16.59%
12	4.82	4.52	3.15	64.48	55.94	15.27%

13	4.76	4.49	3.07	61.65	54.52	13.08%
14	4.78	4.52	2.89	58.67	51.32	14.32%
15	4.79	4.54	3.08	62.93	54.69	15.06%
16	4.83	4.47	2.96	60.05	52.56	14.23%
17	4.89	4.68	2.72	58.49	48.30	21.09%
18	4.77	4.50	2.78	56.07	49.37	13.57%
19	4.82	4.61	2.84	59.29	50.43	17.57%
20	4.71	4.62	2.97	60.72	52.74	15.13%
21	4.71	4.83	2.94	62.84	52.21	20.37%
22	4.78	4.55	2.91	59.47	51.68	15.07%
23	4.76	4.51	3.02	60.91	53.63	13.59%
24	4.74	4.59	3.10	63.37	55.05	15.11%
25	4.72	4.62	3.03	62.08	53.81	15.38%
26	4.80	4.53	2.80	57.20	49.72	15.05%
27	4.86	4.48	2.95	60.35	52.39	15.20%
28	4.87	4.47	3.00	61.36	53.27	15.18%
29	4.71	4.53	2.91	58.34	51.68	12.89%
30	4.82	4.51	3.11	63.52	55.23	15.02%
Promedio	4.79	4.55	2.96	60.55	52.51	15.33%
Total (avance y rotura)			88.71	1816.54		

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

Para el cálculo de sobrerotura tomamos en cuenta la sección diseñada de la labor (4.50mx4.20m), la sección real después de la voladura y el avance efectivo en el número de disparo 27 de la **Tabla 29**, Calculamos la rotura real, teórica y porcentaje de sobrerotura en las **(Ecu. 2)**, **(Ecu. 3)** y **(Ecu. 4)**.

$$Rr = Ar * Av * Fe$$

$$Rr = 4.86m * 4.48m * 2.95m * 0.93 * 1.0103 = 60.35m^3$$

$$Rt = At * Av * Fe$$

$$Rt = 4.50m * 4.20m * 2.95m * 0.93 * 1.0103 = 52.39m^3$$

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

$$Sr\% = \frac{60.35 - 52.39}{52.39} * 100\% - 100\% = 15.20\%$$

4.1.2 Ciclo de minado de la Rampa 2705 antes del estudio

4.1.2.1 Perforación

4.1.2.1.1 Malla de perforación

El diseño de malla de perforación y voladura controlada precorte proporcionada por el área del departamento de perforación y voladura CMH S.A. para el tipo de roca IV (mala) es una sola sin tomar en cuenta los parámetros del macizo rocoso (RMR 21 o RMR 30) lo cual es adaptado los taladros de precorte a una malla de voladura convencional, este diseño es utilizado por los operadores de jumbo empíricamente, debido a que no existe una malla de perforación y voladura de precorte en toda la unidad minera.

Datos del diseño de malla de perforación y voladura:

- Tipo de roca: Granodiorita (2.7ton/m³)
- RMR: 21 – 30
- Equipo de perforación: Jumbo (Sandvik – axera) de un brazo
- Tipo de corte: Corte cilíndrico
- Longitud de la barra: 12pies, eficiencia de perforación 90%
- Perforación efectiva: 3.29m.
- Diámetro de la broca: 45mm, 102mm (broca rimadora – taladro de alivio)
- Taladros perforados: 83tal

- Taladros cargados: 57tal
- Metros perforados: 286.23m.
- Tiempo de perforación del frente: 3.73hrs

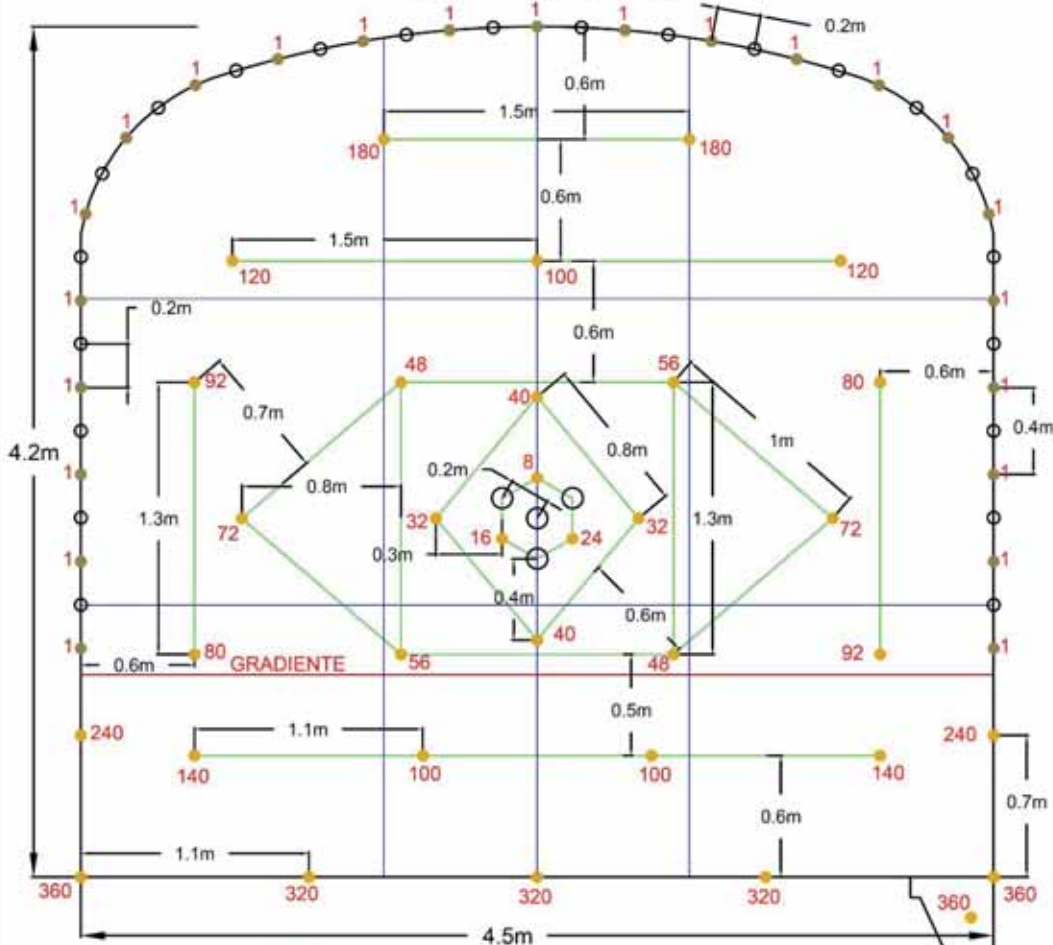
En la **Figura 25** se muestra el estándar de malla de perforación y voladura para el tipo de roca MALA B con RMR 21 – 30, y en el **Anexo 17** se muestra para el tipo de roca MUY MALA con RMR < 21 proporcionado por el área del departamento de perforación y voladura de CMH S.A.

De acuerdo al **Anexo 7** se calcula la eficiencia de perforación con jumbo electrohidráulico y se muestra en la **Tabla 30**.

MAJLA DE PERFORACION CON PRECORTE - JUMBO

SECCION 4.5m X 4.2m

MALA B RMR 21 - 30



TALADROS CARGADOS: 57
TALADROS PERFORADOS: 83
DIAMETRO DE PERFORACION: 45mm
DIAMETRO DE RIMADO: 102mm

● TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 45% 1-1/8"X12"
○ TALADROS CARGADOS CON EXSABLOCK 1-1/8"X8"
○ TALADROS DE ALIVIO

RENDIMIENTOS	UNID	12 PIES
FACTOR DE CARGA	Kg/m ³	1.41
FACTOR DE POTENCIA	Kg/m	0.52
FACTOR DE CARGA LINEAL	Kg/m	24.75

CARGUIO DE TALADROS DE CONTORNO



N° EXSANEL	1	8	16	24	32	40	48	56	72	80	92	100	120	140	180	240	320	360	TOTAL
CANTIDAD	23	1	1	1	2	2	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	3	3	57

Elaborado por : Alfredo Espinoza H. Dpto. : Perforación y Voladura Fecha : 01/01/2017	Revisado por : Superintendente o Jefe de Area Fecha :	Aprobado por : Gerente de Planeamiento e Ingenieria Fecha :
---	---	---

Figura 25. Estándar de malla de perforación y voladura (Mala B RMR 21-30)

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

Tabla 30. Eficiencia de perforación con jumbo electrohidráulico en la perforación del frente

Descripción	Unidad	Roca tipo IV-B sección 4.5mx4.2m
Número de taladros perforados en el frente	Und	83
Número de taladros rimados (taladros de alivio)	Und	4
Longitud efectiva de perforación del frente	Mts	3.29
Longitud total perforado por disparo	Mts	286.23
Tiempo promedio de perforación por taladro (12 pies)	Min	1.92
Velocidad promedio de perforación por taladros	Mts/min	1.72
Tiempo promedio de emboquillado por taladro	Min	0.33
Tiempo promedio de cambio de taladro a taladro	Min	0.10
Tiempo muerto promedio por taladro (demoras)	Min	0.17
Tiempo neto de perforación del frente	Min	166.75
Tiempo total de emboquillado de taladro	Min	29
Tiempo total de cambio de taladro a taladro	Min	8.7
Tiempo total muerto (demoras)	Min	14.50
Tiempo total de perforación del frente	Min	218.95
Tiempo total instalación, desinstalación del equipo y otros	Min	5
Tiempo total de perforación del frente	Min	223.95
	Hrs	3.73
Rendimiento del jumbo electrohidráulico	Mts/hr	76.69

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.2 Voladura

4.1.2.2.1 Requerimiento de explosivo

La cantidad de explosivo solicitado en el polvorín para un frente a cargar es variable, esto es debido a la falta de control al momento de generar los vales de explosivo por los bodegueros; se hizo la recopilación de varios vales de explosivos de la RP2705, y se obtuvo la siguiente muestra para la malla de perforación mostrada en la *Figura 25*.

Tabla 31. Requerimiento de explosivo en el polvorín para el carguío del frente

CARGUIO DEL FRENTE, ROCA MALA-B, SECCION 4.5mx4.2m Y BARRA 12PIES						
Sección	N° tal	Long. carga (m)	Cartuchos/taladro		Total cartuchos/taladro	
			Semexsa 45% 1-1/8"x12"	Exsablock 1-1/8"x8"	Semexsa 45% 1-1/8"x12"	Exsablock 1-1/8"x8"
Arranque	3	2.90	11		33	
1ra ayuda	4	2.70	10		40	
2da ayuda	4	2.70	10		40	
3ra ayuda	3	2.40	9		27	
Ayud. cuadrador	4	2	8		32	
Ayud. corona	4	2	8		32	
Ayud. Arrastre	4	2.50	9		36	
Cuadradores	2	1.70	4	5	8	10
Arrastre	5	2.50	9		45	
Cuneta	1	1.40	5		5	
Contorno	23		1	5	23	115
Alivios Arranque	4					
Alivios contorno	22					
Total perforados	83		Peso por cartucho (kg)		0.205	0.125
Total cargados	57		Kilos de explosivo (kg)		65.81	15.63
Total semexsa y exsablock pedido en polvorín (cartuchos)					321	125

Fuente: Elaboración propia

El tiempo de carguío del frente de 4.50mx4.20m con explosivo es 1hr incluyendo el chispeo entre el maestro y el ayudante de la labor, incluyendo la preparación de las cañas para el contorno.

4.1.2.2.2 Rendimiento del explosivo

Para el cálculo del rendimiento del explosivo se considera el peso del explosivo mostrado en **Tabla 31**, los rendimientos del explosivo cargado en el frente se muestran en la **Tabla 32**.

Tabla 32. *Rendimiento del explosivo*

Rendimiento	Unidad	Total
Kilos de explosivo	Kg	81.43
Longitud del taladro	Mts	3.29
Volumen	m3	57.83
Tonelaje	Ton	156.14
Factor de carga	Kg/m3	1.41
Factor de potencia	Kg/ton	0.52
Factor de carga lineal	Kg/m	24.75

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.3 Ventilación

Una vez hecho el chispeo del frente cargado sea a media guardia o fin de guardia se realiza la ventilación durante 30 minutos con una ventiladora de 60000 CFM.

4.1.2.4 Limpieza

La limpieza con scoop se inicia cuando la carga producto del disparo esta regada y el frente desatado, en promedio se realiza durante 30min.

En la **Tabla 33** se muestra las dimensiones del diseño de la RP2705, las dimensiones después de la voladura y el porcentaje de la sobrerotura.

Tabla 33. *Dimensiones, rotura y porcentaje de sobrerotura*

Descripción	Unidad	Valor
Ancho de la labor programada	M	4.50
Altura de la labor programada	M	4.20
Ancho de la labor real	M	4.86
Altura de la labor real	M	4.48
Distancia del frente a cámara	M	86
Facto de esponjamiento de la roca	%	1.03%
Peso específico de la roca	Ton/m3	2.7

Factor de ajuste del área	%	7%
Avance efectivo por disparo	M	2.95
Volumen programado	M3	52.39
Volumen real	M3	60.35
Tonelaje programado	Ton/m3	141.44
Tonelaje real	Ton/m3	162.94
Sobrerotura	%	15.20%

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al **Anexo 8** y **Anexo 9** se calcula la eficiencia de limpieza y carguío del desmonte del frente con scoop 6.3yd³ (4.8m³) y volquetes de 22m³ el cual se muestra en la **Tabla 34**.

Tabla 34. Eficiencia de limpieza con scoop diésel y carguío al volquete

Descripción	Unidad	Total
Limpieza del frente		
Capacidad del scoop diésel	Yd3	6.3
Capacidad del scoop diésel	M3	4.8
Factor de llenado	%	90%
Capacidad real de la carga del scoop	M3	4.32
Distancia del frente a cámara	M	86
Volumen real	M3	60.35
Número de viajes totales	Viajes	14
Número de viajes totales más (raspado)	Viajes	15
Tiempo promedio de ida	Min	0.97
Tiempo promedio de cuchareo	Min	0.27
Tiempo promedio de retorno	Min	1.32
Tiempo promedio de descarga	Min	0.18
Tiempo total por ciclo	Min	2.73
Velocidad promedio de ida (vacío)	Km/hr	5.34
Velocidad promedio de retorno (carga)	Km/hr	3.92
Velocidad promedio por ciclo	Km/hr	1.89

Tiempo total de limpieza por disparo	Min	41.00
Carguío al volquete		
Capacidad del volquete	M3	22
Factor de carguío	%	80%
Capacidad real del volquete	M3	17.60
Número de cucharas por volquete	Cucharas	4
Número de volquetes necesarios	Volquetes	4
Tiempo promedio de cuchareo	Min	0.22
Tiempo promedio de carguío por cuchara	Min	0.67
Tiempo total de carguío por cuchara	Min	0.88
Tiempo total de carguío por volquete	Min	3.53
Tiempo total de carguío por disparo	Min	14.13
Tiempo total limpieza y carguío por disparo	Min	55.13
	Hrs	0.92
Rendimiento del scoop (limpieza)	M3/hr	88.32
Rendimiento del scoop (carguío)	M3/hr	256.2

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.1 Sostenimiento

El sostenimiento en la RP2705 de acuerdo al estudio geomecánico y recomendación geomecánica de acuerdo a **Figura 6** se realiza con shotcrete estructural 3" con fibra de acero DRAMIX de 25kg/m³ más perno de compresión swellex 7' sistemático espaciados a 1m.

4.1.2.1.1 Sostenimiento con shotcrete

Datos para el sostenimiento con shotcrete:

- Equipo de sostenimiento: Lanzador de concreto (robot), camión hormigonero (mixer).
- Avance efectivo por disparo: 2.95m.
- Altura de la labor: 4.48m.
- Ancho de la labor: 4.86m.

- Espesor a lanzar: 3pulg
- Tiempo de sostenimiento por disparo (frente): 0.93hrs

La cantidad de shotcrete necesario para el lanzamiento de la labor se calcula en la **(Ecu. 1)**.

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

$$V_{sh} = (2 * 4.48 + 4.86) * 2.95 * 3 * 0.0254 * 1.45 = 4.51m^3$$

Tabla 35. *Cubicación del shotcrete*

Descripción	Unidad	Valor
Ancho de la labor	M	4.86
Altura de la labor	M	4.48
Avance efectivo por disparo	M	2.95
Espesor a lanzar	Pulg	3
Espesor a lanzar	M	0.08
Factor de ajuste de cubicación de shotcrete	%	45%
Volumen de shotcrete requerido	M3	4.51

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al **Anexo 10** se calcula la eficiencia de sostenimiento con lanzador de concreto (robot) y camión hormigonero (mixer) y se muestra en la **Tabla 36**.

Tabla 36. *Eficiencia de sostenimiento con robot y mixer*

Descripción	Unidad	Total
Traslado de shotcrete (mixer)		
Capacidad del mixer	M3	4
Factor de llenado	%	90%
Capacidad real de la carga del mixer	M3	3.60
Distancia de planta de concreto III a RP2705	Km	3.30
Tiempo promedio de planta de concreto III a RP2705	Min	9.57
Tiempo promedio de espera al robot y otras demoras	Min	3
Velocidad promedio del camión hormigonero	Km/hr	20.70

Número de camiones hormigoneros requeridos	Und	2
Tiempo total de planta de concreto III a RP2705	Min	25.13
Lanzador de Shotcrete (robot)		
Tiempo de lanzado de 1" (1ra capa)	Min	5.10
Tiempo de instalación de calibradores biselado 45° D/madera 3"xØ7/8"	Min	8.63
Tiempo de lanzado de 2" (tapado de calibradores)	Min	11.25
Tiempo de instalación del mixer (acomodo de mixer a robot)	Min	0.87
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras	Min	5
Tiempo total de lanzado de shotcrete	Min	30.85
Tiempo total de sostenimiento con shotcrete por disparo	Min	55.98
	Hrs	0.93
Rendimiento de lanzador de concreto (robot)	M3/hr	8.77

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.1.2 *Sostenimiento con pernos swellex*

El tiempo de fraguado desde el momento que el operador del robot pone la hora final de lanzado de acuerdo a la recomendación geomecanica es 1 hora para proceder con el sostenimiento con pernos.

Datos para el sostenimiento con pernos swellex

- Equipo de sostenimiento: Jumbo empernador Sandvik (bolter)
- Longitud de la barra: 8pies
- Eficiencia de perforación: 90%
- Perforación efectiva: 2.19m.
- Diámetro de la broca: 37mm
- Taladros perforados: 34tal
- Pernos instalados: 34
- Metros perforados: 76.26m.

- Tiempo de sostenimiento por disparo (frente): 1.08hrs

De acuerdo al **Anexo 11** se calcula la eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador (bolter) electrohidráulico y se muestra en la **Tabla 37**.

Tabla 37. *Eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador electrohidráulico (bolter)*

Descripción	Unidad	Roca tipo IV-B
		sección 4.86mx4.48m
Número de taladros perforados para sostenimiento	Und	34
Longitud efectiva de perforación (8pies)	Mts	2.19
Tiempo promedio de perforación por taladro (8pies)	Min	1.02
Longitud total perforado por sostenimiento (disparo)	Mts	74.46
Velocidad promedio de perforación por taladros	Mts/min	2.15
Tiempo promedio de cambio (perforadora a empernador)	Min	0.13
Tiempo promedio de instalación del perno (inflado)	Min	0.42
Tiempo promedio de cambio de taladro a taladro y demoras	Min	0.20
Tiempo neto de perforación para el sostenimiento	Min	34.57
Tiempo total de cambio (perforadora a empernador)	Min	4.53
Tiempo total de instalación del perno (inflado)	Min	14.17
Tiempo total de cambio de taladro a taladro y demoras	Min	6.80
Tiempo total de sostenimiento (empernado)	Min	60.07
Tiempo total instalación, desinstalación del equipo y otros	Min	5
Tiempo total de sostenimiento por disparo (empernado)	Min	75.07
	Hrs	1.08
Rendimiento del jumbo empernador electrohidráulico	Mts/hr	68.66

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Costos en operaciones de la Rampa 2705 antes del estudio

En la RP2705 se realizó recopilación de información del ciclo de minado; mediante la búsqueda de antecedente en donde se encontró reportes diarios del ciclo de minado de diferentes meses, que

nos han sido proporcionados por el responsable del área del departamento de costos CHM S.A. que a continuación detallamos, estos costos serán expresados en dólares por metro de avance (\$/m)

4.1.3.1 Costos de perforación

Los costos de perforación dependen de tres aspectos importantes; costos diarios del equipo perforadora, los costos diarios de herramientas y materiales y el tiempo empleado en la perforación (eficiencias).

De acuerdo a **Tabla 4** el costo horario del jumbo electrohidráulico establecido en CMH S.A. es 138\$/hr. Y en la **Tabla 38** se muestra el costo de perforación del frente.

Tabla 38. Costo de perforación del frente con jumbo electrohidráulico

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de perforación del frente	Hrs	3.73
Costo horario del jumbo electrohidráulico	\$/hr	138.00
Combustible (petróleo)	\$	17.52
Costo del jumbo por disparo	\$	532.61
Costo de perforación por metro lineal	\$/m	180.55

Fuente: Elaboración propia

El costo de aceros de perforación y herramientas y materiales usados en la perforación del frente se muestra en la **Tabla 39**, los costos unitarios de aceros de perforación se muestran en **Tabla 5**, y costos unitarios de materiales y herramientas en **Tabla 6**.

Tabla 39. Costo de herramientas y materiales en la perforación del frente

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Aceros de perforación						
Barra MF T38xH35xR32x12 FTS	286.23	Mts	2500	Mts	536.11	61.38
Shank adapter HLx5xT38, 7304-7585	286.23	Mts	3500	Mts	254.30	20.80

Broca B R32x45MM	273.07	Mts	200	Mts	83.12	113.49
Broca rimadora R32x102MM, S45	13.16	Mts	200	Mts	221.92	14.60
Adaptador de rimadora PIL R32	13.16	Mts	200	Mts	133.17	8.76
Herramientas y materiales						
Aceite de perforación almo	0.18	Glns	1	Gln	8.51	1.53
Tubo pvc 1 1/2"x3m (tubo de arrastre)	10	Und	1	Disp	1.28	12.80
Pintura esmalte color rojo	0.2	Glns	1	Gln	6.46	1.29
Brochas tumi de 3"	1	Und	10	Disp	4.63	0.46
Guiadores para perforación 1.5m	3	Und	150	Disp	1.54	0.03
Palana (lampa tipo cuchara)	1	Und	50	Disp	5.79	0.12
Pico minero	1	Und	50	Disp	7.56	0.15
Comba de 6 Lbs	1	Und	150	Disp	7.92	0.05
Llave Stillson de 12"	1	Und	150	Disp	11.49	0.08
Llave Francesa de 8"	1	Und	150	Disp	5.83	0.04
Barritilla de aluminio de 6'	2	Und	30	Disp	17.42	1.16
Barritilla de aluminio de 8'	2	Und	30	Disp	17.50	1.17
Barritilla de aluminio de 10'	2	Und	30	Disp	20.39	1.36
Barritilla de aluminio de 12'	2	Und	30	Disp	24.89	1.66
Barritilla de aluminio de 14'	2	Und	30	Disp	28.63	1.91
Cucharilla de fierro corrugado 6'	2	Und	30	Disp	2.58	0.17
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Tacos de arcilla 1 1/8"x12"	57	Und	1	Disp	0.50	28.50
Tubo pvc 1/2"x3m (voladura precorte)	12	Und	1	Disp	1.88	22.56
Cinta masking tape 3/4"x25m	1	Und	1	Disp	1.48	1.48
Atacador de eucalipto 1"x10'	2	Und	20	Disp	1.50	0.15
Escalera 3 m.	1	Und	150	Disp	13.21	0.09
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						297.41
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						100.82

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.2 Costos de voladura

Para el cálculo de costos del explosivo utilizado en el disparo del frente consideramos el precio unitario del explosivo y su respectivo accesorio mostrado en **Tabla 7**, y cantidad de explosivo que se requiere en **Tabla 31**.

Tabla 40. Costo de voladura por disparo del frente

Descripción	Consumo por disparo	Unidad consumo	Precio (\$)	Costo total (\$)
Semexa 45% 1-1/8"x12"	313	Und	0.59	189.39
Exsablock 1-1/8"x8"	125	Und	0.29	36.25
Exsanel 4.20m N 180	57	Und	1.25	71.25
Guia ensamblada 2.4m-carmex	2	Und	0.86	1.72
Igneter cord	0.1	Mts	1.31	0.13
Cordón detonante 5p (pentacord)	87	Mts	0.27	23.49
Costo total por disparo (\$/disp)				322.23
Costo voladura por metro lineal (\$/m)				109.23

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.3 Costos de limpieza

De acuerdo a **Tabla 4** el costo horario del scoop diésel 6.3yd³ (4.3m³) establecido en CMH S.A. es 118\$/hr. Y en la **Tabla 41** se muestra el costo de limpieza y carguío al volquete por disparo.

Tabla 41. Costo de limpieza y carguío por disparo con scoop diésel

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de limpieza y carguío por frente	Hrs	0.92
Costo horario del scoop diésel 6.3Yd3	\$/hr	118.00
Costo de combustible (petróleo)	\$	18.69
Costo del scoop (limpieza y carguío) por disparo (\$)		127.12
Costo de limpieza y carguío por metro lineal (\$/m)		43.09

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.4 Costos de sostenimiento

4.1.3.4.1 Costos de sostenimiento con shotcrete

Los costos de sostenimiento con shotcrete vía húmeda dependen de costos diarios de los equipos (robot lanzador y mixer), cantidad de metros cúbicos de concreto y los costos diarios de herramientas y materiales, se muestran en la **Tabla 42** y **Tabla 43**.

De acuerdo a **Tabla 4** los costos horarios del lanzador de concreto y mixer establecido en CMH S.A. es 102\$/hr y 60\$/hr respectivamente, y en la **Tabla 42** se muestra el costo de sostenimiento por disparo (frente).

Tabla 42. Costo de sostenimiento con robot y mixer

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de sostenimiento (mixer)	Hrs	0.42
Tiempo total de sostenimiento (robot)	Hrs	0.51
Costo horario del camión hormigonero (mixer)	\$/Hr	60
Costo horario de lanzador de concreto (robot)	\$/Hr	102
Costo combustible de mixer (petróleo)	\$	3.67
Costo combustible de robot (petróleo)	\$	3.22
Costo de robot y mixer por disparo (\$)		84.47
Costo de sostenimiento por metro lineal (\$/m)		28.63

Fuente: Elaboración propia

El costo herramientas y materiales usados en el sostenimiento con shotcrete se muestra en la **Tabla 43** y los costos unitarios de materiales y herramientas se encuentran en **Tabla 6**.

