UNIVERSIDAD NACIONAL DE MOQUEGUA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

“APLICACIÓN DEL MÉTODO AIR DECK INTERMEDIO PARA OPTIMIZAR LA FRAGMENTACIÓN DE ROCA IA-SIL EN ZONA STEMMING DE TALADROS DE PRODUCCIÓN EN LA UNIDAD MINERA CUAJONE 2020”

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. RUSBEL ARIAS PEÑA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

MOQUEGUA - PERÚ

2021

DEDICATORIA

A Dios por brindarme la vida, salud y permitirme compartir con mis seres queridos, y alcanzar mis objetivos con éxito.

A mi madre María Peña, por su apoyo incondicional en mi formación y desarrollo como profesional, quien me acompañó a lo largo de este camino, lleno de retos y tan gratificante a la vez.

AGRADECIMIENTOS

A Dios por haberme dado salud y sabiduría para alcanzar mis objetivos con éxito, además de su infinita bondad y amor.

A la Universidad Nacional de Moquegua y a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por permitirme desarrollar mis capacidades y brindarme todos los recursos académicos.

A los docentes de mi Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, quienes, con su profesionalismo, impartieron sus conocimientos para que me desarrolle profesionalmente de manera exitosa.

A mi asesor MSc. Osmar Cuentas Toledo, quien, con su profesionalismo, paciencia, motivación y sobre todo apoyo incondicional hizo posible la presente tesis.

A los miembros del jurado por sus precisas observaciones y recomendaciones, durante el proceso de investigación.

A los colaboradores de Asistencia Técnica de la empresa EXSA S.A. que me permitieron desarrollar la presente tesis, a la unidad minera Cuajone, por permitirme laborar dentro de sus filas, a todos ellos gracias.

RESUMEN

El estudio se realizó con el propósito de aplicar del método *Air Deck* intermedio, con un diseño adecuado de carga explosiva de doble iniciación y malla de perforación para obtener una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la fase 6B2, de la unidad minera Cuajone. Se evaluaron datos históricos de parámetros de voladura del año 2019 como el diámetro de taladro de 12,25 in, malla de perforación de 7,4 m x 8,5 m y granulometría con P80 de 7,35 in para luego optimizarlos y compararlos con las pruebas de campo realizadas en el año 2020. Se redujo el diámetro del taladro a 11 in, se distribuyó correctamente el diseño de carga y se optimizaron las dimensiones del diseño de la malla de perforación a 5,7 m x 6,5 m, posteriormente se utilizó el programa *JK SimBlast* 2.11.3 para ejecutar simulaciones con los nuevos parámetros obtenidos y observar el comportamiento de los halos de energía y predecir la granulometría. Los resultados obtenidos demostraron que se alcanzó el objetivo propuesto, llegando a obtenerse menor granulometría en la zona *Stemming* y alcanzando un P80 de 5,43 in. Por lo tanto, se concluye que con la aplicación del método *Air Deck* intermedio se logra una mejor fragmentación en zona *Stemming*. Si bien se incrementaron los costos en la operación binomial de perforación y voladura como mejora continua, a su vez se redujeron significativamente los costos en los siguientes procesos unitarios, generando ganancias globales en toda la operación minera.

ABSTRACT

This study was conducted with the purpose of applying the intermediate *Air Deck* method, with an adequate double initiation blasting charge and drilling pattern design for optimal fragmentation of IA-SIL rock in the *Stemming* zone of production drills in phase 6B2 in the Cuajone mine. Historical data of blasting parameters from the year 2019 was analyzed such as drill hole diameter of 12,25 in, 7,4 m x 8,5 m drill pattern and granulometry with P80 of 7.35 in, and then optimized and compared with field tests performed in 2020. The drill hole diameter was reduced to 11 in, the blasting pattern was correctly distributed and the drilling pattern design's dimensions were optimized to 5,7 m x 6,5 m, then the *JK SimBlast* 2.11.3 software was used to run simulations with the new parameters obtained and observe the behavior of the energy's distribution and predict the degree of fragmentation. The results showed that the study's objective was achieved, an smaller granulometry in the *Stemming* zone and a 5,43 in P80 were observed. Therefore, it is concluded that the application of the intermediate *Air Deck* method achieves a better fragmentation in the *Stemming* zone. Although costs were increased in the binomial drill and blast operation as a continuous improvement, in turn, costs were significantly reduced in the following unit processes, generating global profits throughout the mining operation.

ÍNDICE

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 1

1.1. Descripción y Formulación del Problema 1

1.1.1. Interrogante General 1

1.1.2. Interrogantes Específicas 2

1.2. Objetivos 2

1.2.1. Objetivo General 2

1.2.2. Objetivos Específicos 2

1.3. Justificación e Importancia 2

1.3.1. Propósito Académico y Utilidad Social 5

1.3.2. Relevancia Social 5

1.3.3. Técnica 5

1.3.4. Económica 6

1.3.5. Utilidad Metodológica 6

1.4. Hipótesis 6

1.4.1. Hipótesis general 6

1.4.2. Hipótesis específicas 6

1.5. Variables 7

1.5.1. Variable Independiente 7

1.5.2. Variable Dependiente 7

II. MARCO TEÓRICO 13

2.1. Antecedentes 13

2.1.1. Internacionales 13

2.1.2. Nacionales 14

2.1.3. Locales 15

2.2. Bases Teóricas sobre el Tema de Investigación 16

2.2.1. Generalidades 16

2.2.2. Accesibilidad 17

2.2.3. Clima 18

2.2.4. Método de explotación 18

2.2.5. Actividad o ciclo de minado 18

2.2.6. Perforación 19

2.2.7. Voladura 20

2.2.8. Carguío 21

2.2.9. Transporte 21

2.3. Geología regional 22

2.3.1. Formación Chocolate 22

2.3.2. Grupo Toquepala 22

2.3.3. Formación Moquegua 23

2.3.4. Formación Huaylillas 23

2.3.5. Formación Capillune 23

2.3.6. Formación Barroso 23

2.3.7. Depósitos Cuaternarios 24

2.4. Geología estructural 25
2.4.1. Falla Micalaco 25
2.4.2. Falla Viña Blanca 25
2.4.3. Falla Botiflaca 25
2.5. Geología local. 26
2.5.1. Litología 26
2.5.2. Rocas intrusivas diorita (DI) 28
2.5.3. Volcánicos postmineral 28
2.5.4. Alteraciones hidrotermales 29
2.5.5. Mineralización 31
2.6. Geotecnia 37
2.6.1. Caracterización Geotécnica 37
2.6.2. Clasificación geomecánica 37
2.6.3. Propiedades de Roca intacta 37
2.6.4. Resistencia de la Roca Intacta 38
2.6.5. Índice de Calidad de Roca (RQD). 40
2.6.6. Clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989) 41
2.6.7. Clasificación GSI (Geological Strength Index) de Hoek y Marinos (2000) 42
2.6.8. Talud del tajo 44
2.6.9. Modelo geomecánico 44
2.6.10. Modelo de dominio estructural 45
2.7. Método Air Deck 47
2.7.1. Geometría de las cámaras de aire 48
2.7.2. Efectos de las cámaras de aire 49
2.7.3. Etapas del proceso de detonación con cámaras de aire 51
2.7.4. Principio de acción de las cámaras de aire 56
2.7.5. Beneficios diversos de las cámaras de aire según aplicación 56
2.7.6. Aplicación industrial del TAPONEX. 57
2.7.7. Etapas del Funcionamiento de la Cámara de Aire en el Taladro 57
2.7.8. Componentes del TAPONEX. 58
2.7.9. Funcionamiento del TAPONEX 59
2.8. Parámetros de Perforación y Voladura 60
2.8.1. Variables Controlables y no Controlables en Voladura ..... **¡Error! Marcador no definido.**
2.8.2. Variables no Controlables 62
2.9. Optimización de fragmentación 74
2.9.1. Propiedades, agentes de los explosivos y accesorios de voladura 74
2.9.2. Perforación 78
2.9.3. Equipos de perforación. 78
2.9.4. Stemming 79
2.9.5. Medición y análisis de fragmentación 80
2.10. Definición de términos 85
III. METODOLOGÍA 89
3.1. Tipo y nivel de investigación 89
3.1.1. Proceso formal. 89

3.1.2. Según el grado de abstracción. 89
3.1.3. Según la naturaleza de los datos 89
3.1.4. Según la manipulación de variables 90
3.1.5. Según la naturaleza de los objetivos. 90
3.1.6. Según la naturaleza de la información. 90
3.1.7. Según la temporalización. 90
3.2. Ámbito temporal y espacial 90
3.3. Población y muestra 91
3.3.1. Población 91
3.3.2. Muestra 91
3.4. Instrumentos 92
3.4.1. Instrumento de recolección de datos 92
3.4.2. Trabajo de laboratorio 93
3.4.3. Presión de detonación y resistencia a la tracción dinámica de roca IA-SIL 95
3.4.4. Validación y confiabilidad de los instrumentos 95
3.5. Procedimientos 96
3.5.1. Lugar de ejecución 96
3.5.2. Método, procedimiento o proceso 96
3.5.3. Proceso de simulación en el programa JK SimBlast 2.11.3. 102
3.5.4. Materiales y equipos 119
3.5.5. Técnica de recolección de datos 120
3.6. Análisis de Datos 121
3.6.1. Observación directa 122
3.6.2. Análisis estadístico 122
3.6.3. Análisis descriptivo 125
3.7. Proceso de disparo del proyecto 3085-624. 126
3.7.1. Desarrollo de carguío proyecto 3085-624 127
3.7.2. Diseño de amarre proyecto 3085-624 128
3.7.3. Desplazamiento del material volado 129
3.7.4. Burden de alivio. 130
3.7.5. Desarrollo, antes y post disparo proyecto 3 085-624 131
IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN 133
4.1. Análisis de fragmentación de proyecto disparado 3085-624 134
4.2. Evaluación del proceso de planta 134
4.2.1. Tonelajes de línea base y procesados en los días de prueba 135
4.2.2. Fragmentación óptima 135
4.2.3. Diseño óptimo 142
4.3. Incremento de *DigRate* 143
4.4. Incremento de Toneladas Métricas Diarias Secas (TMSD) 144
4.4.1. Beneficio estimado por venta de cobre refinado 145
4.4.2. Beneficio final estimado 146
V. CONCLUSIONES 147
VI. RECOMENDACIONES 148
VII. REFERENCIAS 149
VIII. ANEXOS 152

8.1. ANEXO 1 152
8.2. ANEXO 2 153
8.3. ANEXO 3 154
8.4. ANEXO 4 155

LISTA DE TABLAS

Tabla 1: Operacionalización de variables. *12*
Tabla 2: Ruta de acceso a la unidad minera Cuajone. *17*
Tabla 3: Distribución de la mineralización *32*
Tabla 4: Interpretación de valores RQD (Deere,1964). *41*
Tabla 5: Interpretación de valores RMR (Bienawski,1989). *42*
Tabla 6: Dimensiones estándar de TAPONEX. *59*
Tabla 7: Factores para determinar el JSF (Joint strength correction factor) *69*
Tabla 8: Fórmula de Ash, constante Kb de roca y tipo de explosivo. *71*
Tabla 9: Densidades de mezcla explosiva QUANTEX. *74*
Tabla 10: Características técnicas de Quantex 73 ..... *75*
Tabla 11: Características técnicas de Slurrex G *76*
Tabla 12: Características técnicas de Booster. *77*
Tabla 13: Perforadoras primarias de la unidad minera Cuajone *79*
Tabla 14: Propiedades de la roca andesita intrusiva. *93*
Tabla 15: Propiedades mecánicas de la roca IA-SIL. *94*
Tabla 16: Ensayos mecánicos de la roca IA-SIL. *95*
Tabla 17: Coordenadas UTM WGS84. ..... *96*
Tabla 18: Cálculo de burden usando el modelo matemático de Pearse. *99*
Tabla 19: Cálculo de malla de perforación para definir factor de potencia y P80. ..... *100*
Tabla 20: Cálculo de Air Deck *102*
Tabla 21: Parámetros de datos de línea base. *117*
Tabla 22: Indicadores de desempeño KPI, P80 y DigRate. *120*
Tabla 23: Data histórica de tonelajes TMSD. *121*
Tabla 24: Data de línea base histórica. *122*
Tabla 25: Estadística descriptiva de data histórica del P80 del año 2019 – Línea base. *123*
Tabla 26: Tabla de frecuencia y porcentaje acumulado respecto al P80. ..... *124*
Tabla 27: Parámetros de voladura para proyecto 3085-624. ..... *133*
Tabla 28: Monitoreo data de P80 del sistema Split Online y análisis convencional. *134*
Tabla 29: Comparación de TMSD. *135*
Tabla 30: Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 21/01/2020. ..... *136*

Tabla 31: Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 22/01/2020.....137
Tabla 32: Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 23/01/2020.....138
Tabla 33: Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 24/01/2020.....139
Tabla 34: Estadística descriptiva para los indicadores del P80 en proyecto 3085-624. 140
Tabla 35: Tabla de frecuencia y porcentaje acumulado respecto al P80 procesado.....141
Tabla 36: Tabla comparativa de modelo histórico y propuesto. 143
Tabla 37: Incremento de DigRate en pala en minado de proyecto 3085-624. 143
Tabla 38: Cuadro comparativo de margen de beneficio neto simulado.....144
Tabla 39: Beneficio anualizado en cobre refinado mina-planta 146

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Diseño propuesto con Air Deck intermedio y diseño de carga. *4*
Figura 2: Ubicación geográfica de la unidad minera Cuajone. *17*
Figura 3: Flujo de los procesos de minado de la unidad minera Cuajone. *19*
Figura 4: Proceso de perforación rotativa en la unidad minera Cuajone. *20*
Figura 5: Proceso de voladura en la unidad minera Cuajone. *20*
Figura 6: Pala eléctrica de la unidad minera Cuajone. *21*
Figura 7: Camión minero de la unidad minera Cuajone. *22*
Figura 8: Geología regional de la unidad minera Cuajone *24*
Figura 9: Alteración hidrotermal de la unidad minera Cuajone. *31*
Figura 10: Zonificación por efectos supérgenos. *33*
Figura 11: Superficie de mineralización de la unidad minera Cuajone. *36*
Figura 12: Ensayo de carga puntual. *38*
Figura 13: Ábaco para la determinación de la compresión uniaxial. *39*
Figura 14: Muestra sometida a compresión uniaxial. *40*
Figura 15: Ábaco del índice de resistencia geológica GSI. *43*
Figura 16: Dibujo original de Saunders usado por Foster (1897). *48*
Figura 17: Ubicación del Air Deck en diferentes taladros. *49*
Figura 18: Taladro con Air Deck (izquierda) y presión vs. tiempo (derecha). *50*
Figura 19: Taladro sin Air Deck (izquierda) y presión vs. tiempo (derecha). *50*
Figura 20: Flujo de detonación con cámara de aire y sin cámara de aire. *51*
Figura 21: Alta compresión en la parte inferior del taladro. *52*
Figura 22: Flujo de ondas de choque por detonación inicial. *53*
Figura 23: Reflexión de las ondas de choque. *54*
Figura 24: Distribución de ondas de choque y reflexión de ondas en taladros. *55*
Figura 25: Dispositivo TAPONEX para crear cámaras de aire. *57*
Figura 26: Colocación de TAPONEX en columna explosiva. *58*
Figura 27: Parámetros en un Banco de Voladura en minería a tajo abierto. *61*
Figura 28: Prueba de densidad de copa antes de realizar carguío en taladros *75*
Figura 29: Detonadores electrónicos. *76*
Figura 30: Análisis de Fly Rock. *80*

Figura 31: Análisis de Fragmentación en sistema Split Online *81*
Figura 32: Análisis de fragmentación en sistema convencional WipFrag. *82*
Figura 33: Ventana principal del software SimBlast. *85*
Figura 34: Fase 6B de la unidad minera Cuajone. *91*
Figura 35: Fase 6B2 de la unidad minera Cuajone. *92*
Figura 36: Valores en la pestaña taladros y malla de perforación. *103*
Figura 37: Valores en la pestaña en el fondo del taladro. *104*
Figura 38: Valores en para insertar explosivos, Air Deck y Stemming. *105*
Figura 39: Taladro cargado en modo información. *106*
Figura 40: Valores en la pestaña para la secuencia de detonación. *107*
Figura 41: Valores en la pestaña detonación. *108*
Figura 42: Análisis de la distribución energética. *109*
Figura 43: Análisis de fragmentación por Kuz Ram. *110*
Figura 44: Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro de 12,,25 in. *111*
Figura 45: Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in. *112*
Figura 46: Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in. *113*
Figura 47: Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in. *114*
Figura 48: Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in. *115*
Figura 49: Parámetros de diseño histórico, simulado en el programa JK SimBlast 2.11.3. ..... *116*
Figura 50: Diseño propuesta simulado con el programa JK SimBlast 2.11.3. ..... *117*
Figura 51: Diseño de carga con MEQ73 aislado con Air Deck y doble iniciación. *118*
Figura 52: Dirección de ondas de choque. *119*
Figura 53: Histograma y polígono de frecuencia de granulometría P80 del año 2019- Línea base. *124*
Figura 54: Histograma de frecuencia de granulometría P80. ..... *125*
Figura 55: Análisis de diseño histórico y diseño propuesto. *126*
Figura 56: Vista perfil de proyecto en prueba 3085-624. ..... *127*
Figura 57: Proceso de carguío proyecto 3085-624. ..... *128*
Figura 58: Reporte de diseño de amarre. *129*
Figura 59: Reporte de diseño de desplazamiento. *130*
Figura 60: Reporte de diseño de burden alivio en taladros. *131*
Figura 61: Desarrollo de disparo de proyecto 3085-624. ..... *132*

Figura 62: Post disparo de proyecto 3 085-624. ..... *132*
Figura 63: Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 21/01/2020. ..... *136*
Figura 64: Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 22/01/2020. ..... *137*
Figura 65: Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 23/01/2020. ..... *138*
Figura 66: Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 24/01/2020. ..... *139*
Figura 67: Curva granulométrica de porcentaje P80 obtenidos de campo. *141*
Figura 68: Histograma porcentaje acumulado P80 procesado. *142*
Figura 69: Incremento de DigRate respecto al Histórico. *144*
Figura 70: Incremento de TMSD respecto al histórico. *145*

ABREVIATURAS

***%**: Porcentaje*

***γ**: Peso específico.*

***B**: Burden*

***BA**: Andesita basáltica*

***E**: Espaciamiento*

***g/cm³**: Gramos por centímetro cúbico*

***GPa**: Gigapascales*

***IA**: Andesita intrusiva*

***IA-SIL**: Andesita intrusiva silícea*

***Kbar**: kilo bar*

***kJ/kg**: Kilojulios por kilogramo*

***KPI**: Key Performance Indicator*

***l/kg**: Litros por kilogramo*

***LP**: Latita porfirítica*

***Ma:** Millón de años*

***m.s.n.m.**: Metros sobre el nivel del mar*

***m/s**: Metros por segundo*

***M1**: Parámetros de roca intacta*

***MEQ73**: Mezcla explosiva Quantex 73*

***mm**: Milímetro*

***MPa**: Mega pascales*

***n**: Porosidad*

***P80**: Pasante al 80%*

***in:** Pulgadas*

***RMR**: Rock Mass Rating*

***RP**: Riolita porfirítica*

***RQD**: Rock Quality Designation*

***t/h**: Toneladas por hora*

***t/m^3**: Toneladas por metro cúbico*

***TI**: Resistencia a la tracción de índice de roca intacta*

***TMSD**: Toneladas métricas diarias secas*

***Ts-Ch**: Formación postmineral Chuntacala*

***Ts-Vs**: Formación postmineral volcánico*

***U.M.:** Unidad minera.*

***UCS**: Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.*

***US$/Año**: Dólares por año*

***US$/Día**: Dólares por día*

***US$/Mes**: Dólares por mes*

***UTM**: Universal Transverse Mercator*

***Vp**: Velocidad onda primaria*

***Vs**: Velocidad onda secundaria*

***WI**: Work Index, índice de trabajo.*

INTRODUCCIÓN

En la unidad minera Cuajone, se realizan trabajos de perforación y voladura en la fase 6B2, en roca clasificada como IA-SIL (Andesita Intrusiva Silícea) roca mineralizada, presenta parámetros de voladura del año 2019, diámetro de taladro de 12,25 in, malla de perforación con burden de 7,4 m x 8,5 m de espaciamiento y granulometría con P80 de 7,35 in, como resultado de la granulometría en los siguientes procesos unitarios presenta un DigRate de 9 112 t/h y en planta con 91 765 TMSD.

Como propuesta de mejora, se redujo el diámetro del taladro a 11 in, se distribuyó correctamente el diseño de carga y se optimizaron las dimensiones del diseño de la malla de perforación con un burden de 5,7 m x 6,5 m de espaciamiento, posteriormente se utilizó el programa JK SimBlast 2.11.3 para ejecutar simulaciones con los nuevos parámetros obtenidos y observar el comportamiento de los halos de energía y predecir la granulometría.

Como mejora continua en la operación unitaria binomial de perforación y voladura, se aplicó el método Air Deck intermedio, para optimizar la fragmentación de roca IA-SIL en zona Stemming de taladros de producción, y así obtener una granulometría menor a la histórica, en la cual alcanza un target promedio P80 de 5,43 in. Como resultado de la granulometría se incrementó el DigRate en un 9.7%, y en planta TMSD en 2.57%.

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción y Formulación del Problema

Como mejora continua en toda actividad minera se pretende reducir los costos operativos y maximizar la producción de extracción de minerales a través de un adecuado proceso de perforación y voladura para lograr una buena fragmentación. La eficiencia de estos procesos es muy importante, debido a que la producción y operación óptima de la mina dependen de estos.

En la unidad minera Cuajone, se realizan trabajos de perforación y voladura en la fase 6B2, en roca clasificada como IA-SIL (Andesita Intrusiva Silícea), roca mineralizada que presenta una granulometría histórica con *target* de P80 de 7,35 in en zona *Stemming* de taladros de producción. Como resultado de la granulometría en los procesos unitarios se logra una producción con un margen diario en planta de 89 468 TMSD (Toneladas Métricas Secas Diarias).

Como mejora continua en la operación unitaria binomial de perforación y voladura, se aplica el método *Air Deck* intermedio, para optimizar la fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone, y obtener una granulometría menor a la histórica, en el cual alcanza un promedio P80 de 5,43 in.

1.1.1. Interrogante General

¿Cómo se aplica el método *Air Deck* intermedio para optimizar la fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone?

1.1.2. Interrogantes Específicas

- ¿Cómo se realiza el diseño de carga explosiva con doble iniciación para una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone?

- ¿Cómo se diseña la malla de perforación para obtener una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo General

Aplicar el método *Air Deck* intermedio para una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

1.2.2. Objetivos Específicos

- Realizar el diseño de carga explosiva con doble iniciación para una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

- Diseñar la malla de perforación para una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

1.3. Justificación e Importancia

La operación unitaria binomial de perforación y voladura es el primer proceso de minado del ciclo de operaciones minero metalúrgico, que da inicio al proceso de fragmentación de la roca a un tamaño adecuado y procede a las otras operaciones unitarias, por lo tanto, es importante aplicar la mejora continua en el proceso de perforación y voladura a fin de lograr una menor granulometría para reducir costos en

procesos posteriores y así mejorar la rentabilidad.

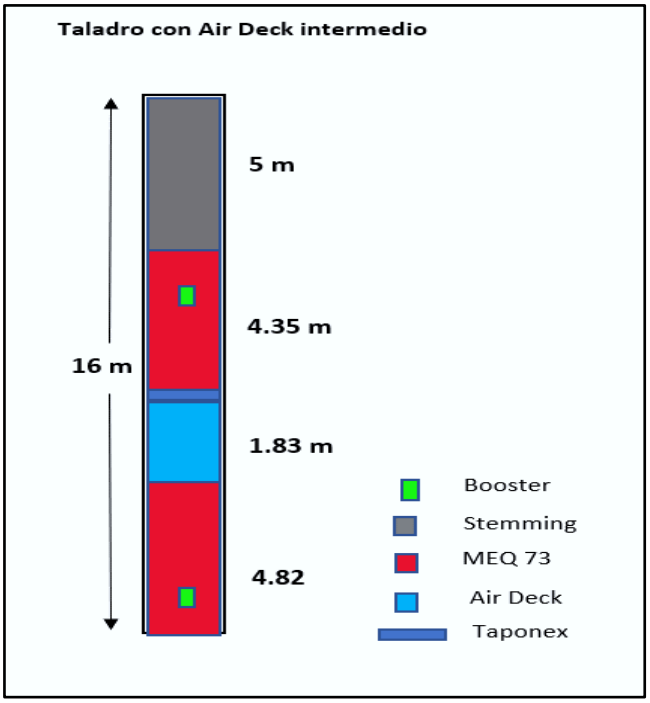
Por otro lado, muchos investigadores a nivel mundial han demostrado que la fragmentación obtenida como resultado de las operaciones mineras unitarias de perforación y voladura tiene un impacto directo en el costo total en operaciones mineras. Es decir, se tiende a invertir más en kilogramos de explosivos, ya que los demás procesos tienen mayor costo en términos de kilowatts por hora en las operaciones mineras.

Existen muchos métodos para poder fragmentar el macizo rocoso en minería superficial y subterránea, así como en obras civiles. Se realizan estudios preliminares del comportamiento del macizo rocoso para obtener una fragmentación requerida, tomando en cuenta la selección adecuada del explosivo, diseño de malla de perforación, selección de broca entre otros, considerando efectos de voladura como la estabilidad de taludes, *Fly Rock* y vibraciones, estos son estudios importantes que se realizan con la finalidad de no causar daños personales o materiales en las operaciones mineras.

En las operaciones de perforación y voladura, los responsables de generar la fragmentación requerida, tienen como principio de ingeniería realizar mejoras en sus procesos de voladura, para ello se aplican diferentes métodos, considerando los estudios del comportamiento de rocas, los explosivos y los diseños. El método de *Air Deck* tiene diferentes objetivos según su aplicación, como taladros de precorte, taladros de amortiguación y taladros de producción, se generan diseños adecuados para cada comportamiento del macizo rocoso.

En el presente estudio se aplica el método *Air Deck* intermedio con doble iniciación, utilizando mezcla explosiva Quantex 73, con diámetro de taladro 11 in, distribución de carga explosiva con 700 kg por taladro y reducción del taco en el taladro a 5 m, para así mejorar la fragmentación de roca en zona *Stemming* de taladros de producción. En la Figura 1 se describe el método *Air Deck*.

Figura 1:
Diseño propuesto con Air Deck intermedio y diseño de carga.



La aplicación del método *Air Deck* intermedio, logra una óptima fragmentación en zona *Stemming* de taladros de producción en roca tipo IA-SIL con un *target* de P80 a 5.43 in implicando un ligero incremento de costo en el proceso de perforación y voladura, debido a la reducción de malla de perforación y el aumento de taladros.

Con la aplicación del método *Air Deck* se logra los siguientes beneficios:

- Con el óptimo diseño de carga y malla se obtiene un máximo aprovechamiento de energía en la columna explosiva.
- Reducción de carga explosiva por taladro.
- Eliminación de voladuras secundarias (bolonerías) en zona de *Stemming*.
- Mejora de tiempos de carguío (palas – camiones).
- Incremento en el procesamiento de chancado y molienda.

- Beneficio global en toda la cadena de valor desde mina a planta.
- Incremento de la ganancia total neta.

1.3.1. Propósito Académico y Utilidad Social

El presente trabajo de investigación permite ampliar los conocimientos de los estudiantes universitarios, profesionales e interesados que están inmersos en el sector minero o afines. El método *Air Deck* intermedio puede reducir la granulometría evitando voladuras secundarias en cualquier operación de extracción de mineral y reduce costos por consumo de energía en chancadoras y moliendas.

1.3.2. Relevancia Social

La presente investigación desarrolla la aplicación del método *Air Deck* intermedio y constituye una alternativa de solución para incrementar la eficiencia de los procesos productivos de las diferentes unidades mineras, obras civiles entre otros. Los resultados permiten optimizar los procesos de fragmentación y aprovechar la distribución de la mezcla explosiva con cámara de aire intermedia. Este método al ser más eficiente, reduce el tiempo de procesos posteriores como voladura secundaria, chancado y molienda que tienen un elevado consumo de energía para su realización. En consecuencia, el método *Air Deck* permite que las operaciones mineras sean más amigables con el medio ambiente; asimismo reduce la huella de carbono proveniente del consumo de energía y se optimiza el tiempo de los siguientes procesos productivos.

1.3.3. Técnica

En el desarrollo de la presente investigación se emplearon los medios y técnicas de manejo de datos de manera profesional utilizando como herramienta principal el programa *JK SimBlast* 2.11.3, el cual simula los parámetros de perforación y voladura con el objetivo de determinar el diseño más eficiente.

1.3.4. Económica

En la operación unitaria binomial de perforación y voladura, una fragmentación óptima se logra aplicando correctamente los siguientes parámetros de voladura: diseño de carga, diseño de malla, diseño de cámara de aire, diseño de taco, selección de diámetro de broca y conocimientos del macizo rocoso. Al obtener los mejores parámetros se logra reducir los costos en cada proceso productivo minero, generando un rendimiento económico eficiente y un incremento de la rentabilidad global del proyecto.

1.3.5. Utilidad Metodológica

La aplicación del método *Air Deck* intermedio con doble iniciación, logra obtener una fragmentación óptima en zona de *Stemming* de taladros de producción de tipo de roca IA-SIL, constituye una alternativa de ingeniería más eficiente y cumple con la mejora continua del proceso de perforación y voladura.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

El método *Air Deck* intermedio logra una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona de *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

1.4.2. Hipótesis específicas

a) El diseño de carga explosiva con doble iniciación produce una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

b) El diseño de malla de perforación es un factor importante en la fragmentación de roca óptima de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

1.5. Variables

1.5.1. Variable Independiente

Aplicación del método *Air Deck* intermedio y doble iniciación para optimizar la fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

Indicadores

- Diseño de *Air Deck*
- Selección de diámetro de broca.
- Diseño de carga.
- Diseño de malla de perforación.

1.5.2. Variable Dependiente

Fragmentación óptima de roca IA-SIL en zona de *Stemming* de taladros de producción, con la aplicación del método *Air Deck* intermedio con doble iniciación en la unidad minera Cuajone.

Indicadores

- Granulometría.
- *DigRate.*
- Tonelaje Métricas Secas Diarias (TMSD).
- Beneficio económico global.

Tabla 1:

Operacionalización de variables.

TIPO DE VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DIMENSIONES	INDICADORES	HERRAMIENTAS
VARIABLE INDEPENDIENTE Aplicación del método *Air Deck* intermedio y doble iniciación para optimizar la fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción, en la unidad minera Cuajone.	*Air Deck*, consiste en colocar una cámara de aire en la carga del explosivo y por debajo de otra carga explosiva hasta el taco dentro de una columna de carga, hasta el sello inerte del taco (EXSA S.A., 2019, p. 247).	● *Air Deck* ● Selección de diámetro de la broca. ● Diseño de carga. ● Diseño de malla de perforación.	1,83 m Estándar: 11 in. MEQ 73 Carga inferior = 370 kg Carga superior=330 kg Espaciamiento = 6,5 m *Burden* = 5,7 m	Cálculos matemáticos. Selección según datos de línea base. Cálculos matemáticos Modelo Matemático
VARIABLE DEPENDIENTE Fragmentación óptima de roca IA-SIL en zona de *Stemming* de taladros de producción, con la aplicación del método *Air Deck* intermedio con doble iniciación en la unidad minera Cuajone.	Fragmentación, comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión mecánica de rocas y otros (EXSA S.A., 2019, p. 107).	● Granulometría ● Velocidad de excavación ● Tonelada Métrica Seca Diaria. ● Beneficio Mina-Planta	Regular: P80 ≥ 5,43 in. Óptimo: P80 ≤ 5,43 in. t/h TMSD US$/Año	Programas *JK SimBlast* 2.11.3, y WipFrag. Programa Split Online Data planta. Cálculos Financieros.

II. MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

2.1.1. Internacionales

Music (2007), evalúa la eficiencia general y los actuales estándares de voladura de desarrollo en los procesos productivos de la mina El Teniente de Codelco Chile. Describe un conjunto de variables que interactúan en la voladura a fin de adaptar y desarrollar técnicas que permitan una correcta evaluación en el proceso, antes, durante y después de la operación. Así también se realiza una adecuada cuantificación y revisión del daño que la voladura puede producir, se determina un diseño óptimo haciendo uso de dos metodologías aplicadas: la primera acerca del análisis del registro de vibraciones producto de las voladuras, a través de la cual se cuantifica su comportamiento con respecto al macizo rocoso y su efecto sobre el contorno; la segunda es la relacionada con la implementación del disparo en sí. Como resultado final se elaboró una propuesta de diseño de tronadura alternativo en el nivel de producción, de la cual se pueden esperar impactos importantes en la operación, tales como: reducción del número de perforaciones por disparo en 10%, reducción de la sobre excavación de un 24% a un 6%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo, disminución de los costos directos de perforación y tronadura.

Garrido (2020), demuestra cuantitativamente que la velocidad de detonación y presión cambia a lo largo de este espacio, incluyendo mediciones de estas variables además de resultados de fragmentación, eyecciones y vibraciones. Para lograr realiza una voladura en una mina de hierro en Chile, dividiendo la malla en una zona con cámaras de aire y otra sin cámaras de aire, generando espacios donde utiliza un producto innovador, el PARAPLUG®, comercializado por la empresa FERRADA BLAST SpA. mostrando una disminución en los parámetros velocidad y presión, a medida que se sube por la cámara de aire, es decir, la velocidad y presión finales en el

pozo son menores que para una tronadura convencional. La fragmentación se redujo en la zona con cámara de aire respecto a la zona sin cámara de aire, con P80 de la malla general en un 3,7%. Los resultados de vibraciones en la zona con cámara de aire son 36% menores y a través de imágenes se puede ver una disminución en las eyecciones de taco y emanación de polvo.

2.1.2. Nacionales

Catacora (2015), escribe la evaluación del manejo de área de voladura a través de pruebas de campo, evalúa el procedimiento de carguío y amarre de las mallas de voladura. Consigue la optimización del proceso de voladura de la mina Pierina. Concluye que los espaciamientos de aire logran que la energía producida al detonarse la MEC se transmita mejor y genere que los esfuerzos sean mejor distribuidos. El uso del método *Air Deck* genera que los gases ejerzan una presión sobre las paredes de los taladros por un lapso de tiempo más largo. El resultado fue un P80 de 8,4 in en mineral y 9,2 in en desmonte. Los parámetros obtenidos se encuentran dentro del rango solicitado por el área de chancado. Según el resultado se reducen los costos por voladura en 0,02$/t en mineral y desmonte.

Machuca (2018) analiza y evalúa las voladuras convencionales con respecto al *Dig Rate*. Realiza pruebas de voladura con dispositivo Cartuflex, efectúa ensayos de voladura con el dispositivo Aquadeck, compara los costos y el ahorro anual utilizando cámaras de aire. Concluye que el resultado de cámara de aire incrementa el *Dig Rate* en mina Yanacocha. Realizó pruebas usando Cartuflex incrementando el *Dig Rate* en 35% y con Aquadeck, incrementando el *Dig Rate* en 85%.

León y Alva (2020), el autor pretende reducir los costos operativos en la voladura controlada aplicando el método *Air Deck Pre-Splitting*, compara los costos de los métodos utilizados en voladura controlada y determina el método más óptimo. A su vez coteja las ventajas y desventajas entre métodos de perforaciones en línea y el método *Air Deck Pre- Splitting* en voladura controlada en términos de vibraciones,

porcentaje de *Over break* y *Fly Rock*. Finalmente establece que el método *Air Deck Pre-splitting* produce mejores resultados en términos de fragmentación y uniformidad. En comparación con el método tradicional, se obtuvo un ahorro de costos en voladura controlada de 0,11 $/t en mineral y 0,6 $/t en desmonte. Para evitar el sobrefracturamiento lateral o el *back break* de la roca remanente se utilizó el método de voladura controlada llamado precorte *Air Deck* y la emulsión gasificada AP-73Q. El nitrógeno presente en la mezcla pasa a ser nitrógeno molecular, siendo estable y no generando óxidos nitrosos, los resultados de fragmentación donde se realizó la detonación fue más homogénea y los esfuerzos fueron mejor distribuidos.

Bazán & Pino (2021), el tesista evalúa el método de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura, determina la productividad de la pala PH4100A, modifica el diseño de voladura inicial utilizando cámara de aire de doble iniciación y evalúa los beneficios del uso de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura. Como resultado del planteamiento concluye que, después de ejecutar cuatro diseños, el último ensayo de carga satisface el alcance de la investigación obteniendo un P80 de 11,85 in y un *Dig Rate* de 7 293 t/hr, y obtiene así una mejor productividad de la pala PH4100A.

2.1.3. Locales

Quispe (2018), el autor optimiza los costos unitarios de las operaciones de detonación de la mina por medio de la aplicación de explosivo gasificado asociado al efecto de la mecánica de rotura, teniendo en consideración los conceptos geomecánicos del macizo rocoso. Los resultados tienen implicancia en los procesos de chancado, acarreo y carguío, lo cual repercute en la reducción de costos globales. Concluye que un conveniente diseño de perforación, parámetros de perforación y voladura, y geometría de diseño adecuados, resultan en una mejor fragmentación. La aplicación de mezcla explosiva gasificada permite efectuar voladuras masivas, aumentando el número de taladros por proyecto de voladura. En consecuencia, los resultados granulométricos de fragmentación han generado incrementos en la productividad con la aplicación de la

tecnología explosiva Quantex en los diseños de voladura de la mina Toquepala, a su vez la generación de humos naranjas y gases nitrosos se ha mitigado en un 90%.

Flores (2019), analiza los parámetros de voladura, el coeficiente de uniformidad, el tamaño máximo del producto de un disparo y la diferencia la variación porcentual del tamaño del material manejando distintos parámetros de voladura. Se establece el factor de potencia en un disparo en la zona de mineral y se obtiene el porcentaje de dureza de la zona de mineral disparada en mina, concluyendo que la fragmentación del disparo en el proyecto 3 190-632 resultó ser menor que todos los proyectos anteriores analizados. La aplicación de emulsión 70/30 logró producir una fragmentación de 6,2 in, que genera menores costos debido a que la relación 80/20 demanda mayor consumo de emulsión. El estudio concluye que el factor de potencia de 0,21 produjo una gran cantidad de material volado y una menor cantidad de explosivo utilizado.

2.2. Bases Teóricas sobre el Tema de Investigación

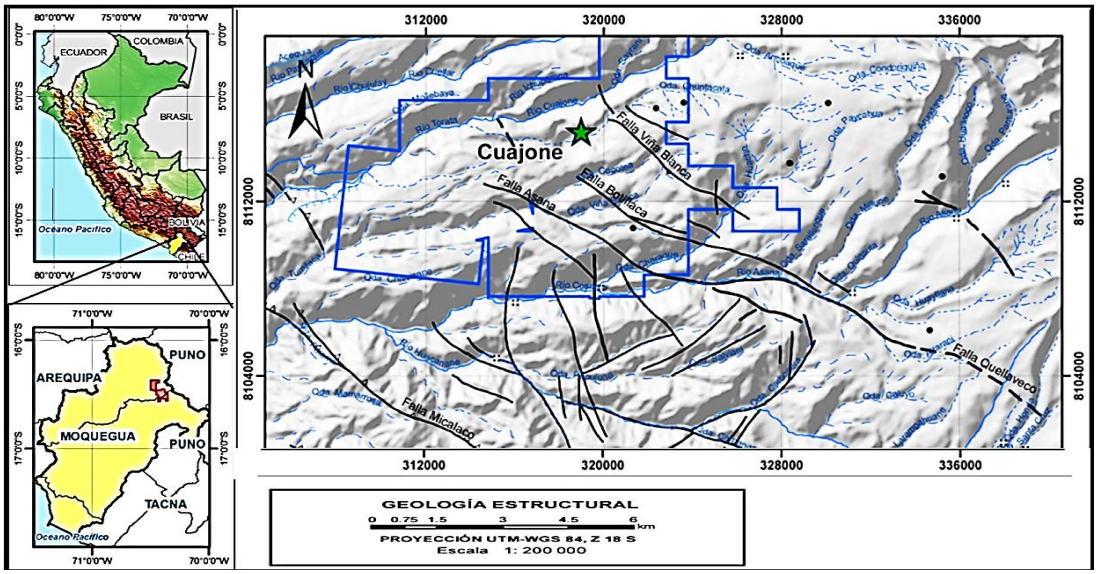
2.2.1. Generalidades

Ubicación

La unidad minera Cuajone se encuentra demarcada en el distrito de Torata, en la provincia Mariscal Nieto, departamento de Moquegua, entre los cuadrángulos 34U y Moquegua (35U), ubicado en la zona UTM 19, con coordenada central; 318 000 Este, 8 114 842 Norte. Geográficamente, la unidad minera Cuajone se encuentra a 17°02´ latitud sur y 70°42’ latitud oeste con elevación de 2950-3880 m.s.n.m. El yacimiento minero es de tipo pórfido de cobre y se encuentra oficialmente registrado en el catastro minero con la denominación “Acumulación Cuajone”, propiedad de la empresa Southern Perú Copper Corporation. A continuación, se presenta la Figura 2 que muestra la ubicación geográfica de la mina. (INGEMMET, 2018, p. 4)

Figura 2:

Ubicación geográfica de la unidad minera Cuajone.



Nota. Mapa del yacimiento minero Cuajone, figura modificada de INGEMMET (2018).

