

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD
DEL CUSCO**

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINAS Y
METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE COSTOS EN LA VOLADURA DE PRE –
CORTE EN LA MINA CUAJONE – MOQUEGUA”**

**PARA OPTAR AL TÍTULO
PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

PRESENTADO POR:

BACH. ELIZA PARDO LAUREL

ASESOR:

Mg. ODILON CONTRERAS ARANA

CUSCO - PERÚ

2021

DEDICATORIA

A Dios al encaminarme con sus bendiciones en todo momento y muy especial a mí querida familia por su apoyo incondicional con su amor, comprensión confianza y esfuerzo, para mi diaria superación personal y profesional.

A mis amados padres: Abraham Pardo Delgado y Paulina Laurel Alegría quienes me dan las fuerzas necesarias para seguir continuando con mi labor diaria y así cumplir con mis objetivos.

A mis queridos hermanos: Amilcar, Ronal, José, Aldo, Maribel, Uriel, Elvis, Sinthia, Banderly y a mis cuñadas Deysi y Raquel.

AGRADECIMIENTOS

Un eterno agradecimiento a DIOS por haber permitido que concluya con éxito un escalón más de mi vida, sobre todo por darme una familia que a diario me impulsaron para alcanzar el logro personal, profesional y que pueda ser útil en la sociedad.

En segunda instancia agradezco a mis padres Abraham y Paulina, a mis hermanos en especial a mi hermana Maribel Pardo por su incondicional apoyo durante la realización de este trabajo.

A la compañía minera Southern Perú Cooper Corporation por haberme brindado la oportunidad de trabajo y a la empresa: Famesa Explosivos S.A.

INTRODUCCIÓN

El enfoque de la perforación y voladura en tajo abierto a nivel mundial está cambiando; Pasamos de establecer planes de acción de reducción de costos a través de indicadores como: Costo de perforación en \$/TM o Factor de Potencia en Kg/TM.

A establecer planes de acción para optimizar el uso de nuestros recursos sin dejar de cumplir los objetivos operativos de minado.

Las voladuras controladas son atípicas y costosas, por tales motivos pocas empresas mineras destinan recursos para investigar y/o implementar las mismas en el ciclo de minado, las aplicaciones de estas técnicas tienen distintos campos de acción tales como: Minería subterránea, obras civiles, canteras, carreteras, etc.

La presente tesis cuenta con 5 capítulos los cuales son los siguientes:

Cap. 1: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

Cap. 2: GENERALIDADES DE MINA CUAJONE

Cap. 3: MARCO TEORICO

Cap. 4: DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE PRECORTE ORIENTADO A REDUCCIÓN DE COSTOS

Cap. 5: EVALUACIONES TÉCNICO - ECONÓMICAS

En dicho contenido se muestra el paso a paso de los procedimientos de perforación y voladura acompañados de instrumentación, software y modelos matemáticos utilizando pruebas de acuerdo a normas internacionales que les da la credibilidad a los fundamentos de cada una de éstas técnicas utilizadas para la optimización en la voladura de precorte en Mina Cuajone.

RESUMEN

El presente es un trabajo del tipo explicativo-experimental desarrollado en mi condición de tesista en conjunto con la empresa: Famesa Explosivos S.A.C. división tajo abierto zona sur para su cliente la compañía minera: Southern Perú Cooper Corporation – Mina Cuajone en el periodo: enero de 2016 a junio de 2016. En dicho periodo se realizaron pruebas para replantear el estándar de taladros de “precorte” con diámetro de 12 ¼” a taladros de “precorte” con diámetro 5”; Para la evaluación del presente estudio tomé en cuenta los siguientes indicadores:

- Utilizando geófonos para campo cercano se demostró que el nivel de atenuación de vibraciones de las voladuras de producción utilizando el diseño sugerido (5”) fue del 71,5% en comparación con el diseño encontrado (12 ¼”) que corresponde al 44,79%.
- Interpretando el modelo geotécnico utilizando el Slide V6.0 ingresando los datos de las pruebas de campo con información geotécnica se corroboró que la utilización adecuada de una técnica de voladura controlada proporciona un mayor Factor de Seguridad en taludes cercanos; Pues pasamos de 1,476 a 1,798 utilizando la técnica del precorte con diámetro de 12 ¼”.
- Se optimizó los costos de P&V en la fila de pre corte; Pues si tenemos en cuenta los costos en la perforación, pues este aumenta. El costo de P&V por taladro baja (de 177,46 \$/taladro a 98,06 \$/taladro) se disminuyó en un 7% el costo de voladura de taladros de precorte de 2,96 \$/m² a 2,75 \$/m².
- Utilizando el 2D Bench se demostró que la distribución de energía a lo largo de las paredes finales y taludes adyacentes es más y mejor aprovechada en generar el plano de corte.

ABSTRACT

This is a work of the explanatory-experimental type developed in my capacity as a thesis in conjunction with the company: Famesa Explosivos S.A.C. Open pit division south zone for its client the mining company: Southern Peru Cooper Corporation - Cuajone Mine in the period: January 2016 to June 2016. During this period tests were carried out to rethink the standard of “trim” drills with a diameter of 12 ¼ ”to“ precut ”holes with 5” diameter; For the evaluation of this study I took into account the following Kpi:

- Using geophones for near field I showed that the level of vibration attenuation of the production blasting using the suggested design (5 ”) was 71.5% compared to the design found (12 ¼”) corresponding to 44.79 %.
- Interpreting the geotechnical model using Slide V6.0 by entering the data from the field tests with corroborated geotechnical information that the proper use of a controlled blasting technique provides us with a higher Safety Factor in nearby slopes; Then we go from 1,476 to 1,798 using the precut technique with a diameter of 12¼ ”.
- I optimized the cost of drilling and blasting of pre-cut drills; Well, although it is true, the cost of drilling and blasting per drill is increased. The total cost reduced (from \$ 177,46/ drill to \$ 98,06 / drill) the blasting cost of pre-cut drills was reduced by 7 % from 2,96 \$/ m² to \$ 2,75 / m².
- Using 2D Bench I showed that the distribution of energy along the final walls and surrounding slopes is more and better used to generate the cutting plane.

LISTA DE FIGURAS

Figura 01: Ubicación geográfica de mina Cuajone.....	30
Figura 02: Fisiografía y geología regional – Mina Cuajone.....	32
Figura 03: Geología local Cuajone.....	33
Figura 04: Columna estratigráfica de Mina Cuajone.....	34
Figura 05: Origen de cuerpos mineralizados de Cuajone.....	35
Figura 06: Rocas preliminares: Grupo Toquepala – Vulcanismo regional.....	36
Figura 07: Geología estructural de la Mina Cuajone.....	37
Figura 08. Levantamiento por celda de detalle en talud.....	39
Figura 09. Mecanismo de falla tipo planar.....	40
Figura 10. Condición estructural de falla planar.....	41
Figura 11. Mecanismo de falla tipo cuña.....	41
Figura 12. Condición estructural de falla en cuña.....	42
Figura 13. Mecanismo de falla por vuelco.....	42
Figura 14. Condición estructural de falla por vuelco.....	43
Figura 15. Mecanismo de falla circular.....	43
Figura 16. Mecanismos de falla identificados en el tajo.....	44
Figura 17: Mineralización Pit actual de la Mina Cuajone	45
Figura 18: Distribución de Cobre y Molibdeno.....	46
Figura 19: Mineralización, reservas minerales y Cut off de Mina Cuajone.....	47
Figura 20: Perforadora P&H realizando la perforación.....	49
Figura 21. Malla de P&V del proyecto: 643 en el Nivel 3715.....	51
Figura 22: Mallas de perforación antes del disparo.....	52
Figura 23: Disparo de mallas de perforación	53
Figura 24: Material después del disparo.....	53

Figura 25: Pala eléctrica en su frente de minado	54
Figura 26: Cargador frontal realizando el carguío.....	54
Figura 27: Equipos de carguío, auxiliar y de transporte.....	55
Figura 28: Camion Dresser 830-E de 218 TM.....	55
Figura 29: Construcción de faja transportadora de mineral.....	56
Figura 30: Diagrama de flujos de planta concentradora de Mina Cuajone.....	57
Figura 31: OPEX - Mina Cuajone.....	58
Figura 32: Diseño de voladura de precorte.....	62
Figura 33: Cargas desacopladas para voladura de precorte.....	63
Figura 34: Diseño de voladura de recorte.....	63
Figura 35: Voladura amortiguada	64
Figura 36: Teoría del método de precorte.....	66
Figura 37: Teoría del método de precorte.....	66
Figura 38: Secuencia de disparo en voladura de precorte.....	73
Figura 39: Inclinación del taladro de precorte.....	74
Figura 40: Tipos de desacoplamiento	74
Figura 41: Mecanismo de rotura de taladros de precorte.....	75
Figura 42: Desarrollo de una detonación.....	76
Figura 43. ANFO.....	79
Figura 44. Resistencia al agua de HA.....	80
Figura 45. Terminología de voladura de rocas en Bancos.....	80
Figura 46: Pared final.....	83
Figura 47: Evaluación cuantitativa de una voladura de precorte.....	84
Figura 48: Evaluación cualitativa de una voladura de precorte	85
Figura 49: Modos potenciales de fallas en taludes.....	86
Figura 50: Definición y cálculo del término: Factor de seguridad.....	86
Figura 51: Generación de Vibraciones en la detonación de un taladro.....	87
Figura 52: Tipos y direcciones de ondas identificadas en un disparo.....	88

Figura 53: Tipos de ondas generadas en una detonación.....	88
Figura 54: Detritus y malla de perforación Mina Cuajone.....	92
Figura 55: Perforación de taladros de precorte de 12 1/4" en mina cuajone.....	93
Figura 56: Carguío de taladros de precorte de 12 1/4".....	95
Figura 57: Amarre en “V” con el sistema electrónico Ikon.....	96
Figura 58: Dirección de desplazamiento con el sistema electrónico.....	96
Figura 59. Amarre en echelón de taladros de precorte con el sistema pirotécnico.	97
Figura 60. Simulación de la detonación antes de la optimización líneas de isotiempo	97
Figura 61. Simulación de la detonación antes de la optimización Halos de energía....	98
Figura 62. Famecorte-S.....	100
Figura 63. Diseño de perforación con taladros de precorte de 5”	104
Figura 64. Diseño de perforación con taladros de precorte de 5” vista en 3D....	105
Figura 65. Diseño de perforación con taladros de precorte de 5” vista en 3D....	105
Figura 66. Diseño de carguío en taladros de precorte de 5”	107
Figura 67. Amarre de taladros de precorte de 5”	108
Figura 68. Secuencia de detonación de disparo primario 6-LP-3160.....	109
Figura 69. Análisis de generación de humos 6-LP-3160.....	109
Figura 70. Secuencia de detonación de disparo con pared final 5-LP-3280.....	110
Figura 71. Análisis de generación de humos 5-LP-3280.....	111
Figura 72. Ubicación de la prueba 01.....	111
Figura 73. Perforadora P&H 120 A.....	112
Figura 74. Perforadora ROC L-8.....	112
Figura 75. Carguío de taladros de precorte.....	113
Figura 76. Instalación de los geófonos empotrados en concreto para las pruebas.	113
Figura 77. Taladro de precorte de 5” disparado.....	114

Figura 78. Esquema detallado de la prueba 01	114
Figura 79. Ubicación de la prueba 02.....	115
Figura 80. Tapado de taladros de taladros de la fila de “precorte”.....	115
Figura 81. Adaptación del geófono al tubo de PVC.....	116
Figura 82. Esquema detallado de la prueba 02.....	116
Figura 83. Ubicación de la prueba 03.....	117
Figura 84. Esquema detallado de la prueba 03.....	118
Figura 85: Secuencia de Pre y Post Voladura.....	119
Figura 86. Pared final con la prueba 01	119
Figura 87. Pared final con la prueba 02.....	120
Figura 88. Configuración del sismógrafo para monitoreo de vibraciones 7-LP-3160.....	121
Figura 89. Pictograma del monitoreo de vibraciones Proyecto 7-LP-3160.....	121
Figura 90. Despliegue de onda aérea (air blast) 7-LP-3160.....	122
Figura 91. Cálculo de la disturbancia en macizos rocosos.....	122
Figura 92. Configuración del sismógrafo para monitoreo de vibraciones 5-LP-3280.....	123
Figura 93. Pictograma del monitoreo de vibraciones Proyecto 5-LP-3280.....	123
Figura 94. Despliegue de onda aérea (air blast) 5-LP-3280.....	124
Figura 95. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 01	124
Figura 96. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 02.....	125
Figura 97. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 03	126
Figura 98. Simulación del amarre superficial y el carguío de taladros de la prueba 01.....	128
Figura 99. Simulación de la detonación y líneas de isotiempo de la Prueba 01.....	129

Figura 100. Distribución de energía de la Prueba 01.....	129
Figura 101. Simulación del amarre superficial y el carguío de taladros de la prueba 02.....	130
Figura 102. Simulación de la detonación y líneas de isotiempo de la Prueba 02...	130
Figura 103. Distribución de energía de la Prueba 02.....	131
Figura 104. Modelo geomecánico de la sección del Tajo N35°E.....	132
Figura 105. Modelo interprete del Factor de Seguridad para disparos sin taladros de precorte.....	132
Figura 106. Modelo interprete del Factor de Seguridad para disparos con taladros de precorte.....	133
Figura 107. Diseños propuestos de voladura de precorte.....	136
Figura 108. Diseño actual y diseño propuesto para taladros de precorte.....	138

LISTA DE TABLAS

Tabla 01: Variables dependientes e independientes.....	27
Tabla 02. Propiedades obtenidas a partir de ensayos no destructivos	38
Tabla 03. Propiedades obtenidas a partir de ensayos destructivos.....	38
Tabla 04. Valoración del Macizo Rocoso.....	39
Tabla 05: Distribución de roca mineralizada.....	45
Tabla 06: Variables para la perforación según el macizo rocoso en mina Cuajone.....	50
Tabla 07: Configuración de cargas en taladros de precorte.....	67
Tabla 08: Sensitividad de un explosivo.....	77
Tabla 09: VOD del explosivo.....	78
Tabla 10. Resumen de parametos de perforacion en taladros de 12 ¼”.....	92
Tabla 11: Parámetros de carga para taladros de 12 1/4".....	94
Tabla 12. Recomendación del diámetro del Famecorte.....	99
Tabla 13. Características Técnicas del explosivo.....	100
Tabla 14. Resumen de cálculo de burden y spac. en taladros de Precorte de 5”.....	102
Tabla 15. Parámetros para el diseño de taladros de Producción de Mina Cuajone...	103
Tabla 16. Resumen de cálculo de burden y espaciamiento en taladros buffer	104
Tabla 17. Parámetros de carga para taladros de 5”.....	107
Tabla 18. Consumos de accesorios de la perforadora P&H 120 ^a	134
Tabla 19. Perforación Mensual por tipo de taladros en taladros de 12 ¼”.....	134
Tabla 20. Estructura de costos mensuales la perforadora P&H 120 ^a	134
Tabla 21. Indicadores de Costos asociados a la perforación con taladros de 12 ¼”.....	134
Tabla 22. Consumos y rendimientos de accesorios de la perforadora ROC L8.....	135
Tabla 23. Rendimientos de perforación de la perforadora ROC L8.....	135
Tabla 24. Estructura de costos mensuales de la perforadora ROC L8.....	135

Tabla 25. Indicadores de Costos asociados a la perforación con taladros de 5".....	136
Tabla 26. Costos asociados a diseños propuestos de voladura de precorte con taladros de 5 pulgadas.....	137
Tabla 27. Tabla de Factores de carga por tipo de diseño.....	137
Tabla 28. Costo de P&V del diseño actual (12 ¼") y diseño propuesto (5").....	138
Tabla 29. Tabla de costo en \$/m2 y ahorro anual estimado.....	139
Tabla 30: Tabla resumen de resultados obtenidos	139

ANEXOS

Anexo 1: Relación de Incidentes de Enero a mayo 2016.....	143
Anexo 2: Relación de personal con tendencia al riesgo 2016.....	143
Anexo 3: Resumen movimiento accesorios de voladura - mayo 2016.....	144
Anexo 4: Monitoreo de tiempo de excavación.....	145
Anexo 5: Resumen de disparos mayo 2016.....	145
Anexo 6: Monitoreo de la velocidad de detonación (VOD).....	146
Anexo 7: Simulación de carga operante proyecto: 643 en el Nivel 3715.....	146
Anexo 8: Simulación de diseño y amarre proyecto: 634/635 en el Nivel 3700.....	147
Anexo 9: Simulación de carga operante proyecto: 643 en el Nivel 3715.....	147
Anexo 10: Curva granulométrica de la Pala 01.....	148

TABLA DE CONTENIDO

DEDICATORIA.....	I
AGRADECIMIENTOS	II
INTRODUCCIÓN	III
RESUMEN	IV
ABSTRACT	V
LISTA DE FIGURAS.....	VI
LISTA DE TABLAS	XI
ANEXOS	XIII
TABLA DE CONTENIDO	XIV
CAPITULO I:	25
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION	25
1.1. Planteamiento del problema	25
1.1.1. Formulación del problema	26
1.1.1.1. Problema General.....	26
1.1.1.2. Problemas Específicos	26
1.2. Objetivos de la investigación	26
1.2.1. Objetivo General	26
1.2.2. Objetivos Específicos.....	26
1.3. Justificación del problema.....	27
1.3.1 Justificación Técnica	27
1.3.2 Justificación Económica	27
1.4. Variables e indicadores.....	27
1.5. Hipótesis	28
1.5.1. Hipótesis principal.....	28
1.5.2. Hipótesis específicas	28
1.6. Metodología de la investigación	28

1.6.1. Tipo y nivel de investigación.....	28
1.6.2. Población y Muestra	28
1.6.2.1. Población	28
1.6.2.2 Muestra	28
1.6.3. Técnicas de recopilación de datos	29
1.6.4. Técnicas de procesamiento de datos	29
CAPITULO II:	30
GENERALIDADES DE MINA CUAJONE.....	30
2.1. Ubicación.....	30
2.2. Accesibilidad.....	31
2.3. Reseña Histórica	31
2.4. Geología Regional.	31
2.5. Geología Local.....	32
2.5.1. Fisiografía	33
2.5.2. Litoestratigrafía	33
2.5.3. Origen y tipo de yacimiento.....	34
2.6. Geología Estructural de la Mina	36
2.7 Caracterización del macizo rocoso en Mina Cuajone	38
2.7.1 Caracterización de la roca intacta.....	38
2.7.2 Caracterización del macizo rocoso.....	39
2.8 Orientación de las estructuras geológicas en Mina Cuajone	40
2.9. Mineralización	44
2.9.1. Mineralización de Cobre.....	44
2.9.2. Mineralización de Molibdeno.....	46
2.10. Descripción de las operaciones mineras en Mina Cuajone	47
2.10.1. Método de explotación en Mina Cuajone.	47

2.10.2. Vida de la mina y ritmo de producción	47
2.10.3. Cut – Off	48
2.10.4. Relación de desbroce (Stripping)	48
2.11. Etapas para la extracción del mineral.	48
2.11.1. Planeamiento.....	48
2.11.2. Minado	49
2.11.2.1. Operaciones Unitarias	49
2.11.3. Procesamiento Metalúrgico	55
2.12. Costos.	56
CAPITULO III:	58
MARCO TEORICO	58
3.1. Antecedentes	58
3.2. Voladura Controlada.....	58
3.2.1. Teoría del método.....	58
3.2.2. Tipos de voladura controlada.....	59
3.2.2.1. Perforación en línea	60
3.2.2.2. Voladura de recorte.	61
3.2.2.3. Voladura amortiguada.....	62
3.3. Definición de Precorte	63
3.3.1. Teoría de la voladura de precorte	63
3.3.2. Perforación de taladros de precorte	64
3.3.3. Profundidad del precorte.....	65
3.3.4. Carga de taladros de precorte	66
3.3.5. Taladros de precorte llenos de agua	66
3.3.6. Beneficios de la voladura de precorte	66
3.3.7. Aplicaciones de la voladura de precorte	67

3.3.8. Ventajas de la voladura de precorte	67
3.3.9. Desventajas de la voladura de precorte	68
3.4. Diseño de voladura de precorte	68
3.4.1. Diseño de la presión de detonación	68
3.4.2. Diseño del espaciamiento entre taladros de precorte	69
3.4.3. Diseño de factor de carga en voladura de precorte	70
3.4.4. Secuencia de salida en voladura de precorte	70
3.4.5. Inclinación del precorte.....	71
3.4.6. Desacoplamiento	72
3.4.7. Mecanismo de rotura de precorte:	73
3.5. Parámetros que intervienen en una voladura de precorte	73
3.6. Explosivos	73
3.7. Detonación	74
3.8. Termoquímica de los explosivos	75
3.9. Sensitividad de un explosivo.....	75
3.10. Velocidad de detonación del explosivo (VOD)	76
3.11 Agente explosivo	76
3.11.1. ANFO	77
3.11.2. Heavy ANFO (HA)	77
3.12. Terminología de voladura de rocas en bancos	78
3.12.1. Burden (B)	79
3.12.2. Espaciamiento (S).....	80
3.12.3. Sobreperforación /Subdrilling /Pasadura (SD)	80
3.12.4. Taco (T).....	80
3.12.5. Cresta (C)	80
3.12.6. Pie de Banco (Toe)	80

3.13. Accesorio de Voladura	80
3.14. Evaluación del resultado de voladura de precorte	81
3.14.1. Factor de cañas visibles FCV	82
3.14.2. Método fotográfico.....	82
3.14.3. Método topográfico	83
3.15. Estabilidad de Taludes.....	83
3.16. Factor de seguridad (FS)	84
3.17. Factor de carga (FC)	84
3.18. Vibraciones	85
3.19. Tipos de ondas generadas por voladura de rocas.....	86
CAPÍTULO IV:.....	87
DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE PRECORTE ORIENTADO A REDUCCIÓN DE COSTOS	87
4.1 Proceso de perforación y voladura de taladros de precorte antes de la optimización	87
4.1.1. Diseño del explosivo para taladros de 12 1/4”	87
4.1.2. Diseño de mallas de perforación de precorte con taladros de 12 1/4”.	88
4.1.3. Proceso de perforación.....	90
4.1.4. Proceso de carguío de taladros	91
4.1.5. Proceso de amarre.....	93
4.2. Diseño del explosivo para taladros de 5”	96
4.2.1. Diseño de los taladros de Precorte con diámetro de 5”.....	98
4.2.2. Diseño de los taladros Buffer	100
El diseño de los parámetros técnicos para la perforación de los taladros buffer estará en función a los parámetros técnicos de perforación y voladura de los taladros de	

producción proporcionados por el área de P&V de mina Cuajone, los cuales están estandarizados según el tipo de roca a volar.	100
DATOS:.....	101
4.2.3. Proceso de carguío de taladros	104
4.3. Procedimiento de Pruebas de voladura	106
4.3.1 Disparo de proyecto: 6-LP-3160, con taladros de producción de 12 ¼” y sin taladros de pre-corte.	106
4.3.2 Disparo de proyecto: 5-LP-3280 con taladros de precorte de 12 ¼”	108
4.3.3 Prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”.	109
4.3.4 Prueba 02 con una fila de 11 taladros de pre-corte de 12 ¼”	112
4.3.5 Prueba 03 con una fila de 25 taladros de pre-corte de 12 ¼”.	115
4.4 Evaluación de resultados de precorte	116
4.4.1 Factor de Cañas visibles:	116
4.4.2 Análisis de Vibraciones	118
CAPÍTULO V	126
EVALUACIONES TÉCNICO - ECONÓMICAS	126
5.1. EVALUACIONES TECNICAS	126
5.1.1. Evaluación de la malla de perforación para precorte	126
5.1.1.1. Simulación y evaluación de la prueba 01 (Después de la optimización) con taladros de pre-corte de 5”.	126
5.1.1.2. Simulación y evaluación de la prueba 02 (Antes de la optimización) con taladros de pre-corte de 12 ¼”.	128
5.1.2. Evaluación del Factor de seguridad en taludes cercanos	129
5.1.2.1. Evaluación del Factor de seguridad en mallas sin taladros de precorte	129

5.1.2.2. Evaluación del Factor de seguridad en mallas con taladros de precorte	130
5.2. EVALUACIONES ECONOMICAS	131
5.2.1. Evaluación del rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 12 ¼” y 5”	131
5.2.1.1. Evaluación del Rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 12 ¼”	131
5.2.1.2. Evaluación del rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 5”	132
5.2.2. Evaluación de los costos de voladura de precorte	134
5.2.2.1. Diseños propuestos de voladura de precorte con taladros de 5 pulgadas	134
5.2.2.2. Evaluación de los costos asociados a diseños propuestos de voladura de precorte con taladros de 5 pulgadas	135
5.2.3. Análisis de costos de precorte entre taladros de 12 ¼” y 5”	136
5.2.3.1. Diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”) para taladros de precorte	136
5.2.3.2. Evaluación del costo de perforación y voladura del diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”) para taladros de precorte en un tramo de 100m	136
5.3. RESUMEN DE RESULTADOS COMPARATIVOS	137
CONCLUSIONES	138
RECOMENDACIONES	139
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	140
ANEXOS	141

CAPITULO I:

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Planteamiento del problema

La mina Cuajone, propiedad de Southern Perú Copper Corporation, viene a ser un depósito de cobre de tipo porfirítico con una vida de al menos mayor a los 40 años por lo tanto a la fecha los niveles donde se realiza la extracción del mineral son profundos y es por lo mismo que hay que considerar un especial detalle en establecer y definir parámetros de vibración (Velocidades Pico Partículas Críticas) y en primera instancia el objetivo es lograr taludes estables que sean capaces de soportar el peso de los niveles más altos y así garantizar una operación segura que cumpla con todos los tres estándares: en primer lugar la Seguridad, con segunda instancia la calidad y por último y no menos importante la productividad.

Es importante recordar, que gran parte de los problemas de inestabilidad tienen su verdadero origen en diversos aspectos, como geológicos, redistribución de esfuerzos, presencia de agua, diseño, etc. Así mismo es lógico inferir que las voladuras que se realizan alteran en forma progresiva y sistemática los parámetros geo mecánicos del macizo rocoso, pudiendo contribuir a afectar en ultimo termino la estabilidad de los taludes, mucho más aún, si no se tiene definido un diseño de voladura de control que minimicen los daños.

Teniendo el problema de mayor los altos costos de P&V en precorte en taladros con diámetro de 12 ¼” en la actualidad es la justificación de llevar a cabo la presente tesis de investigación a fin de reducir costos de perforación y voladura de precorte esperando obtener mejores resultados en la estabilidad del talud final y un ángulo de talud deseado además de ser viable y económico, para cuyo efecto se tiene conocimiento y aplicación de herramientas en tecnología avanzada de perforación, explosivos, accesorios y logística pertinente.

1.1.1. Formulación del problema

1.1.1.1. Problema General

¿Qué parámetros técnicos – operativos y económicos influyen en los costos de la voladura de pre-corte enfocada a controlar la estabilidad de taludes en el tajo Cuajone?

1.1.1.2. Problemas Específicos

- ¿Cuáles son los problemas técnico operativos que aquejan actualmente en perforación y voladura en mina Cuajone?
- ¿Cómo obtener paredes de taludes finales, con los cuales, durante el proceso productivo de la mina, permita mayor seguridad y ventajas económicas?
- ¿Cuál es la diferencia de los parámetros de P&V en la fila de precorte entre diámetros de 12 ¼” y 5”, estableciendo la condición de talud final?

1.2. Objetivos de la investigación

1.2.1. Objetivo General

Optimizar los parámetros técnicos – operativos y económicos que influyen en el costo de la técnica de voladura de pre-corte enfocada al control de la estabilidad de taludes en el tajo Cuajone.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Identificar los problemas técnico-operativos que aquejan actualmente en perforación y voladura en mina Cuajone.
- Obtener paredes de taludes estables finales, con las cuales, durante la producción de la mina, permita mayor seguridad y ventajas económicas en mina Cuajone.
- Comparar los parámetros de P&V de la fila de precorte utilizando diámetros de 12 ¼ pulgadas y 5 pulgadas viendo los aspectos: técnico-operativo y económico.

1.3. Justificación del problema.

Considerando el tema de estudio se puede indicar que tiene 2 tipos de justificación:

1.3.1 Justificación Técnica

La técnica de voladura de “precorte” utilizada actualmente en mina Cuajone, se basa en el principio de voladura: Air Deck (taco de aire) que tiene como finalidad fragmentar el macizo rocoso, desestimando el fin primordial de la voladura de pre-corte que es el perfilado y mantener y/o cuidar la estabilidad del talud final. Se realizándose un diseño nuevo de la perforación y voladura respetando los principios de la voladura de pre-corte.

1.3.2 Justificación Económica

El costo “oculto” producto de tener taludes finales inestables, por ejemplo: Mayor utilización del equipo auxiliar en tareas no programadas ni costeadas en el forecast anual de la mina, se incrementa la probabilidad de ocurrencia de incidentes en la operación.

1.4. Variables e indicadores

Tabla 01: Cuadro de doble entrada que muestra las variables e indicadores de la investigación.

	VARIABLES	SUB-VARIABLES	INDICADORES
DEPENDIENTE	OPTIMIZAR LOS PARAMETROS TECNICOS - OPERATIVOS - ECONOMICOS Y MEJORAR LA ESTABILIDAD DE TALUDES	-	Costos operativos expresados en \$/Hr, \$/m, \$/taladro. El factor de seguridad FS\geq1
INDEPENDIENTES	DISEÑO DE PERFORACION DE PRE-CORTE	Macizo Rocosos	Burden, espaciamiento, diámetro del taladro expresado en (m) RMR, GSI, Resistencia a la compresión y tensión expresados en (Mpa).
	DISEÑO DE VOLADURA DE PRE-CORTE	Agente explosivo	Densidad en g/cm³ VOD en m/seg o Km/seg Presión de detonación en Mpa Factor de carga en Kg/m²

Fuente: Creación Propia.

1.5. Hipótesis

1.5.1. Hipótesis principal

“Implementando los nuevos parámetros calculados en la fila del precorte propuestos en mina Cuajone, se logrará optimizar los resultados técnicos – operativos – económicos del área de P&V y mejorar la estabilidad de taludes”

1.5.2. Hipótesis específicas

- El cambio del diseño de la perforación y voladura de precorte mejorará los parámetros: operativos y económicos que aquejan actualmente en la mina Cuajone.
- El rediseño de los parámetros del precorte incrementará el Factor de Seguridad de taludes cercanos.
- El rediseño de la perforación y voladura de precorte utilizando diámetros de taladros de 5 pulgadas mejorará los parámetros técnicos que aquejan actualmente en la mina Cuajone en comparación con los taladros de 12 ¼ pulgadas de diámetro utilizados actualmente.

1.6. Metodología de la investigación

1.6.1. Tipo y nivel de investigación

Cuantitativa viene a ser la investigación y en el nivel viene a ser evaluativo experimental, pues se hará una evaluación técnico – económica comparativa del procedimiento de perforación y voladura de taladros de precorte actual y propuesto.

1.6.2. Población y Muestra

1.6.2.1. Población

Para la investigación esta fue representada en gran parte por la base de datos de los disparos primarios en Mina Cuajone y los resultados obtenidos a partir de pruebas de implementación de técnicas de voladura de precorte de la empresa Famesa Explosivos S.A.C

1.6.2.2 Muestra

La muestra está representada por:

- Datos de perforación y voladura de un disparo primario sin taladros de “precorte” del proyecto: 6-LP-3160, en la fase 6 Banco 3160 al SE proporcionados por el departamento de P&V de Mina Cuajone.

- Datos de perforación y voladura de un disparo primario con taladros de “precorte” del proyecto: 5-LP-3280, en la fase 5 Banco 3280 al SE proporcionados por el departamento de P&V de Mina Cuajone.
- Datos de perforación y voladura de 03 pruebas con variantes de técnicas de voladura de precorte de la empresa Famesa Explosivos S.A. ubicados en la fase 6, banco 3175 al NW del tajo.

1.6.3. Técnicas de recopilación de datos

Principalmente los métodos de recolección de datos e instrumentos que utilizaremos son:

- Técnica Documental.
 - Instrumento: Ficha documental
- Técnica de observación.
 - Instrumento: Ficha de evaluación de disparos
- Técnica de simulación.
 - Instrumento: Software de simulación de P&V y de Geomecánica
- Técnicas de campo.
 - Instrumento 1: Sismógrafos Instantel de 08 canales.
 - Instrumento 3: Kit de densidades homologado.
 - Instrumento 4: Microtap marca MREL de 50 Hertz

1.6.4. Técnicas de procesamiento de datos

Los datos recopilados en la etapa previa fueron procesados en los siguientes instrumentos informáticos y de software:

- 2D Bench Versión 2.2.8
- Slide Versión 6.0
- AutoCAD 2019
- Minesight 14.5
- Instantel 11.0
- Split Desktop 9.0

CAPITULO II: GENERALIDADES DE MINA CUAJONE

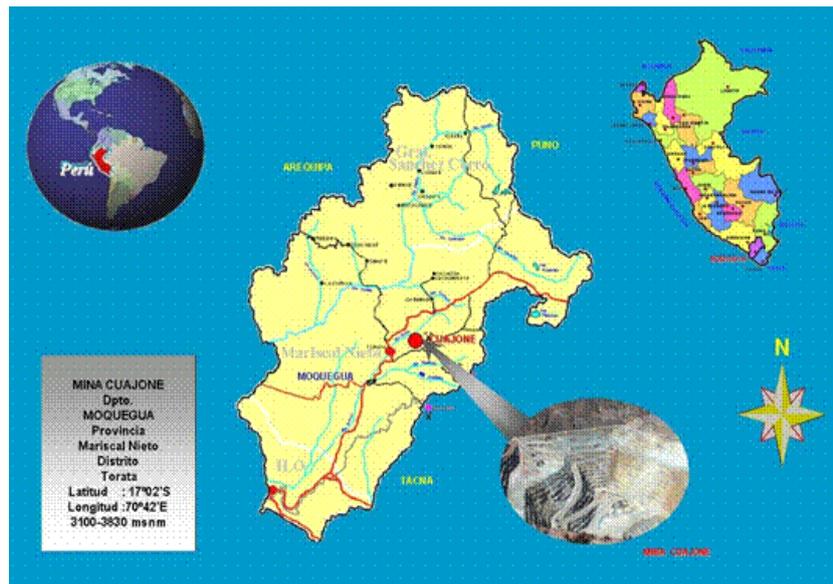
2.1. Ubicación

Minera Cuajone está ubicada al Sur del Perú, la misma que forma parte de toda la franja cuprífera del sur peruano y norte chileno. La dirección viene a ser de Noroeste a Sureste. Pertenece a la región de Moquegua, Provincia de Mariscal Nieto y finalmente al distrito de Torata; a un nivel por encima del mar aproximado de 3150 – 3500.

Las coordenadas UTM – WGS84 en las que se encuentra son:

- **Este: 538200.00 y 542000.00**
- **Norte:84000.00 y 87800.00**

Figura 01: Ubicación geográfica de mina Cuajone.



Fuente: Google Maps.

2.2. Accesibilidad

A la mina Cuajone se puede acceder de 2 formas:

- Vía terrestre: Primero desde cualquier parte del país se tiene que llegar hasta la ciudad de Moquegua, posteriormente se toma la ruta que lleva a Mina Cuajone. El viaje dura alrededor de hora y media para poder llegar hasta las instalaciones de Mina Cuajone.
- Vía aérea: Otra forma de acceder a la mina es por la vía aérea, aterrizando desde cualquier parte del país en el aeropuerto de Moquegua y posteriormente ir en carro hasta el campamento de Cuajone.

2.3. Reseña Histórica

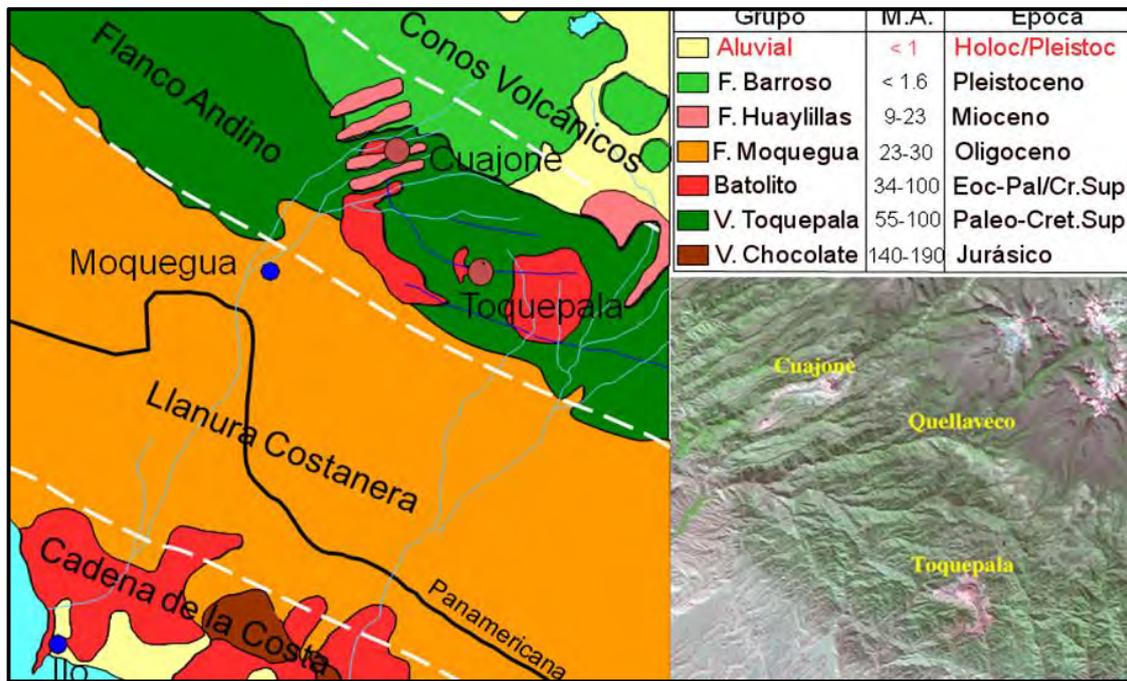
Las exploraciones en Mina Cuajone empiezan alrededor de los años 1937 posteriormente se realizaron perforaciones diamantinas, después se siguió con prospecciones Geofísicas, Prospecciones Geoquímicas, y finalmente con las pruebas de laboratorio metalúrgico.

La producción de la Mina Cuajone inició en 1976 y en 1980 se construyó las instalaciones de la planta procesadora de Molibdeno. Posteriormente en los próximos años se inició con el método de lixiviación y finalizando los 90's se amplió la planta de tratamiento a 87000 TM/día.

2.4. Geología Regional.

Geomorfológicamente logramos distinguir: La cordillera y llanura de la costa, la parte lateral andina y el conjunto de Conos Volcánicos. Estos lugares geomorfológicos se ven posicionadas de Sur a Norte al Este del yacimiento y son limitados en su mayoría por las variantes meteorológicas y la Geología del lugar.