Tabla 43. *Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con shotcrete*

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Herramientas y materiales						
Shotcrete vía húmeda (mezcla)	4.51	M3	1	Disp	310	1398.10
Acelerante (L-30 PE)	54.12	Kg	1	Kg	0.86	46.54
Fibra de acero dramix	112.75	Kg	1	Kg	1.43	161.23
Calibrador biselado 45° madera 7/8"x3"	50	Und	1	Disp	0.10	5.00
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						1612.50
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						546.61

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.4.2 Costos de sostenimiento con pernos swellex

Los costos de sostenimiento con pernos de compresión dependen de costos diarios del equipo (jumbo empernadados), cantidad de pernos a usar en un disparo y los costos diarios de herramientas y materiales, se muestran en la **Tabla 44** y **Tabla 45**.

De acuerdo a **Tabla 4** el costo horario del jumbo empernadador electrohidráulico establecido en CMH S.A. es 119\$/hr. Y en la **Tabla 44** se muestra el costo de sostenimiento por disparo.

Tabla 44. *Costo de sostenimiento con jumbo empernadador (bolter)*

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de sostenimiento por disparo (empernadado)	Hrs	1.08
Costo horario del jumbo empernadador (bolter)	\$/hr	119.00
Combustible (petróleo)	\$	5.09
Costo de jumbo empernadador por disparo (\$)		134.14
Costo de sostenimiento por metro lineal (\$/m)		45.47

Fuente: Elaboración propia

El costo de aceros de perforación y herramientas y materiales usados en el sostenimiento con pernos swellex se muestra en la **Tabla 45**.

Los costos unitarios de aceros de perforación se muestran en **Tabla 5**, y costos unitarios de materiales y herramientas en **Tabla 6**.

Tabla 45. *Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con pernos swellex*

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Aceros de perforación						
Barra R32-H28-R28x8' (bolter)	76.26	Mts	2500	Mts	273.05	8.33
Shank adapter hembra (bolter)	76.26	Mts	3500	Mts	302.66	6.59
Broca B R28 X 37MM	76.26	Mts	200	Mts	72.09	27.49
Herramientas y materiales						
Aceite de perforación almo	0.11	Glns	1	Gln	8.51	0.94
Pintura esmalte color rojo	0.1	Glns	1	Glns	6.46	0.65
Brochas tumi de 3"	1	Und	10	Disp	4.63	0.46
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Perno de anclaje swellex 28mmx7'	34	Und	1	Disp	9.56	325.04
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						370.12
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						125.46

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.5 Costos de mano de obra

En el costo de mano de obra se considera a todo el personal involucrado en las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la RP2705 y esta expresado en dólares por metro de avance (\$/m), de acuerdo a **Tabla 3** se calcula el costo de mano de obra en la RP2705.

Tabla 46. Costo total de mano de obra

Operaciones	Descripción	Horas por labor	Und	Incidencia %	Costo \$	Total \$
Perforación	Operador de jumbo	3.73	h/h	33.22%	52.06	16.89
Voladura	Maestro de operaciones	11.50	h/h	100%	35.05	35.05
	Ayudante de operaciones	11.50	h/h	100%	32.47	32.47
Limpieza y carguío	Operador de scoop	0.92	h/h	8.00%	44.33	3.55
Sostenimiento	Operador de mixer	0.42	h/h	3.64%	44.33	1.61
	Operador de robot	0.51	h/h	4.47%	52.06	2.33
	Ayudante de robot	0.51	h/h	4.47%	32.47	1.45
	Operador de bolter	1.08	h/h	9.39%	52.06	4.89
Servicios	Bodeguero	0.42	h/h	3.62%	32.47	1.18
Supervisión	Jefe de guardia	0.5	h/h	4.35%	128.86	5.60
	Capataz/Supervisor	1	h/h	8.70%	59.28	5.15
Costo total de mano de obra por disparo (\$)						110.17
Costo de mano de obra por metro lineal (\$/m)						37.35

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.6 Costo de seguridad

En los costos de seguridad, se considera a todos los equipos de protección personal (EPPs) utilizadas en cada una de las operaciones por el personal correspondiente, de acuerdo a **Tabla 8** se calcula el costo implementos de seguridad en la RP2705.

Tabla 47. Costo de implementos de seguridad

Descripción	Und	Cantidad guardia	Vida útil	Und vida útil	Precio \$	Costo total \$
Bota de jebe punta de acero	Par	12	180	Disp	18.02	1.20
Chaleco de malla amarillo c/cinta reflectiva	Und	12	60	Disp	5.41	1.08
Short amarillo limón con cinta reflectiva	Und	12	60	Disp	4.83	0.97
Casco jockey con portalámpara azul	Und	12	365	Disp	9.05	0.30

Barbiquejo	Und	12	60	Disp	0.60	0.12
Respirador	Und	12	180	Disp	18.12	1.21
Filtro	Par	12	7	Disp	3.36	5.76
Cartucho	Par	12	30	Disp	4.35	1.74
Retenedor	Par	12	180	Disp	2.31	0.15
Guantes de Cuero	Par	5	7	Disp	3.04	2.17
Guantes de Neopreno	Par	7	7	Disp	7.14	7.14
Correa Portalámpara	Und	12	365	Disp	3.33	0.11
Tapón de oído	Par	5	30	Disp	0.33	0.06
Protector auricular (orejeras)	Par	7	365	Disp	8.80	0.17
Camisa + pantalón	Und	12	180	Disp	30.43	2.03
Lámpara minera	Und	12	365	Disp	78.98	2.60
Anteojo	Und	12	120	Disp	4.08	0.41
Tafilete	Und	12	365	Disp	3.24	0.11
Costo total de implementos de seguridad por disparo (\$)						27.31
Costo de implementos de seguridad por metro lineal (\$/m)						9.26

Fuente: Elaboración propia

En la **Tabla 48** y **Tabla 49** se muestra el resumen de tiempo y los costos de cada una de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la RP2705.

Tabla 48. *Resumen de tiempos de operaciones unitarias*

Descripción	Unidad	Total
Tiempo de regado y desate	Hrs	0.50
Tiempo de limpieza (sin carguío)	Hrs	0.68
Tiempo de sostenimiento (lanzamiento de shotcrete)	Hrs	0.51
Tiempo de fraguado	Hrs	1.00
Tiempo total de perforación	Hrs	3.73
Tiempo de sostenimiento (empernado)	Hrs	1.08
Tiempo de carguío del frente	Hrs	1.00
Tiempo de ventilación	Hrs	0.50

Otros tiempos dentro del ciclo de minado	Hrs	0.5
Tiempo de almuerzo-refrigerio	Hrs	1.00
Tiempo total del ciclo de minado		10.51hrs/guardia

Fuente: Elaboración propia

Tabla 49. Resumen de costo de operaciones unitarias con la malla de la **Figura 25**

Operaciones unitarias	Descripción	Total
Perforación	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costo del jumbo electrohidráulico	180.55\$/m
	Costo de herramientas y materiales	100.82\$/m
	Costo total de perforación	281.36\$/m
Voladura	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costo de voladura	109.23\$/m
	Costo total de voladura	109.23\$/m
Limpieza y carguío	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costos de scoop (limpieza y carguío)	43.09\$/m
	Costo total de limpieza y carguío	43.09\$/m
Sostenimiento	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costos de mixer y robot (lanzado)	28.63\$/m
	Costos de jumbo empernador	45.47\$/m
	Costo de herramientas y materiales	672.08\$/m
	Costo total de sostenimiento	746.18\$/m
Mano de obra	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costos de mano de obra	37.35\$/m
	Costo total de mano de obra	37.35\$/m
Seguridad	Avance efectivo por disparo	2.95m
	Costos de implementos de seguridad	9.26\$/m
	Costo total de seguridad	9.26\$/m
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE		1226.47\$/m

Fuente: Elaboración propia

4.1.4 Estudio de la evaluación geomecánica zona Norte – Balcón – Nv. 1865 – RP2705

Para el análisis del macizo rocoso en la RP2705, perteneciente a la Mina Balcón, se desarrolló mediante la clasificación de Bieniawski (RMR – Clasificación del Macizo Rocosó – 1989), donde se determinó mediante mapeos geomecánicos a cada tramo de avance por voladura en una longitud aproximadamente de 100 metros, donde se consideran seis parámetros: Resistencia a la compresión simple del material rocoso, RQD, espaciamiento de juntas, naturaleza de las juntas, presencia de agua y orientación de las discontinuidades.

Los resultados del análisis nos sirven para evaluar la calidad del macizo rocoso de la roca alterada o intacta y los parámetros geomecánicos del macizo rocoso para diseñar la malla de perforación, tipo de explosivo y el tipo de sostenimiento en la RP2705.

El tipo de roca predominante en la RP2705 es granodiorita donde presenta alteraciones con presencia de fallas con una densidad promedio de 2.7ton/m^3 , cuyas propiedades geomecánicas son las siguientes:

4.1.4.1 Determinación de Rock Mass Rating (RMR) de la Rampa 2705

4.1.4.1.1 Resistencia a la compresión simple

La resistencia a la compresión simple de la roca se determinó con el martillo Schmidt, con el martillo geológico y cortaplumas: la muestra se rompe con un golpe de martillo geológico, por lo tanto la resistencia del fragmento según la **Tabla 9** es moderadamente resistente y se estima entre 25 – 50 MPa.

Resistencia a la compresión: 25 – 50 MPa (comparado con los resultados de laboratorio)

Valoración de acuerdo a **Tabla 12**: 4

4.1.4.1.2 Resistencia a la tracción

La resistencia a la tracción de acuerdo a los resultados de laboratorio tiene valores correspondientes de roca media a blanda de 5.87 – 12.35MPa.

4.1.4.1.3 Índice de la calidad de la roca RQD

En una longitud de 100 m. lineales se identificaron 2650 discontinuidades, por lo tanto calculamos RQD en la **(Ecu. 8)** y **(Ecu. 7)**.

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de discontinuidades}}$$

$$\lambda = \frac{2750}{100} = 27.5 \text{ disc/m}$$

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1)$$

$$RQD = 100e^{-0.1*27.5}(0.1 * 27.5 + 1) = 23.97\%$$

Valoración de acuerdo a **Tabla 12: 3**

4.1.4.1.4 Espaciamiento de discontinuidades

El espaciamiento de discontinuidades es muy fracturado entre 0.06 – 0.2m

Valoración de acuerdo a **Tabla 12: 8**

4.1.4.1.5 Condiciones de discontinuidades

- Grado de alteración: muy alterada
- Persistencia: 3 – 10m
- Rugosidad de planos de fractura: ligeramente rugoso
- Abertura: 0.1 – 1mm
- Relleno de discontinuidades: blanda <5mm

Valoración de acuerdo a **Tabla 13: 2 + 2 + 3 + 4 + 1 = 12**

4.1.4.1.6 Aguas subterráneas

La zona presenta goteo constante en la mayoría de los tramos analizados

Valoración de acuerdo a **Tabla 12**: 4

4.1.4.1.7 Orientaciones de fracturas

Presenta dos familias de fracturas que son perpendiculares al eje de la excavación en avance

De acuerdo a **Tabla 14**: -2

Como resultado del mapeo geomecánico realizado en la RP2705 es la sumatoria de los valores obtenidos:

$$\text{RMR} = 4 + 3 + 8 + 12 + 4 - 2 = 29$$

Según la **Tabla 15** (RMR = 29), pertenece a la clase IV con una calidad de roca mala ubicado en el rango de 21 – 40

4.1.4.2 Determinación de calidad de la masa rocosa (*Q de Barton*)

Par determinamos el índice de calidad Q, se tiene los siguientes datos obtenidos de la **Tabla 17**, **Tabla 18**, **Tabla 19**, **Tabla 20** y **Tabla 21**

- Jn (N° de familias de juntas): Dos familias y algunas juntas ocasionales (6)
- Jr (N° de rugosidad es de juntas): Junta rugosa o irregular ondulada (3)
- Ja (N° Alteración de las juntas): Alteraciones arcillosas (3)
- Jw (Reducción de agua en las juntas): Afluencia media con lavado de algunas juntas (0.66)
- SRF (Factor de reducción de esfuerzo): Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (2.5)
- RQD (Índice de la calidad de la roca): 23.97%

En la (**Ecu. 9**).

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

$$Q = \frac{23.97}{6} * \frac{3}{3} * \frac{0.66}{2.5} = 1.1$$

Según la **Tabla 23** ($Q = 1.1$), pertenece a tipo de macizo rocoso; roca mala, ubicado en el rango de 1 – 4

4.1.4.2.1 Determinación del Índice G.S.I. (Geological Strength Index)

En la (**Ecu. 11**).

$$GSI = RMR89 - 5$$

$$GSI = 29 - 5 = 24$$

Por lo tanto con $RQD = 23.97\%$ y con más de 20 fracturas por metro de acuerdo a **Figura 11** la roca es intensamente fracturada (IF) y con condiciones superficiales regular, mala y muy mala.

Tabla 50. Caracterización geomecánica del macizo rocoso RP2705

VALORACION DEL MACIZO ROCOS (R.M.R.)									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						VALORACIÓN		
RESIST. COMP. SIMPLE (Mpa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1	4
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			2	3
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)			3	8
CONDICIÓN DE JUNTAS	Alteracion	Sana (6)	Lig. alterada (5)	Med. alterada (3)	Muy. alterada (2)	Descompuesta (0)		4A	2
	Persistencia	<1m long. (6)	1-3m long. (4)	3-10 m. (2)	10-20m. (1)	>20 m. (0)		4B	2
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de faja (0)		4C	3
	Abertura	Nada (6)	<0.1mm abert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5mm. (1)	>5mm. (0)		4D	4
	Relleno	Ninguno (6)	Duro <5mm (4)	Duro >5mm (2)	Blanda <5mm (1)	Suave >5mm. (0)		4E	1
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Lig. Húmedo (10)	Húmedo (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5	4
FACTOR AJUSTE Túneles	Muy favorable (0)	Favorable (-2)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy desfavorable (-12)			6	-2
VALOR TOTAL DEL RMR (Suma de valoración 1 a 6)									29
CLASE DEL MACIZO ROCOSO									
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0				
CLASE Nº	I	II	III	IV	V				
DESCRIPCIÓN	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala				

Fuente: Área del departamento de geomecánica CMH S.A.

4.1.4.3 Sostenimiento en la Rampa 2705

De acuerdo al estudio geomecánico realizado el tiempo de autoaporte es 8 horas como máximo, el sostenimiento de acuerdo a la **Figura 6** y recomendación geomecánica nos indica

sostenimiento con shotcrete estructural 2” (F/25-30kg) más perno de compresión swellex 7’ espaciados 1 a 1.2m y de requerir más 1” de shotcrete estructural.

4.1.5 Diseño de la malla de perforación con modelo matemático de Calvin J. Konya

El diseño de la malla de perforación debe basarse en un modelo matemático y en una evaluación previa del macizo rocoso que se desea fragmentar, y debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de la malla de perforación ideal, los cuales son modificados en base a la realidad operativa cuando sea necesario para compensar las condiciones geológicas del macizo rocoso.

4.1.5.1 Cálculos para las dimensiones del corte en paralelo

4.1.5.1.1 Diámetro equivalente (D_H)

Para poder conseguir un avance esperado hasta un 95% de la profundidad de los taladros (barras de 12pies y 14pies) se considera 4 taladros de alivio de 102mm de diámetro, calculamos el diámetro equivalente utilizando la **(Ecu. 16)**.

$$D_H = D_h \sqrt{N}$$

$$D_H = 102\sqrt{4} = 204mm$$

4.1.5.1.2 Profundidad del taladro (H)

La profundidad de los taladros que pueden romper hasta 95% o más dependen directamente del tamaño de diámetro del taladro vacío, calculamos con la ecuación **(Ecu. 17)**.

$$H = \frac{D_H + 16.51}{41.67}$$

$$H = \frac{204 + 16.51}{41.67} = 5.29m$$

4.1.5.1.3 Profundidad de avance esperada (L)

Calculamos el avance esperado en la **(Ecu. 18)**.

$$L = 0.95H$$

$$L = 0.95 * 5.29 = 5.03m$$

4.1.5.1.4 Número de taladros por frente

Según la evaluación geomecánica del macizo rocoso, la dureza de la roca es suave o blanda, entonces de acuerdo a la **Tabla 26** se tiene:

$$S: 0.70m - 0.75m = 0.725m.$$

c: 1m.

Determinamos el número de taladros en la **(Ecu. 14)** y **(Ecu. 15)**.

$$A = 4.50 * 4.20 * 0.93 = 17.58m^2$$

$$P = 4\sqrt{A}$$

$$P = 4 * \sqrt{17.58} = 16.77m$$

$$N^{\circ}tal = \frac{16.77}{0.725} + 1 * 17.58 = 40.7 \frac{tal}{disp} = 41 \frac{tal}{disp}$$

Este cálculo nos indica que el máximo número de taladros por disparo debe ser 41tal/disp, esta cantidad puede ser disminuida si las condiciones del macizo rocoso lo permiten (tipo de roca)

De acuerdo a la **Tabla 27** calculamos el burden, distancia desde el centro hasta los taladros del corte, espaciamiento entre taladros de corte y tacos en cada una de las secciones.

SECCIÓN N°	1	2	3	4
B	$1.5D_H$	$B_1\sqrt{2}$	$1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$
R	B_1	$1.5B_2$	$1.5B_3$	$1.5B_4$
Sc	$B_1\sqrt{2}$	$1.5B_2\sqrt{2}$	$1.5B_3\sqrt{2}$	$1.5B_4\sqrt{2}$
T	B_1	$0.5B_2$	$0.5B_3$	$0.5B_4$
Revisar	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$	$Sc \geq \sqrt{L}$

4.1.5.1.5 Cálculo de burden por secciones.

De acuerdo a la **Tabla 27** se calcula los burden para las 4 secciones.

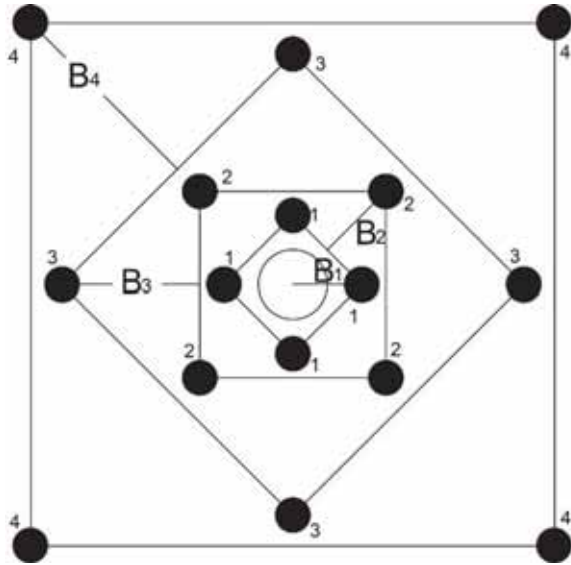


Figura 26. Dimensiones del burden para las 4 secciones
Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 207)

a. Burden para la primera sección:

$$B_1 = 1.5D_H$$

$$B_1 = 1.5 * 204 = 265.5mm = 0.31m$$

b. Burden para la segunda sección:

$$B_2 = B_1\sqrt{2}$$

$$B_2 = 0.31 * \sqrt{2} = 0.44m$$

c. Burden para la tercera sección:

$$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$$

$$B_3 = 1.5 * 0.44 * \sqrt{2} = 0.93m$$

d. Burden para la cuarta sección:

$$B_4 = 1.5B_3\sqrt{2}$$

$$B_4 = 1.5 * 0.93 * \sqrt{2} = 1.97m$$

4.1.5.1.6 Cálculo de radios por secciones.

De acuerdo a la **Tabla 27** se calcula las distancias o radios desde el centro exacto del corte hasta los taladros del corte para las 4 secciones.

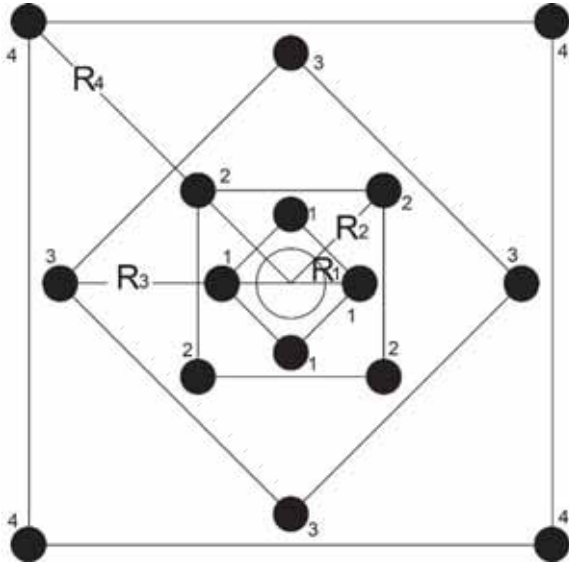


Figura 27. Dimensiones de los radios para las 4 secciones
Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 207)

a. Radio para la primera sección:

$$R_1 = B_1$$

$$R_1 = 0.31m$$

b. Radio para la segunda sección:

$$R_2 = 1.5B_2$$

$$R_2 = 1.5 * 0.44 = 0.66m$$

c. Radio para la tercera sección:

$$R_3 = 1.5B_3$$

$$R_3 = 1.5 * 0.93 = 1.40m$$

d. Radio para la cuarta sección:

$$R_4 = 1.5B_4$$

$$R_4 = 1.5 * 1.97 = 2.96m$$

4.1.5.1.7 *Calculo de espaciamiento entre taladros por secciones.*

De acuerdo a la **Tabla 27** se calcula los espaciamientos entre taladros dentro de la sección del corte para las 4 secciones.

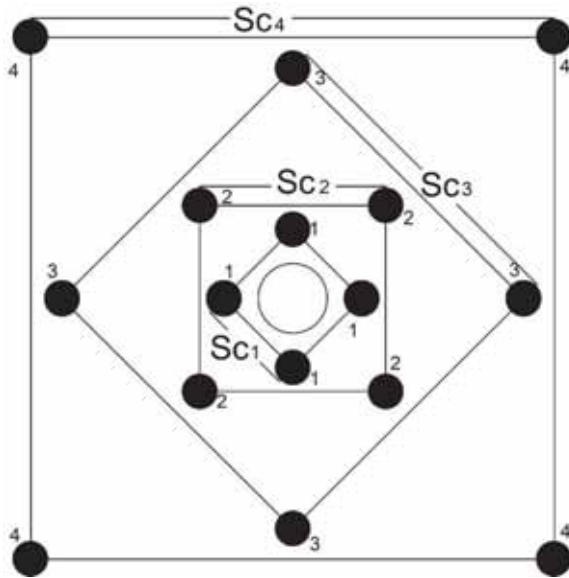


Figura 28. Dimensiones de los espaciamientos entre taladros para las 4 secciones
Fuente: Manual de voladura Konya (J. Konya, 2010, pág. 208)

a. **Espaciamiento entre taladros para la primera sección:**

$$Sc_1 = B_1\sqrt{2}$$

$$Sc_1 = 0.31 * \sqrt{2} = 0.44m$$

b. **Espaciamiento entre taladros para la segunda sección:**

$$Sc_2 = 1.5B_2\sqrt{2}$$

$$Sc_2 = 1.5 * 0.44 * \sqrt{2} = 0.93m$$

c. **Espaciamiento entre taladros para la tercera sección:**

$$Sc_3 = 1.5B_3\sqrt{2}$$

$$Sc_3 = 1.5 * 0.93 * \sqrt{2} = 1.97m$$

d. Espaciamiento entre taladros para la cuarta sección:

$$Sc_4 = 1.5B_4\sqrt{2}$$

$$Sc_4 = 1.5 * 1.97 * \sqrt{2} = 4.18m$$

4.1.5.1.8 Calculo de tacos por secciones.

De acuerdo a la **Tabla 27** se calcula el taco para cada sección del corte para las 4 secciones.

a. Taco para la primera sección:

$$T_1 = B_1$$

$$T_1 = 0.31m$$

b. Taco para la segunda sección:

$$T_2 = 0.5B_2$$

$$T_2 = 0.5 * 0.44 = 0.22m$$

c. Taco para la tercera sección:

$$T_3 = 0.5B_3$$

$$T_3 = 0.5 * 0.93 = 0.47m$$

d. Taco para la cuarta sección:

$$T_4 = 0.5B_4$$

$$T_4 = 0.5 * 1.97 = 99m$$

4.1.5.1.9 Burden, espaciamento y taco para taladros auxiliares

Para el cálculo de burden y espaciamento de los taladros auxiliares o ayudas se requiere las características de los explosivos a utilizar, en la **Figura 29** se muestra las características de los explosivos usados en la voladura.

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

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

** Calculadas con programa de simulación TERMODET.

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

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

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

** Calculadas con programa de simulación TERMODET.

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

Figura 29. Especificaciones técnicas de los explosivos (semexsa y exsablock)

Fuente: Exsa

De acuerdo a la **Figura 29** se tiene los datos del explosivo semexsa:

- Densidad del explosivo semexsa 45%: 1.08gr/cm³
- Densidad de la roca: 2.7gr/cm³
- Diámetro del explosivo: 1-1/8pulg = 28.575mm

Calculamos el burden, espaciamento y taco en la **(Ecu. 21)**, **(Ecu. 22)** y **(Ecu. 23)** respectivamente.

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) d_e$$

$$B = 0.012 \left(\frac{2 * 1.08}{2.7} + 1.5 \right) * 28.575 = 0.79m$$

$$Sc = 1.1B$$

$$Sc = 1.1 * 0.79 = 0.87m$$

$$T = 0.5B$$

$$T = 0.5 * 0.79 = 0.40m$$

4.1.5.1.10 Burden, espaciamento y taco para taladros de piso o arrastre

De acuerdo a la **Figura 29** se tiene los datos del explosivo semexsa:

- Densidad del explosivo semexsa 45%: 1.08gr/cm^3
- Densidad de la roca: 2.7gr/cm^3
- Diámetro del explosivo: $1-1/8\text{pulg} = 28.575\text{mm}$

Calculamos el burden, espaciamento y taco en la **(Ecu. 24)**, **(Ecu. 25)** y **(Ecu. 26)** respectivamente.

