

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



TESIS

**ANÁLISIS DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA
EXPLOTACION DE LA VETA SAN MARTÍN TAJO 140 NV 400 EN LA MINA
CERRITO PECOY- AREQUIPA**

PRESENTADO POR :

Bach. ERNESTO QUISPE MEJIA

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

DR. MIGUEL VERA MIRANDA

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: Análisis del Proceso de Perforación y Voladura en la Explotación de la veta San Martín Tuyo 140 NV400 en la mina Cerrito Pccoq-Arequipa

presentado por: Ernesto Quispe Mejía con DNI Nro.: 46810341 presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 10%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica para que tome las acciones correspondientes. Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 06 de Enero de 2024



Firma

Post firma Dr. Ina Miguel Vera Miranda

Nro. de DNI 23876027

ORCID del Asesor 0000-0002-9349-8463

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:302109884

NOMBRE DEL TRABAJO

**ANÁLISIS DEL PROCESO DE
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA
EXPLOTACION DE LA VETA SAN
MARTÍN TAJO 140 NV 400 EN LA MINA
CERRITO PECOY-AREQUIPA**

AUTOR

ERNESTO QUISPE MEJIA

RECUENTO DE PALABRAS

23840 Words

RECUENTO DE CARACTERES

137695 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

163 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

9.6MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 6, 2024 7:24 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 6, 2024 7:26 PM GMT-5

● **10% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Base de datos de trabajos entregados
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado
- Fuentes excluidas manualmente

DEDICATORIA

A mis padres por haberme forjado como la persona que soy en la actualidad; muchos de mis logros se los debo a ustedes entre los que se incluye este. Me formaron con reglas y con algunas libertades, pero al final de cuentas, me motivaron constantemente para alcanzar mis anhelos.

Gracias por todo

AGRADECIMIENTOS

Doy gracias a DIOS por permitirme tener unos padres que siempre me apoyaron, a pesar de las dificultades, por darme sabiduría y fuerza para culminar esta etapa académica.

De la misma manera expreso mi agradecimiento al gerente general de la empresa cerrito pecoy S.A, por permitirme el uso de información y a los encargados de la supervisión de operaciones por su apoyo en la aplicación de los instrumentos para el presente estudio. Agradezco a la Universidad Nacional de San Antonio de Abad del Cusco, a los profesores de la E.P de Ingeniería de Minas, por su entrega y aporte con sus sabios conocimientos en mi formación profesional. Mi agradecimiento especial para el Ing. Miguel Vera Miranda, asesor de mi tesis, por sus sugerencias, soporte y correcciones acertadas durante la elaboración de este trabajo de investigación.

Muchas gracias

RESUMEN

La presente investigación comprende un estudio técnico detallado de las operaciones de perforación y voladura para la explotación de la veta san martín, tajo 140 nv. 400 en la mina cerrito pecoy- Arequipa, cuyo principal problema es la generación de una significativa dilución en las operaciones de perforación y voladura, en relación con los tajos de producción. Esta es una investigación del tipo cuantitativa al tomar datos numéricos en campo y en el análisis de la información, asimismo es de un nivel correlacional ya que tiene como principio analizar las variables que operan la investigación. Para la toma de datos, se delimitó a una muestra no probabilística ubicada en el tajo 140 del Nv 400 de la mina Cerrito Pecoy, la toma de datos está comprendidos entre los meses de Julio y Setiembre del año 2023. La presente investigación tiene como objetivo determinar las implicancias de la perforación y voladura en la veta San Martin Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa .Por lo cual la investigación concluye que la mina Cerrito Pecoy en Arequipa se enfrenta a desafíos significativos relacionados con la perforación y voladura en la veta San Martin Tajo 140 Nv 400, lo que impacta la eficiencia y sostenibilidad de la operación minera. Este estudio, respaldado por investigaciones detalladas y simulaciones meticulosas, se ha dedicado a abordar los desafíos inherentes a estas prácticas, buscando proporcionar soluciones que optimicen tanto la perforación como la voladura en este contexto minero específico.

Palabras claves: Perforación, Voladura, Dilución vetas angostas

ABSTRACT

This research includes a detailed technical study of the drilling and blasting operations for the exploitation of the San Martín vein, pit 140 nv. 400 at the Cerrito Pecoy-Arequipa mine, whose main problem is the generation of significant dilution in drilling and blasting operations, in relation to production pits. This is quantitative research by taking numerical data in the field and in the analysis of the information, it is also of a correlational level since its principle is to analyze the variables that operate the research. For data collection, it was limited to a non-probabilistic sample located in pit 140 of Nv 400 of the Cerrito Pecoy mine, the data collection is between the months of July and September of the year 2023. La this research aims to determine the implications of drilling and blasting in the San Martin Tajo 140 Nv 400 vein in the Cerrito Pecoy mine -Arequipa . The research concludes that the Cerrito Pecoy mine in Arequipa faces significant challenges related to drilling and blasting in the San Martin Tajo 140 Nv 400 vein, impacting the efficiency and sustainability of the mining operation. This study, supported by detailed research and meticulous simulations, has been dedicated to addressing the challenges inherent in these practices, seeking to provide solutions that optimize both drilling and blasting in this specific mining context.

Keywords: Drilling, Blasting, Dilution of narrow veins

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
RESUMEN.....	
ABSTRACT	
CAPÍTULO I:	1
PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.2 Formulación del problema	2
1.2.1 Problema general de la investigación.....	2
1.2.2 Problemas específicos de la investigación	2
1.3 Justificación.....	3
1.4 Objetivos de la investigación	3
1.4.1 Objetivo general	3
1.4.2 Objetivos específicos.....	3
1.5 Delimitación de la investigación.....	3
1.5.1 Delimitación geográfica:	3
1.5.2 Delimitación temporal:.....	3
CAPÍTULO II	4
MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN.....	4
2.1 Antecedentes de la investigación	4

2.1.1	Antecedentes internacionales	4
2.1.2	Antecedentes nacionales	5
2.2	Bases teóricas	7
2.2.1	Minería subterránea.....	7
2.2.2	Método de explotación por corte y relleno ascendente	7
2.2.3	La ley de corte o cut off (lc).....	8
2.2.4	Selectividad Minera.....	8
2.2.5	Efecto soporte.....	8
2.2.6	Dilución minera.....	9
2.2.7	Dilución operacional.	9
2.2.8	Control de dilución y leyes.....	10
2.2.9	Factores causadores de la dilución	10
2.2.10	Cálculo de la dilución.....	13
2.2.11	Perforación	14
2.2.12	Voladura	17
2.2.13	Explosivo.....	17
2.2.14	Clasificación de los explosivos	18
2.2.15	Características y/o propiedades del explosivo	19
2.2.16	Accesorios de voladura	21
2.2.17	Costos	22
2.3	HIPÓTESIS	25
2.3.1	Hipótesis general	25
2.3.2	Hipótesis específicas	25

2.4	Variables e indicadores	25
2.4.1	Variable dependiente.....	25
2.4.2	Variable independiente.....	25
2.5	Operacionalización de las variables	26
CAPÍTULO III.....		28
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN		28
3.1	Tipo de investigación	28
3.2	Nivel de investigación.....	29
3.3	Diseño de la investigación.....	29
3.4	Población.....	29
3.5	Muestra.....	29
3.6	Técnicas e instrumentos de captura de información	29
3.6.1	Técnicas de recolección de datos	29
3.6.2	Instrumentos	30
3.7	Técnicas de procesamiento de datos	30
CAPÍTULO IV.....		32
EVALUACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA		32
4.1	Proceso convencional de perforación y voladura en la unidad minera	33
4.1.1	Proceso de perforación	34
4.1.2	Proceso De Voladura.....	39
4.1.3	Simulación de la voladura convencional.....	41

4.1.4	Digitalización del diseño de la malla convencional en el software de simulación	42
4.1.5	Malla convencional en el software.....	45
4.1.6	Cargado de explosivos en la voladura convencional	47
4.1.7	Configuración convencional de la carga de fondo	49
4.1.8	Amarre convencional de los taladros	51
4.1.9	Simulación de voladura convencional.....	53
4.1.10	Simulación de la voladura convencional según la distribución de energía...	55
4.1.11	Simulación de vibraciones de la voladura convencional	57
4.2	Análisis del proceso del ciclo de perforación y voladura en la unidad minera...	61
4.2.1	Diseño de malla de perforación.....	63
4.2.2	Cálculo del avance efectivo.....	65
4.2.3	Cálculo del área De perforación.....	65
4.2.4	Cálculo de volumen de fragmentación.....	66
4.2.5	Cálculo de volumen en toneladas métricas	66
4.2.6	Selección del explosivo.....	66
4.2.7	Análisis para el Cálculo del Burden.....	69
4.2.8	Cálculo Del Factor De Corrección Para El Burden Según El Modelo Matemático De López Jimeno	71
4.2.9	Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De López Jimeno	72
4.2.10	Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Konya	73
4.2.11	Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Ash...	74

4.2.12	Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Andersen	75
4.2.13	Análisis Y Selección Del Burden.....	76
4.2.14	Cálculo del espaciamento.....	79
4.3	Análisis del diseño de la malla de perforación y simulación de la voladura	79
4.3.1	Digitalización del diseño de la malla propuesta en el software de simulación	82
4.3.2	Malla propuesta en el software de simulación	86
4.3.3	Cargado de explosivos en la voladura propuesta	88
4.3.4	Configuración propuesta de la carga de fondo.....	90
4.3.5	Amarre propuesto de los taladros.....	93
4.3.6	Simulación de la voladura propuesta	96
4.3.7	Simulación de la voladura propuesta según la distribución de energía.....	99
4.3.8	Simulación de vibraciones de la voladura propuesta	102
4.4	Diseño de la voladura óptima.....	105
4.4.1	Resultados de la distribución energética	105
4.4.2	Resultados de la distribución de vibraciones	110
4.5	Análisis de los parámetros de comparativos entre convencional y propuesto. .	115
4.6	Reducción de costos en operaciones de perforación y voladura.....	115
4.6.1	Cálculo de costos de perforación	115
4.6.2	Cálculo de costos de voladura.....	119
4.7	Cálculo de la productividad de las operaciones de voladura	121

CAPITULO V	124
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	124
5.1 Análisis.....	124
5.2 Discusión de resultados	124
CONCLUSIONES	127
RECOMENDACIONES	129
BIBLIOGRAFÍA	131
ANEXOS	133
ANEXO 1.....	133
1.1. Ubicación geográfica.....	133
1.2. Accesibilidad	133
1.3. Clima y vegetación	134
1.4. Topografía y drenaje.....	136
1.5. Geomorfología.....	136
5.2.1 Escarpa costera	137
5.2.2 Meseta costanera	137
1.6. Geología regional	138
5.2.3 Complejo basal (pe-gn).....	138
5.2.4 Grupo yura (jski-yu).....	139
5.2.5 Formación cachios labra (js-laca)	139
5.2.6 Rocas intrusivas volcánicas.....	140
5.2.7 Complejo bella unión (kms-bu).....	140

5.2.8	Rocas intrusivas plutónicas	140
5.2.9	Batolito de la costa	140
5.2.10	Súper unidad linga (ks-gd/mz-li).....	141
1.7.	Geología local.....	141
5.2.11	Gneis (pe-gn).....	141
5.2.12	Rocas intrusivas.....	142
5.2.13	Intrusiones menores.....	142
1.8.	Geología estructural.....	143
5.2.14	Generalidades	143
5.2.15	Zona altamente fracturada.....	143
5.2.16	Zona fallada.....	143
5.2.17	Zona de emplazamiento del batolito de la costa	144
5.2.18	Zona de la depresion de caraveli	144
1.10	. Geología económica	145
5.2.19	Tipo y génesis del yacimiento.....	146
ANEXO 2.....		148
FOTOS DE CAMPO		148

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:	Accesorios de Voladura.....	22
Tabla 2:	Tabla de variables.....	26
Tabla 3:	Resumen de Características de Perforadoras.....	35
Tabla 4:	Valores Operativos.....	37
Tabla 5:	Resumen de Características de Explosivos.....	41
Tabla 6:	Índice De Fracturamiento.....	58
Tabla 7:	Parámetros del tajo.....	62
Tabla 8:	Características técnicas.....	69
Tabla 9:	Cálculos De Burden Según Los Parámetros Utilizados.....	70
Tabla 10:	Modelos Para Usar Según Los Parámetros Utilizados.....	71
Tabla 11:	Relación De Burden Según Ash.....	74
Tabla 12:	Resumen Del Burden Según Diferentes Modelos Matemáticos.....	76
Tabla 13:	Valor Del Burden Seleccionado.....	79
Tabla 14:	Análisis Comparativo De Las Mallas De Perforación (tm/disparo).....	115
Tabla 15:	Control De Tiempo De Perforación.....	116
Tabla 16:	Costos de mano de obra.....	117
Tabla 17:	Costos de máquina Perforadora.....	117
Tabla 18:	Costo de barrenos y brocas.....	118
Tabla 19:	Costos de mangueras y accesorios.....	118
Tabla 20:	Aire comprimido.....	118
Tabla 21:	Costos de Perforación.....	118

Tabla 22: Diferencias entre lo convencional y lo propuesto.....	122
Tabla 23: Comparación de costos	124
Tabla 24: Accesibilidad	133

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1:	Factores causadores de la dilución	11
Figura 2:	Calidad del relleno.....	11
Figura 3:	Procedimientos	12
Figura 4:	Dilución	13
Figura 5:	Diseño de malla de perforación	16
Figura 6:	Diseño de arranque(Corte Quemado).....	16
Figura 7:	Efecto del proceso de detonación	18
Figura 8:	Clasificación de los explosivos	19
Figura 9:	Malla De Perforación Convencional para el tajo 140 NV. 400.....	36
Figura 10:	Perforación en campo	38
Figura 11:	Digitalización de la malla convencional para el tajo 140 NV. 400	44
Figura 12:	Malla Convencional En El Software para el tajo 140 NV. 400.....	46
Figura 13:	Cargado De Explosivos En Campo	47
Figura 14:	Cargado De Explosivos En La Voladura Convencional	48
Figura 15:	Configuración Convencional De La Carga De Fondo para el tajo 140 NV. 400	
	50	
Figura 16:	Amarre De Taladros En Campo para el tajo 140 NV. 400.....	51
Figura 17:	Amarre Convencional De Los Taladros para el tajo 140 NV. 400.....	52
Figura 18:	Perforación En Campo para el tajo 140 NV. 400	53
Figura 19:	Simulación De Voladura Convencional para el tajo 140 NV. 400.....	54

Figura 20:	Simulación de la voladura convencional según la distribución de energía para el tajo 140 NV. 400	56
Figura 21:	Intensidad De Daño Por PPV De La Voladura Convencional	58
Figura 22:	Simulación De Vibraciones De La Voladura Convencional para el tajo 140 NV. 400	60
Figura 23:	Daño A Los Limites Del Tajo para el tajo 140 NV. 400.....	61
Figura 24:	Algoritmo del diseño de la malla.....	64
Figura 25:	Diseño De La Malla Propuesta para el tajo 140 NV. 400	82
Figura 26:	Digitalización De La Malla Propuesta para el tajo 140 NV. 400	85
Figura 27:	Malla Propuesta En El Software para el tajo 140 NV. 400	87
Figura 28:	Dimensiones del taladro	88
Figura 29:	Cargado De Explosivos En La Voladura Propuesta para el tajo 140 NV. 400	89
Figura 30:	Partes del carguío de taladros	91
Figura 31:	Configuración Propuesta De La Carga De Fondo	92
Figura 32:	Amarre Propuesto De Los Taladros	95
Figura 33:	Simulación De La Voladura Propuesta	98
Figura 34:	Simulación De La Voladura Propuesta Según La Distribución De Energía	101
Figura 35:	Simulación De Vibraciones De La Voladura Propuesta	104
Figura 36:	Limitación De La Malla Y El Resultado Energético De La Distribución Propuesta	106

Figura 37:	Limitación De La Malla Y El Resultado Energético De La Distribución	
Convencional		107
Figura 38:	Contraste De Dimensiones En Los Resultados De Distribución Energética	
		109
Figura 39:	Limitación De La Malla Y El Resultado De Vibraciones De La Distribución	
Propuesta		111
Figura 40:	Limitación De La Malla Y El Resultado De Vibraciones De La Distribución	
Convencional		112
Figura 41:	Contraste De Dimensiones En Los Resultados De Distribución De	
Vibraciones		114
Figura 42:	Ubicación y Acceso	133
Figura 43:	Geomorfología.....	137
Figura 44:	Meseta Costanera.....	138
Figura 45:	Inspección del material volado	148
Figura 46:	Iniciación de los frentes de trabajo	¡Error! Marcador no definido.
Figura 47:	Procedimiento de acarrero	149
Figura 48:	Desquinche de zonas voladas	150
Figura 49:	Almacenamiento de explosivos	151
Figura 50:	Polvorín auxiliar de explosivos	151
Figura 51:	Pozo de sedimentación	152
Figura 52:	Comunicación entre sub niveles	152
Figura 53:	guías a usar	153

ÍNDICE DE GRÁFICAS

Gráfica 1: Potencia de explosivo	19
Gráfica 2: Velocidad de detonación.....	20
Gráfica 3: La densidad del explosivo.....	20
Gráfica 4: Resistencia al agua	21
Gráfica 5: PPV Voladura Convencional	59
Gráfica 6: Análisis Del Burden	76
Gráfica 7: Selección Del Burden	77
Gráfica 8: Análisis De Optimización	123

CAPÍTULO I:

PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1 Descripción del problema

Durante las labores de explotación de la veta San Martin, en los distintos tajos de producción, se encontraron situaciones problemáticas con las técnicas de minado para la explotación normal y eficiente, siendo el método de explotación de corte y relleno ascendente y en las vetas más angostas(20 cm) por método de circado; surgiendo estas deficiencias en las técnicas usadas en el ciclo del minado, enfocándose principalmente con el uso adecuado de la selección de explosivos, lo cual generó dilución(40%) en el resultado final en las vetas más angostas entre 15 y 20 cm de potencia, ocasionando pérdidas no planificadas y generando gastos de replanteo.

Es así, que las diferentes técnicas; desde la perforación, carguío de taladros, selección adecuada de los explosivos, atacado de taladros, y posterior limpieza y acarreo vienen siendo deficientes, enfocándose el problema principal en la generación de dilución por los explosivos utilizados como son el emulnor, el cual no resultan los indicados para los tajos de voladura diaria

en las operaciones, por eso ocasionan una dilución notoria perjudicando la conminución final esperada para poder comercializar con una ley ya planificada el mineral explotado. Además, el atacado de los taladros con técnicas poco eficientes, es una de las causantes de tiros soplados, generando riesgos de accidentes no deseados, posteriormente las técnicas de acarreo de mineral son riesgosas y no efectivas. Sin embargo, ésta es una solución momentánea, ya que no se asegura la granulometría óptima para poder comercializar con la ley adecuada el mineral aurífero.

Por consiguiente, es que se requiere de un estudio técnico económico adecuado para controlar la dilución de la veta San Martín, y por consiguiente llegar a la granulometría óptima, mejorando las técnicas de minado, seleccionando un explosivo adecuado o segregarlo de una manera adecuada, y mejorando las técnicas implicadas en el ciclo del minado.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general de la investigación

- ¿Cuáles son las implicancias de la perforación y voladura en la explotación de la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa?

1.2.2 Problemas específicos de la investigación

- ¿Cómo mejorar las operaciones de perforación y voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa?
- ¿Cuál es la influencia de los explosivos utilizados para la producción de mineral de la veta San Martín Tajo 140 Nv. 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa?
- ¿Cómo influye en la producción el diseño de la carga explosiva en la Voladura de la veta San Martín Tajo 140 Nv. 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa?

1.3 Justificación

La presente investigación tiene importancia desde el punto de vista técnico - económico, ya que apporto un estudio detallado y comparativo de las mejores opciones a tomar para mejorar las técnicas de minado en una mina subterránea semimecanizada.

1.4 Objetivos de la investigación

1.4.1 Objetivo general

- Determinar las implicancias de la perforación y voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa.

1.4.2 Objetivos específicos

- Proponer una mejora en las operaciones de perforación y voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa.
- Analizar la influencia de los explosivos utilizados para la producción de mineral de la veta San Martín Tajo 140 Nv. 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa.
- Determinar la influencia que tiene el diseño de la carga explosiva en la Voladura de la veta San Martín Tajo 140 Nv. 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa

1.5 Delimitación de la investigación

1.5.1 Delimitación geográfica:

La investigación se realizó únicamente en la veta san Martín tajo 140 NV 400 en la Mina Cerrito Pecoy- Arequipa.

1.5.2 Delimitación temporal:

El trabajo de investigación se realizó en el periodo comprendido entre los meses de junio y septiembre del año 2023.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes internacionales

(Grigaliunas Gompertz, 2016) “Diseño óptimo de minería subterránea auto soportada ”

Tesis para optar el título profesional de Magister en Minería en la Universidad de Chile – Santiago de Chile.

Tesis que tiene como objetivo general la generación e implementación de un modelo de optimización que permita la obtención del layout óptimo de caserones. Esto, con el fin de maximizar el beneficio asociado a la extracción en cualquier proyecto a ser explotado por este método. Analizando técnico y económicamente los procesos de perforación y voladura de producción. Y tiene como conclusión que a partir de la investigación realizada fue posible generar e implementar un modelo de optimización que permite la obtención del layout óptimo de caserones

en minería subterránea de Sublevel Stopping sin relleno, sujeto a restricciones que permiten obtener sustento a la explotación, y entregan resultados realistas.

2.1.2 Antecedentes nacionales

(Bedón Cerda, 2019) "Mejoramiento del proceso de minado para el control de dilución y leyes de mineral en la concesion minera "El Extraño" - consorcio peruano de minas s.a.c." **Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo- Huaraz**

Tesis en la que tiene como objetivo mejorar el proceso de minado para controlar la dilución y leyes de mineral , por lo cuál se concluye que se mejoró el proceso de minado y se logró controlar la dilución de 35% a 11%, y los costos de transporte de mineral se redujo en un 12%, este trabajo de investigación se logró gracias a la recolección de datos directos de campo , ya que su principal problemática fue centrada a las técnicas deficientes de minado en las operaciones de perforación y voladura .

(Lopez Ricapa, 2021) "Análisis técnico económico de las variables de dilución y recuperación de mineral para mejorar la productividad en la veta esperanza, tajo 1050 nv 1980 de la unidad minera caraveli" **Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Continental - Huancayo**

Éste trabajo de investigación tiene como objetivo hacer un análisis de las variables de dilución y recuperación de mineral con el propósito de mejorar la productividad en la veta esperanza, esta tesis concluye que se redujo el factor de potencia relacionado entre el periodo de análisis de enero a febrero en 0.40 kg/t, con una disminución de 0.26 kg/t durante el periodo marzo a junio producto de un mejor control de la sobre rotura en los diferentes tajos asociados a la veta Esperanza.

(Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023) "Mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, para incrementar la producción del método de minado con taladros largos, unidad minera americana", **Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Continental - Huancayo**

Investigación donde tiene como objetivo mejorar el proceso de minado para el control de dilución y leyes de mineral en la concesión minera "El Extraño" - Consorcio Peruano de Minas S.A.C. en el año 2019 que las actividades que generan más tiempos improductivos son los siguientes: la falla mecánica, el traslado de equipo de labor a labor, la instalación de equipo y preparación de la labor, la charla de capacitación en interior mina, el traslado de equipo de taller a labor, el traslado de equipo a taller, la falla eléctrica del equipo, parada por falta de instalación eléctrica en la labor y el chequeo de máquina (pre uso), en promedio mensual estas actividades generan una demora operativa de 97.86 horas en total. En la mejora de los tiempos improductivos de las actividades mostradas se obtuvo en promedio mensual: 87.34 horas en total, lográndose reducir así el tiempo improductivo en 10.52 horas perdidas en promedio mensual, los cuales son aprovechados en los trabajos operativos de perforación y voladura.

(Cusiatau Itusaca, 2022) "Evaluación diseño y construcción del crucero 915 para la profundización de proyecto soledad -zona marchante contrata produce - compañía emhi s.a." **Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad San Agustín – Arequipa**

Tesis que tiene como objetivo demostrar técnica y económicamente que la construcción del Crucero 915 permitió la fluidez del acarreo, para la producción de 80 TMD, procedentes de la profundización de la veta Marchante, mina Soledad. Se diagnosticaron los antecedentes del Nivel

Superior, cota 2465, el cual accedía a la veta Marchante mediante el Crucero 465, con sección de 7'x 8', verificando que los equipos de acarreo de mineral no cumplían con la producción, ni los rendimientos programados.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Minería subterránea

Es un método de extracción de minerales que se realiza debajo de la superficie terrestre, en oposición a la minería a cielo abierto, que se lleva a cabo en la superficie. En la minería subterránea, se excavan túneles, galerías y pozos para acceder a los yacimientos de minerales que se encuentran debajo de la superficie. Este método es utilizado cuando los yacimientos de minerales se encuentran a una profundidad demasiado grande para ser extraídos mediante métodos convencionales.

Se utiliza para extraer una variedad de minerales, incluyendo oro, plata, cobre, hierro, zinc y otros metales preciosos y no preciosos. También se utilizan para extraer minerales no metálicos como el carbón, la sal y la piedra caliza. La minería subterránea es una parte importante de la industria minera mundial y se utiliza en países de todo el mundo.