2.2.2. Accesibilidad

La ciudad de Moquegua cuenta con un pequeño aeropuerto al que no llegan aviones comerciales por lo que se debe acceder desde la ciudad de Lima a través de vía aérea hasta las ciudades de Arequipa y Tacna y se debe continuar por carretera a la ciudad de Moquegua. La accesibilidad a la unidad minera Cuajone se describe en la Tabla 2.

Tabla 2:

Ruta de acceso a la unidad minera Cuajone.

Recorrido	Distancia	Transporte
Lima – Moquegua	1 146 km	Vía aérea – Terrestre
Arequipa – Moquegua	227 km	Vía Terrestre
Tacna – Moquegua	160 km	Vía Terrestre
Moquegua – Cuajone	45 km	Vía Terrestre

2.2.3. Clima

El yacimiento minero Cuajone presenta un clima desértico con temperaturas comparativamente variables durante el día y la noche, presenta corrientes de vientos helados provenientes de la Cordillera Occidental. En los meses de diciembre a marzo se muestra la temporada de lluvias, acompañadas de una densa neblina, la cual repercute en la visibilidad de las operaciones. Los tiempos más secos del año se presentan entre abril y noviembre, meses en los que durante la noche se presenta un clima frío y vientos helados, durante este período las temperaturas suelen bordear los 10°C. El clima es comúnmente soleado, haciendo notar las estaciones frías durante la noche (Llacma, 2017, p. 24).

2.2.4. Método de explotación

Las operaciones en la unidad minera Cuajone se desarrollan con el método de explotación a cielo abierto (*Open Pit*), en dos turnos de 12 horas por día, con un área de explotación aproximadamente de 2,7 km de longitud (N - S) y 2.5 km de ancho (E - W), con una profundidad de 900 metros.

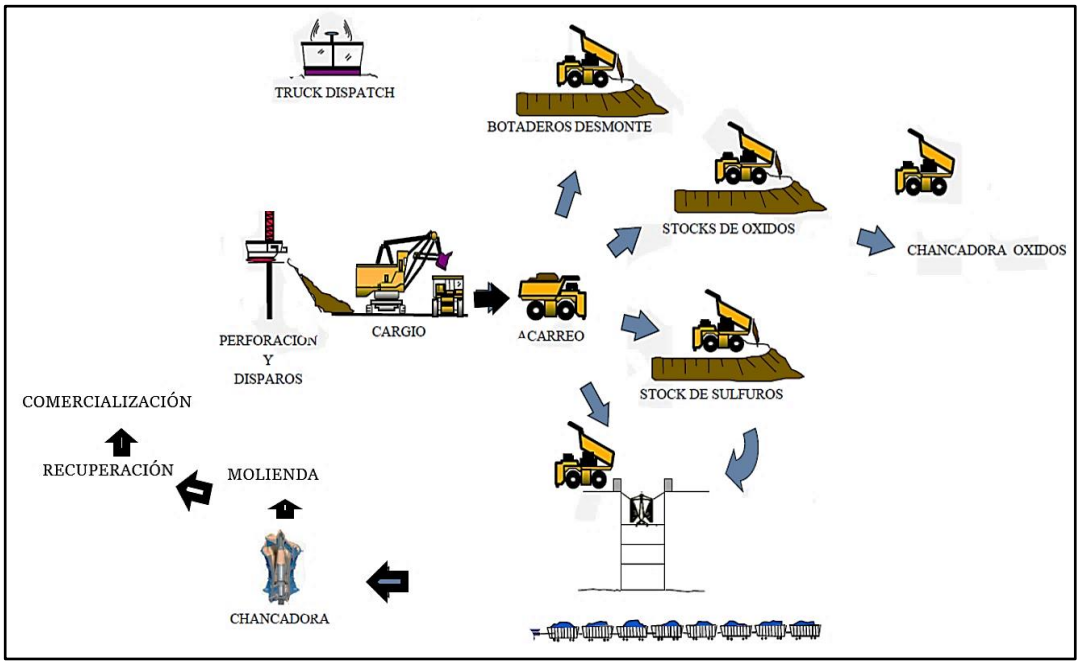
La operación minera cuenta con bancos operacionales de 15 m de altura cada uno y el nivel superior llega a los 3 850 m.s.n.m., mientras que el nivel inferior llega a los 2 950 m.s.n.m. El ángulo interrampa es de 38°- 49° con un gradiente de 10%.

2.2.5. Actividad o ciclo de minado

El ciclo de minado de la unidad minera Cuajone comienza con la fragmentación que es el primer proceso unitario binomial de perforación y voladura hasta la venta de mineral. En la Figura 3 se ilustra el proceso de minado.

Figura 3:

Flujo de los procesos de minado de la unidad minera Cuajone.



Nota: Procesos unitarios del ciclo de minado de la unidad minera Cuajone, figura tomada de Flores (2019, p.9).

2.2.6. Perforación

En el área de perforación, para realizar taladros primero se debe consultar el plan de minado, el diseño de las mallas de perforación, y se debe evaluar la calidad del macizo rocoso. De acuerdo a los resultados de estas evaluaciones se usan perforadoras de diferentes diámetros para diferentes propósitos como taladros, de precorte, *buffer* y producción. cómo se visualiza en la Figura 4.

La unidad minera Cuajone cuenta con 6 perforadoras rotativas eléctricas entre las marcas P&H y Bucyrus Erie de los modelos 49HR y 39HR. El manejo de estos equipos está en el rango de 89% llegándose a perforar 100 000 metros al mes, la productividad diaria por equipo es de 700 metros perforados.

Figura 4:
Proceso de perforación rotativa en la unidad minera Cuajone.



Nota. Perforadora rotativa eléctrica, figura tomada de Banegas (2018, p.13)

2.2.7. Voladura

La unidad minera Cuajone utiliza la mezcla explosiva Quantex 73 (70% Emulsión gasificada, 30% Nitrato Quantex), la emulsión es sometida a un proceso de gasificación mediante la aplicación del aditivo Nitrito de Sodio el cual forma burbujas de aire dentro de la emulsión las cuales funcionaran como puntos calientes durante el proceso de detonación aumentando la energía y poder rompedor del explosivo.

Figura 5:
Proceso de voladura en la unidad minera Cuajone.



Nota: Voladura en banco, Figura tomada de Flores (2019, p.10).

2.2.8. Carguío

Se realiza con 6 palas eléctricas de capacidades de cucharon de 42 a 73 yd^3, el modelo de pala P&H 2800 se ubica en el fondo del tajo, esta pala es utilizada en zonas de mineral conjuntamente con el cargador frontal Letorneau proporcionando la mezcla diaria de acuerdo a las leyes y durezas según los planes programados. En la Figura 6 se visualiza uno de estos equipos.

Figura 6:
Pala eléctrica de la unidad minera Cuajone.



2.2.9. Transporte

El transporte tiene el rol importante de trasladar el mineral/desmonte, el mineral se transporta por fajas hacia la chancadora y por camiones a stock o botadero. En la unidad minera Cuajone se usan camiones mineros diésel con capacidades que varían entre 150 a 450 t, tal como se muestra en la Figura 7.

Figura 7:
Camión minero de la unidad minera Cuajone.



2.3. Geología regional

Geomorfológicamente se puede diferenciar: La Cordillera de la Costa, la Llanura Costanera, el Flanco Andino y la Cadena de Conos Volcánicos. Estas áreas geomorfológicas se encuentran emplazadas longitudinalmente de sureste a noroeste y se hallan limitadas mayormente por la altitud, relieve, el clima y la geología. En la Figura 8 se representa la geología regional.

2.3.1. Formación Chocolate

Aflora principalmente en la Cordillera de la Costa y se presenta como una alternancia de derrames de brechas y tufos con capas de calizas marrones. Esta formación pertenece al Liásico (Jurásico) y está datada entre 190 y 150 Millones de Años (MA) de antigüedad.

2.3.2. Grupo Toquepala

Se presenta como una alternancia potente de rocas mayormente volcánicas con intercalación de sedimentos clásticos gruesos. En la base se tiene una secuencia de

derrames, brechas de flujo y piroclásticos de composición andesítica, dacítica y riolítica de la formación Toquepala a la que se superpone discordantemente una secuencia intercalada de conglomerados y areniscas gruesas pertenecientes a la formación Inogoya.

2.3.3. Formación Moquegua

Se depositó en la depresión tectónica formada entre los cerros de la Cadena Costanera y al pie del Frente Andino. Sobreyace discordantemente en forma parcial al Grupo Toquepala y a los intrusivos de la Cadena Costanera y del Batolito del Sur del Perú. Se atribuye su origen a un prolongado período de erosión en el Terciario (Oligoceno a Mioceno inferior).

2.3.4. Formación Huaylillas

y Formación Chuntacala Ambas formaciones serán descritas detalladamente en la geología local.

2.3.5. Formación Capillune

Es una sucesión de conglomerados, areniscas, arcillas y tufos que sobreyacen discordantemente a la formación Huaylillas y formación Chuntacala. Se les atribuye una edad pliocénica superior. Por la naturaleza de los sedimentos se ha determinado que se depositaron en un ambiente

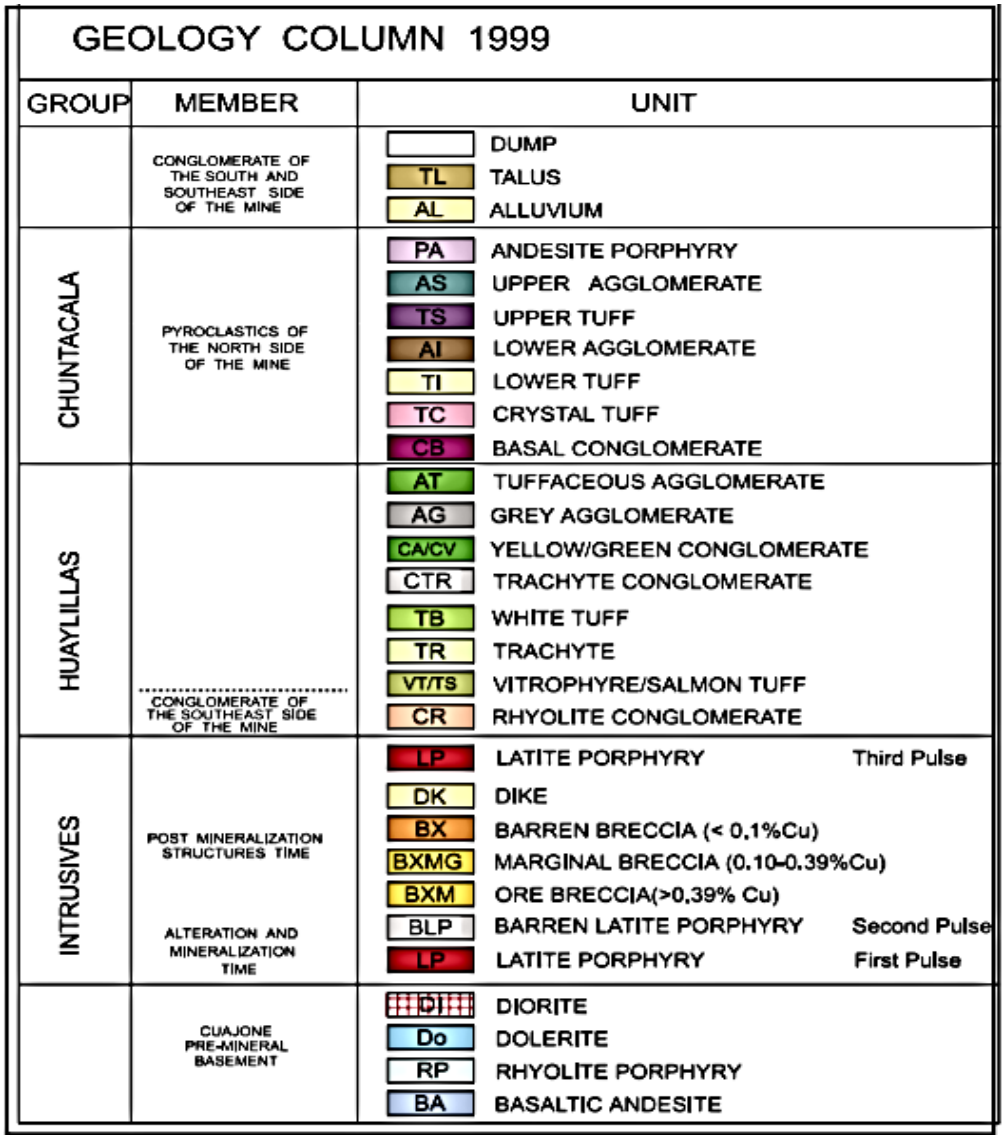
2.3.6. Formación Barroso

Serie de rocas y derrames volcánicos compuestos de andesitas, traquitas, y traquiandesitas intercaladas con brechas de flujo, piroclásticos y aglomerados. Conforman principalmente la Cadena de Conos Volcánicos o Cordillera Occidental de los Andes. Sobreyace en discordancia paralela a la Formación Capillune. Se le asigna una edad Terciario superior-Cuaternario (plioceno-pleistoceno).

2.3.7. Depósitos Cuaternarios

Principalmente en los lechos de los ríos, quebradas y laderas de cerros; se han depositado acumulaciones, aluviales y coluviales de variada composición y tamaño

Figura 8:
Geología regional de la unidad minera Cuajone



Nota: zonificación de la geología unidad minera cuajone.

2.4. Geología estructural

La tendencia estructural en el sur del Perú es predominantemente de orientación noroeste – sureste tal y como se puede apreciar en la Fosa Oceánica del Pacífico, El Batolito de la Costa, la Depresión Tectónica formada entre los cerros de la Cadena Costanera y el Pie del Frente Andino, el Flanco Occidental de los Andes y las grandes Fallas Regionales como es el caso de Incapuquio, Micalaco, Viña Blanca y Botiflaca.

2.4.1. Falla Micalaco

Aflora en las inmediaciones de la mina Toquepala entre el pueblo de Micalaco y la quebrada Cortadera. Tiene un afloramiento de 21 km de longitud y llega a tener potencias de hasta 500 m, principalmente en zonas de cizallamiento. Su buzamiento es subvertical y está mayormente rellenada por cuarzo, turmalina, sulfuros, diques, brechas y ligera alteración hidrotermal. Esta estructura se encuentra limitando la mineralización en el sector sur de la mina Toquepala con un rumbo de N 70º W.

2.4.2. Falla Viña Blanca

Tiene un afloramiento aproximado de 5.5 km en la Riolita Porfirítica a 3 km al este-sureste de la mina Cuajone. No atraviesa a las rocas volcánicas postminerales de la formación Huaylillas, lo cual indica que sucedió probablemente en el Terciario inferior y no ha tenido reactivaciones posteriores. Tiene una dirección predominante de N 70º W y un buzamiento preferencialmente subvertical. Se presenta como una serie de estructuras paralelas y sinuosas que varían en potencia hasta 2 m, pero que en conjunto pueden llegar hasta 20 m. El relleno está mayormente conformado por rocas, brechas o fragmentos de rocas de diferente y variada composición.

2.4.3. Falla Botiflaca

Aflora aproximadamente a 2.5 km al suroeste de la mina Cuajone en forma sinuosa con una longitud de aproximadamente 20 km cruzando las quebradas de

Cocotea y Torata. Tiene un rumbo general de N 60º - 80º W y buzamiento subvertical. La potencia llega hasta 40 m (Manrique y Plazolles 1974) y está compuesta por roca intensamente fracturada, brechas heterolíticas con fragmentos subangulares a subredondeados. Atraviesa rocas pertenecientes al Grupo Toquepala y por posibles reactivaciones posteriores también atraviesan rocas postminerales volcánicas pertenecientes a la formación Huaylillas.

2.5. Geología local.

El depósito de pórfidos de cobre de la unidad minera Cuajone ha sufrido una intensa alteración hidrotermal como es el caso de la mayoría de estructuras mineralizadas de pórfidos. Esta alteración ha destruido parcial y totalmente la textura original de las rocas de caja y la agrupación mineralógica en las rocas premineral e intrusivas en Cuajone.

La geología local del yacimiento está mayormente conformada por rocas volcánicas que se han depositado desde fines del período Cretácico hasta la actualidad, las cuales son las de mayor antigüedad (Mamani, 2019, pp.13-14).

2.5.1. Litología

2.5.1.1 Basamento premineral Cuajone

Las rocas más antiguas son la riolita porfirítica (RP) y la andesita basáltica (BA). Estos son los miembros inferiores de los volcánicos del Grupo Toquepala con una antigüedad entre 80 y 60 Ma (Cretáceo). De acuerdo a las características, existe una correlación de estos flujos volcánicos con otros miembros del grupo encontrados en Quellaveco y Toquepala.

- **Andesita basáltica (BA)**

Esta corresponde a una secuencia de flujo lávico que pertenece a los Volcánicos Paralaque del Grupo Toquepala. Se encuentra constituida en gran parte por rocas de

color gris verdosa a negra, dependiendo del grado de alteración. El color de esta formación corresponde a la superposición de biotita secundaria hidrotermal de origen. Presenta una textura que varía de fanerítica holocristalina de grano fino a porfirítica.

Los fenocristales son subhedrales a euhedrales y están constituidos mayormente por plagioclasas, en menor cantidad por hornblenda. Mientras más cerca del cuerpo mineralizado se encuentren se observa mayor cantidad de biotitas secundarias y en la mayoría de los afloramientos se detecta un débil magnetismo.

- **Andesita intrusiva (IA)**

La andesita intrusiva se conforma de granos de hornblenda, plagioclasas, biotita y cuarzo. Se observa de color gris verdosa y posee una textura equigranular frecuentemente.

- **Riolita porfirítica (RP)**

Está conformada por un flujo ácido porfirítico con textura marcada con abundantes fenocristales de cuarzo con dimensiones variables de hasta 2 mm de diámetro, subredondeados en su mayoría. El núcleo es afanítico, denso y duro con una coloración de gris claro a blanquecino, y se encuentra principalmente por encima de la andesita basáltica con un ligero buzamiento en dirección oeste – suroeste.

Este flujo lávico puede encontrarse hasta los 370 m y actualmente se distribuye en la quebrada Chuntacala por su ladera sur y en la quebrada Torata por su ladera norte. Se correlaciona con el cuarzo Quellaveco perteneciente al volcánico Quellaveco de Grupo Toquepala que aflora en las inmediaciones de la unidad minera Toquepala.

- **Dolerita (DO)**

Representada por un flujo volcánico de color negro, gris verdoso y marrón que corresponde a la dolerita Toquepala. Su textura contiene características porfiríticas con presencia de cristales de plagioclasa aciculares en una matriz afanítica. Está

parcialmente epidotizada en algunas zonas con una potencia de aproximadamente 100 m.

2.5.2. Rocas intrusivas diorita (DI)

- **Diorita (DI)**

Alrededor de 1 a 2 km al oeste de la zona de mineralización se ubica un *stock* de diorita de forma irregular con un eje en dirección de norte a sur. El *stock* atraviesa a la andesita basáltica y casi toda la secuencia del grupo Toquepala.

- **Latita porfirítica (LP)**

El cuerpo intrusivo predominante es un stock de latita porfirítica, el cual se emplaza en el fondo de la mina, cuya extensión promedio es de 2,5 km de largo y 0,7 km de ancho con una dirección de noreste-sureste.

- **Brechas (Bx).**

En la unidad minera Cuajone se distribuyen pequeños afloramientos de brechas los cuales bordean las latitas porfiríticas.

- **Diques (Dx).**

En la unidad minera Cuajone existen diques de 800 m de longitud y, en promedio, poseen una potencia de 3m. Estos están compuestos por latitas porfiríticas con mineralización de pirita.

2.5.3. Volcánicos postmineral

2.5.3.1 Volcánico Huaylilla (Ts-Vh).

La estructura volcánica Huaylilla aflora en el área sureste de la quebrada Chuntacala y en dirección norte del río Torata, el cual está constituido por tobas, conglomerados, vitrofiros, aglomerados y traquitas. Se le ha asignado una edad entre

los 23 y 17 Ma (Mioceno-Plioceno). Presenta potencias de hasta 230 m. en los alrededores de la mina, sobreyace discordantemente a las rocas del Grupo Toquepala e intrusivos.

2.5.3.2 Formación Chuntacala (Ts-ch).

Se presentan volcánicos depositados en la parte central de los valles de Chuntacala y Torata. A esta mineralización se le llama formación Chuntacala y se calcula que tiene una edad de entre 9 a 14 millones de años, correspondiente al período Mioceno.

La formación Chuntacala se compone de conglomerados, flujos volcánicos, tobas y aglomerados; los cuales se han depositado en forma secuencial y también en forma discordante.

2.5.4. Alteraciones hidrotermales

Las alteraciones hidrotermales se producen por cambios en la mineralogía, la química y/o la composición textural de las rocas, se producen a través de factores fisicoquímicos, esencialmente soluciones hidrotermales. Esto es el resultado de un intento de los contactos de las rocas por alcanzar un equilibrio bajo extremas condiciones de temperatura en presencia de agua. Las soluciones reaccionan con las paredes porosas sobre todo a altas temperaturas y remueven sus constituyentes depositando otros.

Los cambios en los contactos pueden ser físicos o químicos y se traducen en reemplazamiento o recristalización de minerales, remoción de componentes químicos, incremento de permeabilidad y porosidad, cambios de color, textura o cocientes isotópicos. En la unidad minera Cuajone se ha designado una zona de alteración hidrotermal de 3 a 4 km de diámetro, mientras más cerca al cuerpo mineralizado nos encontremos, este se intensifica más. Se han observado variaciones internas mayormente influidas por el fracturamiento y la permeabilidad de la roca.

Se han observado alteraciones en los tipos de roca con predominio de cuarzo-feldespato convirtiéndose en fílico-argílicos, y aquellas mineralizaciones que contenían originalmente ferromagnesianos, han sufrido alteraciones a Biotitas y Cloritas. En la Figura 9 se detallan las principales alteraciones en la unidad minera Cuajone y su respectiva ubicación en el área de explotación.

Como base de la clasificación de tipos de minerales "*Ore Types*" en Cuajone se ha considerado la mineralogía dominante con alteración hidrotermal.

a. Alteración potásica. Compuesta principalmente por cuarzo, feldespato potásico, biotita secundaria, magnetita, clorita, yeso/anhidrita, calcopirita, calcita; en cantidades menores ocurren albita, sericita, moscovita y epidota. Esta alteración cuando es intensa llega a obliterar o destruir gran parte de la roca original especialmente en las zonas con fuerte presencia de albita.

b. Alteración fílica. Esta formación se encuentra mayoritariamente conformada por cuarzo-sericita-pirita y se encuentra extensamente distribuida, la alteración fílica es de origen autígeno, debido a que se ha originado a partir de los minerales primarios preexistentes o propios de la composición de la roca, principalmente feldespatos como plagioclasas, feldespato potásico y biotita.

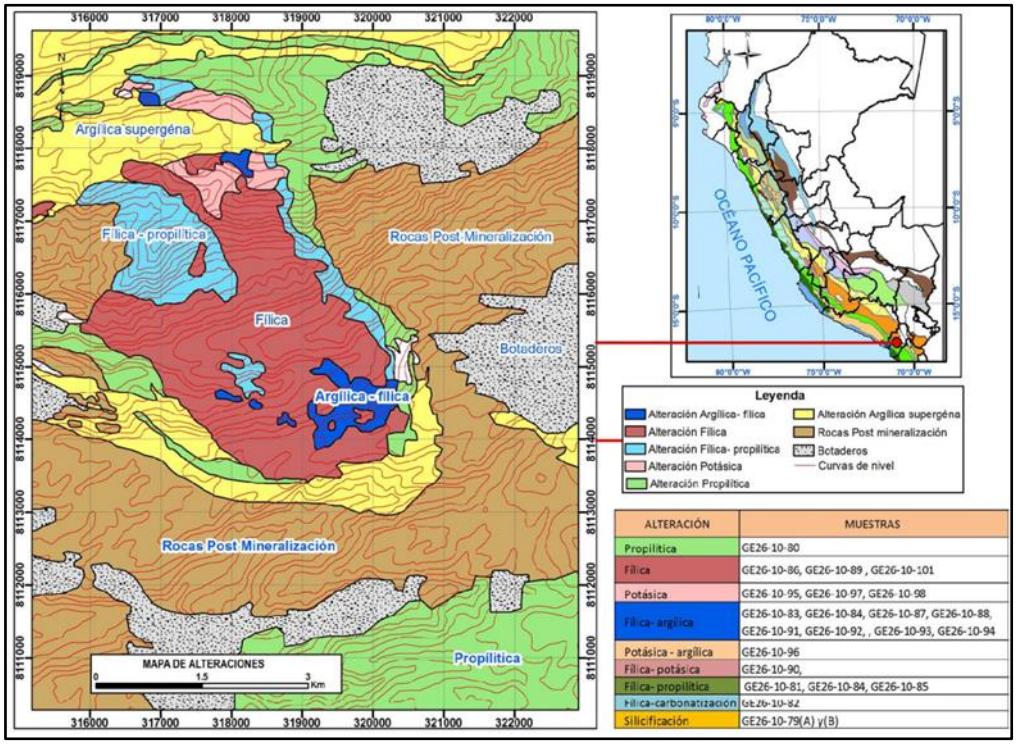
c. Alteración propílica. Las rocas presentan una coloración verde oscuro y un tenue color crema debido a la presencia de feldespatos inalterados. Se compone principalmente por el ensamble de clorita, cuarzo, pirita, calcita, epidota y en menor medida albita. Generalmente se ubican en el borde del yacimiento en donde las rocas presentan un color verdoso debido a la presencia de clorita y epidota.

d. Alteración argílica. La mineralogía más representativa de esta clasificación está conformada por illita, caolinita, alunita, dickita y montmorillonita.

Esta formación se encuentra comúnmente cerca de la superficie, así como en las zonas mineralógicas conformadas por capas de materiales lixiviados, sulfuros

enriquecidos y óxidos. Su presencia se ha observado incluso en la zona transicional marcada por rocas sumamente fracturadas, porosas y permeables. Es posible que parte de esta alteración se deba a la acción hidrotermal, sobre todo en las zonas más profundas (Mamani, 2019, p. 46).

Figura 9:
Alteración hidrotermal de la unidad minera Cuajone.



Nota. Figura tomada de INGEMMET (2018, p.23).

2.5.5. Mineralización

2.5.5.1 Mineralización de cobre.

La zona de mineralización económica de Cuajone presenta un área de extensión máxima de 1,200 x 950 m orientada en sentido NO-SE, en forma de embudo hacia profundidad y con paredes de buzamiento casi verticales. En las actividades de

explotación ya se alcanzaron los límites laterales de los niveles superiores, sin embargo, se pueden encontrar reservas de mineral en los niveles inferiores.

La distribución de la roca mineralizada en Cuajone se distribuye como se aprecia en la Tabla 3.

Tabla 3:

Distribución de la mineralización

TIPO DE ROCA	PORCENTAJE (%)
Andesita Basáltica (BA)	51
Latita Porfirítica (LP)	47
Riolita Porfirítica (RP)	1
Brechas Mineralizadas (Bx)	1
Total	100

Las formaciones tienen típicamente dimensiones regulares, leyes homogéneas y mineralogía simple.

La zona de la BLP (segundo pulso de latita porfirítica y brecha central con inclusiones de latita estéril) representa desmonte interno. Se observa una formación de baja ley en la zona noroeste central de 850 m x 550 m y otra formación en la zona sureste central de 300 m x 200 m aproximadamente.

La mineralización en Cuajone ha sido diferenciada en:

- **Zona lixiviada.**

El cobre entró en solución por medio del H_2SO_4 (Ácido sulfúrico) de baja concentración, lo que produjo la zona lixiviada sobre el depósito, ante la reacción de agua supérgena con pirita.

Ocurre inmediatamente debajo de los volcánicos postminerales en espesores

que varían desde pocos metros en la andesita basáltica al norte del tajo hasta 120 m en el sector sur de la mina en la riolita porfirítica.

En la parte superior del yacimiento minero Cuajone, está cubierto por volcánico post mineral, seguidamente por debajo está representada por hematita, goethitas y en menor proporción Jarosita y Pirolusita, en la parte interior la mineralización de calcopirita, bornita, pirita, como se observa en la Figura 10.

Figura 10:
Zonificación por efectos supérgenos.



Nota: Figura tomada de Gutiérrez (2018, p. 50).

2.5.5.2 Mineralización de molibdeno.

El molibdeno es un subproducto importante en Cuajone y es separado del concentrado de cobre en la planta concentradora desde el año 1980.

Ocurre económicamente en forma de sulfuro de molibdeno (Molibdenita), al cual se le encuentra en tres formas diferentes en Cuajone. Finalmente, diseminado, cristalino en venillas de cuarzo y en forma de hollín en fracturas. La ley promedio de molibdenita para el yacimiento es 0,020%. El molibdeno, a diferencia del cobre, no tiene un zonamiento de óxidos, enriquecidos, transicional y primario. Esto debido al

comportamiento distinto entre el cobre y el molibdeno. En un ambiente supérgeno el rango de Eh oxidante, el molibdeno es inmóvil en pH ácido. Se observa mayor presencia de molibdeno principalmente en el BLP o segundo pulso intrusivo de latita porfirítica y las leyes más altas de este elemento se localizan en el interior y junto a la andesita intrusiva.

- **Zona de óxidos.** El proceso de oxidación está relacionado a los componentes del agua subterránea que generalmente contienen CO_2, O_2 y algunas veces complejos yoduros, cloruros y bromuros. Estos químicos son generadores de acidez y constituyen potentes disolventes tales como el Sulfato Férrico y el Cloruro Férrico los cuales corroen los minerales y generan sulfatos como Cu_2SO_4, $Fe_2(SO_4)$, $ZnSO_4$, con un pH de escala ligeramente ácido y moderado, en algunas ocasiones es alcalino cuando pasan a través de carbonatos y feldespatos.

Asimismo, los sulfuros hipógenos en contacto con el medio ambiente, reaccionan formando óxidos, carbonatos, silicatos, hidróxidos, y soluciones de sulfato llegando inclusive a la parte superior del nivel freático. El proceso de oxidación en general es resultado de la ocurrencia de ácido sulfúrico, del pH y Eh de los minerales presentes y las ocasionales soluciones meteóricas. El área de óxidos en Cuajone está minada casi en su totalidad y permanecen únicamente algunos restos pequeños en las zonas norte y sureste del tajo. Existen observaciones que han descrito la existencia de una capa tabular de forma horizontal de alrededor de 15 m de espesor.

- **Zona enriquecida.** En Cuajone la zona enriquecida está determinada mineralógicamente por la predominancia de sulfuros secundarios sobre otro tipo de mineralización económica, lo cual se refleja por un incremento en las leyes de cobre. El espesor promedio de esta zona mineralógica ha tenido un espesor de 20 m.

La zona enriquecida o zona de sulfuros secundarios por la bajada del nivel freático en la zona de sulfuros primarios tiene como origen las tres etapas erosivas que ocurrieron entre los 50 y 14 Ma (millones de años), entre el Eoceno y Oligoceno, los

cuales habrían sido los precursores para dar paso a este tipo de formaciones. Esta zona tiene presencia de calcosina (Cu_2S), bornita (Cu_5SFe_4), covelita (CuS)y digenita. Los que han reemplazado parcial o totalmente a la calcopirita y en menor cantidad a la pirita. Se presentan generalmente como una forma de revestimiento de pátinas de los cristales.

La sección enriquecida ha sido minada en gran parte y algunos sulfuros secundarios permanecen en la parte norte y oeste de la mina, principalmente en lugares donde se aprecia la presencia de brechas que facilitan la circulación de agua. Los sulfuros secundarios aparecen debajo de los óxidos o zonas lixiviadas, configurando una forma semitabular horizontal ligeramente inclinada hacia el oeste. Se tiene referencias que en el pasado se tuvieron potencias de hasta 78 m en zonas cercanas al este de la quebrada Chuntacala, pero el promedio de su potencia es de 20 m.

En la unidad minera Cuajone, todo mineral que tenga una ley igual o mayor a 0.10 % de cobre y que esté compuesto por más de 50% de cobre soluble en cianuro, se le considera sulfuro secundario, en términos del análisis secuencial de cobre.

- **Zona transicional.** Así se le denomina a la gradación entre la zona enriquecida y la zona primaria. Está conformada por minerales de cobre de la zona de sulfuros enriquecidos y de la zona de sulfuros primarios. El paso de la zona enriquecida a la zona primaria no es definido, teniendo entre ambas una zona transicional caracterizada principalmente por la presencia de pirita – calcopirita y en menor proporción la presencia de calcosita y bornita.

La potencia aproximada es variada y es determinada mayormente por medio de análisis secuencial de cobre en el que se tiene un porcentaje entre 25 y 50 % de cobre soluble en cianuro.

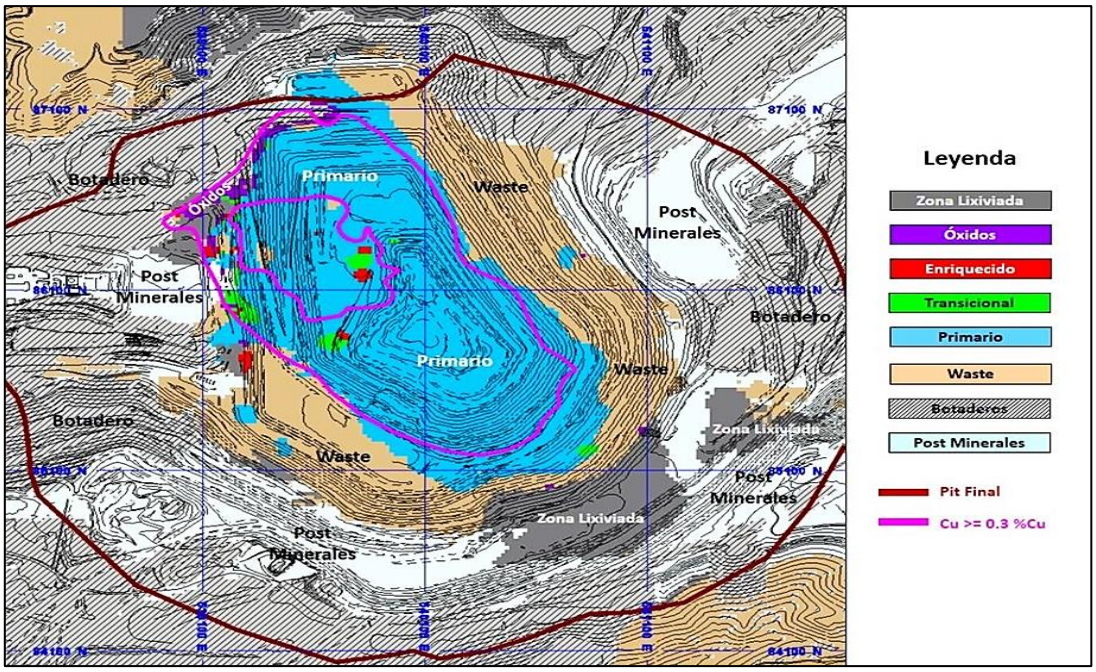
- **Zona primaria.** Se localiza en los niveles más profundos de la mina y es la zona que predomina en el yacimiento.

Está conformada por bornita, pirita, calcopirita y, en menor medida por esfalerita, galena y enargita. Se ubica en venillas o diseminada dentro del *stock* principal de latita porfirítica. La calcopirita se encuentra sustituyendo los ferromagnesianos en venas en las rocas andesíticas que contienen clorita. Las proporciones de pirita: calcopirita para la zona central son bajas dentro del rango de 1:1 a 2:1, aumentando hacia la periferia en donde son de hasta 15:1 (Stevenson 1972). Dentro de la zona de brecha más profunda se pueden encontrar trazas de enargita, tetraedrita, esfalerita y galena.

La zona primaria representa actualmente más del 98 % de reservas minables que se tiene en Cuajone. Con el análisis secuencial de cobre, esta zona tiene más del 80% de cobre residual.

Las zonificaciones de mineral se visualizan en la Figura 11.

Figura 11:
Superficie de mineralización de la unidad minera Cuajone.



Nota: Figura tomada de Gutiérrez (2018, p. 55).

2.6. Geotecnia

Los parámetros geotécnicos se elaboran con la información de campo y laboratorio tomando en cuenta el grado de cohesión, la permeabilidad y la porosidad de las rocas. Se obtiene información a través del monitoreo de piezómetros e inclinómetros y logueos de taladros diamantinos. Permite hallar el RQD, el grado de fracturamiento y la geomecánica de roca con ayuda de pruebas uniaxiales, mapeos de celdas, mapeos estructurales de la mina, información geológica (tipos de roca, mineralización, alteración). Toda esta información se utiliza para obtener los ángulos de taludes y dividir la mina en sectores o en dominios estructurales. Las clases de roca que conforman los dominios estructurales son aluvional – botaderos, riolita porfirítica, rocas volcánicas, latita porfirítica y andesita basáltica (Llacma, 2017, p.33).

2.6.1. Caracterización Geotécnica

Esta permite definir las propiedades mecánicas de la roca "intacta", el macizo rocoso, las estructuras y es vital para comprender los modos de falla en taludes en roca.

2.6.2. Clasificación geomecánica

Estas tienen por objeto identificar ingenierilmente un macizo rocoso obteniendo una serie de parámetros a los que les corresponde un cierto valor (Mamani, 2019, pp.18 y 19).

2.6.3. Propiedades de Roca intacta

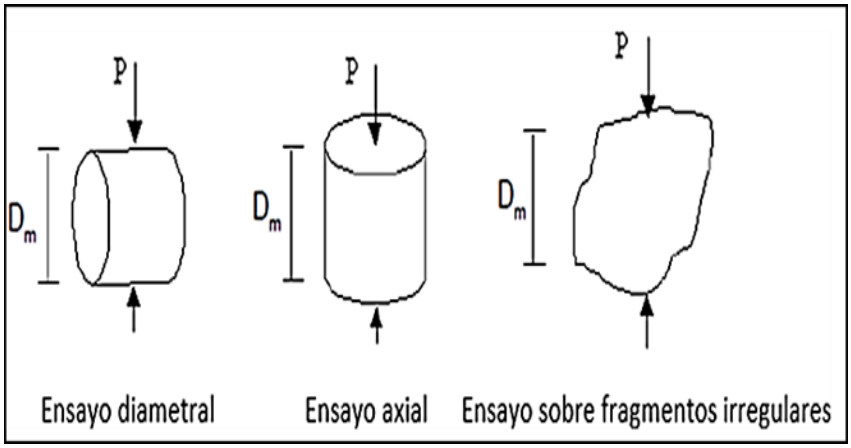
Para medir las propiedades de la roca se debe obtener probetas de cada una de las unidades geológicas básicas y someterlas a ensayos de laboratorio, con el fin de identificar como mínimo: El peso unitario, la resistencia a la compresión uniaxial, la deformabilidad.

2.6.4. Resistencia de la Roca Intacta

La resistencia de las rocas se determina a través de su dureza superficial, esta se puede obtener a través de los siguientes métodos:

- **Ensayo de Carga Puntual**: Este tipo de ensayo tiene como objetivo calcular la resistencia a la compresión simple indirectamente, a través del cálculo del índice IS (50) en muestras de rocas regulares e irregulares. Este es muy sencillo y se ejecuta rápidamente a un bajo costo. En la Figura 12 se ilustra este método de medición de resistencia.

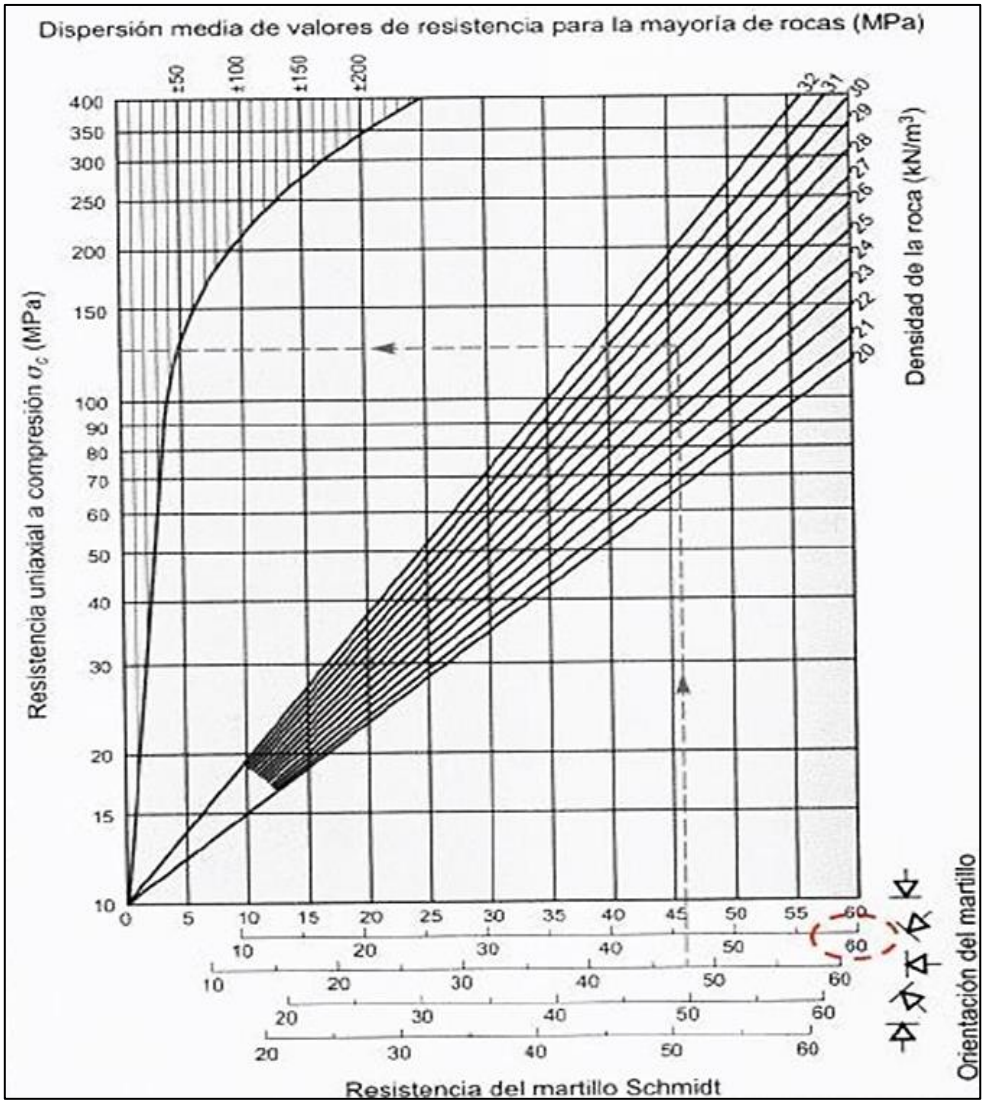
Figura 12:
Ensayo de carga puntual.