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) d_e$$

$$B = 0.012 \left(\frac{2 * 1.08}{2.7} + 1.5 \right) * 28.575 = 0.79\text{m}$$

$$Sc = 1.1B$$

$$Sc = 1.1 * 0.79 = 0.87\text{m}$$

$$T = 0.2B$$

$$T = 0.2 * 0.79 = 0.16\text{m}$$

4.1.5.1.11 Burden, espaciamento y taco para taladros de contorno (cuadradores)

De acuerdo a la **Figura 29** se tiene los datos del explosivo semexsa:

- Densidad del explosivo exsablock: 0.8gr/cm^3
- Densidad de la roca: 2.7gr/cm^3
- Diámetro del explosivo: $1-1/8\text{pulg} = 28.575\text{mm}$

Calculamos el burden, espaciamento y taco en la **(Ecu. 27)**, **(Ecu. 28)** y **(Ecu. 29)** respectivamente.

$$B = 0.012 \left(\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) d_e$$

$$B = 0.012 \left(\frac{2 * 0.80}{2.7} + 1.5 \right) * 28.575 = 0.72m$$

$$Sc = 1.1B$$

$$Sc = 1.1 * 0.79 = 0.0.79m \text{ (cuadrador)}$$

$$T = B$$

$$T = 0.79 = 0.72m$$

4.1.5.1.12 *Calculo de parámetros que intervienen en una voladura controlada*

Según las características del macizo rocoso en la RP2705 (MALA IV-B) con RMR=29 mostrada anteriormente, la voladura a realizarse será voladura controlada precorte para lo cual se debe realizar la selección adecuada del explosivo a utilizar en los taladros de contorno (taladros de precorte).

De acuerdo a la evaluación geomecanica del macizo rocoso y de acuerdo a la **Figura 29** se tiene los siguientes datos:

Datos de la roca granodiorita:

- Esfuerzo a la compresión: 25 – 50MPa
- Esfuerzo a la tracción: 5.87 – 12.35MPa
- Diámetro del taladro de precorte: 45mm
- Radio del taladro: 2.25cm = 22.5mm

Datos del explosivo:

- Tipo de explosivo: Exsablock (1-1/8"x8") y exsablock (7/8"x7")
- Densidad: 0.8gr/cm³
- Velocidad de detonación: 2800m/s
- Radio del explosivo exsablock (1-1/8"x8"): 1.42875cm
- Radio del explosivo exsablock (7/8"x7"): 1.11125cm

Los espaciadores serán de igual longitud que los cartuchos por lo tanto $C = 0.5$

a. Cálculo presión de taladro para la selección del explosivo

Se sabe que la presión del taladro es la que actúa directamente en las paredes de ésta y por ello la selección del explosivo adecuado está directamente relacionada a dicha presión.

Calculamos la presión del taladro para exsablock (1-1/8"x8") en la **(Ecu. 34)**.

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$P_t = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3}}{8} = 784MPa$$

$$784MPa > 25 - 50MPa$$

Desacoplando el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo y calculamos en la **(Ecu. 35)**.

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * (r_e/r_t)^{2.6}}{8}$$

$$P_t = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3} * (1.42875/2.25)^{2.6}}{8} = 241.73MPa$$

$$241.73MPa > 25 - 50MPa$$

Para que la presión dentro del taladro disminuya más, colocamos espaciadores al taladro desacoplado de la misma longitud y cordón detonante en forma axial al taladro, y calculamos en la **(Ecu. 36)**.

$$P_t = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * ((r_e/r_t) * \sqrt{C})^{2.6}}{8}$$

$$P_t = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3} * ((1.42875/2.25) * \sqrt{0.5})^{2.6}}{8} = 97.77MPa$$

$$97.77MPa > 25 - 50MPa$$

El espaciamiento obtenido entre taladros de precorte sería de:

Calculamos en la **(Ecu. 37)**.

$$S \leq \frac{16 * r_t * (Pt + T) * 10^{-3}}{T}$$

$$S = \frac{16 * 22.5 * (97.77 + 9.11) * 10^{-3}}{9.11} = 42.23cm$$

Calculamos la presión del taladro para exsablock (7/8"x7") en la **(Ecu. 34)**.

$$Pt = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3}}{8}$$

$$Pt = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3}}{8} = 784MPa$$

$$784MPa > 25 - 50MPa$$

Desacoplado el taladro esta presión disminuye en relación a los radios de taladro y explosivo y calculamos en la **(Ecu. 35)**.

$$Pt = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * (r_e/r_t)^{2.6}}{8}$$

$$Pt = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3} * (1.11125/2.25)^{2.6}}{8} = 125.24MPa$$

$$125.24MPa > 25 - 50MPa$$

Colocamos espaciadores al taladro desacoplado de la misma longitud y cordón detonante en forma axial al taladro, y calculamos en la **(Ecu. 36)**.

$$Pt = \frac{\rho_e * VD^2 * 10^{-3} * ((r_e/r_t) * \sqrt{C})^{2.6}}{8}$$

$$Pt = \frac{0.80 * 2800^2 * 10^{-3} * ((1.11125/2.25) * \sqrt{0.5})^{2.6}}{8} = 50.86MPa$$

$$50.86MPa > 25 - 50MPa$$

Calculamos el espaciamiento entre taladros de precorte en la **(Ecu. 37)**.

$$S \leq \frac{16 * r_t * (Pt + T) * 10^{-3}}{T}$$

$$S = \frac{16 * 22.5 * (50.86 + 9.11) * 10^{-3}}{9.11} = 23.70cm$$

Para una roca con 25 – 50MPa de esfuerzo a la compresión y 5.87 – 12.35MPa de esfuerzo a la tracción se utilizara explosivo exsablock (7/8"x7") con espaciadores de igual longitud que los cartuchos y el espaciamiento entre taladros de 23.70cm en todo el contorno.

b. Calculo del burden:

El burden para los taladros de contorno (taladros de precorte) se calcula en la **(Ecu. 38)**

$$\frac{B}{S} = 1.5 \text{ a } 1$$

$$B = 1.5 * 23.70 = 35.55cm$$

c. Calculo de número de taladros de precorte

Los taladros de precorte serán perforados en todo el contorno de gradiente a gradiente espaciados a 0.24m.

$$N^{\circ}talPrec = \frac{Perimetro \ de \ la \ labor - (Ancho \ de \ labor + 2 * gradiente)}{S} + 1$$

$$N^{\circ}talPrec = \frac{15.98 - (4.5 + 2 * 1)}{0.24} + 1 = 40.5 = 41tal$$

En la **Tabla 51** se muestra el resumen de las dimensiones del corte en paralelo

Tabla 51. Resumen de las dimensiones del diseño

Descripción	Símbolo	Unidad	Valor
Número de taladros de alivio		Und	4
Diámetro de taladro de alivio	Dh	mm	102
Diámetro equivalente (alivio)	DH	mm	204
Profundidad del taladro	H	m	5.29
Profundidad de avance esperada	L	m	5.03

Número de taladros producción (-9)		Nºtal	Und	34
Número de taladros precorte		Nºtal	Und	41
Número total de taladros perforados		Nºtal	Und	75
Primera sección	Burden	B	m	0.31
	Radio	R	m	0.31
	Espaciamiento	Sc	m	0.44
	Taco	T	m	0.31
Segunda sección	Burden	B	m	0.44
	Radio	R	m	0.66
	Espaciamiento	Sc	m	0.93
	Taco	T	m	0.22
Tercera sección	Burden	B	m	0.93
	Radio	R	m	1.40
	Espaciamiento	Sc	m	1.97
	Taco	T	m	0.47
Cuarta sección	Burden	B	m	1.97
	Radio	R	m	2.96
	Espaciamiento	Sc	m	4.18
	Taco	T	m	0.99
Taladros auxiliares (tajeo)	Burden	B	m	0.79
	Espaciamiento	Sc	m	0.87
	Taco	T	m	0.40
Taladros de arrastre	Burden	B	m	0.79
	Espaciamiento	Sc	m	0.87
	Taco	T	m	0.16
Taladros de contorno (cuadradores)	Burden	B	m	0.72
	Espaciamiento	Sc	m	0.79
	Taco	T	m	0.72
Taladros de precorte	Burden	B	m	0.36
	Espaciamiento	Sc	m	0.24

Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Sobrerotura con la malla propuesta en la Rampa 2705

Después de la evaluación geomecánica y la aplicación de la malla propuesta con el diseño del modelo matemático de Calvin J. Konya se hizo un control de 30 disparos en la RP2705 para poder verificar y calcular el porcentaje de sobrerotura, que se muestra en la **Tabla 52**.

Tabla 52. *Porcentaje de sobrerotura en la RP2705 con la malla propuesta*

N° disp	Ancho (m)	Altura (m)	Avance (m)	Rotura real (m3)	Rotura diseño (m3)	Sobrerotura %
1	4.71	4.30	3.10	58.99	55.05	7.16%
2	4.66	4.32	3.09	58.45	54.87	6.51%
3	4.69	4.30	3.24	61.39	57.54	6.70%
4	4.65	4.32	3.18	60.02	56.47	6.29%
5	4.74	4.31	3.25	62.38	57.71	8.09%
6	4.71	4.31	3.18	60.65	56.47	7.41%
7	4.67	4.31	3.20	60.52	56.83	6.50%
8	4.70	4.30	3.18	60.38	56.47	6.93%
9	4.72	4.33	3.22	61.83	57.18	8.14%
10	4.71	4.30	3.27	62.23	58.07	7.16%
11	4.64	4.32	3.16	59.51	56.12	6.06%
12	4.73	4.31	3.21	61.49	57.00	7.86%
13	4.63	4.30	3.18	59.49	56.47	5.34%
14	4.66	4.29	3.05	57.29	54.16	5.77%
15	4.70	4.35	3.19	61.28	56.65	8.17%
16	4.73	4.31	3.25	62.25	57.71	7.86%
17	4.66	4.32	3.17	59.96	56.29	6.51%
18	4.71	4.34	3.19	61.27	56.65	8.16%
19	4.63	4.33	3.27	61.60	58.07	6.07%
20	4.71	4.31	3.21	61.23	57.00	7.41%
21	4.68	4.30	3.25	61.45	57.71	6.48%
22	4.69	4.32	3.19	60.73	56.65	7.20%

23	4.62	4.31	3.22	60.24	57.18	5.36%
24	4.72	4.33	3.21	61.64	57.00	8.14%
25	4.68	4.31	3.22	61.03	57.18	6.72%
26	4.60	4.32	3.20	59.75	56.83	5.14%
27	4.70	4.30	3.25	61.71	57.71	6.93%
28	4.64	4.32	3.21	60.46	57.00	6.06%
29	4.61	4.31	3.26	60.86	57.89	5.13%
30	4.68	4.30	3.22	60.88	57.18	6.48%
Promedio	4.68	4.31	3.20	60.70	56.84	6.79%
Total (avance y rotura)			96.02	1820.96		

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

4.1.2 Ciclo de minado de la Rampa 2705 con la propuesta de la mejora de los parámetros de voladura

Para verificar los criterios de aceptación de los parámetros de la malla de perforación y voladura, se realizaron pruebas de campo (RP2705) en base a los parámetros establecidos anteriormente, los cuales nos ayudaron a establecer un diseño de la malla de perforación (diseño de la malla de perforación propuesta), estas pruebas consistieron en realizar el proceso de perforación y voladura haciendo un seguimiento y control adecuado de acuerdo a parámetros calculados mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya.

A continuación se detallan las eficiencias de los equipos en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado generadas con el diseño de la malla de perforación propuesta.

4.1.2.1 Perforación

En la **Tabla 53** se presenta valores calculados teóricamente y los valores reales en el campo, los cuales se fueron ajustando de acuerdo a las condiciones del terreno para poder conseguir un

mejor resultado con la malla de perforación propuesta y poder estandarizar esta malla para el tipo de macizo rocoso que presentan las labores de la zona Norte – Mina Balcón (RP2705).

Tabla 53. Resumen de las dimensiones teórica y real con la malla propuesta

Descripción	Símbolo	Unidad	Valor		
			Teórico	Real	
Número de taladros producción (-7)	Nºtal	und	34	33	
Número de taladros precorte	Nºtal	und	41	31	
Número total de taladros perforados	Nºtal	und	75	64	
Número total de taladros cargados	Nºtal	und	54	48	
Número de taladros de alivio		und	4	4	
Longitud de la barra	H	m	3.66	3.66	
Eficiencia de perforación	Eff-perf	%	95%	93%	
Perforación efectiva (avance esperada)	L	m	3.47	3.40	
Avance efectivo por disparo	Av.	m	3.40	3.22	
Primera sección	Burden	B	m	0.31	0.32
	Radio	R	m	0.31	0.32
	Espaciamiento	Sc	m	0.44	0.55
	Taco	T	m	0.31	0.20
Segunda sección	Burden	B	m	0.44	0.33
	Radio	R	m	0.66	0.61
	Espaciamiento	Sc	m	0.93	0.89
	Taco	T	m	0.22	0.25
Tercera sección	Burden	B	m	0.93	0.62
	Radio	R	m	1.40	1.06
	Espaciamiento	Sc	m	1.97	1.50
	Taco	T	m	0.47	0.25
Taladros auxiliares (tajeo)	Burden	B	m	0.79	0.91
	Espaciamiento	Sc	m	0.87	1.13
	Taco	T	m	0.4	1.20
Taladros de arrastre	Burden	B	m	0.79	0.64

	Espaciamiento	Sc	m	0.87	1.13
	Taco	T	m	0.16	0.25
Taladros de contorno (cuadradores)	Burden	B	m	0.79	0.59
	Espaciamiento	Sc	m	0.87	0.88
	Taco	T	m	0.79	1.50
Taladros de precorte	Burden	B	m	0.36	0.40
	Espaciamiento	Sc	m	0.24	0.25

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.1.1 Malla de perforación propuesta

De acuerdo a los parámetros de perforación real, tipo de roca y el tipo de explosivo a utilizar se diseñó dos mallas de perforación estándar para el tipo de roca IV Mala B, (RMR 21 – 25 y RMR 26 – 30), realizando ajustes para mantener la simetría y correcta distribución de los taladros en el frente.

Es necesario e importante el pintado correcto de la malla de perforación y voladura para mantener la simetría de los parámetros establecidos, para lo cual se estableció el pintado de malla para sección de 4.5mx4.2m que se muestra en la **Figura 30**.

El RMR = 29 se encuentra en el rango de RMR 26 – 30, la malla para este rango de RMR se muestra en la **Figura 31**.

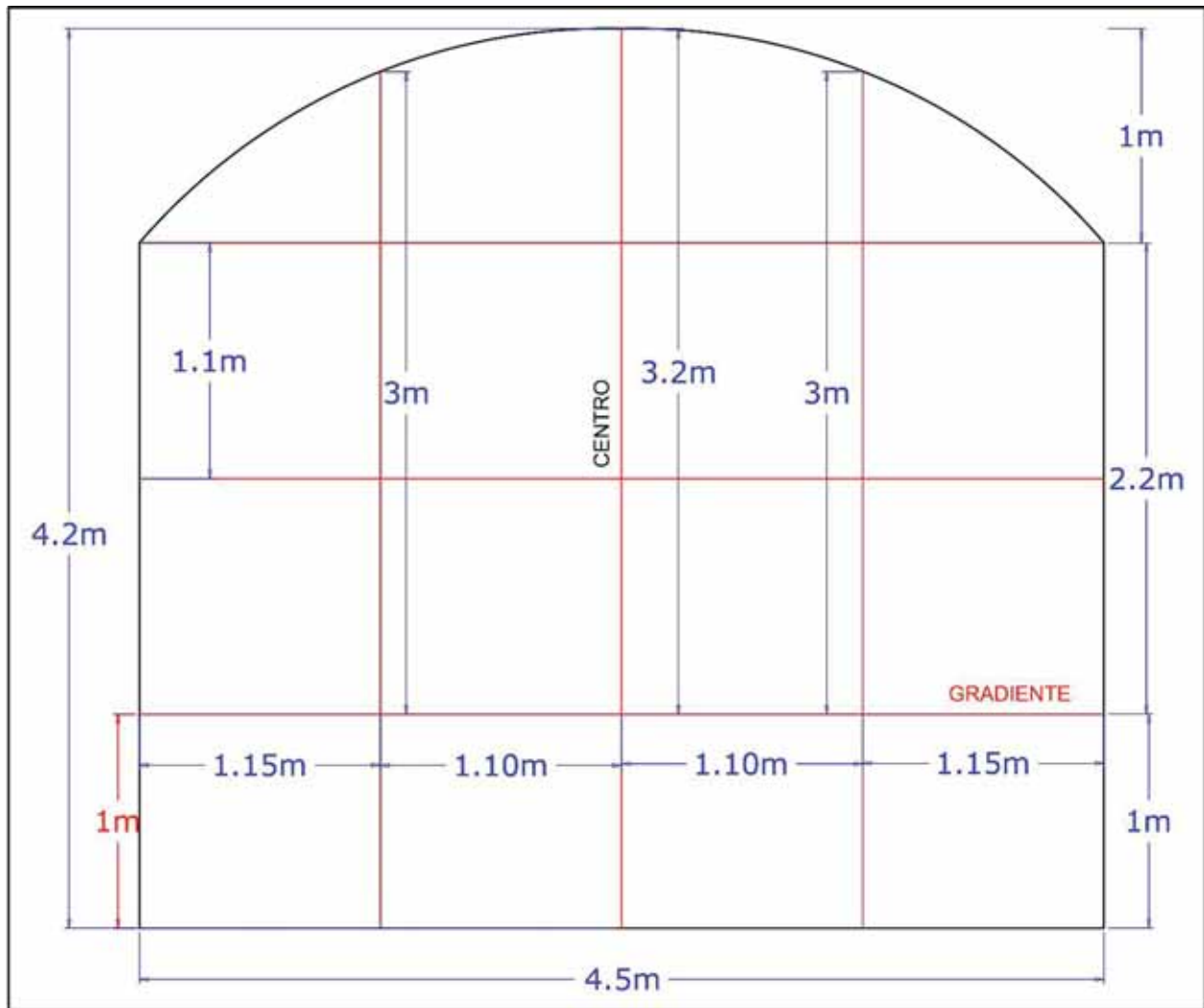


Figura 30. Pintado de la malla de perforación y voladura para diseño propuesto
 Fuente: Elaboración propia

ESPECIFICACIÓN TÉCNICA PERFORACION Y VOLADURA

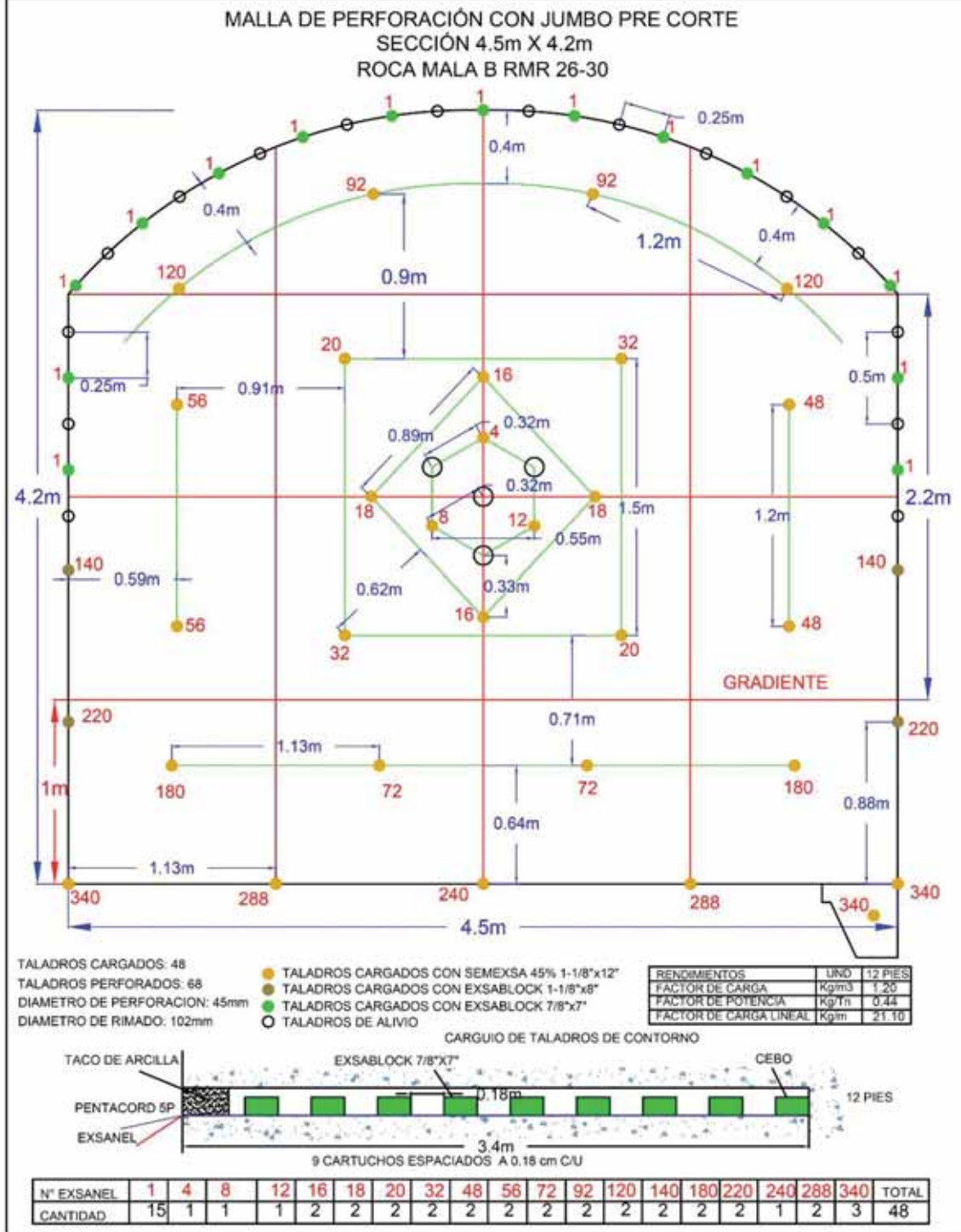


Figura 31. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala B RMR 26 – 30)
 Fuente: Elaboración propia

Debido a la variación constante del macizo rocoso también se diseñó mallas de perforación para roca muy mala con RMR < 21, roca mala B con RMR 21 – 25 y roca mala A con RMR 31 – 40, se muestran en los **Anexo 19**, **Anexo 20** y **Anexo 21**.

De acuerdo al **Anexo 12** se tiene el cálculo de eficiencia de perforación del jumbo electrohidráulico, el cual se muestra en la **Tabla 54**.

Tabla 54. *Eficiencia de perforación del jumbo electrohidráulico con la malla propuesta*

Descripción	Unidad	Roca tipo IV-B sección 4.5mx4.2m
Número de taladros perforados en el frente	Und	68
Número de taladros rimados (taladros de alivio)	Und	4
Longitud efectiva de perforación del frente	Mts	3.40
Longitud total perforado por disparo	Mts	244.8
Tiempo promedio de perforación por taladro (12')	Min	1.93
Velocidad promedio de perforación por taladros	Mts/min	1.76
Tiempo promedio de emboquillado por taladro	Min	0.33
Tiempo promedio de cambio de taladro a taladro	Min	0.08
Tiempo muerto promedio por taladro (demoras)	Min	0.17
Tiempo neto de perforación del frente	Min	139.20
Tiempo total de emboquillado de taladro	Min	24.00
Tiempo total de cambio de taladro a taladro	Min	6.00
Tiempo total muerto (demoras)	Min	12.00
Tiempo total de perforación del frente	Min	181.20
Tiempo total instalación, desinstalación del equipo y otros	Min	5
	Min	186.20
Tiempo total de perforación del frente	Hrs	3.10
Rendimiento del jumbo electrohidráulico	Mts/hr	78.88

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.2 Voladura

4.1.2.2.1 Requerimiento de explosivo

El pedido del explosivo en el polvorín de acuerdo a las pruebas realizadas en el terreno y evaluación geomecanica se muestra en la **Tabla 55**.

Tabla 55. *Requerimiento de explosivo en el polvorín con la malla propuesta*

CARGUIO DEL FRENTE, ROCA MALA-B, SECCION 4.5mx4.2m Y BARRA 12PIES								
Sección	N° tal	Taco	Cartuchos/taladro			Total cartuchos/taladro		
			Semexsa 45% 1-1/8"x12"	Exsablock		Semexsa 45% 1-1/8"x12"	Exsablock	
				1-1/8"x8"	7/8"x7"		1-1/8"x8"	7/8"x7"
Arranque	3	0.20	11			33		
1ra ayuda	4	0.25	10			40		
2da ayuda	4	0.25	10			40		
Ayud. cuadrador	4	1.20	8			32		
Ayud. corona	4	1.20	8			32		
Ayud. Arrastre	4	1.20	8			32		
Cuadradores	4	1.50	1	9		4	36	
Arrastre	5	0.25	10			50		
Cuneta	1	2.00	5			5		
Contorno	15				9		135	
Alivios Arranque	4							
Alivios contorno	16							
Total perforados	68					0.205	0.125 0.091	
Total cargados	48					54.94	4.50 12.29	
Total semexsa y exsablock pedido en polvorín (cartuchos)						268	36 135	

Fuente: Elaboración propia

El tiempo de carguío del frente de 4.50mx4.20m con explosivo con la malla propuesta es 1hr incluyendo el chispeo entre el maestro y el ayudante de la labor supervisado por el supervisor de perforación y voladura y el supervisor de operaciones mina.

4.1.2.2.2 Rendimiento del explosivo

El rendimiento del explosivo considerando el peso del explosivo mostrado en **Tabla 55** con la malla propuesta se muestra en la **Tabla 56**.

Tabla 56. Rendimiento del explosivo con la malla propuesta

Rendimiento	Unidad	Total
Kilos de explosivo	Kg	71.73
Longitud del taladro	Mts	3.40
Volumen	m3	59.76
Tonelaje	Ton	161.36
Factor de carga	Kg/m3	1.20
Factor de potencia	Kg/ton	0.44
Factor de carga lineal	Kg/m	21.10

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.1 Ventilación

El tiempo de ventilación de la labor una vez hecho el chispeo es durante 30 minutos con una ventiladora de 60000 CFM.

4.1.2.2 Limpieza

La limpieza con scoop se inicia una vez que la carga esta regada y el frente desatado, en promedio se realizan durante 30min.