Figura 02: Fisiografía y geología regional – Mina Cuajone

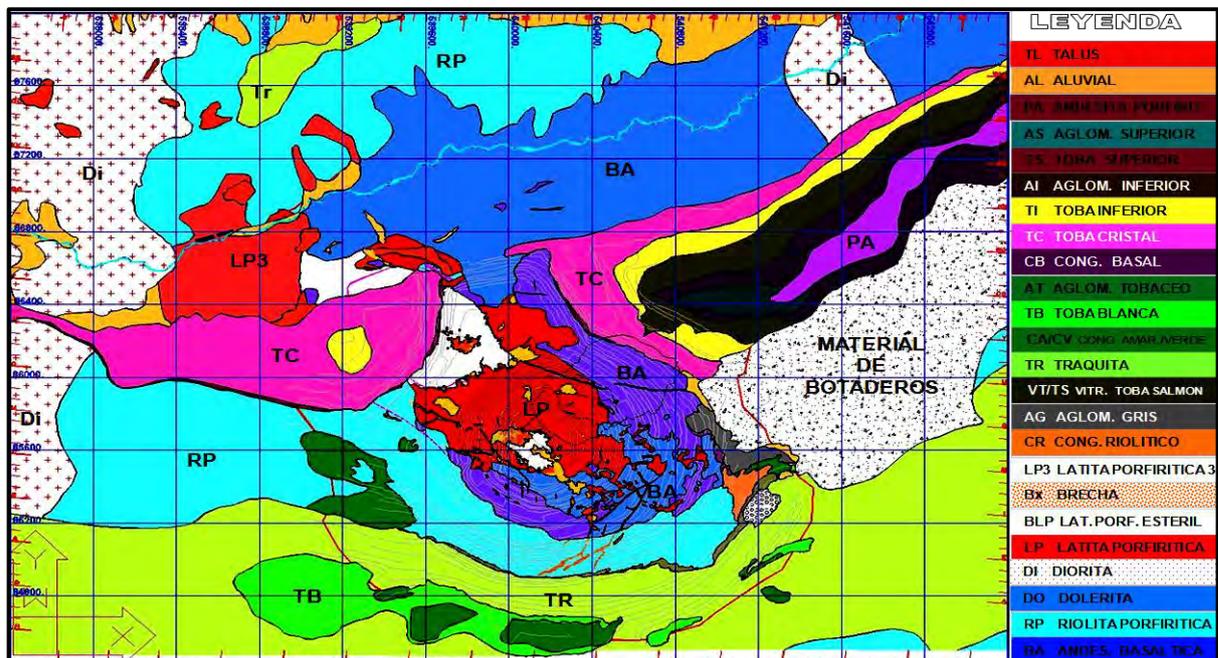


Fuente: Departamento de Geología Cuajone

2.5. Geología Local

El yacimiento cuprífero de Cuajone se ubica en la banda andina la cual se forma por una gran cantidad de material volcánico rocoso y rocas intrusivas que generan una superficie rocosa escabrosa con grandes declives y las zonas más altas alcanzan los 4 000 m.s.n.m. En las zonas más elevadas se puede observar una superficie relativamente de forma sinuosa y algunas zonas planas en su mayoría rodeada por material volcánico. La zona enriquecida fue en gran parte erosionada al Noroeste del rio Torata y vagamente erosionada en su zona central en dirección de E-W por la quebrada denominada Chuntacala, la cual desemboca cuando la temporada de lluvia llega al Rio Torata. Las rocas volcánicas son en gran manera predominantes en el Yacimiento de Cuajone, los mismos que han sido depositados a lo largo de los años desde afines del Cretáceo hasta nuestros tiempos.

Figura 03: Geología local Cuajone



Fuente: Departamento de Geología Cuajone

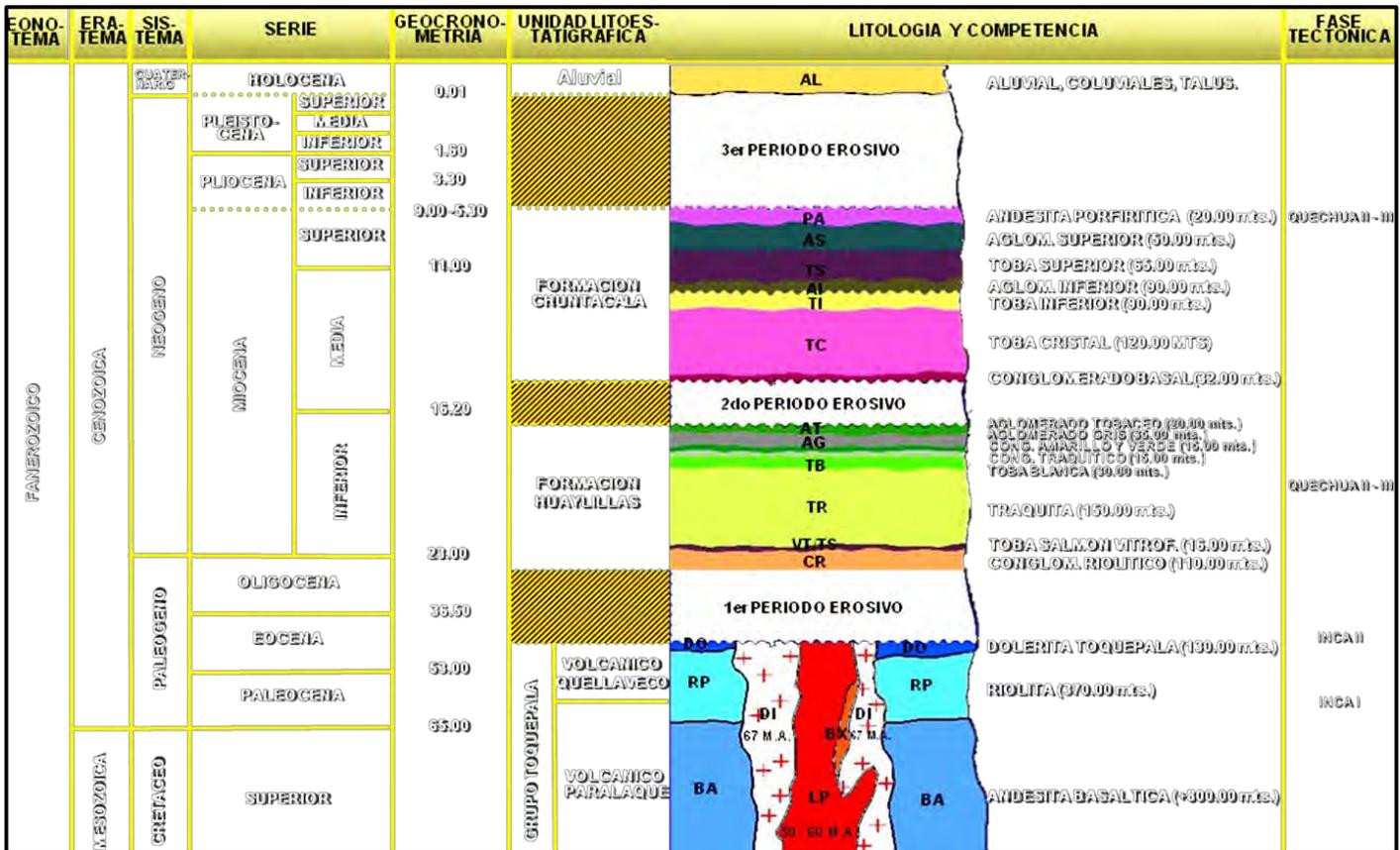
2.5.1. Fisiografía

En el yacimiento de Cuajone logramos distinguir: La serranía, la planicie costanera, el costado andino y seguidilla de zonas volcánicas. Estas zonas se encuentran distribuidas de Sur a Norte al Este del yacimiento y se definen en gran parte por las variables meteorológicas. La serranía costanera crea una seguidilla de cimas que llegan aproximadamente hasta los 1800 m.s.n.m, las cuales son mostradas de forma irregular y discontinuo. Las rocas que en su gran mayoría la componen son las rocas intrusivas las cuales oscilan de 145 a 195 millones de años de antigüedad. Las dioritas, granodioritas, dioritas cuarcíferas, monzonitas, riocacitas latitas, diabasas, aplitas, etc son registradas en la zona.

2.5.2. Litoestratigrafía

Al igual que en la mayoría de yacimientos cupríferos porfiríticos, una fuerte transformación hidrotermal ha arrasado a todas las formas originales de mineral ubicadas en las rocas originales antes de la mineralización, e intrusivas en el yacimiento de Cuajone. En la siguiente figura puede observarse lo indicado:

Figura 04: Columna estratigráfica de Mina Cuajone

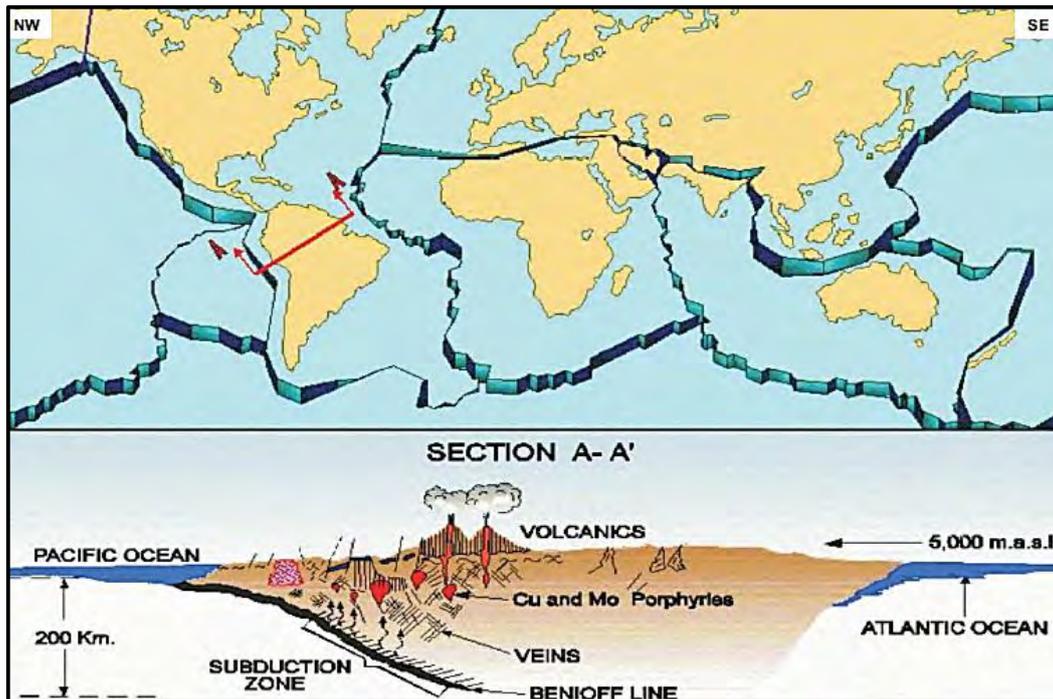


Fuente: Departamento de geología Cuajone

2.5.3. Origen y tipo de yacimiento

El progreso de la Placa Continental Sudamericana encima la Placa Subductora del Pacífico Oriental viene a ser la causante de la creación de una seguidilla de distritos mineros que en su mayoría se encuentran en la zona Noroeste de Chile Y Sureste del Perú con características de Pórfidos de Cobre.

Figura 05: Origen de cuerpos mineralizados de Cuajone



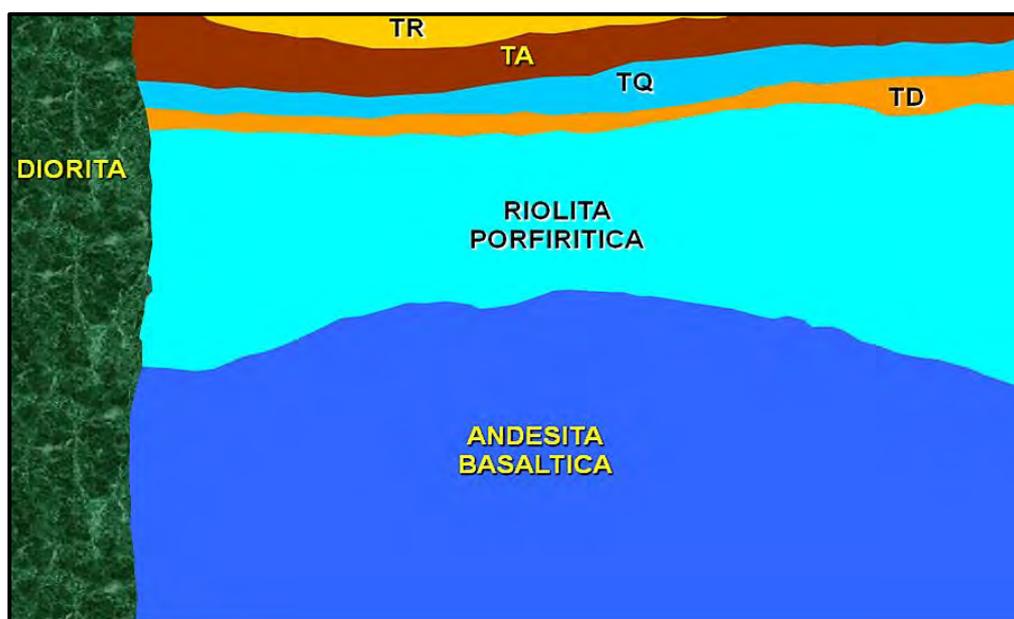
Fuente: Departamento de geología Cuajone

La Placa del Pacífico subductora a la Placa Continental creó grandes cantidades de energía por contacto el cual dio lugar a la fundición de rocas con grandes partes de cobre. Esta energía logró abrir zonas débiles en la corteza dentro de ellas las Fallas, pequeñas fisuras, contactos por las cuales el magma a grandes presiones logró circular y por medio del proceso de alteración hidrotermal crearon áreas ideales y adecuadas para que las soluciones enriquecidas con mineral puedan depositarse.

El conjunto de yacimientos a la cual pertenece Cuajone es la denominada “Subprovincia Cuprífera del Pacífico” la cual se encuentra en el costado occidental de los Andes, conjuntamente con los yacimientos de Cerro Verde, Quellaveco y Toquepala.

En la zona local, las formaciones rocosas más antiguas que se muestran en Cuajone corresponden al Grupo Toquepala cuyas edades son entre 100 y 34 MA. El tipo de roca predominante y primitivo es la andesita que comúnmente es llamada como Andesita Basáltica, la cual tiene una longitud de potencia de más de 800m.

Figura 06: Rocas preliminares: Grupo Toquepala – Vulcanismo regional.



Fuente: Departamento de geología Cuajone

La Andesita Basáltica y el Volcánico Quellaveco que corresponden al Grupo Toquepala, los mismos se habrían depositado entre 100 y 70 MA (Fines del Cretáceo – comienzos del Terciario).

Después, entre 60 y 50 MA. Es formada la intrusión de la Latita Porfírica en tres grandes pulsos magmáticos; y cabe mencionar que primordialmente se debe resaltar el Primer Pulso Intrusivo el cual llevó junto a él un gran fraccionamiento y variación de ambas rocas (la encajonante y la intrusiva) las cuales lograron crear las óptimas condiciones para que la mineralización de Cuajone fuera depositada.

2.6. Geología Estructural de la Mina

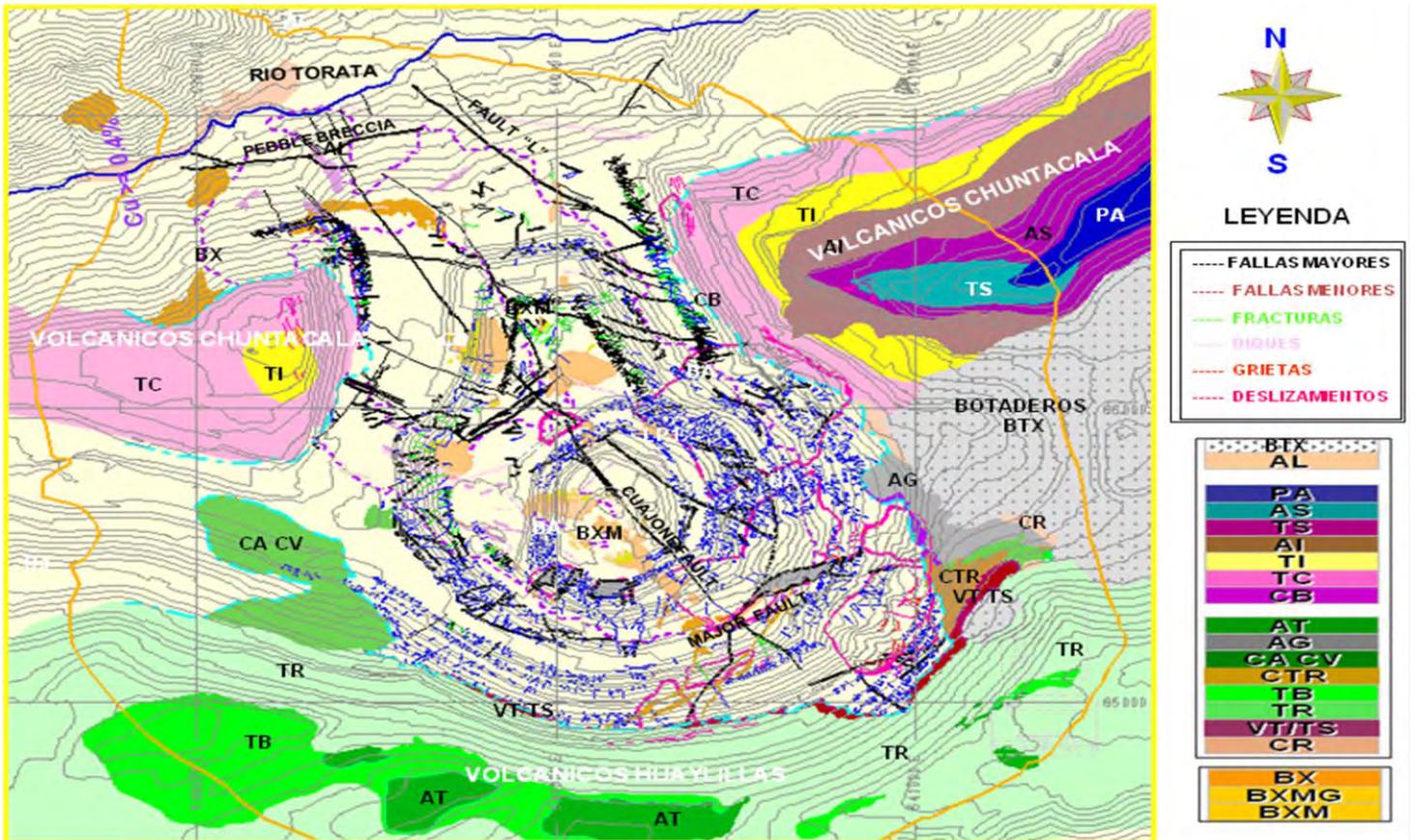
A lo largo de la explotación del yacimiento de mina Cuajone, se llegaron a mostrar una gran cantidad de estructuras primarias y secundarias las cuales se mapearon debidamente y que nos ayudan a ver de una manera mucho más completa como comporta el yacimiento de forma estructural.

El estudio y análisis de las estructuras que forman parte del yacimiento de Cuajone indican que existe un tipo de alineamiento regional de las rocas que previas a la mineralización mantienen una orientación al Norte al Este del tajo de Cuajone. En estas zonas de debilidad existe una mejor muestra del desplazamiento de los cuerpos intrusivos de la Latita Porfírica.

Cuando ocurre la inyección en las distintas salidas de magma de Latita Porfírica, se obtuvo una serie de fracturas de tipo Stockwork las cuales fueron causadas cuando las grandes presiones producidas por el magma intruyente, los fluidos, gases y/o vapores hidrotermales.

Todas estas zonas de contacto representan estructuras que tienen que ser tomadas en cuenta primordialmente cuando se realizan estudios de estabilidad de taludes.

Figura 07: Geología estructural de la Mina Cuajone



Fuente: Departamento de geología Cuajone

2.7 Caracterización del macizo rocoso en Mina Cuajone

2.7.1 Caracterización de la roca intacta

En relación a todas sus características geofísicas del macizo rocoso a los cuales se realizó muchos ensayos destructivos y no destructivos de mecánica de rocas, se logró cuantificar, identificar y clasificar los siguientes tipos de roca intacta presentes en la mina:

Tabla 02. Propiedades obtenidas a partir de ensayos no destructivos

Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

NUMERO	PROPIEDADES FISICAS	SIMBOLO	UNIDADES	TIPO DE ROCA									
				TRAQUITA		ANDESITA		RP		LP		TC	
				Valor	Desv. Est.	Valor	Desv. Est.	Valor	Desv. Est.	Valor	Desv. Est.	Valor	Desv. Est.
1(I)	Peso Unitario	PU	t/m ³	2,36	0,04	2,78	0,03	2,65	0,09	2,63	0,07805	2,31	0,03
2(I)	Peso especifico	PE	KN/m ³	23,60	0,36	27,79	0,33	26,46	0,91	26,33	0,78	23,07	0,29
3(I)	Porosidad		%	2,74	0,36	1,47	1,49	2,20	2,05	2,40	0,67	6,81	2,17

Leyenda: RP=Riolita Porfírica, LP=Latita Porfírica y TC= Toba Cristal

Tabla 03. Propiedades Mecánicas de las rocas obtenidas a partir de ensayos destructivos

DESCRIPCION				TIPO DE ROCA				
NUMERO	PROPIEDADES FISICAS	SIMBOLO	UNIDADES	TRAQUITA	ADESITA	RIOLITA PORFIRITICA	LATITA PORFIRITICA	TOBA CRISTAL
1(II)	Cohesion	C	Mpa	0.6	0.54	0.72	0.65	0.56
2(II)	Angulo de friccion	∅	(°)	40	37	44	41	37
3(II)	cohesion residual	C	Mpa	40.8	22.8	31.8	29.3	35.7
4(II)	Angulo de friccion residual	∅	(°)	40.6	32.2	22.8	29.7	71.9
5(I)	Resistencia a la traccion media	T	Mpa	6.25	7.44	5.28	6.51	2.39
6(I)	velocidad de onda P	Vp	m/s	2843.5	2818.57	2813.6	2498	2665.17
7(I)	velocidad de onda S	Vs	m/s	1652.75	1591.22	1591.22	1452.13	1506
8(I)	Modulo de Young	E	Mpa	16.05	16.84	17.05	14.12	13.33
9(I)	Modulo de Poisson		Mpa	0.24	0.27	0.26	0.24	0.26
10(I)	ensayo de compresion uniaxial simple	Σ	Mpa	212.28	71.76	107.44	82.46	79.38

Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

2.7.2 Caracterización del macizo rocoso

Se utilizó los siguientes sistemas de clasificación para realizar una cuantificación de las características y calidad de la roca intacta:

- RQD (1988): Índice de calidad rocosa
- RMR (1989): Valoración del macizo rocoso
- GSI (2002): Índice de resistencia geológica

Para el cálculo de los mismos se utilizó el tipo de levantamiento por celda de detalle acompañado de las propiedades de la roca intacta:

Figura 08. Levantamiento por celda de detalle en talud en mina Cuajone



Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

Obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 04. Valoración del Macizo Rocosos en mina Cuajone

	TIPO DE ROCA				
	Andesita	Latita Porfirítica	Riolita Porfirítica	Toba Cristal	Traquita
UCS (MPa)	89.74	82.46	76.14	79.38	212.28
PESO UNIT. Hum. [gr/cm³]	2.77	2.65	2.65	2.31	2.36
Vp (m/s)	2819	2498	2814	2665	2844
Vs (m/s)	1591	1452	1591	1506	1653
E*10³ [MPa]	25.89	31.2	35.6	22.97	34.96
Poisson	0.235	0.23	0.257	0.285	0.203
INFORMACIÓN GEOMECÁNICA Y GEOTECNICA					
RQD	45.4	45.2	33.1	59.6	54.8
RMR	57	58	58	72	72
GSI	45-55	50-55	50-55	65-70	65-70

Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

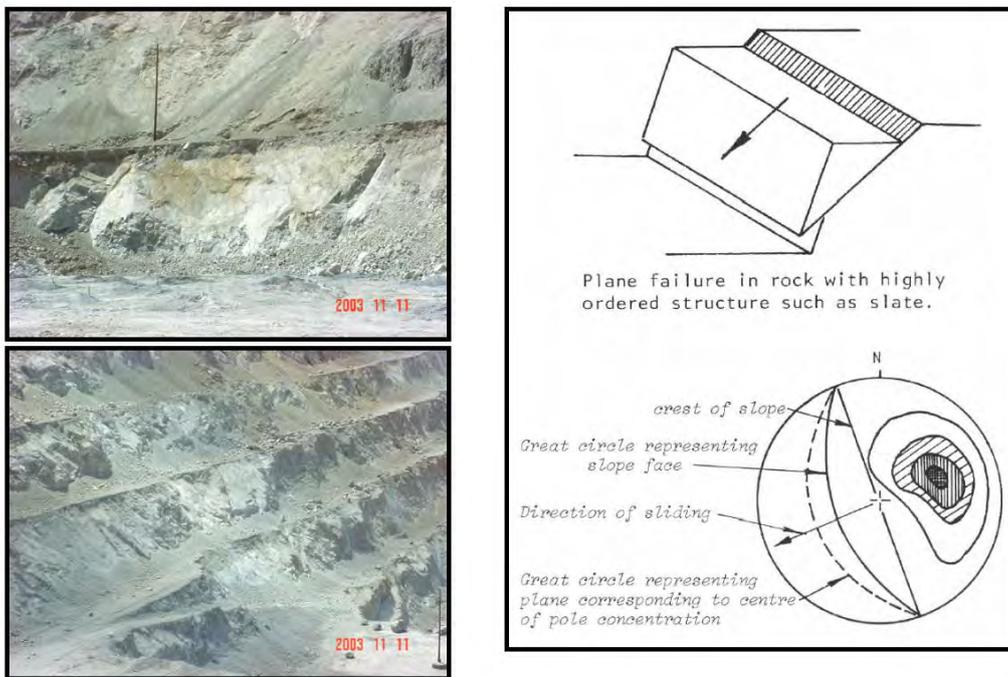
Se realiza una evaluación previa de todas estas propiedades para luego evitar la debilitación de la pared final.

2.8 Orientación de las estructuras geológicas en Mina Cuajone

La orientación de las estructuras presentes en la mina es un parámetro muy importante en cuanto a: carguío de taladros, diseño de malla, tipo de amarre y punto de inicio de la voladura. Podemos identificar dos tipos de estructuras geológicas:

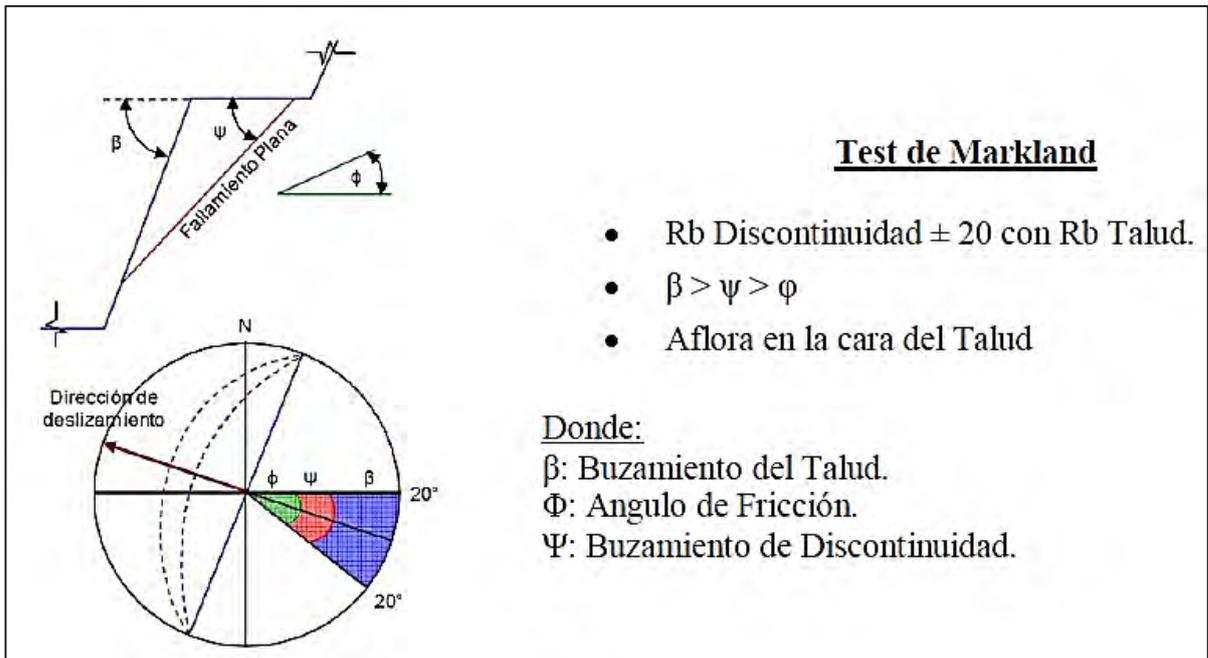
Estructuras geológicas definidas: Este tipo de estructuras respetan las restricciones cinemáticas que define la geometría y orientación de los taludes respecto a las estructuras que se encuentran en el macizo rocoso. Se encuentran primordialmente a nivel de banco y se pueden analizar mediante métodos analíticos, define el diseño banco – berma y pueden afectar el diseño de taludes. Estas estructuras generan 03 tipos de fallas: Falla planar, falla en cuña y falla en vuelco:

Figura 09. Mecanismo de falla tipo planar



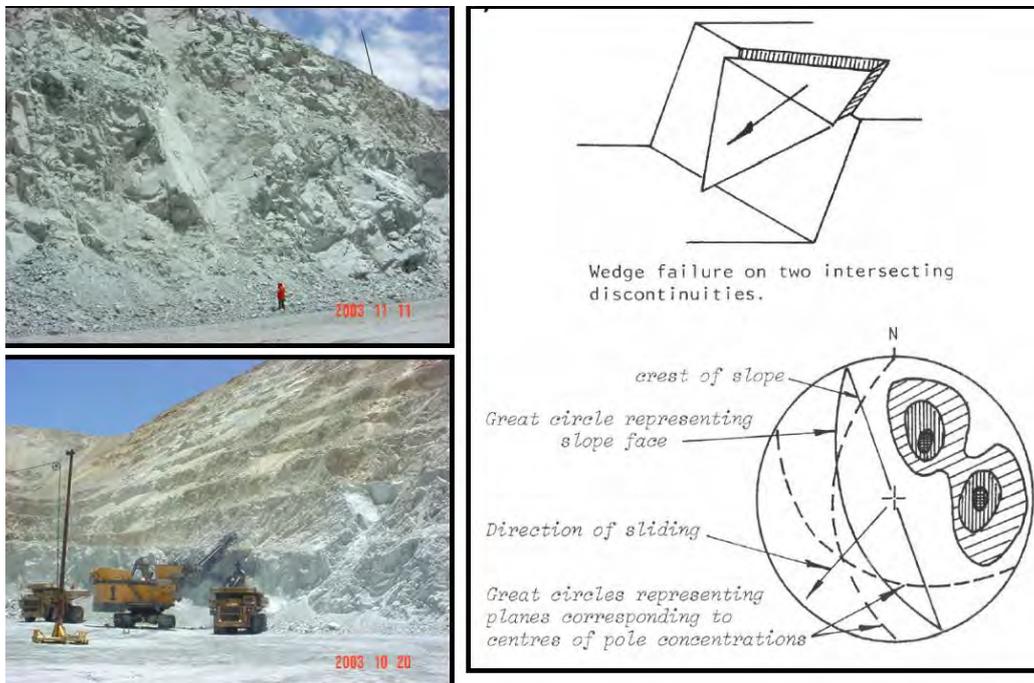
Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

Figura 10. Condición estructural de falla planar



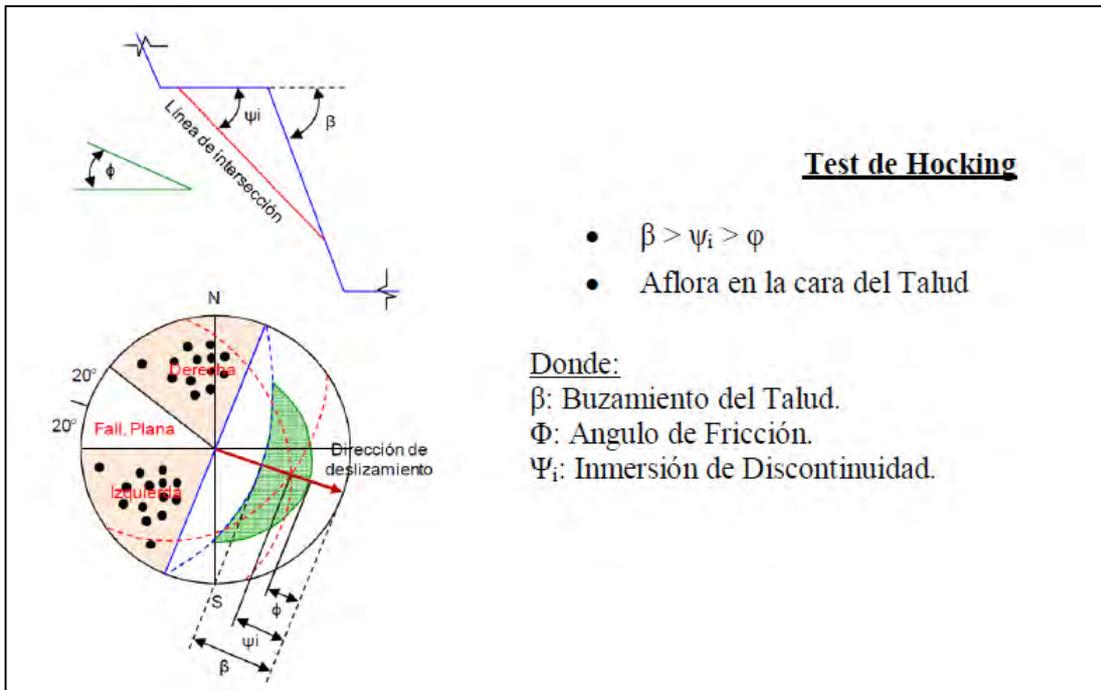
Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

Figura 11. Mecanismo de falla tipo cuña



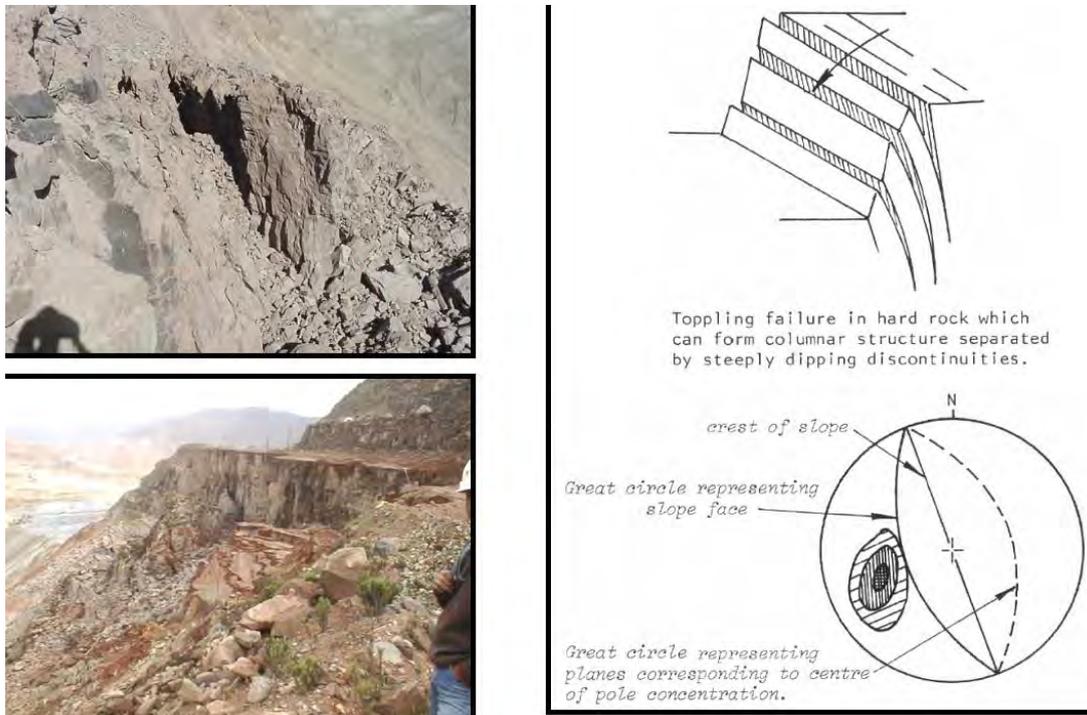
Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

Figura 12. Condición estructural de falla en cuña



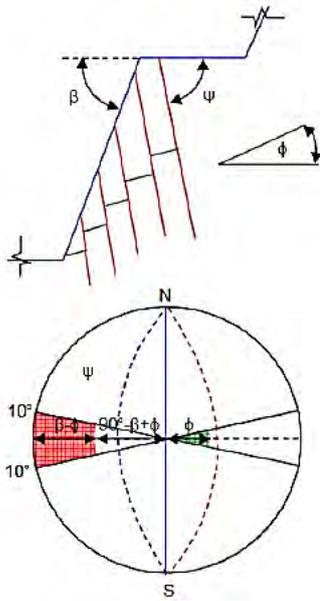
Fuente: Software Slide – Rocscience

Figura 13. Mecanismo de falla por vuelco



Fuente: Departamento de geotecnia SPCC

Figura 14. Condición estructural de falla por vuelco



Test de Goodman

- Rb Discontinuidad ± 20 con Rb Talud.
- $(90^\circ - \psi) + \phi < \beta$
- DirBz Discontinuidad contrario a la del Talud

Donde:

β: Buzamiento del Talud.

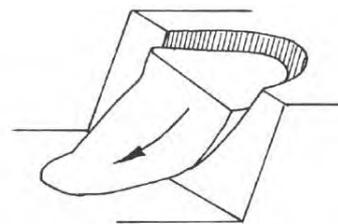
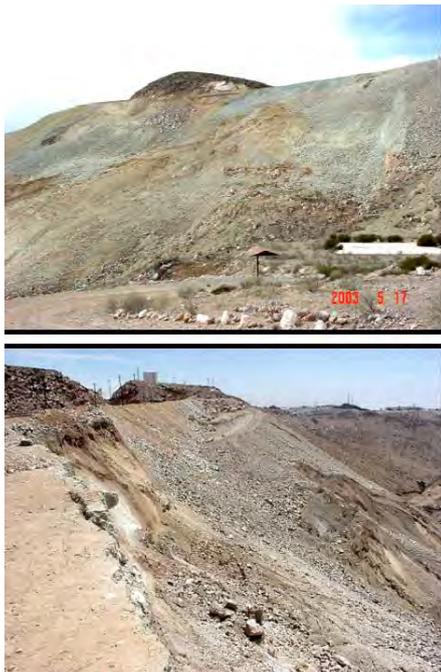
Φ: Angulo de Fricción.

Ψ: Buzamiento de Discontinuidad.

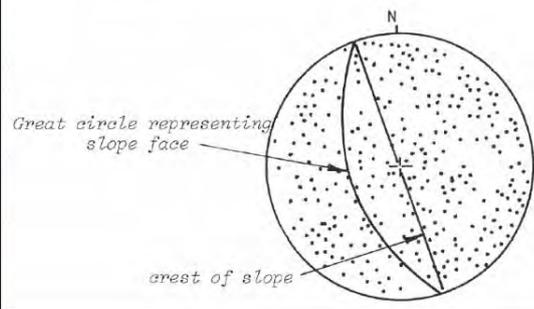
Fuente: Software Slide – Rocscience

Estructuras geológicas NO definidas: Se presentan en materiales tipo suelo o en macizos rocosos muy fracturados y de mala calidad geotécnica, predominan en botaderos y se pueden analizar con técnicas de equilibrio límite. Estas estructuras generan 02 tipos de fallas: Falla circular y falla compleja:

Figura 15. Mecanismo de falla circular

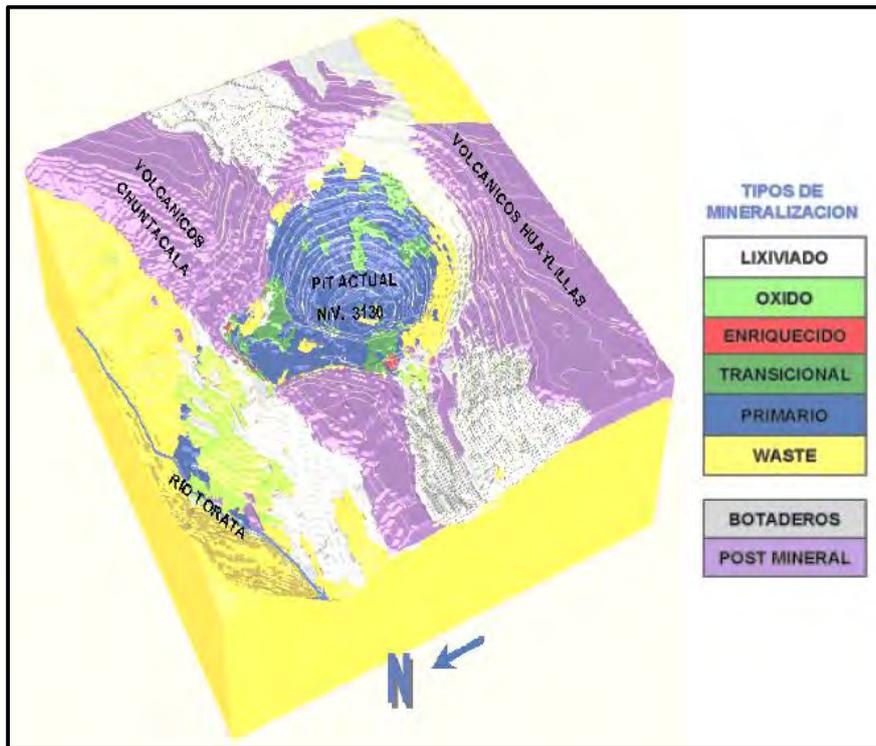


Circular failure in overburden soil, waste rock or heavily fractured rock with no identifiable structural pattern.