Nota: Figura tomada de Mamani (2019, p.19)

- **Ensayo con esclerómetro (martillo Schmidt).** El ensayo con esclerómetro tiene como objetivo estimar, de manera aproximada, la resistencia a la compresión simple mediante una correlación entre el número de rebotes, dirección de aplicación de carga y la densidad de la muestra. Se aplica a roca intacta y a las discontinuidades, es un ensayo de uso extendido. Este se puede visualizar en la Figura 13.

Figura 13:
Ábaco para la determinación de la compresión uniaxial.



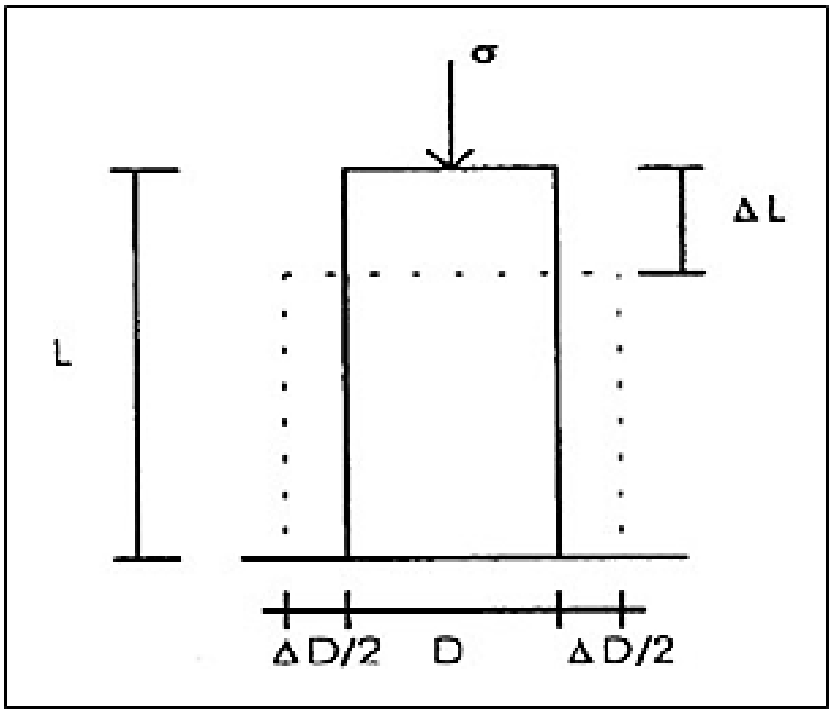
Nota: Figura tomada de Osinergmin (2017, p. 225).

- **Ensayo de Compresión Simple (UCS)**. El ensayo de compresión simple tiene como objetivo determinar la resistencia máxima a la compresión de una muestra cilíndrica de testigo, la cual es sometida a una carga axial sin ninguna carga de confinamiento, que debe ser aplicada de manera continua e incrementada gradualmente

hasta que la muestra falle. El esfuerzo normal vertical sobre el espécimen, cuando la falla ocurre, es conocido como la resistencia a la compresión simple o resistencia a la compresión no confinada.

Figura 14:

Muestra sometida a compresión uniaxial.



Nota: Ensayo de compresión simple, Figura tomada de Mamani (2019, p.20)

2.6.5. Índice de Calidad de Roca (RQD).

Propuesto en 1964 por Deere, este parámetro pretende medir el grado de fracturación en el cual se encuentra un macizo rocoso.

Existe la necesidad de cuantificar la competencia del macizo rocoso como una base común para la comunicación de este tipo de información y el desarrollo de guías de diseño de ingeniería de rocas. El índice de calidad de roca, conocido como RQD (Deere, 1964), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia

del macizo rocoso.

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo). La interpretación del valor del RQD se muestra en la tabla 4 siguiente (Osinergmin, 2017).

Tabla 4:

Interpretación de valores RQD (Deere,1964).

Descripción	RQD
Muy mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Excelente	90-100

Nota. RQD (Rock Quality Designation), tabla tomada de Osinergmin (2017).

2.6.6. Clasificación RMR (Rock Mass Rating) de Bieniawski (1989)

La clasificación Rock Mass Rating (RMR) fue desarrollada inicialmente por Bieniawski, y determina la clasificación de los macizos rocosos en una escala de 0 a 100 puntos. Cuanto más se acerca la roca al valor 0 se clasifica como roca muy mala, por el contrario, si su RMR resulta ser cercano al 100 se le clasifica como roca muy buena. De acuerdo a la Tabla 5, este sistema incorpora la valoración de parámetros como:

- Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

- Ajuste por orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación (Osinergmin, 2017).

Tabla 5:
Interpretación de valores RMR (Bienawski,1989).

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Nota. Clasificación del macizo rocoso RMR (Rock Mass Ratting), tabla tomada de Osinergmin (2017).

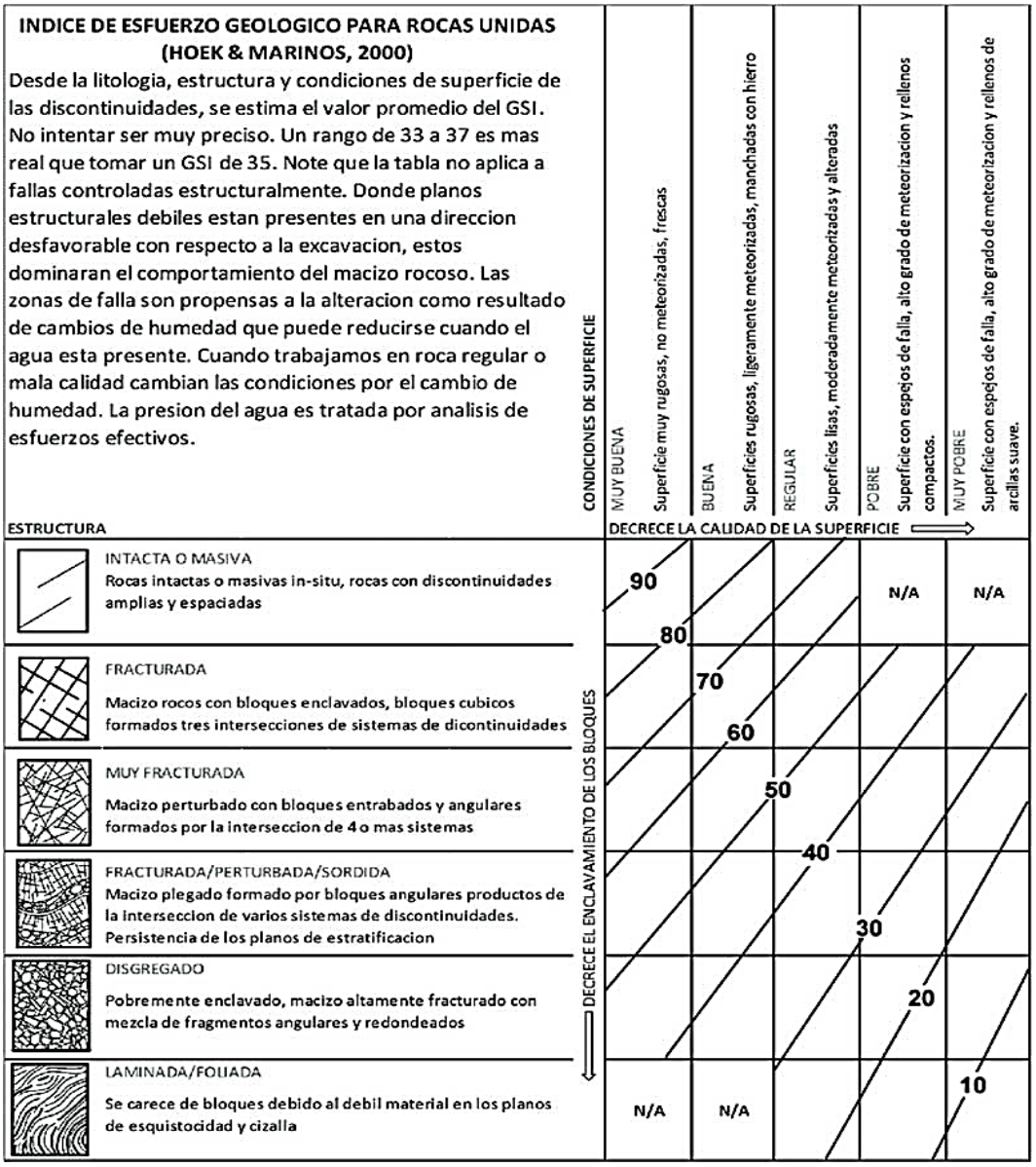
En la unidad minera Cuajone las estructuras geológicas existentes y mencionadas, es la fase 6B2 predomina un RMR que varía entre 30 y 57, dando una tendencia de comportamiento regular a la zona donde se realizó la Prueba de Disparo 3085-0624, con RMR 45, considerando una roca regular.

2.6.7. Clasificación GSI (Geological Strength Index) de Hoek y Marinos (2000)

Este es un índice de caracterización de macizos rocosos que clasifica los clasifica de acuerdo a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. Es de amplio uso en el Perú debido a su facilidad de uso entre el personal de operaciones. En la Figura 15 se presenta el Ábaco del GSI.

Figura 15:

Ábaco del índice de resistencia geológica GSI.



Nota. Tomada de Hoek y Marinos (2000) como se citó en Osinergmin (2017).

Con esta información se determinan los ángulos de taludes y se utilizan para segmentar la mina en zona o dominios estructurales. Los dominios estructurales cuentan con presencia de los siguientes tipos de roca:

- Aluvional - botaderos (ALUV-BOT)
- Rocas volcánicas (VOLC)
- Riolita porfirítica (RP)
- Andesita basáltica (BA)
- Latita porfirítica (LP)

2.6.8. Talud del tajo

Los ángulos de talud usados en el trabajo de optimización del tajo se establecen en las recomendaciones creadas por el estudio geotécnico de noviembre del año 2 000 por Golder Associates, las cuales aún se mantienen vigentes. Los ángulos que se sugiere usar en las paredes finales del tajo están determinados por los siguientes factores:

- El tipo de roca está expuesta sobre la superficie final del tajo.
- Los dominios estructurales definidos por Golder Associates.
- El azimut (dirección) de las paredes finales del tajo.

Estos factores geológicos fueron manejados para construir un set de polígonos de zonas de talud para controlar el ángulo de talud presentes a lo largo de las paredes finales.

2.6.9. Modelo geomecánico

Es de vital importancia en toda operación identificar zonas con similar comportamiento para relacionarlo con posibles zonas inestables, diseños y planes de minado a corto, mediano y largo plazo; así como para posibles aplicaciones en voladuras. Es importante contar con una base de datos con un alto grado de confianza donde se deposite la información acerca de las fallas mayores, las discontinuidades y

las zonas de cizallamiento por tectonismo. Estos son observados en las caras de banco (*cell mapping*) y en sondajes orientados.

2.6.10. Modelo de dominio estructural

- **Dominio estructural.** Este se localiza en el área norte del tajo y tiene presencia de andesita basáltica y andesita intrusiva. Por el sur y suroeste se encuentra delimitado por contacto primario-secundario por el Dominio estructural 2. Asimismo, por el sureste, se encuentra delimitado por el Dominio estructural 3 a través de la Falla Chuntacala 6 (Gutiérrez, 2018, pp. 61- 64).

- **Dominio estructural 2.** Este dominio se localiza en la parte central-norte del tajo en andesita basáltica principalmente, y en menor proporción, andesita intrusiva hacia el sur del dominio; incluye algunos cuerpos de brecha de latita porfirítica y de andesita intrusiva. Está delimitado por el Dominio estructural 1 al noreste, el Dominio estructural 8 por el sur y la Falla Chuntacala 6 por el sureste, que lo separa del Dominio estructural 4.

- **Dominio estructural 3**. Este se ubica en la parte este de las operaciones a lo largo de una franja alargada con dirección noroeste-sureste. Principalmente se compone de andesita basáltica; y en menor proporción, por andesita intrusiva en la zona noreste. El dominio 1 se encuentra en el norte y se delimita a través de la Falla Chuntacala 6. Por el suroeste se encuentra delimitado por el Dominio 4, a lo largo del límite primario-secundario; y al sur está delimitado por la Zona de Fallas Sur que lo divide del Dominio 5.

- **Dominio estructural 4.** Se localiza en el sector central del tajo, conformado por una litología variada. La latita porfirítica y las brechas de latita porfirítica dominan por el lado oeste y las andesitas intrusivas y basálticas por el este. El Dominio 3 delimita la parte noreste, el Dominio 5 la parte sureste a través de la Zona de Fallas Sur y el Dominio 8 delimita la parte oeste y sur a través de la Falla Chuntacala.

- **Dominio estructural 5.** Se ubica en la zona sur de las operaciones y está conformada por riolita porfirítica en la parte sur y por andesita basáltica con andesita intrusiva en la parte norte. Este dominio está delimitado en la parte norte a través de los dominios 4 y 3. Por el oeste encontramos la Zona de Fallas Sur; por el oeste. También se encuentra delimitado por los dominios 6, y 7; y por el Sur, mediante contacto litológico con el Dominio 10.

- **Dominio estructural 6.** Este dominio se encuentra en la parte central-sur del tajo, prácticamente en su totalidad en riolita porfirítica. Se encuentra delimitado por el lado norte, a través de contacto primario y secundario por el Dominio 7. Por el sur está delimitado por contacto litológico por el Dominio 10; y finalmente, se encuentra delimitado por el lado este por el dominio 5.

- **Dominio estructural 7.** Se localiza en la zona central-oeste del yacimiento y se conforma por andesita intrusiva en la parte oeste, y andesita basáltica en la parte norte, pero también se encuentran cuerpos de brecha de andesita basáltica, brecha de latita porfirítica, latita porfirítica estéril y latita porfirítica. Se encuentra delimitado por contacto litológico con el dominio 8 por el norte. Por el sur se encuentra delimitado por el dominio 6 en toda la longitud del contacto primario- secundario; finalmente, por el este se encuentra delimitado a lo largo de la Zona de Fallas Sur, por el Dominio 5.

- **Dominio estructural 8.** Se ubica en la parte oeste del yacimiento, en latita porfirítica y latita porfirítica estéril; y presenta una franja occidental de riolita porfirítica. El dominio está limitado al norte, mediante contacto litológico, por el Dominio 2, al sur mediante contacto litológico, por el Dominio 7; y hacia el este, bordeando la Falla Chuntacala 6, por el Dominio 4.

- **Dominio estructural 9.** Este dominio se localiza en la zona noreste del tajo, en rocas de tipo volcanoclásticas: conglomerado basal, aglomerado blanco, toba cristal, toba inferior, aglomerado inferior, toba salmón y aglomerado superior.

El dominio está delimitado por el sureste por el dominio 3; encontrándose abierto en otras direcciones.

- **Dominio estructural 10.** Este es el décimo y último de la lista, ocupa la parte de las zonas suroeste, sur y sureste del tajo. Está definido por la presencia de traquitas, toba traquítica, toba micácea, aglomerado tobáceo, toba salmón, toba blanca, toba café, conglomerado riolítico y aglomerado traquítico. Se encuentra delimitado por el norte, mediante contacto litológico con dominios 5 y 6; y se encuentra abierto en otras direcciones.

En la unidad minera Cuajone, para el monitoreo de taludes se cuenta con tecnología radar de modelo MSR-300 de la marca Reutech (MSR-300-059 y MSR-300-103), que permite detectar movimientos del talud sin necesidad de usar estaciones reflectoras como prismas. El movimiento es expresado generalmente en cm/día. El modelo MSR-300 cuenta con un alcance máximo de 2,5 km con un error de distancia de 0,5 m a 8 m, con una batería que le brinda autonomía para un monitoreo las 24 horas del día. Entre ambos radares se tiene en constante monitoreo la totalidad del tajo, lo que facilita detectar zonas inestables y aplicar las medidas de control necesarias.

2.7. Método Air Deck

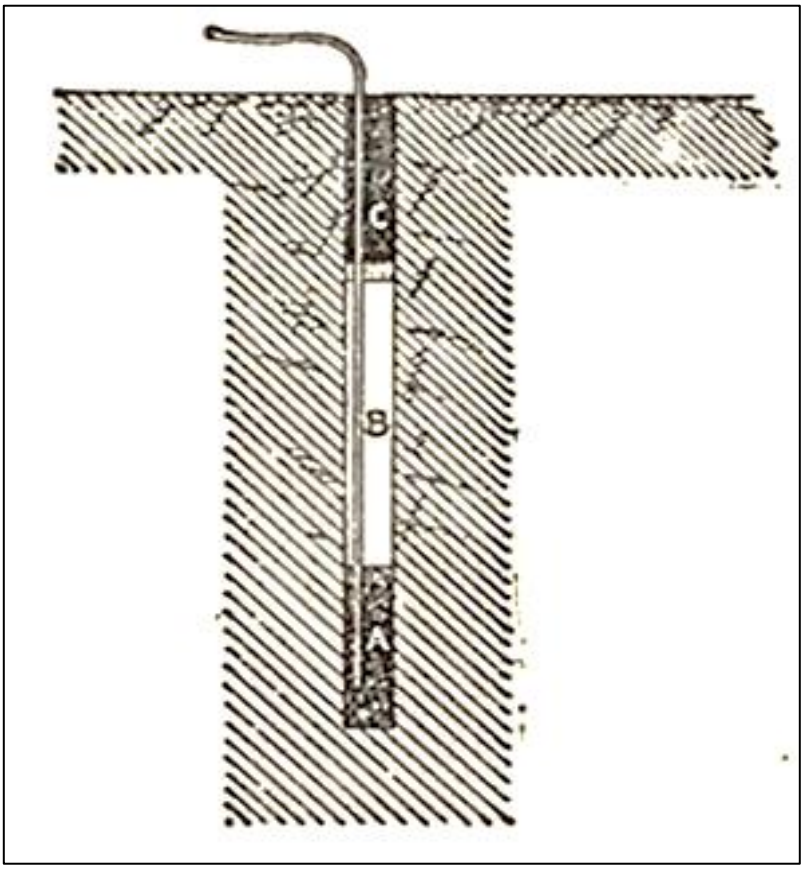
La cámara de aire es un compartimento de aire que se coloca a través de la técnica de “taponamiento” del taladro con un accesorio especial, el cual se coloca cuidadosamente dentro del taladro, puede posicionarse en la parte superior, media o inferior de la carga explosiva de acuerdo al propósito del diseño. Pueden colocarse dos cámaras de aire en un solo taladro y ocupa hasta un 40% por volumen del total de la columna explosiva (Mejía, 2021, p.26).

Los beneficios del *Air Decking* para la voladura de rocas se originan en el año 1891, fecha en la que la técnica de cámara de aire fue inventada y patentada por Saunders en Alemania. La copia del dibujo original fue mencionada en un estudio

realizado por Foster en el año 1897, como se muestra en la Figura 16.

Figura 16:

Dibujo original de Saunders usado por Foster (1897).



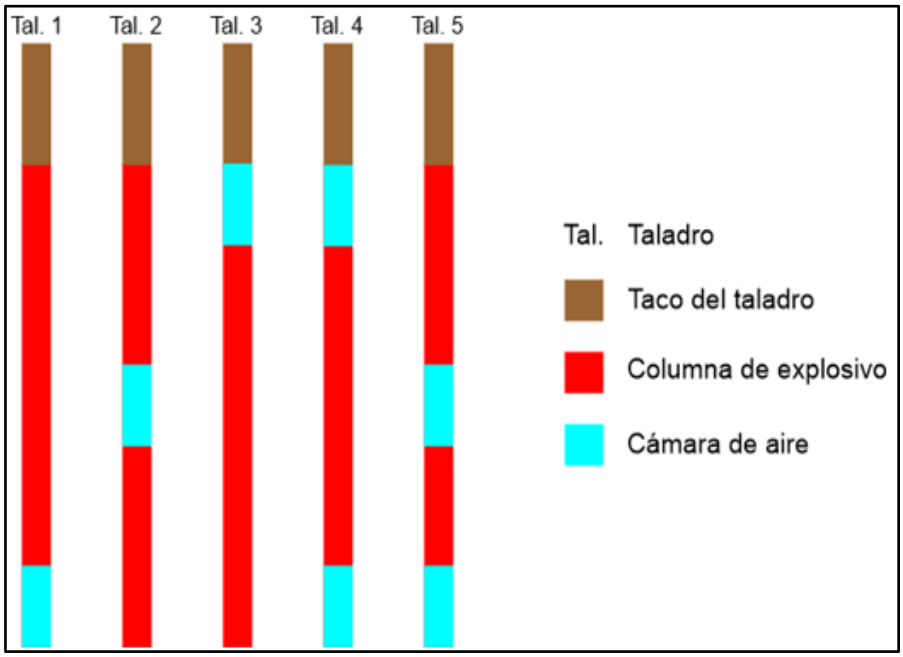
Nota: Figura tomada de Mejía (2021, p.26)

2.7.1. Geometría de las cámaras de aire

La posición y el tamaño de las cámaras de aire cambian la fragmentación y el despliegue de la voladura, así en la Figura 17 se muestra los cambios de posición que se pueden realizar a las cámaras dentro de un taladro, pueden ir al fondo, en el centro, en la parte superior junto al taco, así como dos cámaras de aire son factibles; para este proyecto se ha utilizado la cámara de aire en el medio del taladro.

Figura 17:

Ubicación del Air Deck en diferentes taladros.



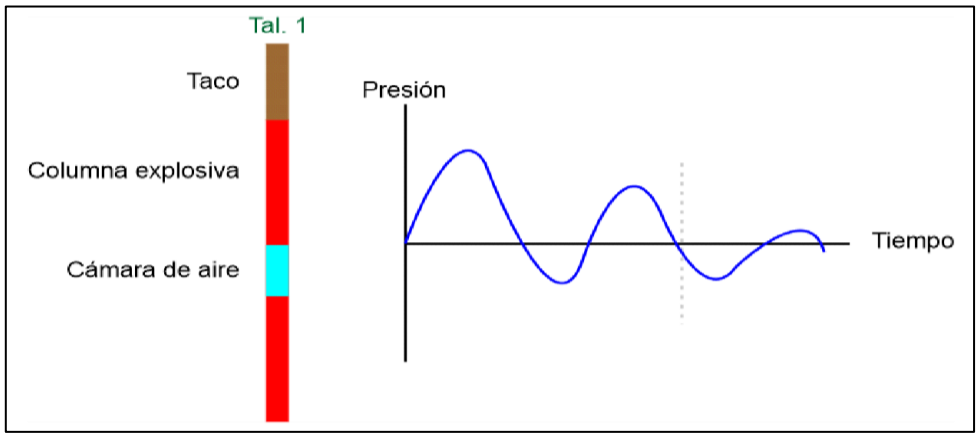
Nota: Distribución de Air deck en diferentes posiciones, figura tomada de Quispe (2014, p.19).

2.7.2. Efectos de las cámaras de aire

En la Figura 18 se muestra un taladro con cámara de aire y el mecanismo de onda de la energía, se puede observar que la presión tiene mayor duración debido a una mejor distribución de energía hacia el macizo rocoso, además de provocar un incremento de fracturas. Algunos estudios concluyen que los *Air Deck*, incrementan la distribución de la acción de las ondas de choque que actúan sobre el macizo rocoso de 2 a 5 veces (Mejía, 2021, p.28).

Figura 18:

Taladro con Air Deck (izquierda) y presión vs. tiempo (derecha).

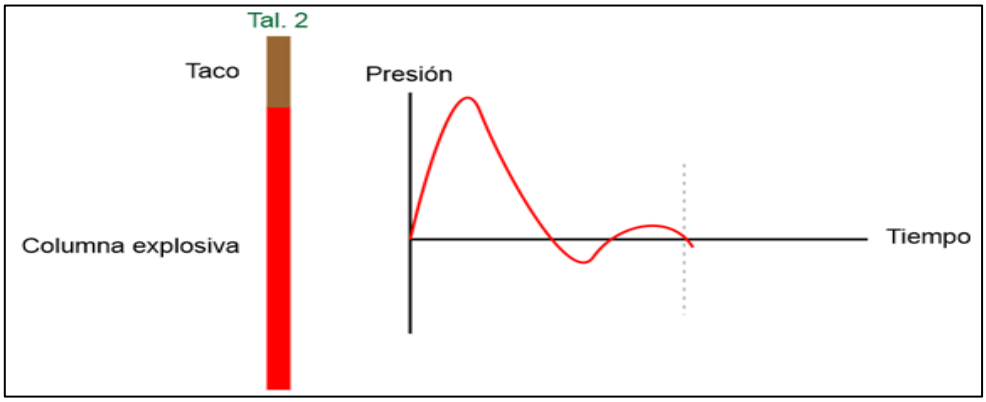


Nota: Prolongación de tiempo en taladro con cámara de aire, figura toamda de Quispe (2014, p.19).

En la Figura 19 se muestra un taladro sin cámara de aire y se observa que la presión tiene una menor duración por una rápida disipación de la energía en el macizo rocoso.

Figura 19:

Taladro sin Air Deck (izquierda) y presión vs. tiempo (derecha).



Nota: La presión con carga continua presenta menor tiempo, figura tomada de Quispe (2014, p.19).

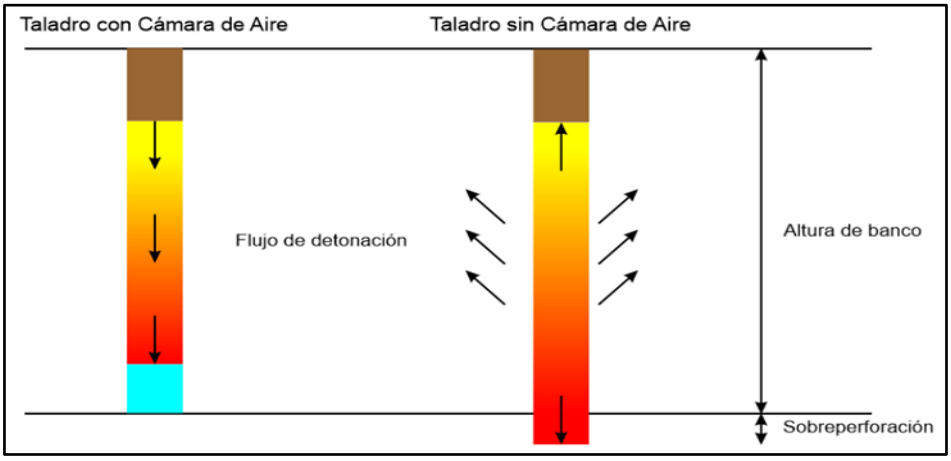
2.7.3. Etapas del proceso de detonación con cámaras de aire

Primera etapa: movimiento inicial después de la detonación.

Al iniciar la detonación dentro de la columna explosiva, se genera una alta temperatura, la que a su vez da inicio al desplazamiento de una onda de choque y a la producción de grandes cantidades de gases, el espacio vacío permite equilibrar la presión, prolongar el tiempo de la energía y lograr una mejor distribución de fuerzas sobre el macizo rocoso.

En la Figura 20 se observan dos taladros: uno con cámara de aire y otro sin cámara de aire. En ambos casos el taco cumple la misma función, encabeza la onda de detonación, lo que logra que esta se dirija hacia el fondo del taladro. Las fuerzas de la detonación en el caso de la presencia de cámara de aire se mueven por el camino de menor resistencia, hacia la zona de vacío y en el caso de columna completa de explosivo, se generan esfuerzos de compresión hacia la roca de manera instantánea Mejía (2021, p.30).

Figura 20:
Flujo de detonación con cámara de aire y sin cámara de aire.

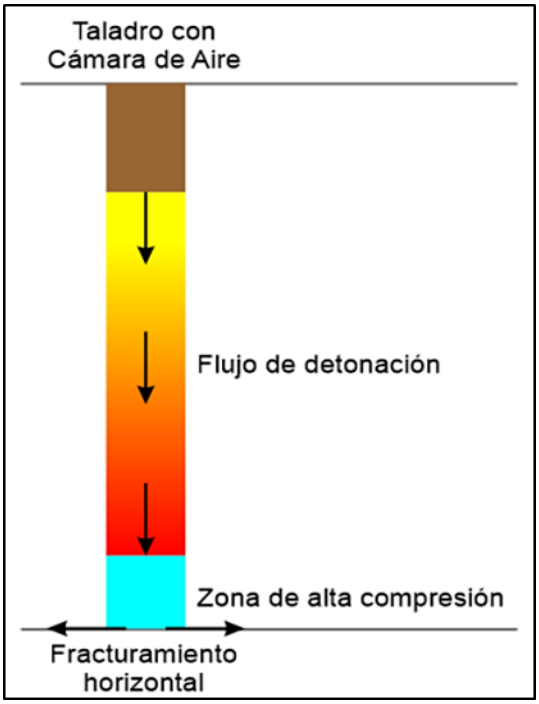


Nota: Dirección de flujo de energía en taladros con cámara de aire y carga continua, figura tomada de Quispe (2014, p.21).

Segunda etapa: proceso de equilibrio.

La cámara de aire obliga a ecualizar la presión, ya que en la zona donde no hay explosivo la presión se incrementa rápidamente hasta equilibrarse con la presión que se está generando producto de la detonación del explosivo, esto debido a que por ofrecer una menor resistencia el flujo de la detonación es en primera instancia hacia el fondo del taladro perforado. Estas fuerzas al no encontrar un lugar por donde escapar se dirigen a la intersección que conforman el plano del fondo del taladro y el de la pared del taladro, lo que consecuentemente origina una zona de debilidad y al final se crea una fractura que se expande de forma horizontal hacia los taladros contiguos en la malla de voladura (Mejía, 2021, p.31). En la Figura 21 se ilustra el proceso del flujo de detonación.

Figura 21:
Alta compresión en la parte inferior del taladro.



Nota: En la cámara de aire aumenta la presión, generando fracturamiento horizontal, figura tomada de Quispe (2014, p.22).

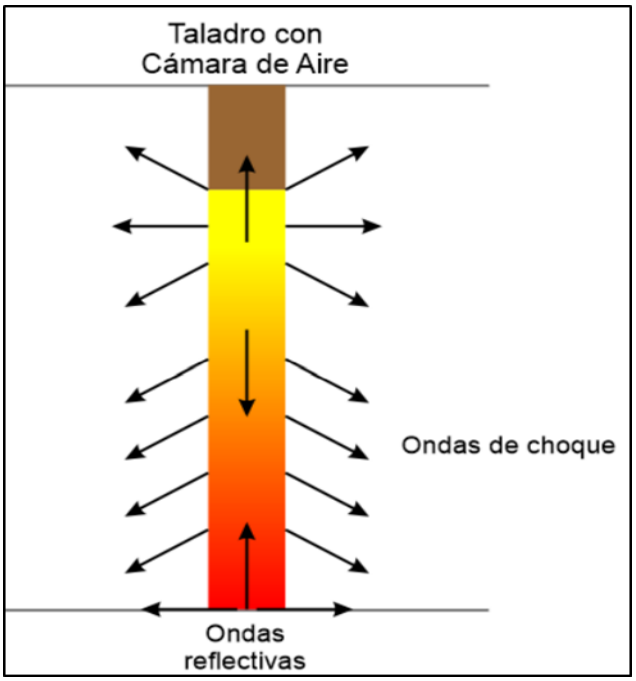
Tercera etapa: transmisión de la energía a la cámara de aire.

Producto de la fractura horizontal en el medio de cada uno de los taladros se generan multitud de ondas reflectivas, las mismas que chocan con las ondas de choque provenientes de la detonación. Es así que, esta multitud de ondas de choque secundarias son propagadas al medio en forma de pulsos.

De acuerdo a la distribución de las ondas de choque, el flujo de las fuerzas producidas por la detonación se dirige hacia el costado y hacia el fondo colindante. A su vez, las ondas de choque se propagan a lo largo de la fractura horizontal formada con anterioridad en la mitad del taladro creando una especie de precorte al nivel del banco, lo cual se forma y extiende por la interacción con los taladros colindantes (Mejía, 2021, p.32).

Figura 22:

Flujo de ondas de choque por detonación inicial.

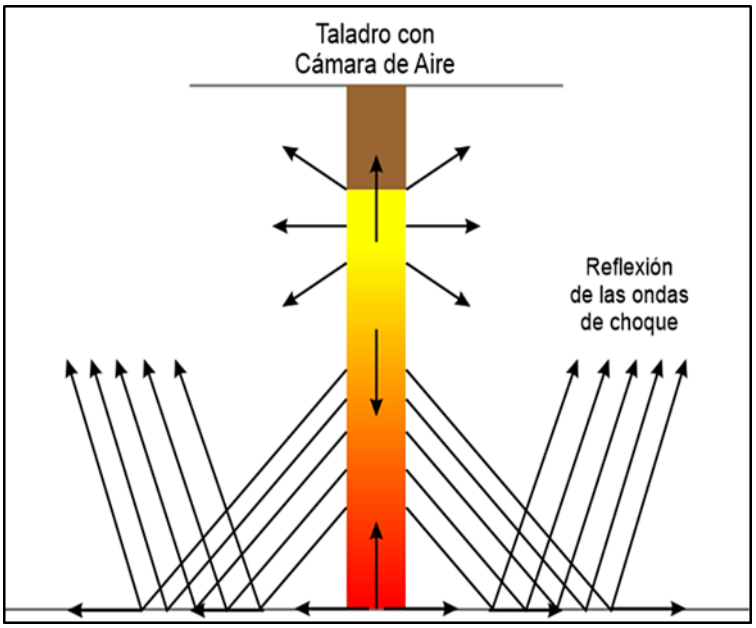


Nota: En el fondo del taladro se genera mayor confinamiento, generando ondas reflectivas, figura tomada de Quispe (2014, p.23).

Cuarta etapa: reflexión de las ondas de choque.

Después del proceso de detonación y luego de que los gases de la detonación ya han hecho desaparecer la cámara de aire, se concluye que las ondas de choque son reflejadas debido a que atraviesan un cambio de medio a través de la fractura horizontal, como se muestra en la Figura 23.

Figura 23:
Reflexión de las ondas de choque.



Nota: La distribucion energética en el fondo, genera reflexión de las ondas de choque, figura tomada de Quispe (2014, p.23).

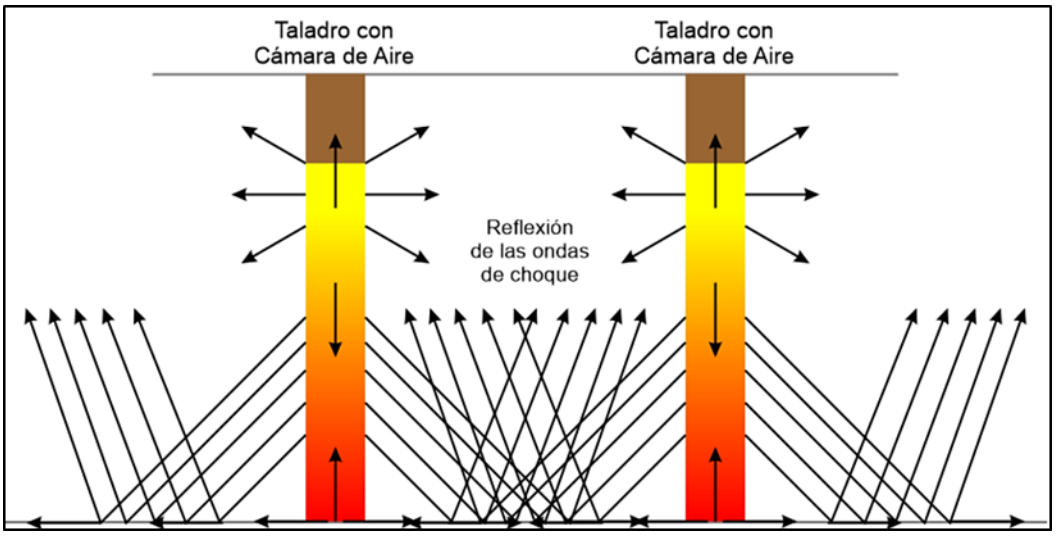
Estas ondas de choque son reflejadas en forma de ondas de corte y compresión de mayor intensidad que las primarias y se desplazan en forma de olas de choque al macizo rocoso y taladros contiguos.

Quinta etapa: interacción de taladros.

Las ondas de tensión son reflejadas de regreso hacia la formación debido a que existe un cambio de medio con la fractura horizontal. Al mismo tiempo, dichas ondas de tensión continúan su interacción con las otras ondas de tensión origin por el proceso de los taladros contiguos, se deduce que una multitud de reflexiones son propagadas al medio o macizo rocoso a causa de esta interacción entre taladros cercanos. En la Figura 24 se muestra este proceso.

Figura 24:

Distribución de ondas de choque y reflexión de ondas en taladros.



Nota: Entre dos taladros con cámara de aire se genera mayor reflexión de ondas de choque, figura tomada de Quispe (2014, p.24).

Cada taladro que contiene una cámara de aire intermedia, permite que las ondas de choque y ondas reflexivas se distribuyan uniformemente al macizo rocoso y permita una mejor fragmentación de la roca.

2.7.4. Principio de acción de las cámaras de aire

Las cámaras de aire aumentan la duración de la distribución de la onda de choque hacia al medio circundante. Esto se debe a la serie de pulsos producidos por las ondas reflejadas por la presión y motivadas inmediatamente después de la detonación de un taladro.

Con el uso de las cámaras de aire, la tensión máxima aplicada sobre la roca que la rodea, es menor que la tensión externa aplicada por el explosivo en columnas continua, reduciendo la presión inicial aplicada por la carga explosiva, pero incrementando la duración del pulso de presión. Este evento disminuye la energía empleada para quebrantar la roca cercana al taladro, a su vez, se incrementa la cantidad de energía transmitida a través de mayores distancias dentro de la roca.

Se observan óptimos resultados cuando se hace uso del *Air Deck* en presencia de agua. Eso debido a que el agua es un excelente conductor de las ondas de choque.

2.7.5. Beneficios diversos de las cámaras de aire según aplicación

- Reducción de la columna explosiva y ahorro en el consumo de explosivos.
- Reducción de vibraciones por menor uso de carga explosiva.
- Eliminación o reducción de la sobre perforación, ahorro en perforación.
- Reducción de la eyección de tacos (*fly rock*).
- Fragmentación más homogénea (reducción de gruesos en la zona del taco).
- Reducción de finos.
- En algunas aplicaciones evita la contaminación del taco con el explosivo.
- Mejora de pisos.

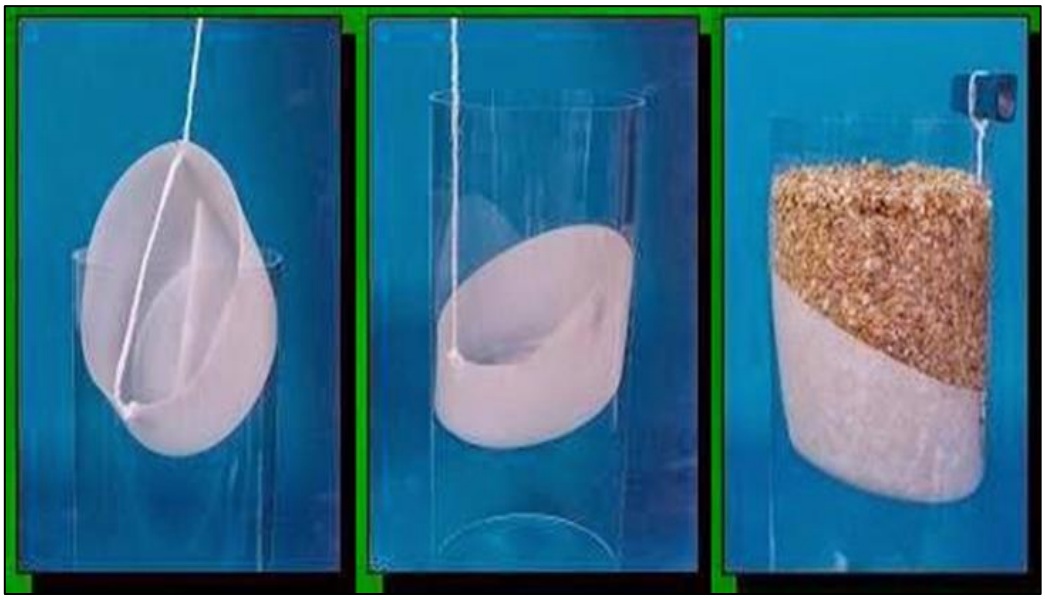
- Reducción del largo del taco.

2.7.6. Aplicación industrial del TAPONEX.

Esta novedosa tecnología hace uso de un accesorio de diseño cónico, con una cámara de aire en el pozo y una masa conformada por detritos encima del dispositivo de taponeo. A esta combinación se le denomina TAPONEX® en Latino América.

TAPONEX es un dispositivo de plástico polietileno cuyo diseño permite conformar cámaras de aire en el pozo de voladura. Su estructura permite que sea instalado sin la necesidad de aire comprimido, su forma es auto soportante (Cumpa, 2016, p.46). Como se muestra en la Figura 25.