Las dimensiones del diseño de la RP2705 antes y después de la voladura y el porcentaje de la sobrerotura se muestran en la **Tabla 57**:

Tabla 57. Dimensiones, rotura y porcentaje de sobrerotura con la malla propuesta

Descripción	Unidad	Valor
Ancho de la labor programada	M	4.50
Altura de la labor programada	M	4.20
Ancho de la labor real	M	4.68

Altura de la labor real	M	4.31
Distancia del frente a cámara	M	88
Facto de esponjamiento de la roca	%	1.03%
Peso específico de la roca	Ton/m3	2.7
Factor de ajuste del área	%	7%
Avance efectivo por disparo	M	3.22
Volumen programado	M3	57.18
Volumen real	M3	61.03
Tonelaje programado	Ton/m3	154.39
Tonelaje real	Ton/m3	164.77
Sobrerotura	%	6.72%

Fuente: Elaboración propia

Según los **Anexo 13** y **Anexo 14** se calcula la eficiencia de limpieza y carguío del desmonte del frente con scoop 6.3yd^3 (4.8m^3) y volquetes de 22m^3 el cual se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 58. Eficiencia de limpieza con scoop diésel y carguío al volquete con la malla propuesta

Descripción	Unidad	Total
Limpieza del frente		
Capacidad del scoop diésel	Yd3	6.3
Capacidad del scoop diésel	M3	4.8
Factor de llenado	%	90%
Capacidad real de la carga del scoop	M3	4.32
Distancia del frente a cámara	M	88
Volumen real	M3	61.03
Número de viajes totales	Viajes	15
Número de viajes totales más (raspado)	Viajes	16
Tiempo promedio de ida	Min	1.02
Tiempo promedio de cuchareo	Min	0.25
Tiempo promedio de retorno	Min	1.37
Tiempo promedio de descarga	Min	0.18

Tiempo total por ciclo	Min	2.82
Velocidad promedio de ida (vacío)	Km/hr	5.19
Velocidad promedio de retorno (carga)	Km/hr	3.86
Velocidad promedio por ciclo	Km/hr	1.87
Tiempo total de limpieza por disparo	Min	45.07
Carguío al volquete		
Capacidad del volquete	M3	22
Factor de carguío	%	80%
Capacidad real del volquete	M3	17.60
Número de cucharas por volquete	Cucharas	4
Número de volquetes necesarios	Volquetes	4
Tiempo promedio de cuchareo	Min	0.23
Tiempo promedio de carguío por cuchara	Min	0.68
Tiempo total de carguío por cuchara	Min	0.92
Tiempo total de carguío por volquete	Min	3.67
Tiempo total de carguío por disparo	Min	14.67
	Min	59.73
Tiempo total limpieza y carguío por disparo	Hrs	1.00
Rendimiento del scoop (limpieza)	M3/hr	81.25
Rendimiento del scoop (carguío)	M3/hr	249.65

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.3 Sostenimiento

El sostenimiento en la RP2705 de acuerdo a la evaluación geomecánico y recomendación geomecánica según la **Figura 6** se realiza con shotcrete estructural 3" con fibra de acero DRAMIX de 30kg/m³ más perno de compresión swellex 7' sistemático espaciados a 1m.

4.1.2.3.1 Sostenimiento con shotcrete

La cantidad de shotcrete necesario para el sostenimiento de la labor se calcula en la **(Ecu. 1)**.

$$Vsh = (2 * H + A) * Av * E * k$$

$$Vsh = (2 * 4.31 + 4.68) * 3.22 * 3 * 0.0254 * 1.45 = 4.74m^3$$

Tabla 59. *Cubicación del shotcrete para la malla propuesta*

Descripción	Unidad	Valor
Ancho de la labor	M	4.68
Altura de la labor	M	4.31
Avance efectivo por disparo	M	3.22
Espesor a lanzar	Pulg	3
Espesor a lanzar	M	0.08
Factor de ajuste de cubicación de shotcrete	%	45%
Volumen de shotcrete requerido	M3	4.74

Fuente: Elaboración propia

De acuerdo al **Anexo 15** se calcula la eficiencia de sostenimiento con lanzador de concreto (robot) y camión hormigonero (mixer) y se muestra en la **Tabla 60**.

Tabla 60. *Eficiencia de sostenimiento con robot y mixer con la malla propuesta*

Descripción	Unidad	Total
Traslado de shotcrete (mixer)		
Capacidad del mixer	M3	4
Factor de llenado	%	90%
Capacidad real de la carga del mixer	M3	3.60
Distancia de planta de concreto III a RP2705	Km	3.50
Tiempo promedio de planta de concreto III a RP2705	Min	11.03
Tiempo promedio de espera al robot y otras demoras	Min	3
Velocidad promedio del camión hormigonero	Km/hr	19.03
Número de camiones hormigoneros requeridos	Und	2
Tiempo total de planta de concreto III a RP2705	Min	28.07
Lanzador de Shotcrete (robot)		
Tiempo de lanzado de 1" (1ra capa)	Min	5.53
Tiempo de instalación de calibradores biselado 45° D/madera 3"xØ7/8"	Min	7.73
Tiempo de lanzado de 2" (tapado de calibradores)	Min	12.18

Tiempo de instalación del mixer (acomodo de mixer a robot)	Min	0.75
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras	Min	5
Tiempo total de lanzamiento de shotcrete	Min	31.20
Tiempo total de sostenimiento con shotcrete por disparo	Min	59.27
	Hrs	0.99
Rendimiento de lanzador de concreto (robot)	M3/hr	9.11

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.3.2 Sostenimiento con pernos swellex

El tiempo de fraguado desde el momento que el operador del robot pone la hora final de lanzamiento de acuerdo a la recomendación geomecánica es 1 hora para proceder con el sostenimiento con pernos.

De acuerdo al **Anexo 16** se calcula la eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador (bolter) electrohidráulico y se muestra en la **Tabla 61**.

Tabla 61. Eficiencia de sostenimiento con jumbo empernador con la malla propuesta

Descripción	Unidad	Roca tipo IV-B
		sección 4.86mx4.48m
Número de taladros perforados para sostenimiento	Und	33
Longitud efectiva de perforación (8pies)	Mts	2.19
Tiempo promedio de perforación por taladro (8pies)	Min	1.03
Longitud total perforado por sostenimiento (disparo)	Mts	72.27
Velocidad promedio de perforación por taladros	Mts/min	2.12
Tiempo promedio de cambio (perforadora a empernador)	Min	0.12
Tiempo promedio de instalación del perno (inflado)	Min	0.42
Tiempo promedio de cambio de taladro a taladro y demoras	Min	0.22
Tiempo neto de perforación para el sostenimiento	Min	34.10
Tiempo total de cambio (perforadora a empernador)	Min	3.85
Tiempo total de instalación del perno (inflado)	Min	13.75

Tiempo total de cambio de taladro a taladro y demoras	Min	7.15
Tiempo total de sostenimiento (empernado)	Min	58.85
Tiempo total instalación, desinstalación del equipo y otros	Min	5
Tiempo total de sostenimiento por disparo (empernado)	Min	63.85
	Hrs	1.06
Rendimiento del jumbo empernador electrohidráulico	Mts/hr	67.91

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Costos en operaciones de la Rampa 2705 con la propuesta de la mejora de los parámetros de voladura

A continuación se detallan los costos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la RP2705 generadas con el diseño de la malla de perforación propuesta:

4.1.3.1 Costos de perforación

Según la **Tabla 4**, **Tabla 5** y **Tabla 6** donde se muestran costo horario del jumbo electrohidráulico, costos unitarios de aceros de perforación y costos unitarios de herramientas y materiales usados para la perforación del frente establecido en CMH S.A.

En la **Tabla 62** y **Tabla 63** se muestran el costo de perforación, costo de aceros de perforación y costo de herramientas y materiales en la perforación del frente con la malla propuesta.

Tabla 62. Costo de perforación del frente con la malla propuesta

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de perforación del frente	Hrs	3.10
Costo horario del jumbo electrohidráulico	\$/hr	138.00
Combustible (petróleo)	\$	14.57
Costo del jumbo por disparo	\$	442.83
Costo de perforación por metro lineal	\$/m	137.52

Fuente: Elaboración propia

Tabla 63. Costo de aceros, herramientas y materiales en la perforación con la malla propuesta

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Aceros de perforación						
Barra MF T38xH35xR32x12 FTS	244.80	Mts	2500	Mts	536.11	52.50
Shank adapter HLx5xT38, 7304-7585	244.80	Mts	3500	Mts	254.30	17.79
Broca B R32x45MM	244.80	Mts	200	Mts	83.12	96.09
Broca rimadora R32x102MM, S45	13.60	Mts	200	Mts	221.92	15.09
Adaptador de rimadora PIL R32	13.60	Mts	200	Mts	133.17	9.06
Herramientas y materiales						
Aceite de perforación almo	0.18	Glns	1	Gln	8.51	1.53
Tubo pvc 1 1/2"x3m (tubo de arrastre)	10	Und	1	Disp	1.28	12.80
Pintura esmalte color rojo	0.2	Glns	1	Gln	6.46	1.29
Brochas tumi de 3"	1	Und	10	Disp	4.63	0.46
Guiadores para perforación 1.5m	4	Und	150	Disp	1.54	0.04
Palana (lampa tipo cuchara)	1	Und	50	Disp	5.79	0.12
Pico minero	1	Und	50	Disp	7.56	0.15
Comba de 6 Lbs	1	Und	150	Disp	7.92	0.05
Llave Stillson de 12"	1	Und	150	Disp	11.49	0.08
Llave Francesa de 8"	1	Und	150	Disp	5.83	0.04
Barrquilla de aluminio de 6'	2	Und	30	Disp	17.42	1.16
Barrquilla de aluminio de 8'	2	Und	30	Disp	17.50	1.17
Barrquilla de aluminio de 10'	2	Und	30	Disp	20.39	1.36
Barrquilla de aluminio de 12'	2	Und	30	Disp	24.89	1.66
Barrquilla de aluminio de 14'	2	Und	30	Disp	28.63	1.91
Cucharilla de fierro corrugado 6'	2	Und	30	Disp	2.58	0.17
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Tacos de arcilla 1 1/8"x12"	50	Und	1	Disp	0.50	25.00
Tubo pvc 1 1/2"x3m (voladura precorte)	8	Und	1	Disp	1.88	15.04
Cinta masking tape 3/4"x25m	1	Und	1	Disp	1.48	1.48

Atacador de eucalipto 1"x10'	2	Und	20	Disp	1.50	0.15
Escalera 3 m.	1	Und	150	Disp	13.21	0.09
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						257.89
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						80.09

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.2 Costos de voladura

La cantidad de explosivo requerido en el disparo con la malla propuesta se muestra en la **Tabla 55** y los precios unitarios en la **Tabla 7**, con los cuales se calcula el costo de voladura con la malla propuesta.

Tabla 64. Costo de voladura por disparo con la malla propuesta

Descripción	Consumo por disparo	Unidad consumo	Costo (\$)	Costo total (\$)
Semexa 45% 1-1/8"x12"	268	Und	0.59	158.12
Exsablock 1-1/8"x8"	36	Und	0.29	10.44
Exsablock 7/8"x7"	135	Und	0.20	27.00
Exsanel 4.20m N 180	48	Und	1.25	60.00
Guia ensamblada 2.4m-carmex	2	Und	0.86	1.72
Igneter cord	0.1	Mts	1.31	0.13
Cordón detonante 5p (pentacord)	63	Mts	0.27	17.01
Total costo por disparo (\$/disp)				274.42
Costo voladura por metro lineal (\$/m)				85.224

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.3 Costos de limpieza

En la **Tabla 65** se muestra el costo de limpieza y carguío al volquete por disparo siendo el costo horario del scoop diésel 6.3yd³ (4.3m³) 118\$/hr establecido en CMH S.A mostrada en la **Tabla 4**.

Tabla 65. Costo de limpieza y carguío por disparo con la malla propuesta

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de limpieza y carguío por frente	Hrs	1.00
Costo horario del scoop diésel 6.3Yd3	\$/hr	118.00
Costo del combustible (petróleo)	\$	20.25
Costo del scoop (limpieza y carguío) por disparo	\$	137.73
Costo de limpieza y carguío por metro lineal	\$/m	42.77

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.4 Costos de sostenimiento

4.1.3.4.1 Costos de sostenimiento con shotcrete

En la **Tabla 4** y **Tabla 6** donde se muestran el costo horario de robot lanzador, mixer, herramientas y materiales usados para el sostenimiento con shotcrete establecidos en CMH S.A. se calcula el costo de sostenimiento con shotcrete de equipos, materiales y herramientitas mostrada en la **Tabla 66** y **Tabla 67**.

Tabla 66. Costo de sostenimiento con shotcrete en la malla propuesta

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de sostenimiento (mixer)	Hrs	0.47
Tiempo total de sostenimiento (robot)	Hrs	0.52
Costo horario del camión hormigonero (mixer)	\$/Hr	60
Costo horario de lanzador de concreto (robot)	\$/Hr	102
Costo combustible de mixer (petróleo)	\$	4.10
Costo combustible de robot (petróleo)	\$	3.26
Costo de robot y mixer por disparo (\$)		88.46
Costo de sostenimiento por metro lineal (\$/m)		27.47

Fuente: Elaboración propia

Tabla 67. *Costo de herramientas y materiales en el sostenimiento con la malla propuesta*

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Herramientas y materiales						
Shotcrete vía húmeda (mezcla)	4.74	M3	1	Disp	310	1469.40
Acelerante (L-30 PE)	56.88	Kg	1	Kg	0.86	48.92
Fibra de acero dramix	142.20	Kg	1	Kg	1.43	203.35
Calibrador biselado 45° madera 7/8"x3"	46	Und	1	Disp	0.10	4.60
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						1727.89
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						536.61

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.4.2 Costos de sostenimiento con pernos swellex

Según la **Tabla 4**, **Tabla 5** y **Tabla 6** donde se muestran costo horario del jumbo empernador electrohidráulico, costos unitarios de aceros de perforación y costos unitarios de herramientas y materiales usados para el sostenimiento del frente establecido en CMH S.A.

En la **Tabla 68** y **Tabla 69** se muestran el costo de perforación, costo de aceros de perforación y costo de herramientas y materiales en el sostenimiento del frente con la malla propuesta.

Tabla 68. *Costo de sostenimiento con jumbo empernador en la malla propuesta*

Descripción	Unidad	Total
Tiempo total de sostenimiento por disparo (empernado)	Hrs	1.06
Costo horario del jumbo empernador (bolter)	\$/hr	119.00
Costo de combustible (petróleo)	\$	5.00
Costo de jumbo empernador por disparo	\$	131.63
Costo de sostenimiento por metro lineal	\$/m	40.88

Fuente: Elaboración propia

Tabla 69. Costo de herramientas y materiales en sostenimiento en la malla propuesta

Descripción	Consumo por guardia	Unidad de consumo	Vida útil	Und vida útil	Precio (\$)	Costo total (\$)
Aceros de perforación						
Barra R32-H28-R28x8' (bolter)	72.27	Mts	2500	Mts	273.05	7.89
Shank adapter hembra (bolter)	72.27	Mts	3500	Mts	302.66	6.25
Broca B R28 X 37MM	72.27	Mts	200	Mts	72.09	26.05
Herramientas y materiales						
Aceite de perforación almo	0.11	Glns	1	Gln	8.51	0.94
Pintura esmalte color rojo	0.1	Glns	1	Glns	6.46	0.65
Brochas tumi de 3"	1	Und	10	Disp	4.63	0.46
Manguera de jebe y lona de 1" 200psi	50	Mts	100	Disp	3.25	1.63
Perno anclaje expansivo swellex 28mmx7'	33	Und	1	Disp	9.56	315.48
Costo herramientas y materiales por disparo (\$/)						359.34
Costo herramientas y materiales por metro lineal (\$/m)						111.60

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.5 Costos de mano de obra

De acuerdo a la **Tabla 3** se calcula el costo de mano de obra de todo el personal involucrado en el ciclo de minado en la RP2705

Tabla 70. Costo total de mano de obra con la malla propuesta

Operaciones	Descripción	Horas por labor	Und	Incidencia %	Costo \$	Total \$
Perforación	Operador de jumbo	3.10	h/h	26.96%	52.06	14.03
Voladura	Maestro de operaciones	11.50	h/h	100%	35.05	35.05
	Ayudante de operaciones	11.50	h/h	100%	32.47	32.47
Limpieza y carguío	Operador de scoop	1.00	h/h	8.70%	44.33	3.85
Sostenimiento	Operador de mixer	0.47	h/h	4.07%	44.33	1.80
	Operador de robot	0.52	h/h	4.52%	52.06	2.35

	Ayudante de robot	0.52	h/h	4.52%	32.47	1.47
	Operador de bolter	1.06	h/h	9.22%	52.06	4.80
Servicios	Bodeguero	0.42	h/h	3.62%	32.47	1.18
	Jefe de guardia	0.75	h/h	6.52%	128.86	8.40
Supervisión	Capataz/Supervisor	2	h/h	17.39%	59.28	10.31
	Supervisor perf-vol	1	h/h	8.70%	77.32	6.723
Costo total de mano de obra por disparo (\$)						115.72
Costo de mano de obra por metro lineal (\$/m)						35.94

Fuente: Elaboración propia

4.1.3.6 Costo de seguridad

De acuerdo a **Tabla 8** se calcula el costo de implementos de seguridad para la malla propuesta en la RP2705.

Tabla 71. Costo de implementos de seguridad con la malla propuesta

Descripción	Und	Cantidad guardia	Vida útil	Und vida útil	Precio \$	Costo total \$
Bota de jebe punta de acero	Par	13	180	Disp	18.02	1.30
Chaleco de malla amarillo c/cinta reflectiva	Und	13	60	Disp	5.41	1.17
Short amarillo limón con cinta reflectiva	Und	13	60	Disp	4.83	1.05
Casco jockey con portalámpara azul	Und	13	365	Disp	9.05	0.32
Barbiquejo	Und	13	60	Disp	0.60	0.13
Respirador	Und	13	180	Disp	18.12	1.31
Filtro	Par	13	7	Disp	3.36	6.24
Cartucho	Par	13	30	Disp	4.35	1.89
Retenedor	Par	13	180	Disp	2.31	0.17
Guantes de Cuero	Par	6	7	Disp	3.04	2.61
Guantes de Neopreno	Par	7	7	Disp	7.14	7.14
Correa Portalámpara	Und	13	365	Disp	3.33	0.12
Tapón de oído	Par	6	30	Disp	0.33	0.07
Protector auricular (orejeras)	Par	7	365	Disp	8.80	0.17

Camisa + pantalón	Und	13	180	Disp	30.43	2.20
Lámpara minera	Und	13	365	Disp	78.98	2.81
Anteojos	Und	13	120	Disp	4.08	0.44
Tafílete	Und	13	365	Disp	3.24	0.12
Costo total de implementos de seguridad por disparo (\$)						29.24
Costo de implementos de seguridad por metro lineal (\$/m)						9.08

Fuente: Elaboración propia

En la **Tabla 72** y **Tabla 73** se muestra el resumen de tiempo y los costos de cada una de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la RP2705.

Tabla 72. *Resumen de tiempos de operaciones unitarias con la malla propuesta*

Descripción	Unidad	Total
Tiempo de regado y desate	Hrs	0.50
Tiempo de limpieza (sin carguío)	Hrs	0.75
Tiempo de sostenimiento (lanzamiento de shotcrete)	Hrs	0.52
Tiempo de fraguado	Hrs	1.00
Tiempo total de perforación	Hrs	3.10
Tiempo de sostenimiento (empernado)	Hrs	1.06
Tiempo de carguío del frente	Hrs	1.00
Tiempo de ventilación	Hrs	0.50
Otros tiempos dentro del ciclo de minado	Hrs	0.50
Tiempo de almuerzo-refrigerio	Hrs	1.00
Tiempo total del ciclo de minado		9.94hrs/guardia

Fuente: Elaboración propia

Tabla 73. Resumen de costo de operaciones unitarias con la malla propuesta

Operaciones unitarias	Descripción	Total
Perforación	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costo del jumbo electrohidráulico	137.52\$/m
	Costo de herramientas y materiales	80.09\$/m
	Costo total de perforación	217.61\$/m
Voladura	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costo de voladura	85.22\$/m
	Costo total de voladura	85.22\$/m
Limpieza	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costos de scoop (limpieza y carguío)	42.77\$/m
	Costo total de limpieza y carguío	42.77\$/m
Sostenimiento	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costos de mixer y robot (lanzado)	27.47\$/m
	Costos de jumbo empernador	40.88\$/m
	Costo de herramientas y materiales	648.21\$/m
	Costo total de sostenimiento	716.56\$/m
Mano de obra	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costos de mano de obra	35.94\$/m
	Costo total de mano de obra	35.94\$/m
Seguridad	Avance efectivo por disparo	3.22m
	Costos de implementos de seguridad	9.08\$/m
	Costo total de seguridad	9.08\$/m
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE		1107.19\$/m

Fuente: Elaboración propia

4.2 DISCUSIÓN

4.2.1 Aspecto técnico

En el aspecto técnico se compara mediante tablas de resumen de sobrerotura, tiempos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado y rendimiento del explosivo (factor de carga,

factor de potencia y factor de carga lineal) del diseño anterior y diseño propuesto de la malla de perforación y evaluación geomecánica del macizo rocoso, que se muestra a continuación.

Para comparar y valorar los resultados obtenidos tras la malla de perforación propuesta, se presenta en la **Tabla 74** comparativa entre el resultado anterior y el propuesto.

Tabla 74. Cuadro comparativo del diseño anterior y el propuesto

Malla de perforación anterior	Malla de perforación propuesto
Se realizaba la perforación precorte a criterio del operador en cada tipo de roca.	Existe un estándar de perforación precorte para cada tipo de roca según el RMR.
No se realizaba el pintado de la malla correctamente, generando un burden, espaciamiento y paralelismo inadecuado.	El pintado de la malla se realiza de acuerdo al procedimiento elaborado y también se realiza el pintado de la cola de la malla para favorecer la simetría y el paralelismo en la perforación.
No utilizaban guidores para controlar el paralelismo en la perforación.	Se inicia el proceso de perforación con el uso de los guidores (4 guidores)
Variación en las longitudes de perforación debido a la desigualdad del perfil del frente	La longitud de perforación se controla de acuerdo al perfil del frente obteniendo mayor avance por disparo y mayor eficiencia.
Voladura anterior	Voladura propuesta
Excesivo consumo de explosivo generando un factor de carga elevado.	Carguío adecuado de la columna explosiva de acuerdo a la ubicación del taladro.
Mayor cantidad de taladros a cargar en el precorte generando mayor consumo de explosivo y produciendo sobrerotura	Espaciamiento adecuado y selección del explosivo para taladros de precorte según el tipo de roca (resistencia del macizo rocoso) y presión del taladro
Avance y cumplimiento programado	Avance y cumplimiento programado
Deficiente de tiempos en las operaciones unitarias debido a la sobrerotura.	Aumento de la eficiencia de perforación y mejor distribución de tiempos en el ciclo de minado

Incumplimiento con el programa mensual de avance generando aumento de costos.

Cumplimiento con el programa mensual de avances, obteniendo mayor rendimiento operativo.

Fuente: Elaboración propia

4.2.1.1 Sobrerotura

En la **Tabla 75** se muestra la comparación del porcentaje de sobrerotura, dichos datos provienen de **Tabla 29** y **Tabla 52** los cuales fueron tomados antes y después del estudio de investigación.

Tabla 75. Resumen comparativo de promedio y total de avance, rotura real y sobrerotura

Malla de perforación propuesta	N° disp.	Promedio		Total		Promedio sobrerotura (%)
		Avance (m)	Rotura real (m3)	Avance (m)	Rotura real (m3)	
Anterior	30	2.96	60.55	88.71	1816.54	15.33%
Propuesto	30	3.20	60.70	96.02	1820.96	6.79%

Fuente: Elaboración propia

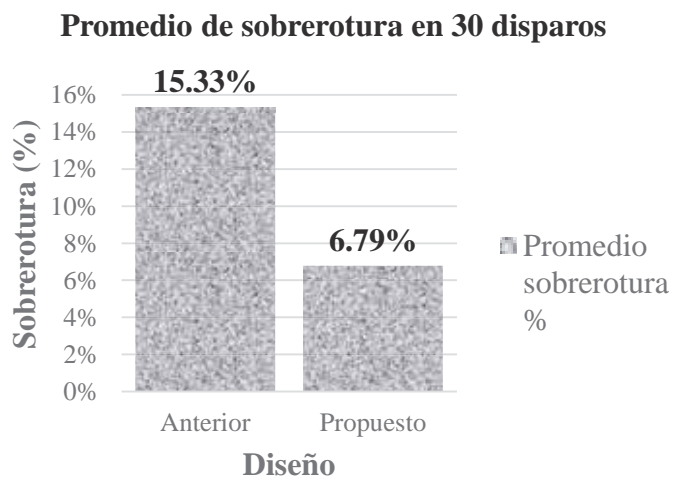


Figura 32. Gráfico comparativo de promedio de sobrerotura
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 32** se muestra un gráfico comparativo de promedio de porcentaje de sobrerotura de 30 disparos donde se observa que disminuye notablemente de 15.33% a 6.79% en promedio,

esto debido al uso de la carga desacoplada de exsablock 7/8"x7" en los taladros de contorno. En la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A la sobrerotura permitido es hasta 10%, por lo tanto con la propuesta de diseño de malla de perforación se tiene un mejor control de las dimensiones de la labor y estamos dentro del parámetro establecido.

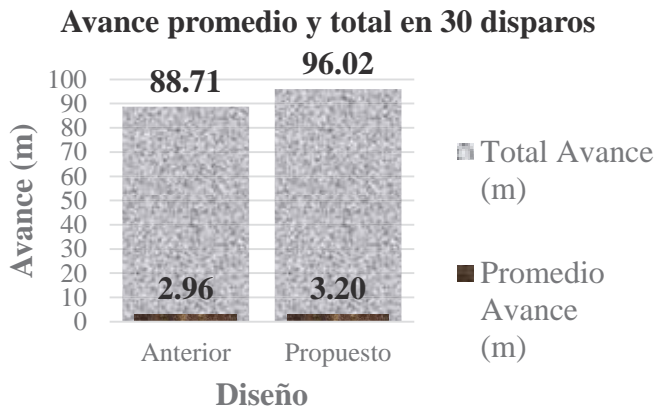


Figura 33. Gráfico comparativo de avance promedio y total
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 33** se muestra un gráfico comparativo de avance promedio por disparo y avance total de 30 disparos, donde se observa que con la malla propuesta calculada con el modelo matemático de Calvin J. Konya se logra incrementar el avance por disparo de 2.96m a 3.20m en promedio por lo tanto se incrementa el avance total de 88.71m a 96.02m. Con la cual se cumple el programa mensual de avances.

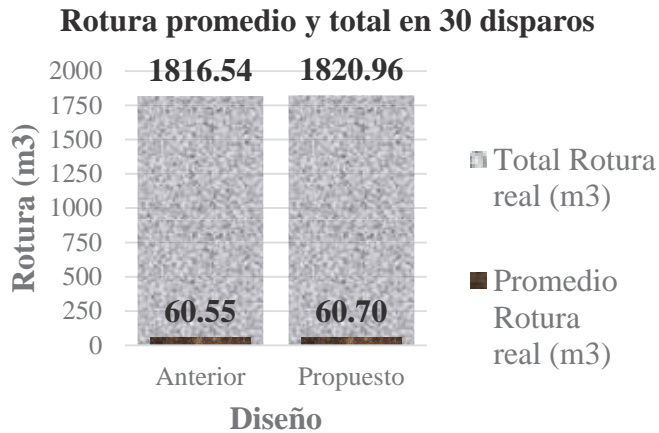


Figura 34. Gráfico comparativo de rotura promedio y total
Fuente: Elaboración propia

En el **Figura 34** se muestra la rotura en promedio y total donde se observa que con la malla propuesta se incrementa las roturas, esto es debido al incremento de la eficiencia de avance por disparo.