Fuente: Departamento de geotécnia SPCC

Figura 17: Mineralización Pit actual de la Mina Cuajone



Fuente: Departamento de geología Cuajone

Si realizamos un corte de tipo transversal la forma de la mineralización es parecido a un embudo mostrando la mineralización más enriquecida en la parte superior y bajando progresivamente hasta llegar al nivel 2950. Sin embargo, se muestra otro cuerpo de mineral en el nivel 2580 en el cual se puede observar la mineralización con leyes mayores al 0.40% de Cobre.

La mineralización en el yacimiento de Cuajone se distribuye así:

Tabla 05: Cantidad en porcentajes de mineral en Tajo Cuajone.

Tipo de Roca	Porcentaje
Mineral Andesita de tipo Basáltica.	52%
Mineral Latita de tipo Porfírica.	46%
Mineral Riolita de tipo Porfírica.	0.9%
Brechas con mineral.	0.9%

Fuente: Departamento de geología Cuajone

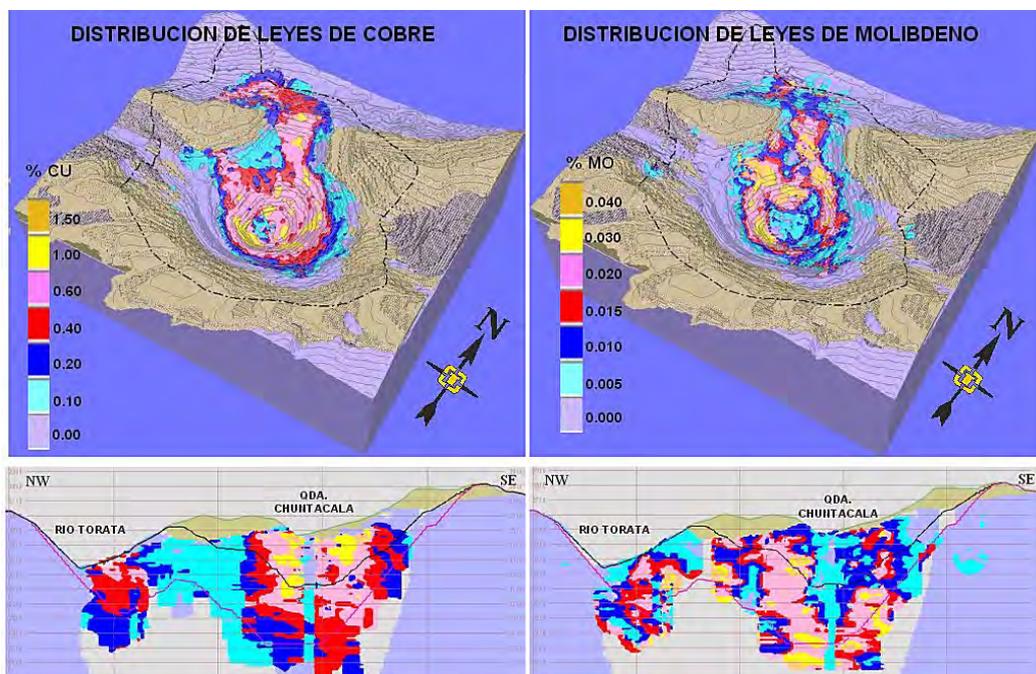
Los cuerpos de mineral se distinguen básicamente mediante el tipo de mineral que predomina en cada una de las zonas, es así como se tiene:

- Zona lixiviada
- Zona de Óxidos
- Zona Enriquecida
- Zona transicional
- Zona primaria

2.9.2. Mineralización de Molibdeno

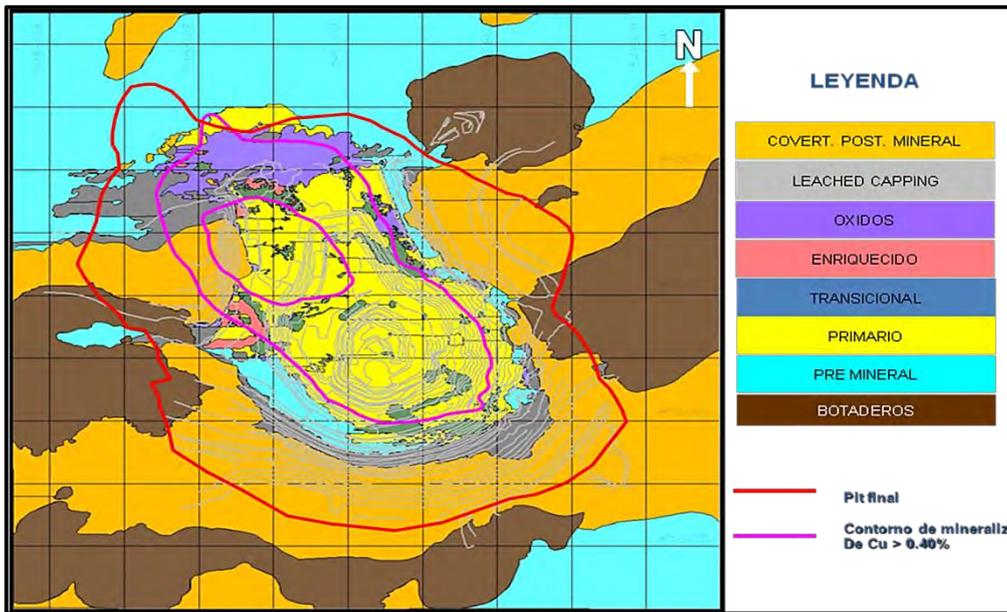
Existe un subproducto principal en Cuajone el cual es el Molibdeno cuya ley promedio es del 0.033%

Figura 18: Distribución de Cobre y Molibdeno



Fuente: Departamento de geología Cuajone

Figura 19: Reservas minerales de Cobre en Mina Cuajone.



Fuente: Departamento de geología Cuajone

2.10. Descripción de las operaciones mineras en Mina Cuajone

El tipo de metodología para la extracción de mineral en Cuajone es de tajo abierto, la producción es de 525,000 TM/D de material enriquecido con promedios de concentración que rodea los 0,60% de Cu de las cuales 86 mil toneladas se encuentran mineralizadas. Once son las fases de minado en Cuajone llegar a la parte más baja del tajo, las fases de minado que actualmente se están explotando son las fases 5, 6 y 8.

Los diferentes tipos de material que se transportan son minerales sulfurados con una ley de 0,3% de Cu los cuales son depositados en los botadores, y óxidos son transportados hasta la zona donde se trata con el método de lixiviación y mineral que es transportado a la chancadora primaria y posteriormente a la planta de tratamiento.

2.10.1. Método de explotación en Mina Cuajone.

La en Mina Cuajone es el método de explotación es a cielo abierto, donde la altura de los bancos es de 15m de altura, la cota más baja donde se extrae el mineral es de 2995 m.s.n.m. la cota más alta es de 3820 m.s.n.m, obteniéndose así una diferencia de altura vertical de 825m.

2.10.2. Vida de la mina y ritmo de producción

Considerando la cantidad de material enriquecido, podemos mencionar:

- Vida proyectada : 30 – 35 años

- Vida promedio : 32 años
- Extracción por diaria : 85 000 TPD

2.10.3. Cut – Off

El Cut – Off promedio en Mina Caujone es del 0.4 % de Cu.

2.10.4. Relación de desbroce (Stripping)

- Durante la primera etapa : 6:1
- Durante el avance : 4:1

2.11. Etapas para la extracción del mineral.

2.11.1. Planeamiento

Los principales tipos de parámetros en un plan de minado son los de tipo general y específico.

Los parámetros de tipo general vienen a ser los que se aplican en general a los depósitos en la cual el mineral se encuentra de forma diseminada y los mismos que son enormes y con una ley promedio de cobre tendiendo a ser bajos y característico del yacimiento de Cuajone.

Los parámetros de tipo específico son los que son dependientes de las variables distintas que particularmente los yacimientos presentan, las cuales son la forma, topografía, etc. Si no se tiene en cuenta dichas características no sería posible realizar el planeamiento de corto y largo plazo que se necesitan para cuantificar todas las reservas que se necesitan, y considerando también que para extraer el mineral se requiere de grandes inversiones de dinero, los cuales deben ser recuperadas de la forma más adecuada, tomando en cuenta la producción diaria del mineral.

Para realizar el planeamiento tanto de corto y largo plazo se debe tener en cuenta las siguientes características:

- Angulo inter rampa (bermas y bancos).
- Longitud de cada banco: 15 m.
- Mínima medida del ancho de malla: 75 m.
- Medida de carreteras para el acarreo del mineral: 40 m.
- Pendiente en las rampas diseñadas: 1%
- Altura de las bermas de seguridad en las vías de acarreo $\frac{3}{4}$ partes de la altura de la llanta del volquete.

La mina Cuajone cuenta en total con 8 fases de minado contando desde lo más alto hasta el límite del tajo.

El área de ingeniería de mina Cuajone debe emplear diferentes metodologías para realizar el planeamiento a largo plazo y una de ellas es el método geo estadístico del modelo de bloques empleando para esto bloques de las medidas de 20x20x10 m realizando el análisis de los datos se rediseña los límites del tajo cuando los precios del cobre se encuentran en diferentes valores, finalmente se volverá a redefinir el limite final del tajo y la optimización de los procesos durante el minado.

2.11.2. Minado

2.11.2.1. Operaciones Unitarias

El ciclo de minado que se cumple en Mina Cuajone es el siguiente.

A. Perforación

Mina Cuajone tiene 7 Perforadoras de tipo rotativo las cuales trabajan con energía eléctrica las cuales perforan hasta 22.5m, y entre ellas están las Perforadoras P&H 120-A y Perforadoras BUCYRUS que logran perforar taladros de hasta 12 ¼” de diámetro.

Figura 20: Perforadora P&H realizando la perforación



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

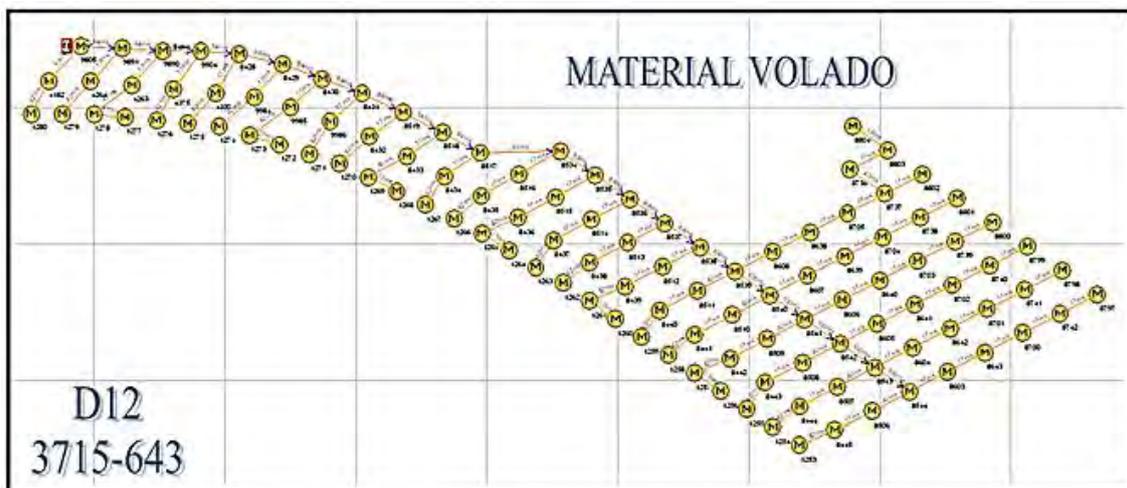
Los taladros de producción son perforados con máquinas de la marca Bucyrus 49RIII, Bucyrus 49HR, Bucyrus 39HR, P&H 100XP y P&H 120A para las cuales se emplea brocas tónicas de 12 ¼” de diámetro. La velocidad de perforación de dichos equipos

en promedio 4 taladros por hora, lo cual dependerá de la calidad de la roca y competencia de la misma.

La altura de los bancos en Cuajone son de 15m, y considerando la sobre perforación de 1.5 metros, entonces deberá realizarse una perforación total de 16.5 metros.

En zonas donde existe material estéril o desmonte se emplea mallas de tipo triangular con un espaciamiento entre taladros de 9,0 m y la distancia más corta a la cara libres (burden) de 7,8 m en zonas mineralizadas las mallas también son triangulares de 8m de espaciamiento y 6,9m de burden.

Figura 21. Malla de P&V del proyecto: 643 en el Nivel 3715



Fuente: Área de operaciones – Mina Cuajone

B. Voladura

La empresa que se encarga de la voladura de forma integral es la empresa EXSA, la misma que se encarga del abastecimiento del material explosivo y accesorios para la voladura, Así mismo se encarga del carguío del explosivo empleando sus propios recursos como personales y equipos. La voladura lo realizada generalmente con los siguientes explosivos.

- ANFO y HEAVY ANFO (HA). Para realizar el carguío de los taladros se emplean equipos especializados y los cuales optimizan el tiempo de cargado del explosivo.
- Si existe agua entonces se empleará ANFO pesado (HA-64) para el carguío del material explosivo en los taladros.

- Para arrancar o iniciar la voladura se emplean reforzadores de 2 lb. Con frecuencia los taladros son cargados en cubiertas y en consecuencia se debe emplear dos reforzadores en cada taladro, para que la carga esté mejor distribuida.
- Para realizar el amarre se utilizan tuberías de choque nonel EZTL los mismos que son de un tipo de componente no estático. Se emplea estos tubos para evitar que en alguna eventualidad de que haya tormentas eléctricas no puedan iniciarse los disparos.
- Los retardos que se utilizan en mina Cuajone son de distintos tiempos según sea necesario, considerando las características de las rocas en la zona a volar. En Cuajone se emplean retardos electrónicos los cuales nos proporcionan una seguridad en la iniciación y detonación de todos los taladros esto con el fin de minimizar la probabilidad de un corte de disparo.
- En mina Cuajone se cuenta también con detonadores electrónicos, los mismos que muestran enormes optimizaciones en la precisión de la voladura si se compara con los detonadores noneles.

Figura 22: Mallas de perforación antes de realizar la voladura.



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

Figura 23: Disparo de mallas de perforación



Fuente: área de P&V Mina Cuajone.

Figura 24: Material después del disparo



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

C. Carguío

Minera Cuajone tiene el siguiente equipo:

- 07 palas eléctricas P&H y Bucyrus

- Cargadores frontales.

Figura 25: Pala eléctrica de Mina Cuajone.



Fuente: área P&V Mina Cuajone

Figura 26: Cargador frontal realizando el carguío



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

Figura 27: Equipos de carguío, auxiliar y de transporte



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

D. Acarreo

Para realizar el acarreo de todo el mineral y material estéril volado se cuenta con camiones mineros de distintas capacidades de carga. La flota total de los equipos de acarreo son 48 camiones: dentro de los cuales están los Dresser modelos 830-E con una capacidad de 218 TM (240 TC); también se cuenta con las CAT 793-C con capacidad distintas.

Figura 28: Camion Dresser 830-E de 218 TM



Fuente: área de P&V Mina Cuajone

E. Transporte de mineral Mina – Concentradora

Después de 40 años de operación de Cuajone, Southern Perú cambió su línea férrea de vagones, para el transporte de mineral de cobre a la concentradora, por un sistema de faja transportadora de 7 Km. Lo cual ha hecho que el consumo de combustibles fósiles se reduzca en gran parte, el mismo que optimizó los costos y se logró ahorros operativos de hasta \$23 millones anuales. Cabe mencionar que la inversión puesta en este proyecto fue \$226 millones.

Figura 29: Construcción de faja transportadora de mineral

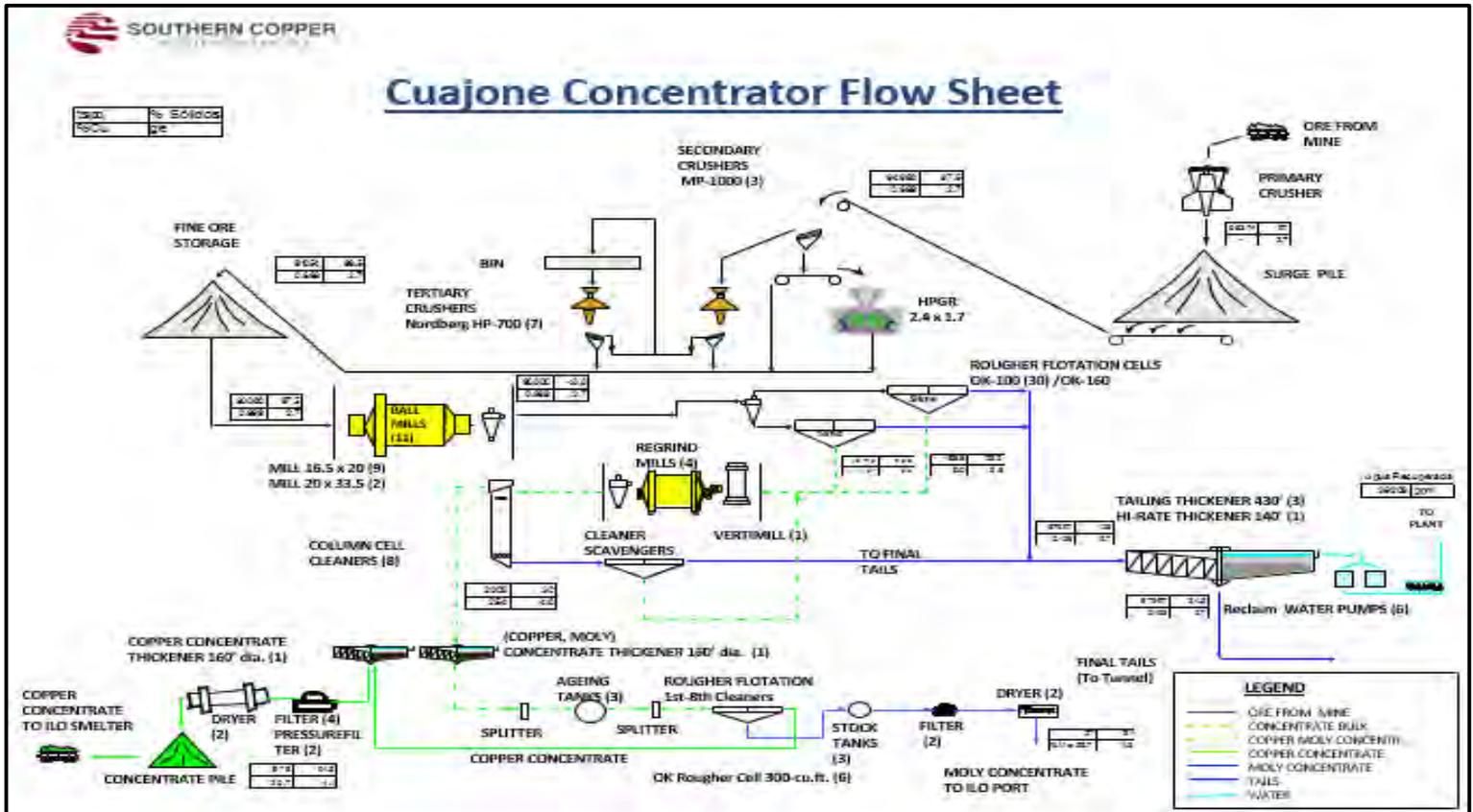


Fuente: Mina Cuajone

2.11.3. Procesamiento Metalúrgico

Botiflaca se llama el lugar en el cual se ubica todas las máquinas para realizar el tratamiento del mineral de Mina Cuajone, la misma que se ubica a 8 Km del tajo. La planta está a una altura 3400 msnm aproximadamente. La capacidad de trabajo o tratamiento de la planta es de 96 000 TCSPD y el mineral que ingresa a la planta tiene un promedio de ley de 0.7% y el ratio de concentración es de 42. El proceso de recuperación del mineral es el de flotación. También se cuenta con una planta concentradora de Molibdeno y tiene una capacidad de tratamiento de 20 TMPD y la ley de cabeza varia entre 0.7% y 1% y el radio de concentración de Molibdeno es de 55% con una recuperación total del 90%.

Figura 30: Diagrama de flujos de planta concentradora de Mina Cuajone



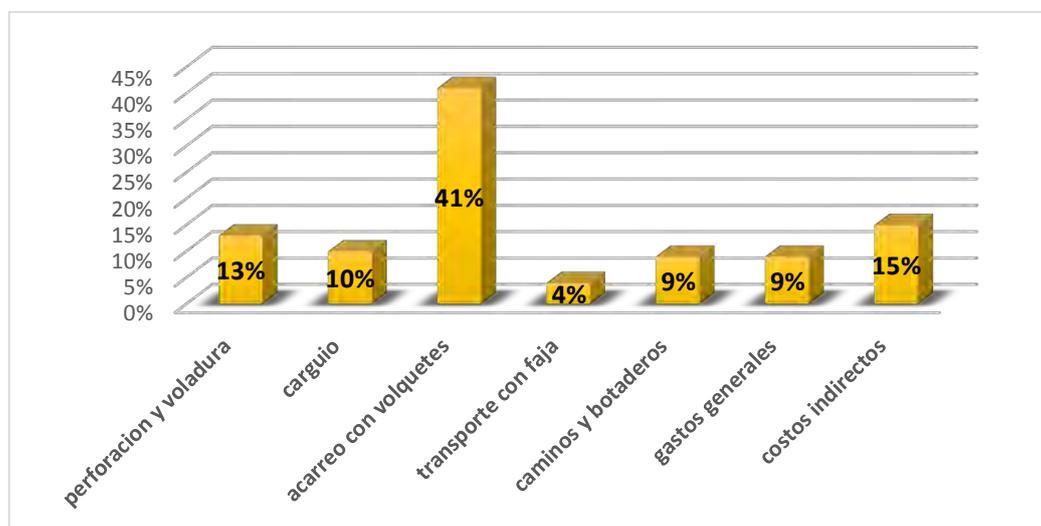
Fuente: Mina Cuajone

2.12. Costos.

El costo para obtener una tonelada de mineral es de 3.51 dólares aproximadamente. Para obtener este costo se deben sumar los costos de mina, planta, refinería y fundición.

Son distintas las variables que pueden afectar a los costos de minado, dentro de ellas se encuentran el costo del combustible, insumos, deficiencia para conseguir llantas o también las variables internas como la condición de las carreteras y el planeamiento inadecuado; el mismo que puede generar incremento en los costos de operación.

Figura 31: OPEX - Mina Cuajone



Fuente: Minera Cuajone – Departamento de Costos.

CAPITULO III: MARCO TEORICO

3.1. Conceptos Básicos.

Para poder entender de mejor forma los siguientes capítulos es necesario dominar una serie de conceptos básicos, los cuales son desarrollados este capítulo.

3.2. Voladura Controlada

Por medio de este método de voladura especial se obtiene taludes estables, así mismo se mitiga la sobre rotura de la superficie rocosa restante, y por ende se mejora la estabilidad de las superficies después de la voladura, el mismo que juega un papel muy especial al menos en operaciones subterráneas, el cual es controlado con mucha frecuencia para evitar la caída de rocas y/o desplome de techo y/o paredes. La estabilidad de taludes en operaciones a tajo abierto también es fundamental para conseguir un lugar de trabajo seguro. La primordial tarea de la voladura controlada es obtener una pared final lisa y definida sin mostrar algún tipo de sobre rotura (overbreak) de la roca y los mismos deben estar dentro de los límites permisibles.

3.2.1. Teoría del método

Al cargar un taladro completamente acoplada es decir se llena por completo el taladro con la carga cuando detona se forma la parte circundante en cual la resistencia dinámica a la compresión de la roca es grandemente sobrepasada, y por ende triturando y pulverizando a la roca. Lejos de la parte de transición, se forman grietas de forma radial

gracias a la interacción de los esfuerzos de tracción y la onda de compresión que forma el explosivo al ser detonado.

Cuando se disparan juntas esas dos cargas, las grietas radiales llegan a expandirse de forma equitativa en distintos sentidos para lograr que, por choque de las dos ondas en la zona central de unión de los taladros, van creándose esfuerzos de tracción las cuales complementan a la expansión de la energía.

La fuerza de tracción que se crea en dicha dirección gana a la resistencia dinámica a tracción de la roca, formando así grietas nuevas las cuales apoyan de forma positiva la distribución del agrietamiento radial justo en la dirección de corte necesaria y proyectada, lo cual se logra principalmente cuando la distancia entre taladros es reducida y los taladros están cercanos entre sí. En seguida con la formación de gases a grandes presiones, las mismas que se desplazan por las grietas formadas anteriormente se logra crear el plano de rotura programada. Tomando en cuenta estos aspectos la forma de trabajo de una voladura de precorte tiene dos tipos de efectos distintos entre sí. Uno que proviene del accionar de la onda de choque y el siguiente que proviene de la gran masa gaseosa de expansión.

La masa gaseosa a grandes presiones son esenciales en la voladura de precorte, es por ello que es necesario emplearla en su máxima potencia hasta que pueda alcanzar las uniones de las grietas formadas por el efecto anterior. Para hacer que esto sea posible se deberá realizando la hermetización de los taladros y con esto evitando que los gases puedan escapar mucho antes de realizar su trabajo.

3.2.2. Tipos de voladura controlada.

Según López Jimeno (1994) se desarrollaron varias técnicas de voladura controlada o de contorno aproximadamente desde los años 50 y actualmente las más empleadas vienen a ser las siguientes:

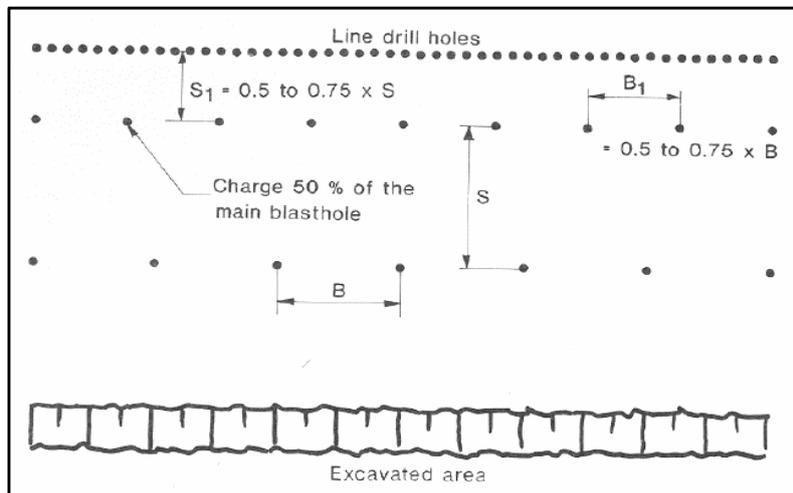
- Voladura de Precorte: Presplitting
- Perforación en línea: Line Drilling
- Voladura de re-corte: Postsplitting
- Voladura amortiguada: Cushion blasting

3.2.2.1. Perforación en línea

Esta técnica consiste en perforar taladros de 35 a 75 mm de diámetro los mismos que deben estar separados de 2 a 4 veces el diámetro del taladro entre sí. Si el macizo rocoso es favorable y los taladros están cercanos entonces estos forman una línea de rotura las cuales ayudan a que el plano de debilidad sea formado de esa manera con la ayuda de los taladros que están muy cercanos entre sí y forman una línea la cual funciona con guía. En esta técnica la perforación deberá ser muy precisa para que la voladura de precorte sea eficiente, también es importante la homogeneidad de la roca. Si el macizo rocoso presenta muchas discontinuidades estas llegarán a formar una zona débil y la cual será mucho más fácil de fragmentar y crear un plano de debilidad.

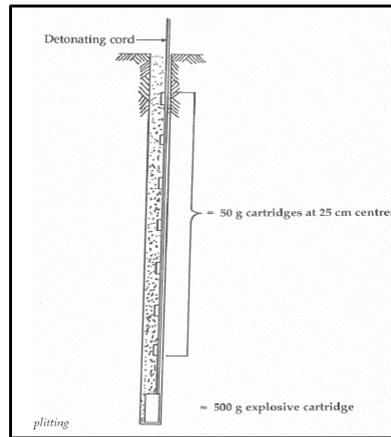
Viene a ser una forma simple de crear una serie de taladros las cuales están muy cercanas entre si y los diámetros de los mismos son reducidos con respecto a los de producción, estos taladros no son cargados con explosivos y son ubicados al final de la malla de perforación; El plano de debilidad que se crea de forma artificial hace que las ondas de choque que se forman por la voladura principal reflejaran y finalmente reducirán la fuerza con la que va yendo y posteriormente evitara la sobre rotura en los taludes finales de la operación.

Figura 32: Diseño de fila de taladros de pre-corte.



Fuente: Manual de voladura de Mckenzie

Figura 33: Cargas desacopladas para voladura de precorte

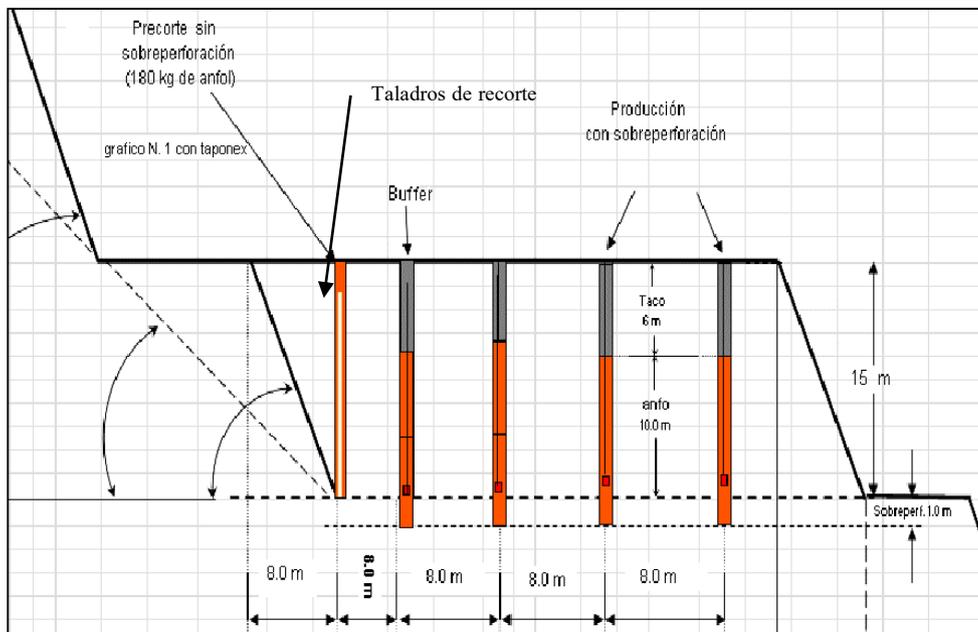


Fuente: Libro de Mckenzie

3.2.2.2. Voladura de recorte.

Cuando hablamos de esta técnica se realiza el disparo de la fila de taladros con cantidad de explosivos desacoplados. La tarea primordial de este tipo de voladura es de incrementar la estabilidad de la cara del talud alejando y cuidando del pateo que se origina por la voladura de producción. La desventaja de esta técnica es que el talud final se ve desprotegido debido a que la fila de taladros de recorte es disparada posteriormente al disparo de producción.

Figura 34: Diseño de voladura de recorte

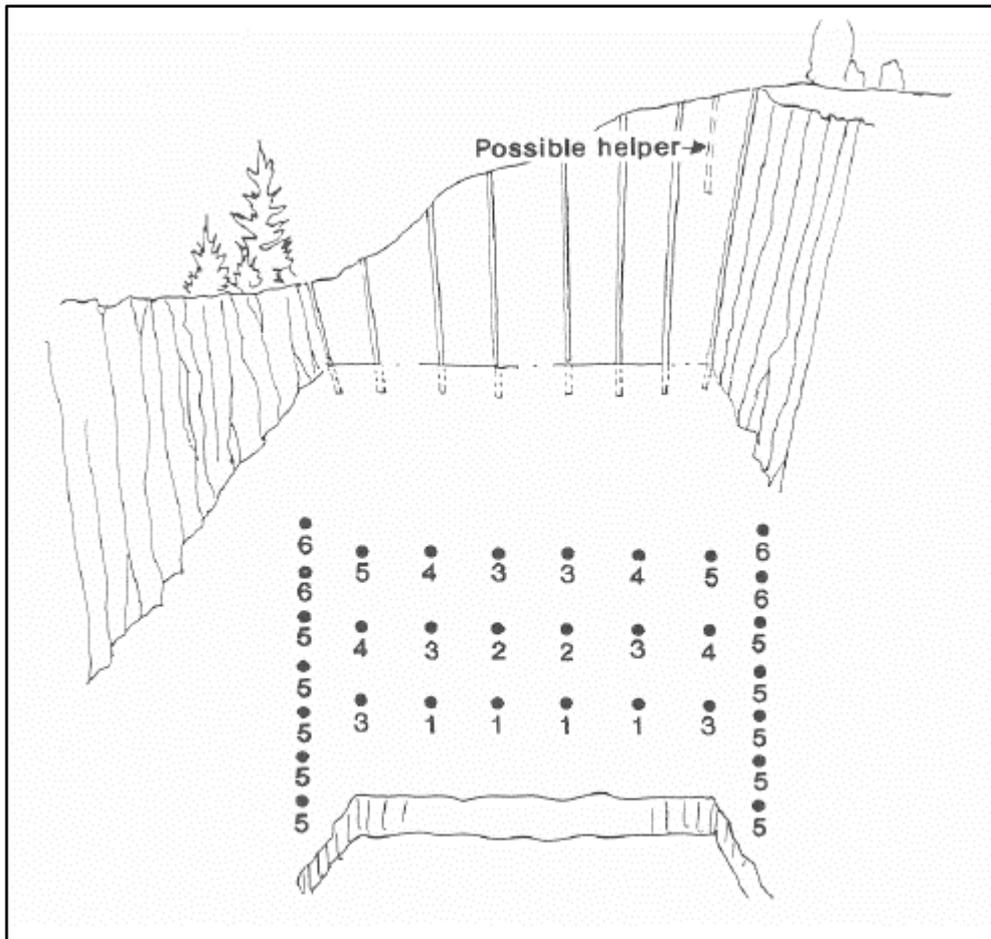


Fuente: Manual de tronadura ENAEX versión 13 año 2016

3.2.2.3. Voladura amortiguada.

Cuando empleamos este tipo de voladura, se reduce las ondas de choque generadas en los taladros más cercanos al talud son reducidas en un 30% a 60% en roca competente. Esto con la finalidad de evitar el sobre fracturamiento. Tal como se muestra en el siguiente gráfico.

Figura 35: Voladura amortiguada



Fuente: Manual de voladura de Mckenzie

Cuando la roca no es tan competente entonces se deberá hacer algunas modificaciones al diseño de la voladura, esto con la finalidad de minimizar el fracturamiento. Se puede separar las cargas, disminuir el burden y el espaciamiento en la línea final.

Lo bueno de emplear esta técnica es que no se necesita realizar muchos cambios en el diseño y la gran desventaja es que no protege a la pared final de una sobre rotura o mejor llamada de un overbreak.

Si la roca presenta una dureza baja como la del yeso no se recomienda emplear esta técnica.

3.3. Definición de Precorte

Antes de realizar el disparo principal, una línea de discontinuidad en la roca es creada y la misma forma una línea de taladros que por lo general tienen el diámetro reducido y son cercanos entre sí, la carga es desacoplada y al momento de disparar la fila de precorte deberá ser de forma simultánea.

El precorte da resultados más espectaculares que el recorte, pero es generalmente más costoso. Raramente da resultados impresionantes en roca muy fisurada, y si ocurre un sobre carguío, el precorte puede ser perjudicial, ya que grandes volúmenes de roca podrían moverse a medida que los gases de explosión son descargados a lo largo de las fisuras.

La detonación de las cargas de precorte divide la roca a lo largo del perímetro del diseño de la excavación, produciendo una superficie interna a la que los taladros de quema posterior pueden romper. El plano del precorte actúa como un conducto de alivio de presión para los gases de la explosión de las cargas en la parte de atrás de los taladros en frente del precorte. También refleja parcialmente las ondas de tensión generadas por la voladura y así reduce las tensiones en la pared. El resultado es una frente casi sin cambios con mínima destrucción, movimiento de rocas y sobre quiebre.

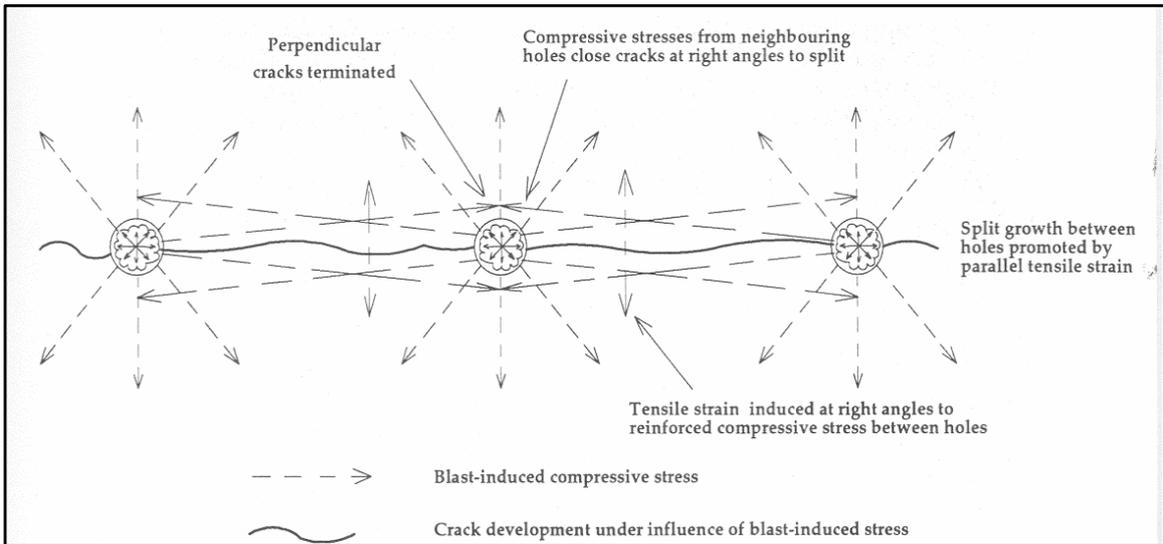
3.3.1. Teoría de la voladura de precorte

Cuando se quema una carga con precorte, se producen pequeñas grietas alrededor del taladro. Estas grietas son muy cortas hasta que llega la onda de fuerza proveniente de un taladro contiguo de precorte. La onda de fuerza tangencial extiende preferencialmente las grietas radiales que están creciendo en el plano de los taladros de precorte. El flujo de gas desde el taladro acelera el crecimiento de grietas en el plano del precorte, mientras que el crecimiento de las grietas que no está en el plano del precorte pronto se detiene.