2.2.2 Método de explotación por corte y relleno ascendente

El método de explotación que aplica la unidad de producción es corte y relleno ascendente convencional con circado de veta, utilizando como sostenimientos puntales de seguridad para los tajos y cuadros de madera o split set en galerías. En un método ascendente (realce); el mineral es arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando ascendentemente, cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite estabilizar las cajas.

2.2.3 La ley de corte o cut off (lc).

La ley de corte o cut off (LC) es aquella ley de mineral, cuyo valor es igual al costo de producción (Cp): es decir, corresponde a la ley de mineral en que no da pérdidas ni ganancias. Bajo este concepto, leyes superiores a la LC darán ganancias, considerándose como mineral económicamente explotable; en cambio leyes inferiores a la LC darán pérdidas, no recomendables para su explotación.

Por eso en una operación o proyecto minero es muy importante conocer la ley de corte, pues en base a ella se podrá ubicar reservas, hacer el planeamiento de minado, decidir el destino que se dará a los disparos de los frentes de acuerdo con su ley o iniciar nuevos proyectos mineros. (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018)

$$Cut\ off = \frac{(costo\ total\ por\ tn)}{Precio\ del\ metal\ x\ Ley\ de\ cabeza} x 100$$

2.2.4 Selectividad Minera

La selectividad minera corresponde al proceso de separación del mineral con respecto del estéril. Esta se ve afectada por tres variables que se consideran en los siguientes puntos. (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018)

2.2.5 Efecto soporte.

El diseño y la planificación de una explotación minera están dados por el modelo de bloques, el que es una representación del depósito mineral. De esta forma, el volumen que encierra un bloque corresponde a un material heterogéneo, con diversidad de leyes, donde solo se conoce la ley media. Por ello es muy posible que un bloque considerado como mineral tenga un porcentaje de estéril asociado y viceversa. Mientras más pequeño el bloque mayor será la selectividad, entendiéndose que finalmente existirán mejores recuperaciones del metal. Sin embargo, el costo de operación se ve incrementado por el uso de equipos de carguío más pequeños, los que poseen

menores índices de productividad, y de una malla de perforación más densa que permita general esta selectividad

2.2.6 Dilución minera.

Se define comúnmente como dilución a la mezcla de mineral con estéril, mediante la cual se lleva bien a procesar un material que no tiene el valor económico previsto, o bien se arroja a la escombrera mineral, con la consiguiente pérdida de aprovechamiento de las reservas. Con esto, se consigue disminuir la calidad del mineral en términos de la cantidad efectivamente extraída y/o bajando las leyes de este. Se encuentra fuertemente asociada al nivel de selectividad que posea el equipo de carguío para definir el contacto estéril/mineral. En realidad, la dilución no significa solamente bajar la ley del mineral, sino que también hay asociado un aumento en los costos, ya que el envío de una tonelada de estéril a la planta es más costoso que el envío de una tonelada de mineral. (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018)

$$D(\%) = \frac{K}{W^{0.5} \cdot \text{sen } \emptyset}$$

Donde:

K: Constante de O'Hara

W: Ancho de minado(m) X Potencia de veta(m)

\emptyset : Buzamiento o inclinación

2.2.7 Dilución operacional.

La dilución operativa en una faena minera a cielo abierto corresponde al material estéril que no se logró separar del mineral durante la extracción. Esta dilución se genera por efectos de la selección no libre de bloques y con la definición de los polígonos de extracción que se definen en la planificación de corto plazo. La dilución operativa produce dos tipos de impactos: Un aumento del tonelaje enviado a planta, con una baja en la ley media a la planificada, producto de la

incorporación de material estéril. Disminución del tonelaje enviado a planta con una mayor ley media a la planificada (Dilución “Negativa”) Otro factor que afecta el nivel de dilución operativa son los contactos entre mineral y lastre. Si se tienen contactos suaves o regulares será más fácil seleccionar mineral por sobre estéril. (Justo Damas & Saldaña Ramos, 2018)

2.2.8 Control de dilución y leyes

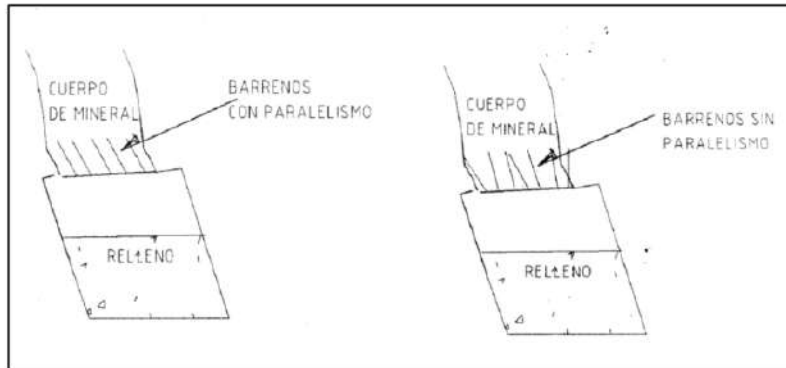
La dilución ha sido, en todas las minas del mundo, una gran preocupación. Los ingenieros de minas y geólogos buscan reducir sus efectos en el sentido de aumentar sus ganancias y reducir los costos. En realidad, la dilución no significa solamente bajar la ley del mineral, es elevar en mucho los costos, ya que el envío de una tonelada de estéril a la planta es más costoso que el envío de una tonelada de mineral al jalar. Por ello, en todas las minas se han desarrollado estudios tendientes a encontrar las posibles causas de la dilución, y, en consecuencia, proponer procedimientos más eficientes con los cuales reducir el "empobrecimiento" del mineral. De todo lo que se ha hecho hasta ahora, en términos de evaluación de la dilución en minas subterráneas con las características de Bismark, se puede concluir que el valor aceptable de dicho parámetro está en alrededor de 10%, lo que sirve hoy para establecer el estándar mundial "benchmarking". (Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023)

2.2.9 Factores causadores de la dilución

Con el método de explotación empleado (corte y relleno en largas áreas), los factores que más influyen en la dilución son los siguientes:

- Factores técnicos: Falta de paralelismo en la barrenación, Es cuando los barrenos de cabeza no son paralelos entre sí, ni siguen el echado del cuerpo mineralizado, lo que ocasiona que algunos de ellos se salgan de la estructura, provocando el tumbe de material estéril.

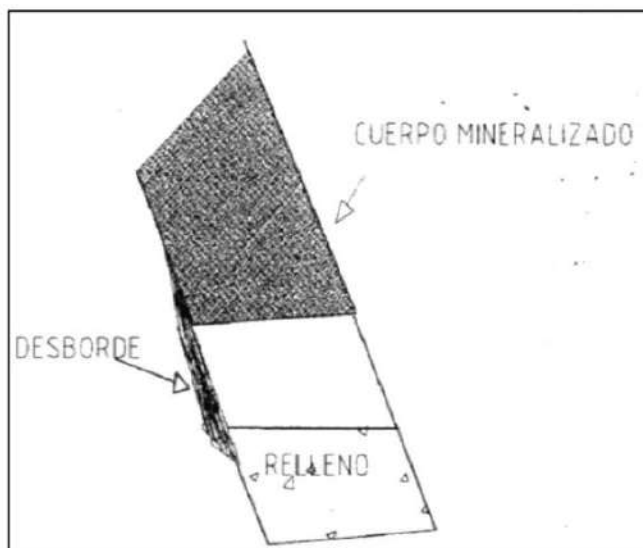
Figura 1: Factores causadores de la dilución



Fuente: (Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023)

- Extracción de tepetate al rezagar. - A este factor también se le llama contaminación de suelo, y es cuando el operador del scop tram no respeta la línea de rezagado.
- Calidad del relleno. - Es cuando el material enviado del banco de préstamo de superficie, no cumple con cierta granometría. Provocando que el relleno quede muy suelto y dificultando el rezagado del mineral.

Figura 2: Calidad del relleno



Fuente: (Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023)

- Descontrol de desbordes. - Es cuando queda mineral en las tablas de un rebaje y los barrenos de recuperación exceden el espesor de este.
- Factores Humanos: Comunicación (partes involucradas). - Sistema de incentivos (bonos de pagos por barrenos y no por leyes). Insuficiente capacitación de los operadores.
- Proceso de control de dilución: Durante la explotación de un rebaje se lleva a cabo un proceso para el control de dilución. En la figura siguiente se muestran dos esquemas en las que podemos observar las actividades actuales y las actividades propuestas.
- Procedimientos: Con el fin de disminuir la dilución se desarrollaron los siguientes procedimientos operativos estándar: Procedimiento de muestreo, Procedimiento de relleno, Procedimiento de barrenación.

Figura 3: Procedimientos



Fuente: (Cusiatau Itusaca, 2022)

2.2.10 Cálculo de la dilución

El cálculo de la dilución dependerá de los tonelajes totales que se obtengan del desmonte y mineral, como se detalla en las siguientes formulas:

$$\text{Ton total} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

Factor de dilución:

$$FD = \frac{\text{Tonelaje de Desmonte}}{\text{Tonelaje de mineral}}$$

Porcentaje de Dilución:

$$\%Dil = \frac{FD}{1 + FD} \times 100$$

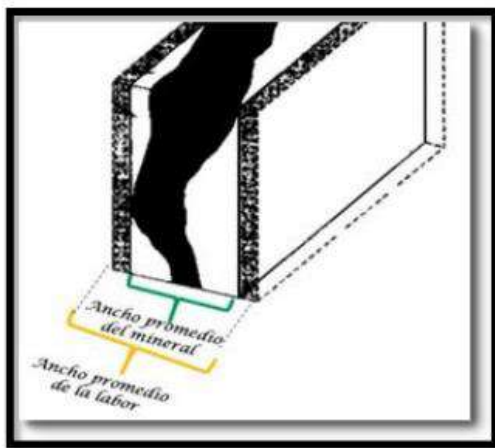
Ley Diluida:

$$\text{Ley diluida} = \frac{\text{Ley del mineral} \times \text{ancho promedio de mineral}}{\text{ancho promedio de la labor}}$$

Dilución:

$$\text{Dilución} = \frac{\text{ancho promedio de la labor} - \text{ancho promedio de mineral}}{\text{ancho promedio de mineral}} \times 100$$

Figura 4: Dilución



Fuente: (Inga Villazana, 2020)

2.2.11 Perforación

La perforación en minas subterráneas es considerada la primera operación del ciclo de minado. El propósito de la perforación es realizar unos huecos o taladros en el frente para posteriormente poder ser cargado con explosivos y poder ser confinado; de esta manera, se aprovechan las fuerzas expansivas. (Inga Villazana, 2020)

2.2.11.1 Equipos de perforación

El tipo de perforación es convencional utilizando las perforadoras Jack-Leg marca RNP y YT 29, utilizadas para los frentes de avance y subniveles, perforadoras Stoper seco – 250 utilizados para chimeneas. En labores de roca media a dura como en los cruceros utilizamos las perforadoras Jack-Leg modelo RNP y SECO 250, que brindan un mayor avance por minuto perforado y son más resistentes y que perforan en roca maciza (granodiorita), tiene un peso de 36.1 Kg, un consumo de 170 CFM, una rotación de 225 rpm y cuya presión de aire requerida para su correcto funcionamiento es de 90 PSI. En labores de roca suave utilizaremos las perforadoras JackLeg modelo YT29, que tiene un peso de 27 Kg, un consumo de 128 CFM, una rotación de 300 RPM y cuya presión de aire requerida para su correcto funcionamiento es de 72.5 PSI.

Perforadoras Manuales: Referidas a las perforadoras usadas en minas convencionales, de uso manual, como son: Jack Leg, Jack Hammer, Stopper.

Perforadoras Mecanizadas: Referidas a las perforadoras utilizadas en minas mecanizadas, con motor diesel, como son: Jumbo.

a. Perforadora Jack Leg

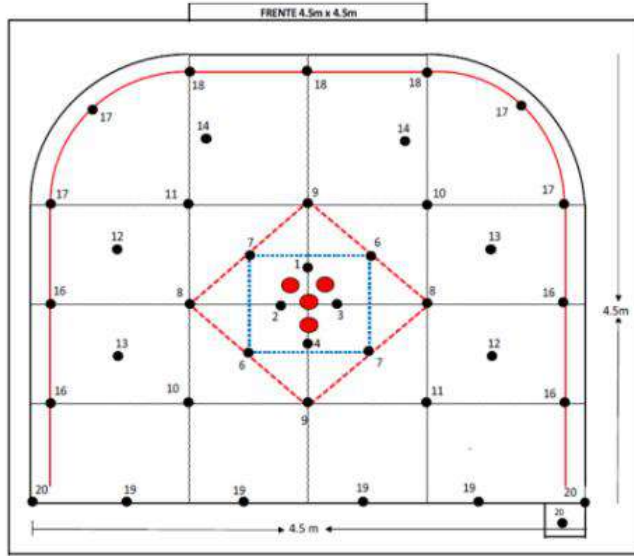
La perforación es roto percusivo en sentido antihorario, transmitida de la máquina hacia la broca mediante el barreno. Utilizados mayormente en labores de preparación, desarrollo y explotación, algunas de sus características son:

- Peso de la maquina: 33 kg.
- Peso de la barra de avance: 15 kg.
- Longitud de la barra de avance: 1,50 m.
- Velocidad de rotación: 200 RPM.
- Consumo de aire: 90 PSI.
- Consumo de agua: 3,78 lt/min. Barrenos y brocas para la maquina Jack Leg
- Juego de barrenos de: 2', 3', 4', 6'y 8'
- Brocas de 36 mm. y 38 mm.

2.2.11.2 Diseño de malla de perforación

Dentro de la mina subterránea, la perforación dentro del proceso de operaciones es completamente distinta al de la minería superficial debido a que en minería subterránea solo presenta una cara libre, por lo que es necesario hacer taladros de alivio para crear la cara libre de los diseños de malla de perforación. Existen muchos métodos con sus respectivos modelos matemáticos para poder realizar un diseño de malla de perforación; estos modelos han sido realizados de manera empírica a través de prueba y error en muchos lugares del mundo, por lo que se debe realizar las correcciones debidas al momento de aplicarlo. (Inga Villazana, 2020)

Figura 5: Diseño de malla de perforación

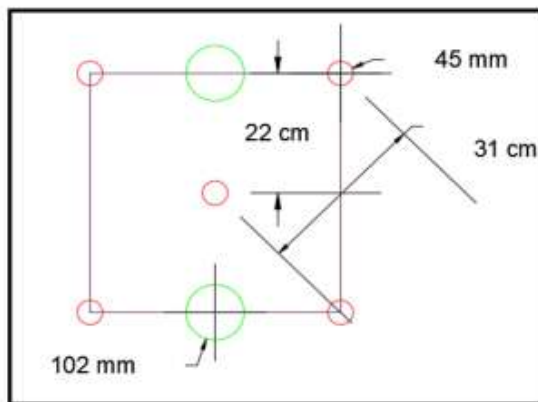


Fuente: Elaboración Propia

2.2.11.3 Diseño de arranque

El diseño de arranque contemplado para una voladura en minería subterránea recomendada es el de corte cilíndrico; esto debido a que al contar con taladros de alivio de mayor diámetro y taladros cargados de menor diámetro ayudarán a la creación del agujero cilíndrico para mejorar el resultado de la voladura.

Figura 6: Diseño de arranque(Corte Quemado)



Fuente: Elaboración Propia

2.2.11.4 Parámetros por controlar en el diseño de malla de perforación

- Variables no controlables: Parámetros del macizo rocoso.
- Variables controlables: Parámetros de perforación, explosivo, carguío, tiempos de secuencia y diseño geométrico del yacimiento.

2.2.12 Voladura

Después de realizar la etapa de perforación se inicia la voladura, proceso en el cual se trituran las rocas al estallar un explosivo. Según el tipo de explosivos se procedió diferentes resultados, debido a que tienen diferentes características como, la velocidad y presión de detonación. Hay diversos tipos de explosivos, su elección dependió de la condición en la que se encuentre el macizo rocoso, el volumen de la roca y la presencia de agua. Por otro lado, para obtener explosivos más potentes para rocas muy duras se puede alterar la composición. (Inga Villazana, 2020)

2.2.12.1 Objetivo de la voladura

- Evitar la sobre rotura, ya que generaría una alta dilución por disparo.
- Romper la roca produciendo una granulometría eficiente para que el material sea fácil de limpiar y transportar.
- Cumplir con el avance lineal.

2.2.13 Explosivo

Durante el proceso del rompimiento y posterior desplazamiento del material, tanto en el momento y después de la detonación de la columna explosivas, existen tres fases:

- Detonación: Es considerada una de las primeras fases de la fragmentación, donde los componentes del explosivo se convierten en gases sometidos a altas temperaturas y presiones.
- Propagación de las ondas de choque y/o esfuerzo: Posterior a la detonación se desarrolla la propagación de ondas de choque alrededor de todo el macizo rocoso
- Expansión del gas a presión: Se da cuando la gran parte de todo el material fragmentado ha sido terminada a través de las ondas de tracción y compresión, o así como la mezcla de ambos.

Figura 7: Efecto del proceso de detonación



Fuente: Manual Exsa

2.2.14 Clasificación de los explosivos

Después de realizar la etapa de perforación se inicia la voladura, proceso en el cual se trituran las rocas al estallar un explosivo y los gases desplazan a los fragmentos. Hay diversos tipos de explosivos, su elección dependió de la condición en la que se encuentre el macizo rocoso, el volumen de la roca y la presencia de agua. Seguidamente se mencionarán los más utilizados:

Figura 8: Clasificación de los explosivos

	Explosivo	Descripción	Aplicación en Minería
ANFO		Explosivo compuesto de Nitrato de amonio y Fuel Oil (Diesel2, Gasolina)	Voladuras de rocas blandas y semiduras, por la elevada emanación de gases requiere labores bien ventiladas. Gasolina)
EMULSIONES SIMPLES		Explosivo acetoso-acuoso bifásico (w/O, o/W), generalmente la fase oxid. compuesta de ANFO activa a la fase reductora (emulsión acetosa, cera, heptano viscoso)	Voladura de Rocas blandas, semiduras de aplicación en labores con abundante filtración de Agua.
EMULSIONES MIXTAS		Explosivo bifásico conformado de ANFO y Emulsión en diferentes proporciones logrando concentrar mayor densidad y energía. F. Dispersa = ANFO (prills) F. Continua = Emulsión	Voladura de Rocas semiduras y duras, debido a la mayor densidad de gases emanados son poco frecuentes en Labores Sub. Si es usada, se requiere labores bien ventiladas
HIDROGELES		Agente explosivo acuoso de alta resistencia al agua, comprende ANFO micro saturado en sustancia lechosa combustible,	Generalmente son usadas en combinación con HA para labores en Tajos Abiertos de acuerdo a la dureza de la roca.
DINAMITA		Explosivo solido bicomponente de nitroglicerina y nitrocelulosa o dióxido de silicio.	Es usada en labores subterráneas cuya roca tenga elevada dureza y poco presencia de agua toda vez que su comportamiento frente al agua es muy deficiente.

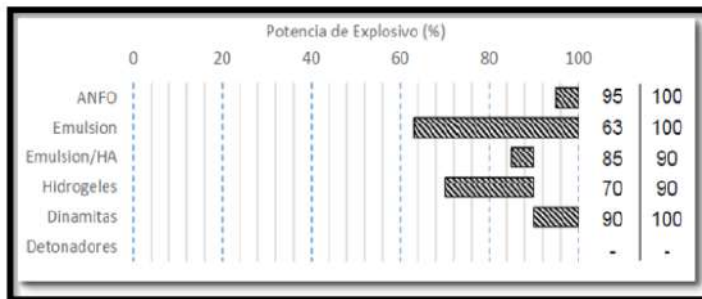
Fuente: Manual Exsa

2.2.15 Características y/o propiedades del explosivo

- Potencia de explosivo (%):

Es el efecto rompedor que genera el explosivo detonado sobre la roca mediante ondas de choque. Por ejemplo: El Anfo a detonar desprende una gran cantidad de energía, con porcentajes que oscilan entre lo 95% y 100% de eficiencia.

Gráfica 1: Potencia de explosivo

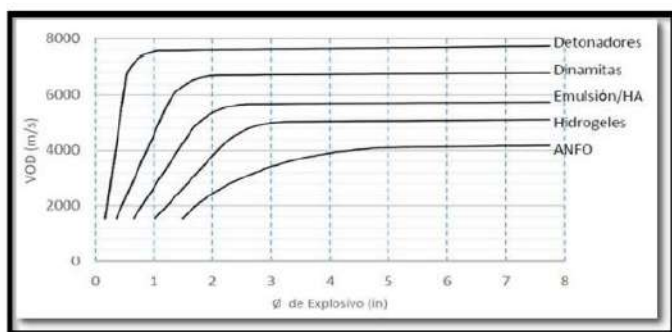


Fuente: (Castillo Rodil & Zelaya Reyes, 2023)

- Velocidad de detonación (m/s):

Como su nombre lo dice es la velocidad con la que viaja las ondas de choque por toda la columna explosiva, va a depender de 4 factores importantes, el diámetro, la densidad del explosivo, la calidad y el ambiente en el que se desarrolla. Por ejemplo: la onda de detonación de un cartucho de dinamita con densidad de 1.14g/cm³, de 1.5” de Ø en un taladro seco puede tener una velocidad de 6400m/s, si el cartucho estuviere envejecido se reduciría en un 20%, y si el taladro estuviere húmedo se reduciría un 10% más.

Gráfica 2: Velocidad de detonación



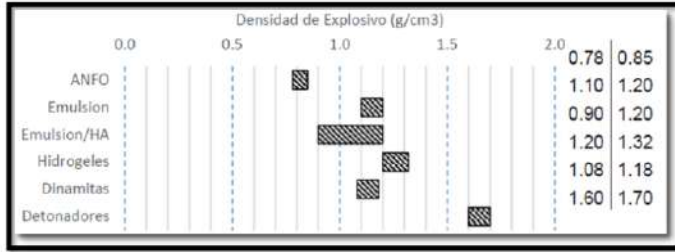
Fuente: (Castillo Rodil & Zelaya Reyes, 2023)

- La densidad del explosivo (g/cm³):

Es la relación que hay entre el volumen y la masa del explosivo y que varía de acuerdo con la composición y tipo de este.

Por ejemplo: un cartucho de diámetro ($\varnothing=1.5''$) con dinamita pulverulenta tiene una densidad igual a 1.10gr/cm³, por otro lado, el mismo cartucho, pero con dinamita gelatinosa posee una densidad igual 1.15gr/cm³.

Gráfica 3: La densidad del explosivo



Fuente: (Castillo Rodil & Zelaya Reyes, 2023)

- Resistencia al agua:

los explosivos poseen una resistencia antes la presencia de agua, es por ello, generalmente se presenta como la cantidad de horas que un explosivo pueden mantenerse sumergido en agua antes de ser detonado. Por ejemplo: una emulsión con envoltura de plástico puede estar por más de 18 horas en el agua y aun así este se comportará de manera eficiente sin alterar sus propiedades explosivas.

Gráfica 4: Resistencia al agua



Fuente: (Castillo Rodil & Zelaya Reyes, 2023)

2.2.16 Accesorios de voladura

Son elementos complementarios que se emplean dentro y fuera de la voladura con el objetivo de obtener una eficiencia de detonación del taladro cargado y lograr la rotura del macizo rocoso. A continuación, la descripción de algunos accesorios: o Trasmisores, se usa para la iniciación de la explosión. o Mecha o guía de seguridad, es un cordón a base de pólvora negra. o Mecha blanca de ignición, es un cordón delgado con masa pirotécnica. Se usa para encender las

guías de los taladros. o Cordón detonante, es un cordón explosivo resistente, que explota de forma inmediata en toda la longitud. (Castillo Rodil & Zelaya Reyes, 2023)

Tabla 1: Accesorios de Voladura

DESCRIPCION	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad Relativa (g/cm ³)	0.9	1.13	1.14	1.16
Velocidad de Detonación (m/s) confinado	4400	5800	5700	5500
Velocidad de Detonación (m/s) s/confinado	3500	4500	4400	4200
Presión de Detonación (Kbar)	44	95	93	88
Energía (Kcal/Kg)	628	785	920	1010
Volumen Normal de Gases (l/Kg)	952	920	880	870
Potencia Relativa en Peso (%)	63	85	100	105
Potencia Relativa en Volumen (%)	75	120	145	155
Sensibilidad al Fulminante	Nº8	Nº8	Nº8	Nº8
Resistencia al Agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente

Fuente: Manual Famesa

2.2.17 Costos

La minería, así como la metalurgia, son negocios y uno de sus objetivos es obtener una utilidad, por ello conocer los costos es una herramienta clave para la correcta gestión de la empresa. Así mismo toda decisión importante en la empresa se ve reflejado en los costos, por eso es importante para una correcta toma de decisiones, un cálculo profundo de costos para planificar la producción, los procesos, el buen funcionamiento y la gestión adecuada de la empresa.