Figura 25:
Dispositivo TAPONEX para crear cámaras de aire.



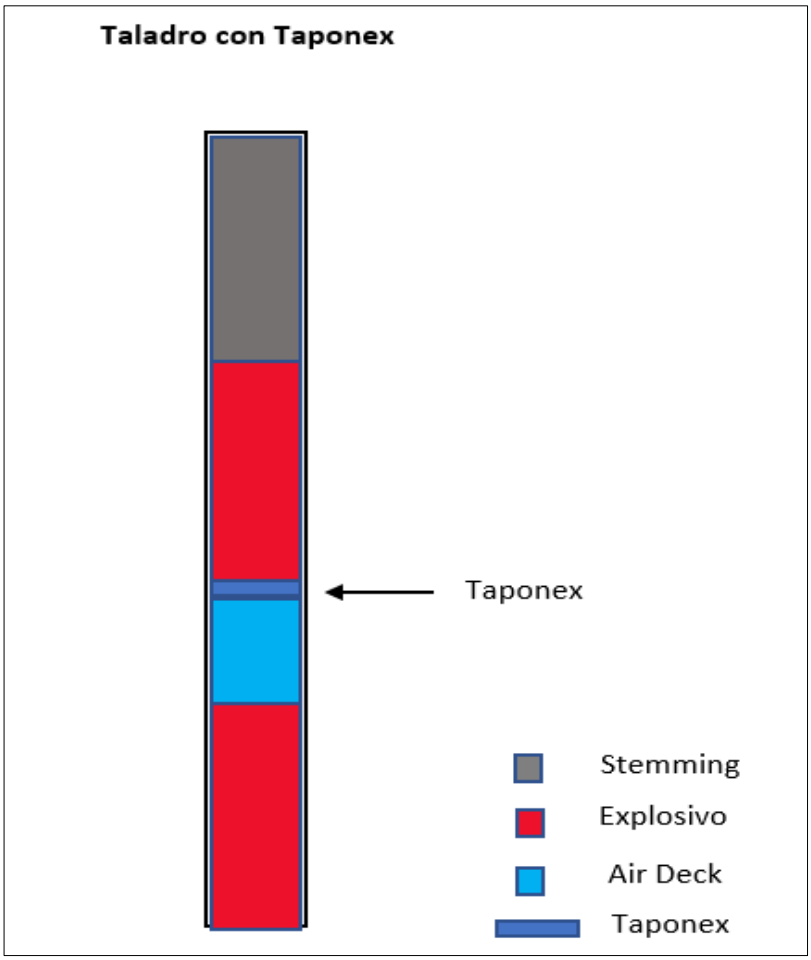
Nota: Proceso de colocación del Taponex. Figura tomada de Cumpa (2016, p.47).

2.7.7. Etapas del Funcionamiento de la Cámara de Aire en el Taladro

Se procede a realizar la carga con material explosivo el taladro, dejando un espacio en la parte superior de la carga explosiva, colocando a una distancia

determinada el TAPONEX y sobre ella se deposita nuevamente otra carga explosiva dependiendo del diseño, como se observa en la Figura 26.

Figura 26:
Colocación de TAPONEX en columna explosiva.



Nota: El dispositivo TAPONEX se instala en la columna explosiva para crear el *Air Deck* (Cámara de aire).

2.7.8. Componentes del TAPONEX.

Este producto está conformado por un recipiente de polietileno, una cuerda de polipropileno, así como de una vara de madera o plástico. La longitud de la cuerda es proporcional a la longitud del taladro donde se instala el dispositivo.

La instalación del TAPONEX consiste de un recipiente plástico y una vara de madera o plástico, la longitud depende de la altura de la cámara de aire y el diseño. EXSA S.A. empresa la cual se dedica a la optimización de Perforación y Voladura, diseña, fabrica y comercializa el producto TAPONEX, sistema y accesorio patentado, a nivel mundial con oficinas en EE.UU., Perú, Sudáfrica, Australia y Chile (Cumpa ,2016, p.51).

2.7.9. Funcionamiento del TAPONEX

Este dispositivo permite mantener confinada la energía producida por la columna explosiva por unos milisegundos adicionales, lo necesario para fragmentar mejor la roca en el área del taco. Se ha podido observar, indirectamente, beneficios como la reducción en la cantidad de roca proyectada, cantidad de mineral explosivo utilizado y vibración por voladuras. En la Tabla 6 se presentan las dimensiones estándar del TAPONEX (Cumpa, 2016, p.51).

Tabla 6:
Dimensiones estándar de TAPONEX.

TAPONEX para taladros de diámetro	6 1/4”	6 3/4"	7 7/8”	9”	10 5/8”	12 1/4”
Unidades por rollo de embalaje	50	50	50	50	50	50
Peso (kg)	9	9	12	15,5	17	23.7
Diámetro del rollo (m)	0,61	0,61	0,60	0,71	0,74	0,80
Altura (m)	0,61	0,61	0,19	0,24	0,27	0,31
Volumen (m^3)	0,06	0,06	0,07	0,12	0,15	0,20

Nota. Tabla elaborada con información de Cumpa (2016, p.52).

El TAPONEX presenta los siguientes efectos:

- Reacciona a la onda explosiva.

- Mecanismos friccionales dificultan la eyección de rocas.

- El *Air Deck* representa un cambio de medio por el cual las ondas de choque viajan.

- La onda se devuelve hacia abajo disminuyendo presión sobre el taco.

Las principales aplicaciones del TAPONEX están dirigidas a:

- Reforzar el comportamiento del taco.

- Formar cámaras de aire en pozos secos.

- Conformar cámaras de agua en pozos con contenido de agua.

- Disminuir la onda expansiva de la voladura.

- Disminuir o eliminar la contaminación de las columnas de emulsión en contacto con el mineral del taco.

- Reducir las vibraciones producidas por la voladura.

- Mejor distribución del piso y eliminación de las sobreroturas, lo que permite disminuir la longitud de la perforación.

- Fragmentación más homogénea.

- Se logra una granulometría de menor tamaño a pesar de la disminución de la cantidad de explosivo empleado.

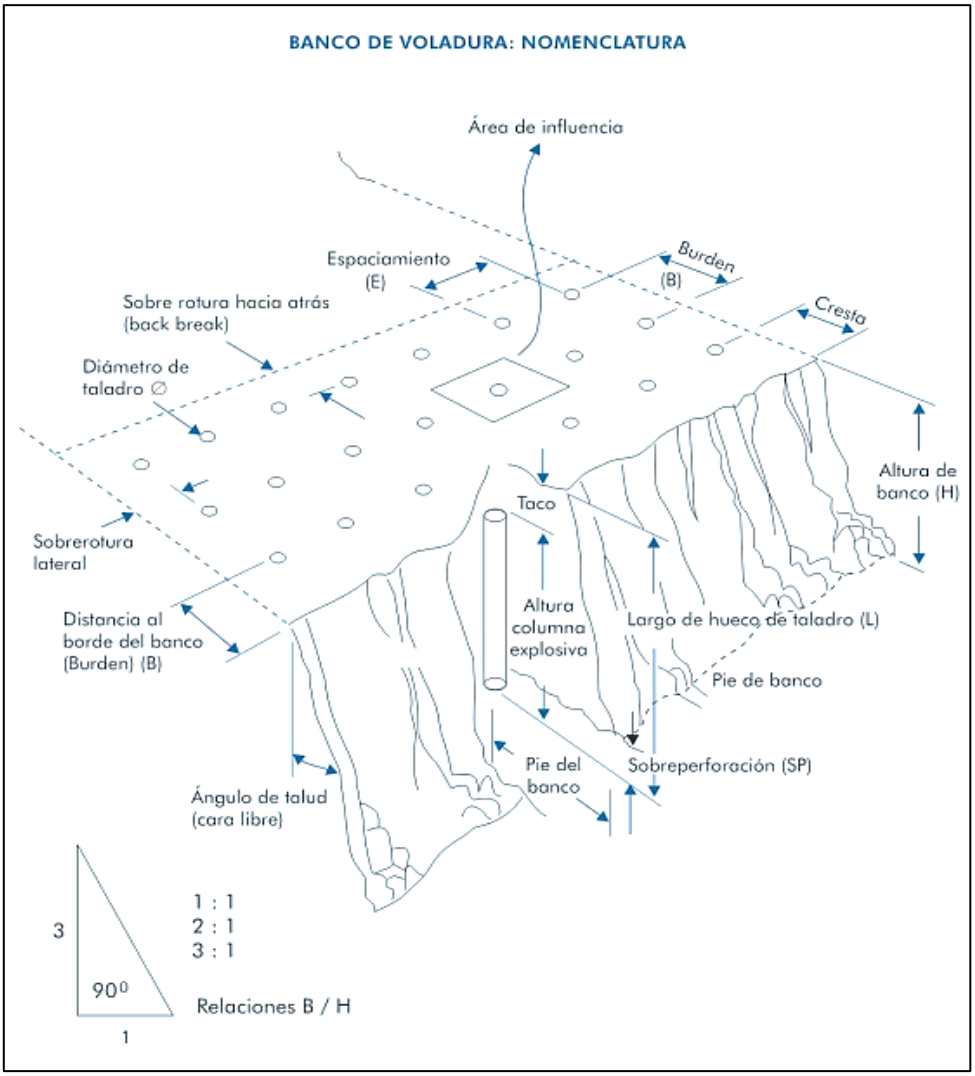
- El sistema se ha utilizado en rocas de 80 MPa hasta 230 MPa.

2.8. Parámetros de Perforación y Voladura

La perforación y voladura nos conlleva a determinar una serie de factores o parámetros muy importantes para obtener una buena calidad en los resultados. Algunas

de ellas son parámetros controlables y otros parámetros incontrolables. Como se muestra en la Figura 27.

Figura 27:
Parámetros en un Banco de Voladura en minería a tajo abierto.



Nota: Tomado del manual de voladura EXSA (2019, p.176).

2.8.1. Variables controlables.

Son los parámetros de perforación y voladura las cuales pueden ser calculados y modificados de acuerdo al disparo a realizarse en cada proyecto de voladura y son

los siguientes:

- Condición de la carga
- Geometría y diámetro de la carga
- Grado de acoplamiento y confinamiento
- Densidad y distribución de carga en el taladro
- Intervalo de iniciación de cargas
- Variables o parámetros de perforación

2.8.2. Variables no Controlables

Se refieren a los parámetros o datos para una voladura las cuales un ingeniero de voladura no puede modificar, cambiar o controlar ya que son intrínsecas como en caso de macizo rocoso, por ejemplo, un dato de resistencia compresiva de la roca es imposible cambiar y tenemos los siguientes como variables no controlables:

- Propiedades físicas.
- Propiedades de resistencia dinámica de las rocas.
- Condiciones geológicas, geotécnicas.

Diámetro de taladro (Ø)

Es importante seleccionar adecuadamente el diámetro de taladro a emplear. Este es un factor importante considerando que afecta a las especificaciones de la maquinaria de perforación, carga y acarreo. Así también afecta al burden, produciendo una distribución de la carga explosiva, nivel de la granulometría de la fragmentación y el tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de las operaciones mineras.

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran tres aspectos:

- La aplicabilidad y disponibilidad de las maquinarias de perforación en el proyecto.
- La altura de banco estimada y la envergadura de las voladuras a realizar.
- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

Con diámetro pequeño los costos de perforación y de preparación del disparo normalmente son mayores y emplean una gran cantidad de tiempo y personal. No obstante, se obtiene una mejor distribución y aprovechamiento del explosivo, permitiendo efectuar voladuras selectivas.

Un mayor diámetro de taladro aumenta y mantiene estable la velocidad de detonación de la carga explosiva. A su vez incrementa la eficiencia de la perforación y el de los equipos de acarreo y disminuye el costo global de la voladura. Asimismo, facilita el empleo de camiones cargadores de explosivos.

El tamaño de diámetro máximo a utilizar está definido por la profundidad del taladro y, recíprocamente, la profundidad mínima a la que un taladro debe ser perforado depende directamente del diámetro. Esta igualdad fue expresada en la Ecuación 1.

Para calcular el diámetro del taladro se utiliza la siguiente fórmula:

$$L = 2Ø \qquad \textbf{(1)}$$

Donde:

L : Mínima longitud del taladro, en pies.

Ø : Diámetro del taladro, (in).

Longitud o profundidad de taladro (L).

Para calcular la longitud o profundidad del taladro se debe utilizar la Ecuación 2. La longitud de taladro influye directamente en el diseño total de la voladura y es un factor determinante en espaciado, diámetro y burden.

La longitud del taladro en metros es igual a la suma de la altura de banco y la sobreperforación necesaria por debajo de la rasante del piso. Esto garantiza una buena rotura y evita que queden lomos o resaltos que afecten al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria. Esta sobreperforación debe ser por lo menos 0,3 veces el valor del *burden*, de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$L = (H + 0.3B) \qquad \textbf{(2)}$$

Donde:

L : Longitud de taladro, (m).

H : Altura de banco, (m).

B : *Burden*, (m).

La sobreperforación (SP).

Tal como se indicó anteriormente los taladros verticales son un factor importante para mantener la rasante del piso. Si resulta corta normalmente se producen lomos, pero si es excesiva se generaría sobre excavación con incremento de vibraciones y de los costos de perforación.

Con la resistencia de la roca y el diámetro de taladro, podemos estimar la sobreperforación en los siguientes términos:

$$SP = 0.3B \qquad \textbf{(3)}$$

Donde:

SP : Sobreperforación (m).

B : Burden, (m).

Longitud de taco (T).

Tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, sólo por unas fracciones de segundo, lo suficiente como para evitar que estos gases escapen por la boca del taladro y, por el contrario, se aprovechen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva. Esta se calcula a través de la Ecuación 4:

$$T = (L + \frac{SP}{3}) \qquad \textbf{(4)}$$

Donde:

T : Longitud del taco en (m).

L : Longitud del taladro, (m).

SP : Sobreperforación, (m).

B : *Burden* (m).

Cabe mencionar que, por equivalencias, esta fórmula también se puede representar en términos de *burden*:

$$T = B \qquad \textbf{(5)}$$

Si el taco no es suficiente se produce una fuga parcial de gases y además se genera la proyección de fragmentos, craterización y fuerte ruido por onda aérea. Si por

el contrario se aplica un taco excesivo la energía se confina en fragmentos del piso del taladro y deja grandes cantidades de bloques o bolones en la parte superior, en especial si el fisuramiento natural de la roca es espaciado. Esto resulta en una fragmentación irregular, poco esponjada y se genera una fuerte vibración.

Usualmente como relleno se utilizan los detritos de la perforación. Estos pueden ser arcillas o piedra chancada fina y angulosa. En ocasiones se deja el agua a modo de taco en aquellos taladros inundados cuando la columna de carga es menor.

Altura de banco (H).

Es la distancia vertical desde la cresta hasta el piso, el equipo de excavación tiene como función determinar la altura del banco y carga, del diámetro de perforación, calcular la resistencia de la roca y la estabilidad del talud, observar la mineralización y los aspectos de seguridad.

En un equipo de carga y acarreo son concluyentes la capacidad volumétrica (m^3) y la altura máxima de elevación del cucharón, también de su forma de trabajo (por levante en cargadores frontales y palas rotatorias o por desgarro hacia abajo en retroexcavadoras). Los cargadores frontales a ruedas se emplean en los bancos de 5 a 10 m, con taladros 2,5 a 5 in. de diámetro. Por otra parte, las grandes palas y excavadoras de oruga se utilizan en bancos de 10 a 15 m y más, con taladros de 4 a 12 in. de diámetro. La altura de banco es determinada por la Fórmula 6.

$$H = 10 + (0.57 \times (C - 6)) \qquad \textbf{(6)}$$

Donde:

C : Es la capacidad del cucharón de la excavadora en m^3.

H : Altura de banco, (m).

Burden (B).

También denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia medida desde el pie del taladro hasta la cara libre perpendicular que se encuentre más cercana. Se considera que el burden es el parámetro más importante en la voladura. Este depende principalmente del diámetro de la perforación, de las propiedades del macizo rocoso, de la altura de banco y de las especificaciones del producto explosivo a emplear.

Se calcula de acuerdo al grado de fragmentación y el desplazamiento del material volado objetivo. Si el *burden* es excesivo, los gases generados tienden a soplar y a caracterizar la boca del taladro. Por el contrario, si es reducido se produce un exceso de energía, el mismo que se traduce en un incremento de la proyección de fragmentos de roca y vibraciones.

Fórmulas base

Con valores técnicos se ha propuesto algunas fórmulas para la determinación del burden, que involucran parámetros de la perforación de la roca y en algunas de las características del explosivo a utilizar.

- **Fórmula de Andersen.** Considera que el *burden* es una función del diámetro y longitud del taladro, esta se describe en la Fórmula 8.

$$B = \sqrt{(\emptyset \times L)} \qquad \textbf{(8)}$$

Donde:

B : *Burden*, en pies.

Ø : Diámetro del taladro, en in.

L : longitud del taladro, en pies.

La relación longitud de taladro/*burden* o altura de banco, influye sobre el grado de fragmentación.

- **Fórmula de Pearse.** El *burden* está basado en la relación de la energía proporcionada con la mezcla explosiva expresada por la presión de detonación, y la resistencia a la tracción de la roca.

$$B = 0.0254 * Kv * ø \sqrt{\frac{P_2}{S_{td}}} \qquad \textbf{(9)}$$

Donde:

B : *Burden.* (m).

Kv : Factor de volabilidad.

Ø : Diámetro de taladro, en in.

P_2 : Presión de detonación,(Kg/cm^2)

S_{td} : Resistencia a la tracción. (Kg/cm^2)

- **Factor de volabilidad**

$$kv = 1.96 - 0.27LN(ERQD)$$

- **Calidad de roca corregido**

$$ERQD = RQD\ x\ JSF \qquad \textbf{(10)}$$

Donde:

ERQD : Índice de calidad de roca equivalente %.

RQD : Índice de calidad de la roca.

JSF : *Joint strength correction factor.*

Tabla 7:
Factores para determinar el JSF (Joint strength correction factor)

CALIDAD DE ROCA	FACTOR DE CORRECCIÓN – JSF
Competente	1
Media	0.9
Suave	0.8
Muy suave	0.7

- **Fórmula de Langefors.** Consiste de la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, a través de la siguiente fórmula:

$$B = \left(\frac{ø}{33}\right)\frac{\sqrt[2]{p * s}}{c * f\left(\frac{E}{B}\right)} \qquad \textbf{(11)}$$

Donde:

B : *Burden*, (m).

Ø : Diámetro de la broca, (m).

P : Grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/m^3

S : Potencia relativa del explosivo

C : Constante para la roca, entre 0,45 y 1,0.

F : Grado de fractura. Para taladros verticales este valor es de1,0.

E : Espaciamiento entre taladros, (m).

E/B : Radio de espaciamiento a burden, (m).

- **Fórmula de C. Konya.** Establece que el burden equivale a la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = 3.15\ \emptyset_e\ ^3\sqrt{\frac{\rho e}{\rho r}} \qquad \textbf{(12)}$$

Donde:

B : Burden, en pies.

$\emptyset_e$: Diámetro del explosivo, en in.

ρe : Densidad del explosivo, g/c m^3.

P_r : Densidad de la roca, g/c m^3

- **Fórmula de Ash.** Utiliza el constante kb que depende directamente de la clase de roca y tipo de producto explosivo usado:

$$B = \frac{(kb * \emptyset)}{12} \qquad \textbf{(13)}$$

Donde:

B: *Burden*, (m).

Ø: Diámetro de taladro, en in.

kb: Constante, según la Tabla 8.

Tabla 8:

Fórmula de Ash, constante Kb de roca y tipo de explosivo.

CLASE DE ROCA	DENSIDAD (g/cm^3)	CLASE DE ROCA		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Nota. Tomado de Konya y Albarrán(2009) como se citó en Oviedo (2017)

Espaciamiento (E).

Distancia existente entre los taladros de una misma fila que se inician con un mismo retardo o distintos mayores en una fila. Se calcula en relación a la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. Los espaciamientos muy pequeños producen un exceso de trituración, craterización en la boca del taladro, bloques de gran tamaño en el tramo del burden y lomos al pie de la cara libre. Los espaciamientos excesivos producen una nueva cara libre frontal muy irregular, fracturación inadecuada y lomos al pie del banco. Generalmente el espaciamiento equivale al *burden* para mallas de perforación.

Malla cuadrada.

$E = B$

En cambio, para mallas alternas o rectangulares se utilizará:

E = 1,3 a 1,5 B

Donde:

E : Espaciamiento, (m).

B : Burden, (m).

Columna explosiva.

También denominada “longitud de carga”, es la parte activa del taladro de voladura. Es aquí donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Una adecuada distribución de explosivo a lo largo del taladro es vital de acuerdo a las circunstancias o condiciones de la roca. Puede ser continua o segmentada y usualmente equivale a la mitad o un tercio de la longitud total.

De esta manera, pueden emplearse cargas en la parte inferior, cargas en el medio, cargas a columna completa o cargas segmentadas. Estas últimas pueden ser espaciadas, alternadas o Deck charges según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua se emplea en rocas frágiles o clasificadas como poco competentes, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se utilizan la carga de columna (CC) y la carga de fondo (CF).

Carga de fondo (CF).

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada, garantizar la rotura al piso, mantener la rasante, evitar la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones. Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobreperforación, de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$CF = (1{,}3B) \qquad \textbf{(14)}$$

Donde:

CF : Carga de fondo, (m).

B : *Burden*, (m).

El *booster* o cebo iniciador se coloca en la parte inferior, preferentemente al nivel del piso del banco, para alcanzar mayor efectividad.

Carga de columna (CC).

Se coloca sobre la carga de fondo y posee distinta densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor. Generalmente se aplica ANFO convencional o ANFO pesado en relaciones de 10/90 a 20/80. La ecuación 15 se utiliza para calcular la altura de la carga de columna la cual equivale a la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo y el taco.

$$CC = L - (CF + T) \qquad \textbf{(15)}$$

Donde:

L : Longitud del taladro, (m).

CF : Carga de fondo, (m).

T : Longitud del taco, (m).

Con la posibilidad de poder preparar mezclas de emulsión ANFO de diferentes proporciones en los camiones mezcladores/cargadores (camiones fábricas), es común usar carga con ANFO Pesado en relaciones de 10/90 a 60/40, con una longitud de (10/15) Ø en la parte inferior y se completa la carga de columna con ANFO regular.

2.9. Optimización de fragmentación

2.9.1. Propiedades, agentes de los explosivos y accesorios de voladura

QUANTEX 73 es la mezcla explosiva compuesta de un 70% de emulsión gasificable Slurrex Q y potenciada con un 30% de nitrato de amonio Quantex, a la que posteriormente se le agrega una solución gasificante que le brinda la sensibilidad requerida y densidad deseada de acuerdo al diseño de voladura. La mezcla explosiva QUANTEX 73 está especialmente diseñada para rocas duras, tal como se muestra en las Tablas 9 y 10.

Tabla 9:
Densidades de mezcla explosiva QUANTEX.

Producto QUANTEX.	**Densidad (g/cm^3)**
QUANTEX SUB	1,12 +/- 5%
QUANTEX 2.0	1,10 +/- 5%
QUANTEX 70/30	1,13 +/- 5%
QUANTEX 80/20	1,02 +/- 5%
QUANTEX 90/10	0,92 +/- 5%

Nota. Distribución porcentual de mezcla explosiva gasificada, QUANTEX. Elaborado con información de EXSA S.A. (2020).

Tabla 10:
Características técnicas de Quantex 73

Especificaciones técnicas	Unidades	Quantex 73
Densidad	g/cm^3	1,13 +/- 5%
Diámetro crítico	in	4,5
Profundidad máxima	m	18
Velocidad de detonación (VOD)	m/s	4 000 – 6 000

Nota: Elaborado con información de la ficha técnica de Quantex 73 de EXSA S.A (2020).

- **Emulsión a granel.** De acuerdo a EXSA (2020), Quantex 73 es una emulsión a granel inerte no detonable que reduce gases nitrosos y se usa en taladros con agua. Se recomienda en la minería superficial y en canteras de mayor diámetro. Como se muestra en la Figura 28 y Tabla 11.

Figura 28:
Prueba de densidad de copa antes de realizar carguío en taladros



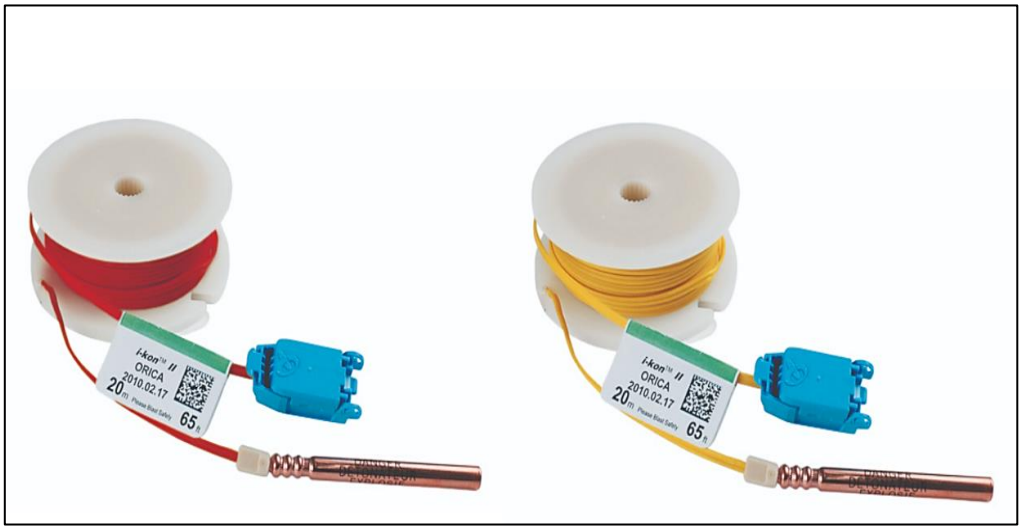
Tabla 11:
Características técnicas de Slurrex G

Especificaciones técnicas	Unidades	SLURREX G
Densidad	g/cm^3	1,31 +/- 3%
Velocidad de detonación (VOD)	m/s	No aplica
Energía	KJ/kg	2 576
RWS	%	103
RBS	%	153
Volumen de gases	L/kg	1 085

Nota: Elaborado con información de la ficha técnica de Slurrex G de EXSA.S.A.

Detonadores electrónicos. El detonador i-kon ™ II es uno de los productos de nueva generación de Orica. Se puede utilizar junto con el siguiente hardware del sistema i-kon ™, es el sistema de iniciación electrónica más avanzado del mercado y funciona especialmente bien en operaciones de voladuras complejas y complejas en operaciones mineras subterráneas y a cielo abierto en las condiciones más desafiantes.

Figura 29:
Detonadores electrónicos.



Nota: Detonador electrónico I-kon II, producto de la empresa Orica. Figura tomada de la ficha técnica del fabricante ORICA (2020).

- **Booster.** Es un explosivo potente de alta densidad, velocidad y presión de detonación, por lo que la columna explosiva se activa con éste y maximiza su desarrollo energético, lo cual influye favorablemente en el resultado de la voladura. En la Tabla 12 se detallan sus características técnicas.

Tabla 12:
Características técnicas de Booster.

Especificaciones	**HDP-5 (90g)**	**HDP-3 (150g)**	**HDP-1/2 (225g)**	**HDP-3/4 (340g)**	**HDP-1 (450g)**	**HDP-2 (900g)**	**HDP-3 (1350g)**
Diámetro (mm)	37	37	43	51.6	58	81,5	98
Altura(mm)	106	106	120	120	120	120	120
Peso(g)	150	150	225	340	450	900	1 350
Velocidad de Detonación (m/s)	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000
Densidad	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6

Nota. Especificaciones técnicas de Booster, información tomada de la ficha técnica del fabricante FAMESA (2020).

- **Selección de diseño de cargas en voladura.** La selección de diseño de carga de explosivos se realiza de acuerdo a factor de potencia por tipo de roca por ende primero para que este sea factible el cálculo se realiza las pruebas de campo aplicando fórmulas matemáticas, criterios profesionales y haciendo ajustes se realiza el diseño de carga.

Considerando la geología, geotecnia, logueo de proyecto a disparar se recomienda calcular primero la Densidad de Carga Lineal (ρCL):

$$\rho CL = 0.507 * ø^2 * \rho_{exp} \qquad \textbf{(16)}$$

Donde

ρCL : Densidad de Carga Lineal (kg/taladro)

Ø : Diámetro del taladro en in.

ρ_{exp} : Densidad de explosivo en gr/cm^3.

- **Factor de potencia** Es la cantidad de explosivos que se necesita para mover una tonelada métrica de material:

$$FP = Q_{total\ de\ explosivos}\ \frac{\left(\frac{kg}{taladro}\right)}{\left(\frac{t}{taladro}\right)} \qquad \textbf{(17)}$$

FP: Factor de potencia (kg/t)

2.9.2. Perforación

Con ayuda del sistema de despacho JMineOps® se realiza la perforación de mallas de producción. El sistema transmite la malla de diseño a la perforadora y con asistencia satelital la perforadora se ubica en el taladro de diseño correcto. Al término de la perforación del taladro, el operador debe dejar una estaca en el taladro indicando el número de taladro y el número de proyecto para que los encargados identifiquen el número de taladro al momento de muestrear, primar, cargar y tapar dicho taladro.

2.9.3. Equipos de perforación.

La unidad minera Cuajone cuenta con 6 perforadoras de producción D11, D13, D14, D16, D17 y D18. Como se muestra en la Tabla 13.

Tabla 13:
Perforadoras primarias de la unidad minera Cuajone

Modelo	Código SPCC
P&H 120A	D11
BUCYRUS 49 RIII	D13
BUCYRUS 49 HR	D14
P&H 320XPC	D16
P&H 320XPC	D17
CAT MD6640	D18

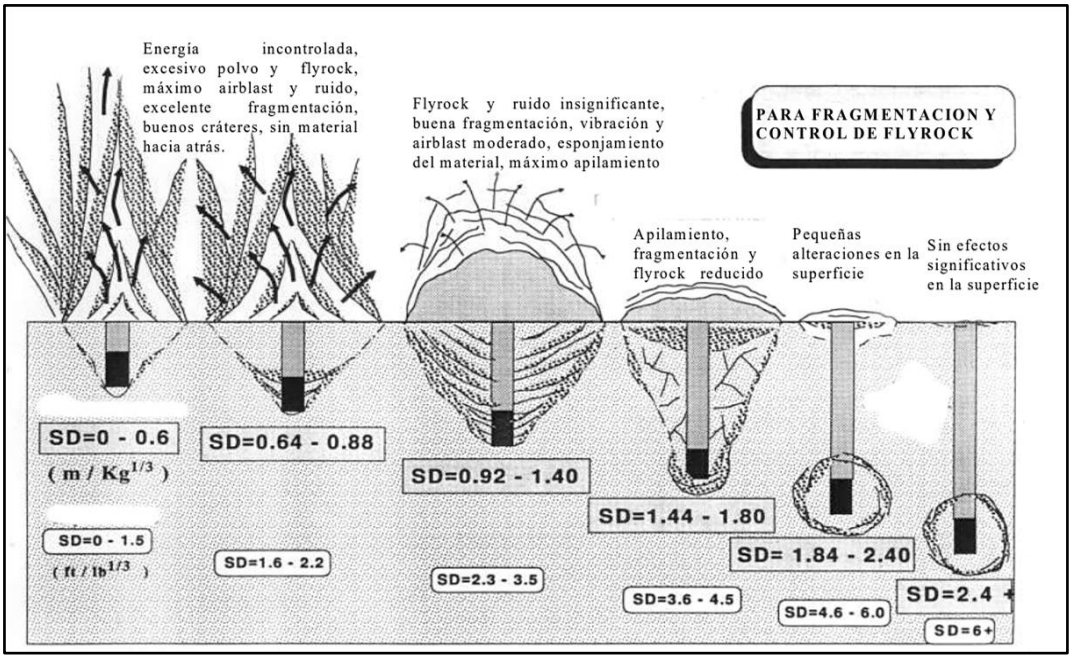
2.9.4. Stemming

- **Efecto de confinamiento.** El efecto de confinamiento determina la retención de energía explosiva en un taladro ya sea por uso de detritus de perforación o material zarandeado, de hecho, el material zarandeado de 1,5 in. tiene un efecto de confinamiento en voladura.

- **Efecto de *Stemming.*** El efecto de *Stemming* determina una buena voladura sin *fly rock* (proyección de roca).

- **Longitud, Tipo y tamaño de *Stemming.*** Este parámetro de *Stemming* se calcula usando modelos matemáticos, y simulación de computadoras y el ingeniero de voladura verifica además usando el sistema de Alan Bauer y Frank Chiapetta para determinar finalmente la elección adecuada, tal como se muestra en la Figura 30.

Figura 30:
Análisis de Fly Rock.



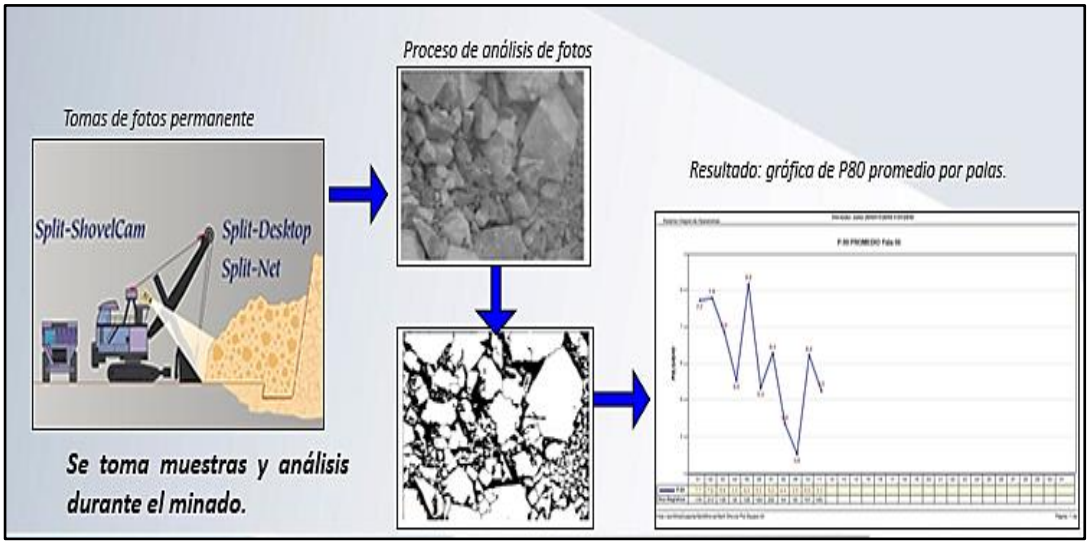
Nota. Figura tomada de Manual de Tronadura ENAEX S.A. (s.f., p. 176)

2.9.5. Medición y análisis de fragmentación

Una vez realizado la voladura, ingresa la pala para el minado, el ingeniero de voladura hace la medición de la muestra fragmentada de roca en frentes de minado, así mismo en cambios de guardia se usa una cámara manual y 02 esferas que tiene una medida de 10 in. para luego analizar en gabinete el P80 de fragmentación.

- **Sistema *Split Online*:** Es una innovación tecnológica para el análisis, toma y medición de fragmentación de rocas en frentes de minado en tiempo real. Este sistema es capaz de producir resultados de P80 promedio en tiempo real ya que puede tomar hasta 500 fotos por hora. Se coloca en pala con el fin de reducir el riesgo de aplastamiento de roca en frentes de minado al ingeniero de voladura. El funcionamiento del *Split Online* se ilustra en la Figura 31.

Figura 31:
Análisis de Fragmentación en sistema Split Online

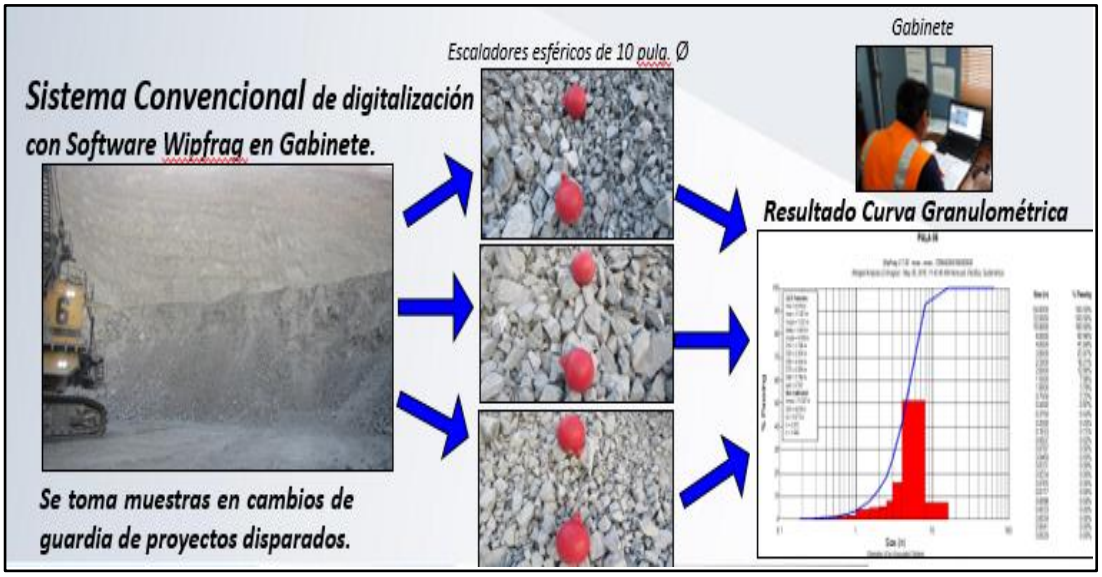


Nota: Proceso de toma de muestra mediante fotografías para el análisis de fragmentación, que se elabora en el programa *Split Online*®.

- **WipFrag:** Es un software versátil de análisis de la fragmentación, tiene las herramientas necesarias para recopilar datos históricos, establecer una línea de base estadística y hacer un seguimiento de los cambios sutiles a lo largo del proceso de optimización para que pueda tomar decisiones basadas en hechos en lugar de en la teoría.

Se toma una fotografía con un dispositivo para recopilar datos de fragmentación que permite tomar decisiones inmediatas y precisas desde una distancia segura. Se Usa la función SIG de *WipFrag* para identificar los materiales, de dónde proceden y cuándo fueron volados, todo ello queda archivado en el sistema o la nube en formatos Excel, PDF o formato de correo electrónico, con *WipFrag* de 64 bit, ahora puede usar imágenes mucho más grandes, incluidas las imágenes de drones y ortomosaicos de alta resolución, que le ofrece mayor flexibilidad en relación con las imágenes que puede usar, el análisis de la fragmentación nunca ha sido más sencillo, preciso y asequible. Podemos visualizar en la Figura 32.

Figura 32:
Análisis de fragmentación en sistema convencional WipFrag.



Nota: Proceso de toma de muestra mediante fotografías para el análisis de fragmentación, que se elabora en el programa *WipFrag*®.

- **JK SimBlast 2.11.3.** Es un programa desarrollado en base a décadas de experiencia por el Centro de Investigación Minero Australiano Julius Kruttschnitt (JKMRC) que permite realizar diseño, análisis, gestión y evaluación de voladuras.

El programa permite realizar simulaciones de las voladuras y se puede visualizar de qué modo ocurrirá la detonación de la secuencia de disparo y de tal modo detectar anomalías en el diseño, cantidad de explosivos inadecuados, tipos de explosivos erróneos, retardos incorrectos, mala distribución espacial de los pozos de voladura, amarres de los pozos cerrados u otros. La simulación de la secuencia de detonación de los retardos está basada en Simulaciones Montecarlo, además puede generar gráficos de contornos de tiempo o líneas isotiempo, a fin de visualizar si la secuencia disparos adecuada, acompañado de una evaluación de alivio del *burden* a fin de conocer si las cargas que detonan previamente brindan suficiente tiempo a las siguientes.

Mediante esta herramienta se puede detectar aquellas zonas del área de

voladuras que están pobre o excesivamente cargadas de tal modo de controlar por ejemplo la fragmentación, controlando la fragmentación tendremos un mejor carguío teniendo un mejor carguío tendremos mayores rendimientos operacionales y extraemos más material lo que incurre en una mayor cantidad de beneficios económicos para el proyecto. Funciones de Diseño que incluyen tamaño de la grilla y orientación de la misma, definiciones de áreas con una serie de modos, modo de perforación, modo carguío de explosivo, modo de amarre de disparo y simulación de detonación.

Funciones de Edición incluye la selección de objetos (ejemplo, la función marcar), borrar objetos (pozos, cargas, líneas de amarre, etc.), cambiar atributos de objetos (visibilidad, color etc.).

Funciones de visualización incluye zoom de aumentar o alejar, zoom específico, ir a una posición, centrar diseño, redibujar, y funciones rápidas.

Funciones de reporte incluye configuración de impresión, imprimir el diseño en ventana y turnar objetos de texto on/off para presentar mayor información

Mediante JK SimBlast 2.11.3 se puede importar los diseños desde AutoCAD R14, Datamine, Surpac, Vulcan, mediante el módulo Design Importer.

Es un programa que sirve para administrar voladuras y lleva un control estructurado de los diferentes elementos de en una mina como unidades geotécnicas, rajos, bancos, voladuras, vibraciones, fracturas, etc. También permite visualizar en tres dimensiones (3DView) lo creado en los módulos de diseño 2DBench, 2DRing o 2DFace.

2DRing: Permite realizar el diseño completo de tronaduras subterráneas (especialmente diseños en anillos o abanicos) con opciones similares a las señaladas en 2DBench.