El objetivo principal de la voladura de precorte es bajar en gran medida la presión en los taladros, tanto como para formar pequeñas aberturas entre los taladros cercanos de la fila de taladros de precorte. Los aspectos que se deben tomar en cuenta son los siguientes:

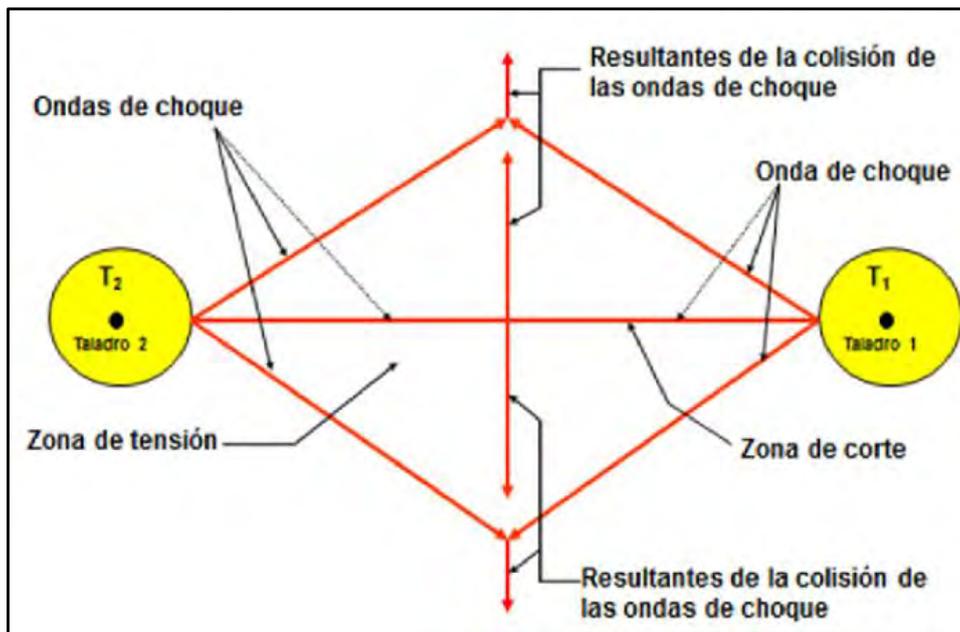
- Una línea de taladros cercanos entre sí.
- La densidad lineal de carga del explosivo debe ser baja.
- El inicio de los taladros de precorte debe ser simultáneo.

Figura 36: Teoría del método de precorte



Fuente: Manual de tronadura ENAEX versión 13 año 2016

Figura 37: Teoría del método de precorte



Fuente: Apuntes de clase del Dr. Carlos Agreda Turriate

3.3.2. Perforación de taladros de precorte

Según va incrementando el diámetro en los taladros de precorte, el espaciamiento entre los taladros también aumenta. Tal como es mostrado en la siguiente tabla:

Tabla 07: Configuración de cargas en taladros de precorte

Diámetro del taladro (mm)	Carga Especifica (Kg/m)	Espaciamiento (m)
76	0.5	0.9
89	0.6	1.1
102	0.8	1.2
127	1.3	1.5
152	1.9	1.8
200	3.3	2.4
251	5.3	3

Fuente: Manual de tronadura ENAEX versión 13 año 2016

La tabla solo se debería usar como punto de inicio ya que las propiedades de la roca tienen un efecto dominante en el espaciamiento de un taladro y en la carga. El espaciamiento óptimo de un taladro y la carga para una roca en particular se deberían determinar mediante pruebas en terreno. Note que la profundidad del taladro también tendrá un marcado efecto en la calidad del precorte. Los taladros demasiado profundos podrían provocar sobre rotura, pero los taladros demasiado cortos darán un agrietamiento insuficiente. Esto podría requerir de taladros con sobreperforación para excavación y el cuidadoso efecto de fraccionamiento se podría perder.

3.3.3. Profundidad del precorte

La efectividad del precorte depende enormemente de la buena alineación del taladro. La desviación del taladro usualmente limita la longitud de los diámetros de taladro de 76 mm y 89 mm a alrededor de 15 m. Una importante ventaja de los taladros con diámetro grande es que la desviación es reducida y se pueden detonar voladuras de precorte de mayor profundidad. Para varios bancos se podría detonar una sola voladura de precorte. Cuando se usan bancos cortos (menores que 6m), los precortes se podrían perforar 15-20 m de profundidad, para formar un precorte para hasta 3 bancos. Una sola voladura sobre 3 bancos es más barata, y deja una pared final más limpia y más segura.

3.3.4. Carga de taladros de precorte

Para condiciones promedio de roca, la carga requerida para un precorte efectivo se incrementa con el diámetro del taladro. La carga óptima varía considerablemente con las propiedades de la roca. Una roca muy débil o muy fisurada necesita una menor carga y menor espaciamiento entre taladros. Una roca masiva con una alta resistencia dinámica al rompimiento podría requerir de una mayor carga.

En suelo no consolidado, la carga por metro lineal en la parte superior del taladro se tendría que reducir en un 50% o algo así si se va a minimizar la sobre rotura en el resto de la frente final.

Las cargas continuas aseguran que la energía se distribuya uniformemente a lo largo del taladro. La concentración de energía de las cargas continuas puede ser variada poniendo juntas dos o más cargas continuas, o cambiando la longitud del taco o longitud del taladro con collar no cargado. Cambiar el diámetro del taladro también variará la concentración de energía efectiva. Los taladros de precorte generalmente se deberían cargar a alrededor de 8 diámetros (d) del taladro del collar. En rocas muy fisuradas, el collar no cargado podría tener que ser tan largo como 15d.

3.3.5. Taladros de precorte llenos de agua

El agua es incompresible, de tal forma que la energía de los explosivos desde las cargas desacopladas es más efectivamente transmitida e impulsada en la roca circundante. Las fracturas existentes serán abiertas por la poderosa fuerza hidráulica del agua. En rocas sólidas, masivas, no se van a formar muchas grietas nuevas, de tal forma que se puede esperar un buen precorte. Una roca altamente fracturada será dañada y soltada en más de un precorte equivalente de un taladro seco.

3.3.6. Beneficios de la voladura de precorte

- La principal ventaja que se obtiene con la voladura de precorte, es que nos brinda taludes finales seguros y estables y bien definidos. Disminuyendo así la posibilidad de colapso del material ya sea en los frentes de producción o las demás instalaciones de la mina.
- Cuando los taludes están estables y bien definidos, se puede aumentar el grado de inclinación de los bancos y por ende las inclinaciones de las rampas, mejorando con esto la disponibilidad de las maquinas ya que no será necesario emplear de una pala cargadora para realizar la formación de los taludes finales, como se viene

haciendo actualmente en minera Cuajone, y por consiguiente obtener una reducción de costos en general.

- La línea de precorte llega a trabajar en una especie de protección en los taludes finales del tajo, ya que se encargará de disipar toda la energía de las ondas de choque que genere la voladura de producción.
- Evita que se formen planos de discontinuidad y fisura del macizo rocoso, los cuales puedan crear taludes inestables e inseguras para el normal proceso de la mina.

3.3.7. Aplicaciones de la voladura de precorte

Es fundamental plantearse que esta técnica no funciona igual en cualquier tipo de macizo rocoso, la competencia de la roca jugará un papel muy importante y de esto dependerá la buena o mala voladura; en resumen, para cualquier rediseño de la voladura de precorte se deberá tener en cuenta más que las características o virtudes de los explosivos; las propiedades físicas de la roca en la cual se pretende trabajar. Las propiedades que deberá evaluar son las siguientes:

- Propiedades físicas del macizo rocoso
- Resistencias a la compresión y tracción simple de la roca.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Velocidad de propagación de las ondas.
- Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos rocosos.
- Densidad de fracturas en el macizo rocoso.

3.3.8. Ventajas de la voladura de precorte

- Crea y muestra taludes estables y seguros.
- Mitiga y/o disminuye la vibración que crea la voladura de producción y la sobre rotura, reduciendo el disparo excesivo de pequeños trozos de rocas y la sobre rotura de la zona cercana al disparo.
- Baja la formación de pequeñas aberturas en la roca restante ayudando así a mejorar que las nuevas paredes se sostengan por sí mismas.
- Si se cuenta con estructuras débiles e inestables se puede emplear esta técnica.
- En aspectos de seguridad nos ofrece un área de trabajo seguro, con superficies lisas y bien definidas.

3.3.9. Desventajas de la voladura de precorte

- Se incrementa el costo ya que se necesita emplear explosivos especiales o se debe acondicionar.
- Incremento de tiempos y demora en la perforación debido a que se requiere perforar muchos más taladros.
- Si el macizo rocoso no cuenta con las características mencionadas líneas arriba puede que esta técnica no sea la mejor. Ya que en rocas homogéneas y competentes se obtienen mejores resultados que en rocas detríticas o incompetentes.

3.4. Diseño de voladura de precorte.

Como ya se ha mostrado anteriormente la técnica del precorte debe ayudar a formar un plano para amortiguar las vibraciones formadas por el disparo de producción, el mismo que estará sujeto a la calidad de fracturas de se lleguen a formar. Llegando a la conclusión de que mientras exista mejores fracturas abiertas y limpias las vibraciones serán menores.

La fila de precortes deberá garantizar la disminución de la fuerza con la que los gases formados por la voladura de producción llegan a dañar las paredes finales del tajo, también se encargará de disminuir la vibración que se genera también por la voladura principal. Considerando a la línea de precorte como una zona de evacuación de energía.

3.4.1. Diseño de la presión de detonación

Cuando las presiones en el taladro se disminuyen entonces se crearán las zonas de debilidad entre los taladros cercanos de la fila de los taladros de precorte y nos centramos principalmente en este principio.

La presión que se crea en el interior del taladro (presión de barreno) por teoría tiene que ser igual a la resistencia a la compresión de la roca. Para realizar el cálculo del mismo se emplea la siguiente fórmula, Enaex (2002):

$$P_{bi} = 110 * \delta_{exp} * VOD^2$$

Donde:

- P_{bi} : Presión en el interior del taladro (Mpa).
- δ_{exp} : Grado de consistencia del explosivo (g/cm^3)
- VOD: Velocidad de detonación del explosivo (km/s)

Interpretando la fórmula, debe de generarse presiones de hasta 850 Mpa y el explosivo estará acoplado de forma total a la pared del taladro. Teniendo en cuenta los diferentes casos en los cuales la resistencia a la compresión de la roca varía normalmente entre los 50 a 150 Mpa, entonces la presión en el taladro se encuentra sobrevalorada y supera ampliamente. Por consiguiente, si deseamos obtener este valor tendrá que emplearse material explosivos de distintas densidades que se encuentren en el rango de $0.2 \text{ (g/cm}^3\text{)}$ así mismo la velocidad de detonación debe estar en 2500 m/s, el cual en términos de operación no es factible.

Este es el motivo fundamental por el cual en esta técnica se emplean explosivos desacoplados, y normalmente de menor diámetro que el de los taladros de precorte y para lo cual se deberá emplear la siguiente fórmula.

$$P_b = 110 * f^n * \delta_{exp} * VOD^2$$

En el cual f viene a ser la razón de desacoplamiento, e indica la división de ambos volúmenes tanto del explosivo como del taladro. Donde “ n ” viene a ser 1.25 cuando los taladros no tienen presencia de agua y 0.9 para los taladros en los cuales existe agua.

$$f = \frac{De^2}{Dh^2} * \frac{l}{H}$$

Donde:

- f : Define al Factor de desacoplamiento en el taladro.
- De : La medida del diámetro del explosivo
- Dh : La medida del diámetro del taladro
- H : La medida del largo del taladro o longitud del taladro.
- l : La medida del largo columna explosiva.

3.4.2. Diseño del espaciamiento entre taladros de precorte

Si comparamos una fila de taladros de precorte con una fila Buffer o amortiguada, el espaciamiento viene a ser más corta ya que debe haber una interacción entre taladros al momento de detonar la carga; principalmente debido a que se ha reducido en gran medida la carga y esto básicamente por el tema de reducir las presiones en las paredes del taladro. Se cuenta también con algunas fórmulas para hallar el espaciamiento entre los taladros.

$$S = \frac{Dh * (Pb + T)}{T} * 0.0254$$

- ✓ S : distancia entre taladros (m).
- ✓ Pb : Presión en el interior del taladro de una carga desacoplada (Mpa).
- ✓ Dh : Medida del Diámetro del taladro (pulg).
- ✓ T : Esfuerzo de tensión de la roca (Mpa).

Cabe mencionar que en esta fórmula no se tiene en cuenta las propiedades del macizo rocoso, sin embargo, muchos autores indican que, si la frecuencia de las discontinuidades sobrepasa en un rango de 2 a 3 entre los taladros de precorte, el resultado vendría a ser muy pobre en formación de “medias cañas”.

3.4.3. Diseño de factor de carga en voladura de precorte

Para definir la cantidad de explosivo necesario en una voladura de precorte debemos diferenciar entre las finalidades que tienen las voladuras, es decir la cantidad de explosivo para una voladura de producción o principal se considera en gr/tn, sin embargo, en una voladura de precorte la cantidad de explosivo viene a ser en Kg/m², pues su objetivo principal no es fragmentar la roca si no formar un plano de fractura.

- CANTIDAD DE EXPLOSIVO UTILIZADO POR TALADRO.

$$\frac{Kg}{Tal} = 0.507 * D^2_{exp} * \rho_{explosivo} * CE$$

- AREA DEL TALUD PERFILADO POR TALADRO

$$\frac{M2}{Tal} = S * H$$

- FACTOR DE CARGA en Kg/m²

$$FC = \frac{Kg \text{ de explosivo por taladro}}{Area \text{ de talud perforado}}$$

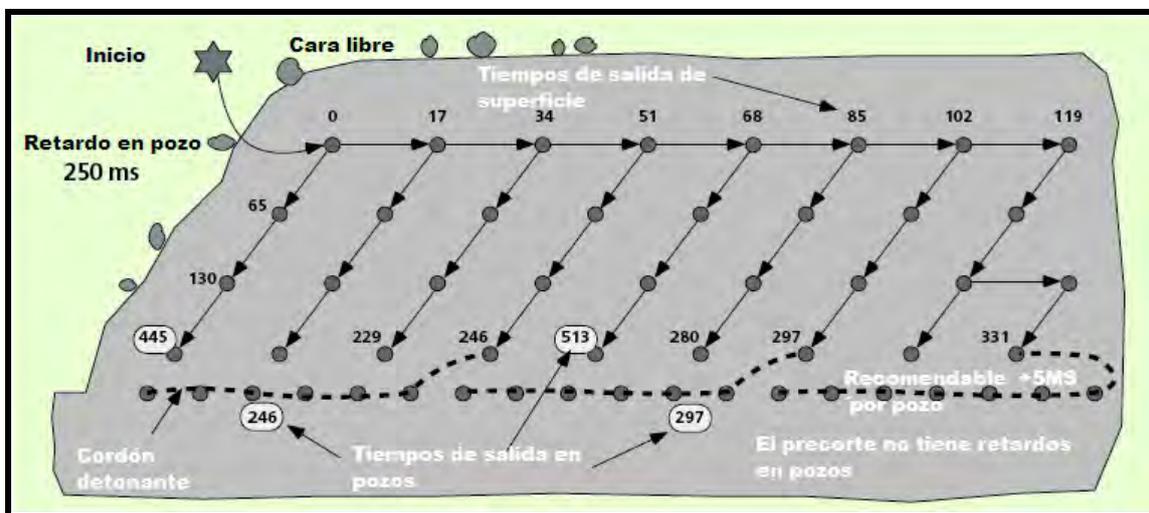
3.4.4. Secuencia de salida en voladura de precorte

Las cargas de precorte deben ser iniciadas en forma simultanea uniendo todas las líneas de los taladros de precorte hasta una línea troncal de cordón detonante. Cuando las vibraciones del suelo probablemente vayan a provocar sobre rotura o vayan a perturbar a los residentes, para iniciar grupos de taladros se deberían usar retardos. La cantidad de

taladros en cada grupo debería ser suficiente para lograr una acción de fraccionamiento satisfactoria, sin excederse en la carga máxima que se puede iniciar por retardo.

Se debe iniciar la fila de taladros de precorte antes o junto con la voladura principal, considerando una diferencia de solo 100 ms. Para obtener un buen resultado todos los taladros de precorte deberían detonarse de forma simultánea para que se pueda generar una grieta de tensión. Si por el contrario los taladros de precorte son iniciados con al menos una diferencia de 1ms entre si, estas pueden generar mas daño alrededor de los taladros. Es por ello que se recomienda que se use un cordón detonante para iniciar la fila de los taladros de precorte.

Figura 38: Secuencia de disparo en voladura de precorte

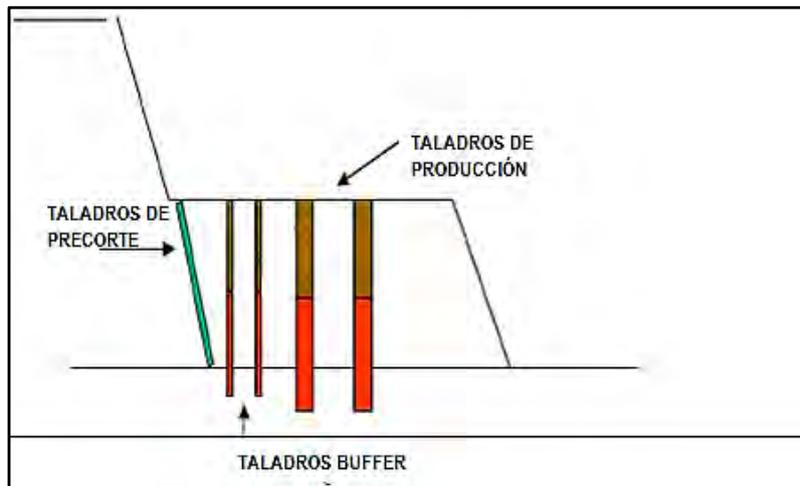


Fuente: Manual de tronadura ENAEX versión 13 año 2016

3.4.5. Inclinación del precorte

Según la experiencia y los resultados de algunas pruebas se llegó a la conclusión de que se obtiene grandes resultados si consideramos los taladros inclinados en un promedio de 15° a 30°, lográndose obtener resultados más óptimos a diferencia si el grado de pendiente es más alta, la misma que aumenta el grado de dificultad en el proceso de perforación. Si se tiene una fila de precorte inclinada y una fila de buffer por delante, se recomienda iniciar con la fila de precorte para neutralizar los efectos que pueda tener la detonación de la fila buffer y la principal en el pie del banco. Se debe también tener un control preciso en este aspecto para que la fila de buffer y la de precorte no estén tan cerca y se puedan iniciar una a la otra.

Figura 39: taladro de precorte con cierto grado de desviación.

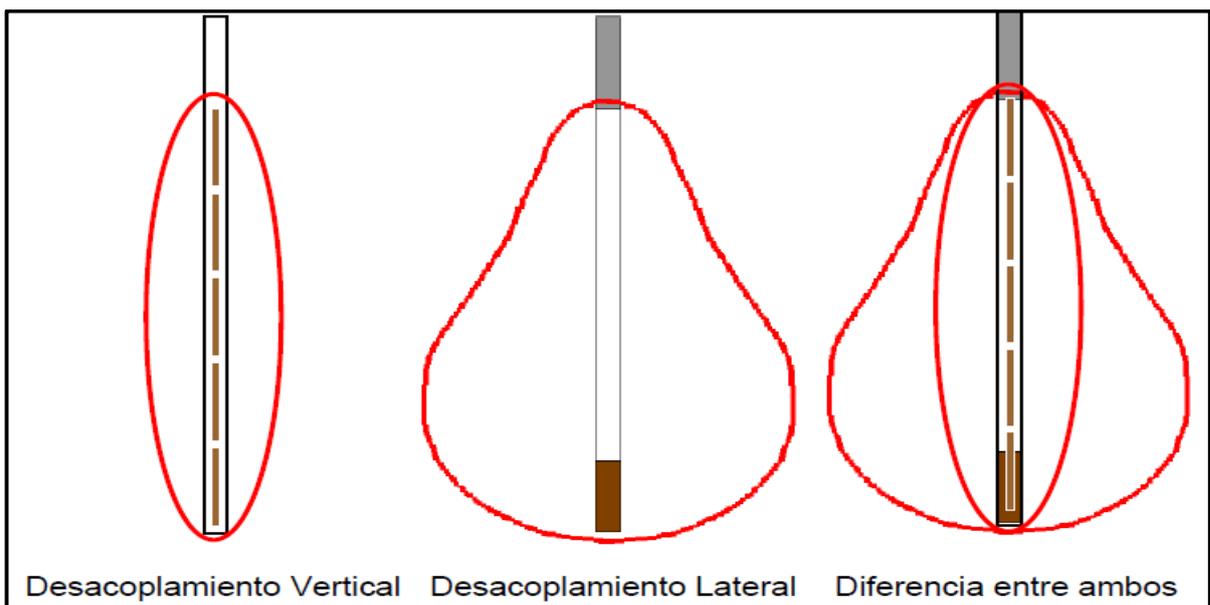


Fuente: Manual de voladura de la empresa Enaex.

3.4.6. Desacoplamiento

Cuando una carga está completamente acoplada al taladro en una fila de taladros de precorte es posible que en vez de proteger el talud final vayamos a dañarlo aun mas, con ese entendimiento se deberá desacoplar la carga la cual jugará un rol muy importante haciendo que esto funcione como una línea de amortiguamiento y llegará a minimizar todas las fuentes de energía generadas por la voladura principal y por ende creando un talud final estable.

Figura 40: Tipos de desacoplamiento

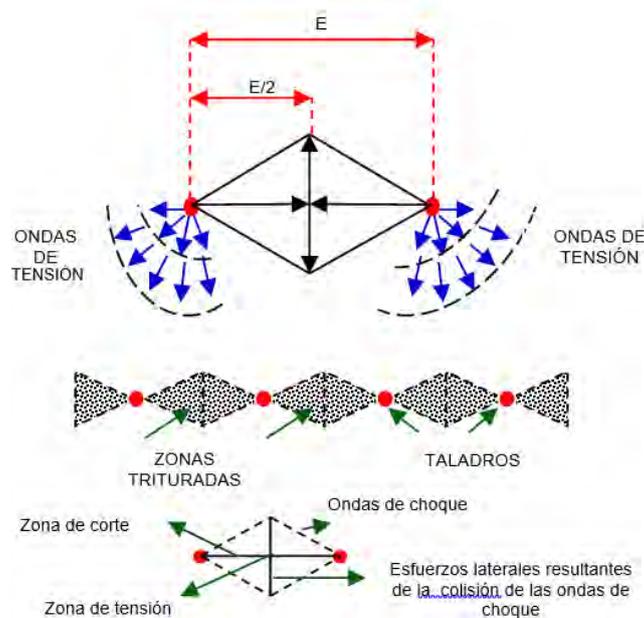


Fuente: Fragblast (2017)

3.4.7. Mecanismo de rotura de precorte:

Después de detonar una carga de material explosivo del taladro, llega a formarse una gran cantidad de gases a presiones que superan los 1000 Mpa, y a temperaturas que rodean los 3000 °K, en tiempos que rodean los 10 a 50 μ s, a través de una reacción exotérmica veloz el cual recorre toda la masa explosiva como una onda de choque.

Figura 41: Mecanismo de rotura de taladros de precorte



Fuente: Manual de voladura de Chungar

3.5. Parámetros que intervienen en una voladura de precorte

Para obtener una buena voladura de contorno o de precorte se requiere tener en cuenta los siguientes parámetros:

- Características físicas y mecánicas del macizo rocoso.
- Características del explosivo que se va a emplear.
- La precisión en el proceso de perforación.
- La forma geométrica de la malla de perforación.
- El disparo de producción y el nivel de defensa que ofrezca la fila de precorte.

3.6. Explosivos

Se define a los explosivos como combinaciones o compuestos de sustancias en distintos estados ya sea sólidos o líquidos, que mediante unas reacciones químicas de óxido-reducción se transforman en microsegundos en sustancias gaseosas y condensadas, y el

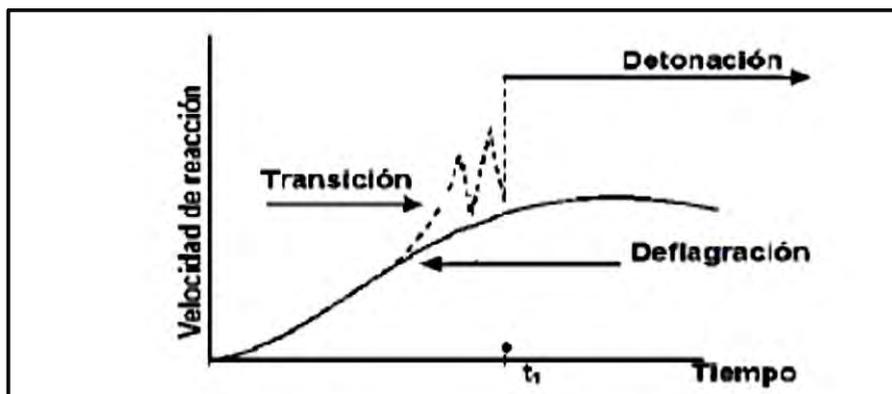
tamaño original es transformada en un volumen de forma gaseosa la cual llegar a tener temperaturas enormes y por ende enormes presiones.

Como factor oxidante se emplea los nitratos y optándose al nitrato de amonio como la base de su fabricación, posterior a ello se encuentran el sodio, calcio, y potasio. Por otra parte, se emplean el Carbono y el Hidrogeno como combustibles, puesto que su reacción con el Oxigeno logra liberar energía en enormes cantidades. En su gran mayoría los hidrocarburos que cuentan con una estructura base de CH₂ vienen a ser los combustibles.

3.7. Detonación

Se define como una evolución de tipo físico y químico que se caracteriza por mostrar una enorme velocidad de reacción y una forma en que grandes cantidades de masas gaseosas a elevada temperatura llegan a formarse, y una enorme fuerza de expansión llega a formarse.

Figura 42: Desarrollo de una detonación



Fuente: Manual de Exsa (Edición - 2003)

Cuando los explosivos llegan a detonar la velocidad con la que las moléculas que se gasifican llegan enormes que las temperaturas que generan no la ceden por el proceso de conductividad si no por choque, deformado y creando calor y explosión adiabática y por lo tanto se genera nuevos gases. Este proceso se repite constantemente y se forma un movimiento ondular el mismo que logra afectar a todo el volumen explosivo, a la cual es llamada como la onda de choque, esta llega a moverse con una rapidez que va desde los 1500 hasta los 7000 metros por segundo, este último teniendo en cuenta el tipo de explosivo, el contenido de este y también el tipo de iniciación.

3.8. Termoquímica de los explosivos

La variación de energía interna en forma de calor viene a ser la termoquímica de los explosivos. El tipo de energía que se crea o guarda en el material explosivo es mostrada de una manera de potencia del explosivo, ya sea latente o estática. Creándose así energía cinética o mecánica mediante la liberación de la energía potencial.

La fórmula es la siguiente:

$$(U_p + U_c) = \text{cte.}$$

Donde:

- U_p : Energía potencial
- U_c : Energía cinética

3.9. Sensitividad de un explosivo

Se define como una cantidad necesaria de energía del material explosivo necesita para que pueda detonar de forma confiable. También es conocido como los requisitos mínimos que debe tener un explosivo para el cebado. Si hay agua por ejemplo en el taladro la Sensitividad del explosivo es probables que disminuya, considerándose también el diámetro de la carga.

Tabla 08: Sensitividad de un explosivo

Tipo	Sensitividad de riesgo	Sensitividad de desempeño
Dinamita granulada	Moderada a alta	Excelente
Dinamita gelatina	Moderada	Excelente
Emulsión encartuchada	Baja	Bueno o muy bueno
Emulsión a granel	Baja	Bueno o muy bueno
ANFO cargado neumáticamente	Baja	Mala a buena
ANFO vaciado	Baja	Mala a buena
ANFO encartuchado	Baja	Bueno o muy bueno
ANFO pesado	Baja	Mala a buena

Fuente: Konya (1998)

3.10. Velocidad de detonación del explosivo (VOD)

Viene a ser la velocidad con la que el frente de onda de choque viaja a través explosivo en detonación, en su mayoría superan la velocidad del sonido de este material.

Tabla 09: VOD de distintos tipos de explosivo.

Tipo	Diámetro		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita granulada	2100-5800		
Dinamita gelatina	3600-7600		
Dinamita encartuchada	4000-4600		
Emulsión a granel	2100-3000	4300-4900	3700-5800
ANFO cargado neumáticamente	1800-2100	4700-4300	4300-4600
ANFO vaciado		3000-3400	4300-4600
ANFO encartuchado		3000-3700	4300-4600
ANFO pesado			3400-5800

Fuente: Libro del Escritor Konya.

3.11 Agente explosivo

Es aquella mezcla explosiva comercial que dependiendo de sus componentes varían sus propiedades físico-químicas, se presenta generalmente a granel y NO es sensible al fulminante común número 8 (es decir requiere siempre de un booster para iniciar la columna explosiva dentro del taladro). Los agentes de voladura más utilizados en minería superficial son:

- ANFO
- Heavy ANFO (HA19, HA28, HA37, HA46, HA45/55, HA55, HA64, HA73)
- Slurries
- Emulsiones bulk
- Emulsiones gasificables

3.11.1. ANFO

El ANFO es considerado como un agente de voladura mas no como un explosivo, esto por el hecho de no ser sensible al tipo de detonador simple, se considera también como un tipo de explosivo seguro para su uso. En el mundo es tomado en cuenta en más del 55% en promedio para su uso, convirtiéndolo de esta forma en el agente de voladura más popular y más utilizado a nivel mundial.

Las ventajas que presenta son las siguientes:

- Costos relativamente menores.
- La manipulación es segura y fácil, tanto para la empleabilidad y el transporte.
- Segura en casos de choque o fricción y por consecuencia seguridad.

Las desventajas que presenta vienen ser:

- Limitadas características como explosivo.
- Su densidad viene a ser muy baja.
- La propagación cuando se da la detonación es muy baja.
- La tolerancia al agua es cero.
- Existe la probabilidad de crear gases tóxicos.

Figura 43. ANFO



Fuente: Manual de tronadura Enaex

3.11.2. Heavy ANFO (HA)

Agente de voladura que supera gran parte de las desventajas del ANFO, se compone de: Nitrato de amonio, diésel y emulsión matriz.

Figura 44. Resistencia al agua de HA

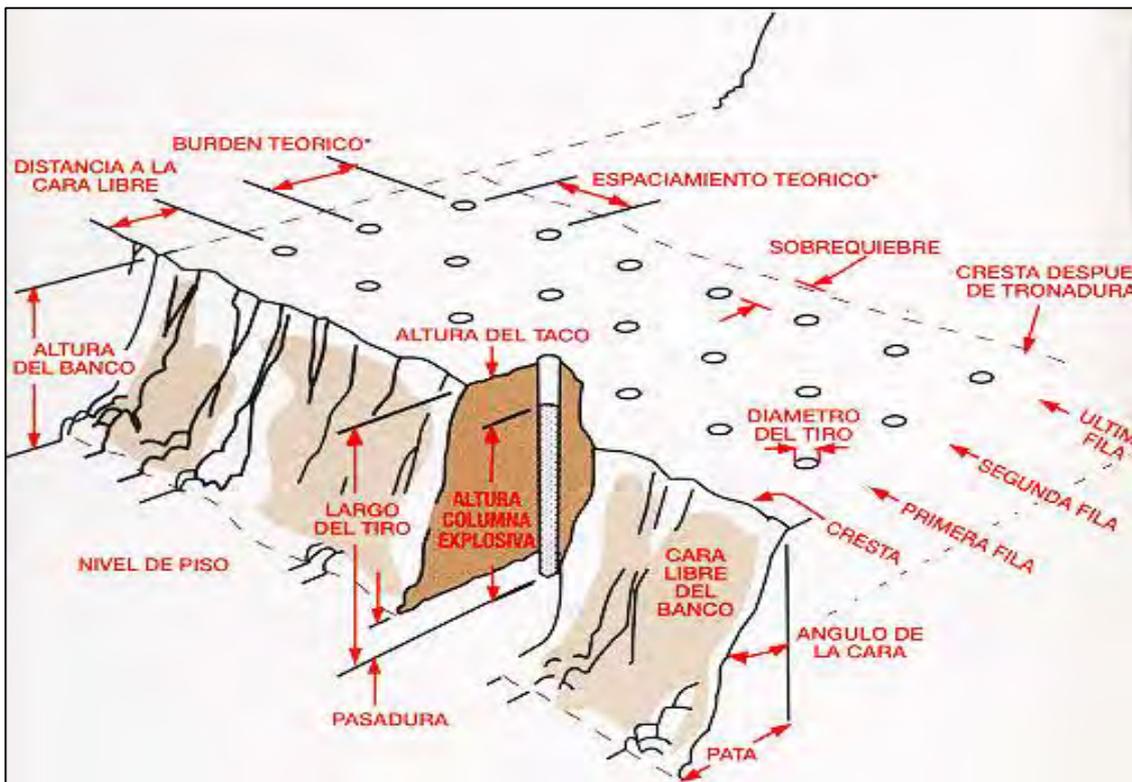


Fuente: Manual de tronadura Enaex

3.12. Terminología de voladura de rocas en bancos

A continuación, definiremos algunos términos utilizados en la voladura de rocas en bancos de minas a tajo abierto.

Figura 45. Terminología de voladura de rocas en Bancos



Fuente: Manual de tronadura Enaex

3.12.1. Burden (B)

Se considera como la más mínima distancia considerada desde el punto central del taladro de fila inicial hacia la cara libre.

- Para taladros de producción:
- La fórmula para hallar el Burden en operaciones de cielo abierto según Rustan (1990) es:

$$B = 18,1 \cdot D^{0,689}$$

(+52% es el mayor valor que se pueda esperar y -37% para un valor mínimo)

Donde:

D = Viene a ser el diámetro del taladro (en el rango de 89 y 311mm)

- Si consideramos una fórmula para obtener el burden, sería la de ASH (1985):

$$B = (K_b D_e/12)(d_r/d_r_d)^{1/3} (SG_d * VOD_d / SG_e * VOD_e)^{1/3}$$

Donde:

Constante de Burden	K_b	
Diámetro del taladro	D_e	mm
Densidad de roca estandar	d_r_e	t/m ³
Desidad de la roca a ser disparada	d_r_d	t/m ³
Densidad del explosivo (estandar)	SG_e	g/cm ³
Densidad del explosivo a usar	SG_d	g/cm ³
Velocidad de detonacion del explosivo (estand	VOD_e	m/seg
Velocidad de detonación del explosivo a usar	VOD_d	m/seg

- Para taladros Buffer:

$$B_{buffer} = \left\{ \frac{CE_{buffer} * 1000}{FC_{PRODUCCIÓN} * H_{Banco} * \rho_{roca} * SBR} \right\}^{1/2}$$

- Para taladros de precorte:

$$B_{Pre-corte} = S_{Pre-corte} * 3$$

3.12.2. Espaciamiento (S)

Se considera como el valor de la medida que existe entre los taladros contiguos y de una misma fila. Esta medida es sujeta primordialmente a la medida del diámetro de la broca, los parámetros físicos de las rocas y por supuesto de las propiedades del material explosivo, de la altura del banco y del nivel de rotura que se quiere obtener, se debe considerar también del desplazamiento del material que se desea.

- Espaciamiento en taladros de voladura principal y buffer:

$$S_{Producción} = B_{Producción} * 1,15$$

- Espaciamiento en taladros de voladura de precorte.

$$S = \frac{D_{taladro} * (P_d + T)}{T} * 0,0254$$

3.12.3. Sobreperforación /Subdrilling /Pasadura (SD)

Viene a ser la medida de la perforación que existe por debajo del nivel del piso, la cual es necesaria para fragmentar el macizo roco al nivel del banco y así obtener la fractura y el movimiento propicio de la roca, la cual debe garantizar que el equipo de carguío alcance la cota de excavación planeada.

$$\text{Sub-Drilling} = (0,2-0,4) * B$$

3.12.4. Taco (T)

La distancia del taladro que se completa con sustancias estériles, el mismo que cumple con la finalidad de confinar y mantener la energía en forma de gas que se producen en la explosión. El taco también ayuda a que pueda completarse de una forma eficiente el ciclo para realizar una buena rotura del macizo rocoso.

$$\text{Taco} = (0,7-1,3) * B$$

3.12.5. Cresta (C)

Es el trazo del perfil superior del talud

3.12.6. Pie de Banco (Toe)

Es el trazo del perfil inferior del talud

3.13. Accesorio de Voladura

Para realizar una voladura más allá del material explosivo es necesario muchos mas elementos los cuales son fundamentales para realizar la voladura, estos cumplen la

función de iniciar, propagar la energía o retardarla, también se puede controlar la acción de los explosivos.

3.14. Evaluación del resultado de voladura de precorte

Para evaluar los resultados de un disparo de precorte se puede realizar de dos maneras: la evaluación cualitativa y la evaluación cuantitativa. En la cualitativa se pone como primer orden la estabilidad del talud sin importar la formación de medias cañas en la pared del talud.

Figura 46: Pared final



Fuente: Departamento de P&V SPCC

Konya indica que si necesitamos aproximar las cargas de los explosivos y las distancias en la voladura de precorte entonces debemos ser cuidadosos de las fórmulas que vayamos a utilizar. Finalmente, después de hacer las pruebas en la voladura se podrá realizar una evaluación de lo obtenido y luego decidir en torno a ello para poder realizar cambios en el diseño de la voladura de precorte. Si contamos con un macizo rocoso uniforme sin muchas fallas en el plano geológico entonces podremos realizar una evaluación si el distanciamiento es el óptimo con tan solo ver el plano de fractura que se formó después de la voladura. Según los resultados que se obtiene en la voladura se puede evaluar de manera cualitativa o cuantitativa.

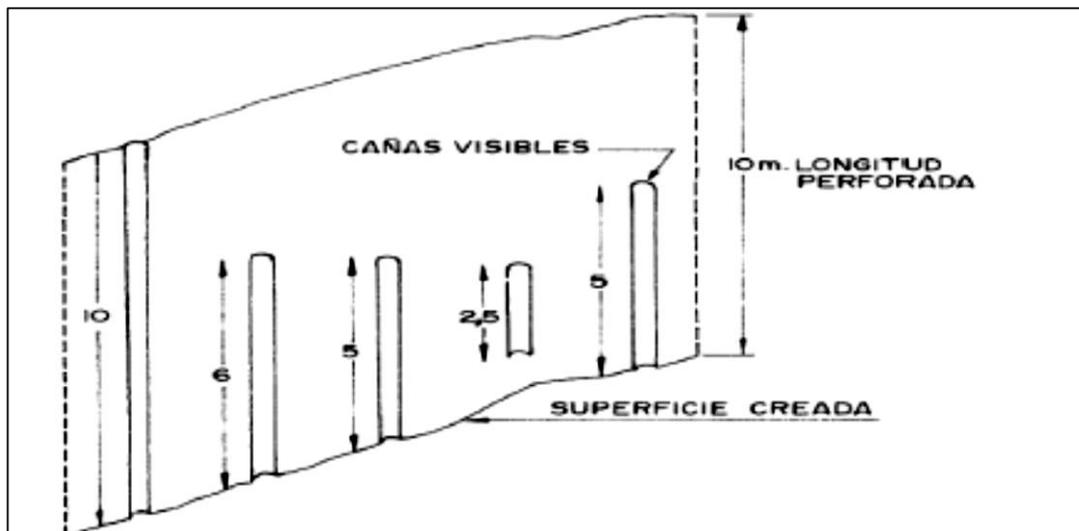
López Jimeno indica que es fundamental realizar la evaluación de la voladura después de ser disparada, ya que el resultado de su interpretación ayudará a realizar futuras modificaciones en todas las variables y/o parámetros de la voladura de precorte y por consiguiente siendo muy importante en la mejora continua de la voladura. Si queremos hacer un análisis completo y general de la voladura se debe considerar lo que se menciona líneas abajo.

- Grado de rotura de la roca y el esponjamiento del material volado.
- Forma del cumulo de mineral formado.
- Condición de la roca remanente y la superficie del banco.
- Material fuera del tamaño calculado (bolonería).
- Vibraciones, proyecciones y onda aérea producidas.

3.14.1. Factor de cañas visibles FCV

Para calcular el factor de cañas visibles se deberá dividir la extensión de cañas visibles sobre la extensión total perforada, si evaluamos cuantitativamente se definirá el valor exacto para determinar si la voladura controlada es buena o mala.

Figura 47: Forma de calcular el factor de cañas visibles.