2.2.17.1 Clasificación de los costos

Existe tantos tipos de costos que su forma de clasificar es muy diversa, usualmente se van agrupando según vayan ocurriendo los procesos de operación dividiéndolos desde la inversión inicial de la empresa, la producción y la distribución hasta la venta del producto, gracias a esto existe un consenso de clasificaciones entre autores, aunque su diversidad aumenta con el tiempo. Usando la clasificación tenemos los siguientes grupos de acuerdo al enfoque que tienen:

2.2.17.2 Costos fijos o variables

a. Costos Fijos

Estos son los costos (permanentes), en un tiempo programado, son permanentes, independientemente de los cambios que haya en la cantidad de operaciones, pero si pueden variar por otros factores externos. Estos son por lo general periódicos como los pagos de servicios.

$$\text{Costo Fijo Unitario} = \frac{\text{Costo fijo total}}{\text{Cantidad de producción}}$$

b. Costos Variables

Son los costos que fluctúan en relación directa al volumen de la producción total, mayormente son los insumos y la materia prima de un producto, aunque existen otros para los servicios. Estos costos son los que representan un mayor gasto de la empresa mientras la producción sea masiva.

$$\text{Costo Variable Unitario} = \frac{\text{Costo producción total}}{\text{Cantidad de producción}}$$

c. Costos SemivARIABLES

Estos costos son relativamente nuevos y cobran cada vez más peso dentro de las empresas. Son aquellos que tienen un costo fijo hasta un límite, cuando este es sobrepasado empiezan a variar en proporción al uso. Un ejemplo actual es el servicio de internet, el cual tiene una cantidad fija de datos por una cantidad de dinero, pero al pasarlo este precio aumenta conforme se haya gastado los datos.

2.2.17.3 Costos directos o indirectos

a. Costos Directos

Son aquellos que se ven implicados en una unidad producida, en estos se contemplan los gastos de materia prima, mano de obra y todo costo extra que está presente en el proceso de producción, como la distribución.

$$\text{Costo Directo Total} = \text{Costo Variable unitario} \times \text{Cantidad de Producción}$$

b. Costos Indirectos

Estos costos son difíciles de identificar, se les llama indirectos porque, aunque no están presentes en la unidad producida está relacionado a su producción. Por ejemplo, el sueldo de la directiva, de administración o ventas.

c. Indicadores Económicos

Los indicadores económicos son criterios para poder evaluar el aspecto financiero a cualquier proyecto, ayudar en la toma de decisiones y saber la viabilidad a futuro.

d. Relación beneficio costo

Este método toma en cuenta el valor del dinero a través del tiempo, es la proporción porcentual de los ingresos y egresos del proyecto así obtenemos el valor de cuanto se gana por cada unidad de dinero invertido.

e. Flujo de caja

Es un instrumento de control de alta gerencia, el cual facilita la visualización tanto de ingresos como egresos de una empresa y nos permite proyectarnos a futuro. Se genera en un periodo determinado (días, meses, años)

2.3 HIPÓTESIS

2.3.1 Hipótesis general

- “El ciclo de perforación y voladura actual genera baja producción de mineral y gran dilución en la veta San Martín Tajo 140 Nv. 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa”.

2.3.2 Hipótesis específicas

- Con la implementación de un programa de entrenamiento para perforistas se logrará una mejora en la operación de perforación.
- El explosivo utilizado influye directamente en la producción de mineral en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy- Arequipa.
- Un adecuado diseño de la carga explosiva generará una eficiente voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy – Arequipa.

2.4 Variables e indicadores

2.4.1 Variable dependiente

X1: Dilución

X2: Producción de Mineral

2.4.2 Variable independiente

Y: Perforación y Voladura

2.5 Operacionalización de las variables

Tabla 2: Tabla de variables

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES
INDEPENDIENTE		
Perforación y Voladura	Diseño de las técnicas de perforación y voladura	<ul style="list-style-type: none"> • Malla de perforación • Paralelismo de Taladros • Selección de Explosivos • Accesorios de Voladura • Factor de Potencia
DEPENDIENTES		
•Dilución	%	<ul style="list-style-type: none"> • % de Dilución • Ancho de Minado(m) • Potencia de la Veta(m) • Tm/día
•Producción de Mineral	Toneladas	<ul style="list-style-type: none"> • Ley de mineral en tajeo • Ley de mineral de cabeza
•Costo	\$/TM	<ul style="list-style-type: none"> • Producción por disparo • \$/TM, \$/Disparo

Nota: Elaboración Propia

CAPÍTULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Tipo de investigación

La presente investigación es del tipo cuantitativa, ya que la investigación a realizar utiliza datos cuantitativos para analizar las técnicas del proceso de perforación y Voladura para la explotación de la veta San Martín. Según (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)“La investigación tiene el enfoque cuantitativo cuando utiliza la recolección de datos para probar hipótesis con base en la medición numérica y el análisis mediante estadística, con el fin de establecer pautas de comportamiento y probar sus teorías”

3.2 Nivel de investigación

De acuerdo con los alcances de la investigación, la presente investigación es:

Correlacional, ya que tiene como finalidad conocer la relación existente entre dos o más conceptos o variables en una muestra o contexto en particular. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014)

Descriptiva, ya que comprende la recolección de datos para probar una hipótesis o responder a preguntas concernientes a la situación corriente de los sujetos que intervienen en el estudio. Un estudio descriptivo determina las formas de ser de los objetos. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

3.3 Diseño de la investigación

De acuerdo con los diseños de la investigación, la presente investigación es:

Transversal, ya que comprende la recolección de datos en un solo periodo de tiempo. (Hernández Sampieri, Fernández Collado, & Baptista Lucio, 2014).

3.4 Población

La población de la investigación considerada es de las labores de producción de mineral en la veta San Martín Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa.

3.5 Muestra

La muestra para la investigación es no probabilística y se delimita a el Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy -Arequipa.

3.6 Técnicas e instrumentos de captura de información

3.6.1 Técnicas de recolección de datos

Las principales técnicas que utilizaremos son:

3.6.1.1 Trabajos de campo y gabinete

- Observación directa
- Recolección de datos existentes en la empresa
- Técnicas Documentales
- Entrevistas

3.6.1.2 Trabajos de tecnología

- Observación mediante videos de lo recolectado en campo

3.6.1.3 Fuentes Bibliográficas

- Libros, estudios realizados en la organización.
- Datos de Campo
- Planos históricos de la operación.

3.6.2 Instrumentos

- Ficha Documental
- Ficha de Entrevista
- Diario de Campo
- Guía de observación

3.7 Técnicas de procesamiento de datos

La información recolectada fue evaluada y analizada con el objetivo de identificar los parámetros en la operación para lo cual se hizo uso de:

- Microsoft Excel.
- Macros en Excel.
- Microsoft Project.
- AutoCAD.

- AutoCAD Civil 3D.
- Microsoft Office
- JKSimblast

CAPÍTULO IV

EVALUACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La explotación de recursos minerales es una actividad compleja que requiere una meticulosa planificación y ejecución de diversas fases, siendo la perforación y voladura elementos cruciales en este proceso. El Tajo 140 NV. 400 de la mina Cerrito Pecoy en Arequipa es testigo de la aplicación de un proceso convencional de perforación y voladura, cuya eficiencia impacta directamente en la productividad y rentabilidad de la operación minera.

Este capítulo se sumerge en un análisis exhaustivo de las etapas de perforación y voladura, explorando los procesos, equipos, parámetros y costos asociados. Se abordarán aspectos específicos, desde la selección de equipos y explosivos hasta el diseño de mallas de perforación y voladura óptimas. El objetivo es comprender a fondo el proceso, identificar posibles áreas de mejora y evaluar el impacto de las decisiones tomadas en la productividad y la dilución del mineral extraído.

A través de un enfoque detallado en cada fase del ciclo de perforación y voladura, esta investigación busca desentrañar las complejidades y desafíos que enfrenta la unidad minera en la

veta San Martín. Al mismo tiempo, se aspira a proponer recomendaciones prácticas y estratégicas que contribuyan a optimizar la operación, fortaleciendo su sostenibilidad y eficacia.

Este viaje analítico nos sumergirá en las entrañas de la mina, explorando los detalles de la ingeniería minera, la geomecánica del macizo rocoso, la selección de explosivos, el diseño de mallas de perforación, y los diversos parámetros que dan forma a la dinámica de la perforación y voladura. A medida que desentrañamos estos elementos, se revelarán las complejidades inherentes al proceso y las oportunidades para perfeccionar cada fase.

Así, este capítulo se presenta como una inmersión profunda en el núcleo del proceso de extracción, donde cada detalle se convierte en un componente crucial para el éxito de la operación minera. Con el análisis propuesto, se busca iluminar los caminos hacia una perforación y voladura más eficiente, que no solo maximice la recuperación de minerales, sino que también minimice los costos asociados y reduzca la dilución indeseada del material extraído.

4.1 Proceso convencional de perforación y voladura en la unidad minera

Adentrémonos en la mecánica esencial de la operación minera en el Tajo 140 NV. 400 de la mina Cerrito Pecoy, Arequipa. Este subcapítulo se centra en el análisis detallado del proceso convencional de perforación y voladura, una metodología arraigada en las prácticas mineras previas a la investigación actual. Nos sumergiremos en la intrincada maquinaria, examinando desde los equipos y accesorios utilizados hasta los parámetros relevantes que dan forma a cada fase del proceso. Desde el diseño de la malla de perforación hasta la selección de explosivos, desglosaremos técnica y minuciosamente los componentes clave de este proceso convencional, proporcionando una base sólida para el análisis exhaustivo que seguirá.

4.1.1 Proceso de perforación

En el proceso convencional de perforación empleado en la unidad minera del Tajo 140 NV. 400 en la mina Cerrito Pecoy, se utilizan perforadoras especializadas para diferentes frentes de trabajo y condiciones geológicas. A continuación, se presenta una descripción detallada de los equipos y accesorios utilizados:

1. Perforadoras Jack-Leg:

- Modelos: RNP y YT 29.
- Aplicación: Frentes de avance y subniveles.
- Características de RNP:
 - Peso: 36.1 Kg.
 - Consumo de aire: 170 CFM.
 - Rotación: 225 rpm.
 - Presión de aire requerida: 90 PSI.
- Características de YT 29:
 - Peso: 27 Kg.
 - Consumo de aire: 128 CFM.
 - Rotación: 300 RPM.
 - Presión de aire requerida: 72.5 PSI.

2. Perforadoras Stoper Seco - 250:

- Aplicación: Chimeneas.
- Características:
 - Marca: SECO 250.
 - Resistencia para roca media a dura (granodiorita).

- Peso: 36.1 Kg.
- Consumo de aire: 170 CFM.
- Rotación: 225 rpm.
- Presión de aire requerida: 90 PSI.

3. Barras Cónicas:

- Longitudes utilizadas: 2, 4 y 6 pies.
- Longitud de perforación:
 - Labores de avance y subniveles: 6 pies.
 - Chimeneas: 5 pies.

4. Suministro de Energía:

- Compresoras Eléctricas: Suministran aire comprimido a las perforadoras.
- Rotoplast de 2500 Lt.: Provee agua para el proceso, ubicado a 40 m de las labores.

Tabla 3: Resumen de Características de Perforadoras

Modelo	Aplicación	Peso (Kg)	Consumo de Aire (CFM)	Rotación (RPM)	Presión de Aire Requerida (PSI)
RNP	Avance y Subniveles	36.1	170	225	90
YT 29	Roca Suave	27	128	300	72.5
SECO 250	Chimeneas (Roca Media a Dura)	36.1	170	225	90

Nota: Elaboración Propia

4.1.1.1 Malla de perforación convencional

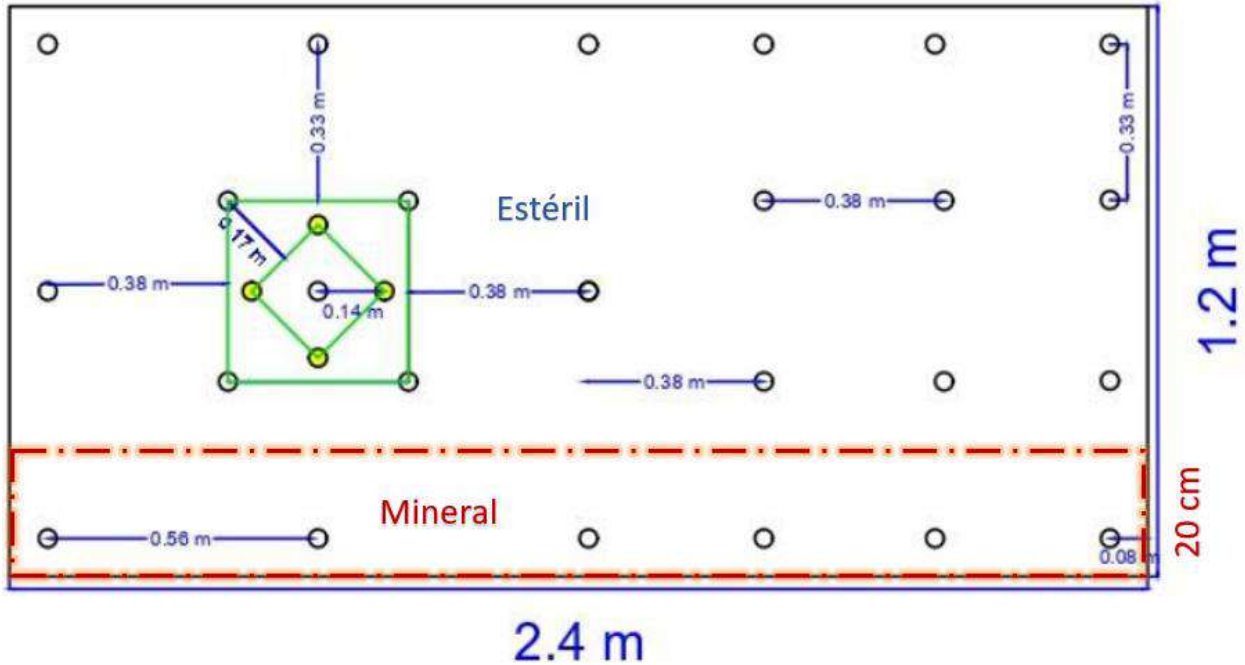
La malla de perforación estándar en el tajeo tiene un ancho de minado de 1.2 metros y una longitud de 2.4 metros. La distancia a cara libre entre taladros, conocida como Burden, es de 0.38 metros, con un espaciamiento de 0.33. Estos datos son específicos para el tajeo mencionado.

La Figura 9 presenta la sección (2.4m x 1.2m) real de la malla de perforación en el nuevo tajeo, con dimensiones de 2.4 metros de ancho y taladros de 36 milímetros de diámetro. El Burden, con una dimensión de 0.38 metros, y los espaciamientos de 0.33 metros, convencionalmente establecidos en la misma longitud que el Burden, se muestran de acuerdo con las prácticas convencionales.

Con un total de 29 taladros de los cuales 25 son taladros cargados y 4 taladros de cara libre, con una longitud de perforación de 4 pies o 1.22 metros.

El diseño específico de la distribución de los taladros se consideraron en relación con lo que se maneja de manera estandarizada en la operación, lo cual fue distribuido empíricamente en relación a los resultados obtenidos, teniendo así una distribución adecuada al tipo de operación convencional.

Figura 9: Malla De Perforación Convencional para el tajo 140 NV. 400



Fuente: Elaboración Propia

En la figura anterior resaltar la diferenciación entre de la sección que corresponde a la parte de la veta en estudio con un ancho de 20 centímetros y a la parte estéril, notándose de este modo los taladros acumulados en la sección que corresponde al mineral.

En la siguiente tabla 4 se puede observar los valores operativos de la perforación donde el diseño actual de la malla incluye un total de 29 taladros.

Tabla 4: Valores Operativos

VALORES OPERATIVOS	VALORES
Dimensión de la Malla General	2.4 m * 1.2 m
Número de Taladros (N° Tal.)	29 taladros
Longitud de Perforación	1.22 m
Metros Cúbicos por Disparo (m^3)	3.51 m^3
Densidad de la Roca (d)	3 t/ m^3

Toneladas Métricas por Disparo (tm)	10.54 tm
-------------------------------------	----------

Nota: Elaboración Propia

En la Tabla 4, se presentan los datos generales de la malla de perforación, caracterizada por una anchura de 1.2 metros y una longitud de 2.4 metros. Cabe recordar que los Tajeos abarcan 40 metros, y en este contexto. La tabla también detalla el número de taladros por malla, con una longitud de perforación de 1,22 metros.

Posteriormente, se lleva a cabo el cálculo de los metros cúbicos obtenidos por disparo. La multiplicación de las dimensiones (1.2 metros por 2.4 metros por 1,22 metros) resulta en 3.51 metros cúbicos, y al multiplicar este valor por la densidad de roca (3), se obtiene la cantidad de toneladas métricas por disparo, que asciende a 10.54 toneladas.

En la siguiente figura 10 se puede observar una imagen del proceso de perforación en la unidad minera:

Figura 10: Perforación en campo



Fuente: Elaboración Propia

4.1.2 Proceso De Voladura

En el proceso de voladura, la selección y aplicación precisa de explosivos juegan un papel fundamental en la mejora de la fragmentación de la roca y, por consiguiente, en la eficiencia global del proceso en la unidad minera del Tajo 140 NV. 400 en la mina Cerrito Pecoy. Diversos aspectos son considerados con detenimiento en esta fase crítica.

En primer lugar, se evalúa la condición y estructura de la roca, prestando especial atención a las características estructurales y al tipo de roca presente en la mina. Además, se incorpora el

factor de esponjamiento, el cual desempeña un papel clave al amortiguar la energía de tensión durante la voladura, siendo este un aspecto crítico para el éxito del proceso.

La fase de perforación, diseño de malla y arranque también se aborda con meticulosidad. Se busca establecer un paralelismo efectivo entre los taladros, el espaciamiento y el Burden, asegurando así una malla de perforación simétrica. El diseño se optimiza para garantizar una distribución uniforme de la carga explosiva, elemento esencial para una voladura eficaz.

En cuanto a la selección del explosivo, la unidad minera utiliza cartuchos de dinamita, específicamente Emulnor de 5000 con una guía blanca. La selección cuidadosa del explosivo y su correcta aplicación son cruciales para evitar posibles fallos en la voladura, contribuyendo a la reducción de los costos asociados a la operación minera.

En términos de la secuencia de salidas, se destaca que actualmente el tiempo de retardo entre taladros es simultáneo, aunque se encuentra en proceso de transición hacia un sistema de retardos. La ignición se realiza mediante el chispeo inicial de la mecha blanca, considerando el tiempo necesario entre taladros para lograr una fragmentación efectiva de la roca. Este enfoque meticuloso busca maximizar la eficacia de la voladura y optimizar los resultados en la extracción de minerales.

Tabla 5: Resumen de Características de Explosivos

Características técnicas		EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)		1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	5 500
	S/CONFINAR **	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		88
ENERGÍA (kcal/kg)		1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera

Fuente: Famesa Explosivos

4.1.3 Simulación de la voladura convencional

En este capítulo, nos adentraremos en una fase crucial de nuestra investigación: la "Simulación de la Voladura Convencional". Antes de sumergirnos en el análisis detallado propuesto por nuestra tesis, nos proponemos realizar una evaluación práctica y minuciosa de las operaciones de perforación y voladura que anteceden a nuestra investigación. Para llevar a cabo esta tarea, recurriremos al software JkSimblast, una herramienta de vanguardia desarrollada por el Centro de Investigación Minero Australiano Julius Kruttschnitt (JKMRC).

Este software, concebido a partir de décadas de experiencia y conocimientos especializados, se presenta como un recurso integral que facilita el diseño, análisis, gestión y evaluación de tronaduras en el ámbito minero. La simulación que emprenderemos nos ofrecerá una visión inmersiva y detallada de la planificación de perforación y voladura que precedió a nuestro estudio. A través de esta representación virtual, nos proponemos explorar las dinámicas operativas y anticiparnos a los resultados que estas prácticas específicas pueden generar en la

explotación de la veta San Martín Tajo 140 Nv 400 en la mina Cerrito Pecoy, ubicada en la región de Arequipa.

La utilización de JkSimblast nos brindará la oportunidad de realizar análisis predictivos, comprender las interacciones complejas entre los diversos parámetros involucrados en el proceso, y evaluar el rendimiento de la perforación y voladura desde una perspectiva virtual y segura. Al sumergirnos en esta simulación, aspiramos a capturar una visión holística de los desafíos y oportunidades inherentes a estas operaciones, lo que a su vez nos permitirá generar valiosas percepciones para optimizar las prácticas mineras en la mencionada unidad minera.

A medida que nos sumergimos en esta simulación, nuestro objetivo principal es alcanzar una comprensión más profunda de los factores que impactan la eficiencia y productividad en la explotación de la veta San Martín Tajo 140 Nv 400. Este análisis prospectivo nos posicionará estratégicamente para abordar las preguntas fundamentales de nuestra investigación, marcando el camino hacia la mejora continua y el perfeccionamiento de las operaciones mineras subterráneas en la región de Arequipa.

4.1.4 Digitalización del diseño de la malla convencional en el software de simulación

En el próximo capítulo, nos sumergiremos en el fascinante mundo de la "Digitalización del Diseño de la Malla Convencional" mediante el empleo de avanzadas herramientas de simulación. Este capítulo representa un hito significativo en nuestra investigación, ya que exploraremos la transición de los métodos convencionales hacia enfoques más modernos y tecnológicos en la planificación y ejecución de las operaciones mineras subterráneas. La digitalización de la malla, llevada a cabo en un entorno virtual utilizando software especializado, promete ofrecer una

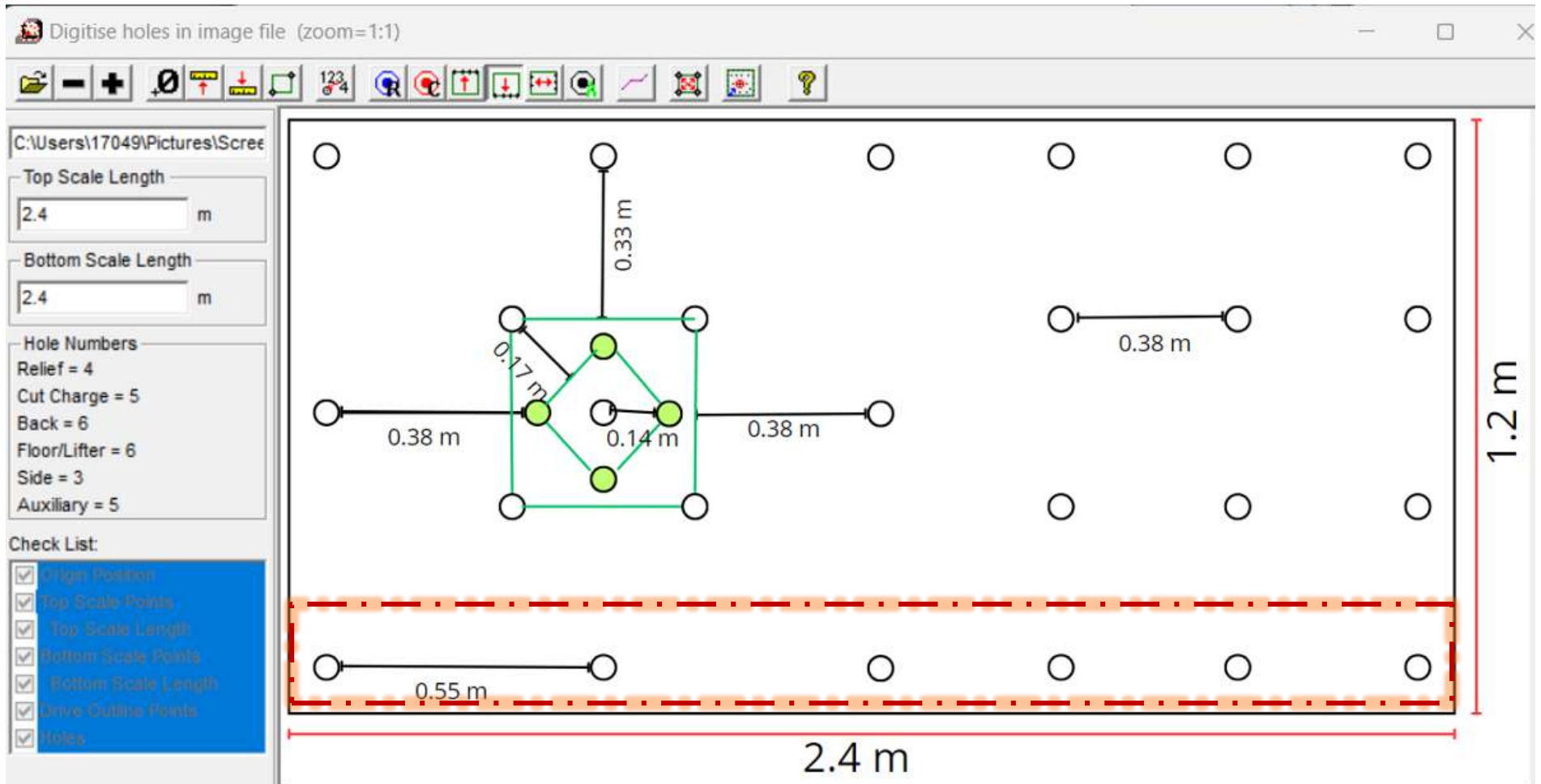
perspectiva innovadora y precisa de cómo las tecnologías digitales pueden transformar y optimizar el diseño de perforación y voladura en la explotación minera.

A través de este capítulo, pretendemos analizar en detalle el proceso de digitalización, destacando las ventajas, desafíos y oportunidades que emergen al adoptar esta metodología en el diseño de la malla. Nos enfocaremos en la aplicación específica de herramientas de simulación para visualizar y ajustar la malla, aprovechando la capacidad de estas tecnologías para proporcionar insights profundos y anticiparse a posibles escenarios operativos.