2DFace: Permite realizar el diseño completo de tronaduras en túneles con opciones similares a las señaladas en 2DBench

2D-Bench: Permite realizar el diseño completo de una tronadura con todos sus elementos, vale decir, establecer un área de tronadura, configurar un pattern, (burden, espaciamiento, diámetro de pozos, largo de las perforaciones, etc), carguío de pozos con explosivos, insertar retardos tanto en el pozo como la superficie, realizar amarres, etc

En la Figura 33, la ventana principal consiste en un área de dibujo, barra de título, barra de menú, barra de herramientas, barra de estado y barra deslizable.

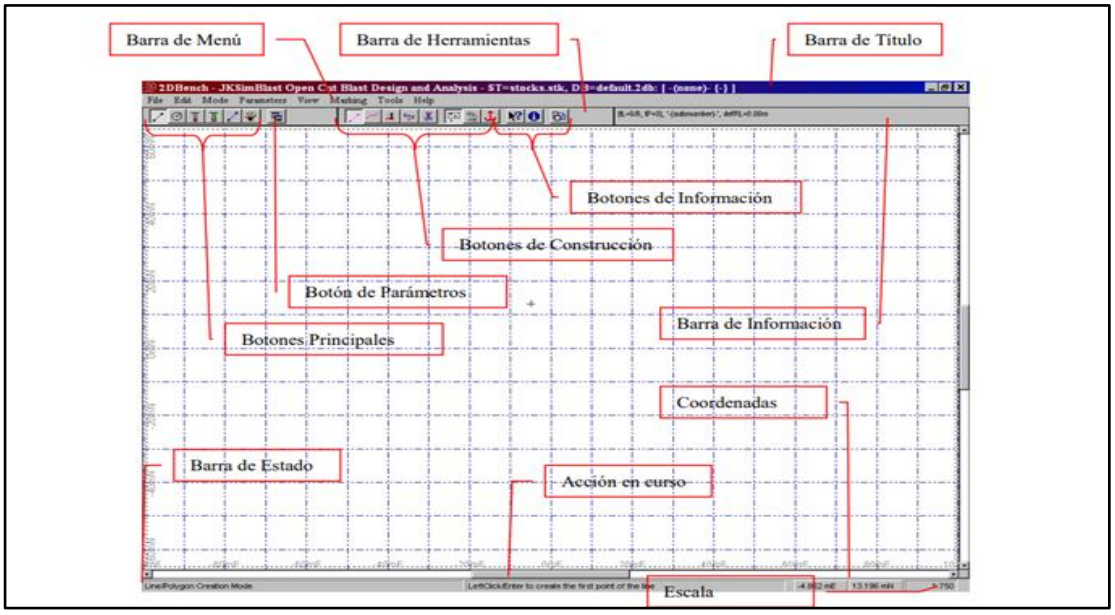
Esta ventana principal o área de dibujo es una vista de planta o un mundo en 2D definida por una grilla de coordenadas. Este sistema de coordenadas es simbolizado por una red de líneas. Con respecto a cotas y alturas, *2D-Bench* los toma en cuenta solamente para cálculos y no para una representación gráfica en 3D.

La barra de menú contiene todas las funciones disponibles en *2D-Bench* y está dividida en seis ítems (File, Edit, Mode, Parameters, View and Help)

Por otro lado, la barra de herramientas consiste en cuatro ítems, los botones principales, botones de parámetros, botones de construcción y botones de información, asociados con los modos de funciones de la barra de menú.

La barra de estado entrega al usuario un indicador del actual modo de diseño y opciones de construcción, propiedades de las líneas, propiedades del método de anclaje, etc.

Figura 33:
Ventana principal del software SimBlast.



Nota: Tomado de Rolando Castillo, *Manual de usuario 2D-Bench JK SimBlast*.

2.10. Definición de términos

Air Deck. Terminología en inglés que al español significa “la cámara de aire”, consiste en colocar cámara de aire por encima de la carga del explosivo y por debajo de otra carga explosiva hasta el taco dentro de una columna de carga, hasta el sello inerte del taco (EXSA S.A., 2019, p. 247).

Burden. Denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, conocido también como la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana, o la distancia entre filas de taladros en una voladura. (EXSA S.A., 2019, p. 58).

Carga explosiva. Es la parte activa del taladro, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. La distribución de explosivo es crucial a lo largo del taladro, de

acuerdo a las características de la roca (EXSA S.A., 2019, p.145).

Columna explosiva. También conocida como "longitud de carga" es la parte activa del taladro de voladura y la que produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro (EXSA S.A., 2019, p.161).

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

Espaciamiento. Equivale a la distancia entre taladros de una misma fila. Usualmente se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila y se calcula como la relación con la longitud del *burden*, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre los taladros (EXSA S.A., 2019, p.160).

$$E = B * 1{,}15 \qquad \textbf{(18)}$$

Donde:

B : *Burden* en metros.

Explosivo. Son sustancias o compuestos químicos en estado sólido, líquido o gaseoso, que por medio de reacciones químicas de óxido-reducción, son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de milisegundos, en grandes volúmenes de productos gaseosos y con la correspondiente liberación de energía (EXSA S.A, 2019, p. 5).

Factor de carga. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m^3 de material rocoso, constituye la mejor herramienta para diseñar las voladuras (FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., 2019, p. 56).

Fragmentación. Comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía

termodinámica, ondas de presión mecánica de rocas y otros (EXSA S.A., 2019, p.107).

IA-SIL (Andesita Intrusiva Silícea). Andesita: Son rocas volcánicas cristalinas o de matriz afanítica con una composición química y mineralógica muy similar a las dioritas, es por eso que se le considera su equivalente volcánico (Cabanillas, 2017, p.25).

Iniciación. Los sistemas de iniciación son dispositivos que permiten transferir una señal a cada pozo en un tiempo determinado para iniciar la detonación, es un factor importante en el proceso de selección de un sistema de iniciación apropiado es considerar el costo que significa obtener resultados con: sobre quiebres, vibraciones del suelo o fragmentación (ENAEX S.A., 2020, p. 40).

Intrusivo. Es un cuerpo de roca ígnea intrusiva de cualquier forma y tamaño que difiere en composición y en sus relaciones con las rocas que los incluyen. Suelen cristalizar a grandes profundidades dentro de la corteza terrestre (Cabanillas, 2017, pág. 29).

Logueo de Detritos. Es una técnica de descripción litológica que consiste en el lavado, tamizado y secado de los detritos acumulados en superficie tras la perforación de pozos para voladura.

P80. La fragmentación medida en P80 (Pasante 80) es la representación de la distribución de tamaños menores a X valores de los fragmentos correspondientes al 80% del material total. Este valor se obtiene por medio del procesamiento digital de imágenes mediante a través de un programa de computación. Así también el P20 y P50 nos brindan una representación de la distribución de tamaños, pero el P80 brinda una mejor correlación con parámetros de carguío.

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

Malla. Es la forma geométrica donde se distribuyen los taladros de voladura, considerando básicamente a la relación de *burden*, espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad del taladro (EXSA S.A., 2019, p. 168).

Stemming. Terminología en inglés que al español se traduce “taco” la cual tiene la función de retener la energía explosiva en el taladro evitando la fuga de energía, la parte superior que se rellena con un material inerte. Su misión es controlar y retener los gases producidos por la explosión para permitir el desarrollo completo de la fragmentación de la roca (FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C., 2019, p. 49).

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

Velocidad de detonación. Se la considera como el mejor "barómetro" para estimar el desempeño y la consistencia de las fórmulas de explosivos a granel, pero no es equivalente a la energía total disponible del explosivo (ENAEX S.A., 2020, p. 11).

Voladura. Fenómeno físico que genera una liberación de energía tan veloz que se considera instantánea. La explosión es un efecto y no una causa, resultado de la expansión de los gases producidos en la detonación (EXSA S.A., 2019, p. 7).

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y nivel de investigación

El tipo de investigación establece los pasos a seguir del estudio, las técnicas y métodos que se emplean en el mismo, el enfoque de la investigación influye en instrumentos, y hasta la manera de cómo se analiza los datos recaudados. (Boente & Reyes, 2019).

3.1.1. Proceso formal.

Este se refiere al método que se emplea en el estudio.

Método deductivo: Parte de una premisa general para lograr las conclusiones de un caso particular. Pone el énfasis en la teoría, modelos teóricos, la explicación y abstracción, antes de recoger datos empíricos, hacer observaciones o experimentos.

3.1.2. Según el grado de abstracción.

Investigación aplicada: Su principal objetivo se basa en solucionar problemas prácticos, con un margen de generalización limitado. De este modo genera pocos aportes al conocimiento científico desde un punto de vista teórico.

3.1.3. Según la naturaleza de los datos

Metodología cuantitativa: Para cualquier campo se aplica la investigación de las Ciencias Físico-Naturales. El objeto de estudio es externo al sujeto que lo investiga tratando de lograr la máxima objetividad. Intenta identificar leyes generales referidas a grupos de sujeto o hechos. Sus instrumentos suelen recoger datos cuantitativos los cuales también incluyen la medición sistemática, y se emplea el análisis estadístico como característica resaltante.

3.1.4. Según la manipulación de variables

Investigación no experimental: No se controlan las variables independientes, dado que el estudio se basa en analizar eventos ya ocurridos.

3.1.5. Según la naturaleza de los objetivos.

Se refiere en cuanto al nivel de conocimiento que desea alcanzar.

Investigación Descriptiva: Se efectúa cuando se desea describir, en todos sus componentes principales, una realidad.

Investigación correlacional: Es aquel tipo de estudio que persigue medir el grado de relación existente entre dos o más conceptos o variables.

3.1.6. Según la naturaleza de la información.

Investigación cuantitativa: Utiliza predominantemente información de tipo cuantitativo directo. Se pueden emplear en los estudios de las Ciencias Físicas. Se encuentran: Estudios cuantitativos con datos secundarios: Los cuales, a diferencia de los dos anteriores, abordan análisis con utilización de datos ya existentes.

3.1.7. Según la temporalización.

Método Transversal: Se realiza en un lapso de tiempo corto. Es como tomar una instantánea de un evento.

3.2. Ámbito temporal y espacial

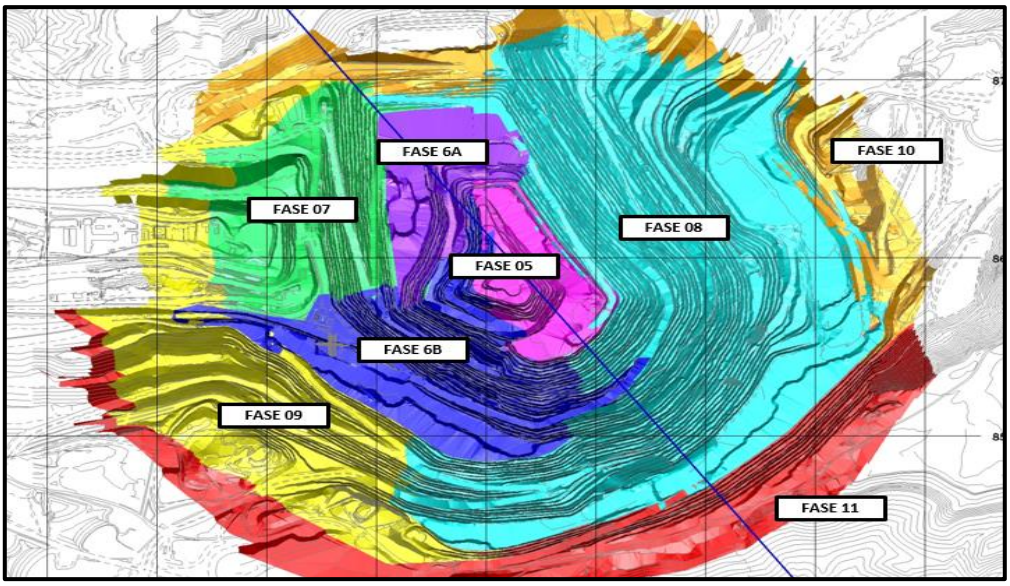
La investigación se desarrolla en el año 2020, referenciando data historia de parámetros de voladura utilizados como línea base del año 2019 de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

La población está constituida por los proyectos de voladura en la fase 6B de la Unidad Minera Cuajone, que comprenden del año 2019 (línea base) y las pruebas realizadas en el 2020, como se ve en la Figura 34.

Figura 34:
Fase 6B de la unidad minera Cuajone.

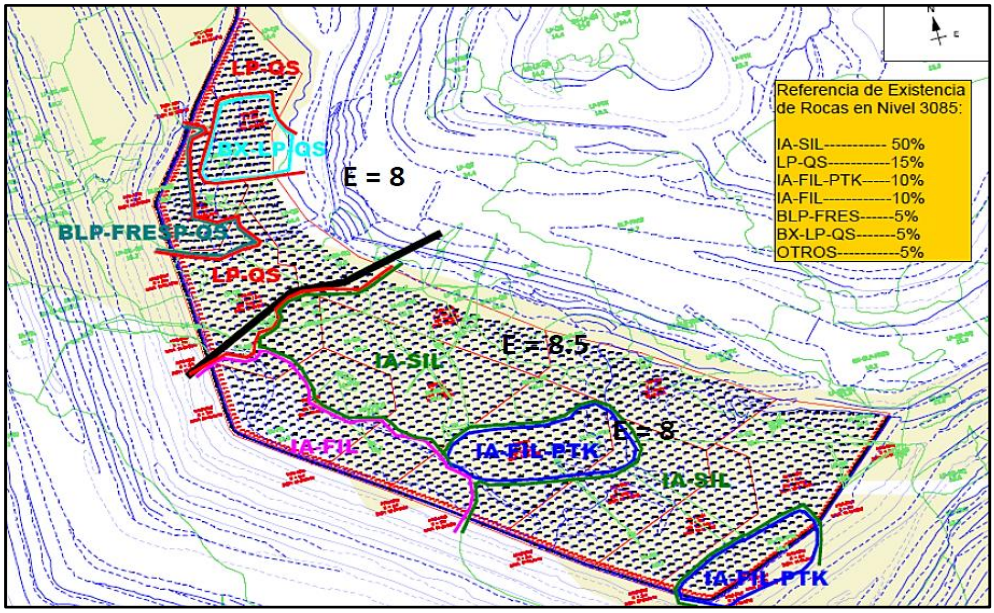


Nota. Elaborado con información recolectada por el departamento de Geología Cuajone.

3.3.2. Muestra

Está constituida por los proyectos de voladura aplicando el método de *Air Deck* intermedio con doble iniciación en roca IA-SIL de la fase B62 del proyecto 3 085-624 de la unidad minera Cuajone que se muestra en la Figura 35.

Figura 35:
Fase 6B2 de la unidad minera Cuajone.



Nota: Figura obtenida de la Oficina de Asistencia Técnica EXSA. S.A.

3.4. Instrumentos

3.4.1. Instrumento de recolección de datos

La principal herramienta utilizada es el programa JK SimBlast 2.11.3. Este programa sirve para desarrollar trabajos de simulación de perforación y voladura haciendo uso de parámetros calculados y permite predecir el grado de influencia energética en cada proceso planteado y análisis de fragmentación.

Así también, se recolectó información para el análisis de fragmentación a través de toma de fotografías de los frentes de minado, se utilizaron los programas *Split Online y WipFrag*, los cuales ayudaron al estudio a través de la obtención de resultados de análisis de voladura eficiente en temas de fragmentación de roca, de manera complementaria se utilizaron otros programas como Excel para la realización de cálculos matemáticos y estadísticos.

3.4.2. Trabajo de laboratorio

En esta investigación se solicitó data geológica al departamento de geología de la unidad minera Cuajone, para realizar los cálculos pertinentes respecto a los nuevos parámetros de perforación y voladura, en la Tabla 14 se detallan algunas pruebas de laboratorio para roca andesita intrusiva.

Propiedades mecánicas de la roca andesita intrusiva.

Tabla 14:
Propiedades de la roca andesita intrusiva.

Tipo de roca	Abreviatura De la roca.	Densidad (t/m^3)	WI (Work Index)
Andesita intrusiva fílica	IA-FIL	2,72	17,5
Andesita intrusiva estructura de cuarzo	IA-ES-RQ	2,72	15,5
Andesita intrusiva silícea	IA-SIL	2,69	16,2
Andesita intrusiva fílica brechada	IA-FIL-BX	2,64	15
Brecha de andesita intrusiva fílica	BX-IA-FIL	2,64	15

Nota. Elaborado con información recolectada por el departamento de Geología Cuajone.

Las propiedades mecánicas de roca IA-SIL son empleadas para realizar nuevos cálculos y obtener nuevos parámetros de perforación y voladura para lograr una óptima fragmentación. Como se muestra en la Tabla 15.

Tabla 15:

Propiedades mecánicas de la roca IA-SIL.

	Propiedades índices		Ensayos mecánicos		Propiedades mecánicas		Propiedades mecánicas dinámicas		Roca intacta		Módulos dinámicos	
Símbolo	Y	n	TI	UCS	E	V	Ed	Vd	M1	σc1	Velocidad (m/s)	
Unidad	t/m3	%	MPa	MPa	GPa	-	GPa	-	-	MPa	Vp	Vs
IA-SIL	2,73	3	4,2	69,7	28	0,25	65,1	0,24	12,95	68,19	5 239,05	3 067,33

Nota: Elaborado con información recolectada por el departamento de Geotecnia Mina Cuajone.

Donde:

γ : Peso unitario del macizo rocoso. (t/m^3).

n : Porosidad, (%).

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

UCS : Resistencia a la compresión simple (MPa).

E : Modulo de Young o deformabilidad (GPa).

V_p : Velocidad de compresión, ondas p (m/s).

V_s : Velocidad de compresión, ondas s (m/s).

M1 : Parámetros de roca intacta de criterio Hoek y Brown.

σc1 : Resistencia a la compresión uniaxial de la roca “intacta” (Hoek y Brown, 2002) (MPa).

3.4.3. Presión de detonación y resistencia a la tracción dinámica de roca IA-SIL

Tabla 16:

Ensayos mecánicos de la roca IA-SIL.

Diámetro	**Presión de detonación**	**Resistencia a la tracción dinámica**
Ø	P2	Ts
in.	Kg/cm^2	Kg/cm^2
12,25	125 731	192,72

Nota: Elaborado con información del departamento de Geotecnia Mina Cuajone.

3.4.4. Validación y confiabilidad de los instrumentos

Los instrumentos manejados en el presente proyecto de investigación se encuentran calibrados y estandarizados para evitar errores y se desempeñan con los tres requisitos esenciales: confiabilidad, validez y objetividad. La recopilación de información de datos, son solicitadas de las diferentes áreas especializadas de la unidad minera Cuajone.

En el Anexo N°4 se adjuntan los certificados de calibración de los equipos utilizados como la Balanza Digital tipo gramera, Geófonos y el MicroTrap de la empresa EXSA SA.

El sistema *de Split Online* es confiable debido a que puede tomar 100 a 500 fotos por hora y da resultados de P80 en tiempo real facilitando el seguimiento de fragmentación de roca volada.

Se hizo análisis de data del año 2019 de línea base de mina planta, para la toma de decisiones en proyectos a disparar en roca de tipo IA-SIL en el 2020.

3.5. Procedimientos

3.5.1. Lugar de ejecución

La unidad minera Cuajone, tiene una extensión de 10 000 hectáreas y se ubica en el distrito Torata, provincia Mariscal Nieto, departamento de Moquegua, país Perú. La unidad está localizada a una distancia de 45 kilómetros de la ciudad de Moquegua, como se mostró en la Figura 2 y sus coordenadas se detallan en la Tabla 17.

Tabla 17:
Coordenadas UTM WGS84.

ESTE	NORTE
317 685	8 117 350
319 515	8 115 815

Nota: Elaborado con información de INGEMMET (2018).

3.5.2. Método, procedimiento o proceso

Para la aplicación del método *Air Deck* con doble iniciación, se realizó el estudio de antecedentes, como las propiedades de la roca IA-SIL, los parámetros de voladura, diseño de carga explosiva, diseño de malla de perforación, selección de diámetro de broca entre otros, de la unidad minera Cuajone.

Procedimiento para el cálculo de espaciamiento y *burden*

Para la optimización de las operaciones se toma muchos factores entre las que figuran en la geología del yacimiento así como las propiedades geométricas y características del explosivo a usar.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación. Por lo tanto, requiere de

atención especial en la organización y control de las diferentes actividades, empleando modernas formas de organización y control de trabajo, con la finalidad de obtener alta eficiencia de los equipos de perforación y productividad de la operación.

Para el cálculo de los parámetros se puede recurrir a las fórmulas matemáticas establecidas por diferentes autores, en esta oportunidad se tomó como referencia el modelo matemático de Pearse para los cálculos de *burden* y espaciamiento.

El modelo matemático de Pearse, como la mayoría de los investigadores llego a la conclusión de que la variable aleatoria más importante es la carga. Con esta variable se puede calcular los otros parámetros de perforación y voladura (variables controlables).

Modelo matemático de Pearse.

$$B = 0{,}0254 * kv * ø\sqrt{\frac{P2}{Std}} \qquad \textbf{(19)}$$

Donde:

B : *Burden*, (m).

Kv : Factor de volabilidad.

Ø : Diámetro de taladro, (in).

P2 : Presión de detonación (Kg/cm^2).

Tsd : Resistencia a la tracción. (Kg/cm^2).

Factor de volabilidad:

$$Kv = 1{,}96 - 0{,}27Ln(ERQD)$$

Calidad de roca corregido:

Utilizamos la Ecuación 10:

$$ERQD = RQD * JSF$$

Donde:

ERQD : Índice de roca equivalente (%).

RQD : Índice de calidad de roca (*rock quality designation*).

JSF : *Joint strength correction factor.*

Para calcular el espaciamiento: Utilizamos la Ecuación 18.

$$E = B * 1{,}15$$

Donde:

E : Espaciamiento (m).

B : *Burden* (m).

Cálculos para hallar la densidad de carga kilogramo por tonelada.

$$\rho c = 0{,}507 * ø^2 \, \rho_e \qquad \textbf{(20)}$$

Para calcular densidad de carga por kilogramo por taladro:

$$\rho c_{total} = \rho c * Lc \qquad \textbf{(21)}$$

Donde:

ρc : Densidad de carga (kg/t).

ø : Diámetro del taladro (m).

ρ_e : Densidad del explosivo (g/cm^3).

ρc_{total} : Densidad de carga (kg/taladro).

Utilizando las fórmulas matemáticas podemos definir los siguientes cálculos de la data histórica con diámetro 12,25 in. Como se muestra en la Tabla 18.

Tabla 18:
Cálculo de burden usando el modelo matemático de Pearse.

Diámetro de taladro (in)	*Burden* (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de carga (kg/taladro)	Factor de potencia (kg/t)	P80 (in)
12,25	7,35	8,5	819,11	0,323	7,6
11	6,5	7,56	700,37	0,348	6,5

Se optó por la selección del diámetro de 11 in., por presentar un mayor factor de potencia en las pruebas de simulación con el software *JK SimBlast*.

Para la optimización de la malla de perforación, se redujo de manera gradual el *burden* del primer cálculo matemático de diámetro de 11 in. De esta manera obtenemos los datos de la Tabla 19.

Tabla 19:
Cálculo de malla de perforación para definir factor de potencia y P80.

Diámetro de taladro (in)	*Burden* (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de carga (kg/taladro)	Factor de potencia (kg/t)	P80 (in)
11 in	6	6.9	700,37	0,419	5,78
11 in	5.7	6.5	700,37	0,465	5,24
11 in	5	5.75	700,37	0,604	4,96

Procedimiento para el cálculo de diseño de carga explosiva y *Air Deck*

Para realizar el diseño de carga, primero se calculó la cantidad de carga por taladro, en una longitud total de carga, posteriormente se calcula la longitud de carga de fondo y superior.

Para calcular la carga de fondo dividimos en dos partes la densidad de carga total calculada y adicionamos un 5% de densidad de carga calculada.

$$C_{fondo}: (\rho c/2) + 5\%(C_{total})$$

Se adiciona el porcentaje de carga con la finalidad de dar mayor impulso desde el fondo el taladro hacia el cuello del taladro.

Para calcular la carga superior:

$$Csup = Ctotal - Cfondo \qquad \textbf{(22)}$$

Donde:

ρc : Densidad de carga (kg/taladro)

C_{total} : Carga total (kg/taladro)

C_{fondo} : Carga de fondo. (kg/taladro)

C_{sup} : Carga superior. (kg/taladro)

Procedimiento para calcular Distancia de carga de fondo:

$$DCF= (C_{fondo} *L_{carga})/C_{total}$$

DCF : Distancia de Carga de Fondo (m).

Procedimiento para calcular Distancia de carga superior:

$$DCS= (Csup *Lcarga)/Ctotal$$

DCS : Distancia de carga superior (m).

Procedimiento para calcular *Air Deck*:

$$Air\ Deck = Ltotal - Lcarga - S \qquad \textbf{(23)}$$

Air Deck : Longitud de *Air Deck* (m).

L_{total} : Longitud de taladro, (m).

L_{carga} : Longitud de carga total, (m).

S : *Stemming*, (m).

Para realizar el cálculo del *Air Deck* intermedio, se procede la resta de dimensiones a la longitud total del taladro menos la longitud de carga, menos la longitud de *Stemming*. Como se visualiza en la Tabla 20.

Tabla 20:
Cálculo de Air Deck

Diámetro del taladro(in)	*Burden* (m)	Espaciamiento (m)	Distancia de carga de fondo (m)	Distancia de carga superior (m)	*Stemming* (m)	*Air Deck* (m)
12,25	7,35	8,74	8,7	0	6	1,3
11	5,7	6,5	4,84	4,32	5	1,83

Se realizó pruebas en el programa JK SimBlast 2.11.3, para observar directamente los efectos que trae al simular los nuevos parámetros de la malla de perforación, al ser introducidos los valores podemos observar y analizar el comportamiento de la energía del explosivo, de esta manera nos facilita en corto tiempo las predicciones.

3.5.3. Proceso de simulación en el programa JK SimBlast 2.11.3.

Para poder realizar un análisis de energía y fragmentación en el programa JK SimBlast 2.11.3, primero se da nuevos valores de parámetros calculados como diámetro del taladro, malla de perforación, diseño de carga, también data del explosivo MEQ73 y propiedades físico mecánicas de la roca IA-SIL, ya que el programa no cuenta dentro del conjunto de sus propiedades establecidos los agentes explosivos a simular.

Primero: Dar valores al taladro con diámetro, malla de perforación,

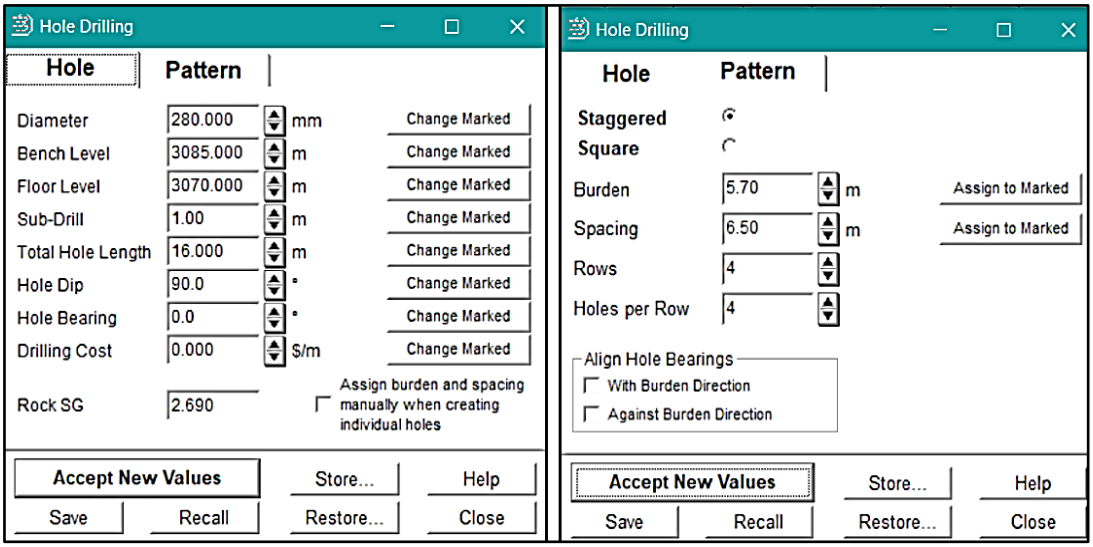
El diseño de los pozos de voladuras se lleva a cabo seleccionando la barra de menú Mode Drill, presionando la tecla “F2”.

Se debe establecer la geometría y propiedades de los pozos por medio de la ventana de parámetros antes de comenzar a crear los pozos. Podemos acceder a esta ventana por la barra de menú en *Parameters Drilling* o presionando el botón mostrado al costado derecho.

En modo *Hole*, colocamos los parámetros como: Diámetro de taladro, nivel superior de banco, nivel inferior de banco, sobreperforación, ángulo de taladro y densidad de la roca.

En modo *Pattern*, colocamos el diseño de malla como cuadrada o triangular equilátera, *burden*, espaciamiento, taladros por filas, como se ve en la Figura 36.

Figura 36:
Valores en la pestaña taladros y malla de perforación.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Segundo: Dar valores a los agentes de iniciación como *booster*, tubo de choque.

Primero se debe comenzar con la asignación de los retardos de fondo para comenzar con la configuración de amarre y asignación de tiempos. Es preciso estar en el modo *Downhole Hole Delay*, también podemos entrar a este modo eligiendo la opción en la barra de menú *Parameters – Downhole Delays*, otra forma es presionando las teclas “F4” como se observa en la Figura 37.

Ya realizado el carguío de los pozos de diseños, se debe insertar al diseño los detonadores de fondo correspondientes, según sea la secuencia que se está diseñando.

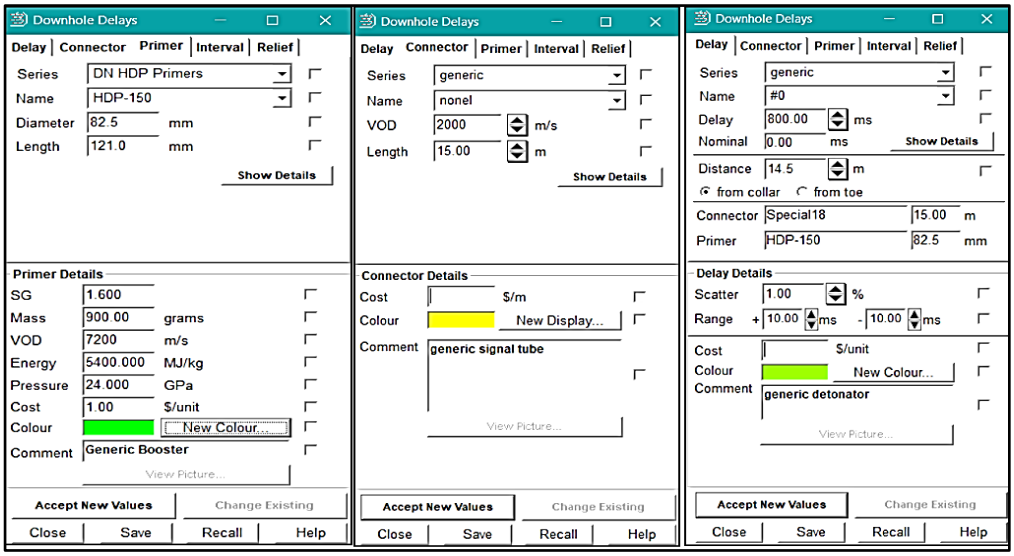
Se presiona el ícono el cual muestra una ventana con tres parámetros a definir *Delay*, *Connector* y *Primer* para llegar a la ventana en donde especificaremos los tiempos

En modo *Delay*, se coloca al modelo de detonador que se usa, diámetro y longitud del detonador, densidad del detonador, peso, velocidad de detonación, presión y el color que asigna el usuario según su requerimiento.

En modo *Connector*, se configura el tiempo de fondo, según el conector que se emplea, asignando la longitud donde será colocado según la longitud del pozo, este valor es utilizado para calcular tiempos de iniciación de la malla.

En modo *Primer*, corresponde al modelo de *booster* utilizado, diámetro del *booster*, su longitud, densidad, velocidad de detonación, energía desarrollada y presión de detonación.

Figura 37:
Valores en la pestaña en el fondo del taladro.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Tercero: Cargamos con material explosivo MEQ73, *Air Deck* y *Stemming*.

El carguío de los pozos con taco, *deck* de aire, explosivo, u otro material es ejecutado mediante la función de carguío en la barra de menú *Mode – Load*, también se puede presionar la tecla "F3".

Después de realizar el diseño de los pozos, sigue el carguío de explosivos, se selecciona el tipo de material para el carguío ya sea este explosivo o no explosivo y se presiona el botón de parámetros, como se visualiza en la Figura 38.

En la sección de valores para explosivos, se asignan valores según el explosivo a usar, longitud de carga explosiva, densidad del explosivo, velocidad de detonación, energía del material, potencia relativa en peso del material, potencia relativa en volumen de material, diámetro mínimo en que el material puede ser cargado.

Figura 38:
Valores en para insertar explosivos, Air Deck y Stemming.

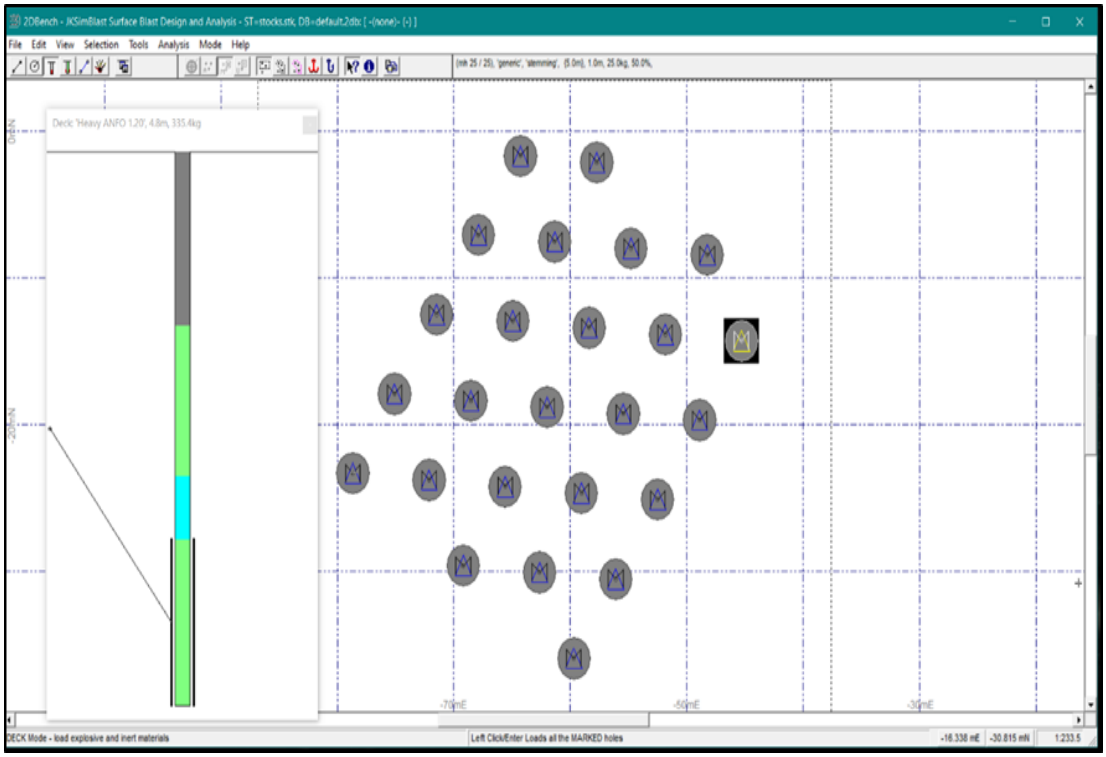


Nota: De izquierda a derecha se puede observar las secciones en donde se ingresan las características de explosivos, *Air Decks* y *Stemming*, respectivamente en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, módulo *2D-Bench*.

El módulo *2D-Bench* del programa permite verificar las propiedades y componentes del diseño, su función es obtener información de un objeto individual o de todo el diseño.

La función de consulta de objeto muestra, según el modo de diseño seleccionado (línea, pozo, carga, detonador de fondo o diseño de amarre), información variada del objeto. En la Figura 39 se puede observar la distribución de *Air Deck* intermedio.

Figura 39:
Taladro cargado en modo información.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

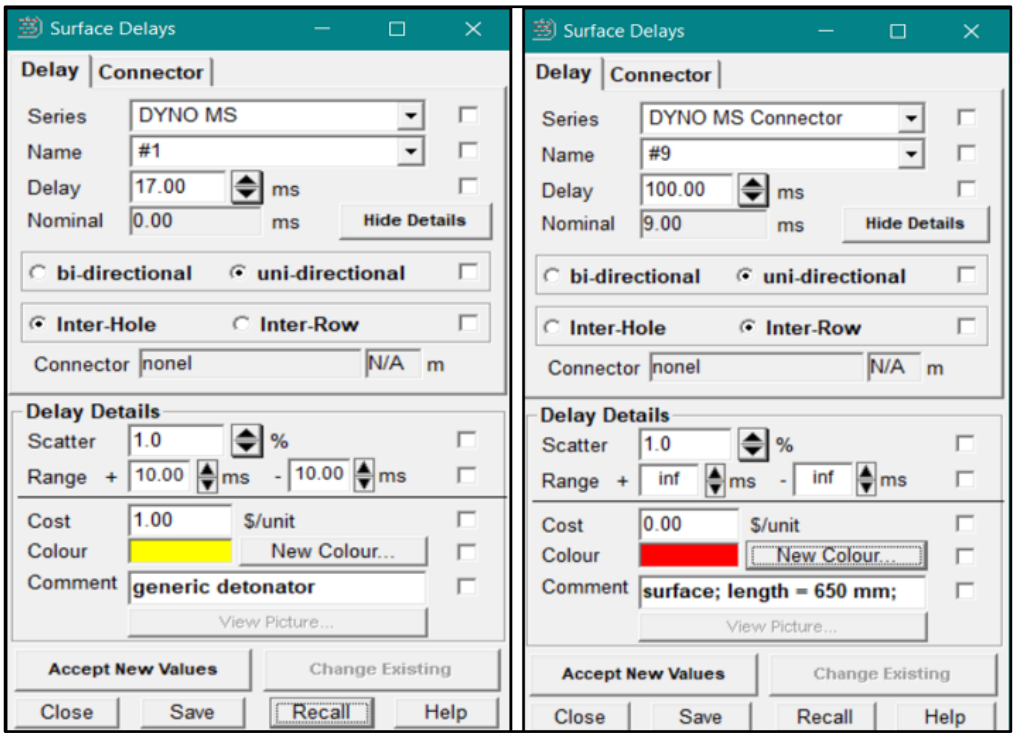
Cuarto: Realizamos los amarres no electrónicos para poder simular.

Posteriormente se procede a la parte en donde se definen los tiempos en

superficie según el orden de salida de los pozos que deseamos. Para acceder a este modo podemos presionar el ícono *Surface Delay Sequencing Model*, se presiona la tecla “F5” o en la barra de menú *Mode – Surface Delays*.

Para ingresar a los parámetros debemos presionar el botón “parámetros”, su utilidad cambia dependiendo si el modo es generación de pozos, dibujo de línea, carguíos de explosivo, detonadores de superficie, detonadores de fondo, y detonación, tal como se aprecia en la Figura 40.

Figura 40:
Valores en la pestaña para la secuencia de detonación.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

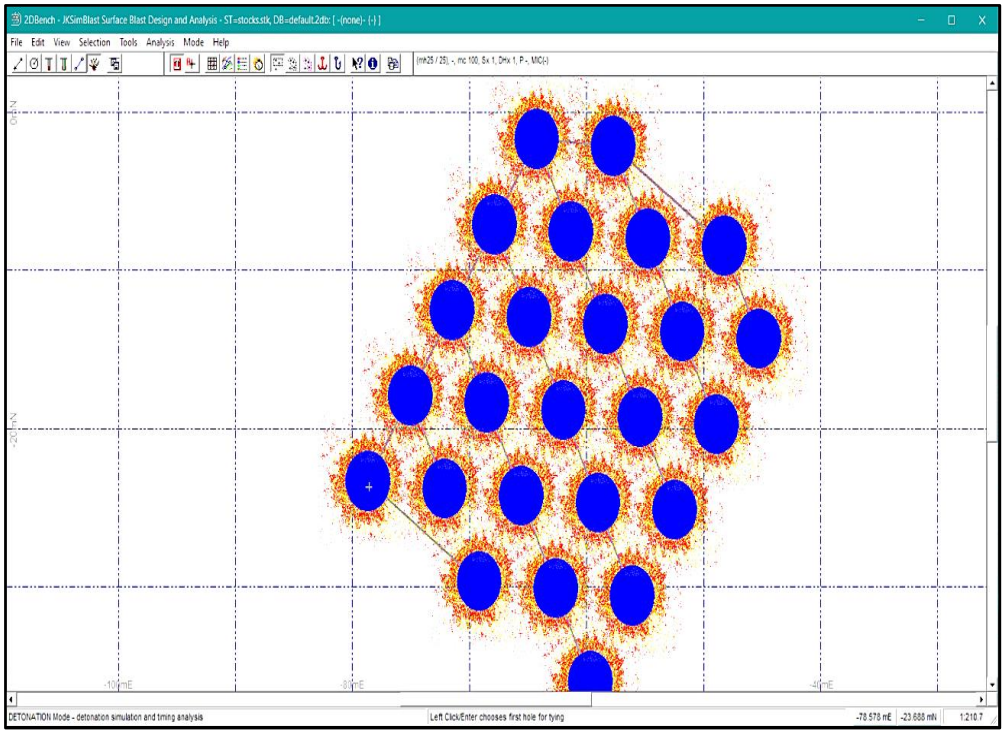
Quinto: Se procede a realizar la detonación después del amarre no electrónico.