Fuente: Manual de Lopez Jimeno (1994)

3.14.2. Método fotográfico

Esta forma de evaluación se aplica de distintas formas, la cual consiste en tomar varias fotografías a la pila de material volado y de forma indistinta se elige 15% de todas las fotografías. Una vez terminada la voladura se puede visualizar la superficie final del talud

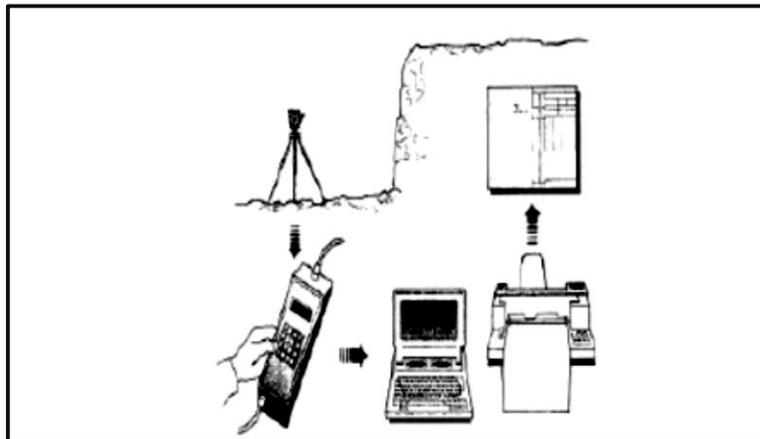
en el cual si el daño al talud existe y sobre todo la gravedad de los daños causados si es que los hubiese.

Para valorar los daños que se hayan producido durante la voladura, se puede realizar utilizando las fotografías realizando una evaluación del antes y el después. Básicamente este método es de forma comparativa de todos los daños que se produzcan durante la voladura.

3.14.3. Método topográfico

Para realizar este tipo de evaluación se requerirá instrumentos topográficos con los cuales seremos capaces de ver la calidad de perfiles obtenidos al finalizar la voladura, esto en distintos planos de orientación vertical.

Figura 48: evaluación con instrumentos topográficos.

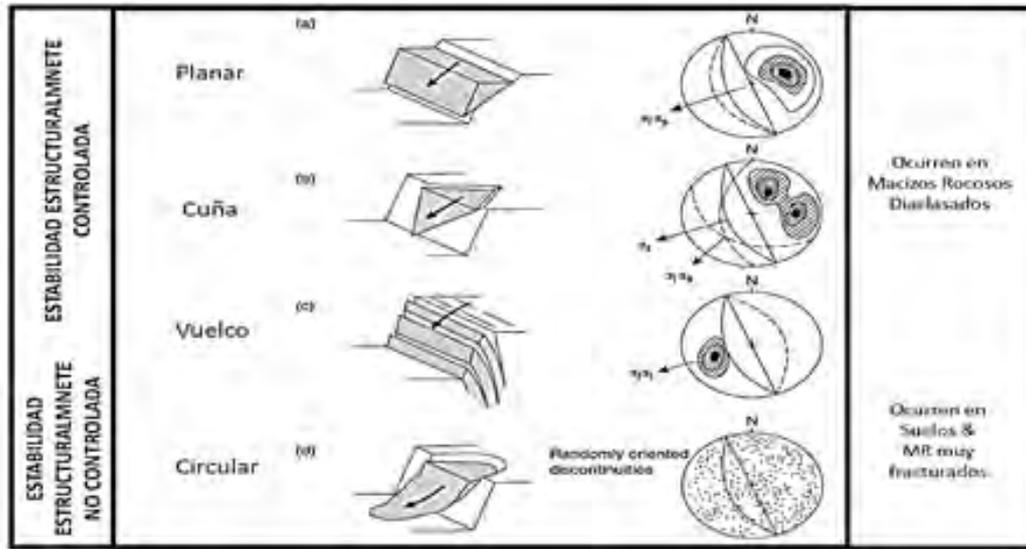


Fuente: Manual de Lopez Jimeno (1994)

3.15. Estabilidad de Taludes

Los movimientos que principalmente afectan a un talud en minería a cielo abierto generalmente son aquellos que le afectan a la masa rocosa. En minería a cielo abierto es de gran importancia conocer los tipos de movimientos e inestabilidades a las que pueden estar afectados los taludes, dentro de las cuales se tiene tres tipos de fallas más comunes en minería a cielo abierto.

Figura 49: Modos potenciales de fallas en taludes



Fuente: Manual Vallejos (2012)

3.16. Factor de seguridad (FS)

Es un indicador de estabilidad en un talud local, inter-rampa o global se calcula como la relación entre las fuerzas estabilizadoras y las desestabilizadoras en un talud.

Figura 50: Definición y cálculo del término: Factor de seguridad



Fuente: Curso de estabilidad de taludes 2019

3.17. Factor de carga (FC)

Se emplea la siguiente fórmula para su cálculo en voladura de precorte:

$$FC = \frac{Kg_{\text{explosivo}}}{S * H}$$

Donde:

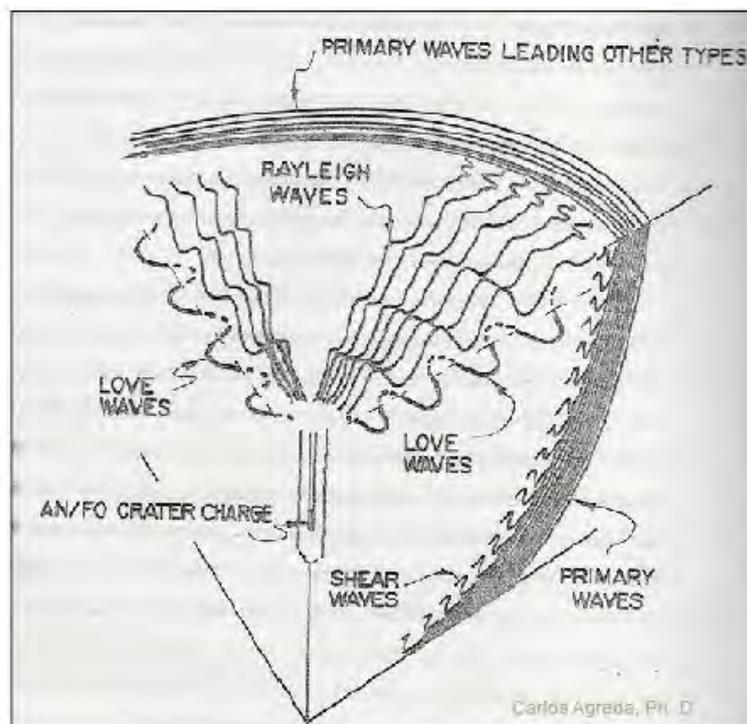
- $Kg_{\text{explosivo}}$ (Kg): Kilos de explosivo utilizado por taladro de precorte

- $S (m)$: Espaciamiento
- $H (m)$: Altura de Banco

3.18. Vibraciones

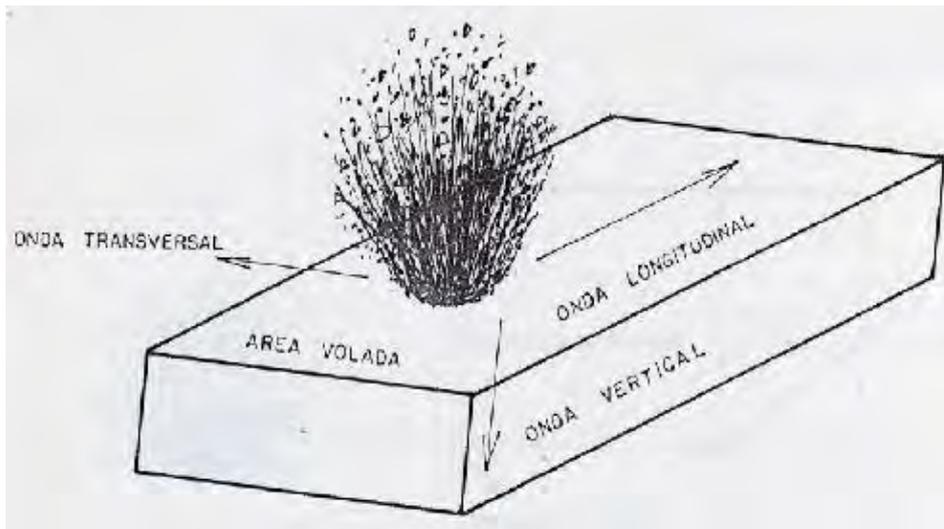
Cuando se transmiten energías por medio del recorrido de ondas de forma ondulatoria a través de un medio, a este proceso se le llama vibración. Durante este proceso deberá haber un objeto emisor y otro objeto receptor de las ondas. Cuando las vibraciones son creadas por detonaciones se trata de unas ondas que se generan dentro del macizo rocoso y que se propagan por este medio y también por el aire (air blast).

Figura 51: Generación de Vibraciones en la detonación de un taladro



Fuente: Dr Carlos Agreda Turriate

Figura 52: Tipos y direcciones de ondas identificadas en un disparo

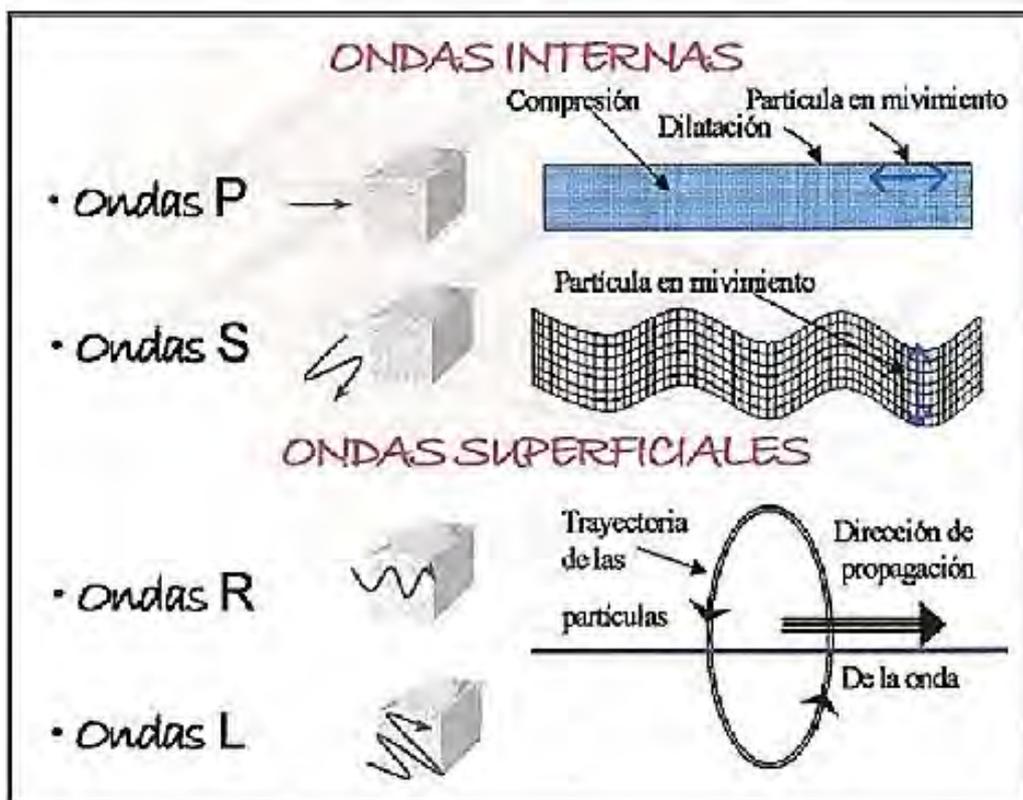


Fuente: Dr Carlos Agreda Turriate

3.19. Tipos de ondas generadas por voladura de rocas

Los tipos de ondas generadas a partir de la detonación de mezclas explosivas comerciales son: Ondas P_w , S_w , R_w y L_w

Figura 53: Tipos de ondas generadas en una detonación



Fuente: Dr Carlos Agreda Turriat

CAPÍTULO IV: DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE PRECORTE ORIENTADO A REDUCCIÓN DE COSTOS

4.1 Proceso de perforación y voladura de taladros de precorte antes de la optimización

4.1.1. Diseño del explosivo para taladros de 12 1/4”

El cálculo del diámetro del explosivo se da por la siguiente expresión:

$$D_{\text{explosivo precorte}} = 0,1794 * \left[\frac{\text{UCS}}{\rho_{\text{explosivo}} * \text{VOD}^2} \right]^{0,4} * D_{\text{taladro}} * \sqrt{\frac{H}{l}}$$

Donde:

- $D_{\text{explosivo precorte}}$: Diámetro del explosivo (pulg)
- UCS : Resistencia a la compresión (Mpa)
- $\rho_{\text{explosivo}}$: Densidad de Explosivo $\left(\frac{\text{gr}}{\text{cc}}\right)$
- D_{taladro} : Diámetro del taladro (pulg)
- VOD: Velocidad de detonación (Km/s)
- H: Altura de Banco
- l: Largo de la columna explosiva

DATOS:

- UCS : de la Latita Porfirítica = 82.46 Mpa
- $\rho_{\text{explosivo}}$: Densidad de Explosivo = 1.23 $\left(\frac{\text{gr}}{\text{cc}}\right)$
- D_{taladro} : Diámetro del taladro = 12.25"
- VOD = 5 (Km/s)
- H = 15 m
- l= 1.77 m

Entonces reemplazando datos tenemos:

$$D_{\text{explosivo precorte}} = 0,1794 * \left[\frac{82,46}{1,23 * 5^2} \right]^{0,4} * 12.25 * \sqrt{\frac{15}{1.77}} = 9.49 \text{ pulg} \approx 9.5''$$

4.1.2. Diseño de mallas de perforación de precorte con taladros de 12 ¼”.

Para el diseño de los taladros de precorte se utiliza el módulo: Blast Pattern de Minesight a fin de codificar los taladros de producción, buffer y pre corte (todos con el diámetro de 12 ¼”)

Realizamos los cálculos de taladros de Precorte por tipo de roca:

DATOS

Densidad relativa del explosivo = $\rho_{\text{explosivo}} = 1.23 \text{ g/cm}^3$

VOD explosivo = 5000 m/s = 5 km/s

Diámetro del explosivo = 9.5”

Longitud de carga explosiva = 1.77 m

Diámetro del taladro = 12.25”

Altura de banco = 15 m

Resistencia a la tracción de la roca (T):

- Andesita = 7.44 Mpa
- Latita Porfirítica = 6.51 Mpa

ANDESITA

Presión en las paredes del taladro:

$$P_d = 110 * \rho_{explosivo} * (VOD)^2 = 110 * 1,23 * 5^2 = 3382,5 \text{ MPa}$$

Razón de desacoplamiento:

$$F.D. = \left(\frac{d_{explosivo}^2}{D_h^2} * \frac{l_{explosivo}}{H} \right) = \left(\frac{9,5^2}{12,25^2} * \frac{1,77}{15} \right) = 0,07$$

Presión de detonación reducida:

$$P_d = 110 * (F.D.)^{1,25} * \rho_{explosivo} * (VOD)^2 = 110 * (0,07)^{1,25} * 1,23 * 5^2 = 121,79 \text{ MPa}$$

Espaciamiento entre taladros:

$$S = \frac{D_{taladro} * (P_d + T)}{T} * 0,0254 = \frac{12,25 * (121,79 + 7,44)}{7,44} * 0,0254 = 5,0 \text{ m}$$

Burden entre taladros:

$$B_{Pre-corte} = S_{Pre-corte} * 3 = 2,24 * 3 = 16,21 \text{ m}$$

LATITA PORFIRITICA

Presión en las paredes del taladro:

$$P_d = 110 * \rho_{explosivo} * (VOD)^2 = 110 * 1,23 * 5^2 = 3382,5 \text{ MPa}$$

Razón de desacoplamiento:

$$F.D. = \left(\frac{d_{explosivo}^2}{D_h^2} * \frac{l_{explosivo}}{H} \right) = \left(\frac{9,5^2}{12,25^2} * \frac{1,77}{15} \right) = 0,07$$

Presión de detonación reducida:

$$P_d = 110 * (F.D.)^{1,25} * \rho_{explosivo} * (VOD)^2 = 110 * (0,07)^{1,25} * 1,23 * 5^2 = 121,79 \text{ MPa}$$

Espaciamiento entre taladros:

$$S_{Pre-corte} = \frac{D_{taladro} * (P_d + T)}{T} * 0,0254 = \frac{12,25 * (121,79 + 6,51)}{6,51} * 0,0254 = 4,13 \text{ m} \approx 4 \text{ m}$$

Burden entre taladros:

$$B_{Pre-corte} = S_{Pre-corte} * 3 = 4 * 3 = 12 \text{ m}$$

En base a los cálculos citados, mostramos los resultados:

Tabla 10. Resumen de cálculo de burden y espaciamento en taladros de pre-corte de 12¼"

PARAMETROS DE TALADROS DE PRE CORTE DE 12 1/4"				
	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita
Espaciamento entre taladros	S Pre corte	m	5	4
Burden	B Pre corte	m	15.00	12.00

Fuente: Creación Propia

4.1.3. Proceso de perforación

En Mina Cuajone se tiene diseñados las variables que se emplean en la perforación en diferentes calidades de roca y en su diseño se utilizaron conceptos básicos, modelos teóricos y resultados de campo. El departamento de Ingeniería, utilizando el modelo geológico y el índice de dureza, prepara la malla en Med System para todo un nivel, variando la malla para cada tipo de roca de acuerdo con los parámetros establecidos. A cada taladro se le asigna un número correlativo, que es usado para identificar el taladro cuando es dibujado, perforado, muestreado, disparado y finalmente minado.

Figura 54: Detritus y malla de perforación Mina Cuajone



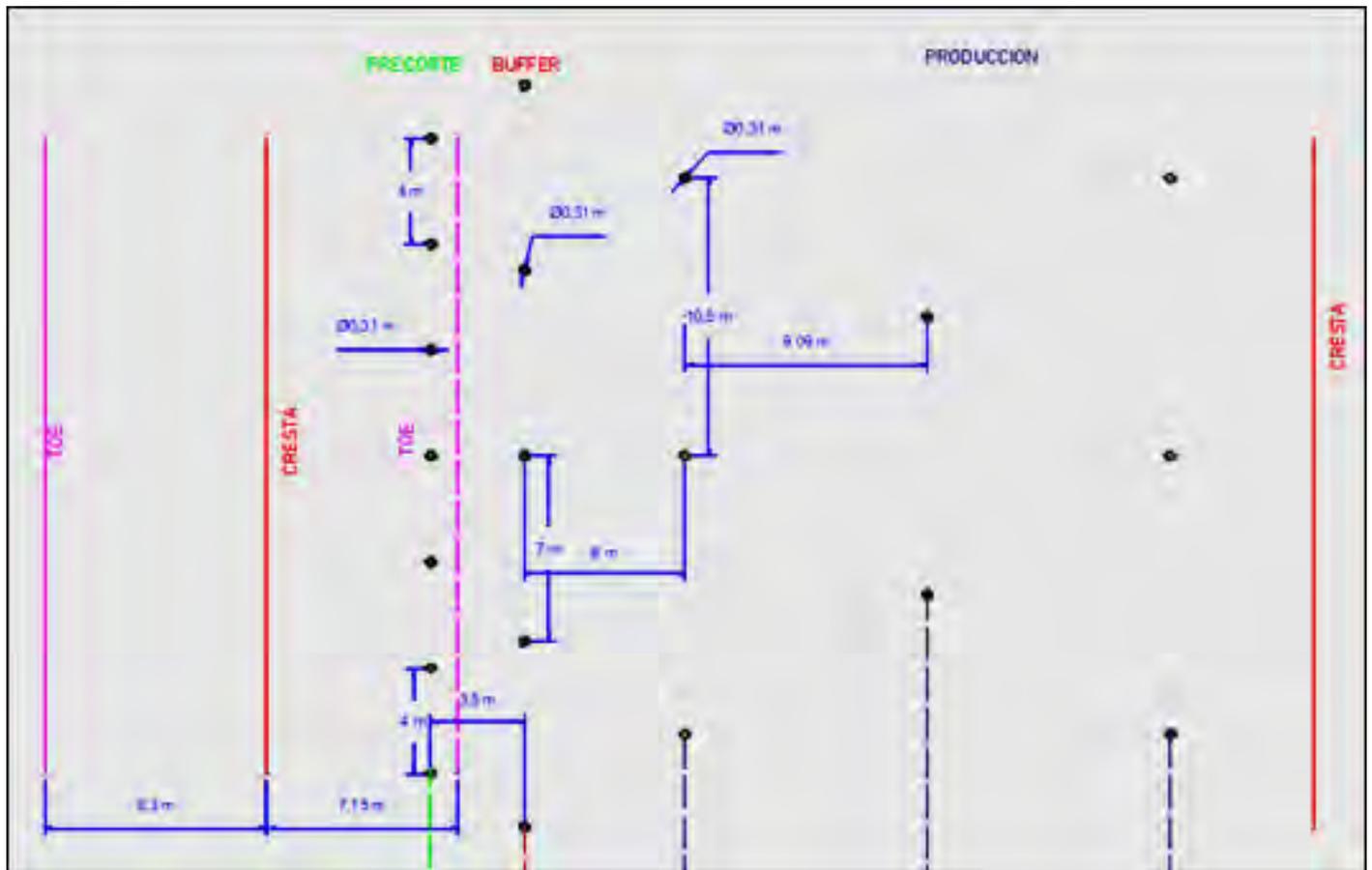
Detritus



Malla de perforación

Fuente: Area de P&V de SPCC

Figura 55: Perforación de taladros de precorte de 12 1/4" en mina Cuajone



Fuente: Asistencia Técnica Famesa

4.1.4. Proceso de carguío de taladros

Los taladros son cargados según la calidad del macizo rocoso y considerando también si es material estéril o material mineralizado, de acuerdo a los cálculos realizados:

Realizamos los cálculos de cantidad de explosivo factor de carga.

DATOS

Densidad relativa del explosivo = $\rho_{\text{explosivo}} = 1.23 \text{ g/cm}^3$

Diámetro del explosivo = 12.25"

Columna de explosivo = CE = 1 m

Altura de banco = H = 15 m

Espaciamiento en Andesita = S = 5m

Espaciamiento en Latita = S = 4m

ANDESITA

- CANTIDAD DE EXPLOSIVO UTILIZADO POR TALADRO.

$$\frac{Kg}{Tal} = 0.507 * D_{exp}^2 * \rho_{explosivo} * CE = 0.507 * (12.25)^2 * 1.23 * 1 = 93.58 \approx 100$$

- AREA DEL TALUD PERFILADO

$$\frac{M2}{Tal} = S * H = 5m * 15m = 75 m2$$

- FACTOR DE CARGA

$$FC = \frac{Kg \text{ de explosivo por taladro}}{Area \text{ de talud perforado}} = \frac{100 Kg}{75 m2} = 1.33 Kg/ m2$$

LATITA PORFIRITICA

- CATIDAD DE EXPLOSIVO UTILIZADO POR TALADRO.

$$\frac{Kg}{Tal} = 0.507 * D_h^2 * \rho_{explosivo} * CE = 0.507 * (12.25)^2 * 1.23 * 1 = 93.58 \approx 100$$

- AREA DEL TALUD PERFILADO

$$\frac{M2}{Tal} = S * H = 4m * 15m = 60 m2$$

- FACTOR DE CARGA

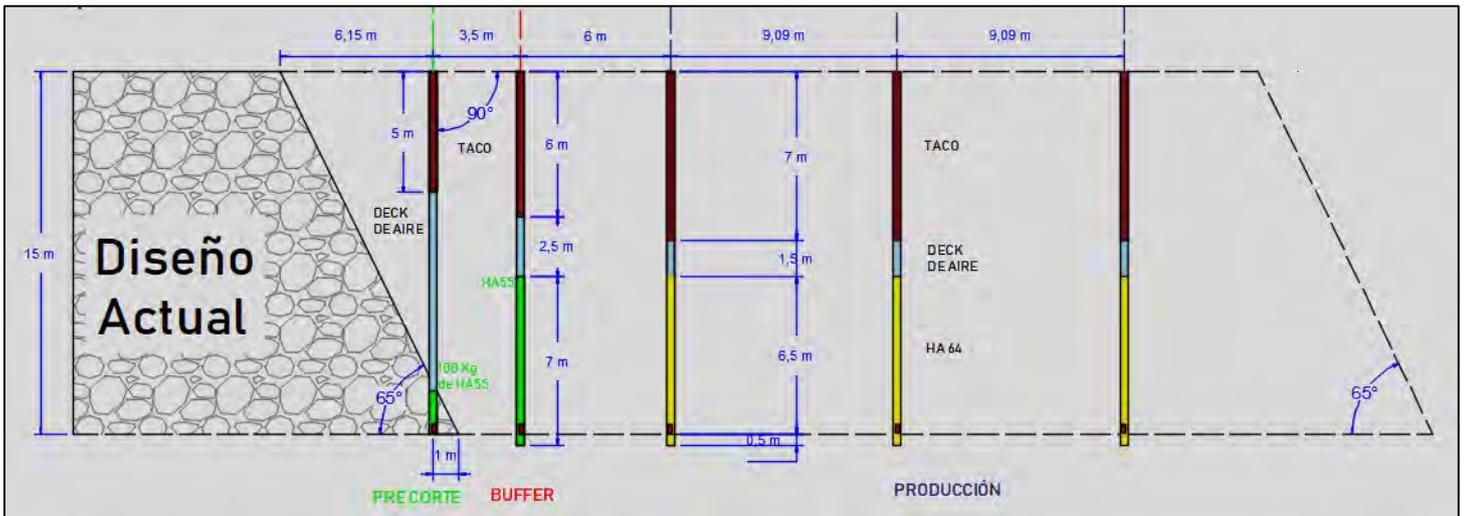
$$FC = \frac{Kg \text{ de explosivo por taladro}}{Area \text{ de talud perforado}} = \frac{100 Kg}{60 m2} = 1.67 Kg/ m2$$

Tabla 11: Parametros de carga para taladros de 12 1/4"

PARAMETROS DE CARGA PARA TALADROS DE PRE CORTE DE 12 1/4"	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita
Kg de explosivo por taladro	-	Kg/tal	100	100
Area de talud perfilado	-	m2/tal	75.00	60.00
Factor de carga	FC	Kg/m2	1.33	1.67

Fuente: Creación Propia

Figura 56: Carguío de taladros de precorte



Fuente: Asistencia Técnica Famesa

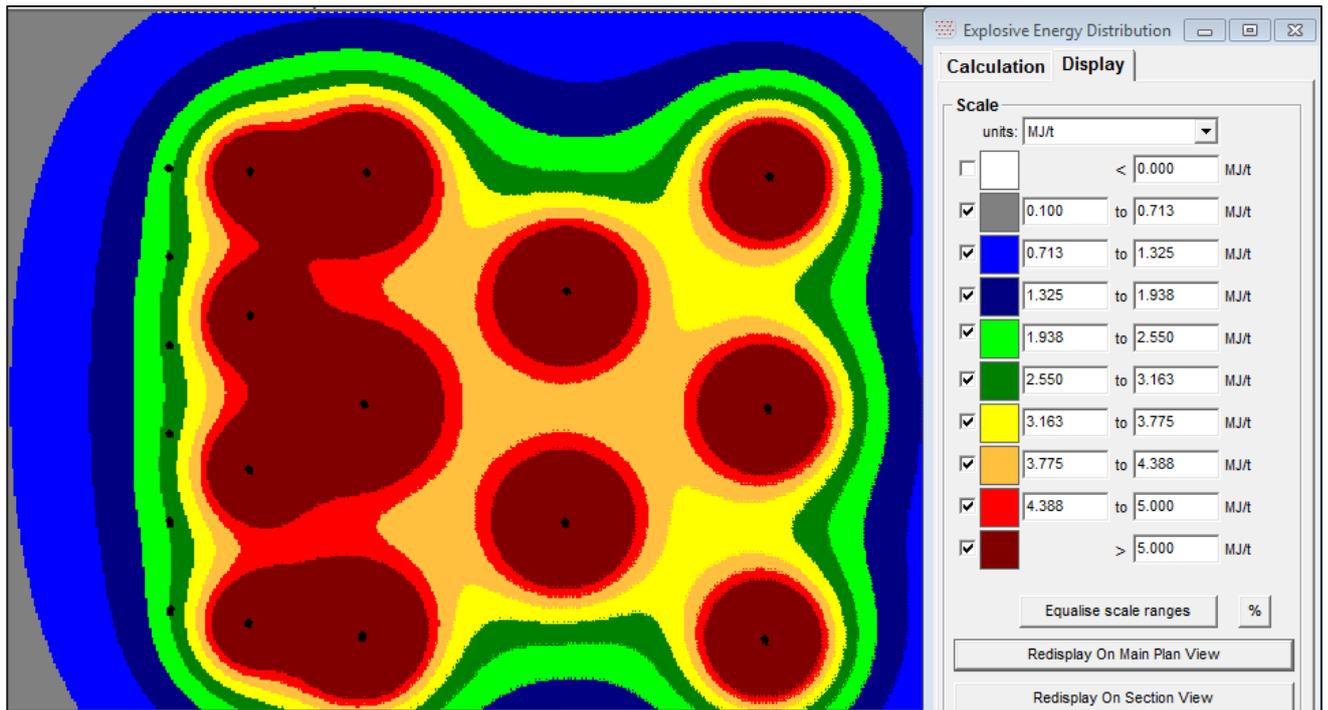
4.1.5. Proceso de amarre

Para los taladros de producción, buffer y precorte sobre mineral se utilizan detonadores electrónicos de manera parcial (50%), con respecto a los detonadores electrónicos:

Si queremos una precisión en la voladura entonces debemos considerar emplear este tipo de detonadores, las cuales nos garantizan a confiabilidad de la detonación. Los detonadores electrónicos tienen la capacidad de garantizarnos una exactitud en el inicio de la voladura, por otro lado, la seguridad en el área de voladura, se pueden programar y los retardos van desde los 0 hasta los 15000 milisegundos con aumentos de 1 ms, ayudando esto al uso regular de los retardos cortos.

Cuando empleamos detonadores electrónicos llegaremos a aprovechar al máximo la energía explosiva y a su vez se asegurará la obtención de una buena fragmentación con el apilamiento y el desplazamiento adecuado.

Figura 61. Simulación de la detonación antes de la optimización - Halos de energía



Fuente: Asistencia Técnica Famesa

4.2 Diseño de perforación y voladura de precorte con taladros de 5"

4.2. Diseño del explosivo para taladros de 5"

El cálculo del diámetro del explosivo se da por la siguiente expresión:

$$D_{\text{explosivo precorte}} = 0,1794 * \left[\frac{\text{UCS}}{\rho_{\text{explosivo}} * \text{VOD}^2} \right]^{0,4} * D_{\text{taladro}} * \sqrt{\frac{H}{L}}$$

DATOS:

- UCS de la Latita Porfiritica = 82.46 Mpa
- $\rho_{\text{explosivo}} = 1.25 \left(\frac{\text{gr}}{\text{cc}} \right)$
- $D_{\text{taladro}} = 5''$
- $\text{VOD} = 5 \text{ (Km/s)}$
- $H = 15 \text{ m}$
- $L = 12 \text{ m}$

Entonces reemplazando datos tenemos:

$$D_{\text{explosivo precorte}} = 0,1794 * \left[\frac{82,46}{1,25 * 5^2} \right]^{0,4} * 5 * \sqrt{\frac{15}{12}} = 1,48 \text{ pulg} \approx 1 \text{ 1/2''}$$

Por lo tanto el explosivo seleccionado es el FAMECORTE-S que es un tipo de emulsión explosiva el cual se encuentra embazada en bolsas de plástico y contiene una línea de Cordón Detonante de 10 PE longitudinalmente introducida en los cartuchos de emulsión. El FAMECORTE-S® con manga plástica de 1½ pulgadas de diámetro.

El FAMECORTE fue diseñado particularmente para realizar voladuras de precorte, con la finalidad de controlar el talud final en operaciones a cielo abierto, canteras y/o carreteras. Si necesitamos elegir el diámetro del explosivo adecuado entonces haremos uso de la siguiente tabla:

Tabla 12. Recomendación del diámetro del FAMECORTE-S

Diámetro de taladros	Diámetro del producto
5 ½ - 7 ½ Pulgadas	1¼ Pulgadas
7 ⅞ – 9 ½ Pulgadas	1½ Pulgadas
> 9 ⅞ Pulgadas	2 Pulgadas

Fuente: Catálogo Famesa Explosivos

Tabla 13. Características Técnicas del FAMECORTE-S

Especificaciones	Valores	
Densidad relativa	1.25	g/cm ³
Velocidad de detonación	5,000	m/s
Presión de detonación	68	kbar
Energía	785	kcal/kg
Volumen normal de gases	920	L/ kg
Potencia relativa en peso (*)	85	%
Potencia relativa en volumen (*)	120	%
Resistencia al agua	Excelente	Horas
Categoría de humos	Primera	—
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	—

Fuente: Catálogo Famesa Explosivos

Figura 62. FAMECORTE-S



Fuente: Catálogo Famesa Explosivos

4.2.1. Diseño de los taladros de Precorte con diámetro de 5”

Realizamos los cálculos de taladros de Precorte por tipo de roca:

DATOS

Densidad relativa del explosivo = $\rho_{\text{explosivo}} = 1.25 \text{ g/cm}^3$

VOD explosivo = 5000 m/s = 5 km/s

Diámetro del explosivo = 1.5”

Longitud de carga explosiva = 12 m

Diámetro del taladro = 5”

Altura de banco = 15 m

Resistencia a la tracción de la roca (T) considerando la clase de roca que se tiene:

- Andesita = 7.44 Mpa
- Latita Porfírica = 6.51 Mpa

ANDESITA

Presión en las paredes del taladro:

$$P_d = 110 * \rho_{\text{explosivo}} * (VOD)^2 = 110 * 1,25 * 5^2 = 3437,5 \text{ MPa}$$

Razón de desacoplamiento:

$$F.D. = \left(\frac{d^2_{\text{explosivo}}}{D^2_h} * \frac{l_{\text{explosivo}}}{H} \right) = \left(\frac{1,5^2}{5^2} * \frac{12}{15} \right) = 0,07$$

Presión de detonación reducida:

$$P_d = 110 * (F.D.)^{1,25} * \rho_{\text{explosivo}} * (VOD)^2 = 110 * (0,07)^{1,25} * 1,25 * 5^2 \\ = 123,77 \text{ MPa}$$

Espaciamiento entre taladros:

$$S = \frac{D_{\text{taladro}} * (P_d + T)}{T} * 0,0254 = \frac{5 * (128,21 + 7,44)}{7,44} * 0,0254 = 2,31 \text{ m}$$

Burden entre taladros:

$$B_{\text{Pre-corte}} = S_{\text{Pre-corte}} * 3 = 2,31 * 3 = 6,93 \text{ m}$$

LATITA PORFIRITICA

Presión en las paredes del taladro:

$$P_d = 110 * \rho_{\text{explosivo}} * (VOD)^2 = 110 * 1,25 * 5^2 = 3437,5 \text{ MPa}$$

Razón de desacoplamiento:

$$F. D. = \left(\frac{d_{\text{explosivo}}^2}{D_h^2} * \frac{l_{\text{explosivo}}}{H} \right) = \left(\frac{1,5^2}{5^2} * \frac{12}{15} \right) = 0,07$$

Presión de detonación reducida:

$$P_d = 110 * (F. D.)^{1,25} * \rho_{\text{explosivo}} * (VOD)^2 = 110 * (0,07)^{1,25} * 1,25 * 5^2 = 123,77 \text{ MPa}$$

Espaciamiento entre taladros:

$$S_{\text{Pre-corte}} = \frac{D_{\text{taladro}} * (P_d + T)}{T} * 0,0254 = \frac{5 * (123,77 + 6,51)}{6,51} * 0,0254 = 2,51 \text{ m}$$

Burden entre taladros:

$$B_{\text{Pre-corte}} = S_{\text{Pre-corte}} * 3 = 2,63 * 3 = 7,62 \text{ m}$$

En base a los cálculos citados, mostramos los resultados:

Tabla 14. Resumen de cálculo de burden y espaciamiento en taladros de Precorte

PARAMETROS DE TALADROS DE PRE CORTE DE 5"				
	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita
Espaciamiento entre taladros	$S_{\text{Pre corte}}$	m	2.31	2.51
Burden	$B_{\text{Pre corte}}$	m	6.93	7.53

Fuente: Creación Propia

4.2.2. Diseño de los taladros Buffer

El diseño de los parámetros técnicos para la perforación de los taladros buffer estará en función a las variables técnicas de P&V de los taladros de producción proporcionados por el área de P&V de mina Cuajone, los cuales están estandarizados según el tipo de roca a volar.

DATOS:

Tabla 15. Parámetros para el diseño de taladros de Producción de Mina Cuajone.

			TIPOS DE ROCA				
PARAMETROS DE TALADROS DE PRODUCCIÓN	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita	Riolita	Toba	Traquita
Carga Explosiva	Ce_b	Kg	512,00	620,00	620,00	680,00	680,00
Altura de banco	H_b	m	15,00	15,00	15,00	15,00	15,00
Diametro perforación	D_{hb}	Pulg.	12,25	12,25	12,25	12,25	12,25
Burden Producción	B_p	m	6,90	6,90	6,90	7,33	7,33
Espaciamiento Producción	S_p	m	8,00	8,00	8,00	8,50	8,50
Taco	Q	---	4,00	4,00	4,00	3,50	3,50
Relación Espaciamiento/Burden	SBR	---	1,16	1,16	1,16	1,16	1,16
Densidad de la roca	ρ_r	gr/cc	2,71	2,70	2,80	2,48	2,52
Factor de Carga Producción	FC_p	gr/TM	400,00	400,00	350,00	120,00	120,00

Fuente: Departamento de P&V de SPCC

ANDESITA

Burden entre taladros

$$B_{buffer} = \left\{ \frac{CE_{buffer} * 1000}{FC_{PRODUCCIÓN} * H_{Banco} * \rho_{roca} * SBR} \right\}^{1/2}$$

$$= \left\{ \frac{512 * 1000}{400 * 15 * 2,71 * 1,16} \right\}^{1/2} = 5.21 \text{ m}$$

Espaciamiento entre taladros

$$S_{buffer} = 1,15 * B_{buffer} = 1,15 * 5.21 = 5.99 \text{ m}$$

LATITA

Burden entre taladros

$$B_{buffer} = \left\{ \frac{CE_{buffer} * 1000}{FC_{PRODUCCIÓN} * H_{Banco} * \rho_{roca} * SBR} \right\}^{1/2}$$

$$= \left\{ \frac{620 * 1000}{400 * 15 * 2,70 * 1,16} \right\}^{1/2} = 5.74 \text{ m}$$

Espaciamiento entre taladros

$$S_{buffer} = 1,15 * B_{buffer} = 1,15 * 5.74 = 6.60 \text{ m}$$

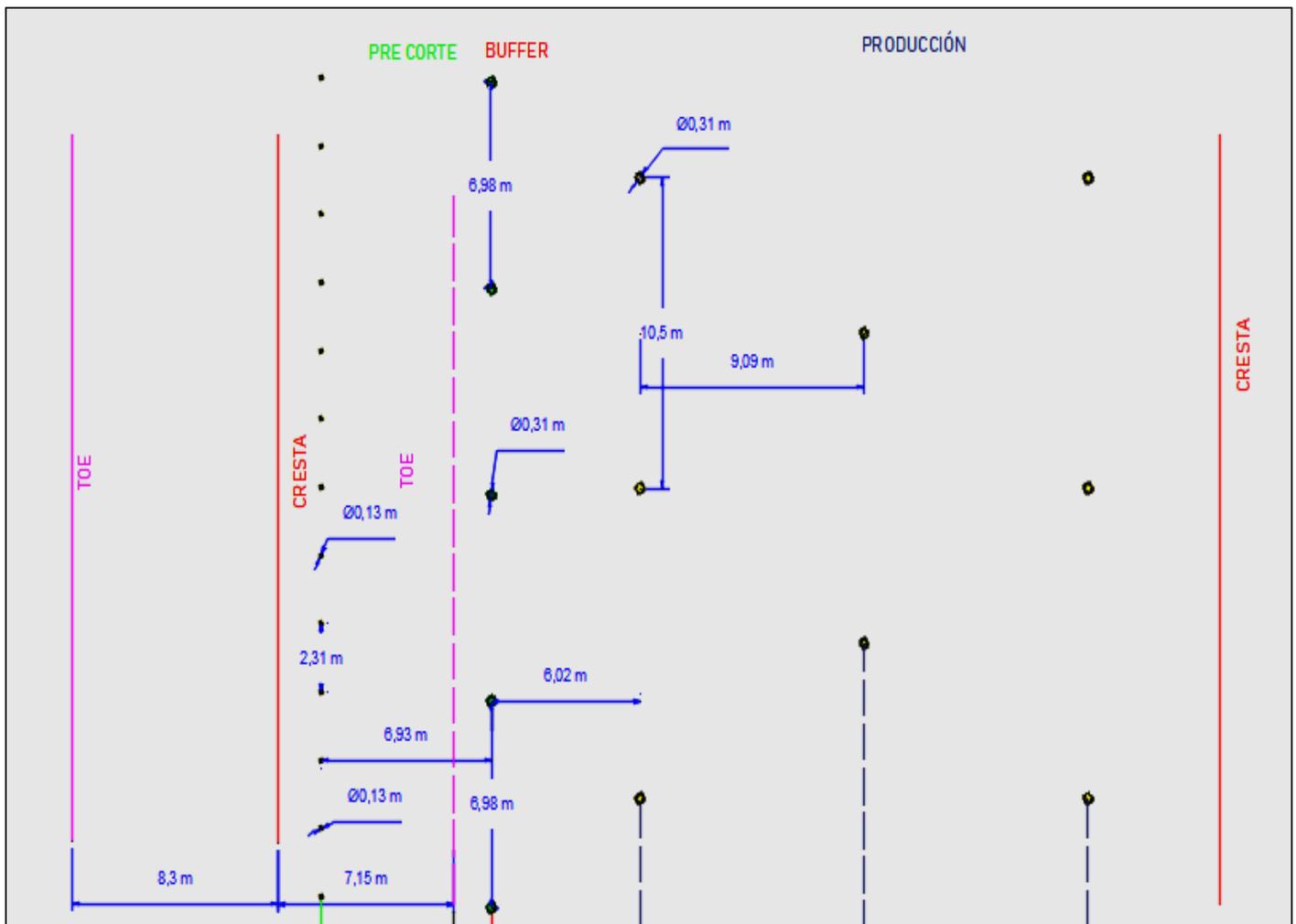
Tabla 16. Resumen de cálculo de burden y espaciamento en taladros buffer.