La digitalización del diseño de la malla no solo representa un cambio en la forma en que planificamos y ejecutamos las operaciones mineras, sino que también sienta las bases para una toma de decisiones más informada y eficiente. A medida que exploramos este capítulo, nos sumergiremos en los entresijos de la transformación digital en la minería subterránea, evaluando cómo la integración de estas herramientas tecnológicas puede potenciar la productividad, reducir costos y mitigar riesgos asociados a estas operaciones. En última instancia, este capítulo nos guiará hacia un entendimiento más profundo de la influencia de la digitalización en la optimización de la malla de perforación y voladura en la mina Cerrito Pecoy, ubicada en la región de Arequipa.

De la malla convencional se tiene la siguiente figura donde se puede observar el procedimiento de digitalización.

Figura 11: Digitalización de la malla convencional para el tajo 140 NV. 400

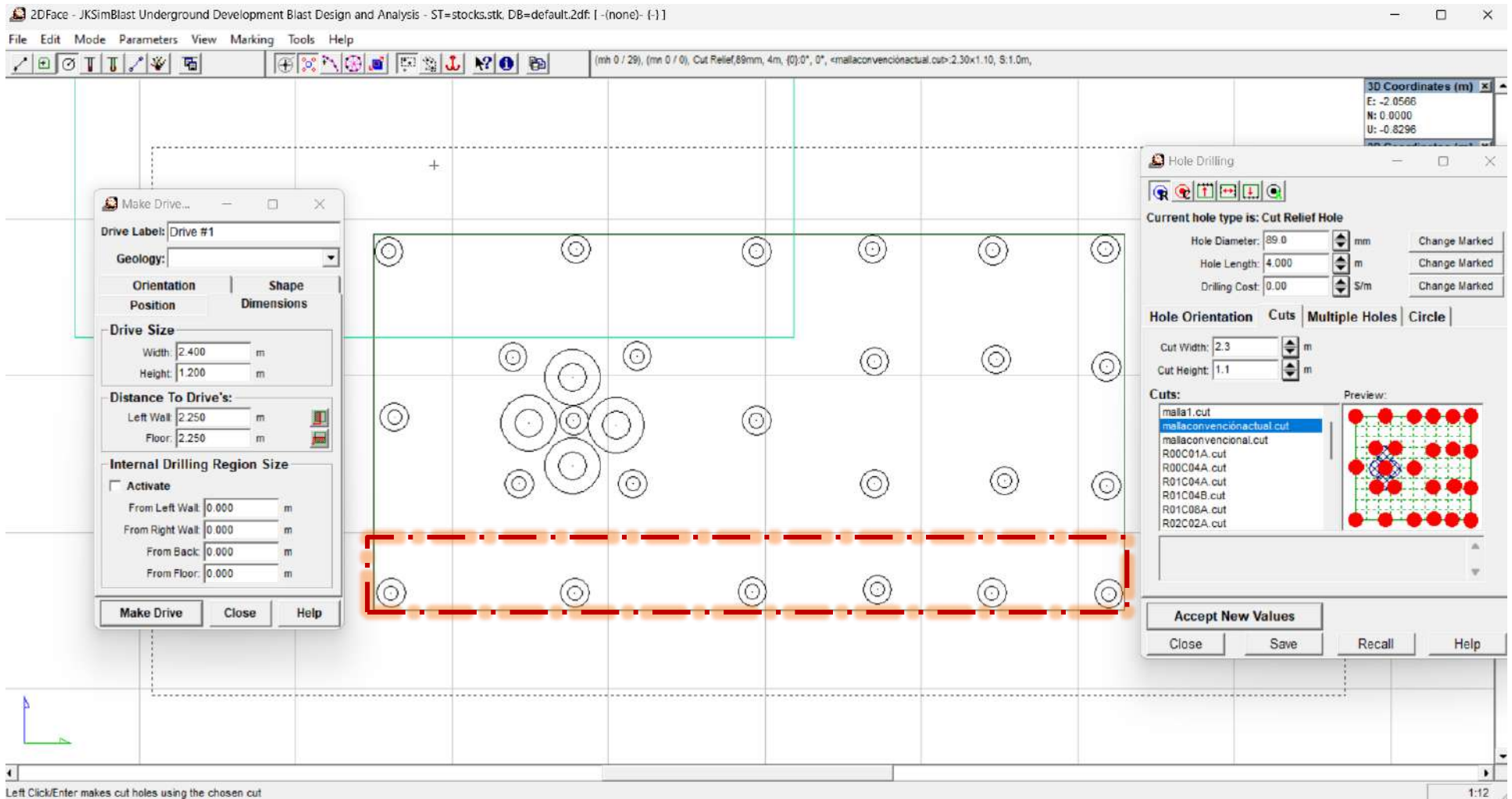


Fuente: JKSimblast

4.1.5 Malla convencional en el software

Posterior a la digitalización se tiene la configuración de la malla en el software, teniendo una malla por corte quemado con una configuración de 4 taladros de alivio y taladros de producción, como se puede observar en la siguiente figura 12.

Figura 12: Malla Convencional En El Software para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

4.1.6 Cargado de explosivos en la voladura convencional

Culminado el seccionamiento de la malla y el diseño en el software, se procedió a realizar el cargado de los taladros de acuerdo con las características del explosivo usado el cual es Emulnor de 5000, como se puede observar en la siguiente figura 13 referente al cargado de explosivos.

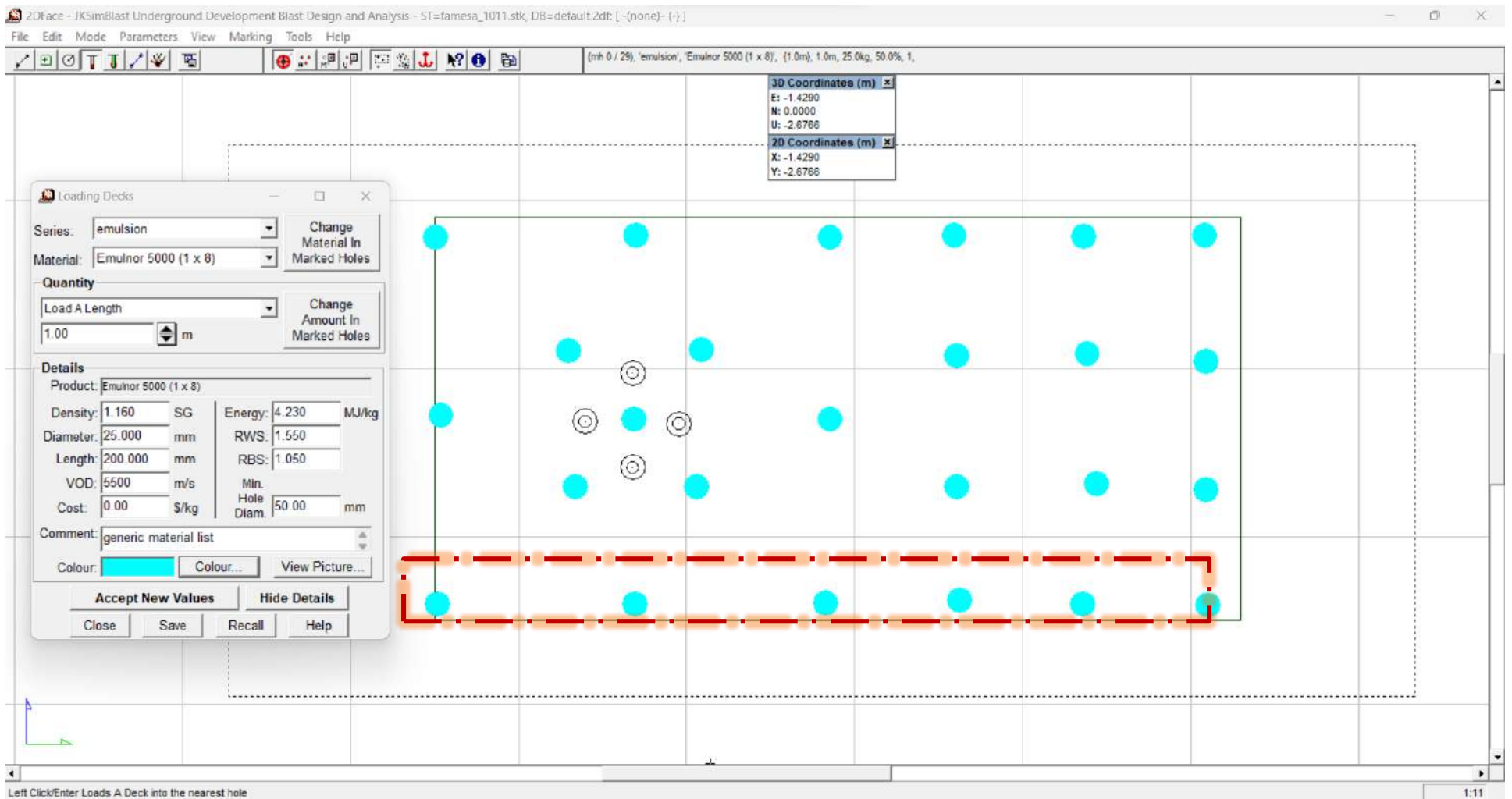
También en se puede contrastar lo siguiente en campo, como se puede observar en la siguiente figura 13:

Figura 13: Cargado De Explosivos En Campo



Fuente: Elaboración Propia

Figura 14: Cargado De Explosivos En La Voladura Convencional

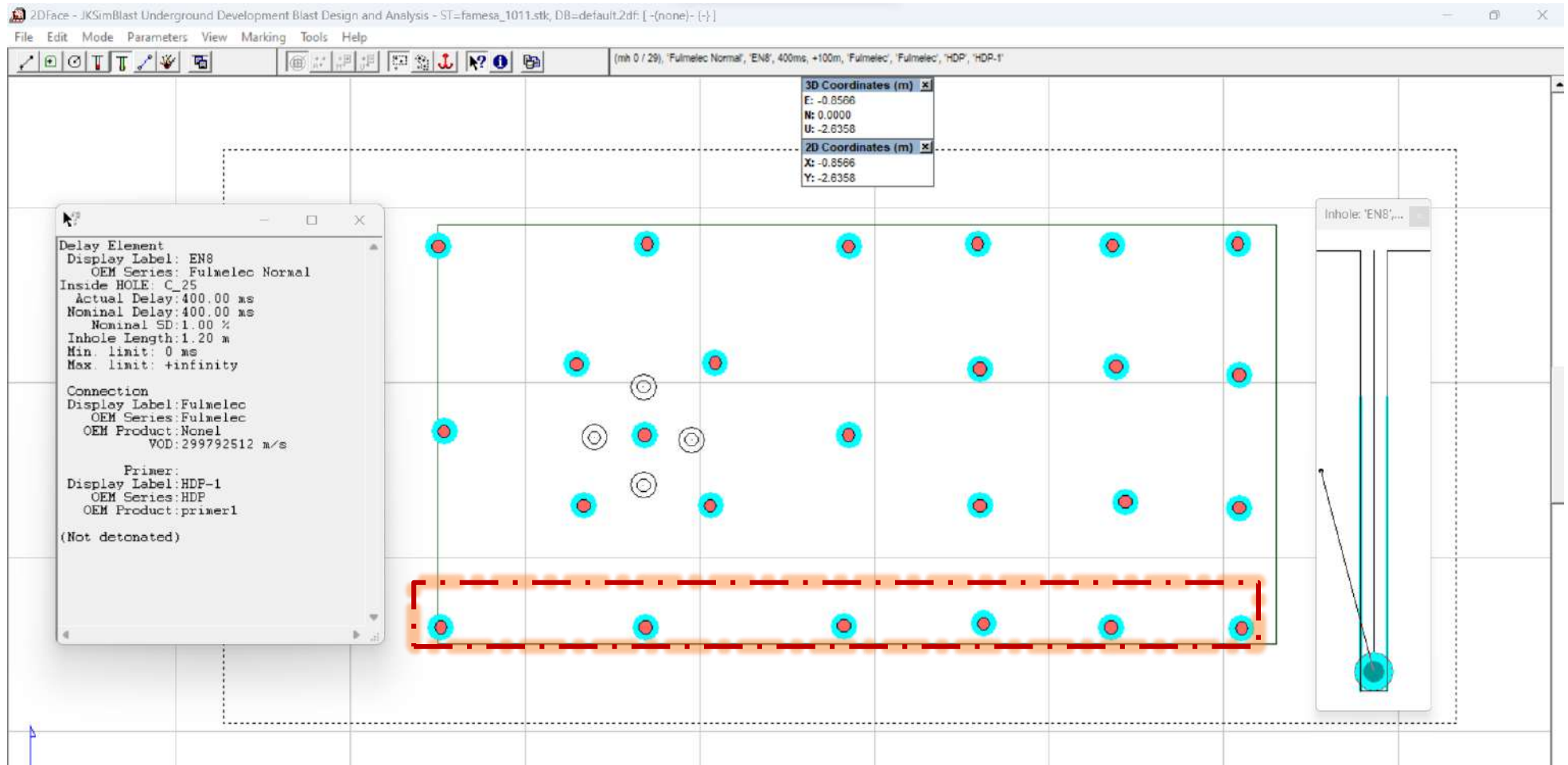


Fuente: JKSimblast

4.1.7 Configuración convencional de la carga de fondo

Una vez que los taladros se encuentren cargados se procede a configurar la carga de fondo o iniciador que en este caso de manera convencional se usa una mecha blanca, como se puede observar en la siguiente figura 15.

Figura 15: Configuración Convencional De La Carga De Fondo para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

4.1.8 Amarre convencional de los taladros

Continuamos con el amarre de los taladros, como se puede observar en la siguiente figura referente a la simulación del amarre convencional.

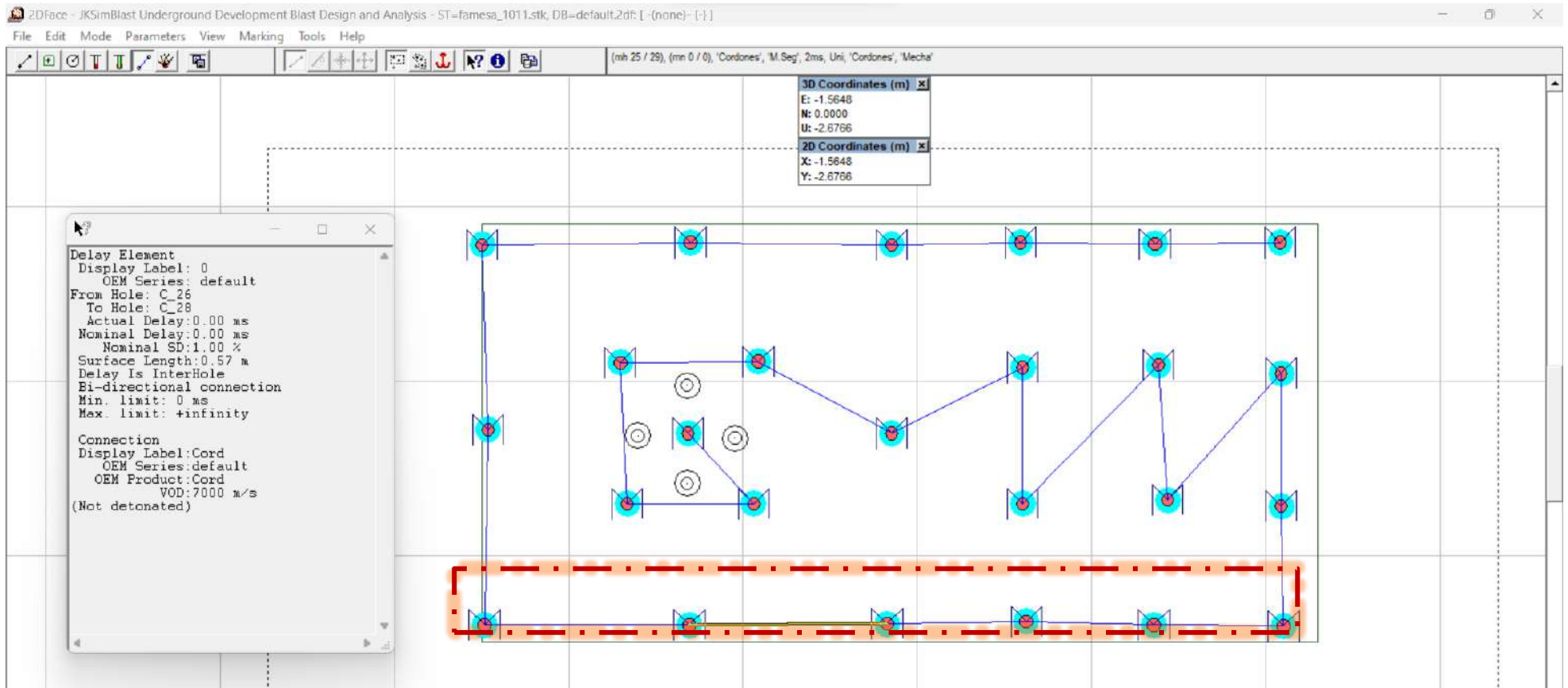
Como contraste tenemos la imagen 16, donde se puede observar mencionado amarre, pero en campo:

Figura 16: Amarre De Taladros En Campo para el tajo 140 NV. 400



Fuente: Elaboración Propia

Figura 17: Amarre Convencional De Los Taladros para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

4.1.9 Simulación de voladura convencional

Se procede con la simulación de voladura para el diseño convencional de la malla de perforación, como se puede observar en la siguiente figura referente a la simulación.

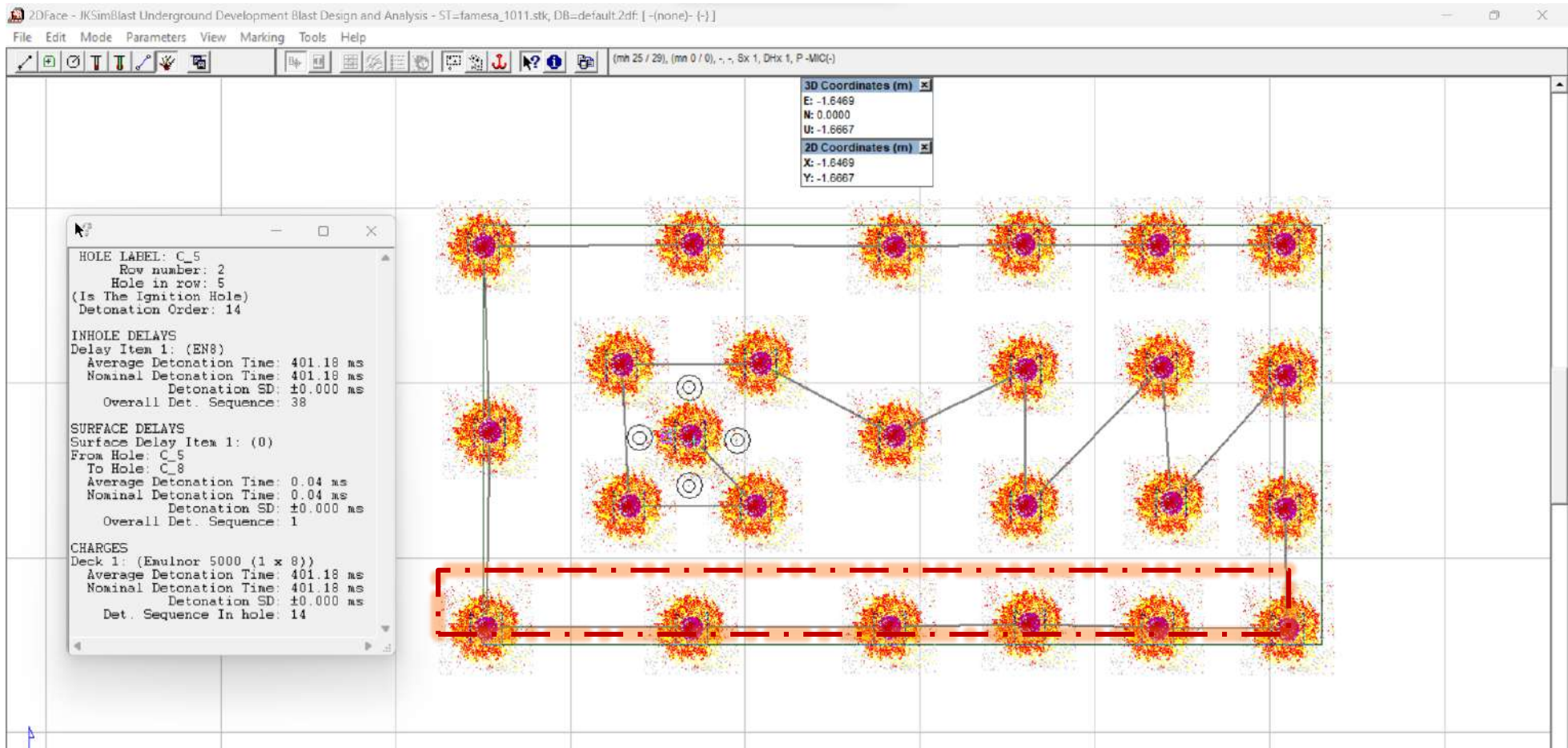
Para contrastar el diseño de la simulación tenemos la imagen 18 de campo de una parte de los taladros a volar.

Figura 18: Perforación En Campo para el tajo 140 NV. 400



Fuente: Elaboración Propia

Figura 19: Simulación De Voladura Convencional para el tajo 140 NV. 400

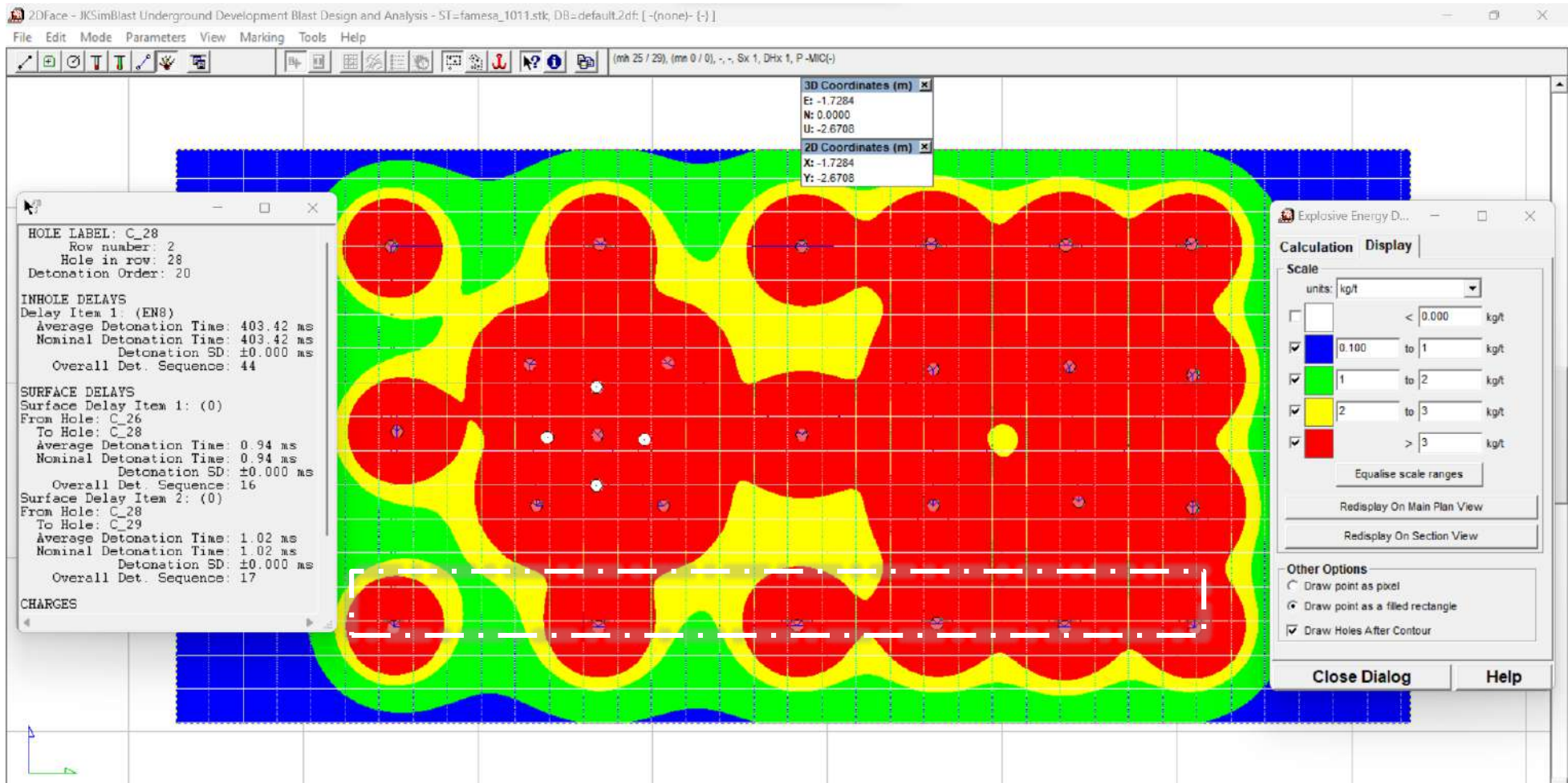


Fuente: JKSimblast

4.1.10 Simulación de la voladura convencional según la distribución de energía

Teniendo de este modo el análisis de la distribución energética del explosivo según los taladros cargados y los parámetros de la roca, considerando que tenemos una roca de granodiorita con una densidad de 3 g/cm³, en la figura 20 se puede observar los resultados de la simulación.