En el Modo de Detonación se lleva a cabo la secuencia de detonación también

puede ingresar a este modo presionando la tecla “F6” o en la barra de menú *Mode – Detonate*.

Se da inicio luego de haber realizado el amarre correspondiente y secuencia de salida de taladros, dando inicio en detonación en el primer taladro donde se realizó el amarre, como se ve en la Figura 41.

Figura 41:
Valores en la pestaña detonación.

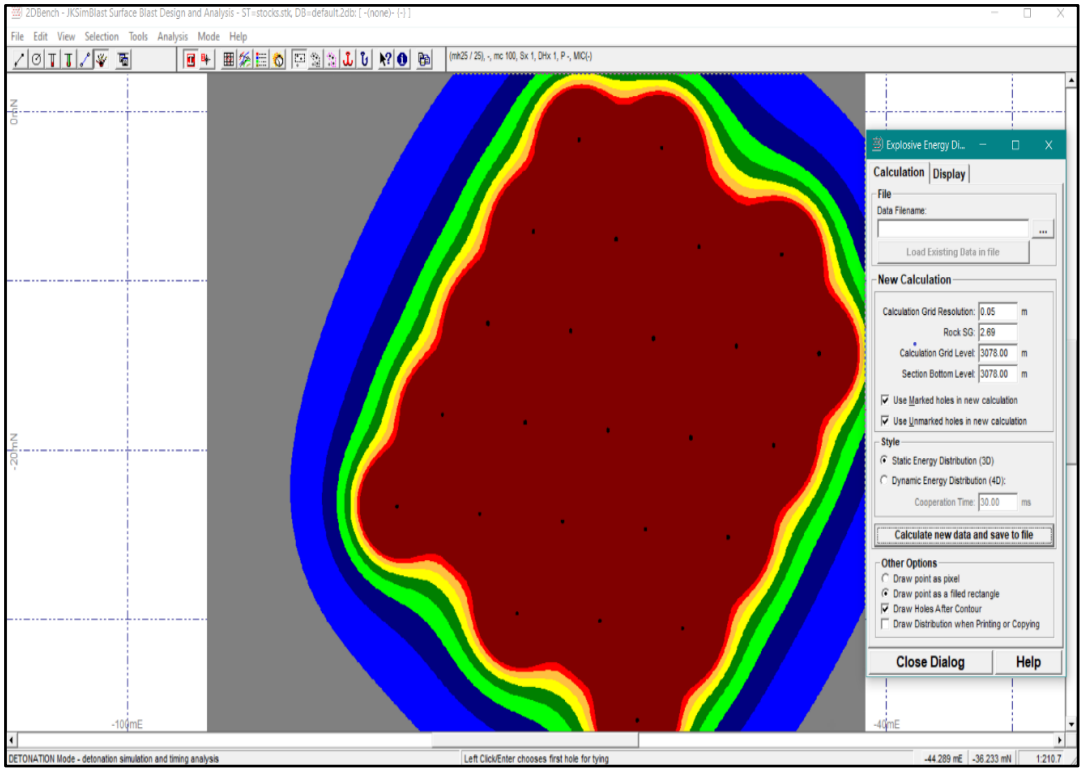


Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Sexto: Análisis de distribución de energía en taladros de prueba.

Se realiza ingresando en la barra de menú modo *Analysis*, opción *Explosive Energy Distribution*, donde se ingresa valores como la densidad de la roca y el nivel del taladro donde se realiza el análisis de distribución de energía, como se visualiza en la Figura 42.

Figura 42:
Análisis de la distribución energética.



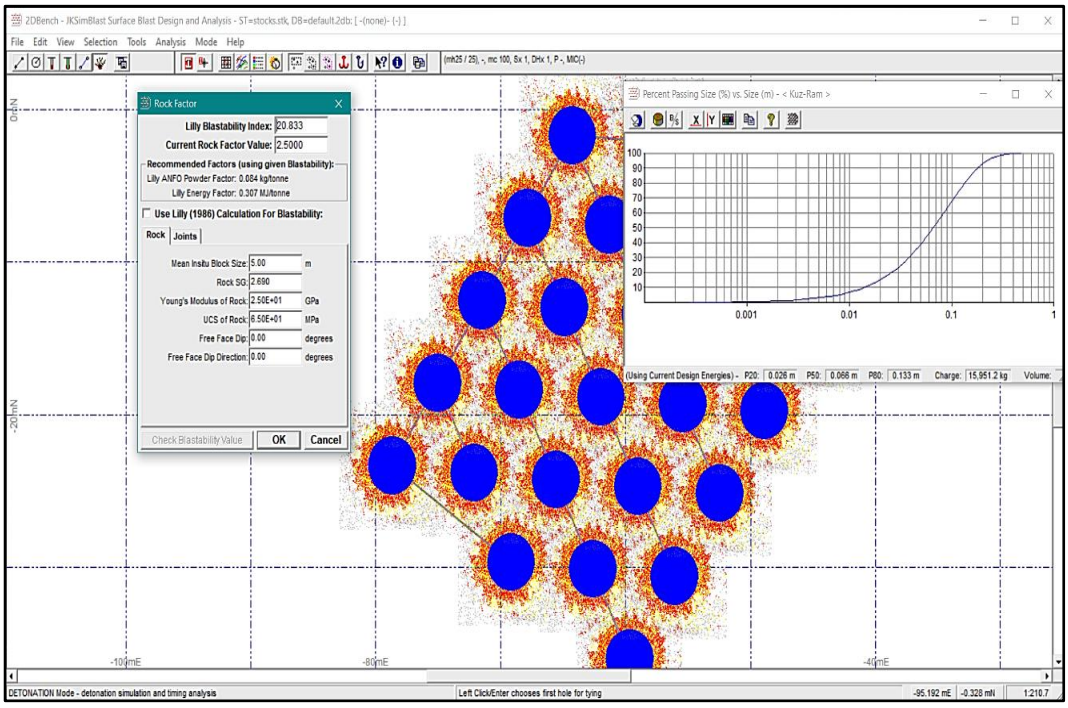
Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Séptimo: Análisis *Kuz Ram fragmentation*, analiza el grado de fragmentación de la roca.

Se procede ingresando en la barra de menú modo *Analysis*, opción *Kuz Ram - Fragmentation*, donde se ingresa valores como valor actual del factor de roca, densidad de la roca, módulo de *young*, UCS y se realiza el análisis de granulométrico, como se visualiza en la Figura 43.

Figura 43:

Análisis de fragmentación por Kuz Ram.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

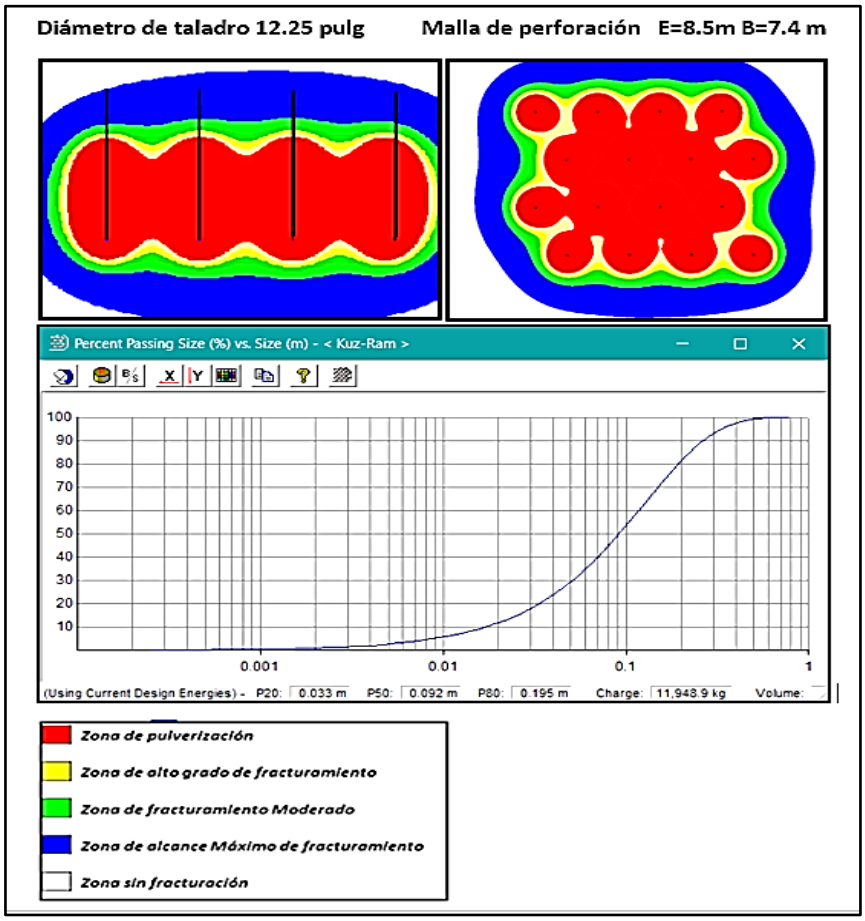
Posteriormente se realiza el análisis del comportamiento energético en cada una de las pruebas realizadas.

Primera simulación en *JK SimBlast* 2.11.3 en malla 8,5 m x 7,4 m. Se realizó la simulación en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, con diámetro 12,25 in, malla de perforación 8,5 m x 7,4 m, con carga continua y *Air Deck* superior, modelo de carga que presenta la unidad minera Cuajone en sus operaciones de perforación y voladura.

Presenta zonas de alcance máximo de fracturamiento en la zona *Stemming*, como consecuencia de la distribución de malla de perforación y diámetro de taladro da como resultado simulado un P80 de 0,195 m ó 7,67 in, tal como se puede observar en la Figura 44.

Figura 44:

Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro de 12,,25 in.



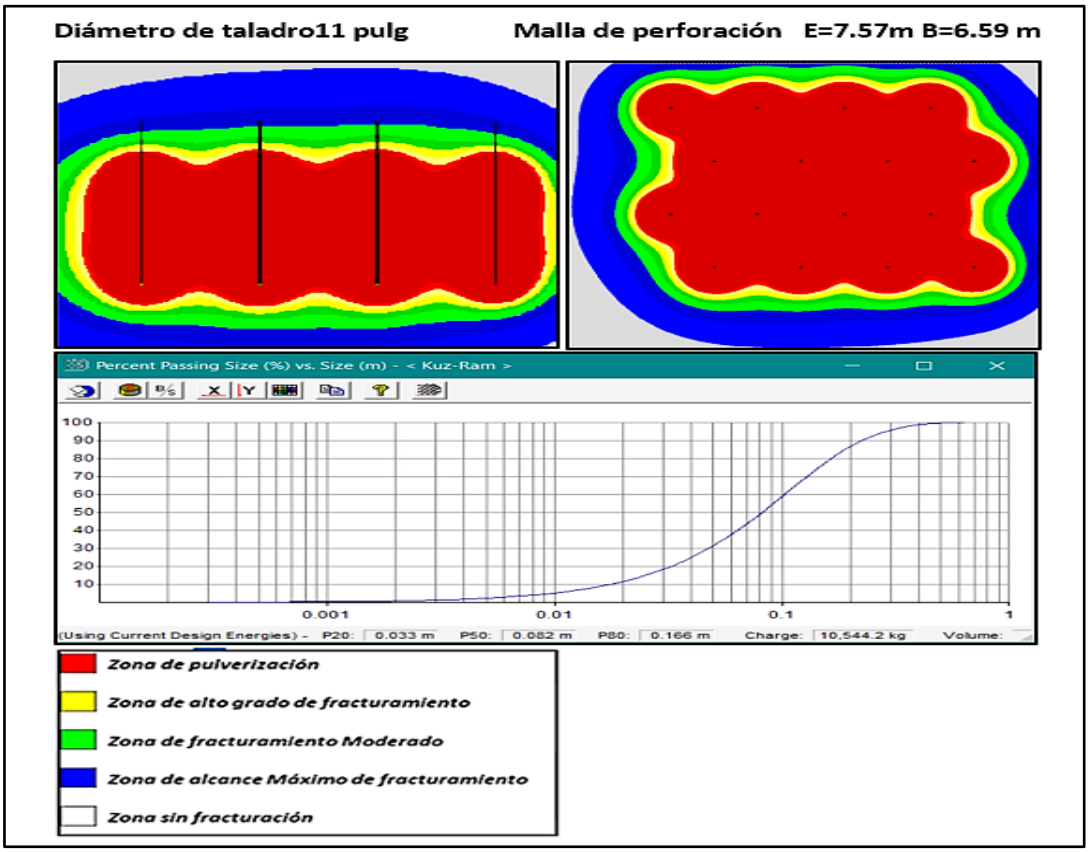
Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Segunda simulación en *JK SimBlast* 2.11.3 en malla 7,57 m x 6,59 m. Se realizó la simulación en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, con diámetro 11 in y malla de perforación 7,57 m x 6,59 m, con *Air Deck* intermedio y doble iniciación según el modelo propuesto.

Presenta zonas de fracturamiento moderado en zona *Stemming*, como consecuencia de la distribución de malla de perforación y diámetro de taladro da como resultado simulado un P80 de 0,166 m ó 6,53 in., tal como se puede observar en la Figura 45.

Figura 45:

Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in.

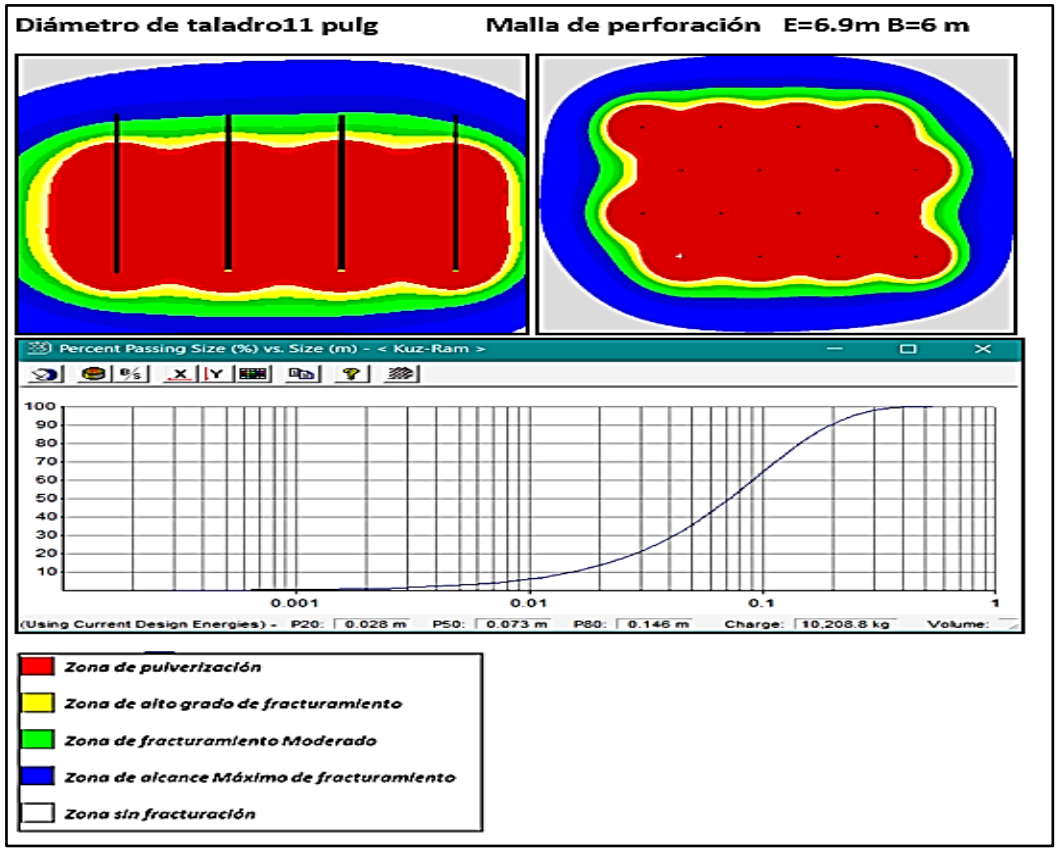


Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Tercera simulación en *JK SimBlast* 2.11.3 en malla 6,9 m x 6 m. Se realizó la simulación en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, con diámetro 11 in. malla de perforación 6,9 m x 6 m, con *Air Deck* intermedio y doble iniciación, modelo propuesto.

Presenta alto grado de fracturamiento en la zona *Stemming*, a consecuencia de la distribución de malla de perforación y diámetro de taladro da como resultado simulado un P80 de 0.146 m ó 5,74 in. En la Figura 46 se muestran dichos resultados.

Figura 46:
Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in.

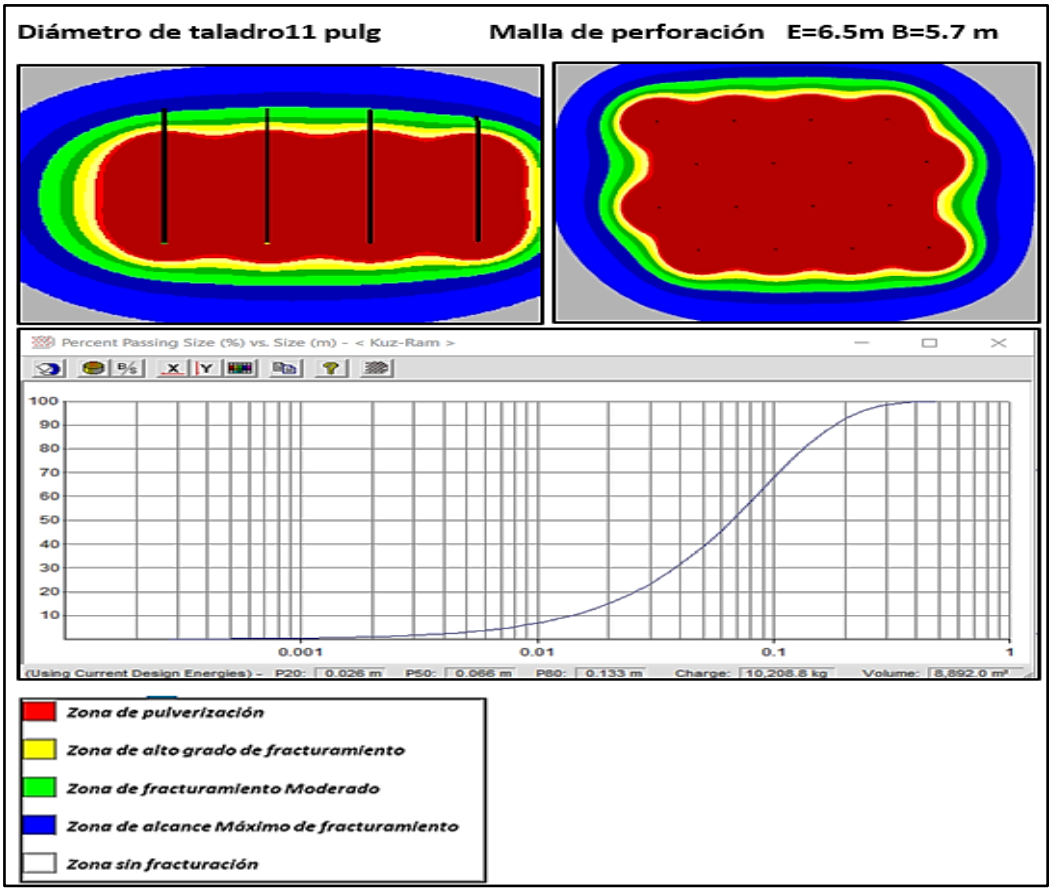


Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Cuarta simulación en *JK SimBlast* 2.11.3 en malla 6.5 m x 5.7 m. Se realizó la simulación en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, con diámetro de 11 in malla de perforación 6,5 m x 5,7 m, con *Air Deck* intermedio y doble iniciación según el modelo propuesto.

Presenta mayor pulverización en la zona *Stemming*, como consecuencia de la distribución de malla de perforación y diámetro de taladro da como resultado simulado un P80 de 0,133 m ó 5,24 in, tal como se ilustra en la Figura 47.

Figura 47:
Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in.

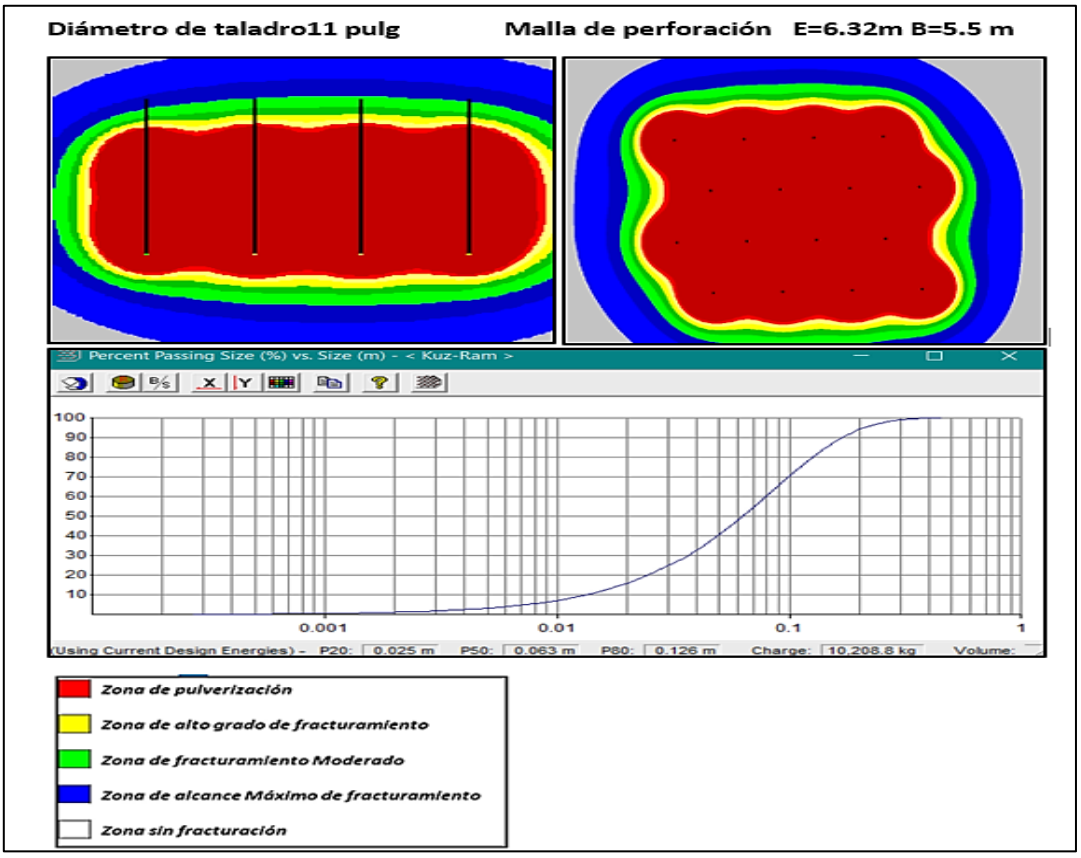


Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Quinta simulación en *JK SimBlast* 2.11.3 en malla 6.32 m x 5.5 m. Se realizó la simulación en el programa *JK SimBlast* 2.11.3, con diámetro de 11 in malla de perforación de 6,5 m x 5,7 m, con *Air Deck* intermedio y doble iniciación, modelo propuesto.

Sobrepasa los halos de energía de zona de fracturamiento, intensa pulverización en zona *Stemming*, como consecuencia de la distribución de malla de perforación y diámetro de taladro da como resultado simulado un P80 de 0,126 m ó 4,96 in. Los resultados se ilustran en la Figura 48.

Figura 48:
Análisis de dispersión energética y P80 en taladro de diámetro 11 in.

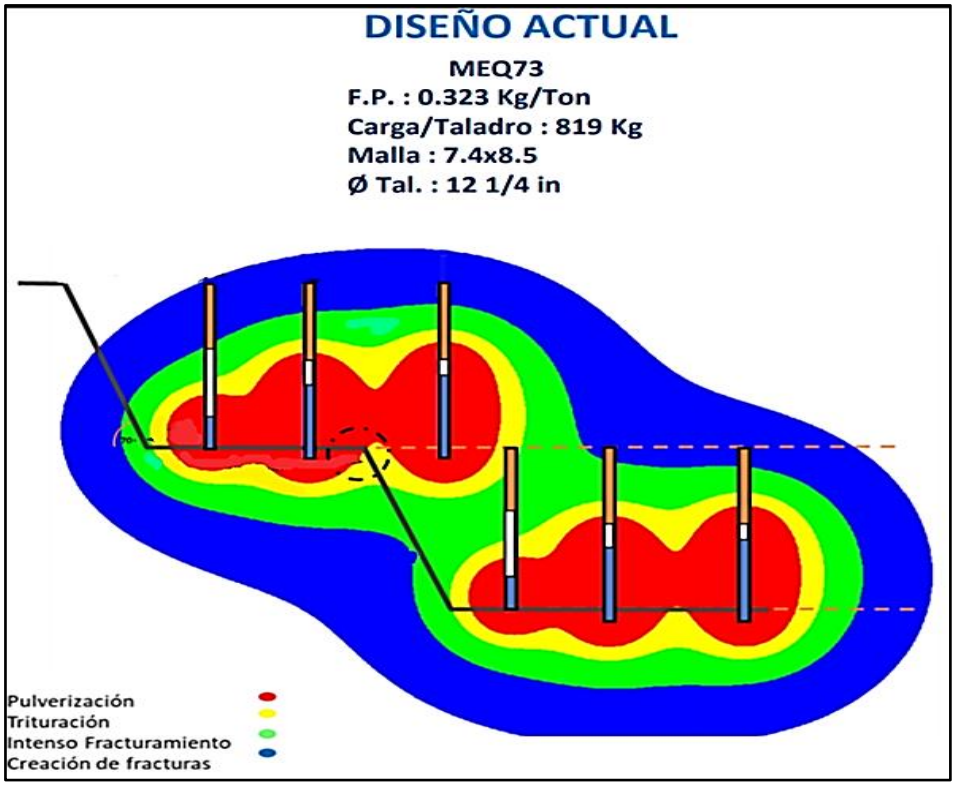


Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Los datos revelan el diseño de malla de E=6,5 m y B=5,7 m y la reducción del diámetro del taladro de 11 in, producen una mejor distribución de energía a lo largo de la columna explosiva. Los halos de energía indican la zona de mayor incidencia energética y se logra una mejor fragmentación de roca.

Diseño de carga explosiva actual. Los parámetros de diseño histórico comprenden una mezcla explosiva de Quantex 73, con un factor de potencia 0,023 kg/t, la carga de la columna explosiva por taladro es de 819 kg, comprende un diseño de malla de 7,4 m x 8,5 m, con un diámetro de taladro de 12,25 in, tal como se ilustra en la Figura 49.

Figura 49:
Parámetros de diseño histórico, simulado en el programa JK SimBlast 2.11.3.



Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Como podemos ver en los halos de energía, en la zona de taco solo se han producido fracturas, lo cual no llega a producir buena fragmentación en zona de *Stemming*.

En proyecto de voladura identificó roca de tipo IA-SIL, en base a este parámetro se hizo análisis de la información del año 2019 de proyectos disparados en fase 6B2. Los parámetros en roca IA-SIL resultaron tal como se muestra en la Tabla 22.

Tabla 21:

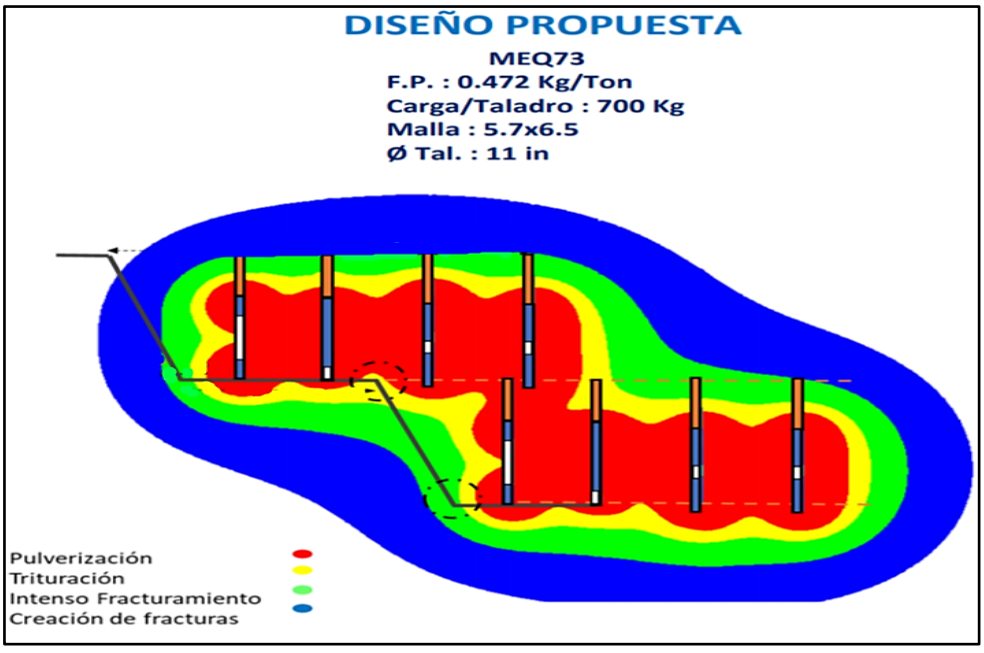
Parámetros de datos de línea base.

VARIABLE	DISEÑO ACTUAL
ϕ Taladro	12, 25 in
Burden y Espaciamiento	7,4 m x 8.5 m
Tiempo entre taladros	17 ms
Tiempo entre filas	100 - 150 ms
Factor de potencia	0,323
P80	7,35 in
Cantidad de mezcla explosiva MEQ 73	818 kg
Costo de voladura	0,057($/t)
Costo P & V	0,211($/t)

Nota: Data de línea base del departamento de Asistencia Técnica EXSA S.A.

Figura 50:

Diseño propuesta simulado con el programa JK SimBlast 2.11.3.



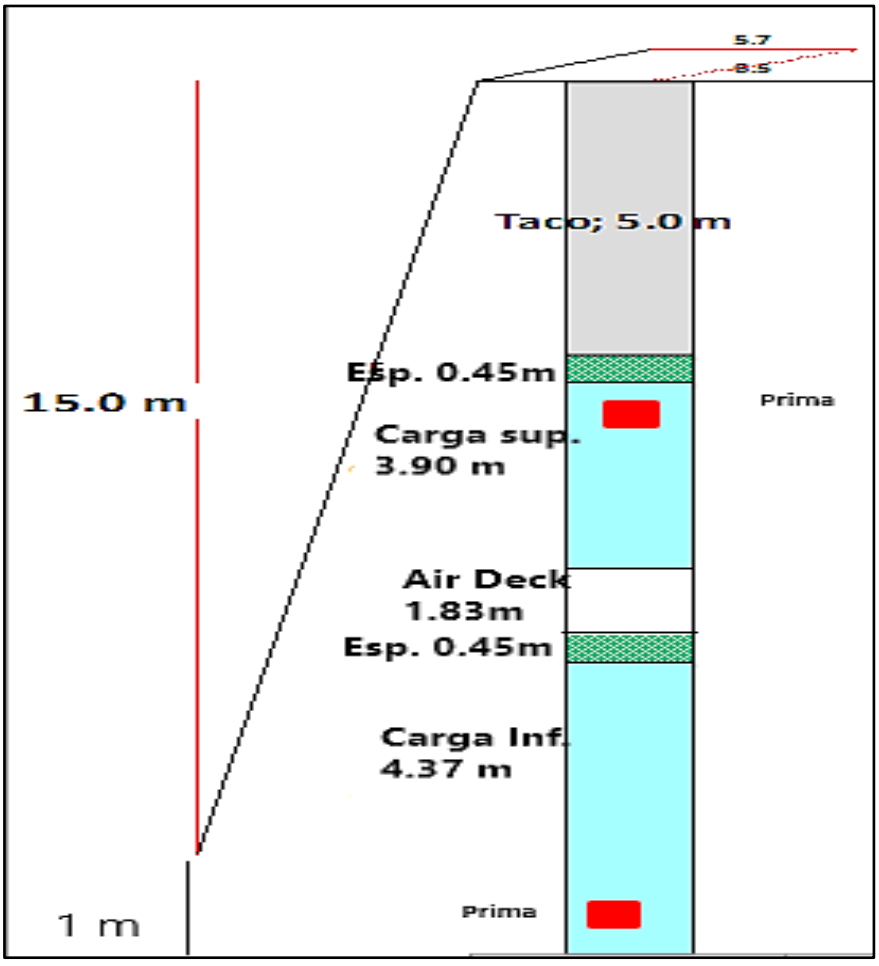
Nota: Elaborado con el programa 2DB Bench - *JK SimBlast* 2.11.3.

Aplicación de *Air Deck*

Una vez calculadas las distancias de carga y de taco, podemos obtener la distancia de *Air Deck*, y representarlos gráficamente para luego simularlo en el programa *JK SimBlast* 2.11.3.

Figura 51:

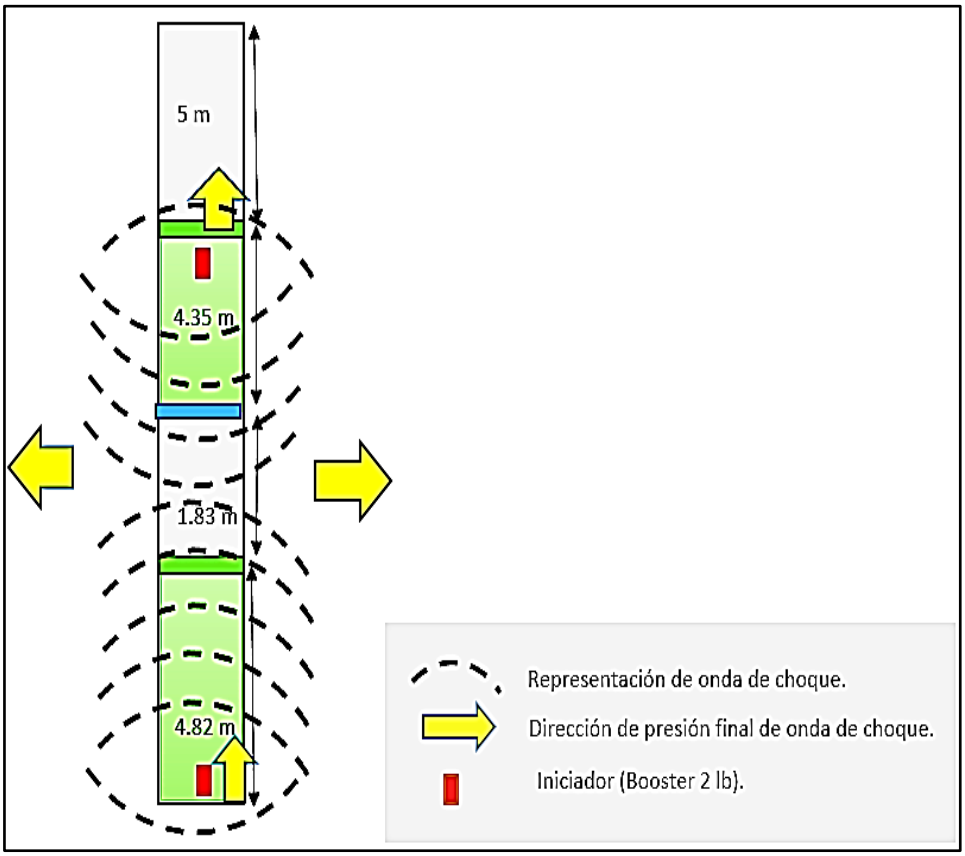
Diseño de carga con MEQ73 aislado con Air Deck y doble iniciación.



Cuando dos ondas de choque se encuentran, la presión final es mayor que la suma de las dos presiones iniciales. El análisis de estrés indica que esto debería ser favorable para la fractura de rocas y la fragmentación en la voladura, tal como se ilustra en la Figura 52.

Figura 52:

Dirección de ondas de choque.



3.5.4. Materiales y equipos

Los materiales y equipos que se utilizaron en el proyecto de voladura de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone fueron los siguientes.

- Programa *JK SimBlast* 2.11.3.
- Programas Split Online y WipFrag.
- Cámara fotográfica 24.
- GPS entre otros.

3.5.5. Técnica de recolección de datos

Tanto en mina como en planta, se recolectó la información de línea de base las distintas áreas, correspondientes al año 2019. Del área de operaciones mina se recolectó tipo de roca y alteración, unidades geotécnicas (RMR, RQD), proyectos de disparo y polígonos de minado, fragmentación (P80) tomados en los frentes de minado y costos de operación. En Planta se recolectó: Procesamiento (TMSD) en las etapas de chancado primario, secundario, terciario, procesamiento en la etapa de molienda (TMSD).

En las Tablas 23 y 24 se ilustran los indicadores de desempeño de línea base, fase 6B2: P80, y *DigRate* (t/h efectivas).

Tabla 22:
Indicadores de desempeño KPI, P80 y DigRate.

PALA	OPERADOR DE PALA	FLOTA	P80 ANTERIOR (in)	DIGRATE ANTERIOR (t/h)
P05	Operador 01	Komatsu 930E-4SE	7,10	9 362
P05	Operador 02	Komatsu 930E-4SE	7,27	9 196
P05	Operador 03	Komatsu 930E-4SE	7,37	9 448
P05	Operador 02	Komatsu930E-4SE	7,36	8 183
P05	Operador 03	Komatsu 930E-4SE	7,37	8 956
P05	Operador 01	Komatsu 930E-4SE	7,10	9 621
P05	Operador 02	Komatsu 930E-4SE	7,25	8 956
P05	Operador 03	Komatsu 930E-4SE	7,40	9 177
PROMEDIO			**7,27**	**9 112**

Nota: Data histórica de la unidad minera Cuajone 2019.

Recopilación y análisis de TMSD

Tabla 23:
Data histórica de tonelajes TMSD.

FECHA	TMSD Histórico
2015	88 687
2016	88 309
2017	89 828
2018	92 043
2019	88 474
PROMEDIO	**89 468**

Nota: Data histórica de la unidad minera Cuajone 2019.

3.6. Análisis de Datos

Para el presente trabajo se aplicó las siguientes técnicas de análisis de datos:

Se utilizó el programa *JK SimBlast* 2.11.3 para ubicar los taladros, diseño de carga de mezcla explosiva, simulación en fragmentación, entre otros, se utilizaron los programas Split Online y WipFrag para el análisis del grado de fragmentación, así como el programa Excel para calcular los siguientes estadígrafos:

- Análisis de fragmentación.
- Evaluación de resultados con la aplicación de *Air Deck* con doble iniciación.
- Estadísticos descriptivos como tablas de frecuencias, polígono de frecuencia, medidas de tendencia central como moda, mediana y media; y dispersión, razones y tablas de contingencia).
- Comparación de costos y productividad de los planes de producción mina-planta en la fase 6B2.

3.6.1. Observación directa

Se observó la data histórica del año 2019 proporcionado al departamento de geología, de la unidad minera Cuajone para poder realizar los diseños óptimos y obtener una fragmentación requerida como se plantea en presente trabajo de tesis. Estos datos se presentan en la Tabla 24.

Tabla 24:
Data de línea base histórica.

Fecha de disparo	Nivel	COD. Proyecto	B (m)	E (m)	ø taladro (in)	T (m)	F.C.	P80 (in)	RMR	A- SIL (%)
27/09/2019	3100	3 100-631	7,8	9	12,25	6,0	0,75	7,20	45	0%
17/09/2019	3100	3 100-630	7,8	9	12,25	6,0	0,81	7,80	45	0%
04/09/2019	3100	3 100-629	7,8	9	12,25	6,0	0,78	7,40	39	88.3%
31/08/2019	3100	3 100-627	7	8	12,25	6,0	0,79	7,40	48	46.2%
27/08/2019	3100	3 100-626	7	8	12,25	5,9	0,92	8,70	48	0%
25/08/2019	3100	3 100-625	7	8	12,25	6,0	0,98	6,98	56	53.4%
11/07/2019	3115	3 115-634	7,8	9	12,25	6,0	0,72	7,50	39	32.5%
29/06/2019	3115	3 115-633	7,8	9	12,25	6,0	0,73	7,10	48	97.4%
24/06/2019	3115	3 115-632	7,8	9	12,25	6,0	0,74	6,90	45	0%
12/04/2019	3130	3 130-641	7,8	9	12,25	6,0	0,73	7,40	42	49.7%
09/04/2019	3130	3 130-640	7,8	9	12,25	5,5	0,80	7,00	47	14.9%
21/03/2019	3130	3 130-635	7,8	9	12,25	5,5	0,74	7,40	44	0.9%
10/03/2019	3130	3 130-638	7,8	9	12,25	5,5	0,66	7,60	45	0%
07/03/2019	3130	3 130-637	7,4	8.5	12,25	5,5	0,72	7,20	41	0%
06/02/2019	3145	3 145-630	7,8	9	12,25	5,5	0,76	7,70	44	62.0%
10/01/2019	3145	3 145-628	7,8	9	12,25	6,0	0,83	6,90	40	1.2%
08/01/2019	3145	3 145-632	8,3	9.5	12,25	5,0	0,69	7,10	41	77.3%
03/01/2019	3145	3 145-634	7,4	8.5	12,25	5,0	1,08	7,10	48	54.0%

Nota: Antecedentes históricos de la unidad minera Cuajone correspondientes al año 2019, donde B es burden, E espaciamiento, ø diámetro de taladro, T es taco, FC es factor de carga, P80 pasante al 80%, RMR es la clasificación geomecánica, IA-SIL es el porcentaje de roca andesita intrusiva silicea.

3.6.2. Análisis estadístico

Se realizó una estadística descriptiva de data histórica del año 2019 de línea base, analizando el resultado del P80, para poder realizar la mejora en el resultado de conminución y ofrecer el P80 propuesto. Como se muestra en la Tabla 25.