4.2.1.2 Ciclo de minado

En la **Tabla 76** se muestra la comparación de tiempos de operaciones unitarias (ciclo de minado), dichos datos provienen de la **Tabla 48** y **Tabla 72**.

Tabla 76. Resumen comparativo de tiempos de operaciones unitarias (ciclo de minado)

Operaciones unitarias	Unidad	Anterior	Propuesto
Regado y desate antes de limpieza	Hrs	0.50	0.50
Limpieza con scoop diésel (4.3m3)	Hrs	0.68	0.75
Sostenimiento con shotcrete	Hrs	0.51	0.52
Fraguado de shotcrete	Hrs	1.00	1.00
Perforación con jumbo electrohidráulico	Hrs	3.73	3.10
Sostenimiento con perno swellex	Hrs	1.08	1.06
Carguío del frente (voladura precorte)	Hrs	1.00	1.00
Ventilación con ventiladora de 60000CFM	Hrs	0.50	0.50
Otros tiempos dentro del ciclo de minado	Hrs	0.50	0.50

Almuerzo-refrigerio	Hrs	1.00	1.00
Tiempo total del ciclo de minado	Hrs	10.51	9.94

Fuente: Elaboración propia

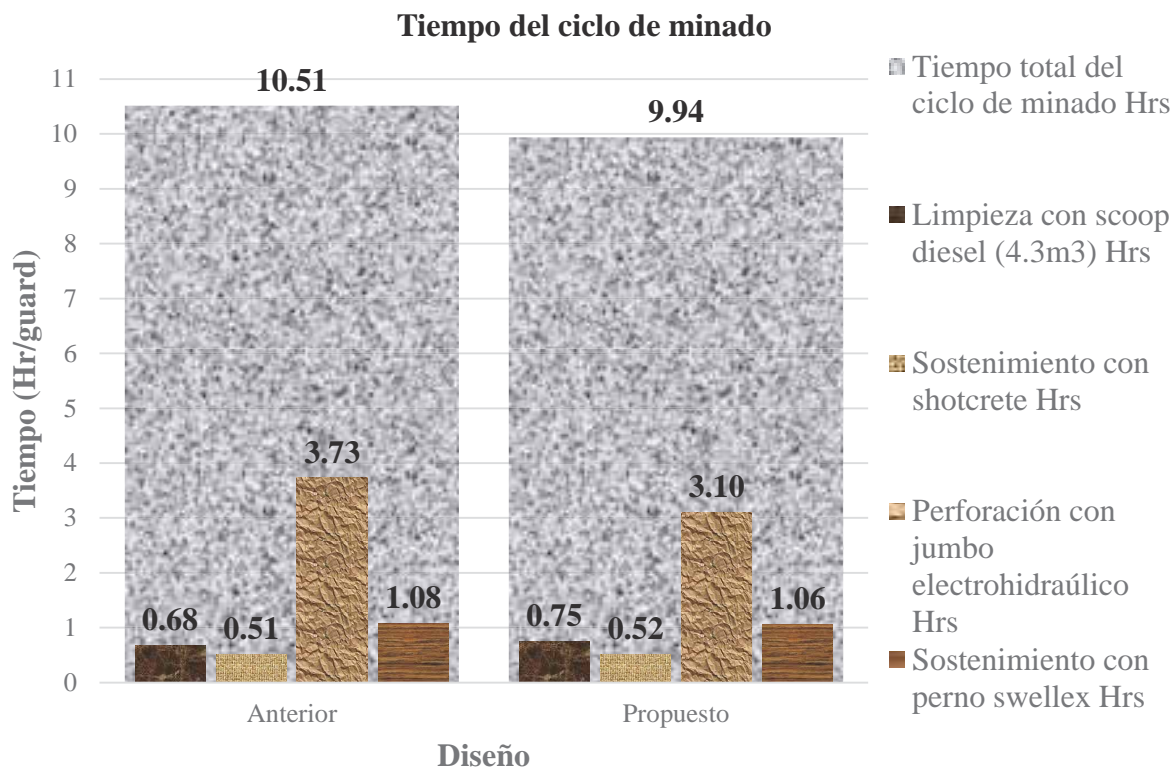


Figura 35. Gráfico comparativo de tiempo del ciclo de minado
Fuente elaboración propia

En la **Figura 35** se muestra un gráfico comparativo de los tiempos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado, donde se observa que disminuye el tiempo de ciclo de minado por guardia de 10.51hrs/guard a 9.94hrs/guard siendo la diferencia de 0.58hrs (00:34:33), esto hace que el personal de la labor (maestro y ayudante de la labor) tienen más tiempo para poder estandarizar su labor y organizar mejor sus tareas de la labor dentro de la guardia.

4.2.1.2.1 Rendimiento del explosivo

En la **Tabla 77** se muestra la comparación del rendimiento del explosivo en una roca de RMR = 29, dichos datos provienen de la **Tabla 32** y **Tabla 56**.

Tabla 77. Resumen comparativo de rendimiento del explosivo

Rendimiento	Anterior	Propuesto
Factor de carga (Kg/m ³)	1.41	1.20
Factor de potencia (Kg/ton)	0.52	0.44
Factor de carga lineal (Kg/m)	24.75	21.10

Fuente: Elaboración propia

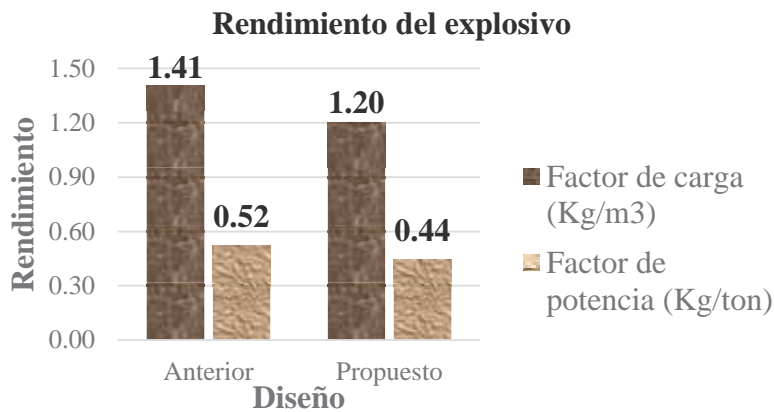


Figura 36. Gráfico comparativo de factor de carga y factor de potencia

Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 36** se muestra que el factor de carga y factor de potencia con el nuevo requerimiento de explosivo es de 1.20Kg/m³ y 0.44Kg/ton que se han reducido 0.21Kg/m³ y 0.08Kg/ton con respecto a factor de carga y factor de potencia con el requerimiento de explosivo anterior que son de 1.41Kg/m³ y 0.52Kg/ton respectivamente, esto debido a que se distribuye la carga explosiva de acuerdo a cada sección y ubicación del taladro del frente de voladura.

4.2.2 Aspecto económico

Siendo el aspecto económico uno de los más importantes dentro del desarrollo de un proyecto se compara los resultados de los costos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado (perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, mano de obra e implementos de seguridad) anterior y el propuesto. Los cuales son mostrados de manera resumida en las **Tabla 78**, dichos costos están expresados en dólares por metro de avance lineal.

De acuerdo a la **Tabla 49** y **Tabla 73** se muestra el resumen de costos de operaciones unitarias dentro del ciclo de minado.

Tabla 78. Cuadro comparativo de costos del diseño anterior y el propuesto

Operaciones	Descripción	Unidad	Anterior	Propuesto
Perforación	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costo del jumbo electrohidráulico	\$/m	180.55	137.52
	Costo de herramientas y materiales	\$/m	100.82	80.09
	Costo total de perforación	\$/m	281.36	217.61
Voladura	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costo de voladura	\$/m	109.23	85.22
	Costo total de voladura	\$/m	109.23	85.22
Limpieza y carguío	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costos de scoop (limpieza y carguío)	\$/m	43.09	42.77
	Costo total de limpieza y carguío	\$/m	43.09	42.77
Sostenimiento	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costos de mixer y robot (lanzado)	\$/m	28.63	27.47
	Costos de jumbo empernador	\$/m	45.47	40.88
	Costo de herramientas y materiales	\$/m	672.08	648.21
	Costo total de sostenimiento	\$/m	746.18	716.56
Mano de obra	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costos de mano de obra	\$/m	37.35	35.94
	Costo total de mano de obra	\$/m	37.35	35.94
Seguridad	Avance efectivo por disparo	m	2.95	3.22
	Costos de implementos de seguridad	\$/m	9.26	9.08
	Costo total de seguridad	\$/m	9.26	9.08
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE		\$/m	1226.47	1107.19

Fuente: Elaboración propia

4.2.2.1 Costos de perforación

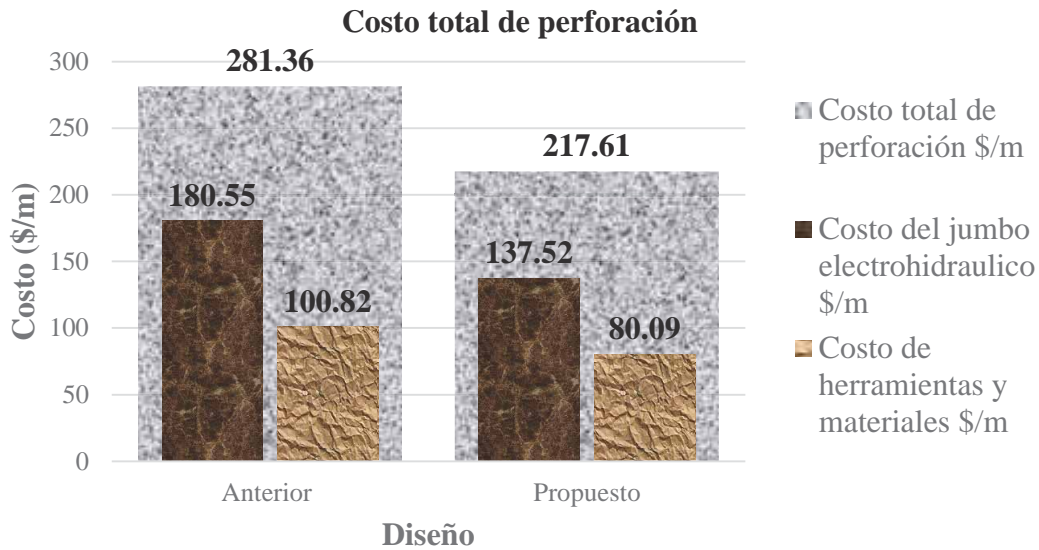


Figura 37. Gráfico comparativo de costo de perforación
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 37** se muestra que el costo de perforación por metro de avance lineal con la nueva malla de perforación es de 217.61\$/m. que se ha reducido 63.75\$/m. respecto al costo de la malla de perforación del área del departamento de perforación y voladura CMH S.A. que es de 281.36\$/m. esta diferencia se debe a:

- Menor cantidad de taladros perforados en el frente lo cual ha disminuido de 83 a 68 taladros.
- Cambio de tubo pvc para voladura precorte de 1/2"x3m a 1-1/2"x3m
- Y eficiencia de voladura lo cual ha aumentado de 2.95m a 3.22m.

4.2.2.2 Costo de voladura

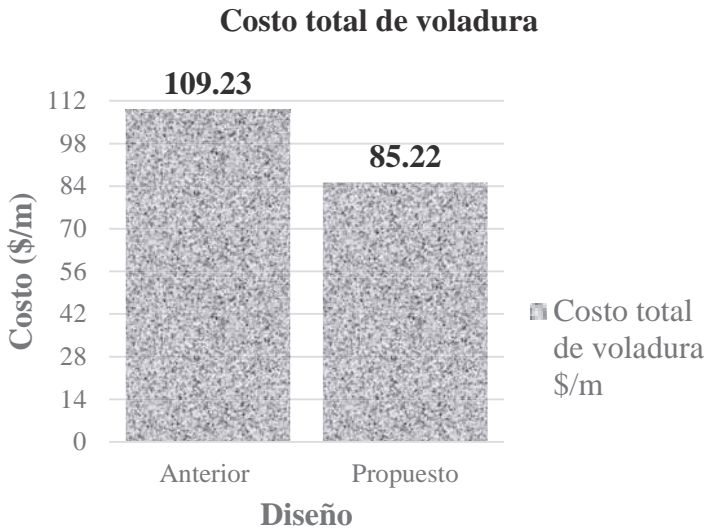


Figura 38. Gráfico comparativo de costo de voladura
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 38** se muestra que el costo de voladura por metro de avance lineal con el nuevo requerimiento de explosivos es de 85.22\$/m. que se ha reducido 24.01\$/m. respecto al costo de requerimiento de explosivo anterior que es de 109.23\$/m. esta diferencia se debe a:

- Menor consumo de explosivo lo cual ha disminuido de 313 a 268 semexasas, 125 a 36 exsablock 1-1/8"x8" debido a cambio de explosivo exsablock 7/8"x7".
- Menor consumo de accesorios de voladura lo cual ha disminuido de 57 a 48 exsaneles, 87 a 63m. de cordón detonante 5p (pentacord) debido a menor cantidad de taladros.
- Cambio de explosivo en el precorte de exsablock 1-1/8"x8" a exsablock 7/8"x7" debido a esto se disminuye el consumo de exsablock 1-1/8"x8".

Y eficiencia de voladura lo cual ha aumentado de 2.95m a 3.22m.

4.2.2.3 Costo de Limpieza y carguío

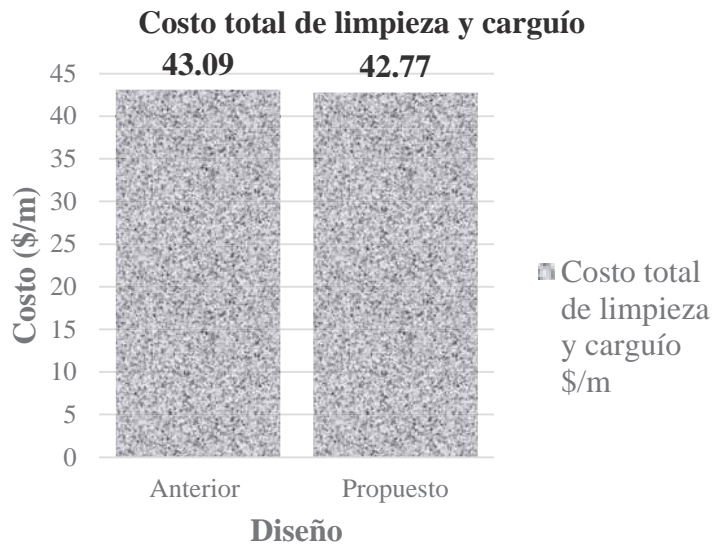


Figura 39. Gráfico comparativo de costo de limpieza y carguío
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 39** se muestra que el costo de limpieza y carguío al volquete por metro de avance lineal con el nuevo diseño es de 42.77\$/m. que se ha reducido 0.32\$/m. respecto al costo de limpieza y carguío anterior que es de 43.09\$/m. esta diferencia se debe a:

- Reducción de sobrerotura en el frente lo cual ha disminuido de 15.20% a 6.72% por el uso de voladura controlada precorte con cargas desacopladas adecuadamente.

Y eficiencia de voladura lo cual ha aumentado de 2.95m a 3.22m.

4.2.2.4 Costo de sostenimiento

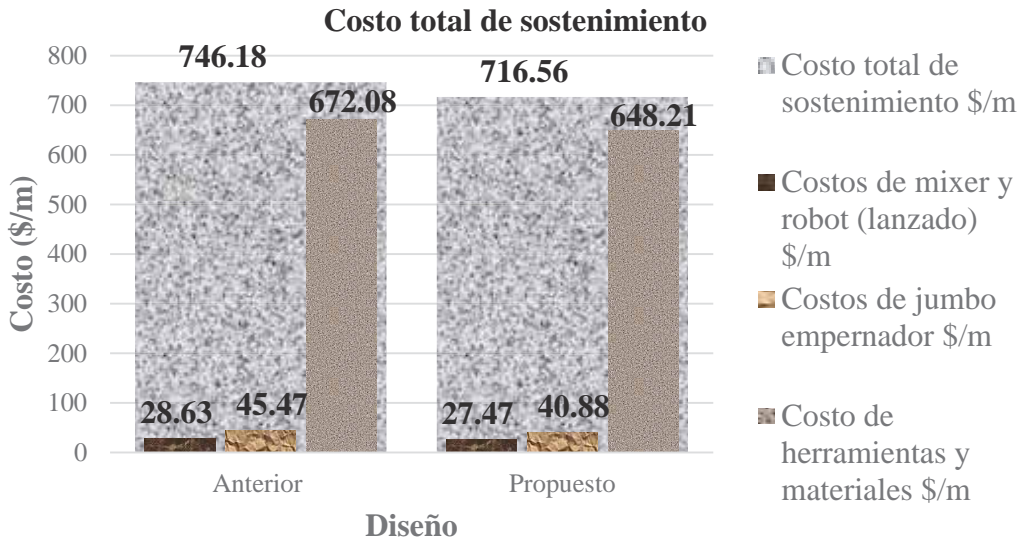


Figura 40. Gráfico comparativo de costo de sostenimiento
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 40** se muestra que el costo de sostenimiento por metro de avance lineal con el nuevo diseño es de 716.56\$/m. que se ha reducido 29.62\$/m. respecto al costo de sostenimiento anterior que es de 746.18\$/m. esta diferencia se debe a:

- Reducción de sobrerotura en el frente lo cual ha disminuido de 15.20% a 6.72% por el uso de voladura controlada precorte con cargas desacopladas adecuadamente.
- Mayor consumo de shotcrete que ha aumentado de 4.51m³ a 4.74m³ pero bebido al aumento de la eficiencia de voladura de 2.95m a 3.22m. tal razón disminuye en costo de sostenimiento de materiales por metro de avance lineal.

Menor consumo de pernos swellex que ha disminuido de 34 a 33 pernos.

4.2.2.5 Costo de mano de obra

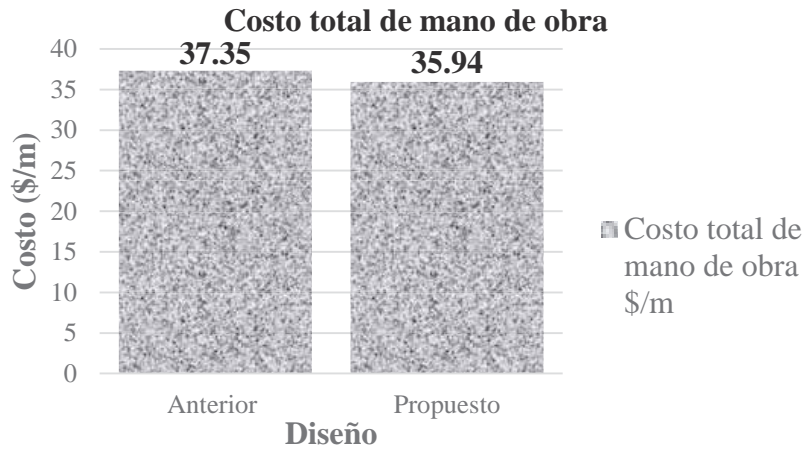


Figura 41. Gráfico comparativo de costo de mano de obra
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 41** se muestra que el costo de mano de obra por metro de avance lineal con el nuevo diseño es de 35.94\$/m. que se ha reducido 1.41\$/m. respecto al costo de mano de obra anterior que es de 37.35\$/m. esta diferencia se debe a:

- Eficiencia de voladura lo cual ha aumentado de 2.95m a 3.22m a pesar que en la supervisión se ha aumentado un supervisor de perforación y voladura.

4.2.2.6 Costo de seguridad

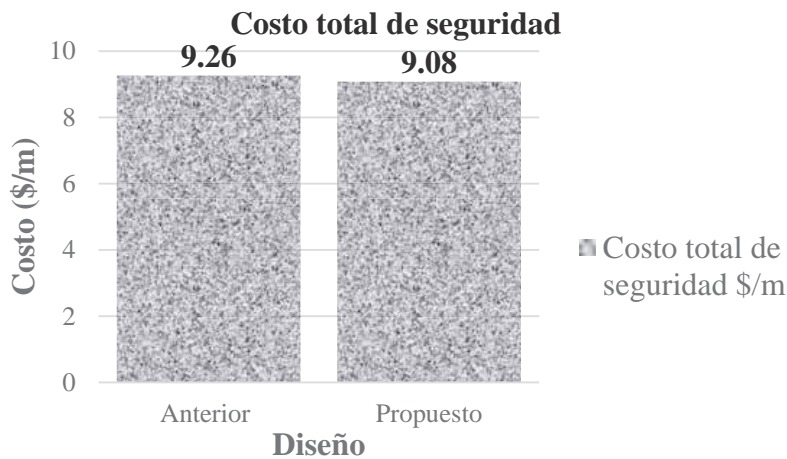


Figura 42. Gráfico comparativo de costo de seguridad
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 42** se muestra que el costo de seguridad por metro de avance lineal con el nuevo diseño es de 9.08\$/m. que se ha reducido 0.18\$/m. respecto al costo de seguridad anterior que es de 9.26\$/m. esta diferencia se debe a:

Eficiencia de voladura lo cual ha aumentado de 2.95m a 3.22m a pesar que se ha aumentado la cantidad de implementos de seguridad para el supervisor de perforación y voladura.

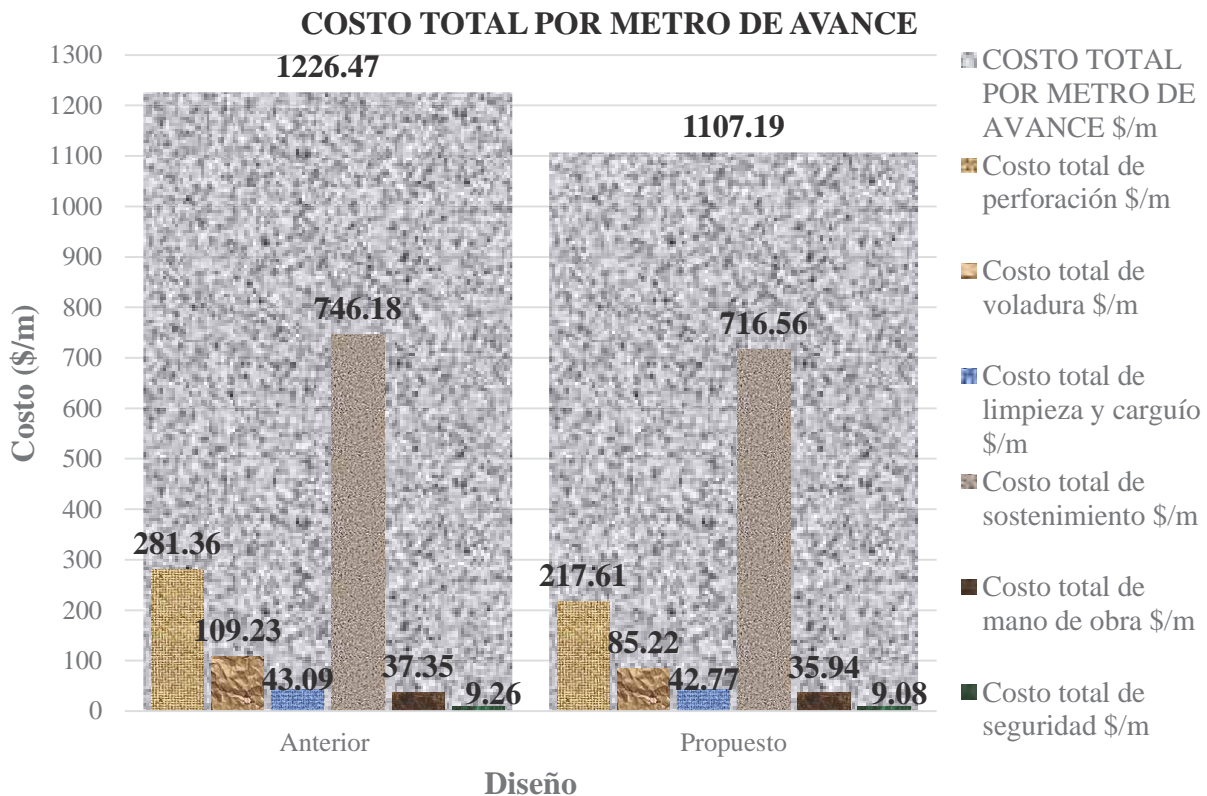


Figura 43. Gráfico comparativo de costo total por metro de avance lineal
Fuente: Elaboración propia

En la **Figura 43** se muestra un resumen de costos de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado. El costo total por metro de avance lineal con el nuevo diseño es de 1107.19\$/m. que se ha reducido 119.28\$/m. respecto al costo total por metro de avance lineal anterior que es de 1226.47\$/m.

CONCLUSIONES

- a.** La voladura controlada precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno ha permitido controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura de 15.33% a 6.79% en promedio de 30 disparos, y con el rediseño de la malla de perforación se alcanzó eficiencia de voladura de 94% con la cual se logró incrementar la profundización de la RP2705 y el cumplimiento del programa de avances, logrando reducir los tiempos y costos unitarios de las operaciones unitarias dentro del ciclo de minado en la Mina – Balcón.
- b.** En la evaluación geomecánica del macizo rocoso en la profundización de la RP2705 presenta valores de RMR entre 20-30, el cual nos indica que se trata de roca mala y muy mala calidad, mediante ésta valoración de RMR se diseñó mallas de perforación para RMR < 21, RMR 21-25 y RMR 26-30 y la selección del explosivo exsablock 7/8"x7" para taladros de contorno (precorte).
- c.** El burden y espaciamiento para taladros de producción se determinó mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya y para taladros de contorno usando; la presión dentro del taladro, resistencias de compresión y tracción de la roca, los cuales garantizan una mejor eficiencia de voladura y control del perfil de la sección de la labor.
- d.** A través del rediseño de la malla de perforación y selección del explosivo para taladros de precorte se logró mayor eficiencia de voladura, menor consumo de explosivo, menor cantidad de taladros perforados en el contorno, con los cuales se logró reducir el costo total de las operaciones unitarias por metro de avance lineal de 1226.47\$/m a 1107.19\$/m con un ahorro de 119.28\$/m.