Figura 20: Simulación de la voladura convencional según la distribución de energía para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

De la figura anterior se puede observar que el explosivo usado y la distribución de los taladros no son los adecuados ya que la energía en las dimensiones del tajo provocan que se produzca más material del necesario teniendo como consecuencia un incremento en material estéril provocando la disminución de la ley operativa del mineral causando así un incremento en la dilación, esto porque el ancho de minado es de 1.2 metros y en ancho de la veta varia de 20 a 15 centímetros, al tener un incremento energético se produce una sobre rotura del material ampliando la sección en 10 a 15 centímetros trayendo por consecuencia problemas de dilución, es por ello que se ve necesario un análisis del diseño de la malla y selección del explosivo para la reducción del daño a caja y así mantener la sección diseñada y minimizar la dilución.

4.1.11 Simulación de vibraciones de la voladura convencional

Para culminar, tenemos la simulación de campo cercano de la voladura, esto lo conoceremos como el análisis de vibraciones en la roca producto de la voladura, para esto debemos conocer el ppv (velocidad pico partícula) crítico en la roca, es decir la velocidad de partícula crítica en la roca

Simulación De vibraciones de la voladura convencional, para ello tenemos la siguiente fórmula para obtener la ppv crítica, en este caso para la roca presente que es granodiorita.

$$PPV_{crítica} = \frac{V_p * \delta_t}{E}$$

Siendo así:

V_p = Velocidad de onda P

δ_t = Resistencia o tensión

E = Modulo de Young

En la siguiente tabla 6 se puede observar el índice de fracturamiento de las rocas:

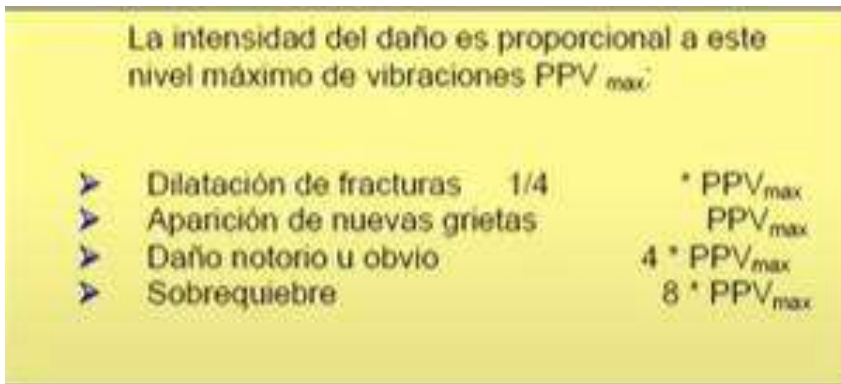
Tabla 6: Índice De Fracturamiento

TIPO DE ROCA	Resistencia a la Tracción [MPa]	Velocidad de Onda P [m/s]	Módulo de Young [GPa]	Velocidad de Partícula Crítica PPVc [mm/s]
Cuarzo-1	14.0	5 102	55.5	1 286
Brecha-1	7.3	4 298	30.2	1 037
Milonita	1.9	2 940	14.6	380
Ox-1	6.7	4 373	35.2	836
Ox-2	7.2	4 804	44.4	774
Cuarzo-2	8.4	4 207	42.7	823
Brecha-2	3.9	4 041	39.3	401
Andesita-1	14.9	4 975	67.3	1 100
Diorita	13.2	4 650	48.6	1 260
Brecha-3	11.3	4 650	58.3	900
Pórfido-1	6.7	3 829	31.2	823
Pórfido-2	5.1	3 661	46.6	401

Fuente: Ley de Hooke

También tendremos la figura 21 donde se puede observar los niveles de vibraciones y sus consecuencias según los valores que se puedan presentar.

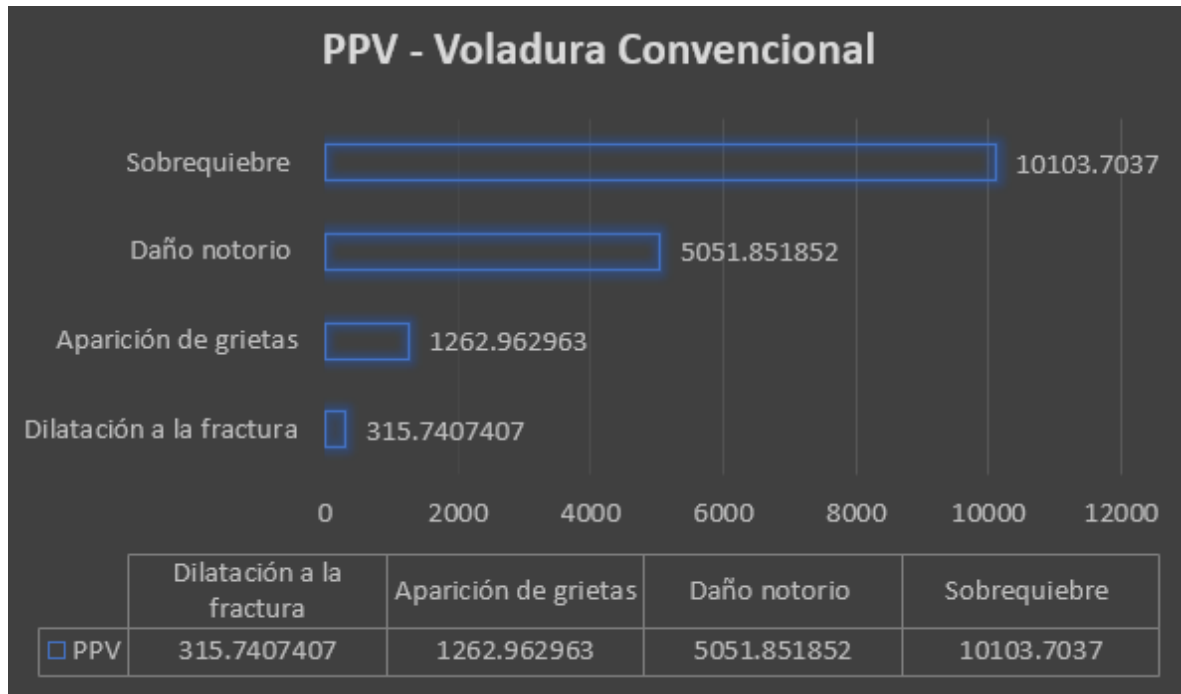
Figura 21: Intensidad De Daño Por PPV De La Voladura Convencional



Fuente: Holmberg & Persson

Posterior a los cálculos de PPV para la roca granodiorita según los parámetros mostrados en la tabla 6 y figura 21 anterior, se tiene la siguiente gráfica 5 donde se muestra la intensidad de daño según la PPV de la granodiorita.

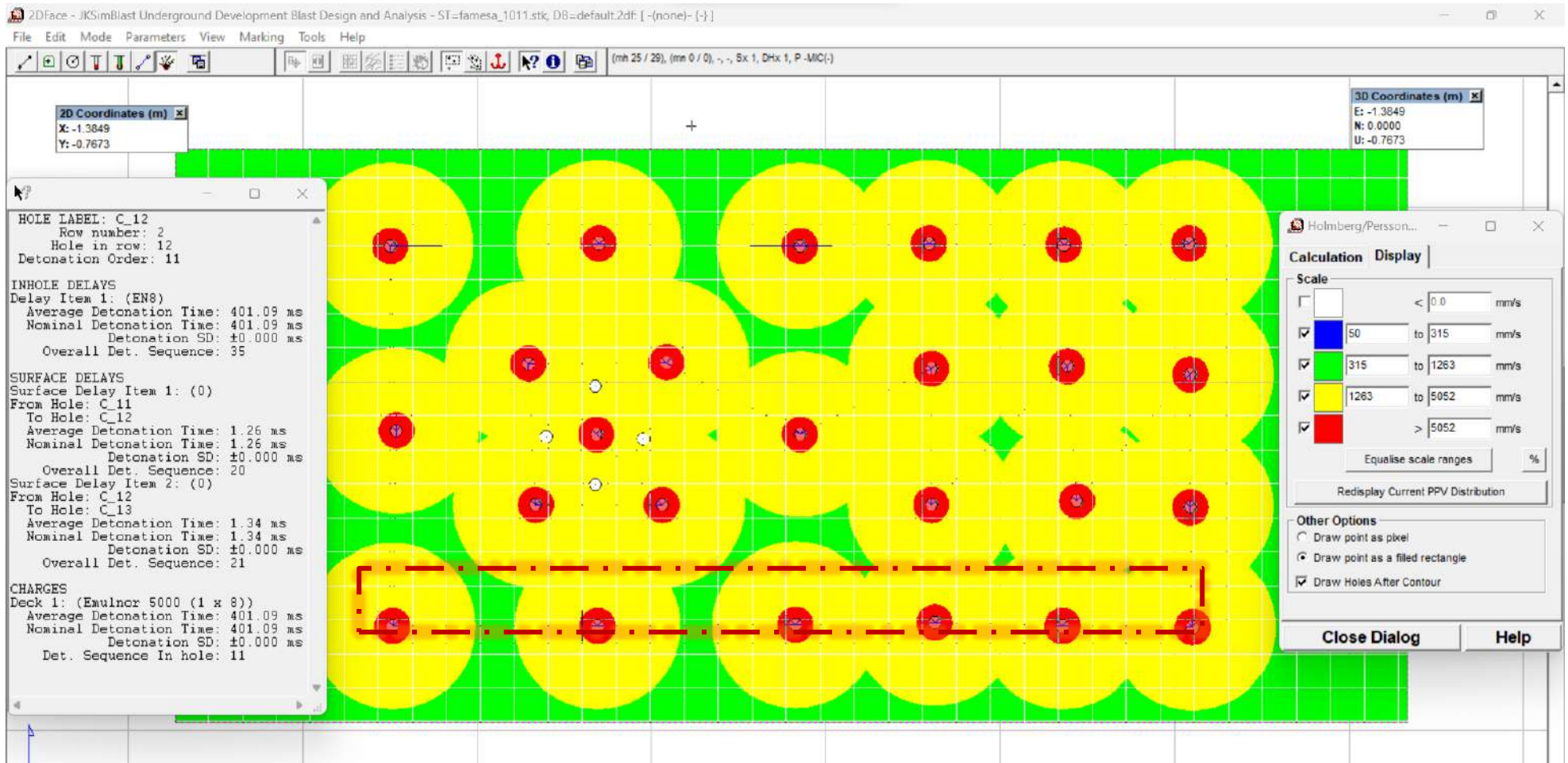
Gráfica 5: PPV Voladura Convencional



Fuente: Elaboración Propia

Concluyendo así en la siguiente simulación de vibraciones donde la escala de colores se encuentra según los parámetros de daño a la roca granodiorita.

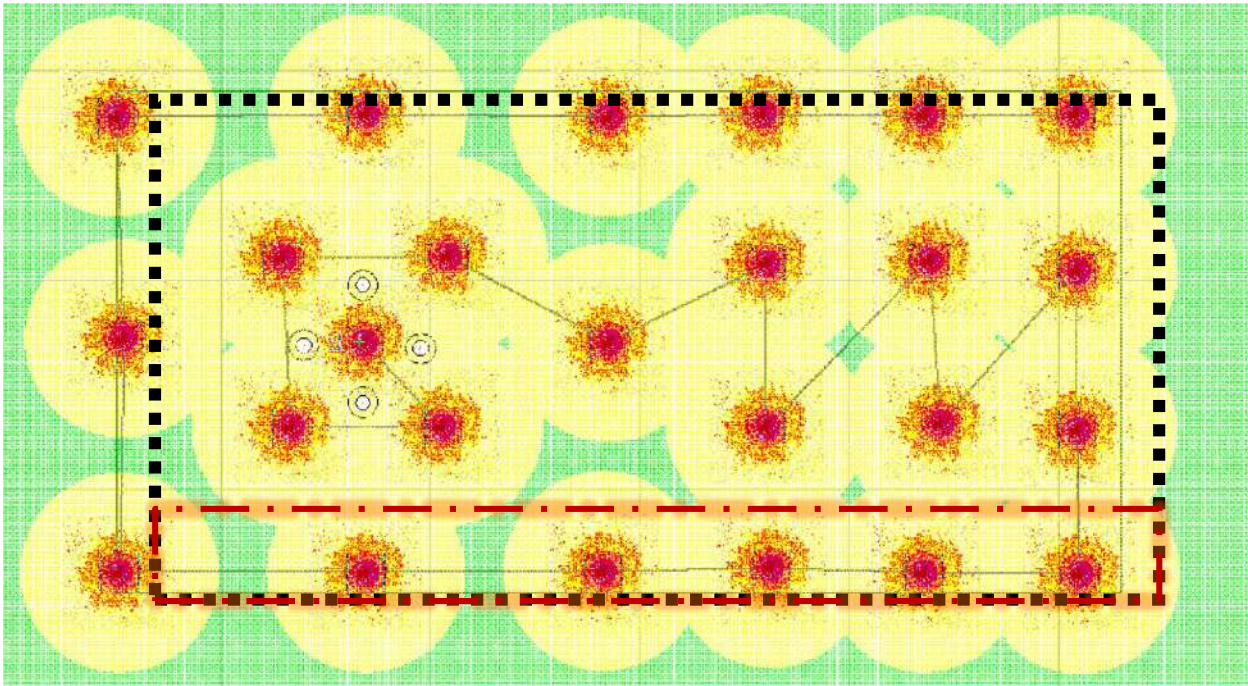
Figura 22: Simulación De Vibraciones De La Voladura Convencional para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSImblast

De la figura 22 se puede observar que todo lo de verde hace referencia a la aparición de grietas, lo de amarillo que se tiene daño notorio y lo de rojo que se tiene sobre quiebre.

Figura 23: Daño A Los Limites Del Tajo para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

En la figura 23 se puede observar y recalcar el daño excesivo a la sección estimada causando un incremento en la sobre rotura y dilución.

4.2 Análisis del proceso del ciclo de perforación y voladura en la unidad minera

La Tabla 7 presenta los parámetros operativos de la Unidad Minera, detallando un tipo de roca clasificada como Muy Dura y una densidad rocosa de 3 toneladas por metro cúbico. Se especifica un Ancho de minado de 1.2 metros, abordando así los parámetros geomecánicos asociados.

Tabla 7: Parámetros del tajo

Parámetros	Valores
Tipo de roca	Muy Dura
Ancho de minado	1.2 m
Densidad de la roca	3.00 t/m ³
Equipo de perforación	Jack – Leg
Longitud de tajeo	40 m
Diámetro de taladro	36 mm
Longitud de Perforación	1.22 m
Velocidad Sísmica de la roca	4000 m/s

Nota: Elaboración Propia

En la, se presentan los parámetros operativos de la Unidad Minera, describiendo una roca de tipo Muy Dura con una densidad de 3 toneladas por metro cúbico. El Ancho de minado se establece en 1.2 metros, siendo estos datos fundamentales para los aspectos geomecánicos de la operación.

Los parámetros esenciales incluyen el uso de un equipo de perforación tipo Jack – Leg, una perforadora neumática ampliamente empleada en la minería convencional. Se implementa el método de Tajeos.

En el proceso de voladura desempeñando el papel detonante a una velocidad sísmica de la roca de 4000 metros por segundo. Estos detalles destacan la precisión y la aplicación meticulosa de los elementos fundamentales en la operación de la Unidad Minera.

Para el análisis del proceso del ciclo de perforación en la propuesta y alternativa de mejora para las operaciones de perforación y voladura en la unidad minera que tiene como características

convencionales donde la potencia de la veta varía entre 15 a 20 centímetros y el ancho del tajo 1.2 metros con una longitud de tajo de 40 metros, la viabilidad del cambio de equipos de perforación y sus accesorios es una limitante a afrontar, es por ello que estos parámetros de diámetro de taladro y longitud perforada se mantienen para la propuesta de diseño de optimización de perforación y voladura.

4.2.1 Diseño de malla de perforación

La malla de perforación convencional presenta un espesor de tajeo de 1.2 metros y una longitud de 2.4 metros, con una distancia a cara libre - taladro (Burden) de dimensión que se analizará a detalle según cada modelo matemático igual para es espaciamiento. Estos detalles son específicos para el tajeo denominado.

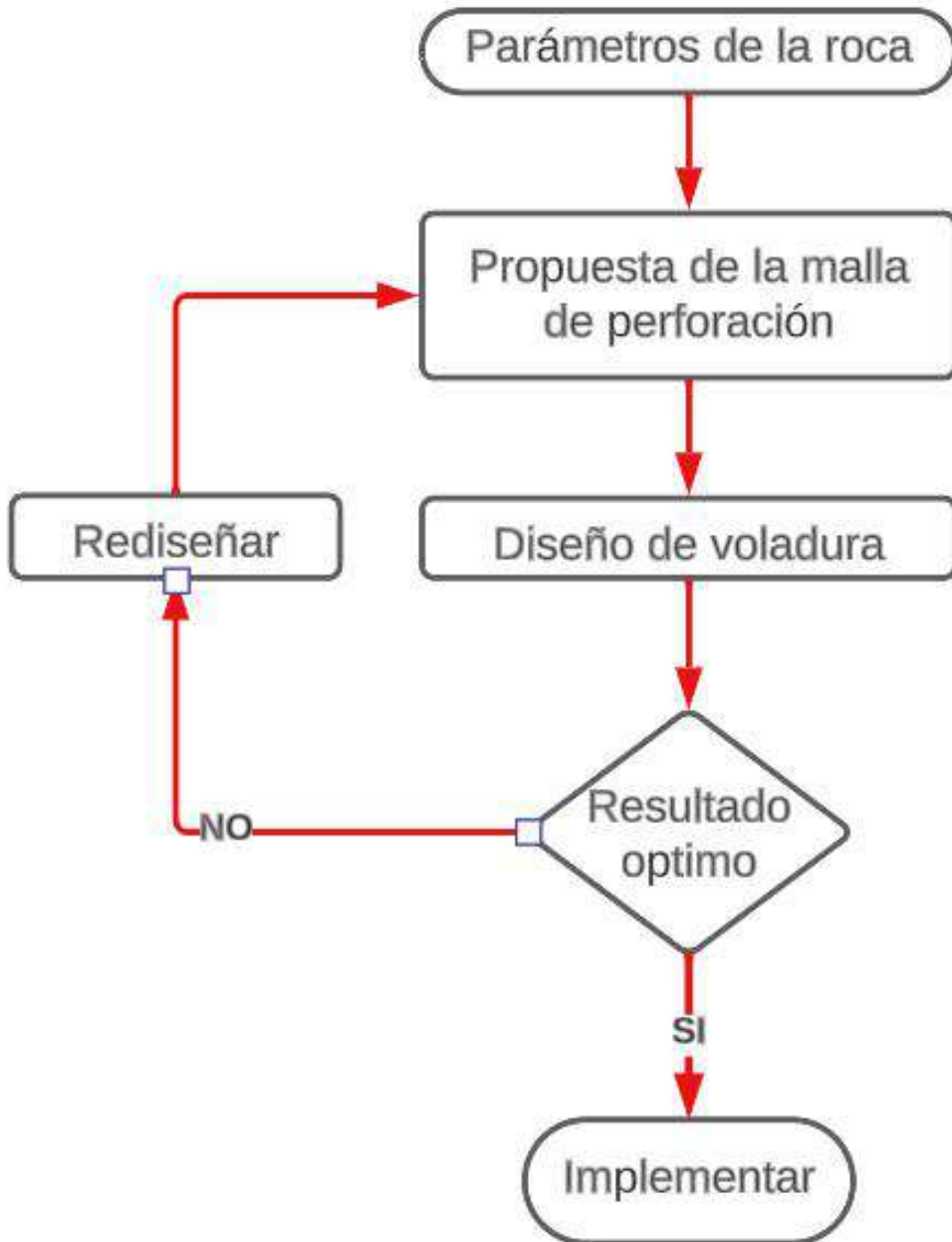
La Figura 24 se ilustra el algoritmo para el diseño de la nueva malla de perforación y voladura en el nuevo tajeo, caracterizado por dimensiones estándares que se mantienen de 1.2 metros de anchura y taladros con un diámetro de 36 milímetros. manteniendo una disposición convencional.

Para llevar a cabo la implementación, es esencial comprender las características del macizo rocoso como un parámetro clave. En comparación con el diseño previo, en el cual estamos a punto de implementar cambios, se empleará software especializado en perforación y voladura para evaluar nuestros resultados. Esto implica el uso adecuado de explosivos y la adopción de un comportamiento apropiado durante nuestras visitas a la compañía.

La evaluación del nuevo diseño de la malla a perforar se realizó utilizando la terminología "Óptimo" y "No Óptimo". Si el resultado es considerado óptimo, se espera que presente costos viables y rentables para su implementación y operación. En caso de obtener resultados no óptimos,

se procedió a un rediseño utilizando los parámetros apropiados, asegurándonos de que el resultado final sea el más adecuado para los objetivos y necesidades de la compañía.

Figura 24: Algoritmo del diseño de la malla



Fuente: Elaboración Propia

Se evidencia el proceso de retroalimentación y la aplicación de la teoría de mejora continua en las fases de extracción y explosión. Inicia con el análisis de los parámetros del macizo rocoso y los parámetros de operación, seguido por la propuesta de diseño de la malla de perforación. La elección del diseño busca obtener un resultado óptimo, evaluándolo en términos de eficacia. Cuando el diseño de la malla no cumple con los criterios de optimalidad, se procede a un nuevo rediseño, considerando los parámetros existentes de operación y las características del macizo rocoso. Este ciclo de mejora continua se repite hasta alcanzar un diseño que se considere óptimo. Una vez logrado este resultado, se avanza hacia la fase de implementación en la compañía.

Para esto comenzaremos con el cálculo específico de los parámetros para el diseño de la nueva malla de perforación lo cual se detalla a continuación.

4.2.2 Cálculo del avance efectivo

El cálculo del avance efectivo en perforación se realiza mediante el método de Holmberg, donde la distancia efectiva (I) se determina multiplicando la longitud de la barra de perforación (L) por el factor constante de 0.95.

$$I = 0.95 \times L$$

$$I = 0.95 \times 1.2 \text{ m}$$

$$I = 1.14 \text{ m}$$

4.2.3 Cálculo del área De perforación

El cálculo del área de perforación se obtiene multiplicando el ancho por el largo de la sección a perforar, expresado de la siguiente manera:

$$\text{Área} = b \times l$$

A = Área en metros cuadrados

b = Ancho en metros

l = Largo en metros

$$A = 1.2 \text{ m} \times 2.4 \text{ m}$$

$$\text{Área} = 2.88 \text{ m}^2$$

4.2.4 Cálculo de volumen de fragmentación

$$V = A \times l$$

A = Área en metros cuadrados

b = Ancho en metros

l = Largo en metros

$$V = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.14 \text{ m}$$

$$\text{Volumen volado} = 3.28 \text{ m}^3$$

4.2.5 Cálculo de volumen en toneladas métricas

$$Tvol = V \times Pe$$

Tvol = Toneladas disparadas en toneladas métricas

V = Metros cúbicos disparados

Pe = Peso específico de la roca

$$Tvol = 3.28 \text{ m}^3 \times 3 \text{ tm}/\text{m}^3$$

$$\text{Toneladas disparadas} = 9.85 \text{ tm}$$

4.2.6 Selección del explosivo

En el proceso de selección del explosivo, se llevó a cabo una evaluación exhaustiva que abarcó la totalidad de las posibles optimizaciones, considerando que el explosivo actual estaba

asociado con un fenómeno de sobre rotura. Se identificó que esta sobre rotura no solo estaba vinculada al tipo de explosivo, sino que también se veía influida significativamente por el diseño de la malla de perforación y la cantidad de taladros utilizados. Ante la necesidad de optimizar la situación, se planteó la disyuntiva de elegir entre modificar la configuración de la malla o cambiar el explosivo. La decisión tomada en el contexto específico de esta investigación fue ajustar el diseño de la malla, mientras se mantenía constante el tipo de explosivo empleado hasta el momento.

Es crucial resaltar que, al considerar la opción de un nuevo explosivo, se encontraron barreras considerables. La incompatibilidad surgiría debido a la falta de permisos necesarios para gestionar un polvorín, y la implementación de un explosivo distinto requeriría la construcción de un nuevo polvorín, así como la obtención de permisos adicionales para la adquisición. A pesar de que, desde una perspectiva técnica, cambiar el tipo de explosivo se presenta como una de las propuestas más eficaces para mitigar la sobre rotura, esta alternativa se torna inviable y poco apropiada para la operación actual.

En virtud de estas limitaciones operativas y logísticas, la elección se inclinó hacia la estrategia de enfatizar el rediseño de la malla como la opción más adecuada y viable. Este enfoque no solo se ajusta mejor a las circunstancias existentes, sino que también se alinea con los objetivos y las restricciones específicas de la mina Cerrito Pecoy en Arequipa. Así, la selección del diseño de la malla, dentro del panorama de optimización, se erige como la solución más práctica y efectiva para mejorar la eficiencia y sostenibilidad de las operaciones de perforación y voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400.

El explosivo usado en el diseño convencional el cual es Emulnor 5000 de Famesa Explosivos, El EMULNOR® es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica

que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- EMULNOR® 500.- Para la voladura de rocas muy suaves.
- EMULNOR® 1000.- Para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- EMULNOR® 3000.- Para la voladura de rocas intermedias a duras.
- EMULNOR® 5000.- Para la voladura de rocas muy duras.

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo, en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como “cebos” de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.

Tabla 8: Características técnicas

		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm³)		0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	4 400	5 800	5 700	5 500
	S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)		628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Fuente: Famesa Explosivos

4.2.7 Análisis para el Cálculo del Burden

Para determinar la formula usada para el cálculo del burden, contaremos con las diferentes metodologías relacionadas en función de los parámetros usados, para ello tenemos la siguiente tabla 9 donde se muestra los parámetros utilizados según las metodologías para determinar el burden, donde posteriormente se analizará cada uno de ello que dependiendo de los datos que se cuentan en la unidad minera.