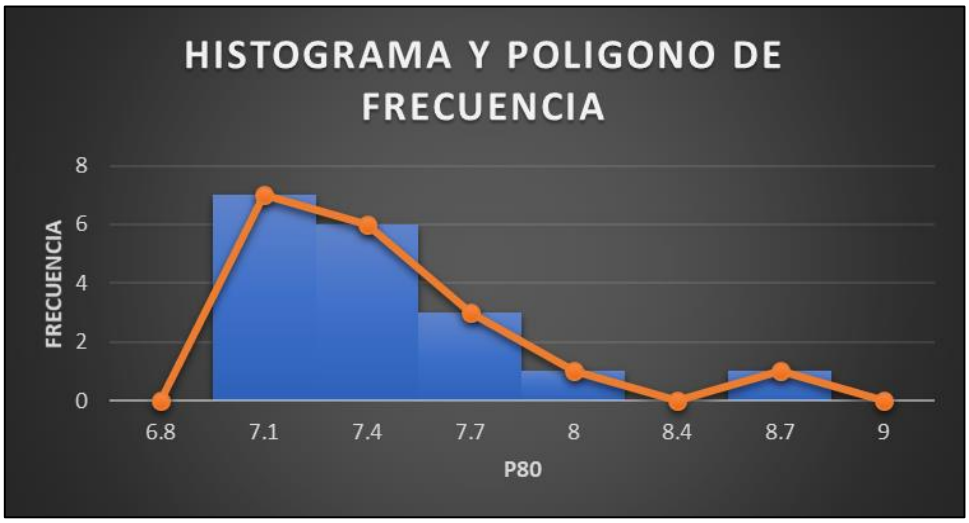
Tabla 25:
Estadística descriptiva de data histórica del P80 del año 2019 – Línea base.

Estadística descriptiva de P80 en roca IA-SIL histórico	
Media	7,354
Error típico	0,101
Mediana	7,3
Desviación estándar	7,4
Varianza de la muestra	0,429
Curtosis	0,184
Coeficiente de asimetría	4,918
Rango	1,870
Mínimo	1,8
Máximo	6,9
Suma	8,7
Cuenta	132,38
Nivel de Confianza (95%)	0,213
Número de clases	6
Tamaño de clase	0,32

Nota: Estadística descriptiva utilizando Microsoft Excel 2016.

En la Figura 53 , el gráfico presenta el histograma y polígono de frecuencia, mostrando la variación de granulometría P80, con datos históricos del año 2019 de línea base a fin de realizar la comparación con el modelo propuesto para el año 2020. La línea que se obtienen al unir los puntos medios del lado superior de cada rectángulo del histograma correspondiente marca de clase del intervalo que está al inicio y otro punto en la marca de clase del intervalo final del histograma.

Figura 53:
Histograma y polígono de frecuencia de granulometría P80 del año 2019- Línea base.



Nota: Figura elaborada en Microsoft Excel 2016 con la información recolectada de la unidad minera Cuajone.

En la Tabla 26, podemos apreciar la frecuencia obtenida del grupo de P80, esto nos ayudará a conocer fácilmente el número de veces que aparece un elemento dentro de una lista

Tabla 26:

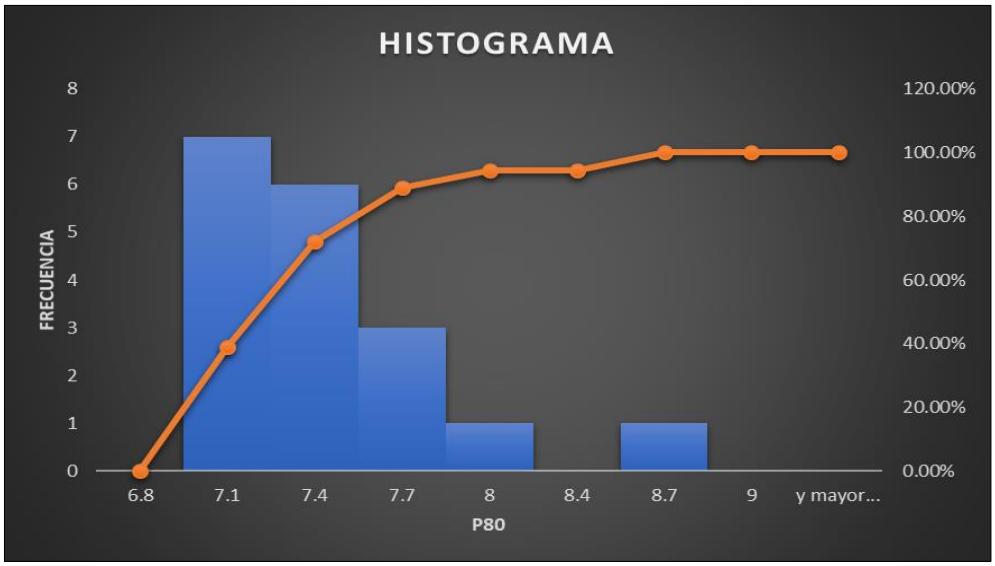
Tabla de frecuencia y porcentaje acumulado respecto al P80.

Clase	*Frecuencia*	*% acumulado*
6,8	0	0,00%
7,1	7	38,89%
7,4	6	72,22%
7,7	3	88,89%
8	1	94,44%
8,4	0	94,44%
8,7	1	100,00%
9	0	100,00%
y mayor...	0	100,00%

Nota: Tabla elaborada en Microsoft Excel 2016.

En la Figura 54, visualizamos el histograma del grupo estudiado y la línea de frecuencia en porcentaje acumulado.

Figura 54:
Histograma de frecuencia de granulometría P80.

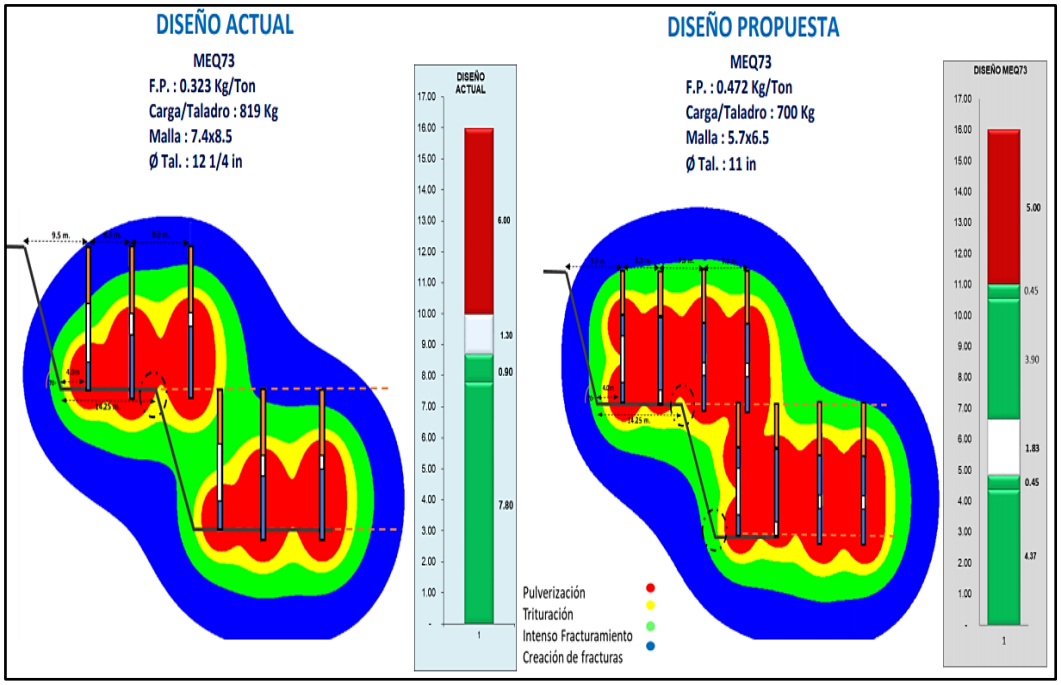


Nota: Figura elaborada en Microsoft Excel 2016.

3.6.3. Análisis descriptivo

Se realizó el análisis de la aplicación del método *Air Deck* con doble iniciación en el proyecto 6B2, y se compararon los resultados con la aplicación del programa *JK SimBlast* 2.11.3. El comportamiento energético del explosivo de acuerdo al diseño propuesto se ilustra en la Figura 55.

Figura 55:
Análisis de diseño histórico y diseño propuesto.



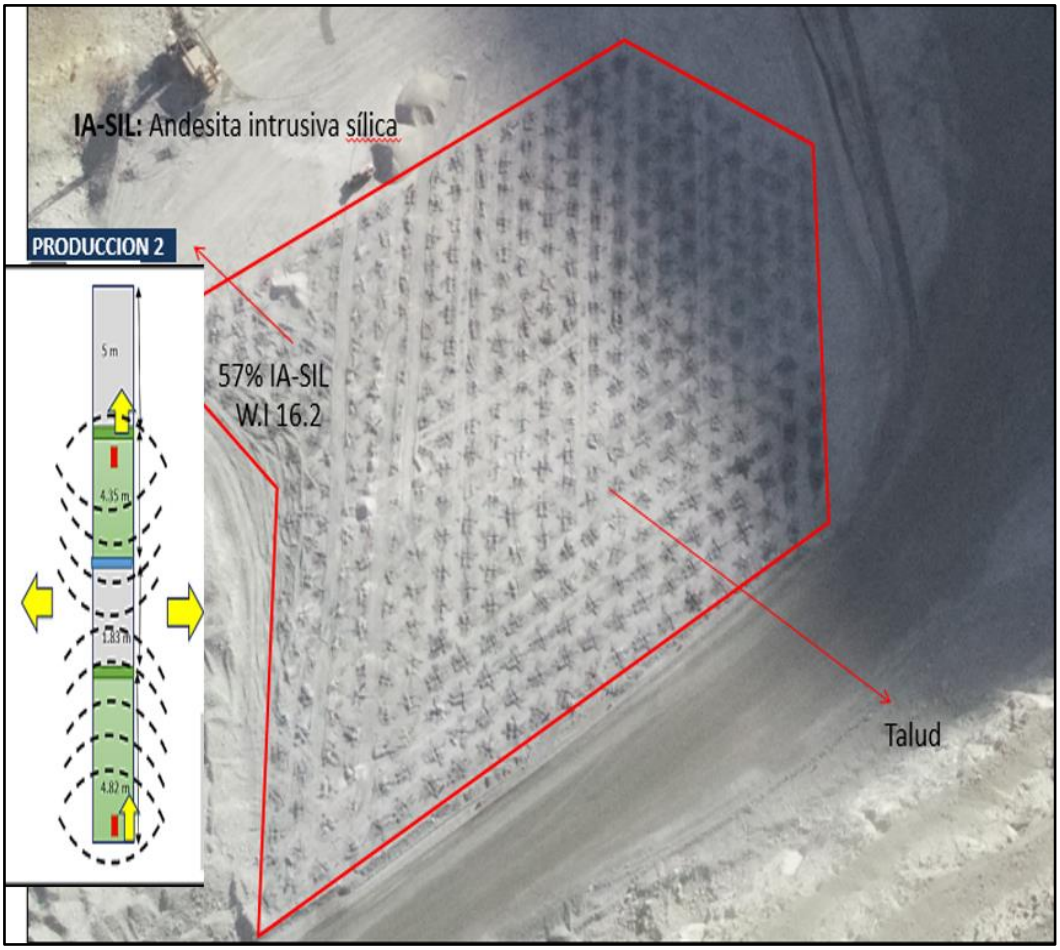
Nota: Diseño realizado en el programa *JK SimBlast* 2.11.3.

Una vez realizado el diseño de carga, este resultado fue analizado y evaluado mediante la simulación del programa *JK SimBlast* 2.11.3. Al realizar el análisis de los parámetros de voladura histórica, se produjo un nuevo diseño para lograr un resultado positivo.

3.7. Proceso de disparo del proyecto 3085-624.

Se realizó la prueba de nuevo diseño propuesto en la fase 6B2, proyecto 3085-624, aplicando el método *Air Deck* intermedio con doble iniciador, como se aprecia en la Figura 56.

Figura 56:
Vista perfil de proyecto en prueba 3085-624.



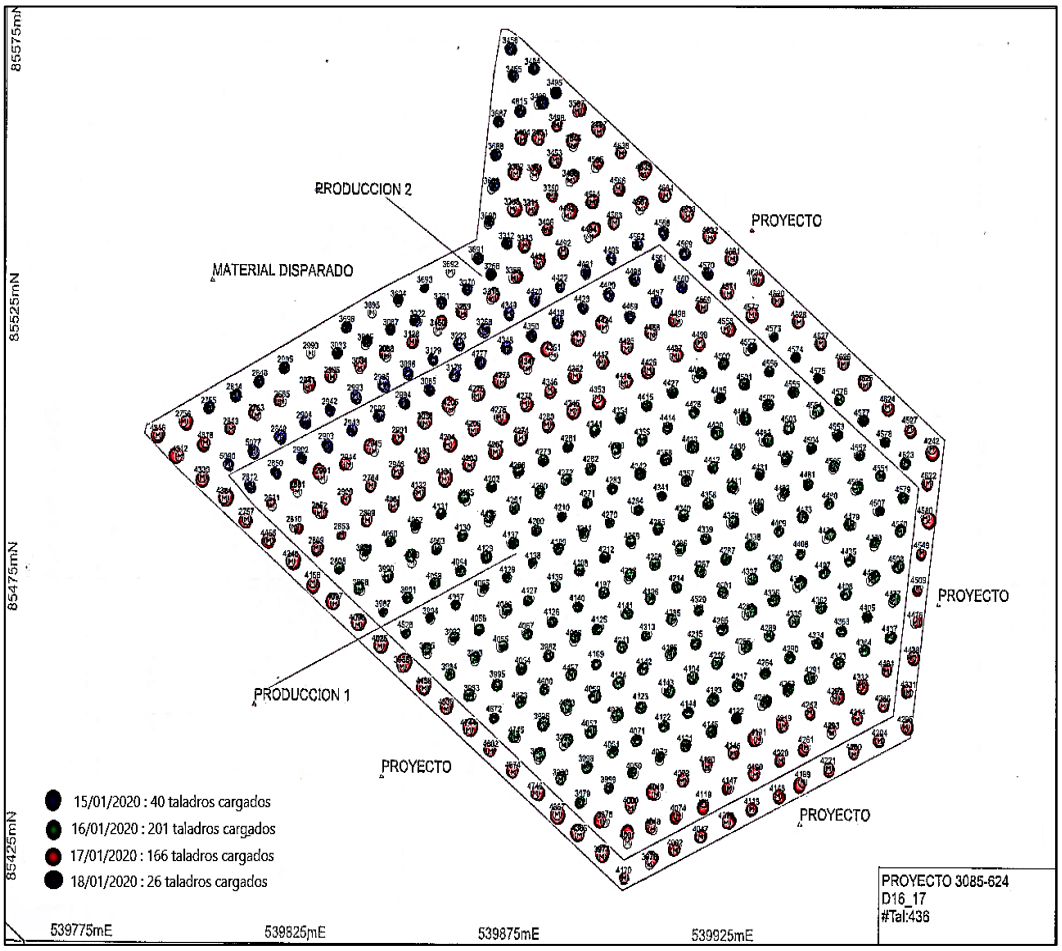
Nota: Elaborado con información de la supervisión de operaciones Orica-Sive de la unidad minera Cuajone.

3.7.1. Desarrollo de carguío proyecto 3085-624

El proceso de carguío se realizó los días 15, 16, 17 y 18 de enero del 2020, cargando 436 taladros de producción de zona mineral, tal como se detalla en la Figura 57.

Figura 57:

Proceso de carguío proyecto 3085-624.

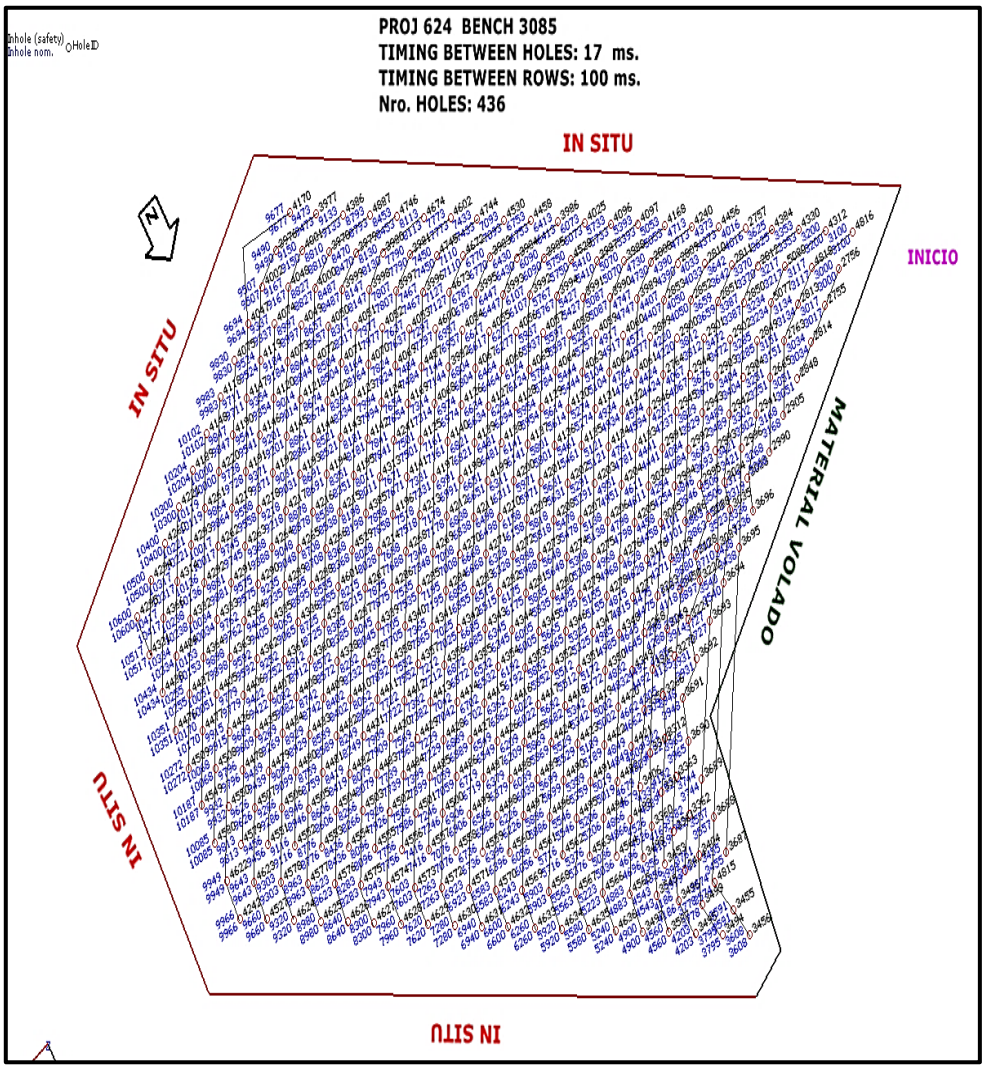


Nota: Figura proporcionada por la supervisión de operaciones Orica-Sive de la unidad minera Cuajone.

3.7.2. Diseño de amarre proyecto 3085-624

En la Figura 58 se puede apreciar el proceso de diseño de amarre de 436 taladros que se realizó el día del disparo.

Figura 58:
Reporte de diseño de amarre.

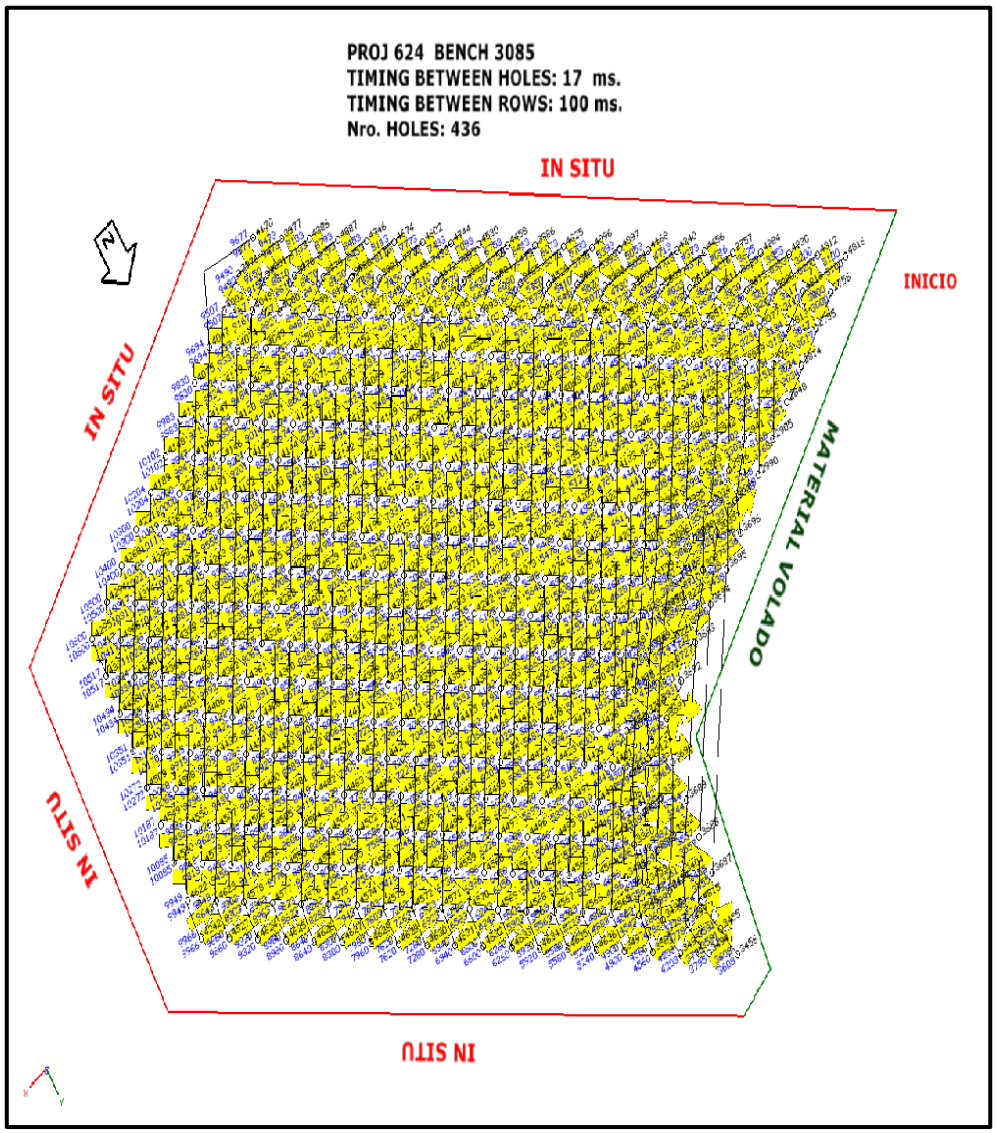


Nota: Figura proporcionada por la supervisión de operaciones Orica Sive Cuajone 2020.

3.7.3. Desplazamiento del material volado

En la Figura 59 se aprecia que el diseño de amarre se realiza de acuerdo hacia la cara libre.

Figura 59:
Reporte de diseño de desplazamiento**.**

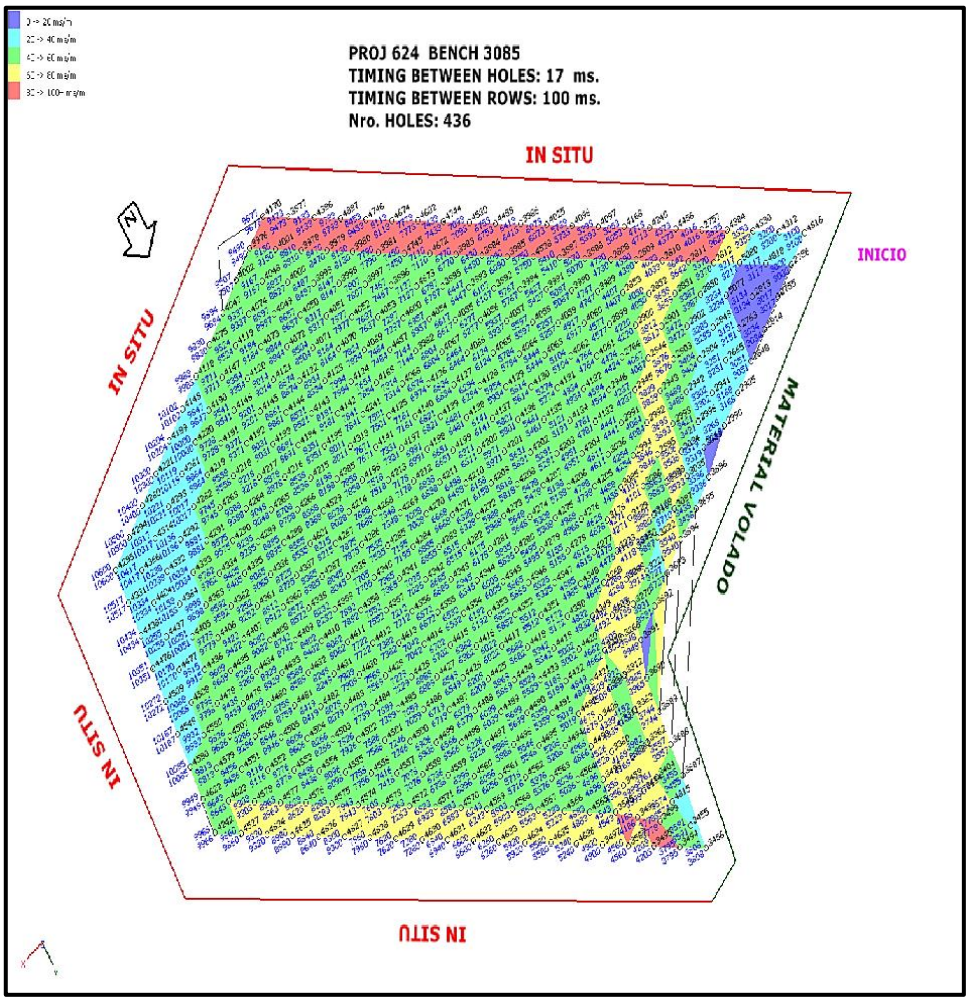


Nota: Figura tomada de supervisión de operaciones Orica-Sive Cuajone.

3.7.4. Burden de alivio.

En la Figura 60 se aprecia el tiempo de detonación de taladros del proyecto 3085-624 de la Fase 6B2 hacia la cara libre.

Figura 60:
Reporte de diseño de burden alivio en taladros.

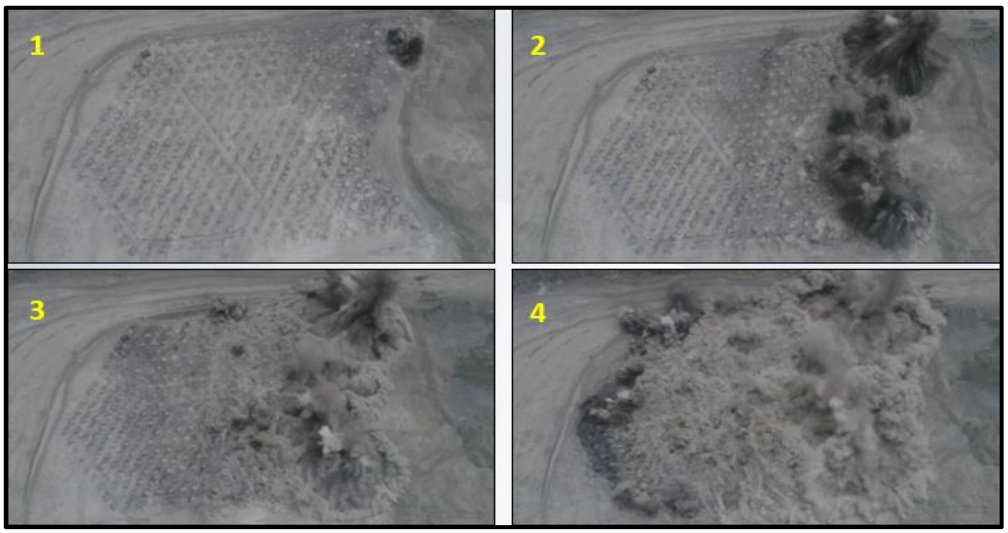


Nota: Figura proporcionada por la supervisión de operaciones Orica-Sive Cuajone.

3.7.5. Desarrollo, antes y post disparo proyecto 3 085-624

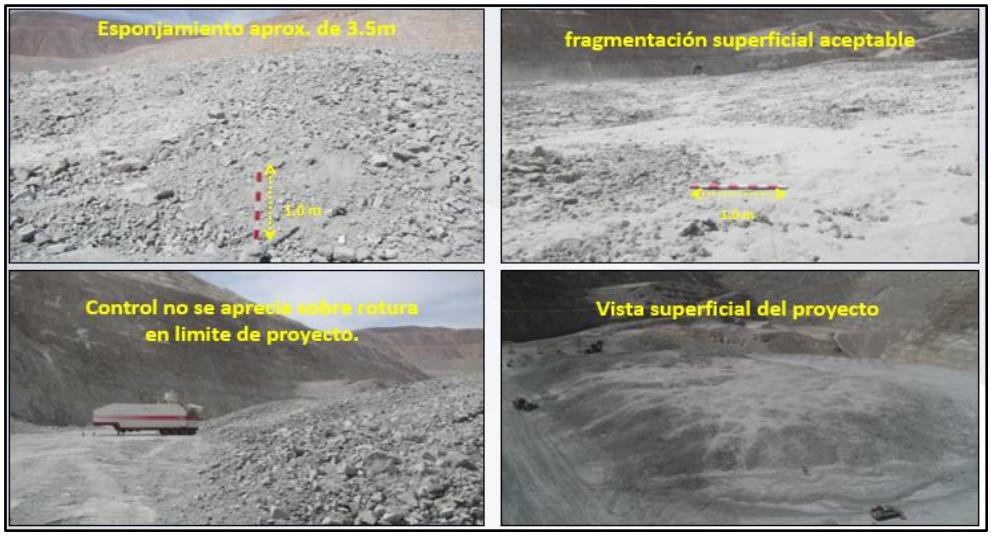
En la Figura 61 se observa el antes y post disparo del proyecto 3 085 -624 de la fase 6B2, se monitoreó el proyecto con drones mediante tomas fotográfica aérea y realizando el disparo el día 18/01/2020.

Figura 61:
Desarrollo de disparo de proyecto 3085-624.



***Nota*:** Imágenes Figura tomadas con dron durante el período de disparo de fase 6B2 del proyecto 3 085-624-2020.

Figura 62:
Post disparo de proyecto 3 085-624.



***Nota*:** resultado de voladura, material con esponjamiento de 3.5 m y fragmentación superficial aceptable del proyecto 3 085-624, fase 6B2 de la unidad minera Cuajone.

IV. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

La presentación e interpretación de los resultados de la aplicación del método *Air Deck* intermedio con doble iniciación se realizó mediante la observación de detritos de logueos, conocimientos de estadística paramétrica, distribución de frecuencia, elaboración de tablas, gráficos, planos, tablas de resumen, figuras, así como el uso de herramientas de análisis de fragmentación de rocas con los programas Split Online y WipFrag, entre otros, que permitieron el mejor alcance informativo en la presente tesis.

Se evaluó el proyecto 3 085-624 para poder dar propuesta de mejora continua permitiendo así la reducción de los costos generales de mina-planta.

Se realizó simulaciones con el programa *JK SimBlast* 2.11.3 para así determinar un diseño óptimo y poder aplicarlo en campo, las variables que se establecieron son las que se muestran en la Tabla 27.

Tabla 27:

Parámetros de voladura para proyecto 3085-624.

VARIABLE	DISEÑO PROPUESTO
ϕ Taladro	11 in
Taco	5m
Burden y espaciamiento	5,7 m x 6,5 m
Tiempo entre taladros	17 ms
Tiempo entre filas	100 ms
Factor de potencia	0,47
Cantidad de mezcla explosiva MEQ 73	700 kg

4.1. Análisis de fragmentación de proyecto disparado 3085-624

Se hizo monitoreo de los datos de P80 del sistema Split Online los cuales arrojaron los siguientes resultados:

Tabla 28:

Monitoreo data de P80 del sistema Split Online y análisis convencional.

PALA	OPERADOR DE PALA	FLOTA	P80 PRUEBA (in)	DIGRATE PRUEBA (t/h)
P05	Operador 01	Komatsu 930E	5,03	10 489
P05	Operador 02	Komatsu 930E	5,13	10 600
P05	Operador 03	Komatsu 930E	5,48	9 737
P05	Operador 02	Komatsu 930E	5,23	9 318
P05	Operador 03	Komatsu 930E	5,48	9 490
P05	Operador 01	Komatsu 930E	4,98	10 472
P05	Operador 02	Komatsu 930E	5,06	9 853
P05	Operador 03	Komatsu 930E	5,48	10 011
PROMEDIO			**5.23**	**10 000**

Nota: Monitoreo volumétrico del material disparado mediante el programa Split Online, del proyecto 3085-624, unidad minera Cuajone.

Con estos resultados de P80 por día, durante el acarreo del material volado de la Prueba de Disparo 3 085 – 0624, se obtuvo un P80 promedio de 5,23 in.

El minado del proyecto 3 085-624 por pala 05 termino día 25/01/20

4.2. Evaluación del proceso de planta

Tomando en cuenta la información analizada en la etapa de línea base, se definieron ciertos índices de desempeño (KPI) que fueron evaluados en la etapa de ejecución de pruebas, en el área de planta se enfocó en el tonelaje procesado en cada

etapa de chancado como en molienda. Los KPI a evaluados en cada etapa fueron:

• Toneladas Métricas Secas por Día (TMSD)

4.2.1. Tonelajes de línea base y procesados en los días de prueba

Tabla 29:

Comparación de TMSD.

Fecha	TMSD Línea Base (t)	TMSD Procesados (t)
21/01/2020	89 468	90 515
22/01/2020	89 468	91 703
23/01/2020	89 468	91 580
24/01/2020	89 468	92 661
25/01/2020	89 468	92 367
Promedio	**89 468**	**91 765**

Nota: Comparación de resultados en TMSD del proyecto 3085-624, unidad minera Cuajone.

4.2.2. Fragmentación óptima

El método *Air Deck* intermedio logra una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona de *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone.

Según el análisis de resultados, detallamos el cálculo de P80 obtenido, para lo cual empleamos el programa convencional *WipFrag* y sistema automatizado *Split Online*; de esta manera hemos obtenido para los días de minado los siguientes P80 del proyecto 3 085-624, de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone.

4.4.1.1 Resultado granulométrico de P80 del día 21/01/2020.

Como resultado de la voladura realizada se obtuvo los siguientes resultados según se muestra en la Tabla 30 y Figura 63.

Tabla 30:

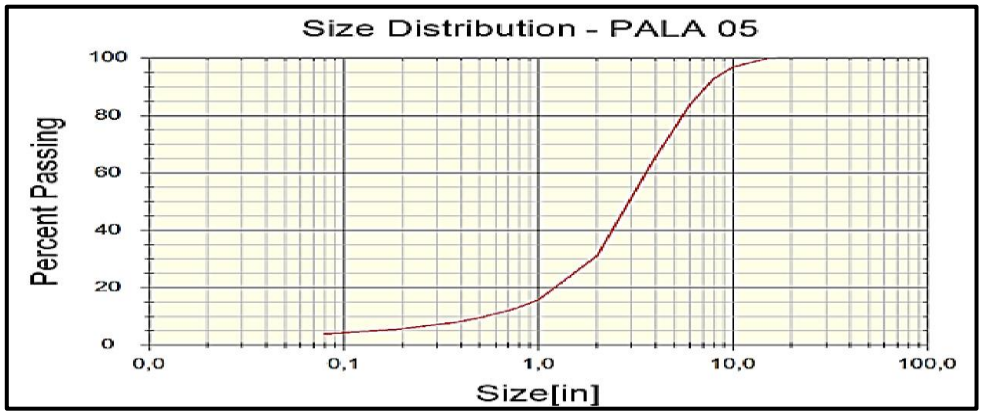
Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 21/01/2020.

% Pasante	Granulometría (in)			
	Promedio	**1ra Muestra**	**2da Muestra**	**3ra Muestra**
P10	0,55	0,27	1,42	1,94
P20	1,32	0,84	2,04	2,64
P30	1,94	1,42	2,51	3,23
P40	2,49	1,94	2,94	3,79
P50	3,03	2,44	3,38	4,40
P60	3,64	2,98	3,86	5,09
P70	4,41	3,65	4,42	5,92
P80	**5,48**	**4,62**	**5,17**	**7,01**
P90	7,23	6,44	6,32	8,68

Nota: Resultado de muestras de porcentaje pasante del material disparado en el proyecto 3 085-624, de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone del día 21/01/2020.

Figura 63:

Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 21/01/2020.



Nota: Resultado de análisis granulométrico mediante el programa *Wipfrag.*

4.4.1.2 Resultado granulométrico de P80 del día 22/01/2020.

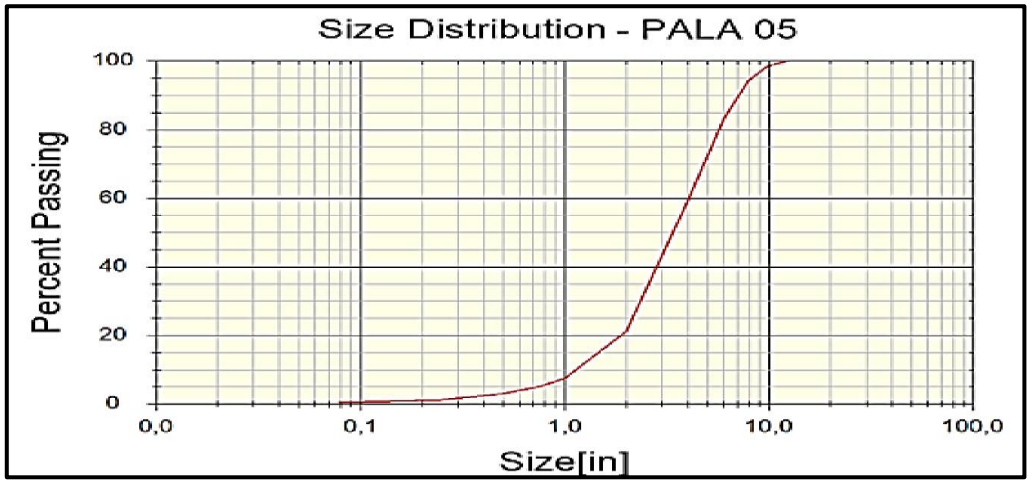
Como resultado de la voladura realizada se obtuvo los siguientes resultados según se muestra en la Tabla 31 y Figura 64.

Tabla 31:
Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 22/01/2020.

% Pasante	Granulometría (in.)					
	Promedio	**1ra Muestra**	**2da Muestra**	**3ra Muestra**	**4ta Muestra**	**5ta Muestra**
P10	1,24	1,10	2,27	2,16	2,12	1,27
P20	1,94	1,64	2,86	2,77	2,71	2,02
P30	2,48	2,07	3,34	3,30	3,22	2,66
P40	2,99	2,46	3,80	3,81	3,71	3,22
P50	3,51	2,86	4,26	4,36	4,22	3,73
P60	4,09	3,32	4,77	4,96	4,77	4,27
P70	4,77	3,89	5,34	5,64	5,41	4,86
P80	**5,65**	**4,67**	**6,03**	**6,49**	**6,20**	**5,61**
P90	6,99	6,16	7,08	7,76	7,34	6,73

Nota: Resultado de muestras de porcentaje pasante del material disparado en el proyecto 3085-624, de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone del día 22/01/2020.

Figura 64:
Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 22/01/2020.



Nota: Resultados de análisis granulométrico mediante el programa *WipFrag*.

4.4.1.3 Resultado granulométrico de P80 del día 23/01/2020.

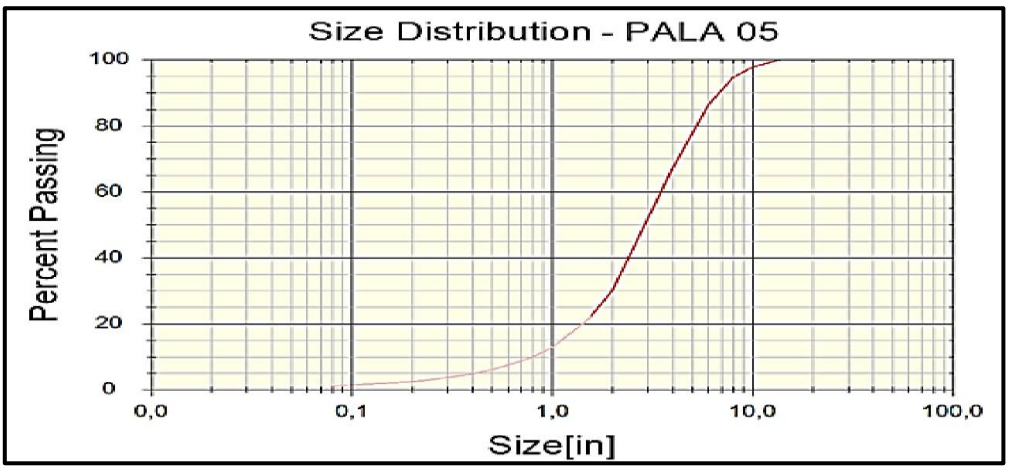
Como resultado de la voladura realizada se obtuvo los siguientes resultados según se muestra en la Tabla 32 y Figura 65.

Tabla 32:
Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 23/01/2020.