PARAMETROS DE TALADROS					
BUFFER	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita	Riolita
Burden	B_{Buffer}	m	5.21	5.74	
Espaciamento entre taladros	S_{Buffer}	m	5.99	6.60	

Fuente: Creación propia

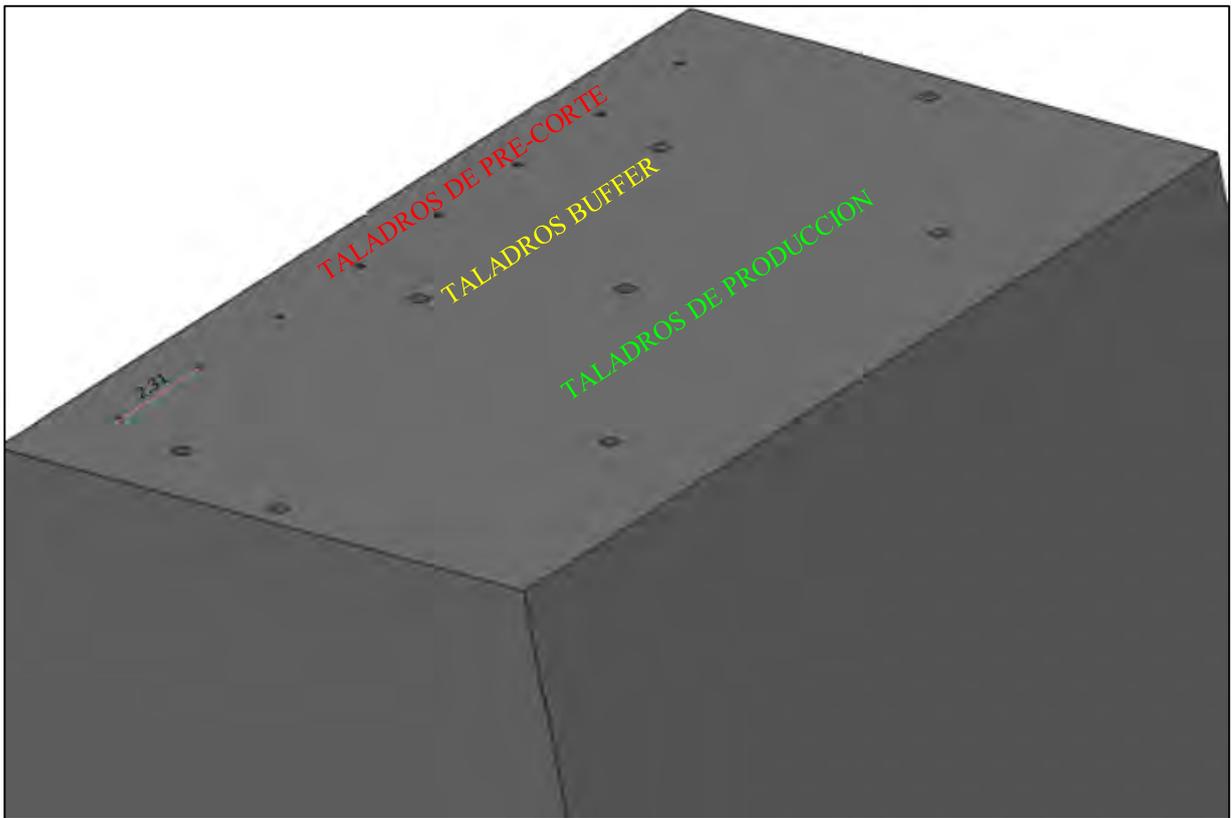
En base a los cálculos realizados, procedo a sugerir el rediseño de los parámetros de la fila de precorte; Cabe resaltar que para los demás tipos de rocas sólo variarían todos los parámetros en la fila de precorte y se deberá hacer un nuevo cálculo y determinar dichos valores:

Figura 63. Diseño de perforación de taladros de precorte propuesto.



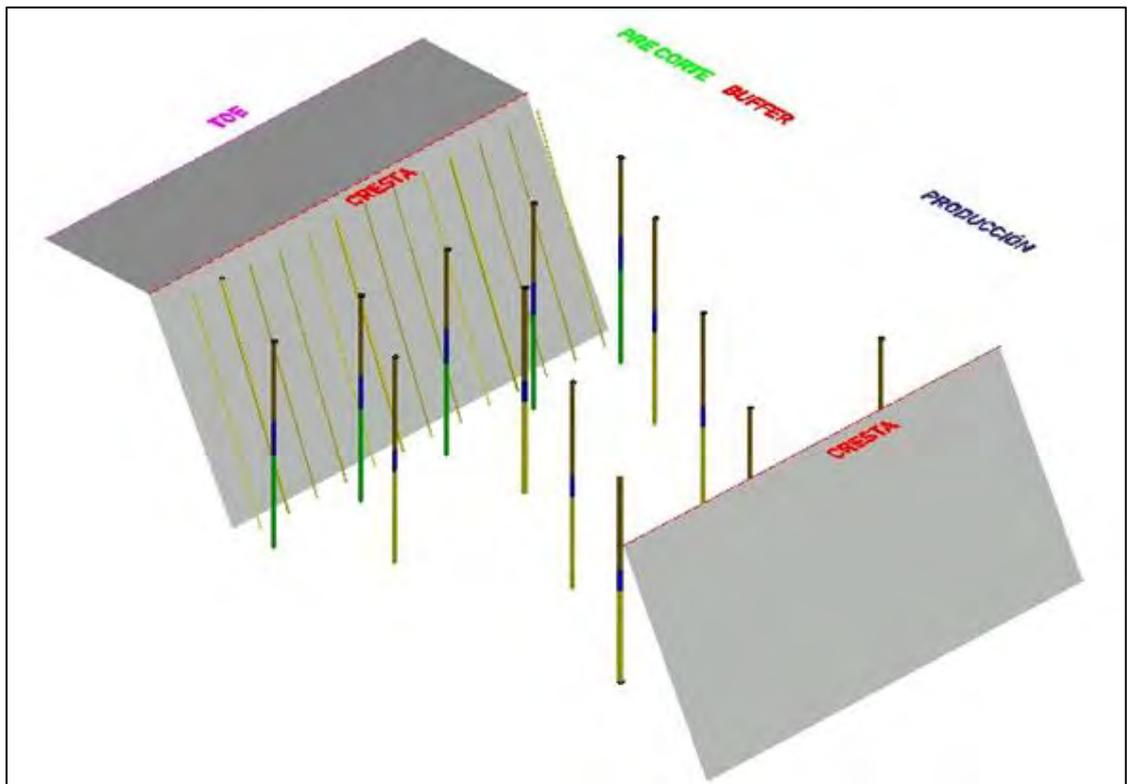
Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivo.

Figura 64. Diseño en 3D con taladros de 5" para la fila de taladros de precorte.



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 65. Distribución de taladros de precorte propuesto con taladros de 5"



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

4.2.3. Proceso de carguío de taladros

Los taladros son cargados tomando en cuenta la calidad de la roca, de acuerdo a los cálculos realizados:

Realizamos los cálculos de cantidad de explosivo y factor de carga para taladros de 5"

DATOS

Densidad relativa del explosivo = $\rho_{explosivo} = 1.25 \text{ g/cm}^3$

Diámetro del explosivo = 1.5"

Columna de explosivo = CE = 12 m

Altura de banco = H = 15 m

Espaciamiento en Andesita = S = 2.31m

Espaciamiento en Latita = S = 2.51 m

ANDESITA

- CANTIDAD DE EXPLOSIVO UTILIZADO POR TALADRO.

$$\frac{Kg}{Tal} = 0.507 * D_{exp}^2 * \rho_{explosivo} * CE = 0.507 * (1.5)^2 * 1.25 * 12 = 15.5 \text{ Kg}$$

- AREA DEL TALUD PERFILADO

$$\frac{M2}{Tal} = S * H = 2.31m * \frac{15}{\text{Sen}(70)} = 35 \text{ m}^2$$

- FACTOR DE CARGA

$$FC = \frac{Kg \text{ de explosivo por taladro}}{\text{Area de talud perforado}} = \frac{15.5 \text{ Kg}}{35 \text{ m}} = 0.43 \text{ Kg/m}^2$$

LATITA PORFIRITICA

- CANTIDAD DE EXPLOSIVO UTILIZADO POR TALADRO.

$$\frac{Kg}{Tal} = 0.507 * D_{exp}^2 * \rho_{explosivo} * CE = 0.507 * (1.5)^2 * 1.25 * 12 = 15.5 \text{ Kg}$$

- AREA DEL TALUD PERFILADO

$$\frac{M2}{Tal} = S * H = 2.51 * \frac{15}{\text{Sen}(70)} = 40 \text{ m}^2$$

- FACTOR DE CARGA

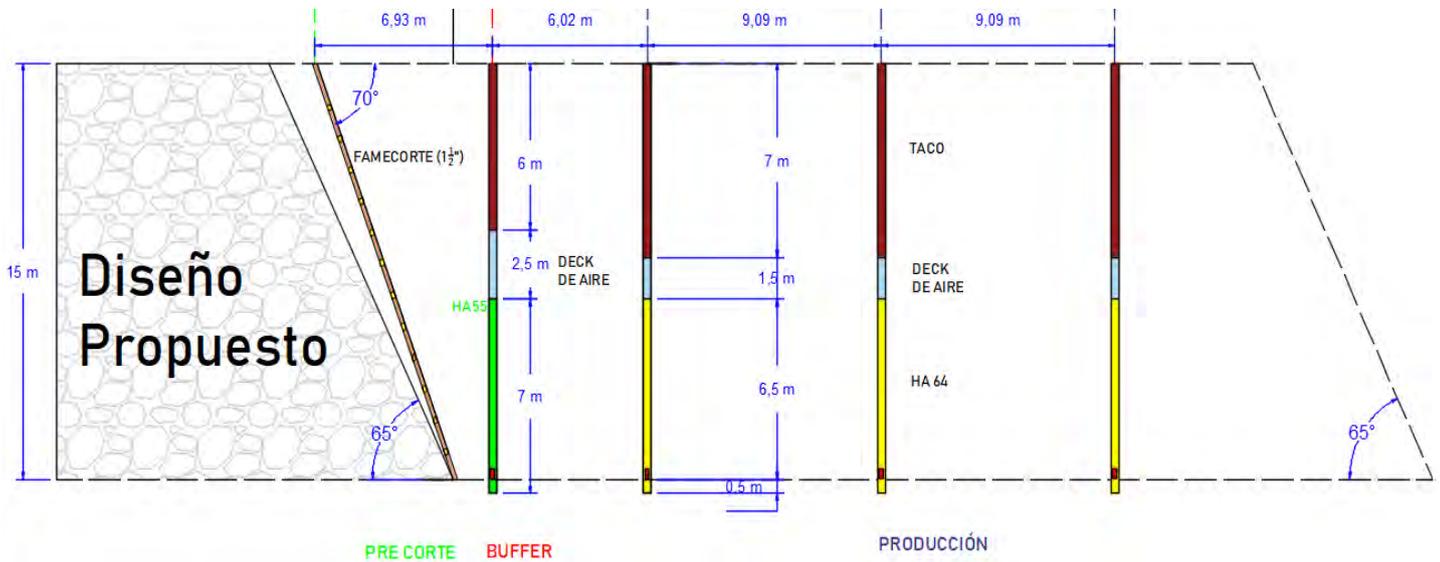
$$FC = \frac{\text{Kg de explosivo por taladro}}{\text{Area de talud perforado}} = \frac{15.5 \text{ Kg}}{40 \text{ m}^2} = 0.38 \text{ Kg/m}^2$$

Tabla 17: Variables para realizar el carguio en taladros de precorte de 5''

PARAMETROS DE CARGA PARA TALADROS DE PRE CORTE DE 5"	Símbolo	Unidad	Andesita	Latita
Kg de explosivo por taladro	-	Kg/tal	15.5	15.5
Area de talud perfilado	-	m ² /tal	35.00	40.00
Factor de carga	FC	Kg/m ²	0.43	0.38

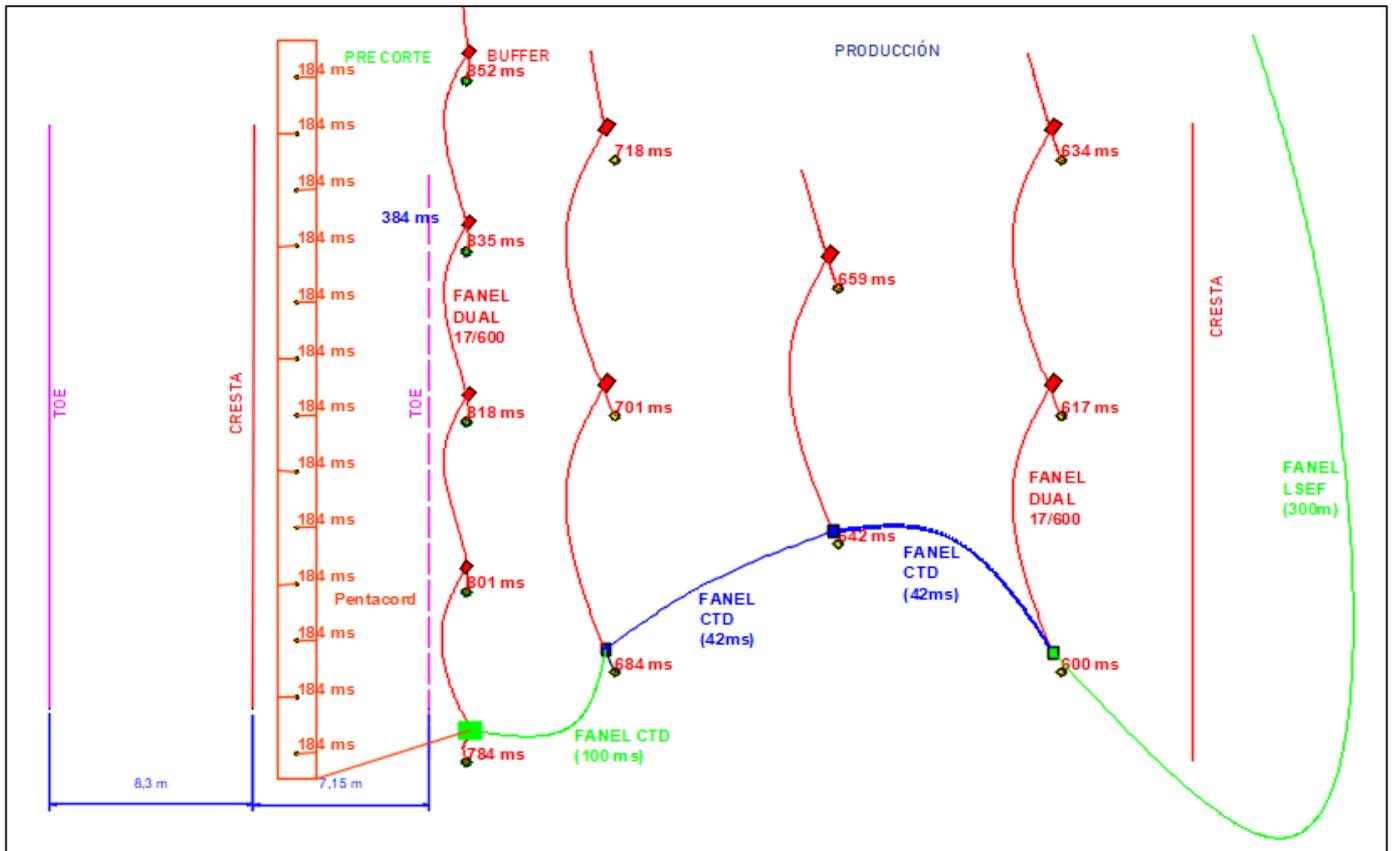
Fuente: Creación propia

Figura 66. Diseño de carguío de taladros de precorte propuesto



Fuente: Asistencia Técnica Famesa Explosivos

Figura 67. Amarre de taladros de precorte propuesto



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

4.3. Procedimiento de Pruebas de voladura

El procedimiento de las pruebas de campo utilizado consta de analizar los resultados de las voladuras de taladros de producción sin una fila de precorte y otra con una fila de precorte de 12 ¼". También fueron realizadas 03 pruebas a partir de los estándares diseñados y en campo cercano para definir el factor de atenuación de vibraciones.

- Las pruebas de campo lejano se realizaron en Latita Porfírica Potásica (LP-PTK) en el nivel 3280 y 3160 en el lado este de la mina.

4.3.1 Disparo de proyecto: 6-LP-3160, con taladros de producción de 12 ¼" y sin taladros de pre-corte.

El 23 de abril de 2016 alrededor de las 13:37 hrs se realizó el disparo del Proyecto 6-LP-3160 con 156 taladros de producción de acuerdo a la coordinación con mina se cargaron con HA 64 con un diseño de salida en echelón usando secuencia de 17 y 25 ms de tiempo entre taladros y 142 ms de tiempo entre filas, con iniciación pirotécnica además presentaba material volado en la cara libre.

Figura 68. Secuencia de detonación de disparo primario del Proyecto 6-LP-3160 sin taladros de pre-corte



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 69. Análisis de generación de humos del proyecto 6-LP-3160 sin taladros de pre-corte



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

4.3.2 Disparo de proyecto: 5-LP-3280 con taladros de precorte de 12 ¼”

El 5 de abril de 2016 alrededor de las 13:35 hrs se realizó el disparo del Proyecto 5-LP-3280 con 202 taladros de producción y 38 taladros de precorte de acuerdo a la coordinación con mina se cargaron con HA 64 con un diseño de salida en echelón usando secuencia de 13 ms de tiempo entre taladros y 130 ms de tiempo entre filas, con iniciación electrónica además presentaba cara libre.

Figura 70. Secuencia de detonación del Proyecto 5-LP-3280 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 71. Análisis de generación de humos 5-LP-3280 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

- Las pruebas de campo cercano se realizaron en Andesita brechada (AD-BX) en el nivel 3175 en el lado oeste de la mina

4.3.3 Prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”.

- Ubicación:
 - Latitud: -17.041270
 - Longitud: -70.716681

Figura 72. Ubicación de la prueba 01



Fuente: P&V Mina Cuajone

- Se perfora un taladro de “producción” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 7,5m de profundidad en banqueo y se carga con 30 Kg de HA37 a fin de crear una onda de choque (sólo se detonó un taladro ya que el análisis de vibraciones de un proyecto en tajo abierto resulta tedioso debido a la cantidad de taladros detonados y el retardo utilizado entre taladros y entre filas).

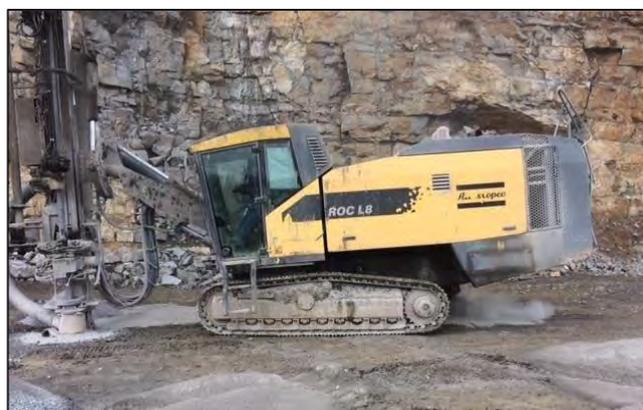
Figura 73. Perforadora P&H 120 A



Fuente: P&V Mina Cuajone

- Luego perforamos una fila de 15 taladros de “precorte” de 5 pulgadas de diámetro, 15 m de longitud y con un ángulo de buzamiento de 70° a una distancia de 8,5m desde el collar con respecto al taladro de “producción” espaciados entre ellos a 2,3 m y se cargan con Famecorte S de 1½ pulg, de 12 metros de largo y 15.5 kg. de masa explosiva.

Figura 74. Perforadora ROC L-8



Fuente: Asistencia Técnica Famesa

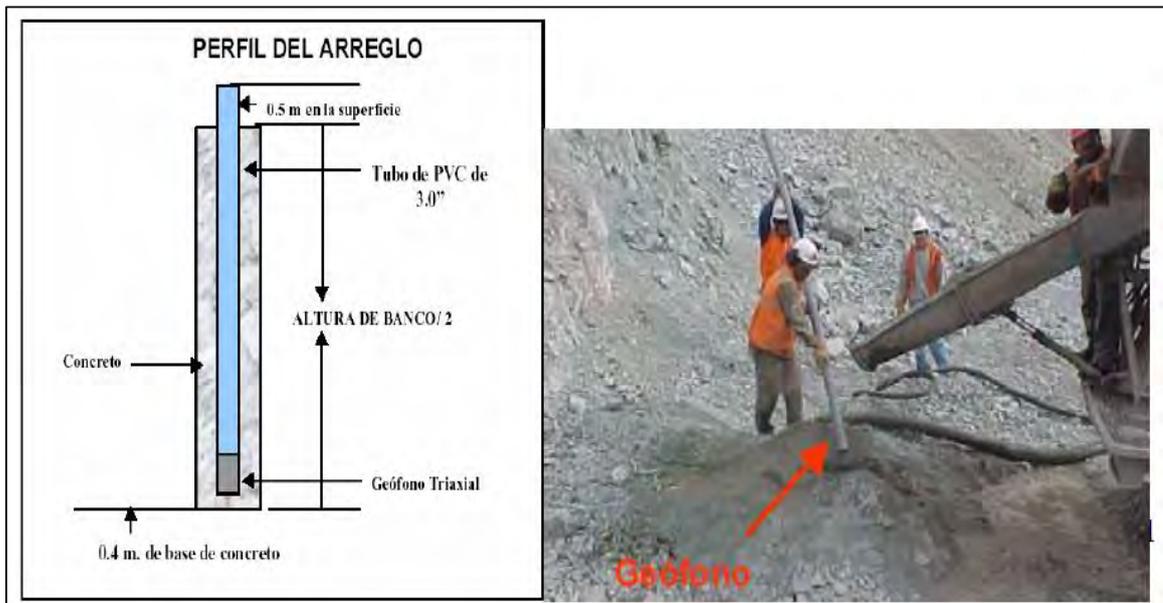
Figura 75. Carguío de taladros de precorte



Fuente: Asistencia Técnica Famesa Explosivos

- Se perforan dos taladros de “monitoreo” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 7,5m de profundidad en banco. La instalación de los geófonos triaxiales empotrados se realiza dentro de un tubo PVC de 3 pulgadas que se encuentra rodeado de concreto a una profundidad que es la mitad del banco.

Figura 76. Instalación de los geófonos empotrados en concreto para las pruebas



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

- Disparamos los taladros de “producción” y de “precorte” y en simultáneo monitoreamos las vibraciones producidas:

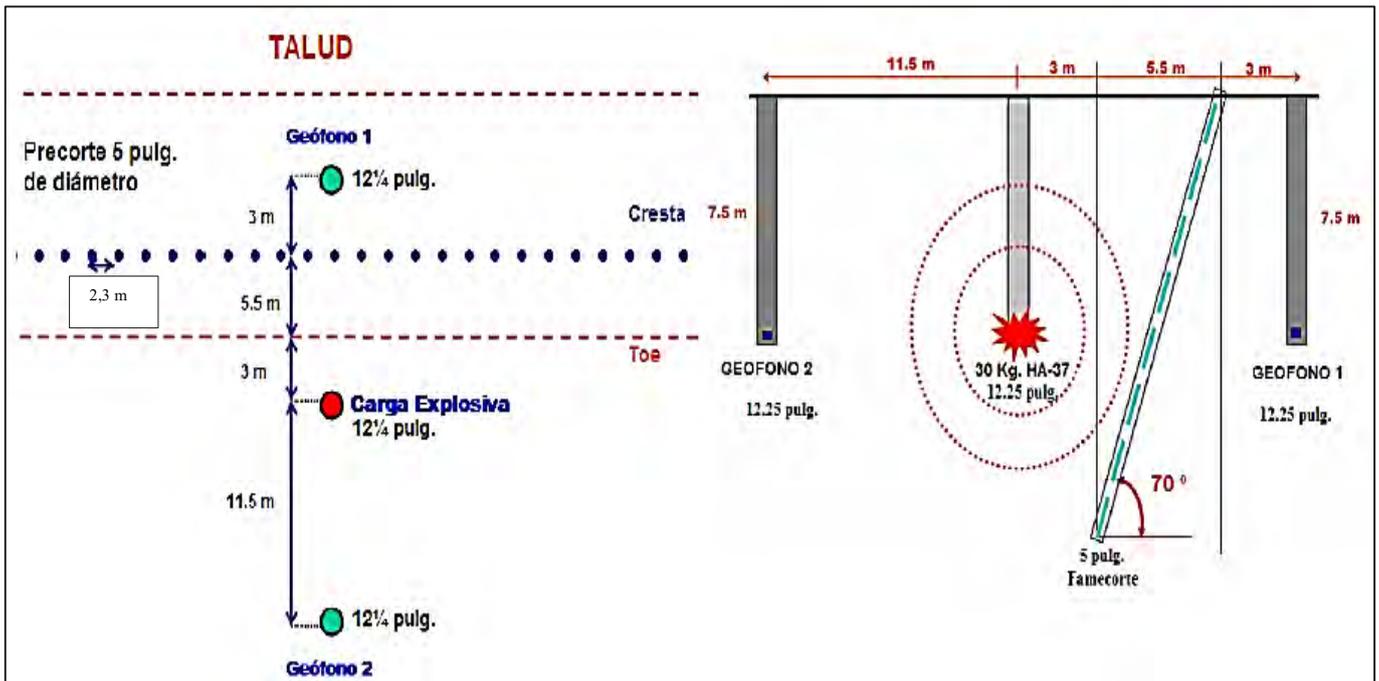
Figura 77. Taladro de precorte de 5” disparado



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

A continuación, se presenta un arreglo general de la prueba 01

Figura 78. Esquema detallado de la prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

4.3.4 Prueba 02 con una fila de 11 taladros de pre-corte de 12 1/4”

- Ubicación:
 - Latitud: -17.038455
 - Longitud: -70.716989

Figura 79. Ubicación de la prueba 02



Fuente: P&V Mina Cuajone

- Se perfora un taladro de “producción” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 8 m de profundidad en banqueo y se carga con 30 Kg de HA37 a fin de crear una onda de choque (sólo se detonó un taladro ya que el análisis de vibraciones de un proyecto en tajo abierto resulta tedioso debido a la cantidad de taladros detonados y el retardo utilizado entre taladros y entre filas).
- Luego perforamos una fila de 11 taladros de “precorte” de 12 ¼” pulgadas de diámetro, 15 m de longitud en banqueo a una distancia de 5,4 m desde el collar con respecto al taladro de “producción” espaciados 4 m entre ellos y se cargan con 100 Kg de HA-55.

Figura 80. Tapado de taladros de taladros de la fila de “precorte”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Se perforan dos taladros de “monitoreo” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 8 m de profundidad en banqueo. La instalación de los geófonos triaxiales empotrados se realiza dentro de un tubo PVC de 3 pulgadas que se encuentra rodeado de concreto a una profundidad que es la mitad del banco.

Figura 81. Adaptación del geófono al tubo de PVC

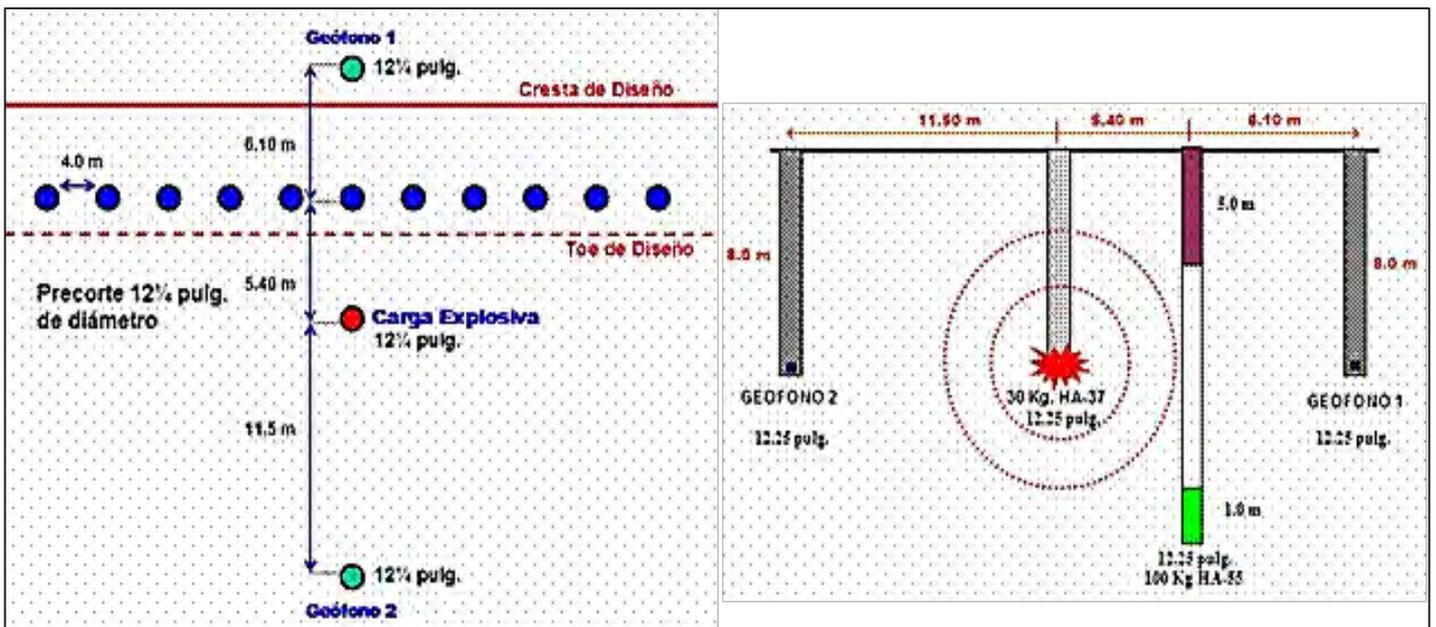


Fuente: Asistencia Técnica Famesa

Disparamos los taladros de “producción” y de “precorte” y en simultáneo monitoreamos las vibraciones producidas.

A continuación, se presenta un arreglo general de la prueba 02

Figura 82. Esquema detallado de la prueba 02



Fuente: Asistencia Técnica Famesa

4.3.5 Prueba 03 con una fila de 25 taladros de pre-corte de 12 ¼”.

- Ubicación:
 - Latitud: -17.038815
 - Longitud: -70.715049

Figura 83. Ubicación de la prueba 03

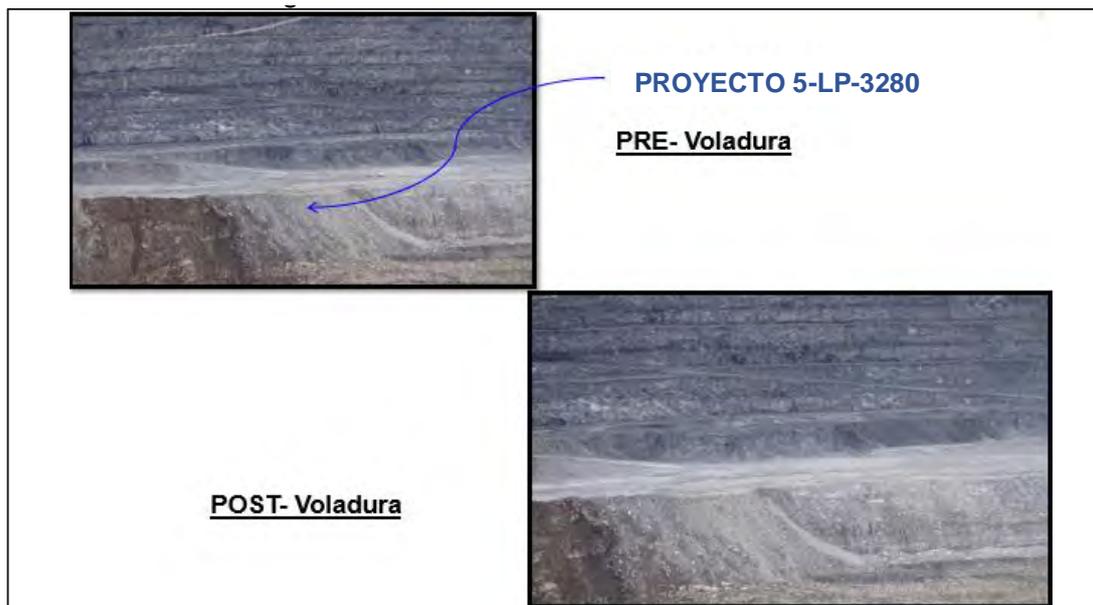


Fuente: P&V Mina Cuajone

- Se perfora un taladro de “producción” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 7,5 m de profundidad en banqueo y se carga con 30 Kg de HA37 a fin de crear una onda de choque (sólo se detonó un taladro ya que el análisis de vibraciones de un proyecto en tajo abierto resulta tedioso debido a la cantidad de taladros detonados y el retardo utilizado entre taladros y entre filas).
- Luego perforamos una fila de 25 taladros de “precorte” de 12 ¼” pulgadas de diámetro, 15 m de longitud en banqueo a una distancia de 8 m desde el collar con respecto al taladro de “producción”, y se cargan con 100 Kg de HA-64.
- Se perforan dos taladros de “monitoreo” de 12 ¼ pulgadas de diámetro y de 7,5 m de profundidad en banqueo. La instalación de los geófonos triaxiales empotrados se realiza dentro de un tubo PVC de 3 pulgadas que se encuentra rodeado de concreto a una profundidad que es la mitad del banco.
- Disparamos los taladros de “producción” y de “precorte” y en simultáneo monitoreamos las vibraciones producidas.

A continuación, se presenta un arreglo general de la prueba 03

Figura 85: Secuencia de Pre y Post Voladura del proyecto 5-LP-3280



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

- FCV en la prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”.

Figura 86. Pared final con la prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”



Fuente: Asistencia Técnica Famesa Explosivos

FCV= 93%

- FCV en la prueba 02 con taladros de pre-corte de 12 ¼”:

Figura 87. Pared final con la prueba 02 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia Famesa Explosivos

FCV= 74%

4.4.2 Análisis de Vibraciones

A continuación, compararemos los efectos de utilizar la técnica de voladura controlada de precorte desde el enfoque de monitoreo de vibraciones, utilizando el Factor de atenuación de vibraciones:

$$FAV = \left[\frac{VPP_{Delante\ del\ precorte} - VPP_{Detrás\ del\ precorte}}{VPP_{Delante\ del\ precorte}} \right] * 100\%$$

Donde:

- FAV: Factor de Atenuación de Vibraciones (%)
- $VPP_{Delante\ del\ precorte}$: *Velocidad Pico Partícula antes de la fila del precorte* $\left(\frac{mm}{s}\right)$
- $VPP_{Detrás\ del\ precorte}$: *Velocidad Pico Partícula después de la fila del precorte* $\left(\frac{mm}{s}\right)$

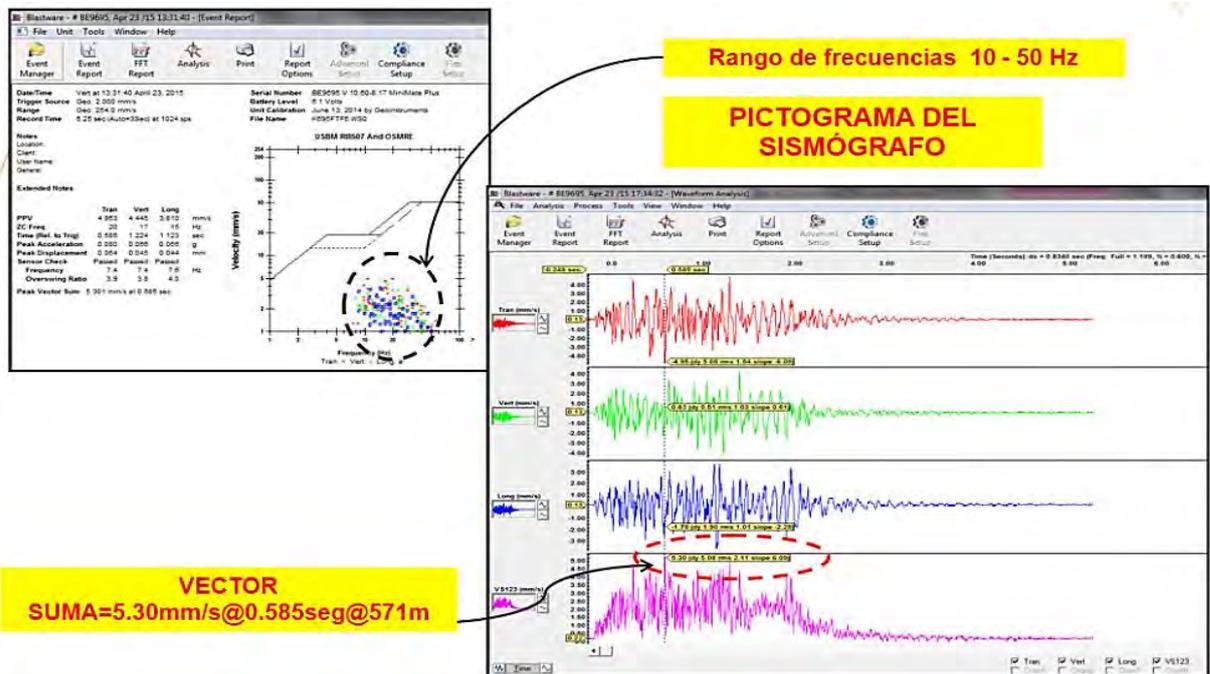
Disparo de proyecto: 6-LP-3160, con 156 taladros de producción de 12 ¼”: Después de procesar la información del monitoreo de vibraciones en el campo lejano utilizando la siguiente configuración, se obtuvo:

Figura 88. Configuración del sismógrafo para monitoreo de vibraciones 6-LP-3160 sin taladros de pre-corte.