Tabla 9: Cálculos De Burden Según Los Parámetros Utilizados

Parametros utilizados	Andersen	Fraenkel	Pearse	Hino	Allsman	Ash	Langerfors	Hasen	Ucar	Konya	Foldesi	Prallet	Lopez Jimeno	Berta	Carr	Konya	Olofsson	Rustan
Diametro del taladro	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x
Altura de banco								x	x			x					x	
Longitud de barreno	x	x																
Retacado												x						
Sobreperforación												x						
Longitud de carga		x						x	x									
Inclinación de barreno							x							x			x	
Densidad de roca					x	x				x			x		x	x		
Resistencia de la roca		x	x	x							x	x		x				
Constantes de roca	x		x				x	x									x	
Velocidad sismica de la roca													x	x	x	x		
Densidad de explosivo						x	x	x	x	x	x	x	x	x	x		x	
Presión de detonación			x	x	x	x					x	x	x	x	x			
Constante binomica roca - explosivo				x														
Ratio piedra/espaciamento							x											
Potencia del explosivo							x										x	

Fuente: Manual De Perforación Y Voladura De Rocas, Instituto Tecnológico Geominero De España

De la tabla 9 se evaluará según la prioridad que se le dé en el trabajo, lo cual se enfoca en los parámetros más utilizados en la operación, teniendo el diámetro del barreno, la densidad de la roca y la densidad del explosivo, de estas características tenemos que 4 modelos matemáticos se acoplan a la información disponible, modelo de Ash, Konya y Lopez Jimeno, como se muestra en la siguiente tabla 10:

Tabla 10: Modelos Para Usar Según Los Parámetros Utilizados

Parametros utilizados	Andersen	Fraenkel	Pearse	Hino	Allsman	Ash	Langerfors	Hasen	Ucar	Konya	Foldesi	Prallet	Lopez Jimeno	Berta	Carr	Konya	Olofsson	Rustan
Diametro del taladro	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x	x
Altura de banco								x	x			x					x	
Longitud de barreno	x	x																
Retacado												x						
Sobreperforación												x						
Longitud de carga		x						x	x									
Inclinación de barreno							x							x			x	
Densidad de roca					x	x				x			x		x	x		
Resistencia de la roca		x	x	x							x	x		x				
Constantes de roca	x		x				x	x									x	
Velocidad sismica de la roca													x	x	x	x		
Densidad de explosivo						x	x	x	x	x	x	x	x	x	x		x	
Presión de detonación			x	x	x	x					x	x	x	x	x			
Constante binomica roca - explosivo				x														
Ratio piedra/espaciamento							x											
Potencia del explosivo							x										x	

Fuente: Manual De Perforación Y Voladura De Rocas, Instituto Tecnológico Geominero De España

Comenzaremos a evaluar cada uno de los modelos matemáticos y determinaremos cuál de ellos se acopla de mejor modo a la operación minera.

4.2.8 Cálculo Del Factor De Corrección Para El Burden Según El Modelo

Matemático De López Jimeno

D_r = Densidad de Roca ($3 \text{ tm}/\text{m}^3$)

V_s = Velocidad Sísmica

D_e = Densidad del Explosivo

V_e = Velocidad de detonación

Formula de López Jimeno:

$$F = \frac{(((Dr \times Vs)^{0.33}) \times ((De \times Ve^2)^{0.33}))}{10000}$$

Dentro de los parámetros para hallar el factor de corrección tenemos la densidad de explosivo y velocidad de detonación, lo cual se puede apreciar en la tabla 8 referente a la selección de explosivos con una densidad de 1.16 gr/cm³ y una velocidad de detonación de 4200 m/s, continuando, para lo siguiente se tiene la velocidad sísmica de la roca como 4000 m/s, con una densidad de explosivo de 1.16 g/cm³ cuya velocidad de detonación practica de 4200 m/s.

Reemplazando:

$$F = \frac{(((3 \times 4000)^{0.33}) \times ((1.16 \times 4200^2)^{0.33}))}{10000}$$

$$\text{Factor de corrección} = 0.57$$

Factor de corrección que viene a ser parte del modelo matemático de López Jimeno el cual sirve para encontrar el burden a partir del ancho del taladro.

En consecuencia, se sustituye el factor de corrección de roca y explosivo para calcular el Burden. Es relevante destacar que el diámetro del taladro se presenta en metros, mientras que el diámetro en la fórmula está en pulgadas, por lo que se procederá a convertir nuestro diámetro a pulgadas.

4.2.9 Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De López Jimeno

Para calcular el Burden en el nuevo tajeo, se emplea la fórmula de López Jimeno, que se expresa de la siguiente manera:

$$B = 0.76 \times D \times F$$

B = Burden

D = Ancho de taladro (36mm en pulgadas es 1.42)

F = Factor de corrección (0.57)

$$B = 0.76 \times 1.42 \times 0.57$$

$$Burden = 0.62m$$

$$Burden \approx 50 \text{ cm}$$

Burden para efectos prácticos y manteniendo el explosivo usado en el diseño convencional

4.2.10 Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Konya

Cálculo del burden para el tajeo según el modelo matemático de Konya, en el cual su fórmula hace referencia al explosivo y a la roca, teniendo así la siguiente formula:

$$B = 3.15 \times D \times \sqrt[3]{\frac{De}{Dr}}$$

B = Burden (Pies)

D = Ancho de taladro (Pulgadas)

De = Densidad del explosivo (g/cm³)

Dr = Densidad de la roca (g/cm³)

Para la solución de mencionada formula también consideraremos el explosivo usado en la voladura convencional con una densidad de 1.16 g/cm³ y la densidad de la roca granodiorita de 3 g/cm³, conservando el diámetro del taladro de 36 mm que en pulgadas es 1.42, reemplazando en la fórmula tenemos lo siguiente:

$$B = 3.15 \times 1.42 \times \sqrt[3]{\frac{1.16}{3}}$$

$$B = 3.25 \text{ pies}$$

$$B = 99 \text{ cm}$$

$$\text{Burden} \approx 100 \text{ cm}$$

Burden para efectos prácticos y manteniendo el explosivo usado en el diseño convencional

4.2.11 Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Ash

Cálculo del burden para el tajeo según el modelo matemático de Ash, en el cual su fórmula hace referencia al explosivo y a la roca, teniendo así la siguiente formula:

$$B = \frac{Kb \times D}{12}$$

B = Burden (Pies)

D = Ancho de taladro (Pulgadas)

Kb = Relación de burden

Para la relación del burden, es decir el valor de Kb tenemos la siguiente tabla donde se relaciona la clase de explosivo, su densidad y la clase de roca.

Tabla 11: Relación De Burden Según Ash

Clase de Explosivo	Densidad del Explosivo	Clase de Roca		
		Roca Blanda	Roca Media	Roca Dura
Baja Densidad	0.8 - 0.9 g/cm ³	30	25	20
Mediana Densidad	1.0 - 1.2 g/cm ³	35	30	25
Alta Densidad	1.3 - 1.6 g/cm ³	40	35	30

Fuente: Ash

De la Tabla 11 se puede determinar que el valor que corresponde para el explosivo a usar que corresponde al de la voladura convencional tenemos que es un explosivo de alta densidad y la clase de roca es roca dura, esto nos resulta en un valor de 30 para la constante Kb (relación de

burden) y conservando el valor del diámetro del taladro de 36 mm que en pulgadas es 1.42; reemplazando en la formula tenemos lo siguiente:

$$B = \frac{30 \times 1.42}{12}$$

$$B = 3.54 \text{ pies}$$

$$B = 108 \text{ cm}$$

$$\text{Burden} \approx 100 \text{ cm}$$

Burden para efectos prácticos y manteniendo el explosivo usado en el diseño convencional

4.2.12 Cálculo De Burden Para El Tajeo Según El Modelo Matemático De Andersen

Cálculo del burden para el tajeo según el modelo matemático de Andersen, en el cual su fórmula hace referencia a las características del taladro, teniendo así la siguiente formula:

$$B = K \times \sqrt{D \times L}$$

B = Burden (Pies)

D = Ancho de taladro (Pies)

L = Longitud del barreno (Pies)

K = Constante empírica

Para casos prácticos se tiene un valor de 1 para la constante K, para el presente caso conservaremos los valores establecidos en la perforación y voladura convencional, teniendo el diámetro de 36 mm en 0.118 pies y la longitud del taladro de 1.2 metros a 3.937 pies; reemplazando en la formula tenemos lo siguiente

$$B = 1 \times \sqrt{0.118 \times 3.937}$$

$$B = 0.682 \text{ pies}$$

$$B = 21 \text{ cm}$$

$$\text{Burden} \approx 20 \text{ cm}$$

Burden para efectos prácticos y manteniendo el explosivo usado en el diseño convencional

4.2.13 Análisis Y Selección Del Burden

Ya culminado el análisis de los diferentes modelos matemáticos para el cálculo del burden, se procederá en la sección del burden adecuado para el tajo en estudio, para ello tenemos la siguiente tabla donde se puede observar un resumen de los resultados obtenido según cada modelo empleado, hacer énfasis que se realizó una aproximación operativa a los resultados calculado para usos practico, esto para facilitar la empleabilidad del diseño; teniendo así los siguientes resultados:

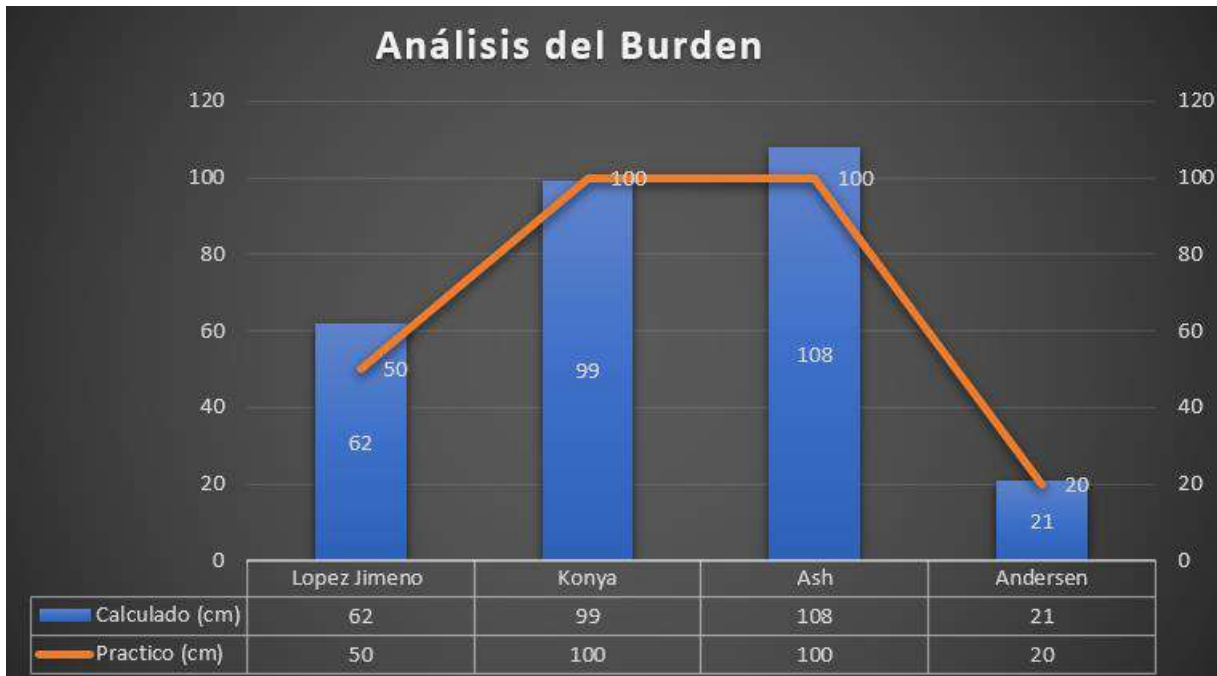
Tabla 12: Resumen Del Burden Según Diferentes Modelos Matemáticos

Burden	Calculado (cm)	Practico (cm)
Lopez Jimeno	62	50
Konya	99	100
Ash	108	100
Andersen	21	20

Fuente: Elaboración Propia

De la tabla 12 tenemos la siguiente gráfica, donde se puede observar cómo varia los valores del burden en función al modelo matemático usado y la variación en la aproximación práctica, considerar que tres de los modelos empleados relacionan características del explosivo y de la roca y un modelo solo considera las características del taladro, como se puede observar en la siguiente gráfica 6:

Gráfica 6: Análisis Del Burden



Fuente: Elaboración Propia

Para la selección del burden no se puede considerar un modelo en específico ya que ninguno se acopla a la realidad de la operación, tener en cuenta que la potencia de la veta es de 15 a 20 centímetros y el ancho de minado es de 1.2 metros, en valor de Anderson se asemeja al valor del burden en la voladura convencional pero está última no es eficiente según el análisis echo y este modelo no considera las características del explosivo ni de la roca, pero los otros modelos que si consideran estos parámetros tienen valores altos que para un ancho de tajo de 1.2 metros y una potencia de veta entre 15 a 20 centímetros no permitiría una operación óptima. Es por ello que se optó por hacer un análisis de comportamiento para elegir un burden adecuado para el proyecto, para esto tenemos la siguiente figura 7 donde podemos observar el comportamiento de la distribución de los valores calculado para el burden.

Gráfica 7: Selección Del Burden



Fuente: Elaboración Propia

De la gráfica 7 se puede observar la distribución de los cuartiles y la media según los valores calculados y los prácticos, notándose que la mayor concentración se encuentra en los parámetros superiores pero la media se encuentra por debajo del segundo cuartil, esto nos quiere decir que el valor a usar puede encontrarse entre el primer cuartil y la media.

Entonces se procedió a analizar el límite inferior, el primer cuartil y la media; para poder tener un valor cuantificable se calculó el promedio entre estos valores, teniendo como resultado un valor dentro de la distribución de valores calculados por los modelos matemáticos, a este valor se le realiza una aproximación practica por temas operativos, en la siguiente tabla 13 se tiene los resultados de todo lo comentado.

Tabla 13: Valor Del Burden Seleccionado

Burden	Calculado (cm)	Practico (cm)
Media	72	68
Primer cuartil	31	28
Limite inferior	21	20
Promedio *	41	38
<i>Valor practico *</i>	40	35

Fuente: Elaboración Propia

De la tabla anterior tenemos el resultado del análisis, concluyendo que para la operación en específico se usara un burden practico de 35 centímetros, el cual considera parámetros prácticos del taladro, de la roca y explosivo empleado.

4.2.14 Cálculo del espaciamiento

Según la referencia de Condori (2019), se indica que el espaciamiento corresponde a la distancia entre los taladros perforados, y este factor influye principalmente en la calidad del material resultante, especialmente en la granulometría. La determinación de esta medida se realiza mediante la siguiente expresión:

$$S = 1.15 \times B$$

B = Burden

S = Espaciamiento

$$S = 1.15 \times 0.35$$

$$\text{Espaciamiento} = 0.40m$$

"para casos practicos"

4.3 Análisis del diseño de la malla de perforación y simulación de la voladura

En este capítulo, abordaremos un análisis exhaustivo del diseño de la malla de perforación, un componente vital en la optimización del proceso de perforación y voladura en nuestra unidad

minera. Tras una meticulosa revisión de diversos modelos matemáticos para el cálculo del burden, presentaremos una síntesis detallada de los resultados obtenidos. Es esencial destacar que, con el objetivo de asegurar la aplicabilidad práctica de nuestro diseño, hemos adoptado un enfoque operativo en la interpretación de los resultados calculados.

Resultados del Análisis: Una Exploración Integral

Este capítulo se sumerge en la evaluación detallada de los resultados derivados de diferentes modelos matemáticos utilizados en nuestra investigación. Presentaremos una síntesis de cómo varían los valores de burden en función de distintos enfoques matemáticos y las ajustadas aproximaciones prácticas realizadas. La atención se centra en ofrecer una comprensión completa de la variabilidad de estos resultados y cómo influyen en nuestro diseño operativo.

Selección del Burden: Más Allá de los Modelos

Mientras los modelos matemáticos ofrecen valiosa información, la elección del burden adecuado para nuestra operación no puede depender exclusivamente de un modelo específico. La singularidad de nuestra operación, con una potencia de veta de 15 a 20 centímetros y un ancho de tajo de 1.2 metros, demanda un análisis crítico de los resultados obtenidos. Ningún modelo se ajusta precisamente a nuestra realidad operativa, y esta sección explora las implicaciones de esta realidad en la selección del burden.

En este contexto, la selección del burden se convierte en un proceso más delicado. Se examinan los resultados de diversos modelos, resaltando la discrepancia entre los valores calculados y las necesidades operativas. La complejidad del entorno operativo exige una revisión crítica para determinar el burden más adecuado que optimice nuestra perforación y voladura.

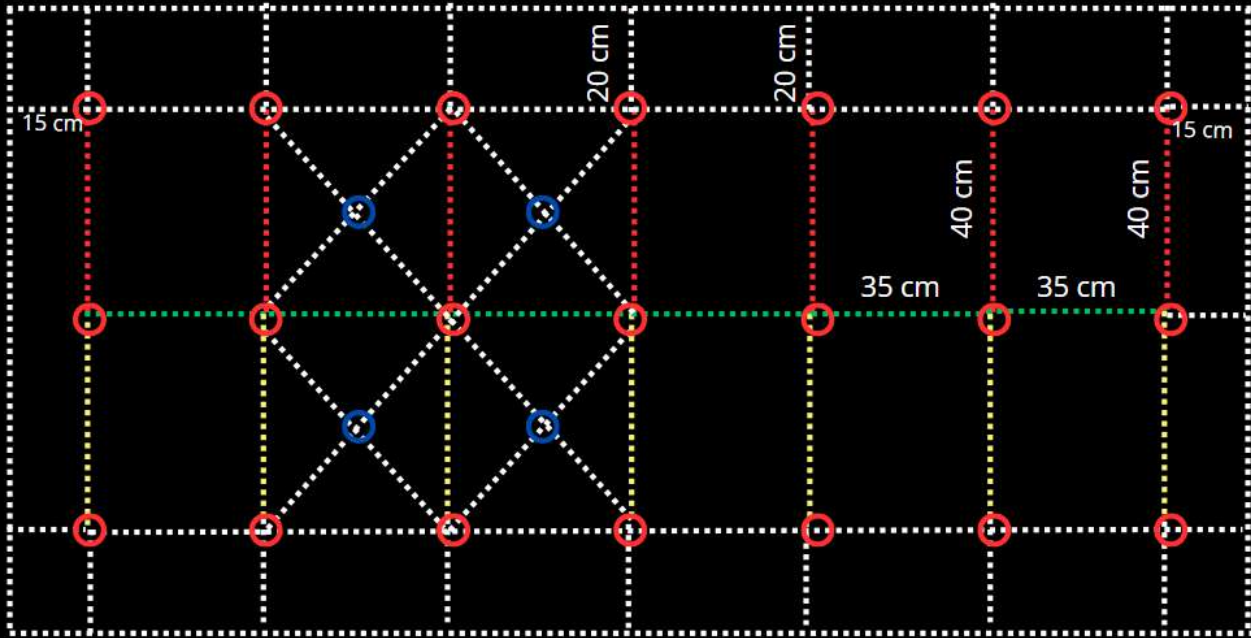
Cálculo del Espaciamiento: Un Aspecto Clave

Además del burden, el cálculo del espaciamiento es un aspecto crítico en el diseño de la malla. Este capítulo aborda la determinación de la distancia entre taladros perforados, influyendo significativamente en la calidad del material resultante, especialmente en la granulometría. Se presenta una exploración detallada del cálculo del espaciamiento, destacando su papel esencial en el diseño operativo de la malla.

La conclusión de este análisis brinda una visión clara sobre la elección del burden y el espaciamiento para nuestra operación minera específica. Este capítulo sienta las bases para una comprensión más profunda de cómo estas decisiones de diseño afectarán el rendimiento general de la perforación y voladura en nuestra unidad minera. En los siguientes capítulos, nos sumergiremos en la simulación de la voladura convencional, utilizando el software JkSimblast para explorar y evaluar a fondo el impacto de nuestro diseño en el rendimiento operativo.

Para comenzar con el análisis tenemos que identificar una configuración de la distribución de los taladros considerando el burden de 35 centímetros y el espaciamiento de 40 centímetros, cuyos valores son los resultantes del análisis anterior; también considerar que por el circado de la veta se tiene estimado el uso de una configuración que incluya el corte quemado, teniendo como resultado la siguiente propuesta.

Figura 25: Diseño De La Malla Propuesta para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

4.3.1 Digitalización del diseño de la malla propuesta en el software de simulación

En este fascinante capítulo, nos sumergiremos en la esfera de la digitalización del diseño de la malla propuesta, utilizando avanzadas herramientas de simulación para arrojar luz sobre la operación minera en cuestión. El punto de partida es crucial: la identificación de una configuración óptima para la distribución de los taladros, tomando como referencia el burden calculado de 35 centímetros y el espaciamiento de 40 centímetros, ambos obtenidos en el detallado análisis previo.

La esencia de la simulación radica en la precisión de la configuración de taladros. Aquí, presentamos una propuesta fundamentada en el análisis anterior, donde el burden y el espaciamiento se erigen como protagonistas en la definición de la malla. Este capítulo revelará

cómo estos valores críticos se traducen en la disposición precisa de los taladros, marcando un hito en la transición del diseño teórico a la implementación práctica.

La singularidad de la veta, con sus intrincados contornos, introduce una consideración especial en la configuración de la malla. Se estima el uso de una disposición que involucre el corte quemado para optimizar la extracción y maximizar la eficiencia operativa. Este aspecto añade una capa adicional de complejidad y será meticulosamente explorado en este capítulo, destacando cómo la digitalización del diseño puede adaptarse a estas particularidades.

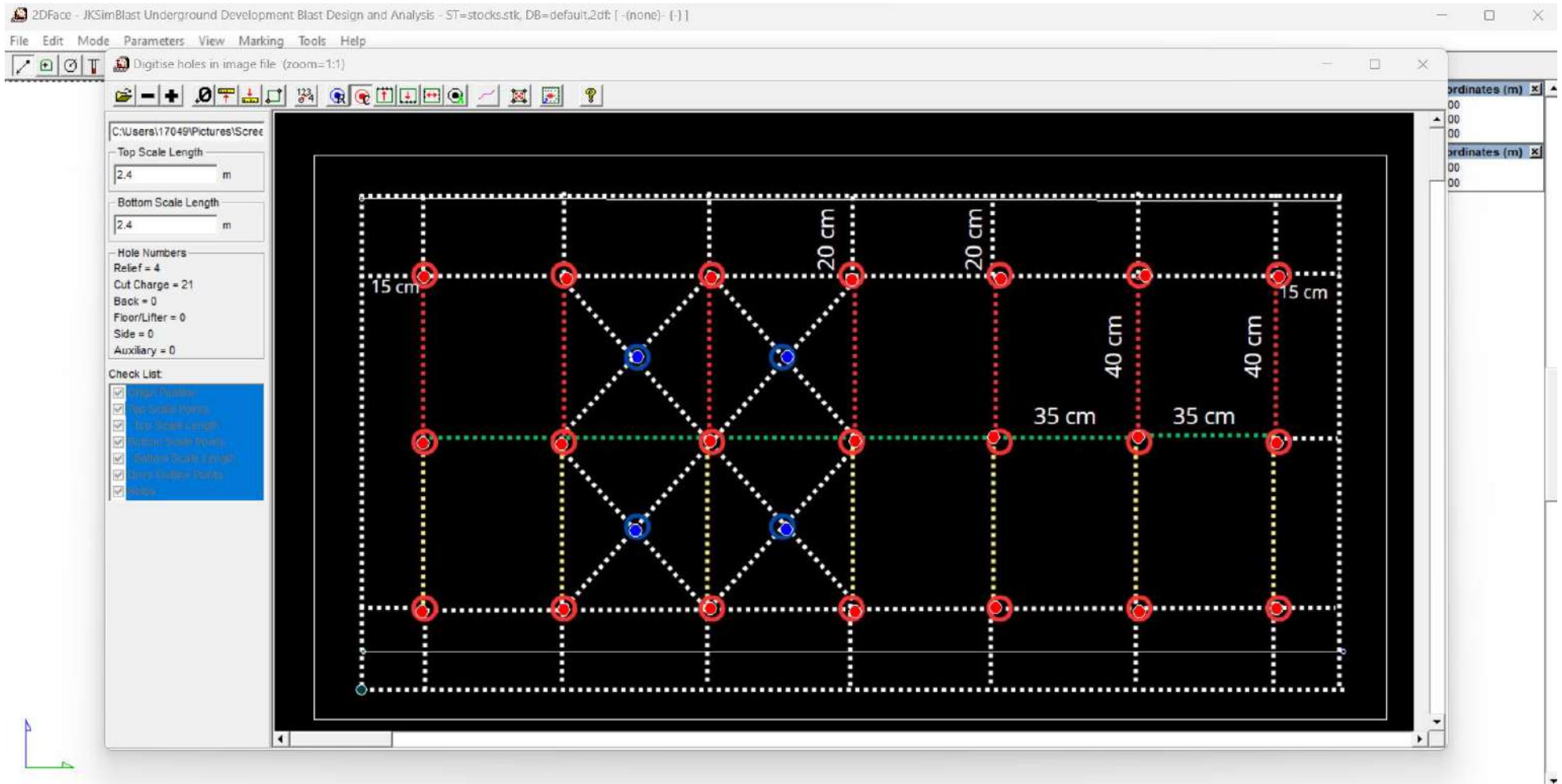
La simulación no es simplemente una representación gráfica, sino una ventana que nos permite explorar escenarios, evaluar eficiencias y ajustar variables en tiempo real. Este capítulo introducirá la metodología de simulación empleada, centrándose en el software de vanguardia JkSimblast. Desglosaremos cómo esta herramienta, desarrollada por el Centro de Investigación Minero Australiano Julius Kruttschnitt (JKMRC), se convierte en nuestro aliado clave para traducir el diseño de la malla a la realidad virtual.