RECOMENDACIONES

- a.** Realizar el uso de la voladura controlada precorte con cargas desacopladas y espaciados en los taladros de contorno en las labores de explotación (tajos) previa evaluación geomecanica para disminuir la dilución del mineral, y capacitar al personal en la voladura controlada precorte para evitar errores de perforación y carguío.
- b.** Realizar evaluación geomecanica constante en las diferentes zonas de la Unidad Minera Parcoy de CMH S.A para saber el tipo de roca que presenta y diseñar la malla de perforación de acuerdo al RMR del macizo rocoso y seleccionar el explosivo adecuado para los taladros de contorno.
- c.** Implementar la malla de perforación diseñada mediante el modelo matemático de Calvin J. Konya en la perforación de labores de avance de la Unidad Minera Parcoy, y determinar la presión dentro del taladro ya que si es mucho mayor que la resistencia a la compresión de la roca, ésta causara daños en el contorno de la labor generando sobrerotura y formando cuñas.
- d.** Mayor atención y dedicación en la perforación y voladura de parte de la supervisión debido a que los tiempos y costos de las demás operaciones unitarias dependen directamente de estas dos operaciones unitarias.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bernaola Alonso, J., Castilla Gómez, J., & Herrera Herbert, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- Cáceres Navarro, L. (2017). Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el crucero 10014 de la Empresa Minera Marza. (Tesis). Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- Consorcio Minero Horizonte S.A. (2016). *Manual de perforación y voladura*. La Libertad.
- Consorcio Minero Horizonte S.A. (2017). *Estudio geomecánico de mina parcoy*. La Libertad.
- Cruz Morales, C., & Huarancca Flores, O. (2017). Optimización de la voladura en la unidad de producción zona Lourdes: Consorcio Minero Horizonte S.A. Parcoy-La Libertad. (Tesis). Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Cusco.
- EXSA Explosivos. (2009). *Manual práctico de voladura*. Lima.
- Gustafsson, R. (1977). *Técnica sueca de voladuras*. Suecia: Nora Boktryckeri AB.
- Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2010). *Metodología de la investigación* (5ta ed.). México.
- ISEE. (2008). *Manual del especialista en voladura*. Estados Unidos de Norte América: International Society of Explosives Engineers.
- J. Konya, C. (2010). *Manual de voladura Konya*. España.
- López Jimeno, C. (1997). *Manual de túneles y obras subterráneas*. España: Instituto Tecnológico Geominero de España.
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., Pernia Llera, J. M., & Pilar Ortiz de Urbina, F. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: Instituto Geológico y Minero de España.

Mendoza Muñoz, N. (2014). Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraiso-Ecuador. (*Tesis*). Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.

Ministerio EM. (2017). *D.S 023-2017-EM Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería*. Lima.

Ramírez Oyanguren, P., & Alejano Monge, L. (2004). *Mecánica de rocas: fundamentos e ingeniería de taludes*. España.

ANEXOS

Anexo 1. Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS)

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO

CARGUIO Y VOLADURA EN FRENTES Y TAJOS

1. PERSONAL

- 1.1. Maestro de operaciones.
- 1.2. Ayudante de operaciones.

2. EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL

- 2.1. Mameluco con cintas reflectivas.
- 2.2. Chaleco de malla con cinta reflectiva.
- 2.3. Protector tipo jokey con barbiquejo.
- 2.4. Guantes de cuero.
- 2.5. Botas de jebe con punta de acero.
- 2.6. Correa portalámparas y lámpara minera.
- 2.7. Lentes de seguridad.
- 2.8. Respirador con filtros.
- 2.9. Protector auditivo.

3. EQUIPO / HERRRAMIENTA / MATERIAL

- 3.1. Juegos de barretillas 8, 10, 12 y 14 pies.
- 3.2. Escalera de madera o aluminio.
- 3.3. Mochila para explosivos y accesorios.
- 3.4. Punzón de cobre o de madera.
- 3.5. Cucharilla.
- 3.6. Atacador de madera
- 3.7. Fósforo o encendedor
- 3.8. Explosivos
- 3.9. Accesorios.
- 3.10. Flexometro
- 3.11. Soplete

4. PROCEDIMIENTO

- 4.1. Inspeccionar que la labor esté ventilada con la manga a 15 metros del frente como máximo, iluminada, sostenida hasta el tope según orden de trabajo de Geomecánica, con orden y limpieza.
- 4.2. Ubicarse debajo de una zona sostenida, identificar las rocas sueltas del frente, corona, hastiales o shotcrete craquelado y redesatar en avanzada hasta el tope de la labor haciendo uso de barretilla de 8, 10, 12, 14, pies de acuerdo a la sección de la labor.
- 4.3. Bloquear acceso a la zona de carguío del frente con explosivos, delimitando con cinta de señalización o conos de seguridad a 20 metros detrás del frente.
- 4.4. Ubicar los explosivos y accesorios de voladura debajo de una zona sostenida y separados entre ellos una distancia mínima de 03 metros.
- 4.5. Preparar los cebos (explosivo más el accesorio de voladura en su interior); usando punzón de cobre o madera.
- 4.6. Introducir o meter los cebos y cartuchos de explosivos en los taladros según el diseño del Pasaporte de la labor utilizando el atacador de madera empezando por los taladros de las corona en forma descendente hasta los arrastres.
- 4.7. Tapar los taladros cargados con taco de detritus. (arcilla)
- 4.8. Conectar los ganchos conectores de los accesorios de voladura en forma perpendicular al cordón detonante.
- 4.9. Amarrar el cordón detonante mediante el "nudo del pescador" a los 02 fulminantes del Carmex y ubicarlo a 03 metros del frente.
- 4.10. Coordinar el disparo con las labores cercanas ó vecinas a la zona de disparo.
- 4.11. Colocar vigías en todos los accesos a la labor a una distancia mínima de 300 metros en línea recta de la zona de disparo.
- 4.12. Iniciar chispeo de la labor en compañía del ayudante, respetando el horario de disparo establecido.
- 4.13. Colocar letrero de señalización "Explosión" al ingreso de la labor y salir de la labor en forma ordenada hasta una zona alejada y segura.
- 4.14. Prohibir el ingreso a las labores de reciente disparo hasta que las concentraciones de gases y polvo se encuentren por debajo de los límites establecidos en el artículo 103° del RSSO, según los resultados del monitoreo.

5. RESTRICCIONES

- 5.1. No inicies el carguío debajo de rocas sueltas o shotcrete craquelado.
- 5.2. No inicies el carguío del frente si no está completo el sostenimiento hasta el tope de la labor según orden de trabajo de Geomecánica.
- 5.3. No inicies el chispeo si no hay vigías en todo los puntos de acceso a la labor.
- 5.4. No utilices varillas metálicas para introducir o atacar los cartuchos en los taladros.
- 5.5. No inicies del chispeo si no coordinaste con las labores cercanas ó vecinas a tu labor.
- 5.6. No inicies el chispeo antes del horario establecido.
- 5.7. No inicies el chispeo solo. El maestro y su ayudante tienen que estar juntos.
- 5.8. No utilices explosivos y accesorios deteriorados o en mal estado.
- 5.9. Realizado el disparo NO ingresar a la labor antes de 30 minutos.
- 5.10. No reingreses por ningún motivo a la zona de disparo si no se produjo la detonación.
Avisar al supervisor.
- 5.11. No realizar el carguío de taladros del frente en forma simultánea.

6. RIESGOS POTENCIALES

- 6.1. Aplastamiento por desprendimiento de rocas o shotcrete craquelado.
- 6.2. Explosión por mal manipuleo de explosivos.
- 6.3. Gaseamiento por presencia de gases a causa de la voladura.
- 6.4. Ceguera.
- 6.5. Caída de personas al mismo y/o diferente nivel.

Fuente: Área del departamento de SSOMA CMH S.A

Anexo 2. Procedimiento de trabajo seguro

4 Procedimiento de Trabajo Seguro:

VENTILAR Paso 1
y verificar la presencia de gases

INSTALAR Paso 2
suministra

ORDEN Y LIMPIEZA Paso 3

REGAR Paso 4
Punto y hazlo

BLOQUEAR Paso 5
Acceso a la zona de trabajo

IDENTIFICAR Paso 6
Cables, bombas colgadas, presencia de fallas

SELECCIONAR Paso 7
La herramienta adecuada a la labor

VERIFICAR Paso 8
Mediante el golpe de herramienta

POSICIONAR Paso 9
La herramienta en ASP y en avanzada ayudando al contacto oportuno

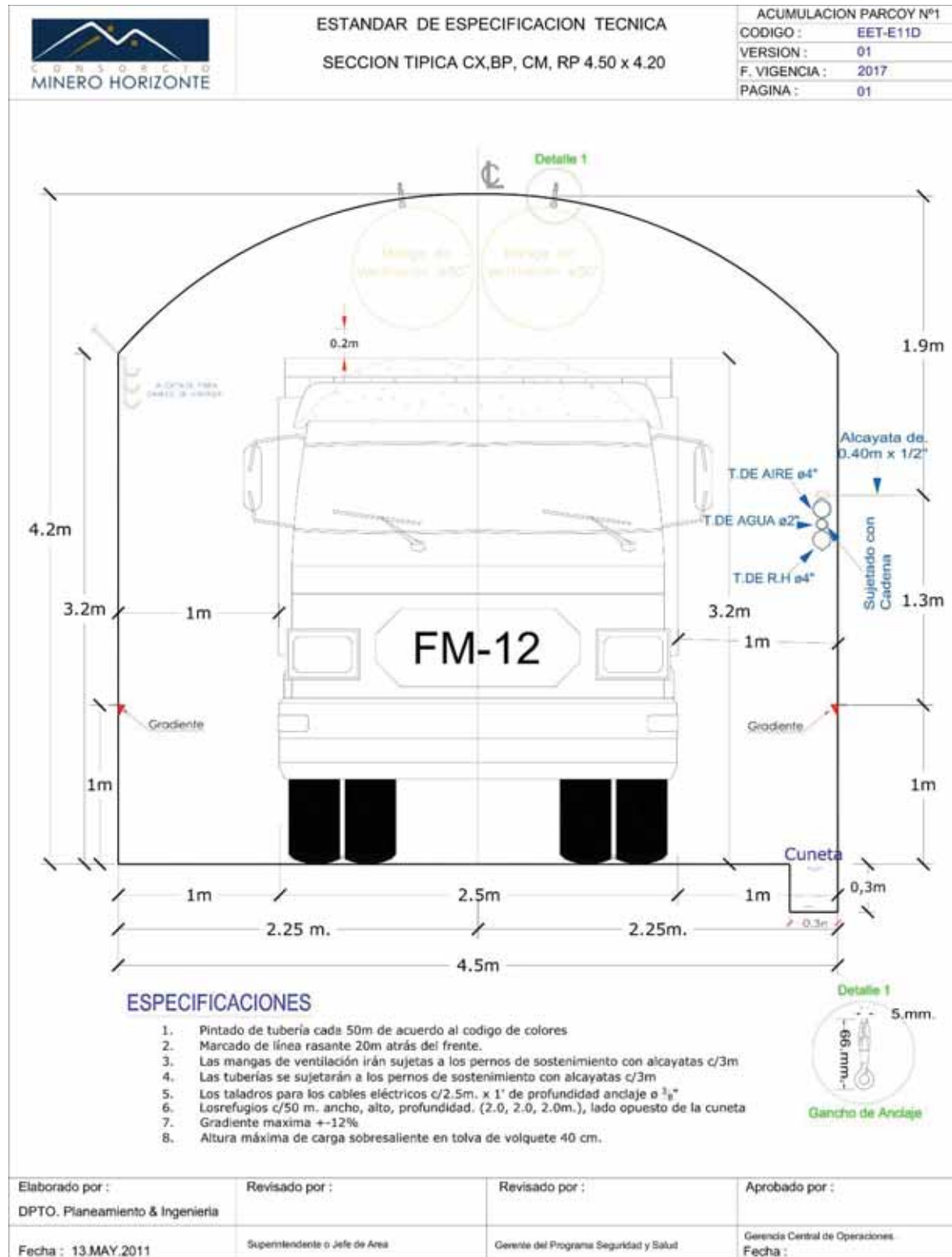
DESATAR Y REDESATAR Paso 10
Antes, durante y después de cada actividad

TOMA EL CONTROL

Seguridad Responsable, Medio Ambiente Saludable.


Fuente: Área del departamento de SSOMA CMH S.A

Anexo 3. Sección típica de la RP2705 (4.5mx4.20m)



Fuente: Área del departamento de planeamiento & ingeniería CMH S.A

Anexo 4. Instalación de shotcrete y pernos swellex en la RP2705

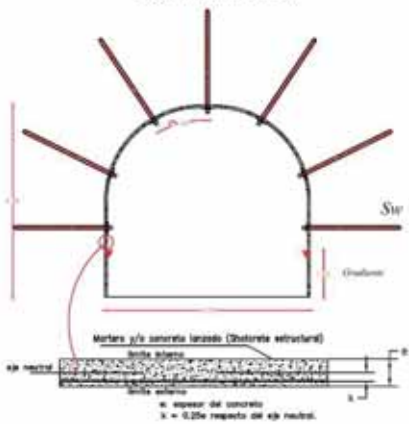


ESTANDAR DE ESPECIFICACIÓN TÉCNICA
INSTALACIÓN DE SHOTCRETE Y PERNOS SWELLEX

ACUMULACIÓN PARCOY RP1

CODIGO	EET-6001A
VERSION	02
F. VIGENCIA	15/09/17
PAGINA	01

Sección: 4.5 m x 4.2 m.



Mortero y/o concreto lanzado (Shotcrete estructural)

Taladro Perforado 7 Pnc.

Pernos Swellex 7 Pnc.

Presión de Instalación
300(bar)

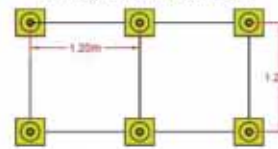
PARAMETROS GEOMECÁNICOS DE LA MASA ROCOSA

RES. COMP. UNI.	CLASIFICACIÓN RMR		CLASIFICACIÓN INDICE Q	
	TIPO ROCA	RMR	Q	TIPO ROCA
25 - 50	MALA - B	21 - 30	0.01 - 0.1	Extremadamente Mala

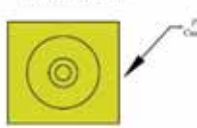
TIPO DE SOSTENIMIENTO

SEC. LABOR.	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
4.5 m x 4.2 m	NO	2" de espesor con Fibras metálicas, se lanzará 1" adicional, para evaluación Geomecánica	Swellex 7 Pnc 1.2 x 1.2 m Distrib. cuadrada.	NO

MALLA SISTEMÁTICA DE PERNOS



VISTA FRONTAL



METODOLOGIA

- Lavar el techo y los bastiales con agua a presión.
- Realizar el desate de roca eliminando cañas y bloques (minocantos), cumpliendo el PETS de desate de rocas.
- Aplicar una primera capa de shotcrete e instalar los calibreadores (1 cal/m2)
- Completar la aplicación de Shotcrete a 2"
- Instalar Pernos Swellex 7" con el espaciamiento recomendado y de forma sistemática.
- Si se recomienda 3" de shotcrete, la última capa se instalará después de colocado los pernos de anclaje.
- El shotcrete será lanzado a sección completa, según la recomendación geomecánica.

DISEÑO DEL SHOTCRETE (SFR) / M3

Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante		Recomendaciones
ALCALINO	LIBRE DE ALCALIS	
1637 Kg de Agregado	1696 Kg de Agregado	Desate constante de rocas
400 Kg de Cemento	380 Kg de Cemento	Lavar techo y bastiales
180 Lt de Agua	163 Lt de Agua	Usar Calibreador: 1 cal/m2
2.5 Lt/m3 de SH-5	2.7 Lt/m3 de SH-5	Lanzar el espesor Recomendado
40 - 50 Kg de Fibras metálica	40 - 50 Kg de Fibras metálica	Curado de shotcrete durante siete días.
9 - 14 Lt de Aditivo Acelerante	20 - 25 Lt de Aditivo Acelerante	

Elaborado por:
Superintendencia de Geomecánica

Fecha: 19 de Septiembre de 2017

Revisado por:
Ing. Harry Guillen Vica
Superintendente de Geomecánica

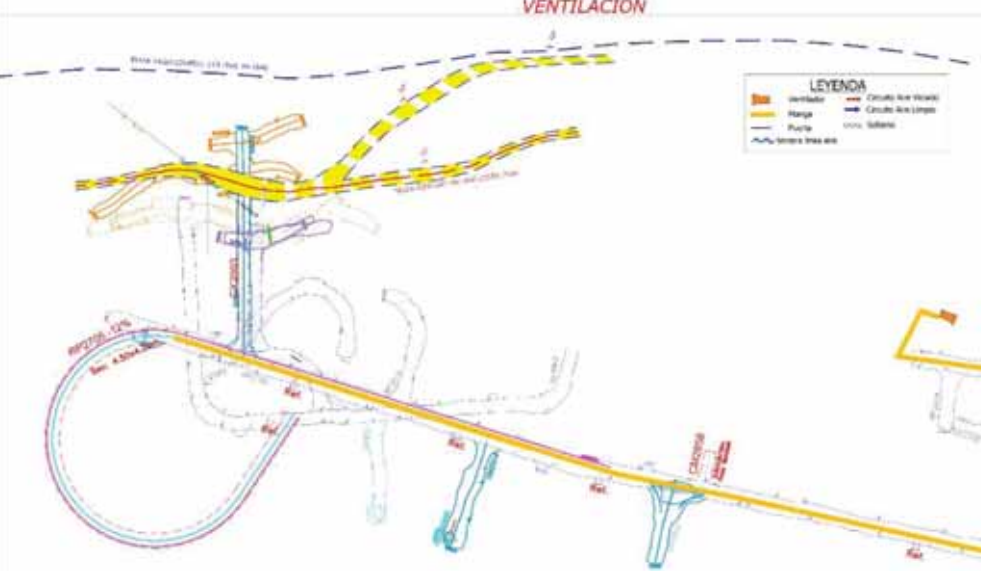
Revisado por:
Ing. Juan Ratto Perez
Superintendente de SSOMA

Aprobado por:
Ing. Otto Sandoval Zaa
Gerente Central de Operaciones

Fuente: Área del departamento de geomecánica CMH S.A

Anexo 5. Sistema de ventilación de la RP2705

VENTILACIÓN



REQUERIMIENTO DE AIRE

Personal

Número	Caudal (m3/min)	Qh (l/s)
03	4.00	424

Dilución

Área / m2	Caudal 20m/min	Qd (l/s)
18.9	20m/min	13,340

Equipos

HP	scfm/mcph	FS	Qe (l/s)
270	3	1	28,604

Qh + MAYOR (Qd , Qe) 29,628

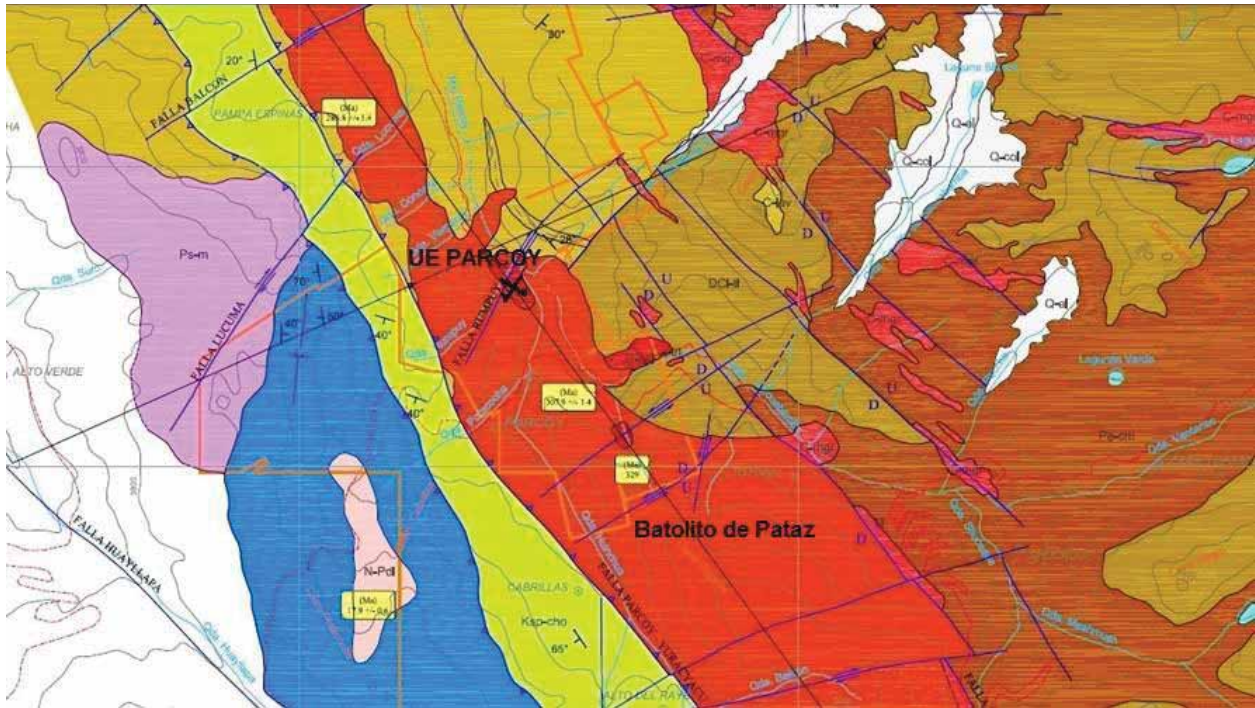
Distancia máxima de la fuente al frente: 100 mts
Caudal de ventilación necesario durante el turno: 30,000 l/s
Tipo de ventilación: **ventilación impulsada**

LEYENDA

- Identificación
- Manejo
- Punto
- Sistema Inicial
- Circuito Aire Limpio
- Circuito Aire Sucio

Fuente: Área del departamento de servicios CMH S.A

Anexo 6. Mapa geológico de la Unidad Minera Parcoy



Fuente: Estudio geomecánico de la Mina Parcoy (Consorcio Minero Horizonte S.A, 2017, pág. 28)

Anexo 7. Tiempo de perforación del frente con la malla de la *Figura 25*

Nº taladro	Descripción del taladro	Emboquillado	Perforación 12 pies	Cambio tal a tal	Demoras	Tiempo total por taladro
1	Arrastre	00:00:34	00:04:04	00:00:05	00:01:52	00:06:35
2	Arrastre	00:00:53	00:02:16	00:00:03	00:02:15	00:05:27
3	Arrastre	00:00:22	00:02:43	00:00:06	00:02:28	00:05:40
4	Arrastre	00:01:11	00:03:32	00:00:06	00:02:05	00:06:54
5	Arrastre	00:00:41	00:02:34	00:00:07	00:00:59	00:04:20
6	Arrastre	00:00:16	00:01:46	00:00:07	00:00:33	00:02:41
7	Producción	00:00:11	00:01:53	00:00:04	00:00:10	00:02:19
8	Producción	00:00:29	00:01:28	00:00:04	00:00:15	00:02:17
9	Producción	00:00:15	00:01:44	00:00:06	00:00:23	00:02:28
10	Producción	00:00:16	00:01:34	00:00:04		00:01:54
11	Producción	00:00:22	00:01:18	00:00:06		00:01:46

12	Producción	00:00:23	00:02:08	00:00:04		00:02:35
13	Producción	00:00:16	00:01:15	00:00:08		00:01:39
14	Producción	00:00:22	00:01:44	00:00:08		00:02:14
15	Producción	00:00:26	00:02:03	00:00:05		00:02:34
16	Producción	00:00:19	00:02:08	00:00:04		00:02:31
17	Producción	00:00:15	00:01:28	00:00:04		00:01:46
18	Producción	00:00:13	00:01:29	00:00:07		00:01:48
19	Producción	00:00:18	00:01:38	00:00:07		00:02:03
20	Producción	00:00:27	00:01:21	00:00:06		00:01:54
21	Producción	00:00:22	00:02:05	00:00:07	00:00:12	00:02:46
22	Producción	00:00:21	00:02:05	00:00:04		00:02:30
23	Producción	00:00:16	00:01:31	00:00:07		00:01:54
24	Producción	00:00:18	00:02:03	00:00:06		00:02:27
25	Producción	00:00:13	00:01:53	00:00:06		00:02:12
26	Producción	00:00:27	00:01:25	00:00:06		00:01:58
27	Producción	00:00:29	00:01:32	00:00:08		00:02:08
28	Producción	00:00:20	00:01:21	00:00:04		00:01:46
29	Producción	00:00:15	00:02:06	00:00:04		00:02:25
30	Producción	00:00:27	00:01:34	00:00:05		00:02:05
31	Producción	00:00:14	00:02:12	00:00:07		00:02:33
32	Producción	00:00:13	00:01:55	00:00:06		00:02:14
33	Producción	00:00:16	00:01:42	00:00:07		00:02:05
34	Producción	00:00:29	00:01:36	00:00:04		00:02:09
35	Producción	00:00:21	00:01:44	00:00:06		00:02:11
36	Producción	00:00:12	00:02:16	00:00:06		00:02:34
37	Cuadrador	00:00:20	00:02:15	00:00:04		00:02:38
38	Cuadrador	00:00:15	00:01:25	00:00:05		00:01:45
39	Contorno	00:00:28	00:01:19	00:00:08		00:01:56
40	Contorno	00:00:22	00:02:12	00:00:06	00:00:38	00:03:18
41	Contorno	00:00:22	00:01:27	00:00:06		00:01:55
42	Contorno	00:00:12	00:01:20	00:00:05		00:01:38