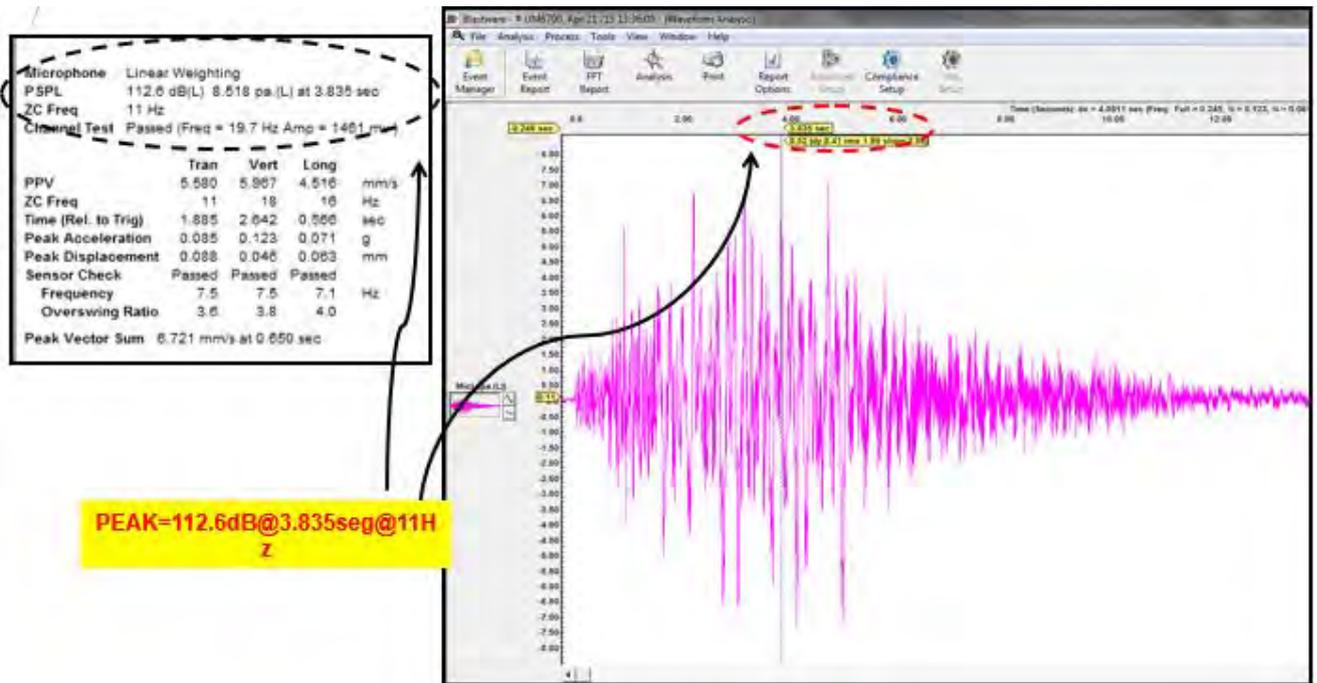
Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

Figura 89. Pictograma del monitoreo de vibraciones Proyecto 6-LP-3160, sin taladros de pre-corte.



Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

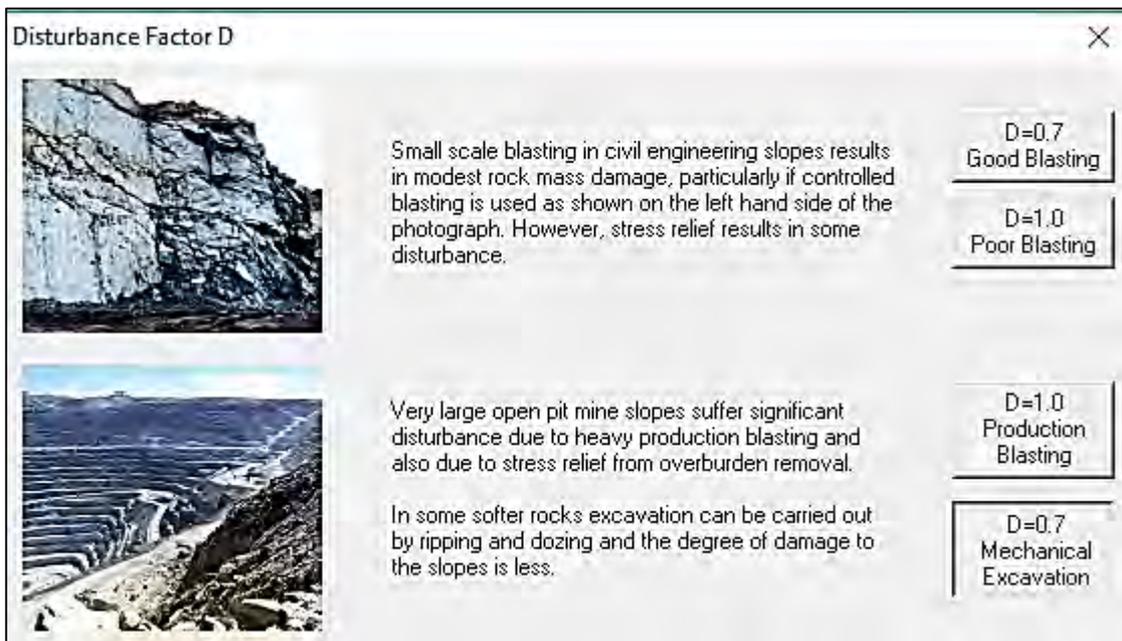
Figura 90. Despliegue de onda aérea (air blast) 6-LP-3160 sin taladros de pre-corte.



Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

De acuerdo a los valores obtenidos y la siguiente tabla:

Figura 91. Cálculo de la disturbancia en macizos rocosos



Fuente: ISRM

Tomando en cuenta la VPP, distancia y características del macizo rocoso:

$$D \text{ (disturbancia)} = 1$$

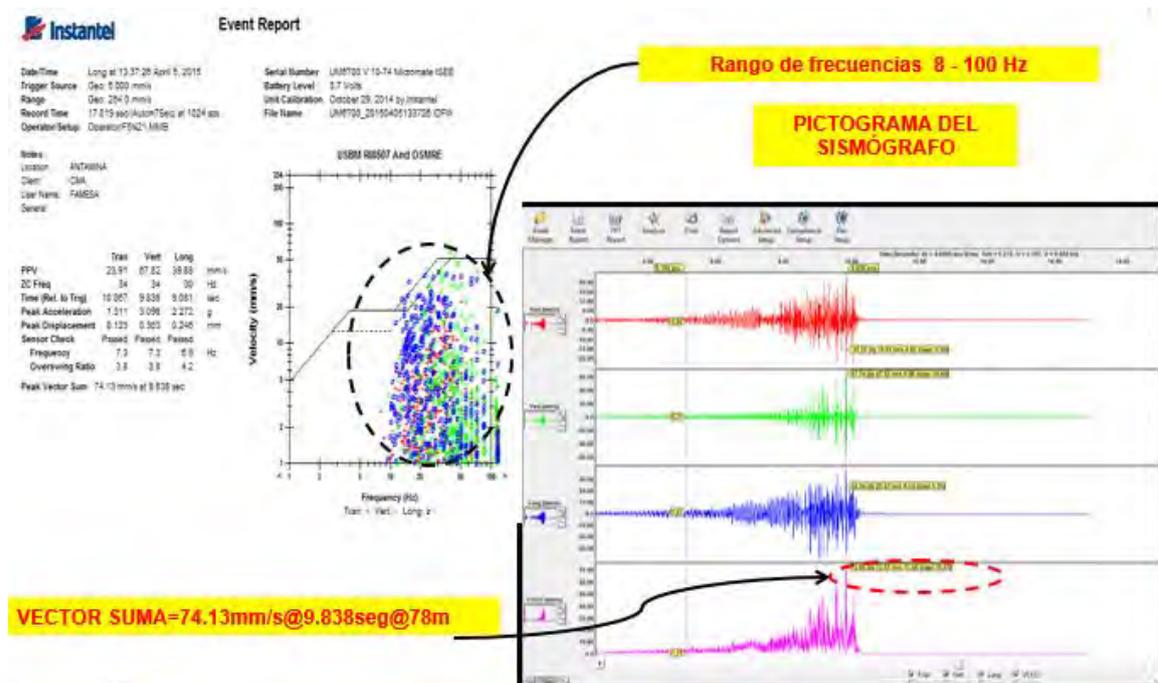
- Disparo de proyecto: 5-LP-3280, con 202 taladros de producción y 38 taladros de precorte de 12 ¼": Después de procesar la información del monitoreo de vibraciones en el campo lejano utilizando la siguiente configuración, se obtuvo:

Figura 92. Configuración del sismógrafo para monitoreo de vibraciones 5-LP-3280 con taladros de pre-corte de 12 ¼"



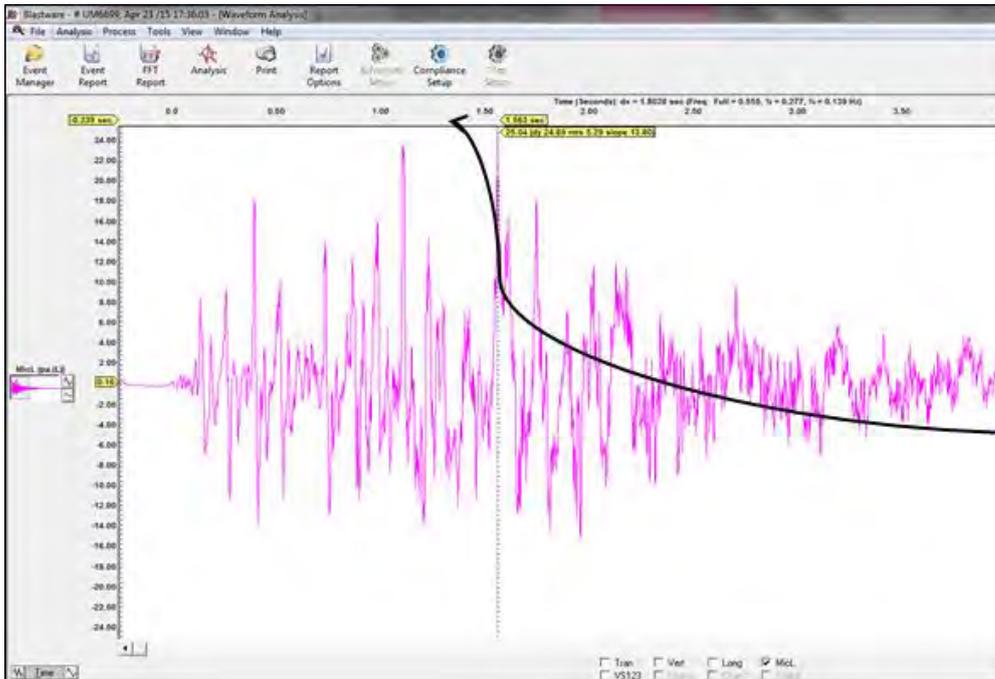
Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

Figura 93. Pictograma del monitoreo de vibraciones Proyecto 5-LP-3280 con taladros de pre-corte de 12 ¼"



Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

Figura 94. Despliegue de onda aérea (air blast) 5-LP-3280 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



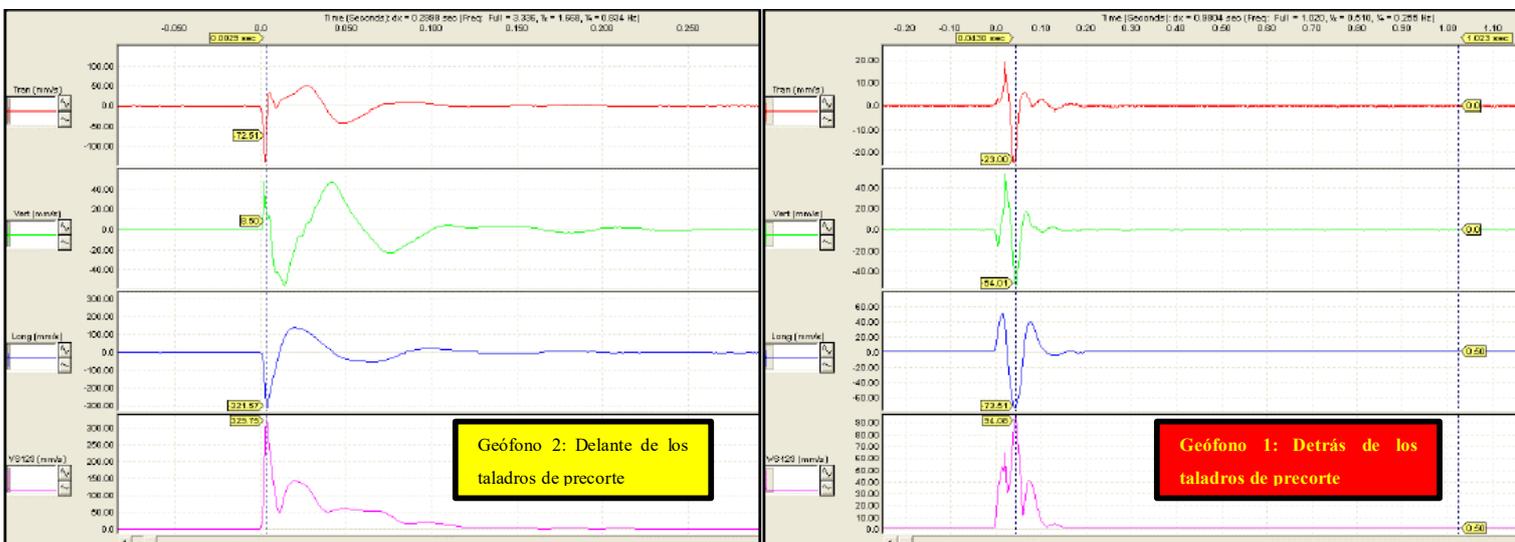
Fuente: Asistencia técnica Famesa explosivos

Tomando en cuenta la VPP, tabla 34, distancia y características del macizo rocoso:

$$D \text{ (disturbancia)} = 0,7$$

- PRUEBA 01: Después de procesar la información que nos dio el geófono en el campo cercano utilizando el software Instantel, se obtuvo:

Figura 95. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Por lo tanto:

$$FAV = \left[\frac{VPP_{Delante\ del\ precorte} - VPP_{Detrás\ del\ precorte}}{VPP_{Delante\ del\ precorte}} \right] * 100\%$$

DATOS:

VPP delante del pre-corte = 329.75

VPP detrás del pre-corte = 94.08

Entonces:

$$FAV = \left[\frac{329,75 - 94,08}{329,75} \right] * 100\% = 71,5\%$$

Por lo tanto: La utilización de la técnica de voladura controlada llamada de precorte utilizando la configuración de la prueba 01 reduce en un 71,5% el nivel de vibraciones producidos por taladros de producción.

- PRUEBA 02: Después de procesar la información del geófono en el campo cercano utilizando el software Instancel, se obtuvo:

Figura 96. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 02 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Por lo tanto:

$$FAV = \left[\frac{VPP_{Delante\ del\ precorte} - VPP_{Detrás\ del\ precorte}}{VPP_{Delante\ del\ precorte}} \right] * 100\%$$

DATOS:

VPP delante del pre-corte = 193.23

VPP detrás del pre-corte = 106.69

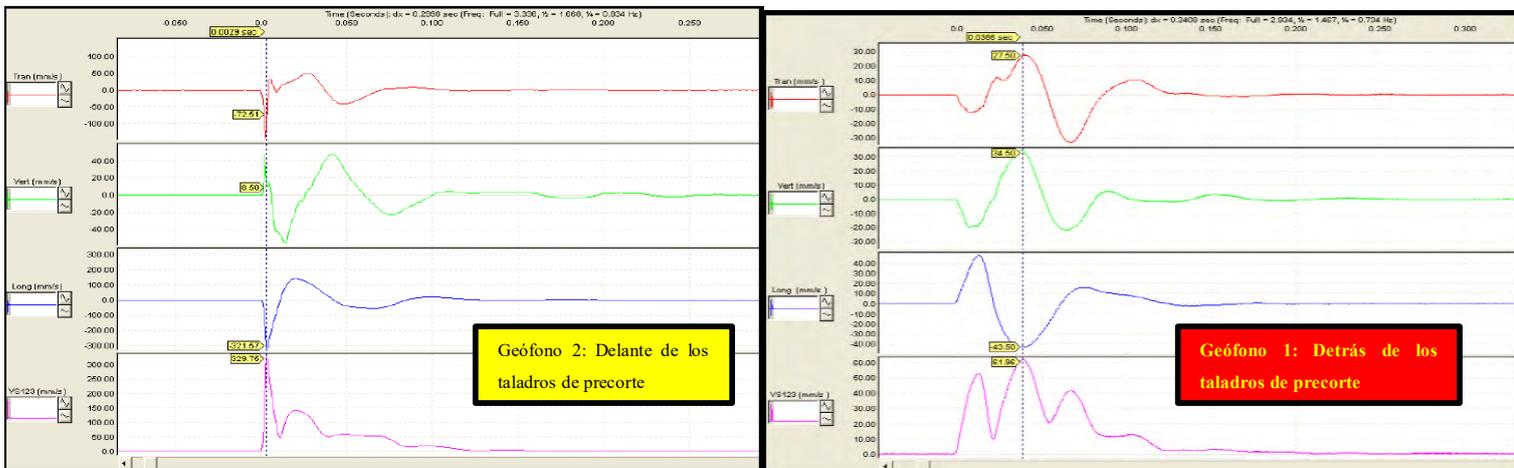
Entonces:

$$FAV = \left[\frac{193,23 - 106,69}{193,23} \right] * 100\% = 44,79\%$$

Por lo tanto: La utilización de la técnica de voladura controlada llamada de precorte utilizando la configuración de la prueba 02 reduce en un 44,79% el nivel de vibraciones producidos por taladros de producción.

- PRUEBA 03: Después de procesar la información del geófono en el campo cercano utilizando el software InstanTel, se obtuvo:

Figura 97. Registros obtenidos por los geófonos en la prueba 03 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Por lo tanto:

$$FAV = \left[\frac{VPP_{Delante\ del\ precorte} - VPP_{Detrás\ del\ precorte}}{VPP_{Delante\ del\ precorte}} \right] * 100\%$$

DATOS:

VPP delante del pre-corte = 126.98

VPP detrás del pre-corte = 61.96

Entonces:

$$FAV = \left[\frac{126,98 - 61,96}{126,98} \right] * 100\% = 51,20\%$$

Por lo tanto: La utilización de la técnica de voladura controlada llamada de precorte utilizando la configuración de la prueba 03 reduce en un 51,2% el nivel de vibraciones producidos por taladros de producción.

CAPÍTULO V

EVALUACIONES TÉCNICO - ECONÓMICAS

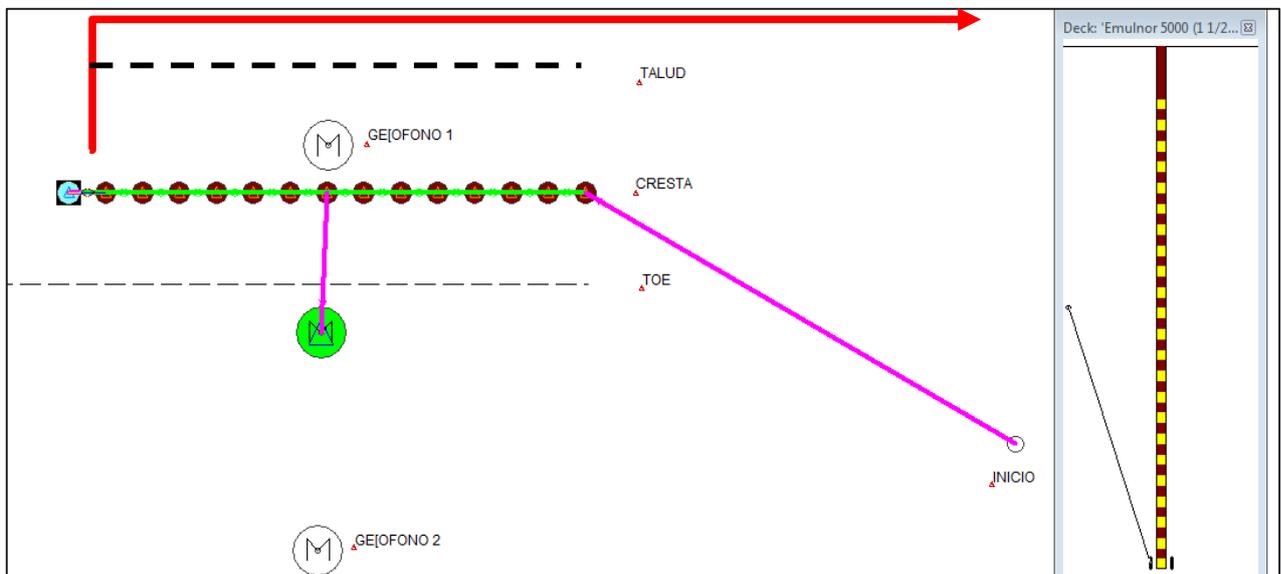
5.1. EVALUACIONES TÉCNICAS

5.1.1. Evaluación de la malla de perforación para precorte

5.1.1.1. Simulación y evaluación de la prueba 01 (Después de la optimización) con taladros de pre-corte de 5”.

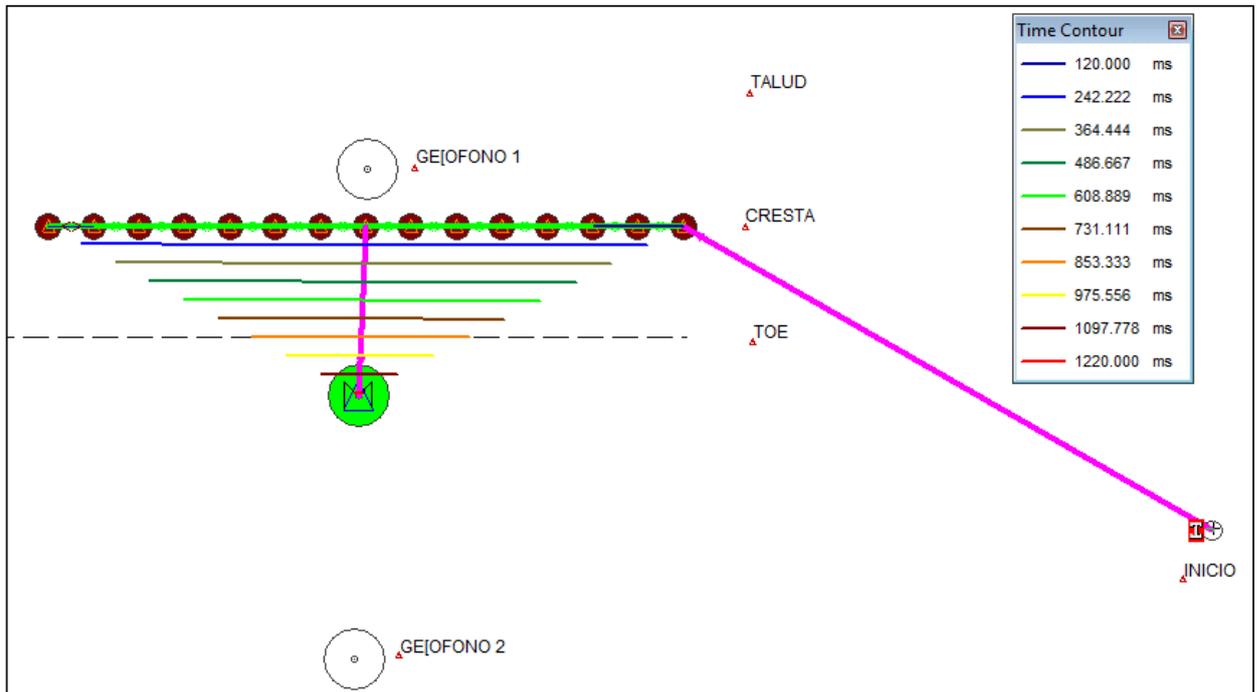
El software que utilicé fue el 2D Bench de la casa Jk Simblast, la simulación de vibraciones en el campo cercano y la distribución de la energía en las pruebas toma en cuenta los siguientes factores:

Figura 98. Simulación del amarre superficial y el carguío de taladros de la prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”



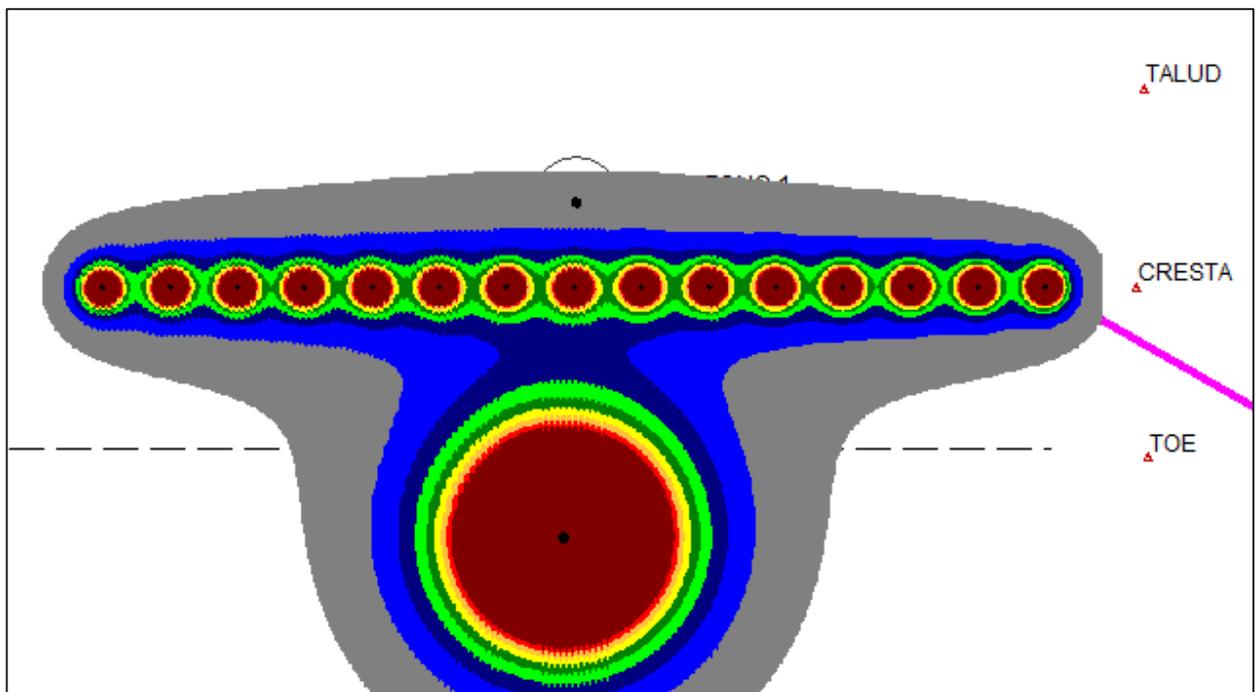
Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 99. Simulación de la detonación y líneas de isotiempo de la Prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”.



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

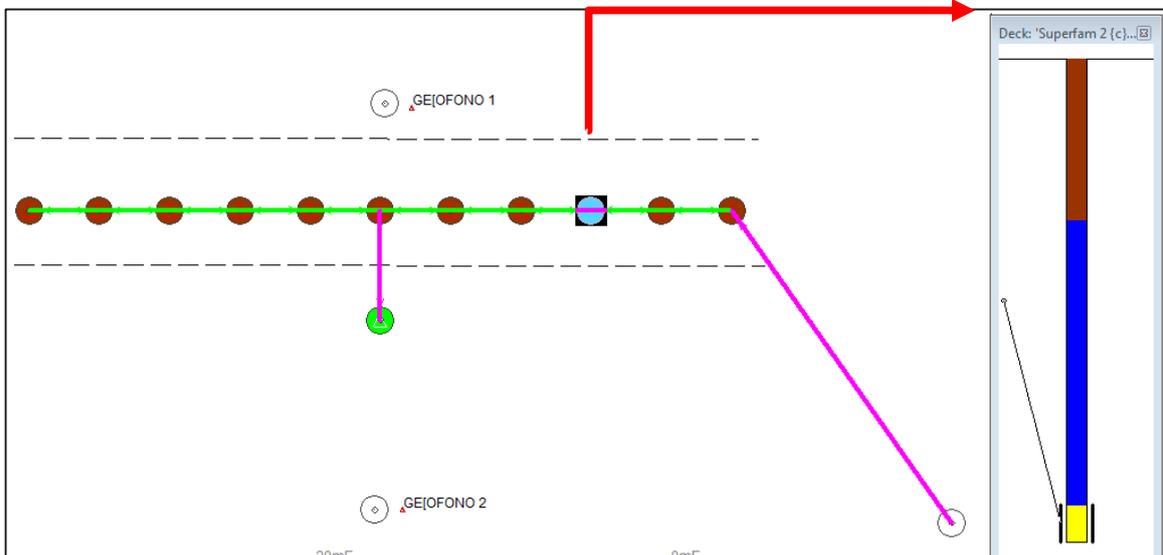
Figura 100. Distribución de energía de la Prueba 01 con taladros de pre-corte de 5”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

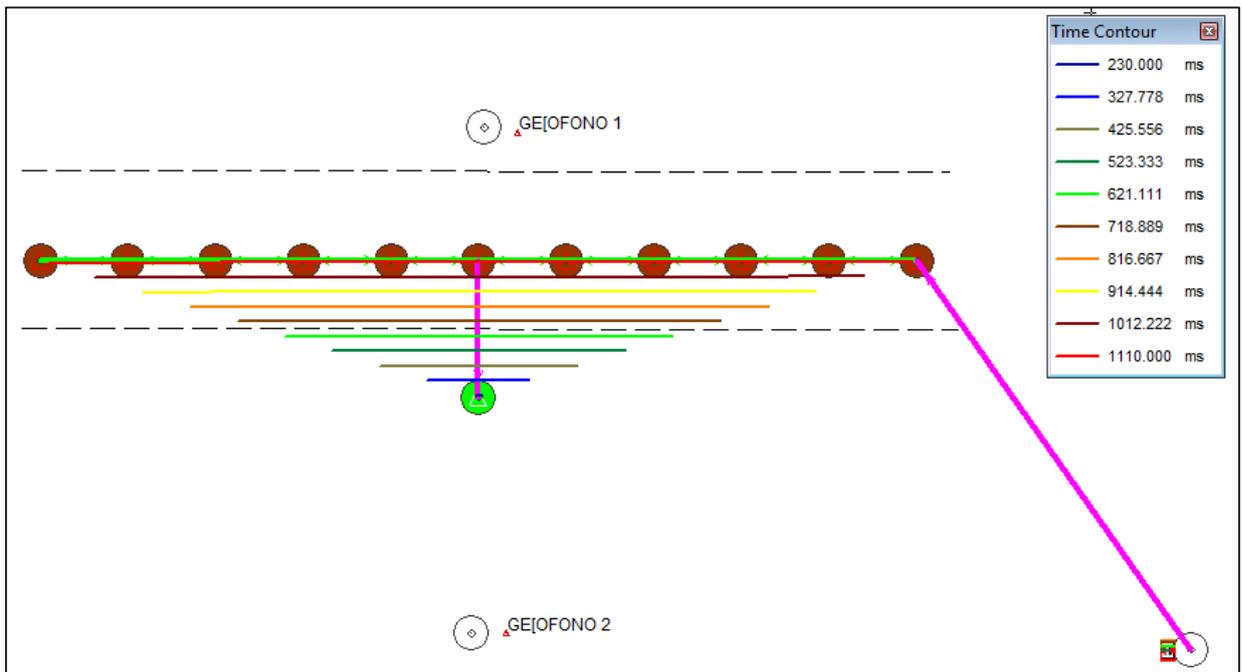
5.1.1.2. Simulación y evaluación de la prueba 02 (Antes de la optimización) con taladros de pre-corte de 12 ¼”.

Figura 101. Simulación del amarre superficial y el carguío de taladros de la prueba 02 con taladros de pre-corte de 12 ¼”.



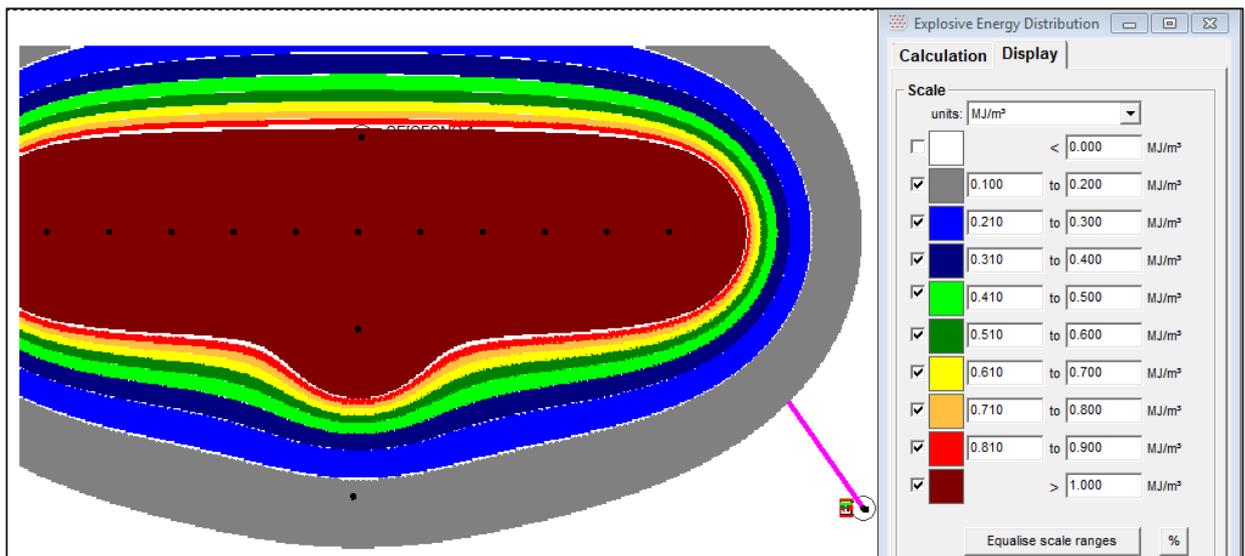
Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 102. Simulación de la detonación y líneas de isotiempo de la Prueba 02 con taladros de pre-corte de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 103. Distribución de energía de la Prueba 02 con taladros de 12 ¼”



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

5.1.2. Evaluación del Factor de seguridad en taludes cercanos

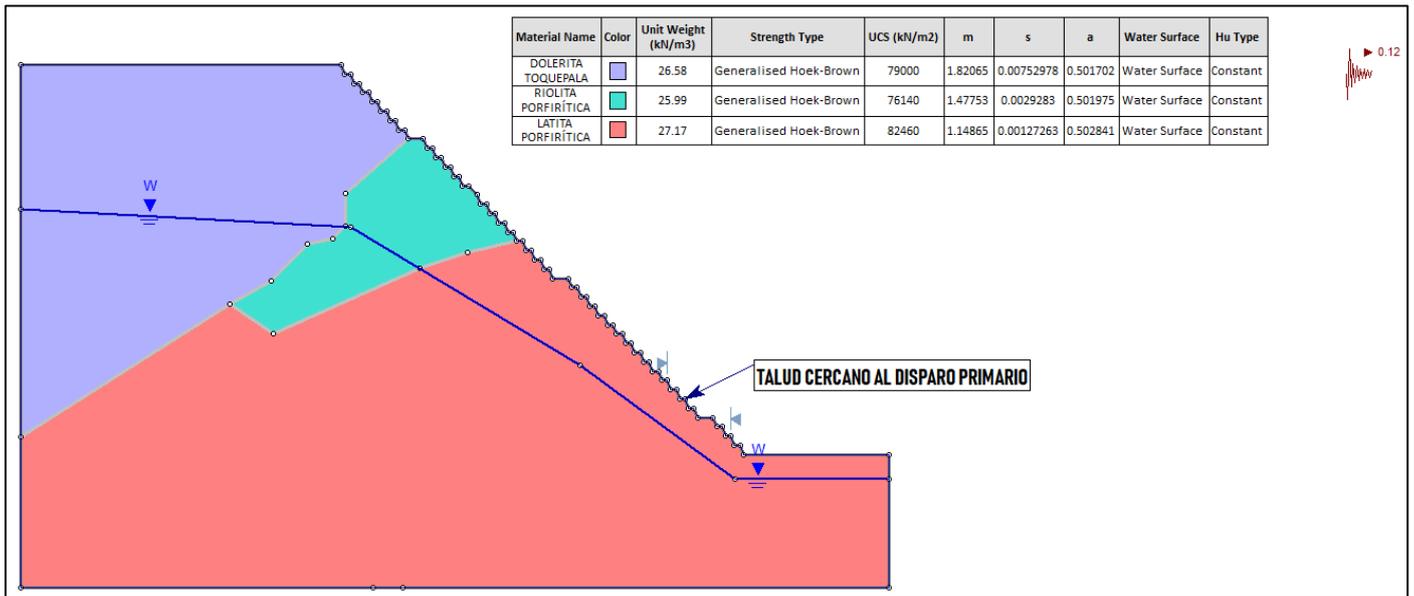
5.1.2.1. Evaluación del Factor de seguridad en mallas sin taladros de precorte

Tomando en cuenta los datos operativos del proyecto 7-PL-3160 y los datos de geomecánica, procedí a calcular el FS (Factor de seguridad) del talud cercano tomando en cuenta todos los parámetros citados.

El software que utilicé fue el Slide V6.0 de la casa roscience, el cálculo del factor de seguridad toma en cuenta los siguientes factores:

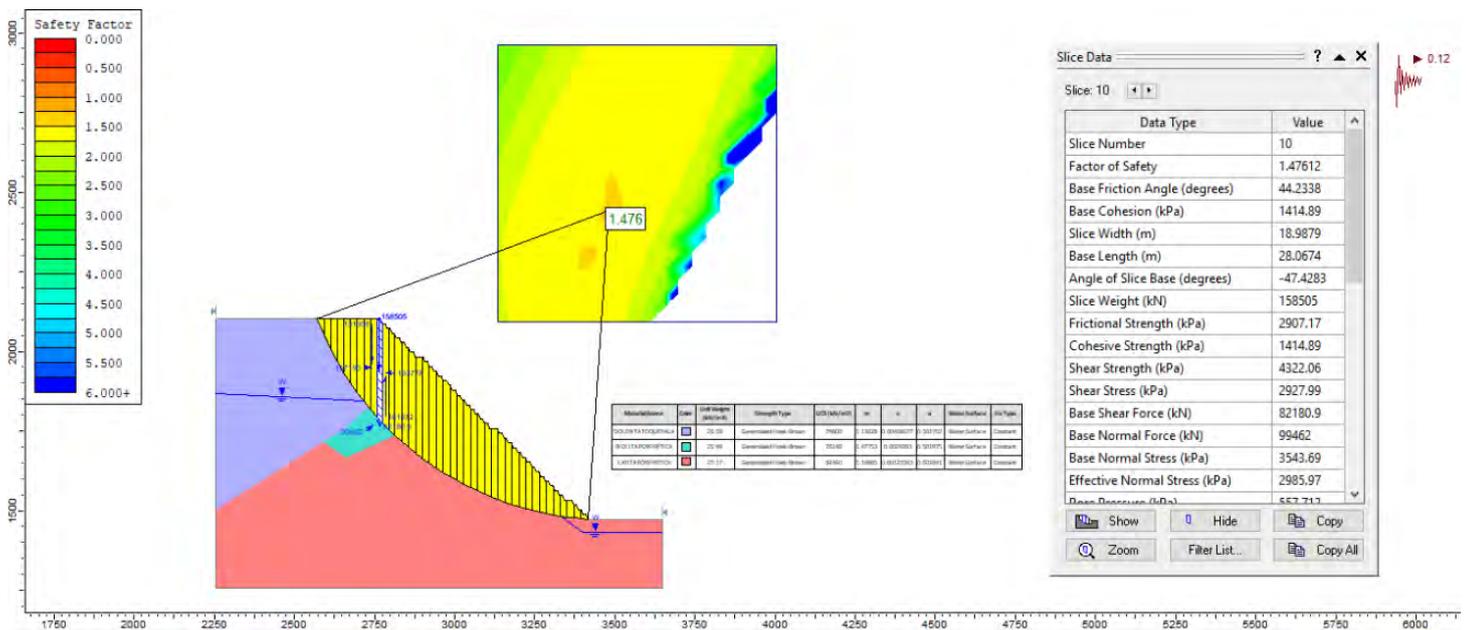
- Efecto de la voladura producto de las detonaciones en el tajo ($D=1$)
- Tipos de materiales asociados a la columna estratigráfica del tajo en la dirección N35°E.
- Nivel freático estimado por el área de hidrogeología
- Coeficiente sísmico de la latitud y longitud de la Mina (se utilizó un modelo pseudoestático para el cálculo del factor de seguridad)
- Modelo de falla circular utilizando el modelo matemático de Spencer

Figura 104. Modelo geomecánica de la sección del Tajo N35°E



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

Figura 105. Modelo interprete del Factor de Seguridad para disparos sin taladros de precorte



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

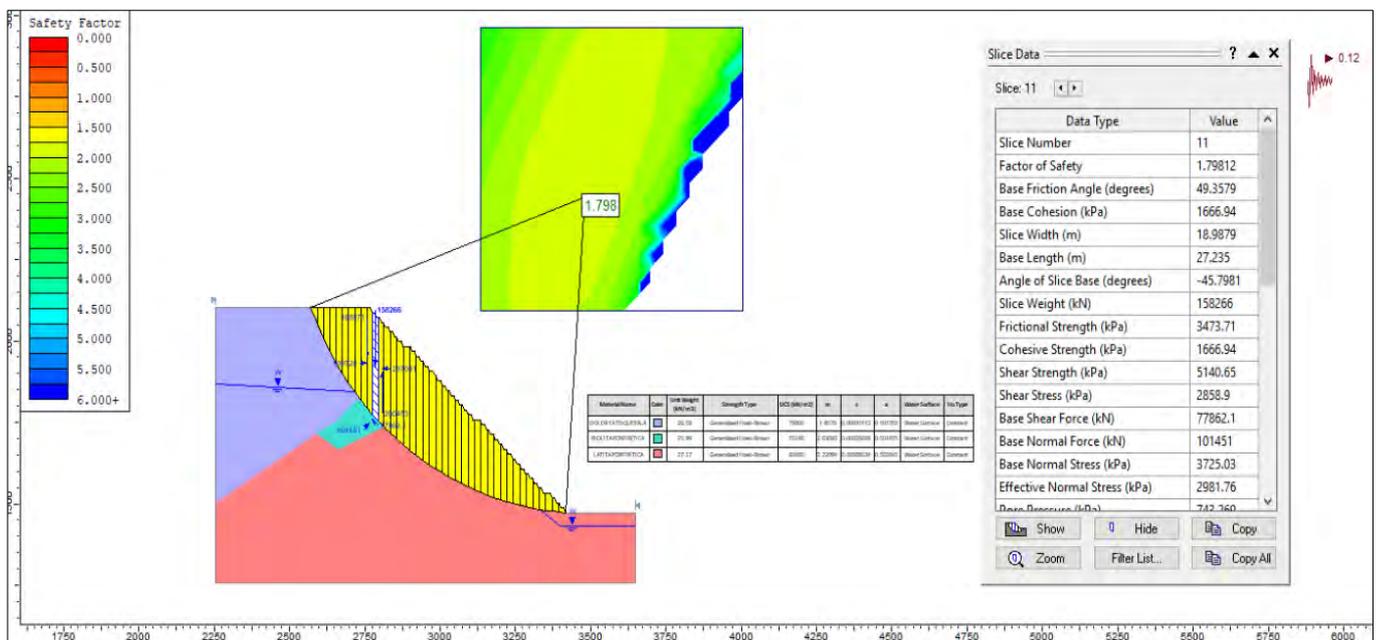
5.1.2.2. Evaluación del Factor de seguridad en mallas con taladros de precorte

Tomando en cuenta los datos operativos del proyecto 5-PL-3280 y los datos de geomecánica, procedí a calcular el FS (Factor de seguridad) del talud cercano tomando en cuenta todos los parámetros citados.