% Pasante	Granulometría (in.)		
	Promedio	**1ra Muestra**	**2da Muestra**
P10	0,66	0,55	0,79
P20	1,31	1,18	1,44
P30	1,89	1,78	1,99
P40	2,41	2,33	2,49
P50	2,93	2,87	2,99
P60	3,51	3,47	3,55
P70	4,23	4,21	4,24
P80	**5,18**	**5,21**	**5,16**
P90	6,73	6,84	6,63

Nota: Resultado de muestras de porcentaje pasante del material disparado en el proyecto 3085-624, de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone del día 23/01/2020.

Figura 65:
Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 23/01/2020.



Nota: Resultado de análisis granulométrico mediante el programa *WipFrag*.

4.4.1.4 Resultado granulométrico de P80 del día 23/01/2020.

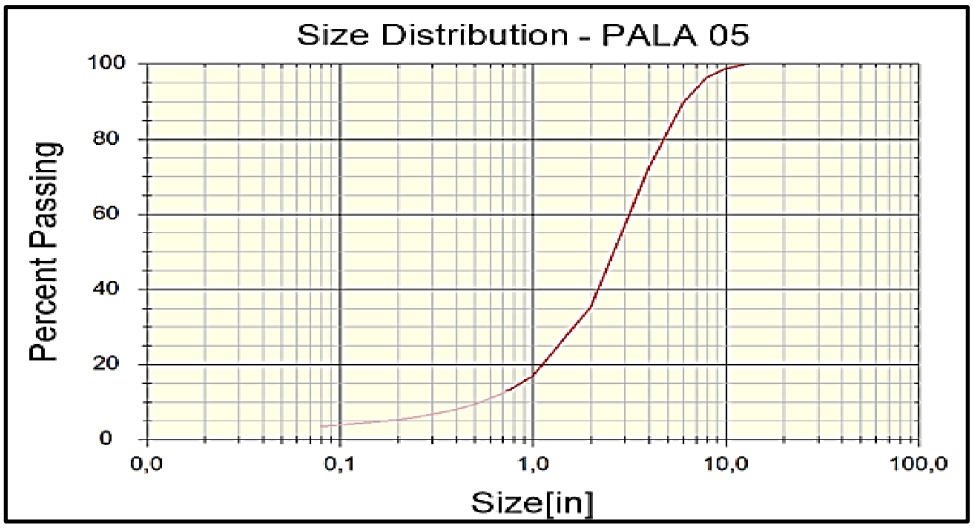
Como resultado de la voladura realizada se obtuvo los siguientes resultados según se muestra en la Tabla 33 y Figura 66.

Tabla 33:
Resultado granulométrico del porcentaje P80, del día 24/01/2020.

% Pasante	Granulometría (in)			
	Promedio	**1ra Muestra**	**2da Muestra**	**3ra Muestra**
P10	0,54	0,18	0,51	1,10
P20	1,18	0,72	1,14	1,62
P30	1,73	1,29	1,76	2,02
P40	2,22	1,86	2,38	2,40
P50	2,69	2,38	2,99	2,80
P60	3,21	2,90	3,66	3,26
P70	3,84	3,48	4,51	3,83
P80	**4,68**	**4,20**	**5,69**	**4,61**
P90	6,04	5,25	7,70	5,86

Nota: Resultado de muestras de porcentaje pasante del material disparado en el proyecto 3 085-624, de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone del día 24/01/2020.

Figura 66:
Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 24/01/2020.



Nota: Resultados de análisis granulométrico mediante el programa *WipFrag*.

Como podemos observar el minado del proyecto disparado fue del día 21 al 24/12/2020 y en la Tabla 34 se obtendrá el P80 promedio a través de estadística descriptiva.

Con estos resultados de P80 por día, durante el acarreo del material volado de la Prueba de Disparo 3 085 – 0624, se obtuvo un P80 promedio de **5,43 in**.

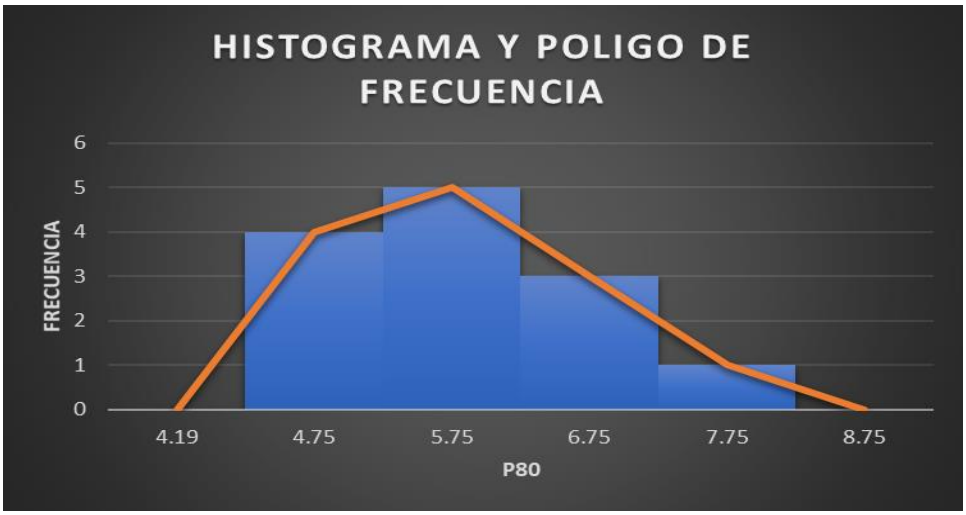
Tabla 34:
Estadística descriptiva para los indicadores del P80 en proyecto 3085-624.

Estadística descriptiva de P80 en roca IA-SIL	
Media	**5,436**
Error típico	0,230
Mediana	5,21
Desviación estándar	0,830
Varianza de la muestra	0,690
Curtosis	-0,614
Coeficiente de asimetría	0,386
Rango	2,81
Mínimo	4,2
Máximo	7,01
Suma	70,67
Cuenta	13
Nivel de Confianza (95%)	0,501
Numero de clase	5
Tamaño de clase	0,562

Nota: Estadística descriptiva de resultados de P80 de los proyectos de prueba disparados los días 21, 22 ,23 y 24 de enero del 2020 en el proyecto 3 085-624, DE LA FASE 6B2 de la unidad minera Cuajone.

En la Figura 67 , el gráfico presenta el histograma y polígono de frecuencia, mostrando la variación de granulometría P80, con datos obtenidos de campo del año 2020, la línea que se obtienen al unir los puntos medios del lado superior de cada rectángulo del histograma correspondiente marca de clase del intervalo que está al inicio y otro punto en la marca de clase del intervalo final del histograma.

Figura 67:
Curva granulométrica de porcentaje P80 obtenidos de campo.



Nota: Figura elaborada en Microsoft Excel 2016.

En la Tabla 35, podemos apreciar la frecuencia obtenida del grupo de P80, esto nos ayudará a conocer fácilmente el número de veces que aparece un elemento dentro de una lista.

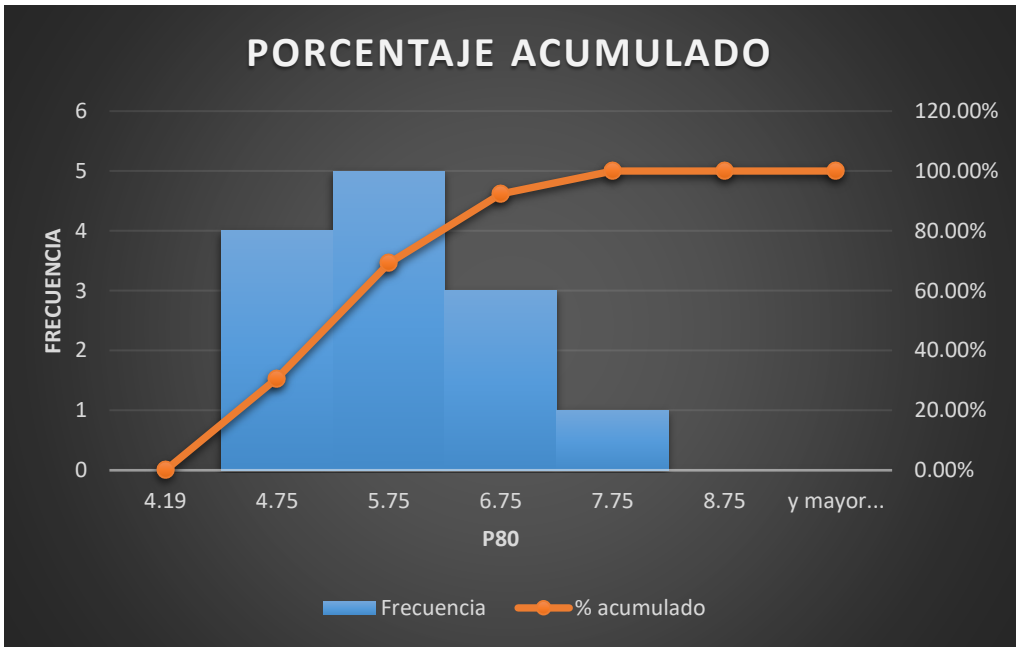
Tabla 35:
Tabla de frecuencia y porcentaje acumulado respecto al P80 procesado.

Clase	*Frecuencia*	*% acumulado*
4,19	0	0,00%
4,75	4	30,77%
5,75	5	69,23%
6,75	3	92,31%
7,75	1	100,00%
8,75	0	100,00%
y mayor...	0	100,00%

Nota: Tabla elaborada en Microsoft Excel 2016.

En la Figura 68, visualizamos el histograma del grupo estudiado y la línea de frecuencia en porcentaje acumulado.

Figura 68:
Histograma porcentaje acumulado P80 procesado.



Nota: Tabla elaborada en Microsoft Excel 2016.

4.2.3. Diseño óptimo

La carga explosiva con doble iniciación y el diseño de malla de perforación en taladros de producción lograron obtener los resultados planteados.

Como podemos observar se logró una buena fragmentación en zona de *Stemming* en roca IA-SIL con doble iniciación y a continuación como resultado final tenemos un cuadro de comparación entre el diseño actual y el diseño propuesto.

Posterior al proceso de perforación y voladura, aplicando el método *Air Deck* intermedio se logra obtener una óptima granulometría en el proyecto disparado, implicando mejoras en los siguientes procesos unitarios. A su vez se generó un mayor rendimiento operativo en cada operación.

Tabla 36:

Tabla comparativa de modelo histórico y propuesto.

VARIABLE	DISEÑO ACTUAL	DISEÑO PROPUESTA
ϕ Taladro	12 ¼ in	11 in
Burden y espaciamiento	7,4 m x 8,5 m	5,7 m x 6,5 m
Tiempo entre taladros	17 ms	17 ms
Tiempo entre filas	100 - 150 ms	100 ms
Factor de potencia	0,323	0,472
P80	**7,35 in**	**5,43 in**
Cantidad de mezcla explosiva MEQ 73	818 kg	700 kg
Costo de voladura	0,057 ($/t)	0,097 ($/t)
Costo P & V	0,211 ($/t)	0,346 ($/t)

Nota: Parámetros utilizados y resultados económico unitarios del proyecto de prueba 3085-624, unidad minera Cuajone.

4.3. Incremento de *DigRate*

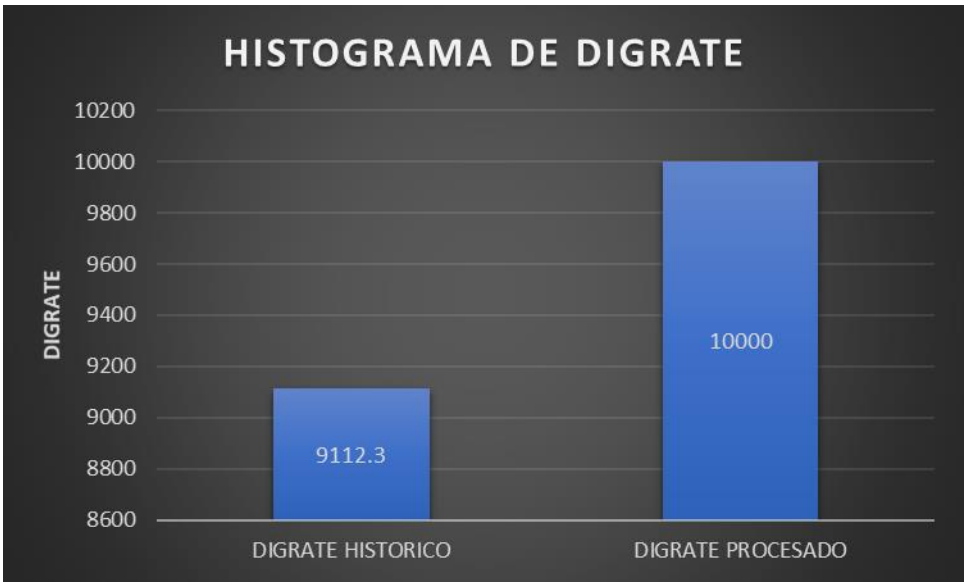
Como resultado de buena fragmentación homogénea, mejora la eficiencia en el uso de pala y permite una excavación y carguío óptimos en términos de t/hr, respecto al *DigRate* histórico, aumentado un 9,7%. Como se aprecia en la Tabla 37.

Tabla 37:

Incremento de DigRate en pala en minado de proyecto 3085-624.

PROMEDIOS	P80 (in)	DIGRATE (t/h)
Promedio histórico	7,35	9 112.3
Promedio procesado	5,43	10 000

Figura 69:
Incremento de DigRate respecto al Histórico.



Nota. Resultado comparativo de *DigRate* de datos históricos y datos procesados, elaborado con Microsoft Excel 2016.

4.4. Incremento de Toneladas Métricas Diarias Secas (TMSD)

En la Tabla 39 se observa el TMSD histórico, como data línea base, y el TMSD procesados, incrementando en un 2,57%, generando ganancias globales.

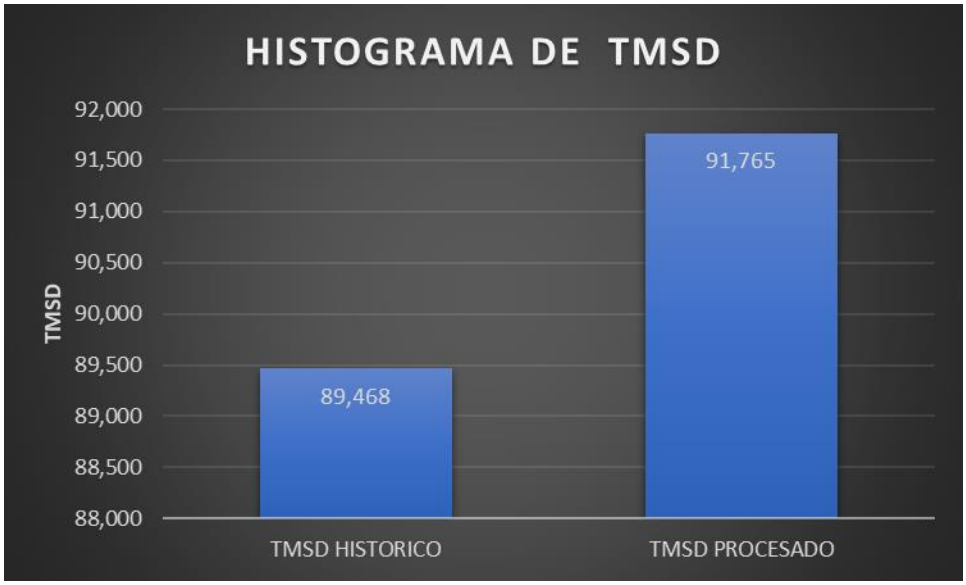
Tabla 38:
Cuadro comparativo de margen de beneficio neto simulado.

DESCRIPCIÓN	HISTÓRICO	PROCESADO
Toneladas métricas secas diarias	89 468	91 765
Incremento (%)	-	2,57%

Nota: Elaborado con los datos de línea base recolectados.

En la Figura 70, se puede observar el incremento de TMSD, debido a la buena granulometría que presenta, con la aplicación del método *Air Deck* intermedio y su optimo diseño de voladura.

Figura 70:
Incremento de TMSD respecto al histórico.



Nota: Resultado comparativo de TMSD de datos históricos y datos procesados, elaborado con Microsoft Excel 2016.

Curva granulométrica de porcentaje pasante del día 21/01/2020.

4.4.1. Beneficio estimado por venta de cobre refinado

En el cuadro siguiente podemos observar cómo a partir de una buena fragmentación de roca se producen resultados positivos en términos de beneficios mina–planta en la unidad minera Cuajone.

La Tabla 39 podemos observar los beneficios estimados en venta de cobre refinado; el incremento económico a causa de una óptima fragmentación, generando ganancias globales.

Tabla 39:
Beneficio anualizado en cobre refinado mina-planta

DESCRIPCIÓN	HISTÓTICO	PROCESADO
TMSD	89 468	91,765
Ley cab. Cu (%)	0,64%	0,64%
% Rec. Cu	84,30%	84,30%
% Rec. Fundición	97,42%	97,42%
% Rec. Refinería	99,78%	99,78%
Ganancia Neta (US$/lb Cu Ref.)	0,80	0,80
Cu Refinado Metálico (lb)	1 032 131	1 059 330
Ganancia Neta (US$/día)	828 802	850 643
Beneficio Adicional Cu fino (US$/día) Incremento de costo en P&V (US$/día)	0	21 841 -10 278
Incremento (%)	**-**	**2,57%**
Beneficio Simulado (US$/día) Beneficio Simulado (US$/mes)	-	11 563 346 890
Beneficio Simulado (US$/año)		**4 162 678**

Nota: Comparación de resultados económicos del modelo histórico con los procesados, en el proyecto de disparo 3 085-624 de la fase 6B2, UM Cuajone.

4.4.2. Beneficio final estimado

La Tabla 39 muestra de forma cuantitativa el beneficio final estimado que se alcanzaría, solamente con el incremento del tonelaje procesado en la etapa de molienda, alcanzando un beneficio final de 4 162 678 U$$/año, producto de la prueba realizada.

V. CONCLUSIONES

El método *Air Deck* intermedio permite obtener una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone, incrementando en un 26,12% dando como resultado una granulometría de P80 de 5,43 in, de un P80 inicial de 7,35 in.

El diseño de carga explosiva con doble iniciación permite obtener una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone, incrementando en un 9,7 % el *DigRate* de la pala en minado de 9 112 t/hr a 10 000 t/hr, y en planta un incremento de 2,57% de 89 468 a 91 765 TMSD.

El diseño de la malla de perforación de 5.7 m x 6.5 m, produjo como resultado una óptima fragmentación de roca IA-SIL en zona *Stemming* de taladros de producción en la unidad minera Cuajone. Al inicio se producen incrementos de costos en perforación y voladura de 0,21 a 0,34 US$/t, no obstante, se logran un beneficio de mina-planta con incremento de 2,57% con un total de ganancia de 4 162 678 US$/año.

VI. RECOMENDACIONES

Se recomienda al área de perforación y voladura de SPCC, realizar conciliaciones mensuales con respecto a la evaluación de disparos realizado por el servicio de voladura, que actualmente opera en la mina.

Se recomienda a la empresa explosivita mayor grado técnico al momento de realizar los diseños de perforación y voladura, con el objetivo de optimizar P80, VPP, OPEX, etc

Se recomienda a los estudiantes y profesionales del sector minero comprender la importancia del uso del método Air Deck y su distribución, realizar simulaciones con software de diseño, para analizar y tomar decisiones en cuanto a mejora continua, así mismo entender la relación que existe entre la ingeniería de rocas, de explosivos y de diseño para alcanzar objetivos óptimos en temas de conminución del macizo rocoso.

A las empresas mineras enfocar los procesos de mejora continua en las áreas de perforación y voladura, es ahí donde se realiza el primer proceso de conminución, es conveniente invertir más en kilogramos explosivo que en kilowatt hora, de esa manera existirá un mejor rendimiento en la cadena productiva, generando ganancias globales.

VII. REFERENCIAS

Bazan, L. R., y Pino, U. L. (2021). *Propuesta de utilización de cámara de aire de doble iniciación en el proceso de voladura de tipo de roca toba cristal para reducir el P80 a 12" e incrementar la productividad de la pala PH 4100A en una mina a tajo abierto*. [Tesis de pregrado, Universidad Continental]. Repositorio Continental – Universidad Continental.

Banegas, A.H. (2018). *Estudio de factibilidad técnica y economica para el uso de mezcla explosiva Quantex sin combustible en la unidad minera cuajone* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Moquegua]. Repositorio – Universidad Nacional de Moquegua.

Boente, A & Reyes, N (2019) *Metodología de la investigación compilación total*.

Cabanillas, V. L. (2017). *Estudio petro-mineralógico para determinar ocurrencia de mineralización en zona de Sapuc, distrito de Asunción, Cajamarca, 2016*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Cajamarca]. Repositorio – Universidad Nacional de Cajamarca.

Castillo, R. *Manual de usuario JK SimbBlast 2D-Bench*, Servicios mineros Tricomin S.A. https://www.academia.edu/8895542/MANUAL_DE_USUARIO_JK_SIMBLAST.

Catacora, R. J. (2015). *Aplicación del método Air Deck para optimizar la voladura en mina Pierina*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman]. Repositorio – Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman.

Concha O. & *Valle J. Prospección, exploración y desarrollo del yacimiento en Cuajone. SOUTHERN PERU COPPER CORPORATION. Consultado el 01/10/2021 de https://app.ingemmet.gob.pe/biblioteca/pdf/Reg-212.pdf.*

Cumpa, F. J. (2016). *Efecto de las cámaras de aire en taladros de producción para mejorar la fragmentación del material y reducir el nivel de vibraciones por voladura en minería a tajo abierto en el norte del Perú 2016.* [Tesis de pregrado, Universidad César Vallejo]. Repositorio de la Universidad César Vallejo.

ENAEX S.A. (s.f.) *Manual de tronadura ENAEX S.A.* ENAEX S.A. https://www.mineriadelibrosycursos.com/2019/03/manual-de-tronadura-enaex-sa.html

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

EXSA S.A. (2020). *Ficha Técnica Quantex 73.* EXSA SA. https://exsa.net/image/pdf/QUANTEX%2073.pdf

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

Fernández, C. L. (2019). *Informe anual 2018 Southern Copper Corporation.* https://www.smv.gob.pe/ConsultasP8/temp/SCC%20-%20MEMORIA%202018.pdf

Flores, C. D. (2019). *Determinación de los Parámetros de voladura para optimizar la fragmentación en zona de mineral en la unidad minera Cuajone*. *[Tesis de pregrado, Universidad Tecnológica del Perú]*. Repositorio UTP.

Garrido, R.C. (2020). *Aplicación de cámaras de aire en tronadura de producción de una mina de hierro.2020* [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción-Chile].

Gutiérrez, M.A. (2018). *Análisis y estabilización de talud Sur-Oeste fase 5 del tajo Cuajone.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín]. Repositorio Institucional – Universidad Nacional de San Agustín.

INGEMMET (2018). *Caracterización Petromineralógica de los Yacimientos Toquepala y Cuajone.* Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico, Boletín Serie B: Geología Económica N°49.

Llacma, O. (2017). *Evaluación técnico económica con el uso de emulsión gasificada en voladura mina Cuajone.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín]. Repositorio Institucional – Universidad Nacional de San Agustín.

Leo, M. F., y Alva, H. D. (2020). *Reducción de costos operativos en los tipos de materiales aplicando el método Air Deck Pre-Splitting en voladura controlada*

en una mina superficial Hualhuayoc-2020. [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio Institucional UPN.

Machuca, C. P. (2018). *Efecto de la cámara de aire en la voladura a tajo abierto para incrementar la tasa de excavación (Dig Rate) en el tajo tapado oeste de minera Yanacocha, Cajamarca 2017.* [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio Institucional UPN.

Mamani, P. M. (2019). *Caracterización geomecánica en minería superficial: un caso de estudio*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional – Universidad Nacional del Altiplano.

Mejía, B. W. (2021). *Uso de cámaras de aire para reducción de finos aplicando al tajo quecher main Yanacocha S.R.L 2018*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Cajamarca]. Repositorio Institucional – Universidad Nacional de Cajamarca.

Music, G. A. (2007). *Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, mina el teniente*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile]. Repositorio Académico de la Universidad de Chile.

Osinergmin (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. (1ª ed.). Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minas.

Oviedo, N. L (2017). *Diseño de mallas de perforación y voladura haciendo uso del Software Drill And Blast Vulcan 8.0 para obtener una óptima fragmentación en E.E. Ajani Unidad Minera Anabi*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín]. Repositorio Institucional– Universidad Nacional de San Agustín.

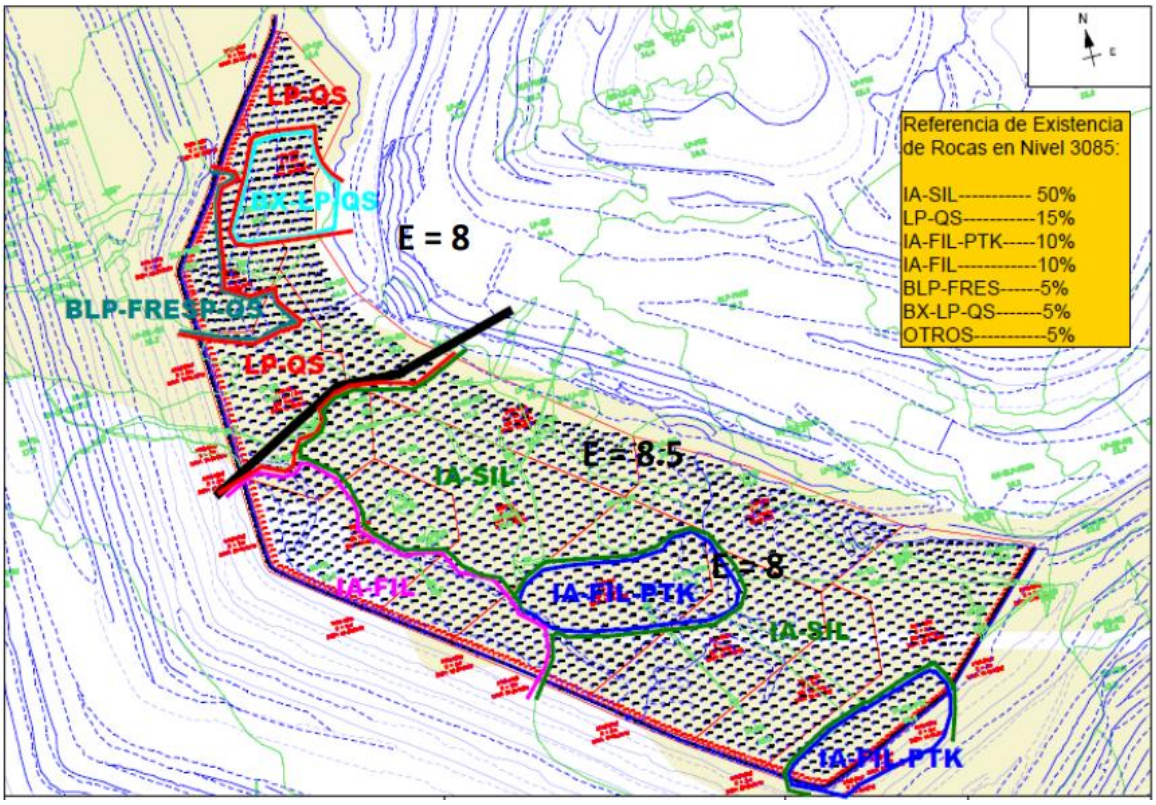
Quispe, C. M. (2018). *Optimización de la fragmentación en la mina Toquepala, mediante la aplicación de explosivo gasificado*. [Tesis de pregrado, Universidad Continental]. Repositorio Continental – Universidad Continental.

Quispe, J. A. 2014. *Reducción de Costos en Perforación y Voladura por la Aplicación de Cámaras de Aire en la U.M. Constancia - Hudbay Peru S.A.C.* [Tesis Lic. Arequipa, Perú, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa].

VIII.ANEXOS

8.1. ANEXO 1

Proyecto 3085-624 de la fase 6B2 de la unidad minera Cuajone, presencia de tipo de rocas existentes con mayor porcentaje andesita intrusiva silícea (IA-SIL).



8.2. ANEXO 2

Vistas fotográficas post disparo, proceso de carguío.

Fotografía N° 1



Fotografía N° 2

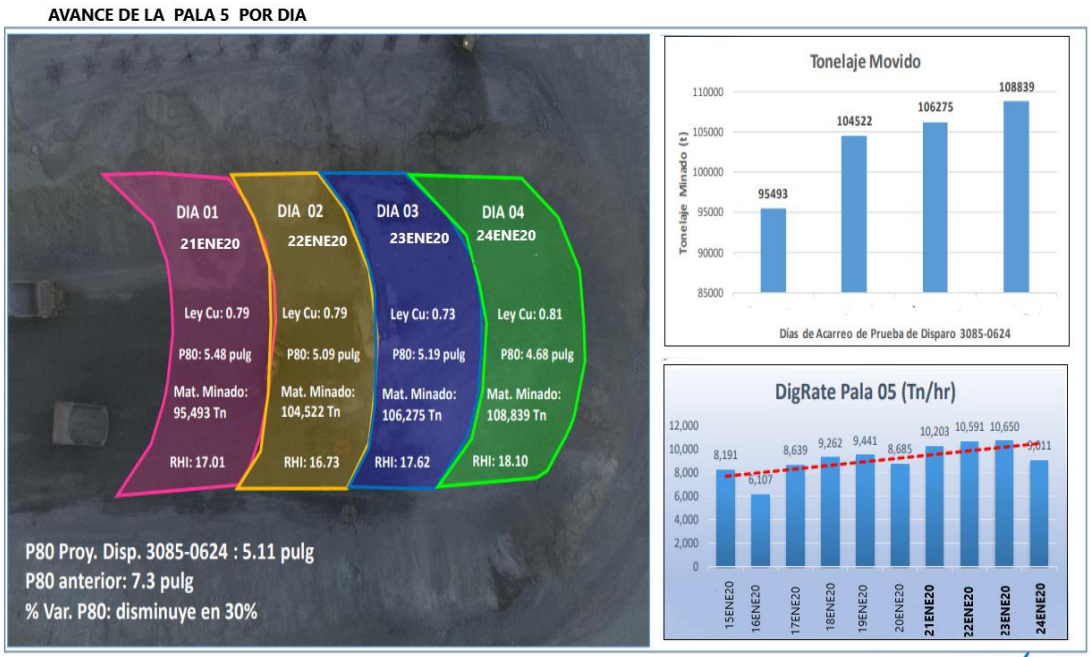


Fotografía N° 3



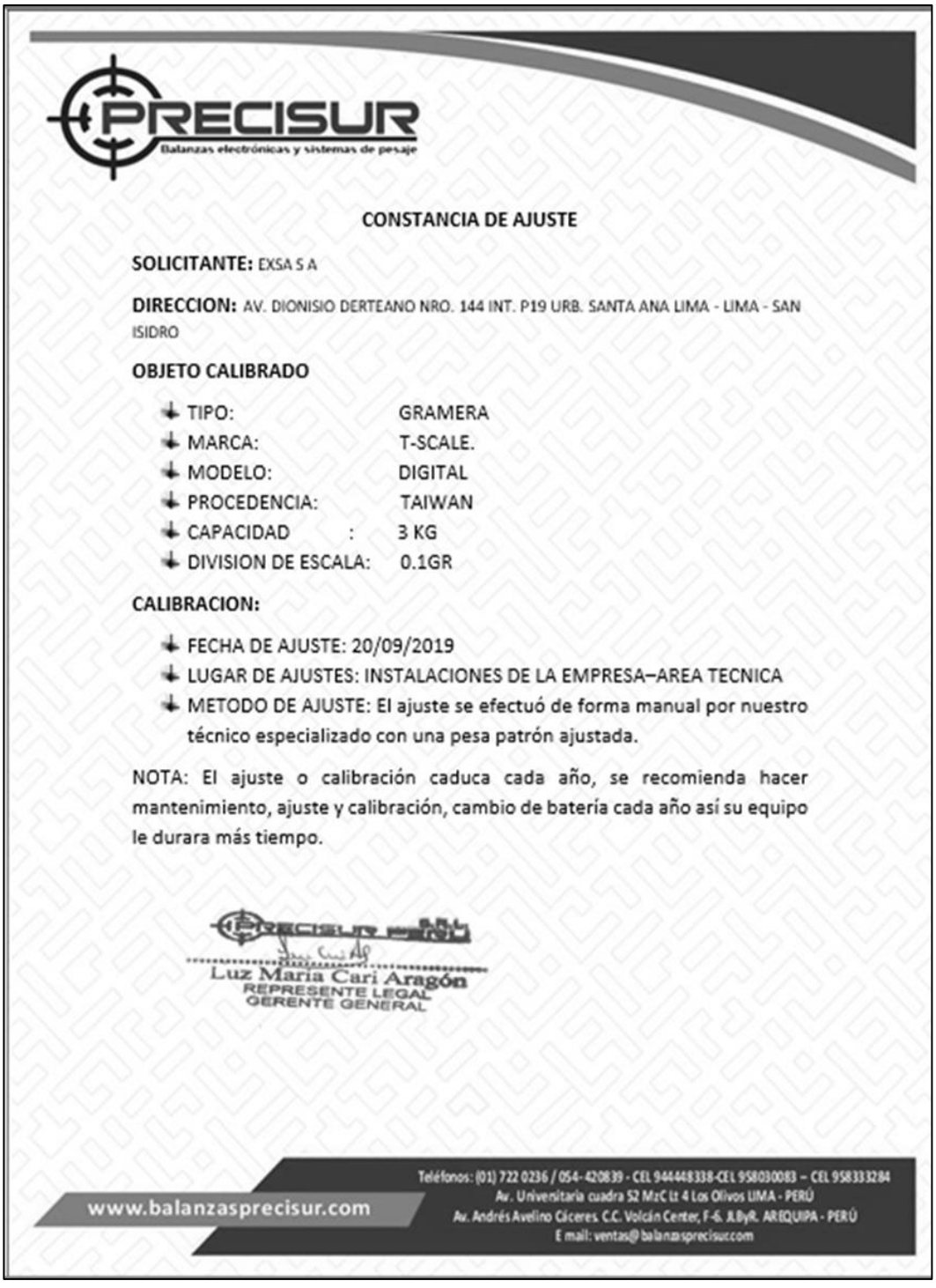
8.3. ANEXO 3

Proceso de avance de la pala por día, con incremento en el *dig rate*.



8.4. ANEXO 4

Certificado de calibración de la balanza digital T-Scale tipo Gramera.



PRECISUR
Balanzas electrónicas y sistemas de pesaje

CONSTANCIA DE AJUSTE

SOLICITANTE: EXSA S A

DIRECCION: AV. DIONISIO DERTEANO NRO. 144 INT. P19 URB. SANTA ANA LIMA - LIMA - SAN ISIDRO

OBJETO CALIBRADO

- TIPO: GRAMERA
- MARCA: T-SCALE.
- MODELO: DIGITAL
- PROCEDENCIA: TAIWAN
- CAPACIDAD : 3 KG
- DIVISION DE ESCALA: 0.1GR

CALIBRACION:

- FECHA DE AJUSTE: 20/09/2019
- LUGAR DE AJUSTES: INSTALACIONES DE LA EMPRESA–AREA TECNICA
- METODO DE AJUSTE: El ajuste se efectuó de forma manual por nuestro técnico especializado con una pesa patrón ajustada.

NOTA: El ajuste o calibración caduca cada año, se recomienda hacer mantenimiento, ajuste y calibración, cambio de batería cada año así su equipo le durara más tiempo.

Luz María Cari Aragón
REPRESENTE LEGAL
GERENTE GENERAL

www.balanzasprecisur.com

Teléfonos: (01) 722 0236 / 054-420839 - CEL 944448338-CEL 958030083 – CEL 958333284
Av. Universitaria cuadra 52 MzC Lt 4 Los Olivos LIMA - PERÚ
Av. Andrés Avelino Cáceres. C.C. Volcán Center, F-6. JLByR. AREQUIPA - PERÚ
E mail: ventas@balanzasprecisur.com

Certificados de Calibración de los Geófonos



Calibration Certificate

Part Number: 716A0403
Description: MINIMATE PLUS W/EXT. GEO
Serial Number: BE21260
Calibration Date: February 16, 2019
Calibration Reference Equipment: 718A1501

Instantel certifies that the above product was calibrated in accordance with the applicable Instantel procedures. These procedures are part of a quality system that is designed to assure that the product listed above meets or exceeds Instantel specifications.

Instantel further certifies that the measurement instruments used during the calibration of this product are traceable to the National Institute of Standards and Technology; or National Research Council of Canada. Evidence of traceability is on file at Instantel and is available upon request.

The environment in which this product was calibrated is maintained within the operating specifications of the instrument.

Please note that the sensor check function is intended to check that the sensors are connected to the unit, installed in the proper orientation and sufficiently level to operate properly. This function should not be confused with a formal calibration, which requires the sensors be checked against a reference that is traceable to a known standard. Instantel recommends that products be returned to Instantel or an authorized service and calibration facility for annual calibration.

Calibrated By: _____
Vu Nguyen

Instantel 309 Legget Drive, Ottawa, Ontario, K2K 3A3, (613) 592-4642



Calibration Certificate

Part Number: 714A9701
Description: TRIAXIAL GEOPHONE (ISEE)
Serial Number: BG20540
Calibration Date: February 16, 2019
Calibration Reference Equipment: 714J7403

Instantel certifies that the above product was calibrated in accordance with the applicable Instantel procedures. These procedures are part of a quality system that is designed to assure that the product listed above meets or exceeds Instantel specifications.

Instantel further certifies that the measurement instruments used during the calibration of this product are traceable to the National Institute of Standards and Technology; or National Research Council of Canada. Evidence of traceability is on file at Instantel and is available upon request.

The environment in which this product was calibrated is maintained within the operating specifications of the instrument.

Please note that the sensor check function is intended to check that the sensors are connected to the unit, installed in the proper orientation and sufficiently level to operate properly. This function should not be confused with a formal calibration, which requires the sensors be checked against a reference that is traceable to a known standard. Instantel recommends that products be returned to Instantel or an authorized service and calibration facility for annual calibration.

Calibrated By: _____
Vu Nguyen

Instantel 309 Legget Drive, Ottawa, Ontario, K2K 3A3, (613) 592-4642

©2020 Xmark Corporation. Instantel and Instantel logo are trademarks of Stanley Black & Decker or its affiliates. 714405201 Rev



Calibration Certificate

Part Number: 714A9801
Description: LINEAR MICROPHONE 2-250HZ
Serial Number: BH12971
Calibration Date: February 16, 2019
Calibration Reference Equipment: SRV-AFR 714J7401

Instantel certifies that the above product was calibrated in accordance with the applicable Instantel procedures. These procedures are part of a quality system that is designed to assure that the product listed above meets or exceeds Instantel specifications.

Instantel further certifies that the measurement instruments used during the calibration of this product are traceable to the National Institute of Standards and Technology; or National Research Council of Canada. Evidence of traceability is on file at Instantel and is available upon request.

The environment in which this product was calibrated is maintained within the operating specifications of the instrument.

Please note that the sensor check function is intended to check that the sensors are connected to the unit, installed in the proper orientation and sufficiently level to operate properly. This function should not be confused with a formal calibration, which requires the sensors be checked against a reference that is traceable to a known standard. Instantel recommends that products be returned to Instantel or an authorized service and calibration facility for annual calibration.

Calibrated By: _____
Vu Nguyen

Instantel 309 Legget Drive, Ottawa, Ontario, K2K 3A3, (613) 592-4642

©2020 Xmark Corporation. Instantel and instantel logo are trademarks of Stanley Black & Decker or its affiliates. 71405201 Rev

Certificado de Calibración del Equipo MicroTrap de EXSA SA.

CALIBRATION CERTIFICATE NO. CAL210817-3

EQUIPMENT CALIBRATED	MREL MicroTrap VOD/Data Recorder Serial No: 7381 Scope Upgrade Present: No Memory Upgrade Present: No
CALIBRATED FOR	Exsa S.A.
RECEIVED CONDITION OF EQUIPMENT	**External Case:** Dent on side. **Battery:** Added. **Internal Components:** All functions working properly. **Data Acquisition tests:** All functions working properly. **Data Transfer tests:** All functions working properly.
CALIBRATION DATE AND LOCATION	August 17, 2019 MREL Group of Companies Limited 1555 Sydenham Road Kingston, Ontario K7L 4V4, Canada Next Calibration Due: August 17, 2020
CALIBRATION EQUIPMENT	Keysight/Agilent/HP Digital Multimeter, 6.5 digits Model No.: 34401A Serial No.: MY45007334 Date of Multimeter Calibration: 08 June 2021 Calibration Certificate No.: 1-14623684726-1 Calibrated by: Keysight Technologies
CALIBRATION CONDITIONS	22°C +/- 3°C
CALIBRATION RESULTS	Notes: The MicroTrap's resolution is 14 bit, or 0.00604% of the maximum range. The **Uncertainty** of the measured resistance is the maximum of either the measurement **Error** or the error due to **Resolution**. The uncertainty in distance (m or ft.) can be calculated by multiplying the ohms/m, or ohms/ft of the PROBEROD or PROBECABLE used in the VOD test by the **Uncertainty** (in ohms) of the measured resistance.

Resistance Value (from MultiMeter)	Initial (Received)	Final (Calibrated)	Error (After Calibration)	Resolution	Uncertainty (Measured Resistance)
218.91	218.33	218.89	0.0200	0.0132	0.0200
383.97	383.89	383.97	0.0000	0.0232	0.0232
677.11	677.13	677.13	0.0200	0.0410	0.0410
1185.40	1185.58	1185.50	0.1000	0.0717	0.1000
2179.50	2179.99	2179.54	0.0400	0.1318	0.1318