La digitalización de la malla no es simplemente una representación visual; es una oportunidad para evaluar la eficacia operativa en condiciones simuladas. Este capítulo establecerá los objetivos clave de la digitalización, desde la precisión en la distribución de la carga explosiva hasta la evaluación del rendimiento en términos de fragmentación de la roca y optimización de la extracción.

A medida que avanzamos hacia la digitalización del diseño de la malla, nos adentramos en un terreno emocionante donde la teoría se encuentra con la simulación práctica, allanando el camino para una comprensión profunda del impacto de nuestro diseño en la operación minera. Este capítulo servirá como el pilar que sustenta nuestras decisiones y proporcionará una visión invaluable para el éxito de la implementación práctica en los capítulos venideros.

Para ello tenemos en la siguiente figura 26 la digitalización de la malla propuesta.

Figura 26: Digitalización De La Malla Propuesta para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

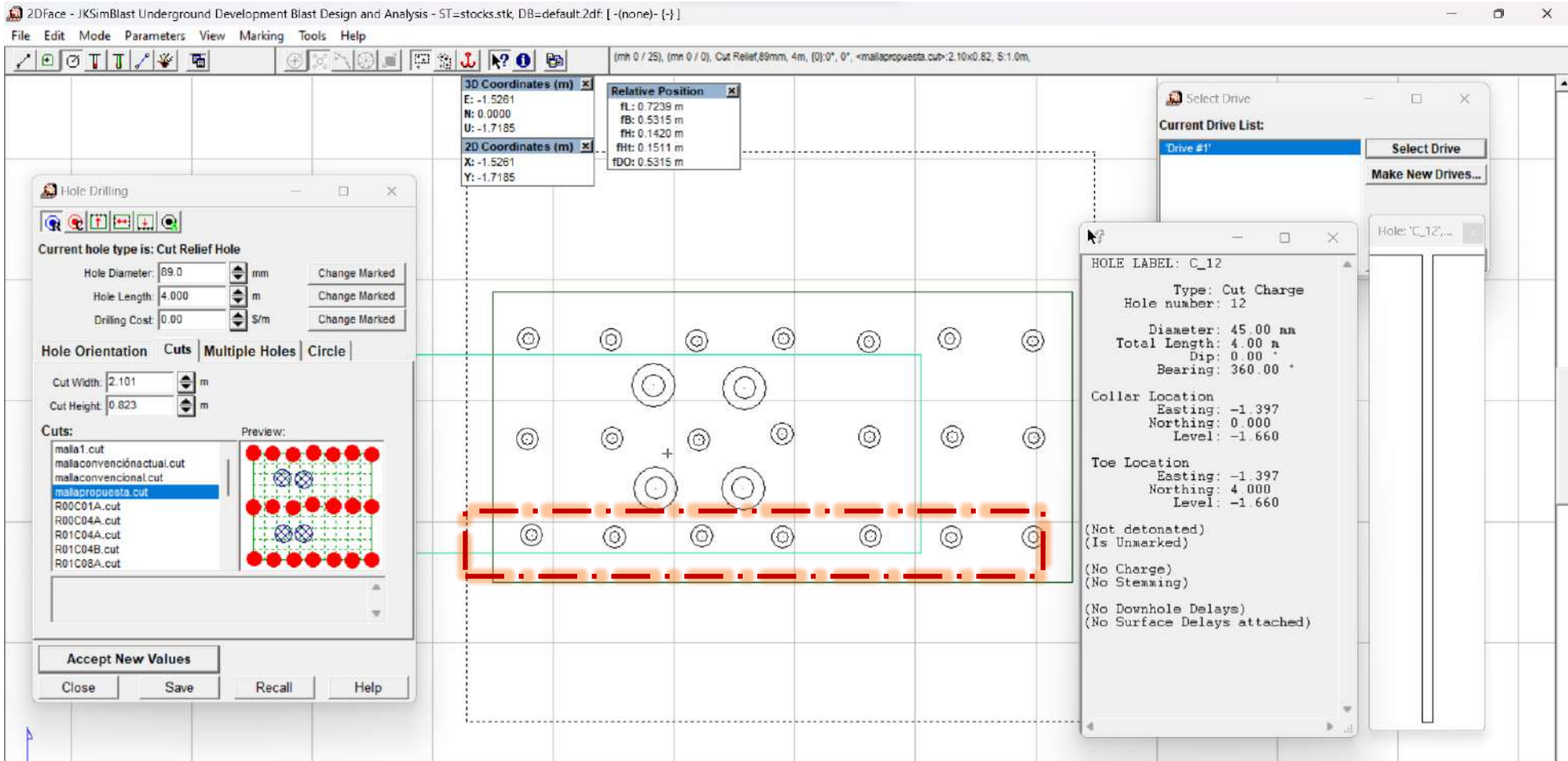
Resaltar el diseño de la malla a digitalizarse aún se conservan parámetros del diseño convencional con la intención de que el cambio no sea drástico y por ende tenga una mejor adaptabilidad, entre los parámetros que se mantienen, se tiene las dimensiones de la malla siendo de 1.2 metros de ancho por 2.4 metros de largo, el diámetro del taladro de 36 milímetros, la longitud de este de 1.2 metros y el explosivo a emplear que corresponde al Emulnor de 5000 con guía blanca.

De la figura 26 se puede observar la distribución de taladros y la configuración del corte quemado con los 4 taladros de alivio.

4.3.2 Malla propuesta en el software de simulación

Se tiene la inserción del diseño de la malla dentro del software, donde se configura las dimensiones del taladro previo a la simulación.

Figura 27: Malla Propuesta En El Software para el tajo 140 NV. 400

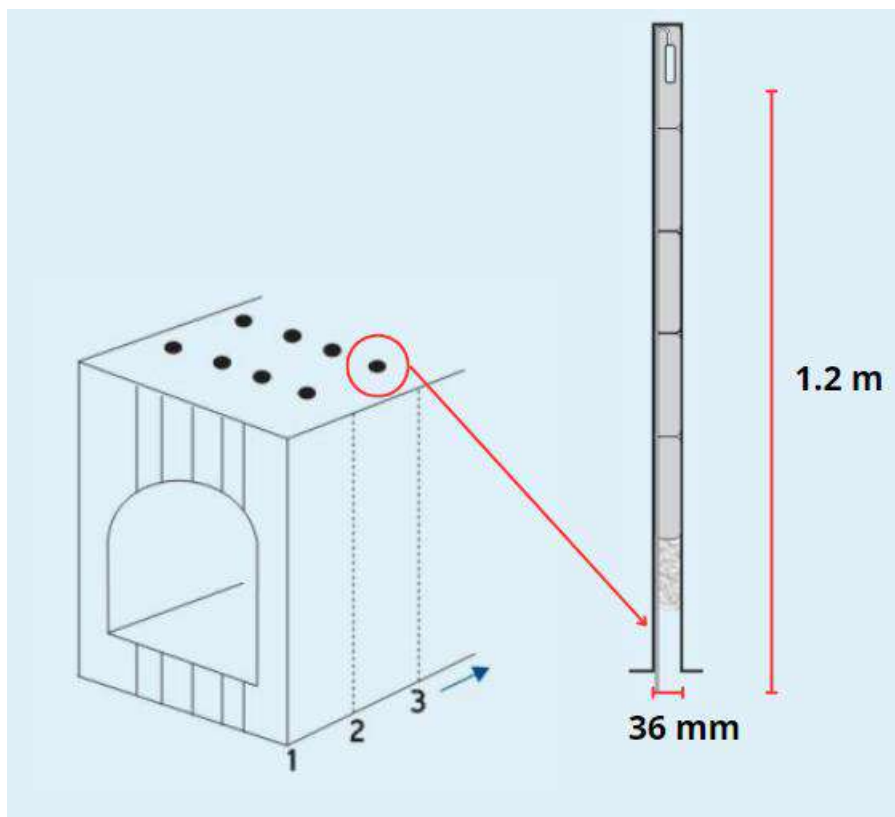


Fuente: JKSimblast

4.3.3 Cargado de explosivos en la voladura propuesta

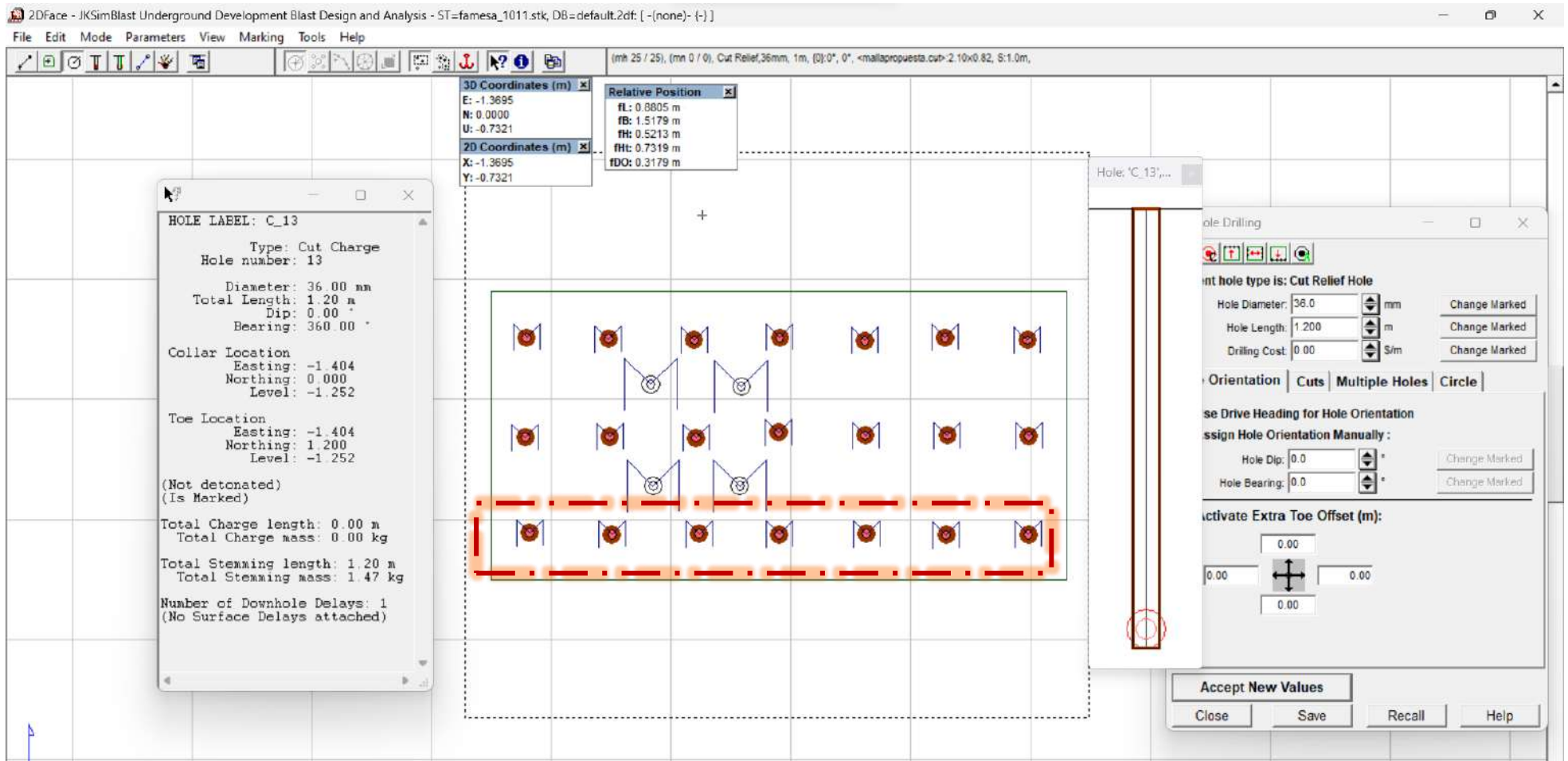
Posterior al diseño y el dimensionamiento de las características de los taladros en el software de simulación se procedió a realizar el carguío de los taladros de acuerdo con las características del explosivo usado el cual es el Emulnor de 5000, como se puede observar en la figura 29:

Figura 28: Dimensiones del taladro



Fuente: Elaboración Propia

Figura 29: Cargado De Explosivos En La Voladura Propuesta para el tajo 140 NV. 400



Fuente: JKSimblast

4.3.4 Configuración propuesta de la carga de fondo

Una vez que se ha completado la fase de carga de los taladros con explosivos, se procede meticulosamente a la configuración de la carga de forma o iniciador. En este punto, se sigue una metodología convencional que implica el empleo de mecha blanca, conforme se puede detallar de manera precisa en la figura adjunta. La selección de esta práctica convencional se fundamenta en la eficacia histórica y la confiabilidad de la mecha blanca en el contexto de las operaciones de voladura.

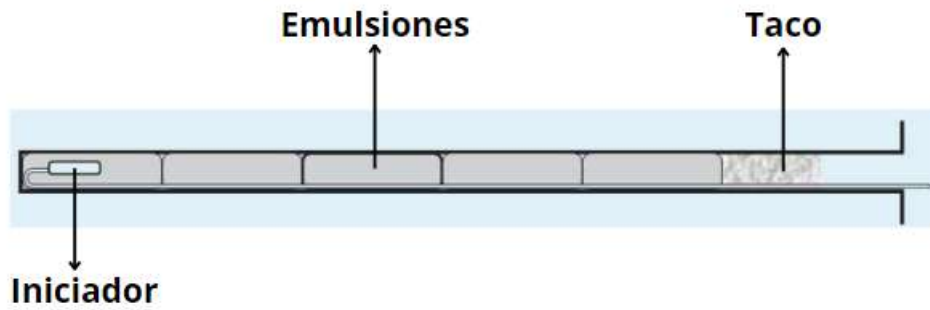
Este paso es crucial en el proceso global de voladura, ya que la configuración precisa de los iniciadores impacta directamente en la eficiencia y la uniformidad de la detonación. La elección de la mecha blanca se basa en su capacidad para brindar una iniciación efectiva y coordinada de los explosivos en los taladros. Este enfoque convencional ha demostrado su validez en diversas aplicaciones mineras a lo largo del tiempo, proporcionando resultados consistentes y previsibles.

La figura que acompaña esta descripción proporciona una representación gráfica detallada de cómo se lleva a cabo la configuración de la carga de forma. Esta visualización no solo sirve como guía práctica para los operadores encargados de esta etapa, sino que también facilita la comprensión y supervisión del proceso. La disposición ordenada y precisa de la mecha blanca, como se muestra en la figura, contribuye a garantizar una detonación sincronizada y controlada, optimizando así la eficacia de la voladura.

En resumen, la elección de utilizar mecha blanca para la configuración de la carga de forma se respalda tanto en la experiencia práctica como en la fiabilidad demostrada de esta práctica convencional en el ámbito minero. Este paso es esencial para asegurar una ejecución segura y

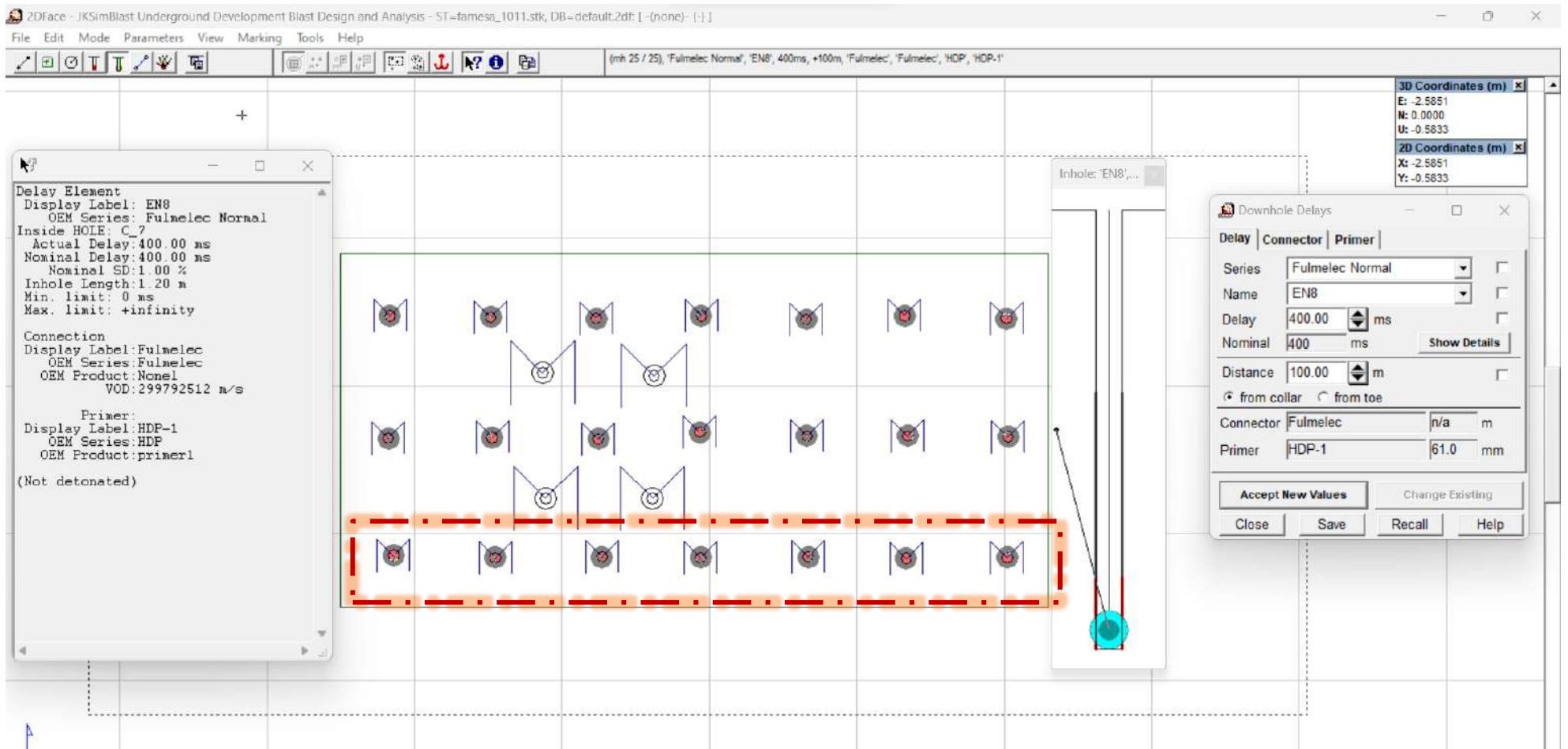
efectiva de la voladura, contribuyendo al éxito general del proceso y a la seguridad operativa en el sitio minero.

Figura 30: Partes del carguío de taladros



Fuente: Elaboración Propia

Figura 31: Configuración Propuesta De La Carga De Fondo



Fuente: JKSIMBLAST

4.3.5 Amarre propuesto de los taladros

Procedemos con la siguiente 30 etapa del proceso, que se centra en el aseguramiento de los taladros mediante un procedimiento conocido como amarre. La complejidad y la importancia de esta fase radican en garantizar que cada taladro esté de manera segura y precisa conectado al sistema de detonación. Este paso, esencial para el éxito de la voladura, se lleva a cabo con meticulosidad y conforme a prácticas estándar de seguridad y eficiencia.

La figura que acompaña este texto ofrece una representación gráfica detallada del proceso de amarre propuesto para los taladros en cuestión. En este punto, se presta especial atención a la disposición estratégica de los elementos de amarre para asegurar una conexión firme y confiable. La visualización no solo sirve como guía práctica para los operadores encargados de esta tarea, sino que también facilita la comprensión y supervisión del proceso, garantizando la uniformidad en la aplicación de esta fase crucial.

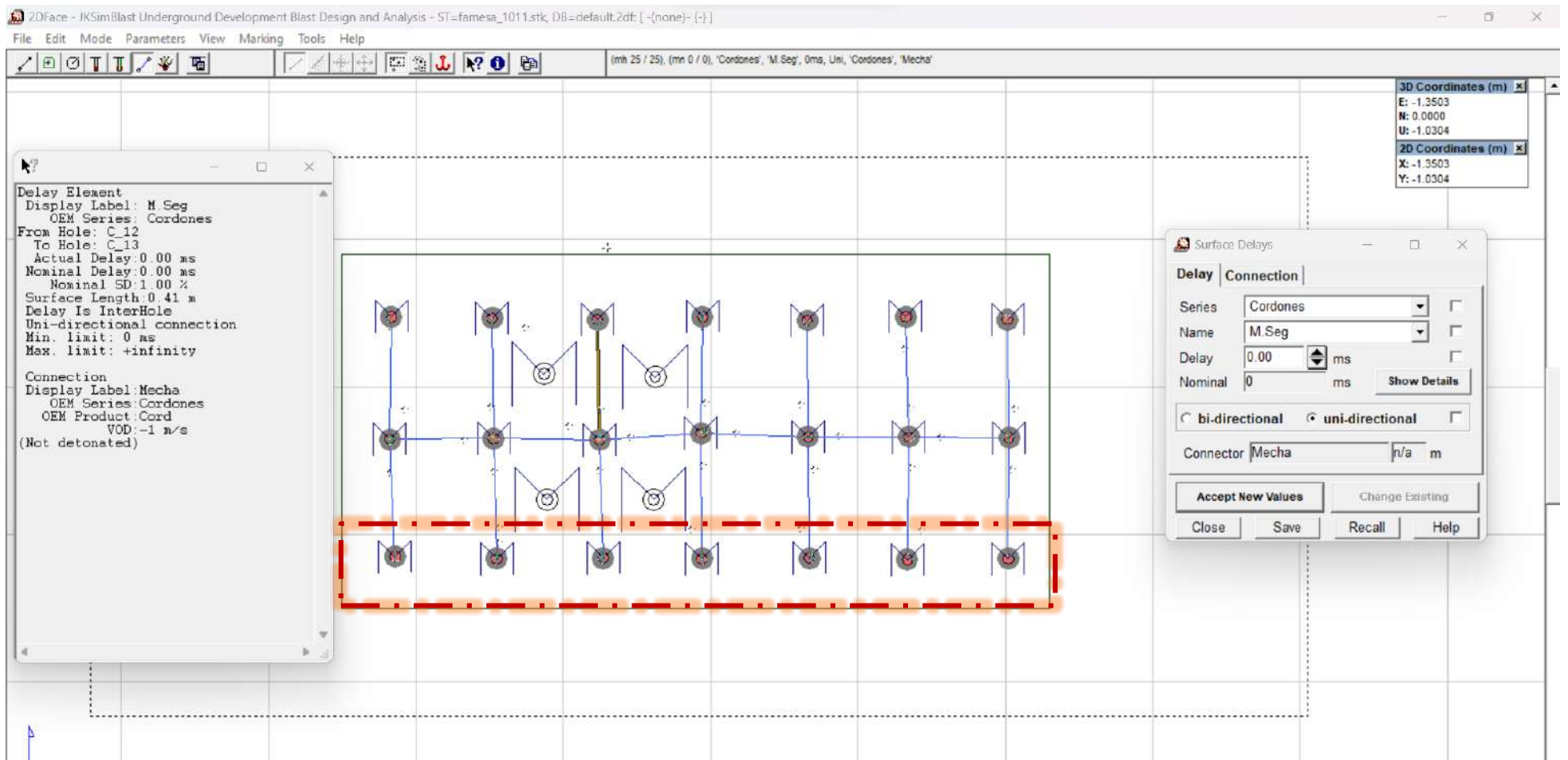
El amarre adecuado de los taladros es fundamental para asegurar la sincronización precisa de la detonación durante la voladura. Se busca evitar cualquier disparidad en la secuencia de explosión, lo que podría comprometer la eficiencia y la seguridad del proceso en su conjunto. La elección de la disposición y los materiales de amarre se basa en estándares reconocidos y buenas prácticas de la industria minera, con un enfoque en la maximización de la coherencia y la fiabilidad.

En resumen, el amarre propuesto de los taladros constituye una fase crítica en el proceso de voladura, donde la atención a los detalles y la adherencia a los estándares de seguridad son imperativos. La representación visual proporcionada sirve como recurso valioso tanto para la

ejecución práctica como para la comprensión conceptual de esta etapa, contribuyendo así al logro de una voladura eficaz y segura en el entorno minero.

El amarre se puede observar en la siguiente figura 32:

Figura 32: Amarre Propuesto De Los Taladros



Fuente: JKSimblast

4.3.6 Simulación de la voladura propuesta

En el presente capítulo, se llevará a cabo una exhaustiva simulación de la voladura correspondiente al diseño convencional de la malla de perforación previamente propuesto. Este análisis, fundamental para evaluar la eficiencia y la seguridad del proceso de voladura, se realiza mediante el empleo de herramientas avanzadas de simulación, específicamente utilizando el software JkSimblast. Esta plataforma, desarrollada por el Centro de Investigación Minero Australiano Julius Kruttschnitt (JKMRC), ha sido seleccionada por su reconocida eficacia en la evaluación y gestión de tronaduras.