El software que utilicé fue el Slide V6.0 de la casa Rocscience, el cálculo del factor de seguridad toma en cuenta los siguientes factores:

- Efecto de la voladura producto de las detonaciones en el tajo (D=0.7)
- Tipos de materiales asociados a la columna estratigráfica del tajo en la dirección N35°E.
- Nivel freático estimado por el área de hidrogeología
- Coeficiente sísmico de la latitud y longitud de la Mina (se utilizó un modelo pseudoestático para el cálculo del factor de seguridad)
- Modelo de falla circular utilizando el modelo matemático de Spencer

Figura 106. Modelo interprete del Factor de Seguridad para disparos con taladros de precorte.



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

5.2. EVALUACIONES ECONOMICAS

5.2.1. Evaluación del rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 12 ¼” y 5”

5.2.1.1. Evaluación del Rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 12 ¼”

A continuación, presento el Tabla de rendimientos de la perforadora P&H 120A

Tabla 18. Consumos de accesorios de la perforadora P&H 120A

Accesorios	Subtotal (\$/Mes)
Brocas	54498,88
Barrenos	24557,82
Anillo Guiador	2071,81
Estabilizador (Bit – Sub)	1541,82
COSTO TOTAL POR ACCESORIOS (\$/mes)	82670,33

Fuente: Área de P&V SPCC

Tabla 19. Perforación Mensual por tipo de taladros en taladros de 12 ¼”

Tipo de Taladro	Taladros/mes	m/mes
Producción	3628	56961,3
Trim	373	6166,5
Total	4001	63127,8

Fuente: Área de P&V SPCC

Tabla 20. Estructura de costos mensuales la perforadora P&H 120^a

KPI	Unidades	Valor
Costo por Metro perforado	\$/m	2,60
Costo Total por Hora	\$/Hr	160

Fuente: Área de P&V SPCC

Tabla 21. Indicadores de Costos asociados a la perforación con taladros de 12 ¼”

Estructura de Costos	
Item	Costo (\$/mes)
Accesorios	82670,33
Operador	3000,00
Lubricantes, aditivos (10%)	8267,03
Energía Eléctrica	37560,30
Subtotal (\$/mes)	131497,66
Mantenimiento (15%)	19724,65
Gastos Generales (10%)	13149,77
Total (\$/mes)	164372,08

Fuente: Área de P&V SPCC

5.2.1.2. Evaluación del rendimiento de accesorios y costos de perforación en taladros de 5”

A continuación, presento el Tabla de rendimientos de la perforadora ROC L8

Tabla 22. Consumos y rendimientos de accesorios de la perforadora ROC L8

Accesorios	Vida útil (m)	Consumo por mes	Precio Unitario (\$)	Subtotal (\$)
Filtros	-	-	-	200
Brocas DTH M40	910	15,82	635	10045,7
Barras 5 ppies	6170	5	760	3800
Martillo Mision 40	7500	2	3200	6400
Cilindro Mision	6000	1	780	780
Bit Sub	2500	2	490	980
Driver	2500	2	300	600
COSTO TOTAL POR ACCESORIOS(\$/mes)				22805,7

Combustible	Consumo (Gal/Hr)	Precio (\$/Gal)	Consumo (Gal/mes)	Subtotal (\$)
Diesel	12	3	5529,6	16588,8
COSTO TOTAL POR ACCESORIOS(\$/mes)				16588,8

Fuente: Creación Propia

Tabla 23. Rendimientos de perforación de la perforadora ROC L8

Parámetro	Unidad	Valor
Disponibilidad mecánica (DM)	%	80
Utilización efectiva (U)	%	80
Longitud del Taladro (L_T)	m	16
Tiempo de perforación por taladro (T_{PT})	Hr	0,48
Velocidad de perforación (VP)	m/Hr	31,25
Días por mes	días	30
Horas efectivas por día	Hr	15,36
Horas efectivas por mes	Hr	460,8
Guardias por día	gdía / día	2
Taladros por día	tal/día	32
Taladros por Mes	tal/mes	960
Metros perforados por mes	m/mes	15360

Fuente: Creación Propia

Tabla 24. Estructura de costos mensuales de la perforadora ROC L8

Item	Costo (\$/mes)
Accesorios	22805,70
Operador	2500,00
Lubricantes, aditivos (10%)	2280,57
Combustible	16588,80
Subtotal	44175,07
Mantenimiento (15%)	6626,26
Gastos Generales (10%)	4417,51
Total	55218,84

Fuente: Creación Propia

5.2.2.2. Evaluación de los costos asociados a diseños propuestos de voladura de precorte con taladros de 5 pulgadas

Tabla 26. Costos asociados a diseños propuestos de voladura de precorte con taladros de 5 pulgadas

DISEÑO 1						
Agente explosivo / Accesorio	Unidades	Cantidad	Unidades2	Costo	Subtotal (\$/Tal)	
Anfo	m	7	\$/m	9,15	64,05	
Booster	pza	1	\$/pza	4,05	4,05	
Cordón Detonante (5P)	m	18	\$/m	1,13	20,34	
Nonel	pza	1	\$/pza	12,5	12,5	
SUBTOTAL (\$/Tal)					100,94	
DISEÑO 2						
Agente explosivo / Accesorio	Unidades	Cantidad	Unidades2	Costo	Subtotal (\$/Tal)	
Famecorte (1 1/2" x 12m x 15.5Kg)	pza	1	\$/m	3,03	36,35	
SUBTOTAL (\$/Tal)					36,35	

Fuente: Creación Propia

Tabla 27. Tabla de Factores de carga por tipo de diseño

TONELAJE EN PRE CORTE		
Ítem	Unidad	Cantidad
Altura de banco (H)	m	15
Angulo de talud (α)	grados sex	76
Burden precorte (B)	m	4,04
Cresta a precorte (c)	m	3,5
Spacing precorte (S)	m	2,31
Numero de taladros (N)	Tal	1
Volumen perfilado	m ³	126,47
Densidad promedio	TM/m ³	2,71
Tonelaje	TM	342,74
Kg de EXPLOSIVO / AGENTE EXPLOSIVO		
DISEÑO 1		DISEÑO 2
75,42		15,50
FACTOR DE CARGA (Kg/m²)		
DISEÑO 1		DISEÑO 2
2,11		0,45

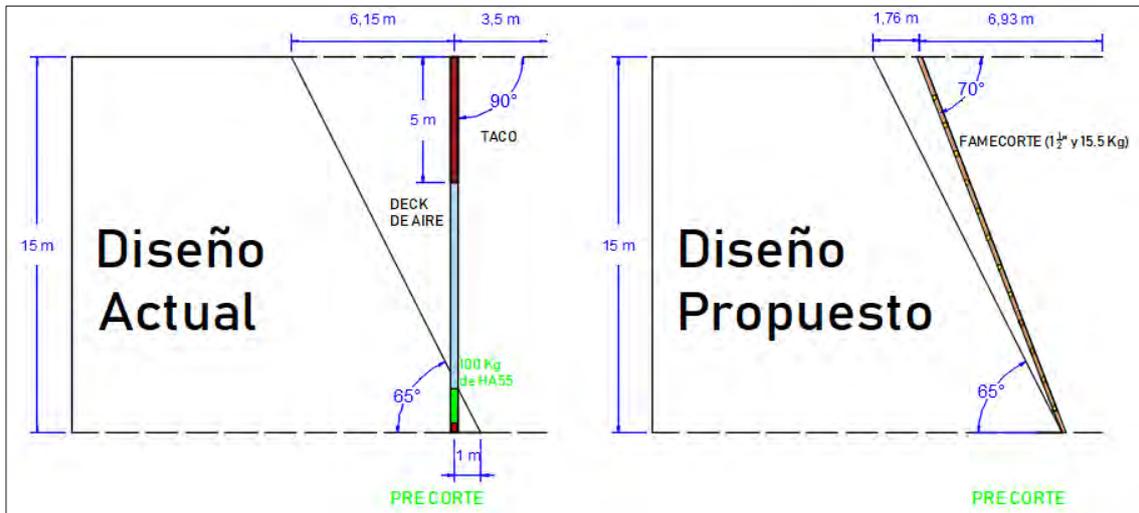
Fuente: Creación Propia

5.2.3. Análisis de costos de precorte entre taladros de 12 ¼” y 5”

5.2.3.1. Diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”) para taladros de precorte

A continuación, se compara el diseño actual y el modelo propuesto para taladros de precorte en un tramo de 100m lineales:

Figura 108. Diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”) para taladros de precorte



Fuente: Asistencia técnica Famesa Explosivos

5.2.3.2. Evaluación del costo de perforación y voladura del diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”) para taladros de precorte en un tramo de 100m

Tabla 28. Costo de P&V del diseño actual (12 ¼”) y diseño propuesto (5”)

LÍNEA DE PRECORTE DE 100 m EN ANDESITA						
	Diseño Actual (12 1/4")			Diseño Propuesto (5")		
Espaciamiento (m)	4			2,31		
Número de Taladros	26			44		
COSTO DE PERFORACIÓN						
	Cantidad	Precio	Subtotal	Cantidad	Precio	Subtotal
Perforación	390,00	2,60	1014,00	684,69	3,59	2458,03
COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN (\$)	1014,00			2458,03		
COSTO DE VOLADURA						
	Cantidad	Precio	Subtotal	Cantidad	Precio	Subtotal
Nitrato de Amonio (Kg)	1227,23	1,10	1349,95	0,00	1,42	0,00
Diesel (Gal)	24,40	3,00	73,21	0,00	3,00	0,00
Emulsion Matriz (Kg)	1305,56	1,00	1305,56	0,00	0,89	0,00
Booster - 1 Lb(pza)	26,00	4,05	105,30	0,00	4,05	0,00
Nonel Dual	26,00	16,50	429,00	0,00	16,50	0,00
Nonel CTD	25,00	12,00	300,00	0,00	12,00	0,00
Línea de Inicio	1,00	37,00	37,00	1,00	37,00	37,00
Cordón detonante (5P)	0,00	1,13	0,00	220,00	1,13	248,60
Famecorte	0,00	36,35	0,00	44,00	36,35	1599,40
COSTO TOTAL DE VOLADURA (\$)	3600,02			1885,00		
COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	4614,02			4343,03		
COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR TALADRO (\$/Tal)	177,46			98,06		

Fuente: Creación Propia

Tabla 29. Tabla de costo en \$/m² y ahorro anual estimado

Diseño	Costo Total P&V por taladro (\$/Tal)	Área de Talud Perfilado(m ² /Tal)	Costo Total P&V por área (\$/m ²)
Actual	177,46	60,00	2,96
Propuesto	98,06	35,71	2,75
N° Taladros precorte por mes	900	Ahorro anual estimado (\$)	71463

Fuente: Creación Propia

5.3. RESUMEN DE RESULTADOS COMPARATIVOS

Luego de haber monitoreado los disparos y haber realizado las pruebas, teniendo como sustento todo lo descrito anteriormente, podemos resumir los datos obtenidos:

Tabla 30. Tabla de resultados obtenidos

Diseño Vs. Indicador	Costo de perforación (\$/m)	Factor de Carga (Kg/m ²)	Costo de P&V (\$/Taladro)	Costo de P&V (\$/m ²)
Diseño Actual (D= 12 1/4")	2,6	1,67	177,46	2,96
Diseño Propuesto (D= 5")	3,59	0,43	98,06	2,75

Fuente: Creación Propia

En base al mismo podemos inferir las siguientes ventajas encontradas:

- Diseño Actual (D= 12 1/4"): Bajo costo de perforación (2,6 \$/m)
- Diseño Propuesto (D= 5"): Bajo factor de carga (0,43 Kg/m²), Bajo costo de perforación y voladura (98,06 \$/Taladro o 2,75 \$/m²)

CONCLUSIONES

- Utilizando la técnica de voladura controlada de precorte en paredes finales se incrementa el Factor de Seguridad en taludes cercanos desde 1,476 a 1,798, corroborándose esto con el Software Slide de la casa Rock Science. Y por ende el factor de atenuación de vibraciones producidas por taladros de producción según datos obtenidos de los sismógrafos de campo cercano aumentó de un 44,79% a un 71,5%; En comparación a la técnica actual.
- La técnica de precorte sugerida incrementa la presencia de medias cañas en paredes finales de 74% a 93%; En comparación a la técnica actual.
- Utilizando taladros de pre-corte de 5” se reduce la cantidad de explosivo empleado de: 1,67 Kg/m² a 0,43 Kg/m².
- Utilizando taladros con diámetro de 5” en el precorte se reduce los costos totales de P&V de taludes finales por metro cuadrado pasando de 177,46 \$/ m² a 98,06 \$/ m² en comparación a la técnica actual de voladura controlada con taladros de 12 1/4”.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda aplicar la técnica de voladura de precorte sugerida, realizando el cambio de manera paulatina hasta llegar al 100% de los taladros de precorte utilizados en la mina.
- Se recomienda utilizar sistemas de iniciación electrónica en todos los disparos a fin de poder atenuar las vibraciones en el campo cercano y lejano.
- Se recomienda cargar todos los taladros de acuerdo al compuesto de su dureza; Pues con esta medida se “dosifica” la energía necesaria entregada al macizo rocoso para poder fragmentarlo a un determinado tamaño sin afectar demás la estabilidad de taludes cercanos.
- Se recomienda monitorear todos los disparos con 3 sismógrafos triaxiales a fin de poder construir la curva de atenuación de vibraciones en el campo lejano y en base a estos correlacionar cada disparo con la estabilidad de taludes aledaños.
- Se recomienda realizar el análisis técnico-operativo-económico de subcontratar el servicio de perforación de taladros de precorte versus la adquisición del mismo equipo por parte del área de operaciones de Mina Cuajone de SPCC.
- Se recomienda realizar un estudio de presión de detonación in situ dentro de los taladros a fin de poder medir en campo la distribución de energía por cada tipo de taladro (producción, buffer y precorte).
- Se recomienda realizar un estudio de estimación de recursos incrementando el ángulo de talud final promedio de 65° a 70° (sujeto a evaluación geotécnica).

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Alfaro, R. (2016). Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cia. minera el Brocal – Cerro de Pasco. UNA-FIM. Puno.
- Ashby, J. P. (1980). Niveles de daño por voladura en taludes. New York: Wiley.
- Barton, N., Lien, R. y Lunde, J. (1988). Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Túnel Support. Rock Mechanics, New York. Wiley.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications. New York: Wiley.
- Canteros, E. y Mercado, L. (1991). Diseño de una malla de tronadura para la preparación de una piscina de lixiviación y evaluación del daño sobre una red principal de agua potable. Empresa Minera Mantos Blancos S.A. Lima – Perú.
- Córdova, R. D. (2013). Evaluación Geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa – Coripuno SAC. Lima – Perú. Noviembre.
- Enaex, S.A. (2002). Manual de voladura a Cielo Abierto. Chile: Wiley.
- Exsa, S.A. (2009). Manual Práctico De Voladura. 3ra Edición Lima - Perú.
- Floyd, L. J. (1998). Técnicas de Voladura Eficiente en Operaciones Superficiales. New York. Dyno Nobel.
- López, J. C. (1994). Manual de Arranque, Carga y Transporte En Minería a Cielo Abierto. Lima. Inc.
- Mucho, M. R. (1985). Perforación y voladura en una mina a cielo abierto; Fundamentos y aplicación en Tintaya – UNA – FIM. Puno - Perú.
- Pacheco, M. (1999). Aplicación de la mecánica de rocas a las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura en minería a tajo abierto. UNI - Facultad de ingeniería geológica minera y metalúrgica sección de post grado. Lima - Perú.
- Rivera, M. A. (2014). Diseño de voladura de pre – corte para talud final zona este Unidad Minera Tucari – Aruntani SAC. UNA-FIM. Puno - Perú.
- Sampieri, H. R., Collado, F. C. y Lucio, B. P. (1996). Metodología de investigación. Colombia. Segunda edición.

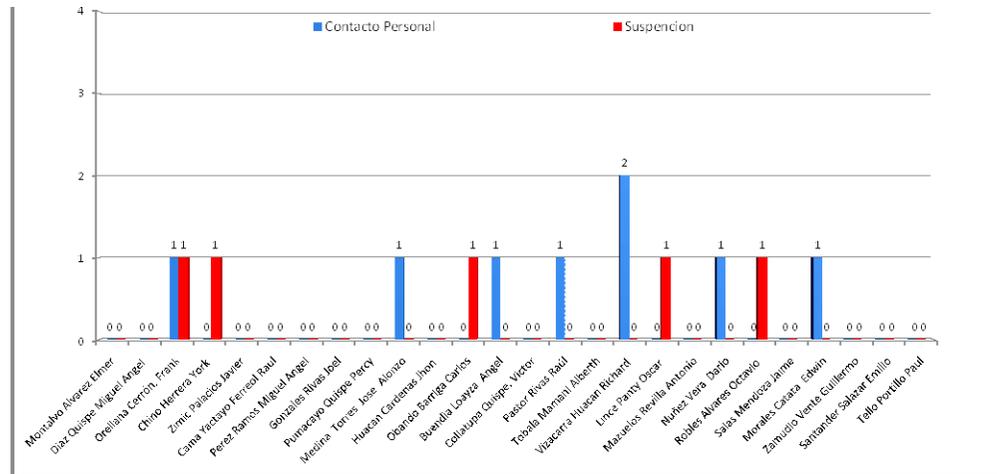
ANEXOS

Anexo 1: Relación de Incidentes de Enero a mayo 2016

	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	TOTAL
IPERC	102	107	107	105	105	526
ACTOS SUBE STANDAR	1	0	2	3	10	16
CONDICIONES SUBESTANDARES	1	1	1	9	15	27
INCIDENTES	1	0	2	1	1	5
OBSERVACION PLANEADA DE TAREAS	1	2	2	6	9	20
INSPECCIONES PLANEADAS	1	1	1	1	1	5
ACCIDENTE TRIVAL	0	0	0	0	0	0
ACCIDENTE INCAPACITANTE	0	0	0	0	0	0
ACCIDENTE FATAL	0	0	0	0	0	0
DAÑOS A LA PROPIEDAD Y PERD. PROCESO	0	0	1	0	0	1

Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 2: Relación de personal con tendencia al riesgo 2016



Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 3: Resumen movimiento accesorios de voladura - mayo 2016

	Uni	Stock Inicial	Ingreso	Consumo	Stock Final
Iniciadores					
Booster HDP-2E	pza	0	8,760	8,760	0
Cordon Detonante 5P	m	0	67,500	67,500	0
Explosivo de Pre corte					
Famecorte S - 1 1/2" X 12m (23 cartuchos)	pza	0	900	900	0
Detonadores No electricos					
FANEL DUAL 30 m 1.1B - 17/600ms	pza	0	2,250	2,250	0
FANEL DUAL 30 m 1.1B - 42/600ms	pza	0	0	0	0
FANEL 18.0 m 1.1B - 500ms	pza	0	5,600	5,600	0
FANEL CTD 10.5 m 1.1B - 00 ms	pza	0	150	150	0
FANEL CTD 10.5 m 1.1B - 17 ms	pza	0	2,250	2,250	0
FANEL CTD 10.5 m 1.1B - 42 ms	pza	0	1,550	1,550	0
FANEL CTD 10.5 m 1.1B -100 ms	pza	0	650	650	0
Detonadores Electrónicos					
IKON	pza	0	2,592	2,592	0
Daveytronic	pza	1,660	0	902	758
Encendido					
LSEF 500 m 1.1B	pza	0	52	52	0
Shot Balin	pza	792	0	55	737
Fulminante N° 8	pza	20	0	12	8
Mecha de Seguridad	m	440	0	0	440

Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 4: Monitoreo de tiempo de excavación



Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 5: Resumen de disparos mayo 2016

Fecha	Nº	Nivel	Proyecto	Perforadora	Tipo Roca	Densidad del Material	Tipo De Material	Toneladas rotas	Factor de carga	N° Taladros	Explosivo			
											Emulsion (Kg)	Anfo (Kg)	Nitrato (t)	Petroleo (gal)
01-may	1	3685	619	12	TR	2.37	Desmonte	286107.17	0.68	126	37852.35	46263.99	43488.15	863
	2	3685	618	13	TR	2.37	Desmonte	456818.53	0.69	200	60083.10	73434.90	69028.81	1,370
	3	3190	541	11	IA-SIL	2.70	Mineral	663426.98	0.58	166	64117.25	78365.53	73663.60	1,461
02-may	4	3685	630	ene-00	TR	2.37	Desmonte	171232.50	0.63	72	19001.49	26311.89	24733.17	471
	5	3415	601	10	LP-FRES	2.68	Min/Des	308819.90	0.56	108	25686.07	39334.25	36974.19	734
	6	3280	602	S1/S2/RC8	BA-PROF	2.74	Pre-Corte	0.00	0.00	60	0.00	0.00	0.00	0
	7	3685	616	12	TR	2.37	Desmonte	349700.71	0.49	141	21769.27	50794.97	47747.27	947
03-may	8	3280	602	14	BA-PROF	2.70	Desmonte	104056.83	0.57	28	13140.29	8760.19	8234.58	163
	9	3430	618	10	LP-FRES	2.68	Desmonte	181120.23	0.59	66	15697.04	24037.60	22595.34	448
04-may	10	3190	544	11	IA-FIL	2.70	Mineral	154664.22	0.81	61	20943.25	25597.31	24061.47	477
	11	3190	532	15	IA-FIL	2.70	Mineral	242821.57	1.03	108	41714.84	50984.80	47925.71	951
	12	3430	616	14	LP-FRES	2.68	Desmonte	175003.83	0.62	78	12042.58	28099.34	26413.38	524
05-may	13	3295	615	10	BA-PROF	2.70	Desmonte	338419.22	0.43	121	16012.66	37362.86	35121.09	697
	14	3280	603	S1/S2/RC8	BA-PROF	2.70	Pre-Corte	0.00	0.00	44	0.00	0.00	0.00	0
06-may	15	3685	617	13	TR	2.37	Desmonte	72744.57	0.75	38	9037.69	13839.83	13009.44	258
07-may	16	3190	530	11_15	IA-FIL	2.70	Mineral	225391.30	1.03	100	38624.85	47208.15	44375.66	880
	17	3685	620	12	TR	2.37	Desmonte	333617.13	0.69	161	38291.27	58637.17	55118.94	1,094
08-may	18	3415	602	14	LP-FRES	2.68	Min/Des	223554.65	0.57	79	18788.89	28772.27	27045.94	537
	19	3415	616	S1/S2/RC8	LP-FRES	2.68	Min/Des	0.00	0.00	81	0.00	0.00	0.00	0
	20	3415	603	14	LP-FRES	2.68	Desmonte	246338.61	0.57	87	20691.56	31685.92	29784.77	591
09-may	21	3685	635	13	TR	2.37	Desmonte	360932.45	0.70	178	42334.45	64828.67	60938.95	1,209
	22	3685	631	12	TR	2.37	Desmonte	126184.57	0.78	61	15769.85	25351.91	23830.80	473
	23	3415	616B	S1/S2/RC8	LP-FRES	2.68	Desmonte	0.00	0.00	19	0.00	0.00	0.00	0
10-may	24	3685	622	12	TR	2.37	Desmonte	116413.58	0.75	61	14507.87	22216.57	20883.57	414
	25	3190	534	15	IA-FIL	2.70	Min/Des	159693.26	0.75	58	19913.26	24338.42	22878.12	454
11-may	26	3190	546	11	IA-FIL	2.70	Min/Des	471041.94	0.69	147	54332.29	66406.13	62421.76	1,238
	27	3415	605	14	LP-FRES	2.68	Desmonte	235918.77	0.57	83	19740.222	30229.098	28415.35212	564
	28	3685	621	12	TR	2.37	Desmonte	86054.958	0.78	47	11178.198	17117.682	16090.62108	319
12-may	29	3190	545	S1/S2/RC8	IA-FIL	2.70	Pre-Corte	0.00	0.00	115	0	0	0	0
	30	3190	552	15	IA-FIL	2.70	Mineral	317921.948	1.03	141	54461.0385	66563.4915	62569.68201	1,241
	31	3190	552	S1/S2/RC8	IA-FIL	2.70	Pre-Corte	0.00	0.00	25	0	0	0	0
13-may	32	3415	607	10	LP-FRES	2.68	Desmonte	220855.304	0.57	78	18551.052	28408.068	26703.58392	530
	33	3685	635	12	TR	2.37	Desmonte	378383.302	0.86	179	61456.428	75113.412	70606.60728	1,401
	34	3685	670	S1/S2/RC8	TR	2.37	Pre-Corte	0.00	0.00	38	0	0	0	0
14-may	35	3415	608	10	LP-FRES	2.67	Desmonte	211944.600	0.57	75	17837.55	27315.45	25676.523	509
	36	3685	623	13	TR	2.37	Desmonte	52394.723	1.07	31	10643.292	13008.468	12227.95992	243
15-may	37	3190	547	15	IA-FIL	2.70	Mineral	205106.087	1.03	91	35148.6135	42959.4165	40381.85151	801
16-may	38	3415	609	10	LP-FRES	2.67	Min/Des	186086.230	0.57	66	15697.044	24037.596	22595.34024	448
	39	3685	640	12	TR	2.37	Desmonte	303162.157	0.91	153	52529.796	64203.084	60350.89896	1,197
17-may	40	3190	535	15	IA-SIL	2.70	Mineral	162281.739	0.80	72	21629.916	26436.564	24850.37016	493
18-may	41	3415	610	10	LP-FRES	2.67	Mineral	152329.304	0.57	54	12843.036	19667.124	18487.09656	367
	42	3280	605	14	BA-PROP	2.69	Desmonte	221562.435	0.97	102	47868.192	31912.128	29997.40032	595
	43	3415	611	10	LP-FRES	2.67	Mineral	247070.191	0.41	86	11380.896	26555.424	24962.09856	495
	44	3685	642	13	TR	2.37	Desmonte	265901.635	0.86	126	43259.832	52873.128	49700.74032	986
19-may	45	3415	613	10	LP-FRES	2.67	Min/Des	223717.210	0.57	79	18788.886	28772.274	27045.93756	537
	46	3190	545	15	IA-SIL	2.70	Mineral	396422.217	0.73	140	48066.48	58747.92	55223.0448	1,096
	47	3415	618	S1/S2/RC8	LP-FRES	2.67	Pre-Corte	0.00	0.00	38	0	0	0	0
20-may	48	3685	643	13	TR	2.37	Desmonte	99927.443	1.09	60	20599.92	25177.68	23667.0192	470
	49	3235	589	11	BLP-FRES	2.68	Mineral	210737.489	0.68	70	24033.24	29373.96	27611.5224	548
	50	3190	548	15	IA-SIL	2.70	Mineral	146724.457	0.74	53	18196.596	22240.284	20905.86696	415
	51	3685	670	S1/S2/RC8	TR	2.37	Pre-Corte	0.00	0.00	38	0	0	0	0
21-may	52	3235	590	11_15	BLP-FRES	2.68	Mineral	263537.217	0.76	98	33646.536	41123.544	38656.13136	767
	53	3280	606	14	BA-PROP	2.69	Desmonte	268869.009	0.96	123	57723.408	38482.272	36173.33568	718
	54	3415	612	10	LP-FRES	2.67	Min/Des	80239.304	0.78	35	10514.5425	12851.1075	12080.04105	240
	55	3235	590	S1/S2/RC8	BLP-FRES	2.68	Pre-Corte	0.00	0.00	40	0	0	0	0
22-may	56	3685	624	12	TR	2.37	Desmonte	179378.087	0.86	85	29183.22	35668.38	33528.2772	665
	57	3280	610	14	BA-PROP	2.69	Desmonte	78404.144	0.51	19	8916.624	5944.416	5587.75104	111
23-may	58	3415	615	10	LP-FRES	2.67	Desmonte	216646.122	0.53	72	17124.048	26222.832	24649.46208	489
24-may	59	3415	614	10	LP-FRES	2.67	Desmonte	89516.974	0.75	42	9989.028	15296.652	14378.85288	285
	60	3235	587	11_15	BLP-FRES	2.68	Mineral	310204.174	1.02	124	53216.46	65042.34	61139.7996	1,213

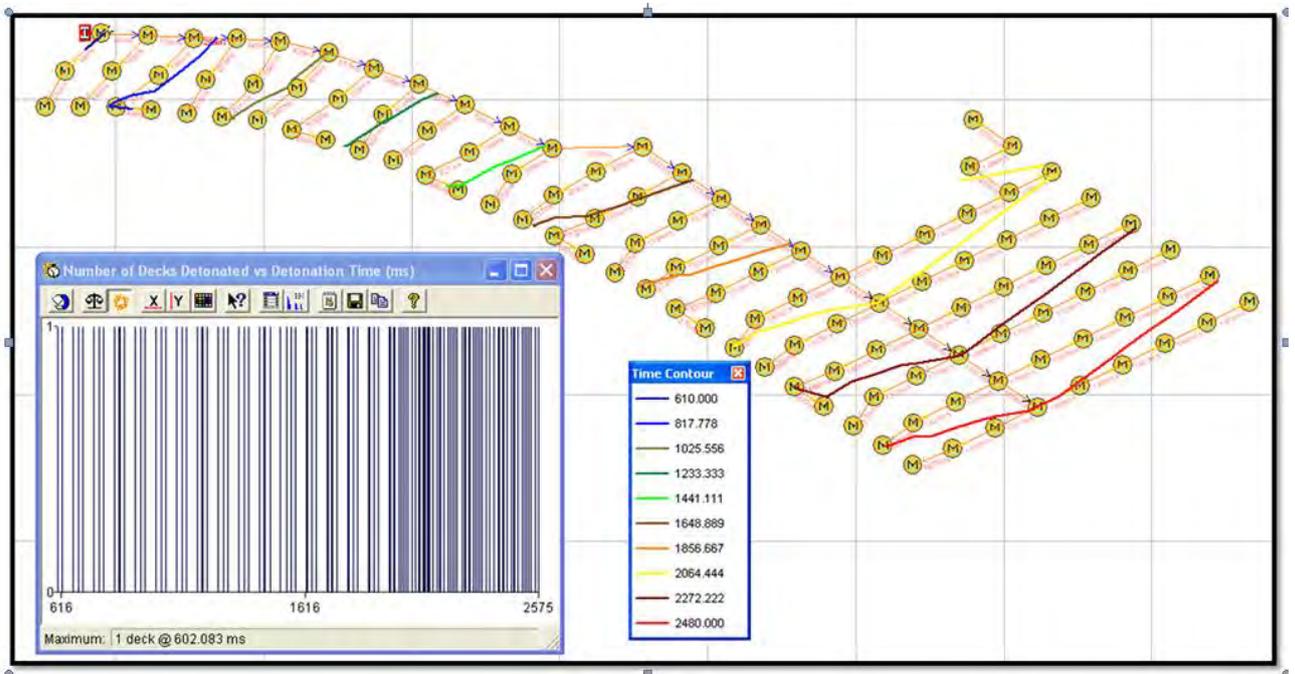
Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 6: Monitoreo de la velocidad de detonación (VOD)



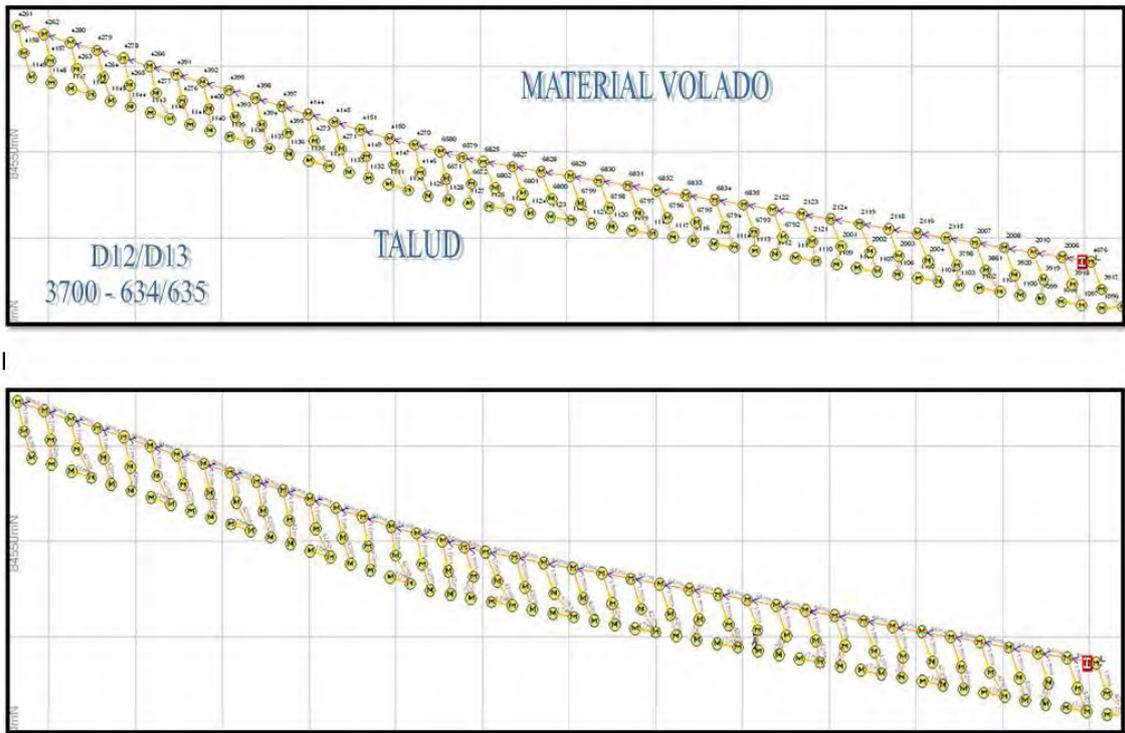
Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 7: Simulación de carga operante proyecto: 643 en el Nivel 3715



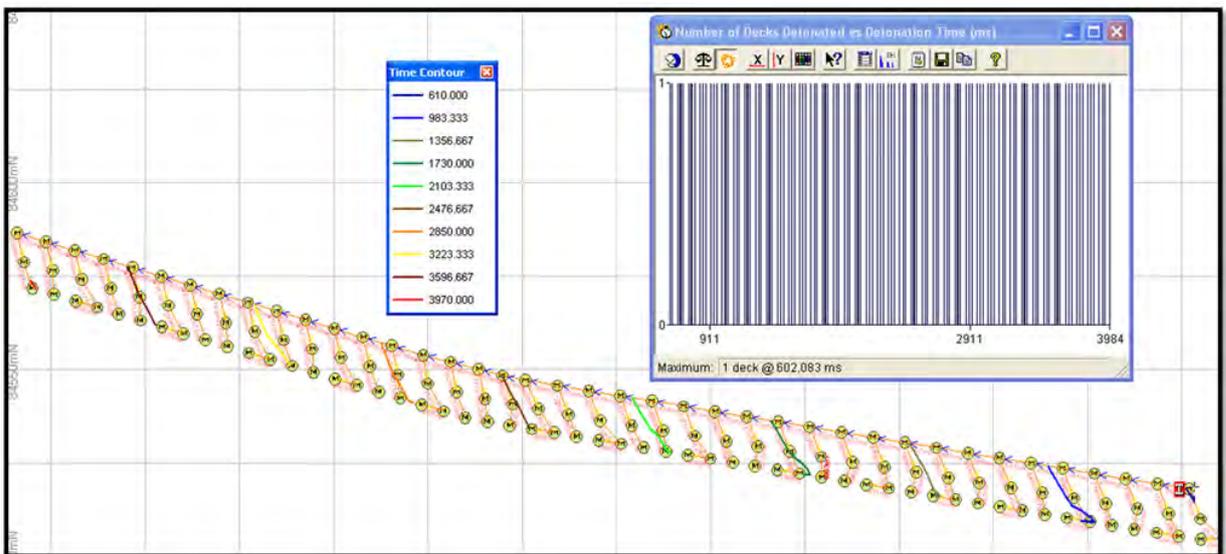
Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 8: Simulación de diseño y amarre proyecto: 634/635 en el Nivel 3700



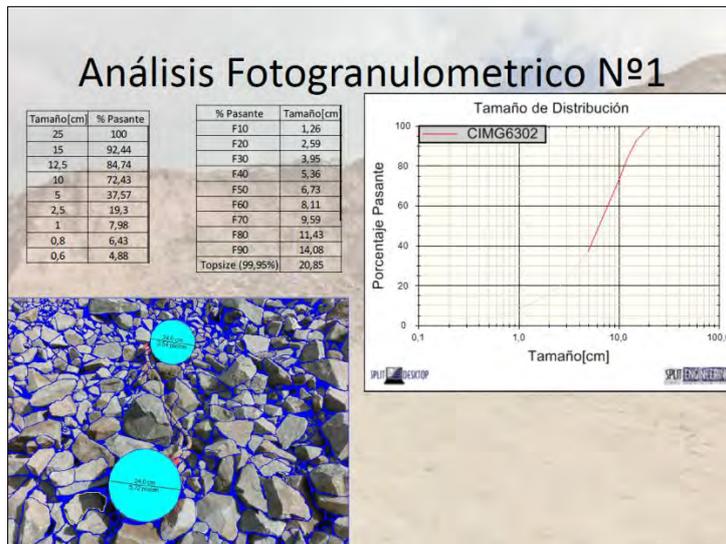
Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.

Anexo 9: Simulación de carga operante proyecto: 643 en el Nivel 3715



Fuente: FAMESA

Anexo 10: Curva granulométrica de la Pala 01



Fuente: Famesa Explosivos S.A.C.