43	Contorno	00:00:14	00:01:35	00:00:08		00:01:57
44	Contorno	00:00:13	00:01:44	00:00:03	00:00:41	00:02:41
45	Contorno	00:00:27	00:02:06	00:00:08		00:02:41
46	Contorno	00:00:14	00:01:26	00:00:06		00:01:46
47	Contorno	00:00:12	00:01:34	00:00:07		00:01:53
48	Contorno	00:00:23	00:01:35	00:00:05		00:02:03
49	Contorno	00:00:11	00:01:23	00:00:05		00:01:39
50	Contorno	00:00:26	00:02:01	00:00:03		00:02:30
51	Contorno	00:00:13	00:01:36	00:00:05		00:01:54
52	Contorno	00:00:25	00:01:29	00:00:07		00:02:01
53	Contorno	00:00:11	00:01:40	00:00:06		00:01:58
54	Contorno	00:00:13	00:01:24	00:00:05		00:01:41
55	Contorno	00:00:18	00:01:29	00:00:04	00:00:15	00:02:06
56	Contorno	00:00:22	00:01:30	00:00:05		00:01:56
57	Contorno	00:00:24	00:01:29	00:00:06		00:01:59
58	Contorno	00:00:23	00:01:22	00:00:06		00:01:50
59	Contorno	00:00:18	00:02:05	00:00:04		00:02:27
60	Contorno	00:00:28	00:01:46	00:00:04		00:02:18
61	Contorno	00:00:12	00:02:15	00:00:07		00:02:34
62	Contorno	00:00:13	00:01:21	00:00:08	00:00:36	00:02:18
63	Contorno	00:00:15	00:01:27	00:00:07		00:01:49
64	Contorno	00:00:10	00:02:11	00:00:05		00:02:26
65	Contorno	00:00:21	00:01:42	00:00:06		00:02:08
66	Contorno	00:00:13	00:01:26	00:00:06		00:01:45
67	Contorno	00:00:14	00:01:33	00:00:07		00:01:54
68	Contorno	00:00:10	00:02:11	00:00:05		00:02:27
69	Contorno	00:00:28	00:01:40	00:00:06		00:02:14
70	Contorno	00:00:21	00:01:20	00:00:08		00:01:49
71	Contorno	00:00:23	00:02:06	00:00:07	00:00:21	00:02:57
72	Contorno	00:00:21	00:01:32	00:00:06		00:01:59
73	Contorno	00:00:25	00:01:21	00:00:07		00:01:53

74	Contorno	00:00:12	00:01:31	00:00:06		00:01:49
75	Contorno	00:00:21	00:01:45	00:00:04		00:02:10
76	Contorno	00:00:16	00:01:28	00:00:06		00:01:50
77	Contorno	00:00:25	00:01:38	00:00:04		00:02:07
78	Contorno	00:00:12	00:01:21	00:00:08		00:01:41
79	Contorno	00:00:18	00:01:28	00:00:05		00:01:51
80	Contorno	00:00:10	00:01:35	00:00:08		00:01:53
81	Contorno	00:00:27	00:01:27	00:00:05		00:01:59
82	Contorno	00:00:19	00:01:27	00:00:07		00:01:54
83	Contorno	00:00:12	00:01:33	00:00:06	00:01:15	00:03:06
84	Alivio	00:00:15	00:04:50	00:00:08		00:05:13
85	Alivio	00:00:24	00:05:21	00:00:05		00:05:50
86	Alivio	00:00:42	00:05:10	00:00:04		00:05:56
87	Alivio	00:00:19	00:05:13	00:00:01		00:05:33
Promedio por taladro		00:00:20	00:01:55	00:00:06	00:00:10	00:02:31
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras						00:05:00
Tiempo total de perforación del frente						03:43:55

Anexo 8. Tiempo de limpieza del frente

Nº viajes	Tiempo ida	Tiempo cuchareo	Tiempo retorno	Tiempo descarga	Tiempo total por viaje
1	00:02:25	00:00:05	00:01:16	00:00:06	00:03:52
2	00:01:18	00:00:08	00:01:18	00:00:08	00:02:52
3	00:00:48	00:00:05	00:01:21	00:00:11	00:02:25
4	00:01:33	00:00:07	00:01:15	00:00:07	00:03:02
5	00:00:37	00:00:11	00:01:20	00:00:14	00:02:22
6	00:00:39	00:00:08	00:01:15	00:00:06	00:02:09
7	00:00:38	00:00:13	00:01:21	00:00:17	00:02:29
8	00:00:59	00:00:05	00:01:16	00:00:16	00:02:36
9	00:00:38	00:00:10	00:01:18	00:00:16	00:02:22

10	00:00:36	00:00:10	00:01:17	00:00:14	00:02:17
11	00:01:12	00:00:07	00:01:18	00:00:08	00:02:45
12	00:00:36	00:00:10	00:01:23	00:00:11	00:02:20
13	00:00:39	00:00:18	00:01:25	00:00:09	00:02:30
14	00:01:12	00:00:52	00:01:23	00:00:17	00:03:44
15	00:00:38	00:01:04	00:01:21	00:00:12	00:03:15
Promedio	00:00:58	00:00:16	00:01:19	00:00:11	00:02:44
Tiempo total de limpieza del frente por disparo					00:41:00

Anexo 9. Tiempo de carguío al volquete por disparo

Nº viajes	Tiempo cuchareo	Tiempo carguío	Tiempo total por cuchara
1	00:00:07	00:00:36	00:00:43
2	00:00:09	00:00:39	00:00:48
3	00:00:11	00:00:37	00:00:48
4	00:00:08	00:00:43	00:00:51
5	00:00:09	00:00:36	00:00:45
6	00:00:07	00:00:42	00:00:49
7	00:00:08	00:00:37	00:00:45
8	00:00:10	00:00:51	00:01:01
9	00:00:09	00:00:37	00:00:46
10	00:00:07	00:00:39	00:00:46
11	00:00:10	00:00:45	00:00:55
12	00:00:09	00:00:49	00:00:58
13	00:00:11	00:00:36	00:00:47
14	00:00:08	00:00:38	00:00:46
15	00:00:31	00:00:41	00:01:12
16	00:00:52	00:00:36	00:01:28
Promedio	00:00:13	00:00:40	00:00:53
Tiempo total de carguío por disparo			00:14:08

Anexo 10. Tiempo de sostenimiento del frente con shotcrete

Descripción	Tiempo total
Camión hormigonero	
Traslado shotcrete de planta de concreto III a RP2705	00:09:34
Espera de robot en la labor y otras demoras	00:03:00
Lanzador de concreto	
Lanzado de 1" (1ra capa)	00:05:06
Instalación de calibradores biselado 45° D/madera 3"xØ7/8"	00:08:38
Lanzado de 2" (tapado de calibradores)	00:11:15
Instalación del mixer (acomodo de mixer a robot)	00:00:52
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras	00:05:00
Tiempo total de sostenimiento con shotcrete (lanzado)	00:30:51

Anexo 11. Tiempo de sostenimiento del frente con pernos

N° taladro	Descripción del taladro	Perforación 8 pies	Cambio perf-emp	Instalación del perno	Cambio tal-tal	Tiempo total/taladro
1	1ra fila	00:00:56	00:00:10	00:00:26	00:00:06	00:01:38
2	1ra fila	00:01:04	00:00:08	00:00:21	00:00:04	00:01:38
3	1ra fila	00:01:09	00:00:10	00:00:23	00:00:03	00:01:45
4	1ra fila	00:01:03	00:00:06	00:00:22	00:00:16	00:01:47
5	1ra fila	00:01:09	00:00:06	00:00:25	00:00:05	00:01:46
6	1ra fila	00:00:55	00:00:09	00:00:25	00:00:08	00:01:37
7	1ra fila	00:01:09	00:00:09	00:00:36	00:00:05	00:01:59
8	1ra fila	00:00:53	00:00:06	00:00:26	00:00:04	00:01:29
9	1ra fila	00:01:07	00:00:06	00:00:25	00:00:06	00:01:43
10	1ra fila	00:01:03	00:00:07	00:00:24	00:00:13	00:01:47
11	1ra fila	00:01:01	00:00:08	00:00:26	00:00:48	00:02:23
12	1ra fila	00:00:55	00:00:10	00:00:25	00:00:04	00:01:34
13	2da fila	00:01:06	00:00:08	00:00:24	00:00:07	00:01:45
14	2da fila	00:01:06	00:00:06	00:00:26	00:00:11	00:01:49

15	2da fila	00:00:54	00:00:09	00:00:27	00:00:04	00:01:34
16	2da fila	00:01:04	00:00:08	00:00:25	00:00:04	00:01:42
17	2da fila	00:01:03	00:00:05	00:00:34	00:00:06	00:01:49
18	2da fila	00:01:10	00:00:06	00:00:23	00:00:06	00:01:45
19	2da fila	00:00:58	00:00:05	00:00:24	00:00:04	00:01:32
20	2da fila	00:01:02	00:00:07	00:00:26	00:00:07	00:01:42
21	2da fila	00:00:53	00:00:08	00:00:23	00:00:55	00:02:19
22	2da fila	00:01:02	00:00:09	00:00:25	00:00:11	00:01:48
23	2da fila	00:01:00	00:00:07	00:00:26	00:00:06	00:01:39
24	3ra fila	00:00:56	00:00:09	00:00:22	00:00:04	00:01:31
25	3ra fila	00:01:01	00:00:07	00:00:23	00:01:06	00:02:37
26	3ra fila	00:01:02	00:00:07	00:00:24	00:00:07	00:01:40
27	3ra fila	00:01:05	00:00:06	00:00:21	00:00:06	00:01:38
28	3ra fila	00:00:56	00:00:09	00:00:22	00:00:06	00:01:34
29	3ra fila	00:01:06	00:00:07	00:00:23	00:00:05	00:01:41
30	3ra fila	00:00:58	00:00:10	00:00:25	00:00:07	00:01:40
31	3ra fila	00:01:05	00:00:08	00:00:25	00:00:42	00:02:20
32	3ra fila	00:00:56	00:00:07	00:00:23	00:00:06	00:01:32
33	3ra fila	00:01:01	00:00:09	00:00:24	00:00:08	00:01:41
34	3ra fila	00:00:57	00:00:08	00:00:24	00:00:14	00:01:43
Promedio/taladro		00:01:01	00:00:08	00:00:25	00:00:12	00:01:46
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras						00:05:00
Tiempo total de sostenimiento del frente						01:05:04

Anexo 12. Tiempo de perforación del frente con la malla propuesta (*Figura 31*)

Nº taladro	Descripción del taladro	Emboquillado	Perforación 12 pies	Cambio tal a tal	Demoras	Tiempo total por taladro
1	Arrastre	00:00:31	00:03:11	00:00:07	00:02:03	00:05:52
2	Arrastre	00:00:21	00:03:19	00:00:05	00:01:23	00:05:08

3	Arrastre	00:01:05	00:02:38	00:00:05	00:00:52	00:04:40
4	Arrastre	00:00:24	00:02:45	00:00:04	00:01:35	00:04:48
5	Arrastre	00:00:48	00:02:37	00:00:05	00:02:09	00:05:39
6	Arrastre	00:00:21	00:01:54	00:00:03	00:00:23	00:02:41
7	Producción	00:00:16	00:01:58	00:00:04	00:00:08	00:02:26
8	Producción	00:00:24	00:02:16	00:00:06	00:00:25	00:03:10
9	Producción	00:00:14	00:01:19	00:00:07	00:00:13	00:01:53
10	Producción	00:00:20	00:01:15	00:00:04	00:00:17	00:01:55
11	Producción	00:00:11	00:01:34	00:00:05		00:01:50
12	Producción	00:00:21	00:01:29	00:00:03		00:01:53
13	Producción	00:00:24	00:01:41	00:00:04		00:02:09
14	Producción	00:00:23	00:01:28	00:00:04		00:01:55
15	Producción	00:00:16	00:02:13	00:00:04		00:02:34
16	Producción	00:00:17	00:01:41	00:00:05		00:02:03
17	Producción	00:00:20	00:02:09	00:00:07		00:02:36
18	Producción	00:00:16	00:01:40	00:00:05		00:02:01
19	Producción	00:00:21	00:02:15	00:00:06		00:02:43
20	Producción	00:00:20	00:01:46	00:00:04		00:02:10
21	Producción	00:00:24	00:02:08	00:00:04	00:00:16	00:02:52
22	Producción	00:00:16	00:02:01	00:00:05		00:02:22
23	Producción	00:00:20	00:01:34	00:00:07		00:02:01
24	Producción	00:00:27	00:01:53	00:00:08		00:02:28
25	Producción	00:00:22	00:01:56	00:00:05		00:02:23
26	Producción	00:00:21	00:01:46	00:00:06		00:02:13
27	Producción	00:00:22	00:01:56	00:00:06		00:02:24
28	Producción	00:00:27	00:01:33	00:00:06		00:02:06
29	Producción	00:00:29	00:01:35	00:00:08		00:02:12
30	Producción	00:00:10	00:01:35	00:00:07		00:01:52
31	Producción	00:00:18	00:01:36	00:00:03		00:01:57
32	Producción	00:00:15	00:01:29	00:00:04		00:01:48
33	Producción	00:00:27	00:01:38	00:00:06		00:02:11

34	Cuadrador	00:00:18	00:01:27	00:00:07	00:00:43	00:02:35
35	Cuadrador	00:00:20	00:01:28	00:00:05		00:01:52
36	Cuadrador	00:00:27	00:01:25	00:00:08		00:02:00
37	Cuadrador	00:00:14	00:01:23	00:00:04		00:01:40
38	Contorno	00:00:14	00:01:47	00:00:04		00:02:05
39	Contorno	00:00:19	00:01:33	00:00:04		00:01:55
40	Contorno	00:00:24	00:02:04	00:00:08		00:02:36
41	Contorno	00:00:15	00:01:36	00:00:06		00:01:58
42	Contorno	00:00:14	00:01:55	00:00:05		00:02:14
43	Contorno	00:00:20	00:01:41	00:00:04	00:00:21	00:02:26
44	Contorno	00:00:29	00:01:47	00:00:06		00:02:22
45	Contorno	00:00:13	00:01:38	00:00:07		00:01:58
46	Contorno	00:00:14	00:01:35	00:00:07		00:01:56
47	Contorno	00:00:22	00:02:08	00:00:05		00:02:35
48	Contorno	00:00:18	00:01:33	00:00:07		00:01:58
49	Contorno	00:00:14	00:01:36	00:00:07		00:01:57
50	Contorno	00:00:20	00:02:10	00:00:05		00:02:35
51	Contorno	00:00:18	00:01:36	00:00:07		00:02:00
52	Contorno	00:00:14	00:01:32	00:00:07		00:01:53
53	Contorno	00:00:28	00:02:05	00:00:05		00:02:38
54	Contorno	00:00:28	00:01:20	00:00:07		00:01:55
55	Contorno	00:00:29	00:01:16	00:00:06		00:01:51
56	Contorno	00:00:25	00:01:18	00:00:05		00:01:48
57	Contorno	00:00:21	00:01:07	00:00:06		00:01:33
58	Contorno	00:00:15	00:01:24	00:00:06	00:00:21	00:02:05
59	Contorno	00:00:10	00:01:21	00:00:08		00:01:39
60	Contorno	00:00:18	00:01:22	00:00:05		00:01:44
61	Contorno	00:00:14	00:01:35	00:00:06		00:01:55
62	Contorno	00:00:20	00:02:02	00:00:06		00:02:28
63	Contorno	00:00:14	00:01:41	00:00:04		00:01:59
64	Contorno	00:00:17	00:01:28	00:00:06		00:01:51

65	Contorno	00:00:21	00:01:43	00:00:08		00:02:12
66	Contorno	00:00:12	00:02:12	00:00:06		00:02:30
67	Contorno	00:00:11	00:01:28	00:00:04		00:01:43
68	Contorno	00:00:15	00:01:19	00:00:07	00:01:08	00:02:49
69	Alivio	00:00:14	00:04:42	00:00:06		00:05:02
70	Alivio	00:00:21	00:05:08	00:00:04		00:05:33
71	Alivio	00:00:26	00:04:18	00:00:06		00:04:50
72	Alivio	00:00:17	00:05:06	00:00:01		00:05:24
Promedio por taladro		00:00:20	00:01:56	00:00:05	00:00:10	00:02:32
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras						00:05:00
Tiempo total de perforación del frente						03:07:59

Anexo 13. Tiempo de limpieza del frente con la malla propuesta

Nº viajes	Tiempo ida	Tiempo cuchareo	Tiempo retorno	Tiempo descarga	Tiempo total por viaje
1	00:02:17	00:00:06	00:01:22	00:00:05	00:03:50
2	00:00:46	00:00:10	00:01:19	00:00:09	00:02:24
3	00:01:02	00:00:07	00:01:21	00:00:10	00:02:40
4	00:00:50	00:00:05	00:01:20	00:00:10	00:02:24
5	00:01:05	00:00:08	00:01:22	00:00:11	00:02:46
6	00:00:42	00:00:01	00:01:20	00:00:09	00:02:12
7	00:00:48	00:00:10	00:01:22	00:00:15	00:02:35
8	00:00:52	00:00:07	00:01:25	00:00:14	00:02:38
9	00:01:07	00:00:13	00:01:22	00:00:16	00:02:58
10	00:00:50	00:00:06	00:01:25	00:00:10	00:02:31
11	00:00:50	00:00:09	00:01:19	00:00:17	00:02:35
12	00:01:17	00:00:08	00:01:24	00:00:11	00:03:00
13	00:00:42	00:00:12	00:01:23	00:00:08	00:02:25
14	00:01:01	00:00:21	00:01:28	00:00:07	00:02:57
15	00:00:45	00:00:43	00:01:19	00:00:18	00:03:05

16	00:01:17	00:01:11	00:01:20	00:00:14	00:04:02
Promedio	00:01:01	00:00:15	00:01:22	00:00:11	00:02:49
Tiempo total de limpieza del frente por disparo					00:45:02

Anexo 14. Tiempo de carguío al volquete con la malla propuesta

N°	Tiempo	Tiempo	Tiempo
viajes	cuchareo	carguío	total por cuchara
1	00:00:09	00:00:37	00:00:46
2	00:00:11	00:00:36	00:00:47
3	00:00:11	00:00:38	00:00:49
4	00:00:07	00:00:41	00:00:48
5	00:00:12	00:00:40	00:00:52
6	00:00:06	00:00:38	00:00:44
7	00:00:09	00:00:41	00:00:50
8	00:00:11	00:00:45	00:00:56
9	00:00:07	00:00:38	00:00:45
10	00:00:10	00:00:40	00:00:50
11	00:00:11	00:00:47	00:00:58
12	00:00:08	00:00:51	00:00:59
13	00:00:13	00:00:37	00:00:50
14	00:00:09	00:00:39	00:00:48
15	00:00:37	00:00:46	00:01:23
16	00:00:48	00:00:38	00:01:26
Promedio	00:00:14	00:00:41	00:00:54
Tiempo total de carguío por disparo			00:14:31

Anexo 15. Tiempo de sostenimiento con shotcrete con la malla propuesta

Descripción	Tiempo total
Camión hormigonero	
Traslado shotcrete de planta de concreto III a RP2705	00:11:02

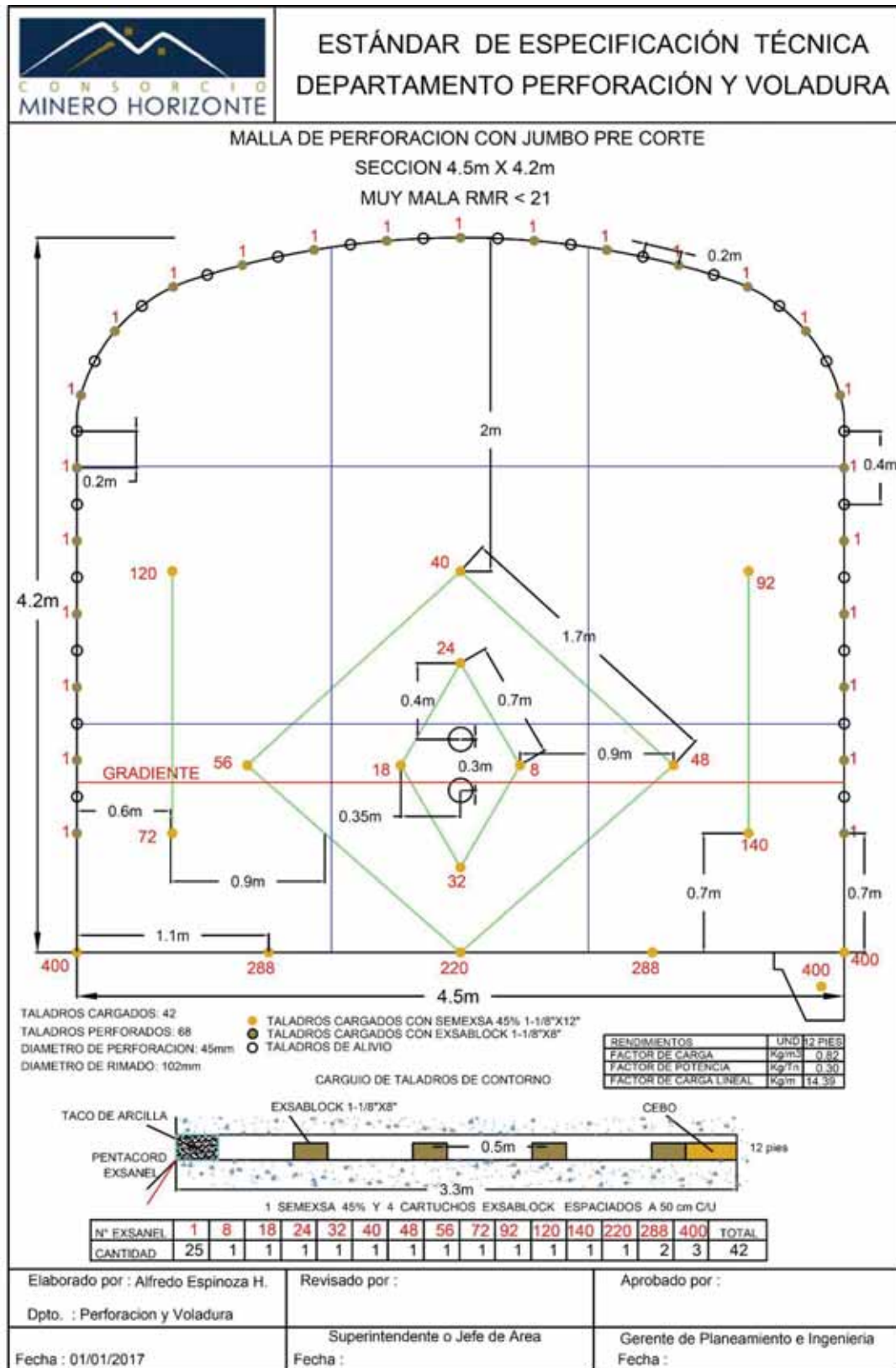
Espera de robot en la labor y otras demoras	00:03:00
Lanzador de concreto	
Lanzado de 1" (1ra capa)	00:05:32
Instalación de calibradores biselado 45° D/madera 3"xØ7/8"	00:07:44
Lanzado de 2" (tapado de calibradores)	00:12:11
Instalación del mixer (acomodo de mixer a robot)	00:00:45
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras	00:05:00
Tiempo total de sostenimiento con shotcrete (lanzado)	00:31:12

Anexo 16. Tiempo de sostenimiento con pernos con la malla propuesta

Nº	Descripción	Perforación	Cambio	Instalación	Cambio	Tiempo
taladro	del taladro	8 pies	perf-emp	del perno	tal-tal	total/taladro
1	1ra fila	00:00:56	00:00:14	00:00:25	00:00:12	00:01:47
2	1ra fila	00:01:09	00:00:09	00:00:26	00:00:09	00:01:53
3	1ra fila	00:00:58	00:00:08	00:00:25	00:00:10	00:01:41
4	1ra fila	00:01:01	00:00:11	00:00:21	00:00:10	00:01:44
5	1ra fila	00:01:06	00:00:08	00:00:24	00:00:17	00:01:55
6	1ra fila	00:01:01	00:00:06	00:00:25	00:00:13	00:01:45
7	1ra fila	00:01:02	00:00:06	00:00:32	00:00:08	00:01:48
8	1ra fila	00:01:04	00:00:07	00:00:23	00:00:09	00:01:43
9	1ra fila	00:01:02	00:00:06	00:00:22	00:00:03	00:01:34
10	1ra fila	00:01:05	00:00:08	00:00:24	00:00:52	00:02:29
11	1ra fila	00:01:03	00:00:06	00:00:26	00:00:12	00:01:47
12	2da fila	00:01:05	00:00:08	00:00:22	00:00:04	00:01:39
13	2da fila	00:01:01	00:00:06	00:00:33	00:00:05	00:01:44
14	2da fila	00:01:03	00:00:07	00:00:23	00:00:06	00:01:39
15	2da fila	00:01:00	00:00:09	00:00:24	00:00:11	00:01:44
16	2da fila	00:00:56	00:00:07	00:00:24	00:00:08	00:01:35
17	2da fila	00:00:56	00:00:08	00:00:23	00:00:10	00:01:37
18	2da fila	00:01:07	00:00:07	00:00:23	00:00:04	00:01:41

19	2da fila	00:01:00	00:00:06	00:00:31	00:00:06	00:01:42
20	2da fila	00:01:00	00:00:09	00:00:22	00:00:49	00:02:20
21	2da fila	00:00:56	00:00:07	00:00:24	00:00:08	00:01:35
22	2da fila	00:01:00	00:00:06	00:00:26	00:00:07	00:01:39
23	3ra fila	00:00:57	00:00:08	00:00:25	00:00:03	00:01:34
24	3ra fila	00:01:02	00:00:07	00:00:24	00:00:15	00:01:48
25	3ra fila	00:00:54	00:00:09	00:00:25	00:00:04	00:01:33
26	3ra fila	00:00:56	00:00:06	00:00:23	00:00:15	00:01:40
27	3ra fila	00:01:06	00:00:06	00:00:30	00:00:12	00:01:54
28	3ra fila	00:01:08	00:00:07	00:00:25	00:00:14	00:01:54
29	3ra fila	00:01:05	00:00:08	00:00:25	00:00:03	00:01:42
30	3ra fila	00:01:05	00:00:06	00:00:25	00:00:58	00:02:33
31	3ra fila	00:01:00	00:00:07	00:00:22	00:00:04	00:01:34
32	3ra fila	00:01:06	00:00:06	00:00:25	00:00:12	00:01:49
33	3ra fila	00:01:03	00:00:08	00:00:26	00:00:01	00:01:38
Promedio/taladro		00:01:02	00:00:07	00:00:25	00:00:13	00:01:47
Instalación y desinstalación del equipo y otras demoras						00:05:00
Tiempo total de sostenimiento del frente						01:03:39

Anexo 17. Estándar de malla de perforación y voladura (Muy mala RMR < 21)



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

Anexo 18. Procedimiento para el pintado de la malla de perforación propuesta

¿CÓMO PINTAR UNA MALLA DE PERFORACIÓN?

MATERIALES:

- Pintura esmalte color rojo
- Cordeles
- Plomada

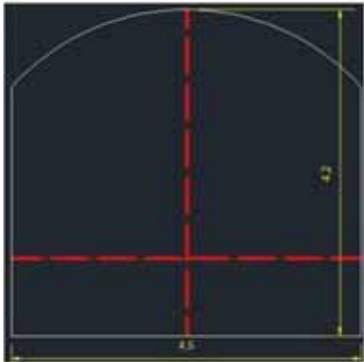


- Brocha
- Tubo PVC (Reticulado con cinta reflectiva)

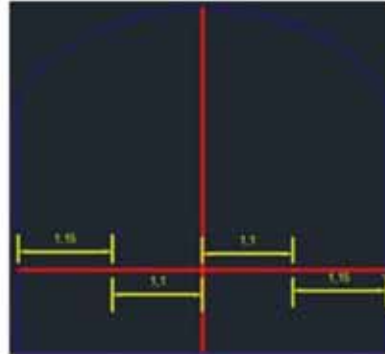


Sección de 4.5m X 4.2m

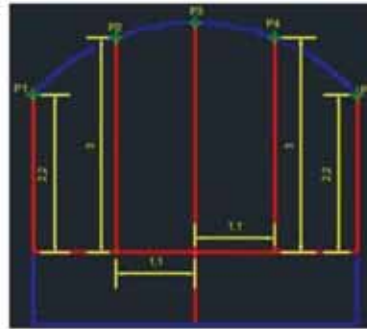
1. Primero debemos de trazar nuestra gradiente y línea centro haciendo uso de un par de cordeles.



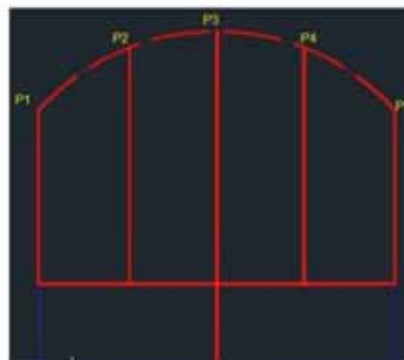
2. Una vez trazada la gradiente en nuestro frente, dividir esta en 4 partes, a una longitud que se especifica en la imagen.



3. Luego de haber dividido la gradiente en 4 partes, trazar rectas de cada división con las medidas especificadas en la siguiente imagen y pintar un punto en el lado final.

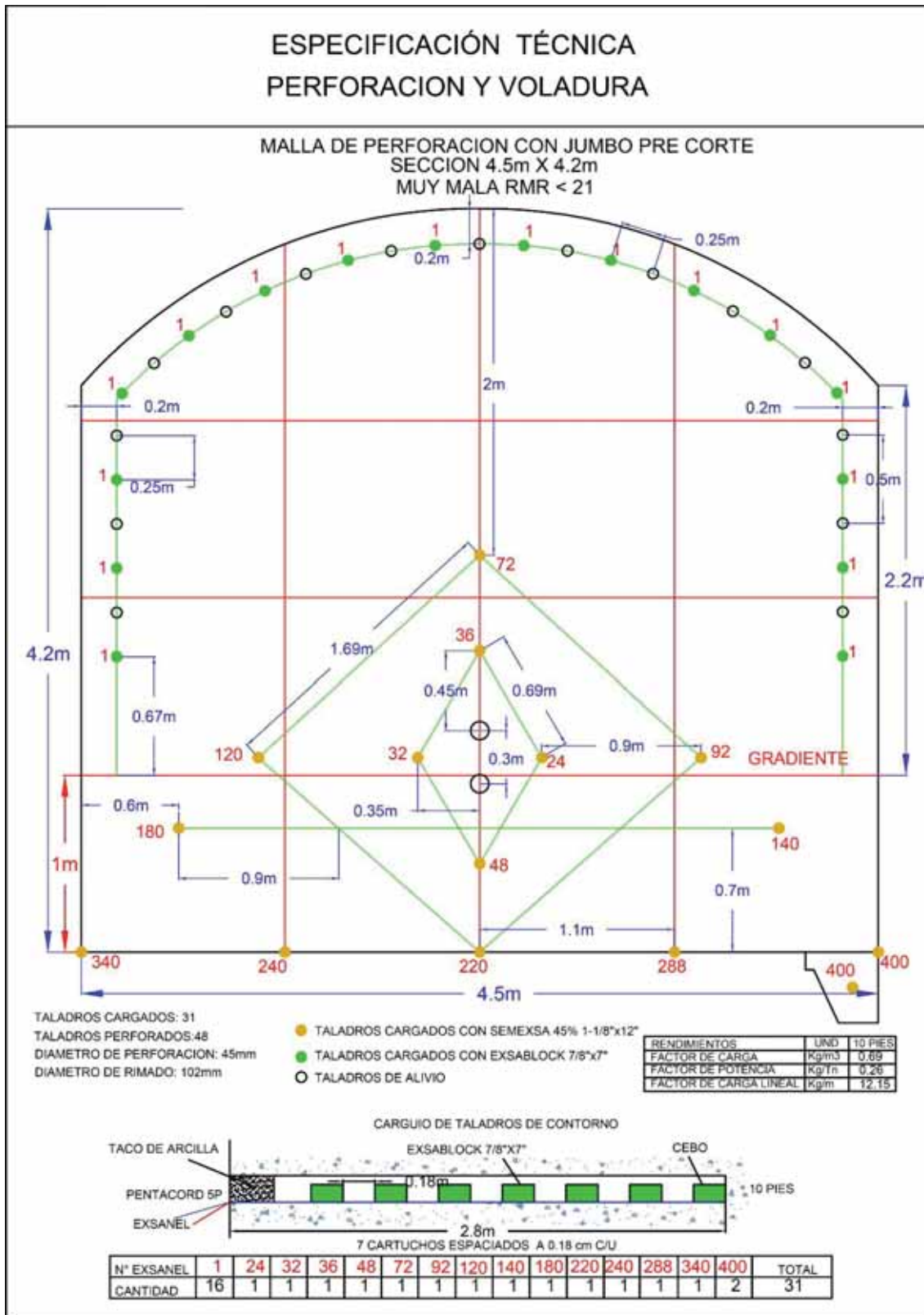


4. Después, unimos los puntos determinados (P1, P2, P3, P4 y P5) y de esta manera generamos el arco de parte de la corona. Ello nos permitirá proyectar una malla más exacta y uniforme.



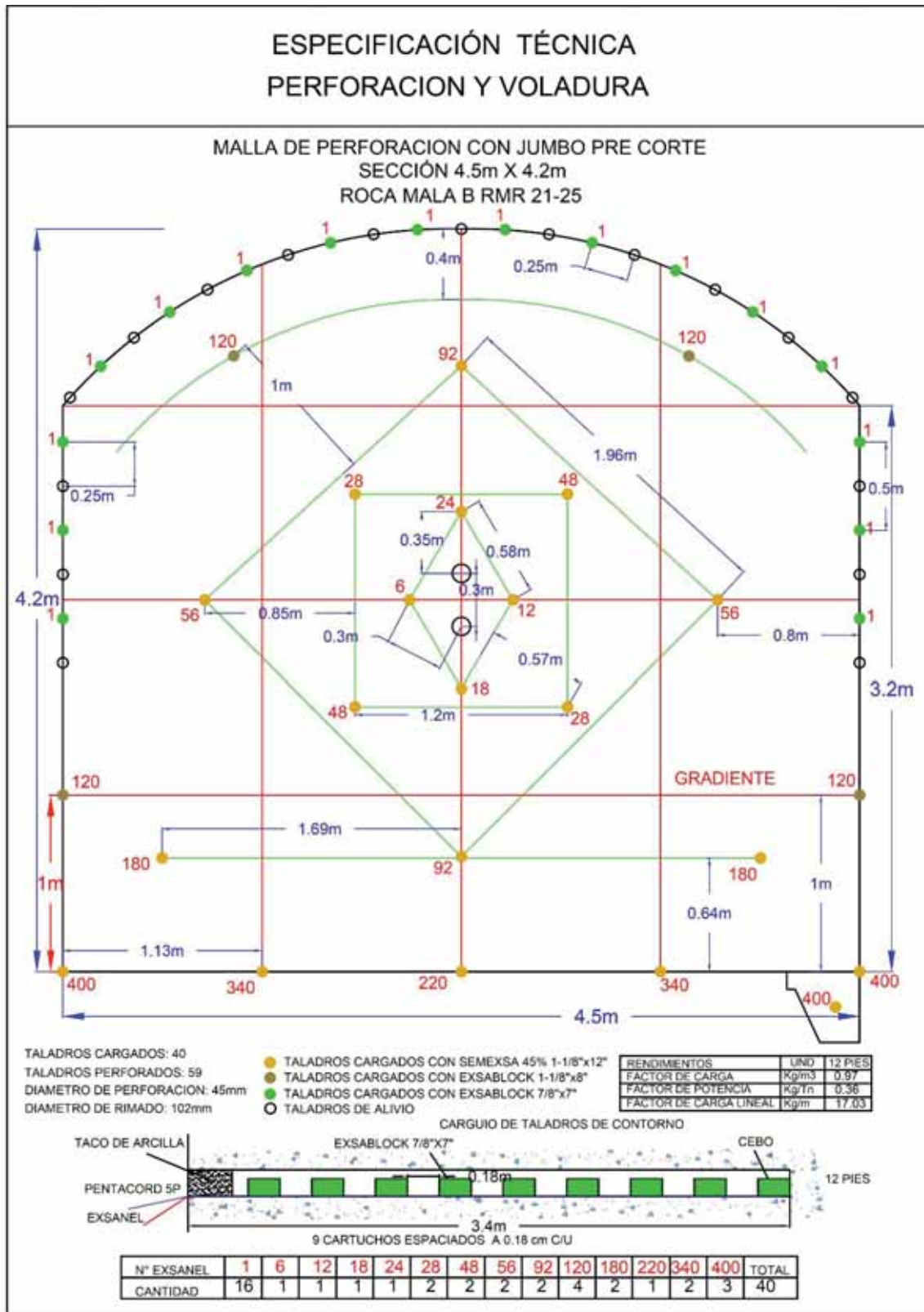
Fuente: Elaboración propia

Anexo 19. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Muy mala RMR < 21)



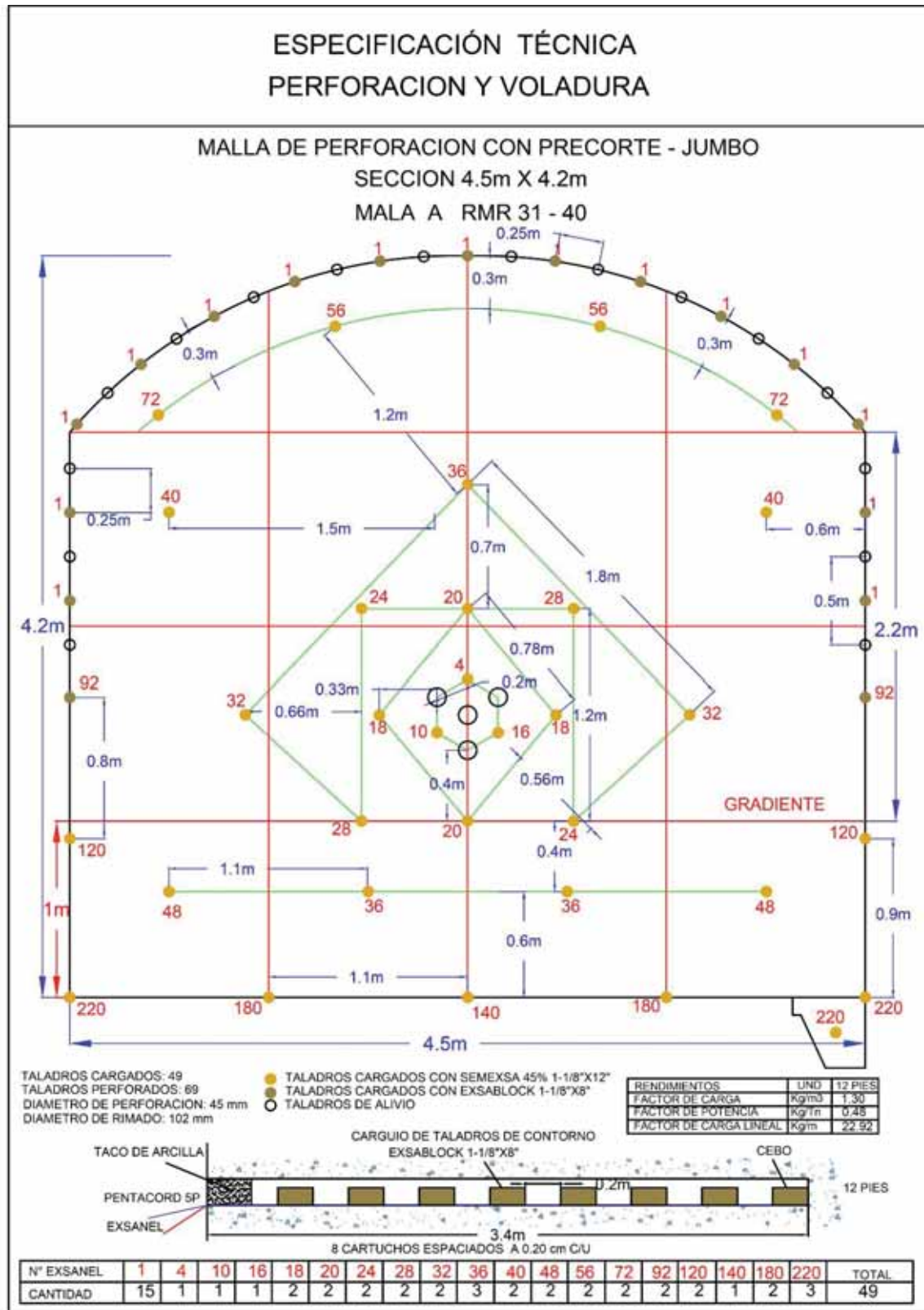
Fuente: Elaboración propia

Anexo 20. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala B RMR 21 – 25)



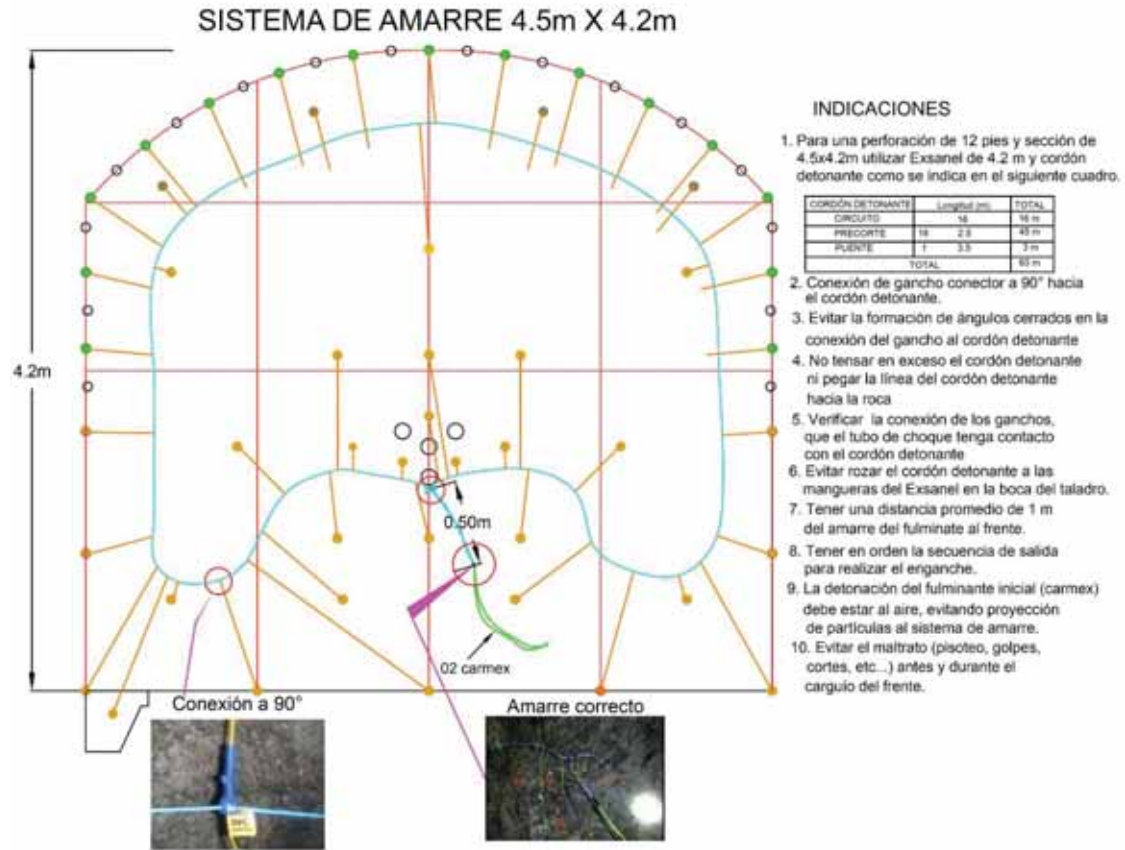
Fuente: Elaboración propia

Anexo 21. Diseño de malla de perforación y voladura propuesta (Mala A RMR 31 – 40)



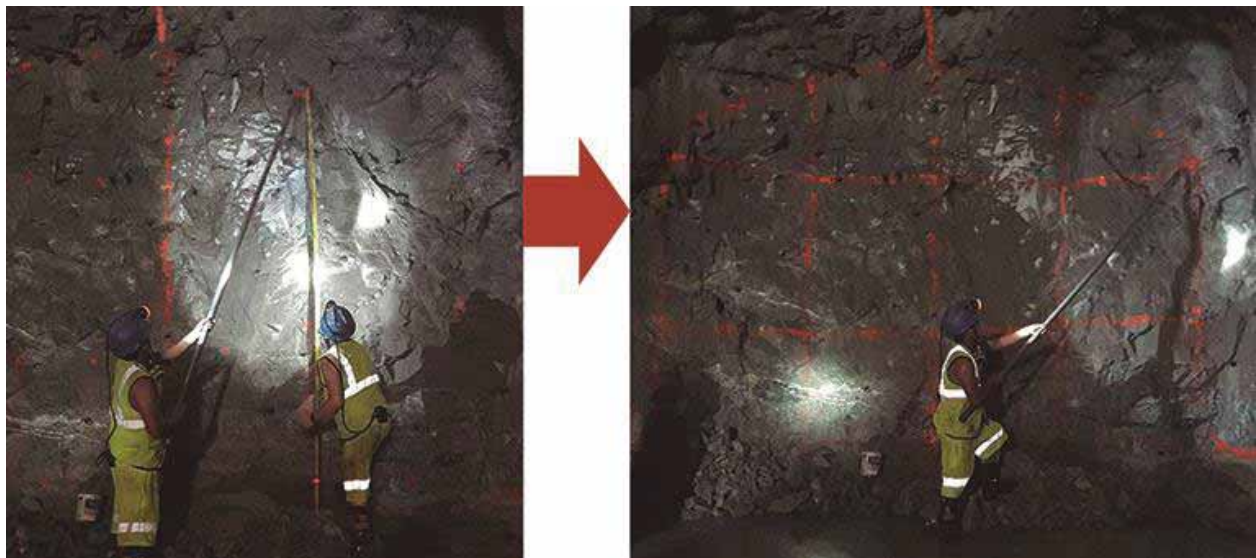
Fuente: Elaboración propia

Anexo 22. Sistema de amarre (faneles a pentacord y carmex)



Fuente: Elaboración propia

Anexo 23. Pintado de la malla de perforación en la RP2705



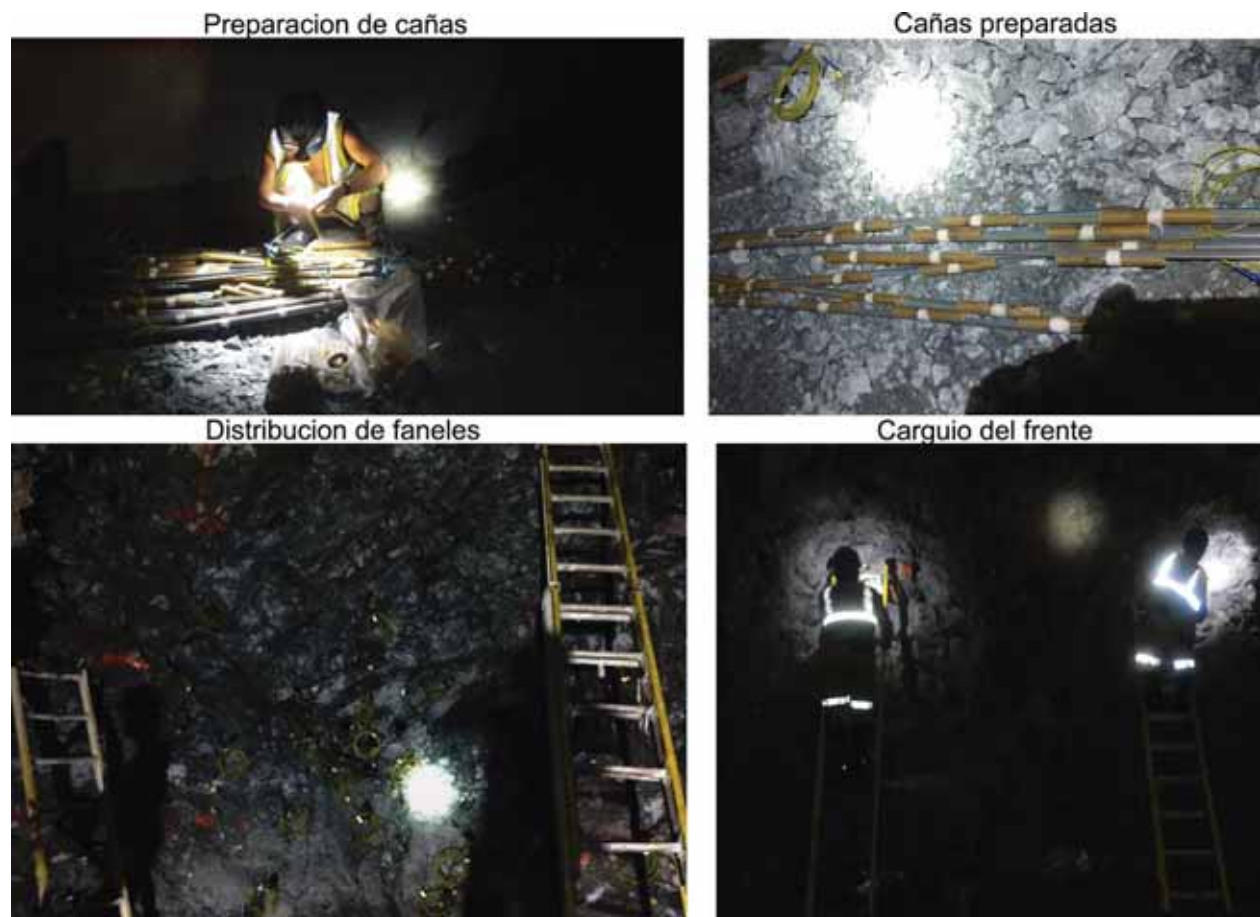
Fuente: Propia

Anexo 24. Perforación del arranque cilíndrico y control del paralelismo con guidores



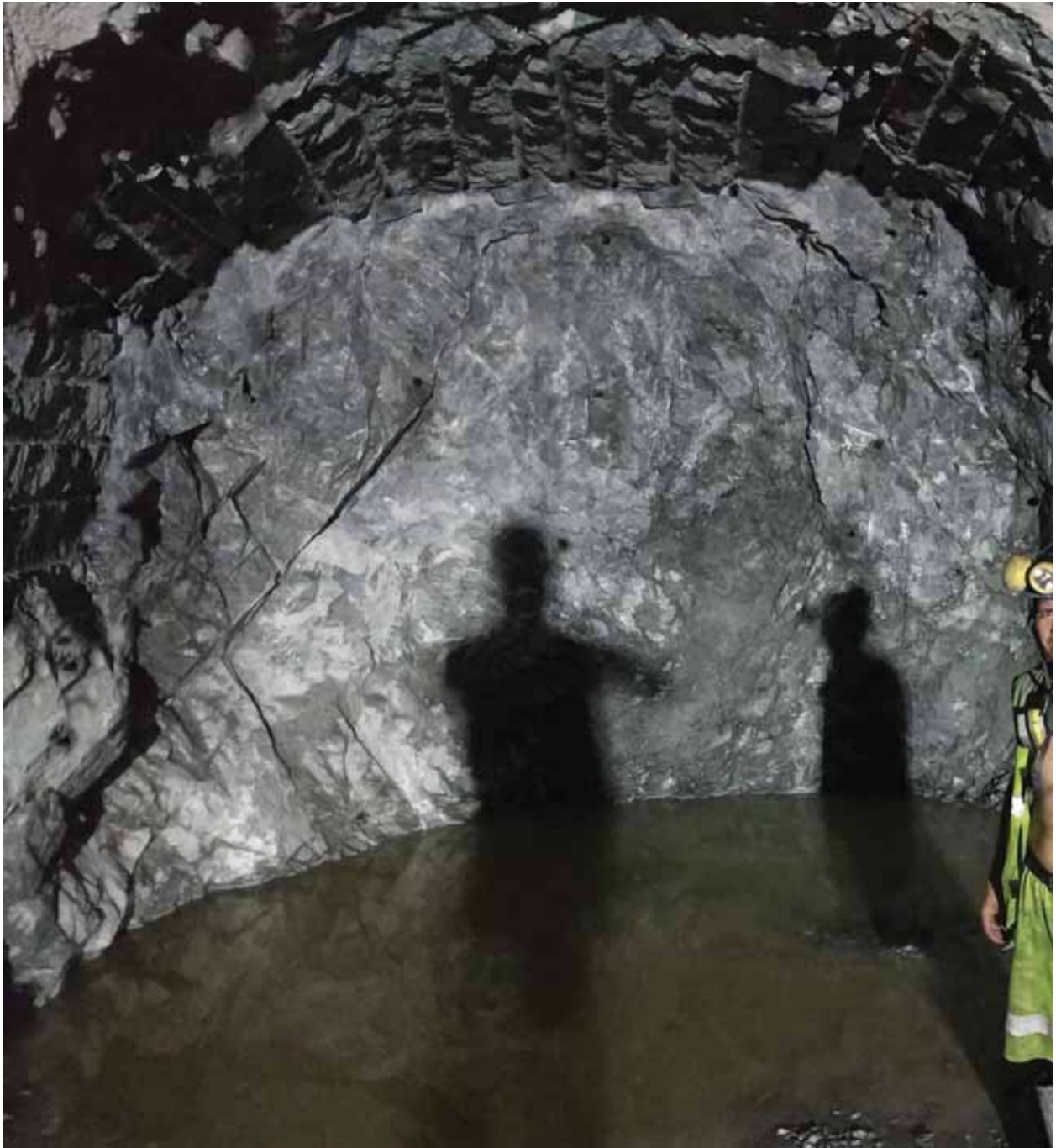
Fuente: Propia

Anexo 25. Preparación de cañas para precorte y carguío del frente



Fuente: Propia

Anexo 26. Resultado de la voladura controlada precorte (huellas de cañas)



Fuente: Propia