La simulación constituye un paso esencial en la validación y optimización del diseño propuesto, permitiendo anticipar posibles escenarios y evaluar la eficacia de la voladura en términos de fragmentación de la roca y distribución de los materiales resultantes. La figura que acompaña a este capítulo proporciona una representación visual del proceso simulado, destacando los puntos clave y las variables consideradas en el análisis.

Este análisis se basa en la configuración específica de la malla de perforación propuesta, considerando el burden de 35 centímetros y el espaciamiento de 40 centímetros obtenidos del análisis previo. La simulación permitirá evaluar la distribución de la carga explosiva, la secuencia de detonación y la fragmentación resultante, brindando información crucial para la toma de decisiones en el diseño final de la voladura.

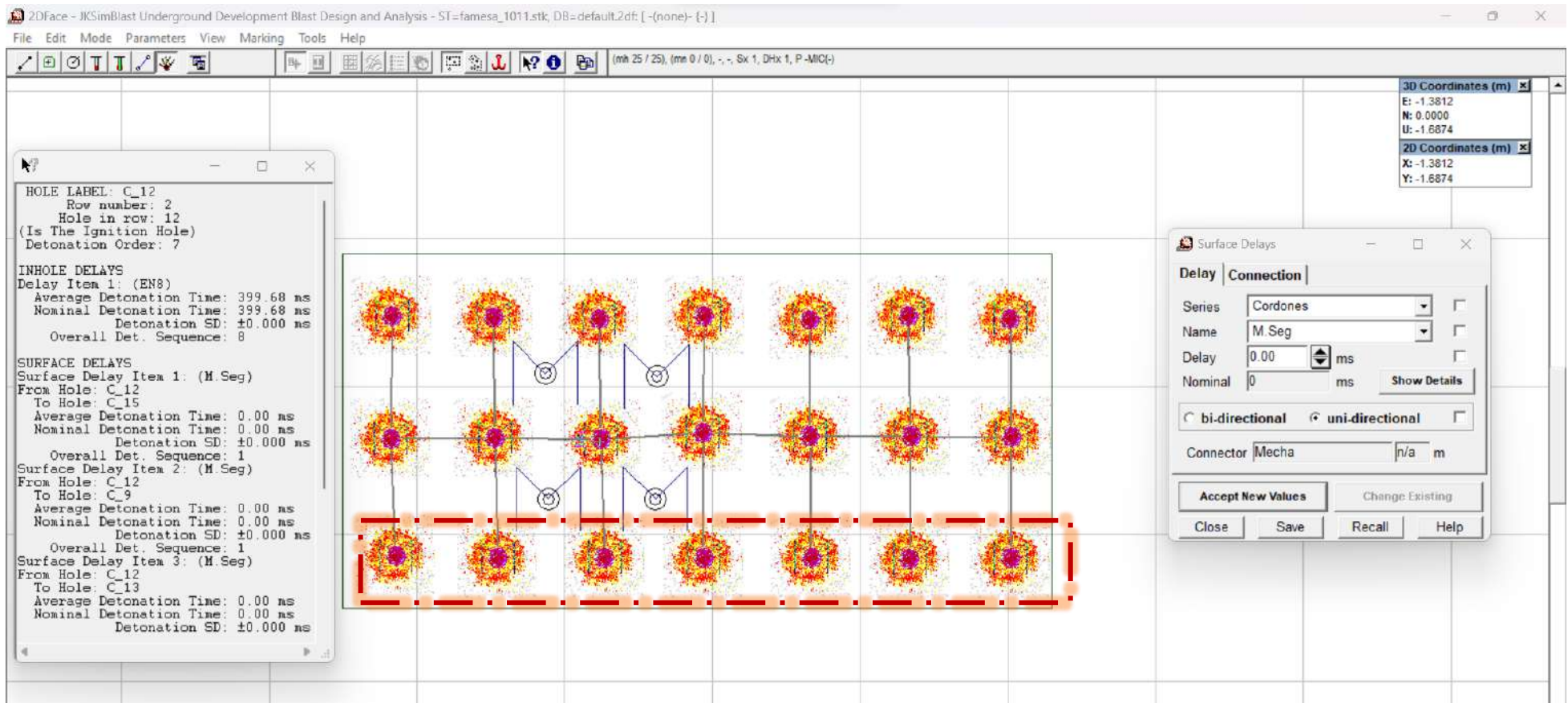
El software JkSimblast facilita la representación detallada de la secuencia de la voladura, desde la detonación inicial hasta la distribución de los fragmentos resultantes. Esto permite evaluar de manera precisa el rendimiento esperado del diseño propuesto, identificando posibles áreas de mejora o ajuste. Además, la simulación contribuye a la comprensión de los efectos secundarios,

como la generación de vibraciones o la proyección de material, aspectos críticos en términos de seguridad operativa y ambiental.

Este capítulo se presenta como un componente esencial para la toma de decisiones informadas en el diseño final de la voladura, ofreciendo una visión detallada y predictiva del proceso. La combinación de la experiencia práctica y la potencia analítica del software especializado proporciona un enfoque integral para el diseño y la optimización de la voladura en el contexto minero, contribuyendo así a la eficiencia operativa y la seguridad en la explotación de recursos minerales.

Se procede con la simulación de voladura para el diseño convencional de la malla de perforación, como se puede observar en la siguiente figura 33.

Figura 33: Simulación De La Voladura Propuesta



Fuente: JKSIMBLAST

4.3.7 Simulación de la voladura propuesta según la distribución de energía

En el marco de este capítulo, se emprenderá un detallado análisis de la simulación de la voladura propuesta, centrándose específicamente en la distribución de energía del explosivo en función de los taladros cargados y los parámetros característicos de la roca. Este análisis se revela como un componente esencial para comprender y optimizar la eficiencia de la voladura, considerando la naturaleza específica de la roca en estudio, identificada como granodiorita y caracterizada por una densidad de 3 g/cm³.

La simulación, realizada mediante el software JkSimblast, proporcionará una visión detallada de la manera en que la energía del explosivo se distribuye entre los taladros previamente cargados. La figura adjunta a este capítulo presenta visualmente los resultados obtenidos, destacando las variaciones en la distribución energética a lo largo de la malla de perforación.

Este análisis tiene por objetivo principal evaluar la eficacia de la distribución de energía en términos de fragmentación de la roca y producción de material resultante. La granodiorita, al ser una roca de características específicas, demanda una consideración detallada de cómo la energía liberada por la voladura interactúa con su estructura y propiedades mecánicas.

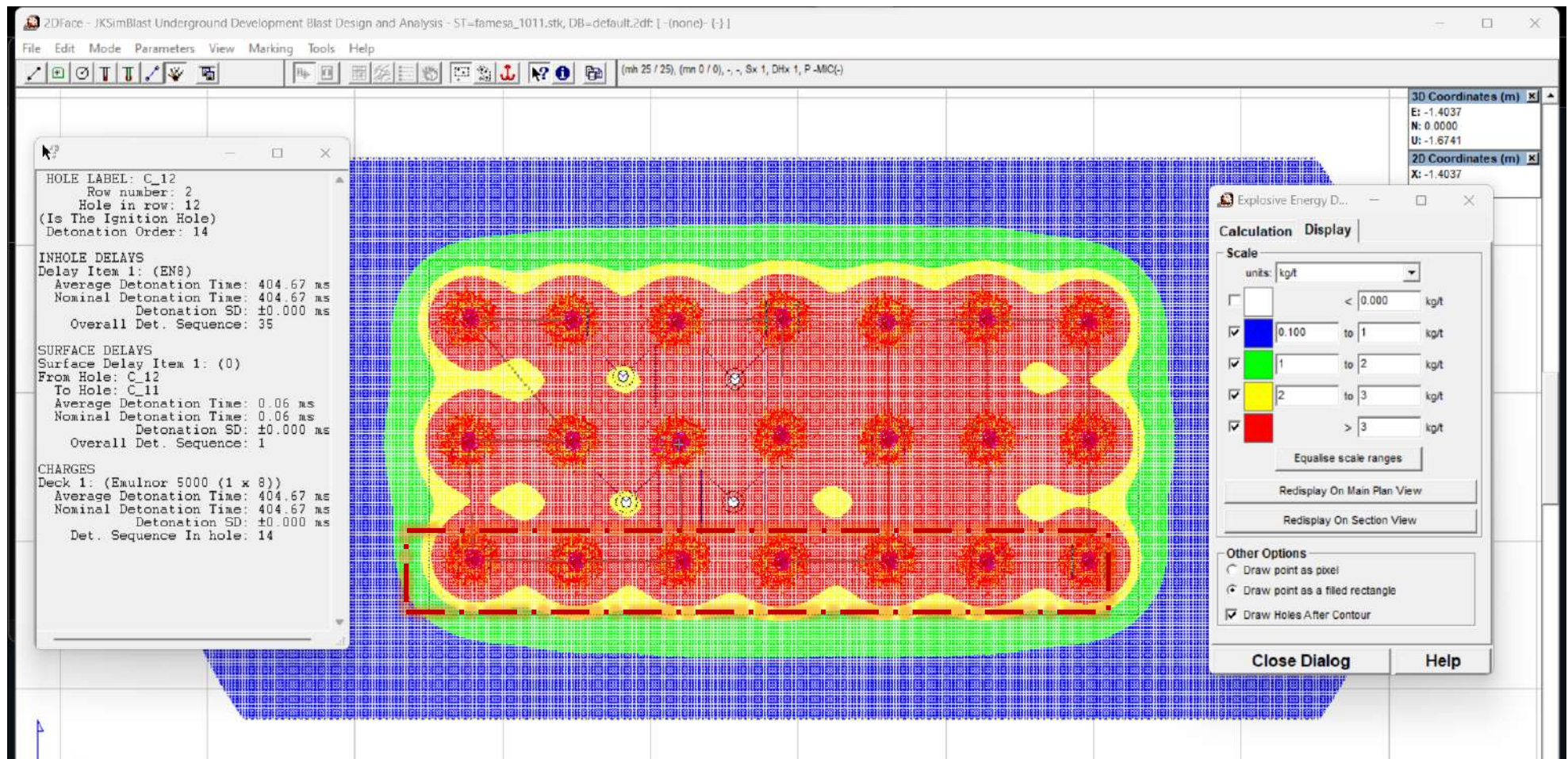
Los parámetros específicos de la roca, como su densidad, desempeñan un papel crucial en la manera en que la energía del explosivo se transfiere y se disipa en el proceso de voladura. La simulación permite explorar estas interacciones de manera virtual, ofreciendo información valiosa para ajustar y optimizar la distribución de la carga explosiva en los taladros.

Este capítulo, por tanto, constituye un paso significativo en la evaluación y mejora del diseño de la voladura propuesta. Al centrarse en la distribución de energía, se busca no solo maximizar la eficiencia en la fragmentación de la roca, sino también minimizar posibles efectos

secundarios no deseados. La información derivada de esta simulación se integra con los resultados anteriores para proporcionar una visión holística y fundamentada en datos del proceso de voladura propuesto para la explotación de la unidad minera en cuestión.

Teniendo de este modo el análisis de la distribución energética del explosivo según los taladros cargados y los parámetros de la roca, considerando que tenemos una roca de granodiorita con una densidad de 3 g/cm³, en la siguiente figura se puede observar los resultados de la simulación.

Figura 34: Simulación De La Voladura Propuesta Según La Distribución De Energía



Fuente: JKSIMBLAST

4.3.8 Simulación de vibraciones de la voladura propuesta

Este capítulo marca un hito significativo al adentrarse en la simulación de vibraciones asociadas a la voladura convencional, cuya evaluación se vincula directamente con los resultados obtenidos en la distribución energética de la malla propuesta. El análisis previo reveló una reducción considerable en el exceso energético en comparación con la configuración convencional, indicando una mejora significativa en el control de la energía liberada durante la voladura.

La disminución del exceso energético emerge como un factor crucial para el resguardo de las rocas encajonantes, destacando un mayor respeto por la sección prediseñada para la malla. Este cambio en la distribución de energía, como se evidencia en los resultados previos, implica un cuidado más preciso de la roca circundante y una reducción sustancial en la sobre rotura, elementos clave para mitigar la dilución que previamente afectaba al diseño convencional.

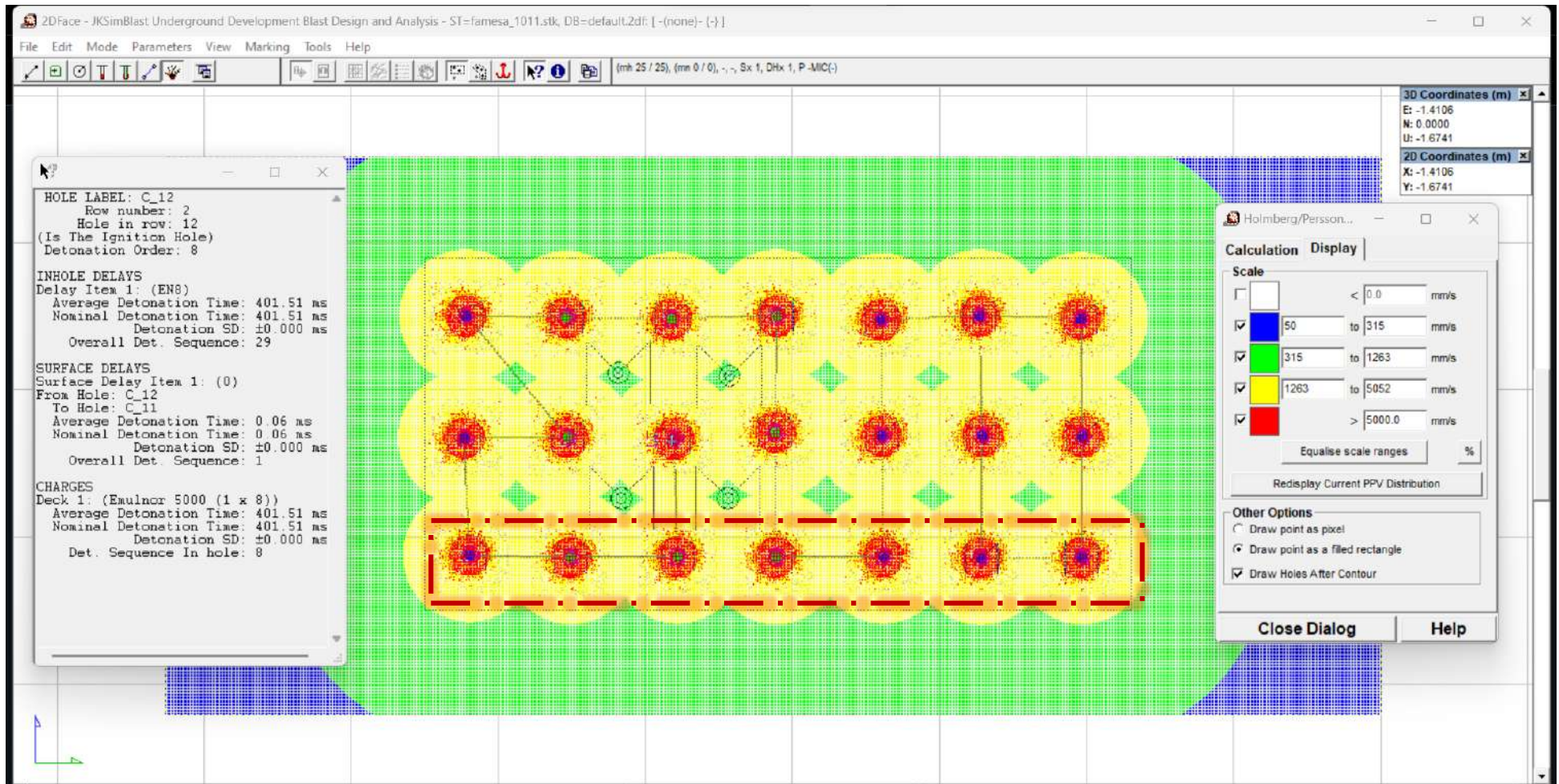
La simulación de vibraciones, en este contexto, se presenta como un componente esencial para cerrar el ciclo de evaluación. Al observar los resultados de la simulación, se busca identificar y comprender cómo la mejora en la distribución de energía influye directamente en las vibraciones generadas durante la voladura. Este análisis detallado permite evaluar no solo la eficiencia en términos de fragmentación de roca, sino también el impacto ambiental, particularmente en lo que respecta a las vibraciones generadas en el proceso.

La consideración de estos resultados no solo valida la efectividad del nuevo diseño propuesto en términos de fragmentación de la roca, sino que también destaca sus beneficios adicionales en la reducción de impactos ambientales negativos, como las vibraciones que podrían afectar estructuras circundantes o el entorno natural.

Este capítulo, por tanto, representa un paso crucial en la evaluación holística del diseño de voladura propuesto, integrando la mejora en la distribución de energía con las consecuencias directas sobre las vibraciones generadas. La información derivada de esta simulación se traduce en una comprensión más completa y matizada de los impactos de la voladura, contribuyendo así a la toma de decisiones informadas y sostenibles en el ámbito minero.

Para poder concluir con el análisis de vibraciones considerar los resultados de la distribución energética de la malla propuesta, que en el cual se ve una gran disminución en el exceso energético que se presentaba en la configuración convencional, teniendo así mayor cuidado en las rocas encajonantes y por ende se respeta más la sección diseñada para la malla, para la simulación de vibraciones se puede observar los resultados del buen diseño y distribución de los taladros reflejándose así en el mejor cuidado de la roca y disminuyendo la sobre rotura y con ello disminuyendo la dilución que se tenía en el diseño convencional, como se puede observar en la siguiente figura 35:

Figura 35: Simulación De Vibraciones De La Voladura Propuesta



Fuente: JKSIMBLAST

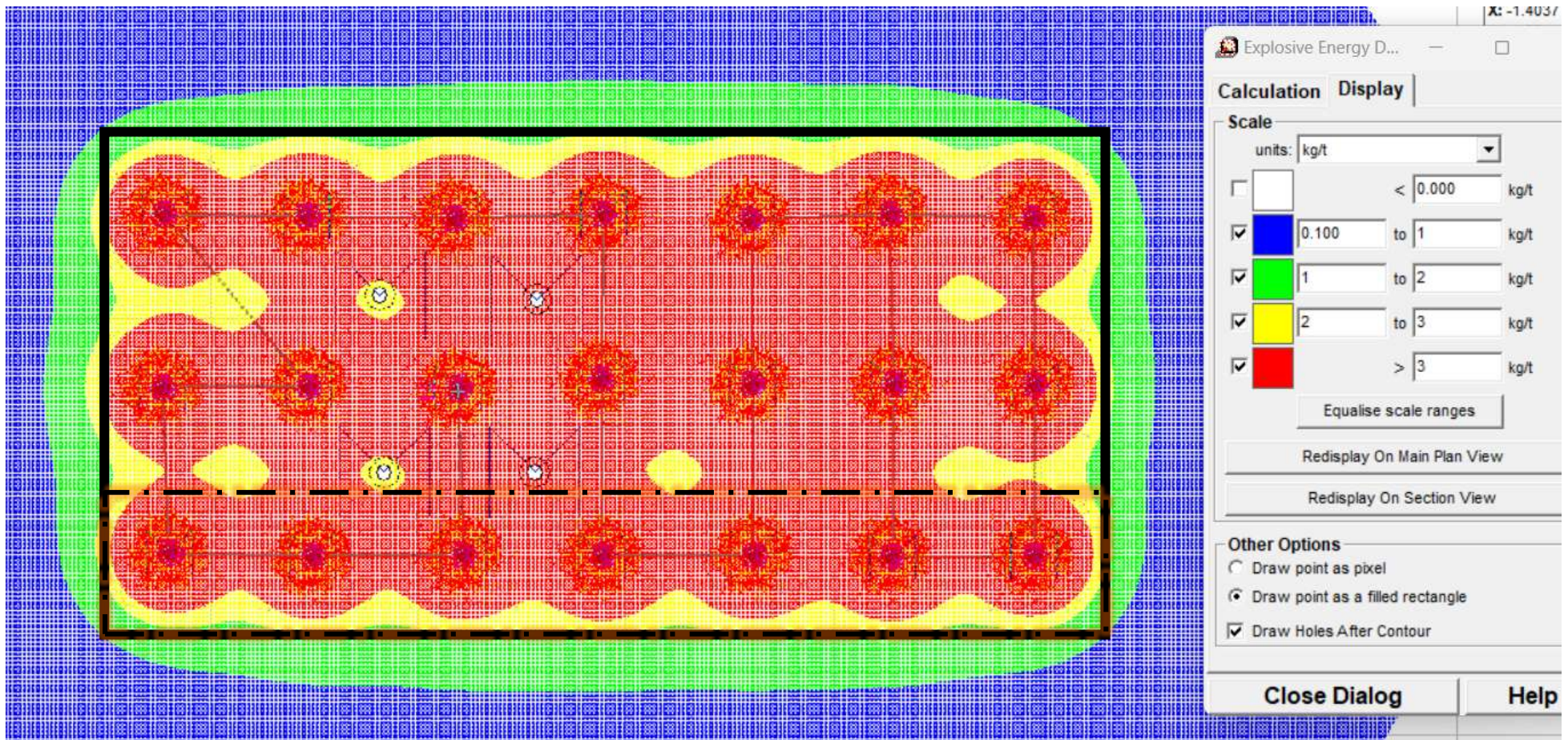
4.4 Diseño de la voladura óptima

Para determinar el nivel de optimización que se presentó con el diseño propuesto tenemos las comparativas de los resultados de la distribución energética y la de vibraciones.

4.4.1 Resultados de la distribución energética

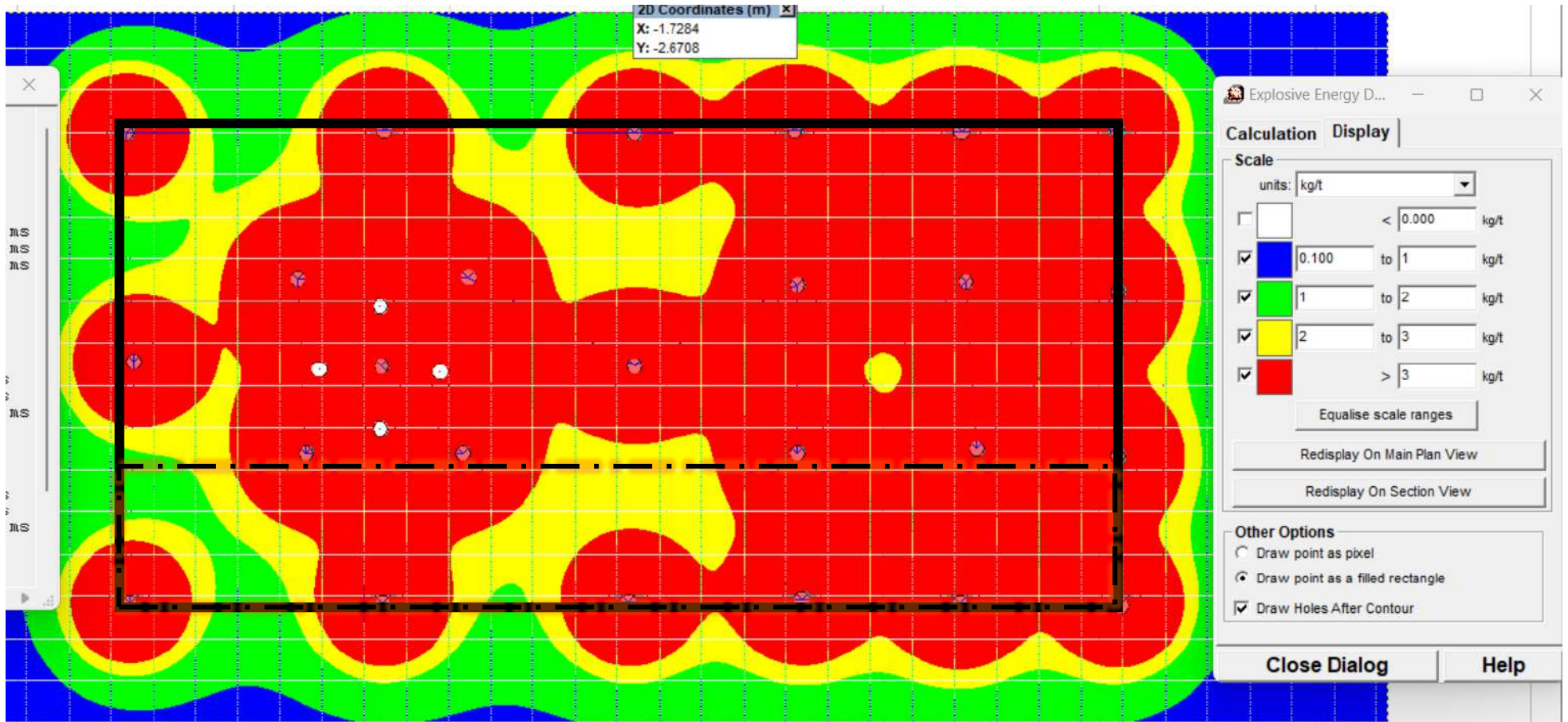
De los resultados de la distribución de energía en las siguientes figuras se puede observar que en el diseño actual se aprovecha toda la energía de proveniente de los explosivos a comparación del diseño convencional que se tiene un exceso energético provocando así un incremento en la sobre rotura y por ende más dilución.

Figura 36: Limitación De La Malla Y El Resultado Energético De La Distribución Propuesta



Fuente: JKSimblast

Figura 37: Limitación De La Malla Y El Resultado Energético De La Distribución Convencional



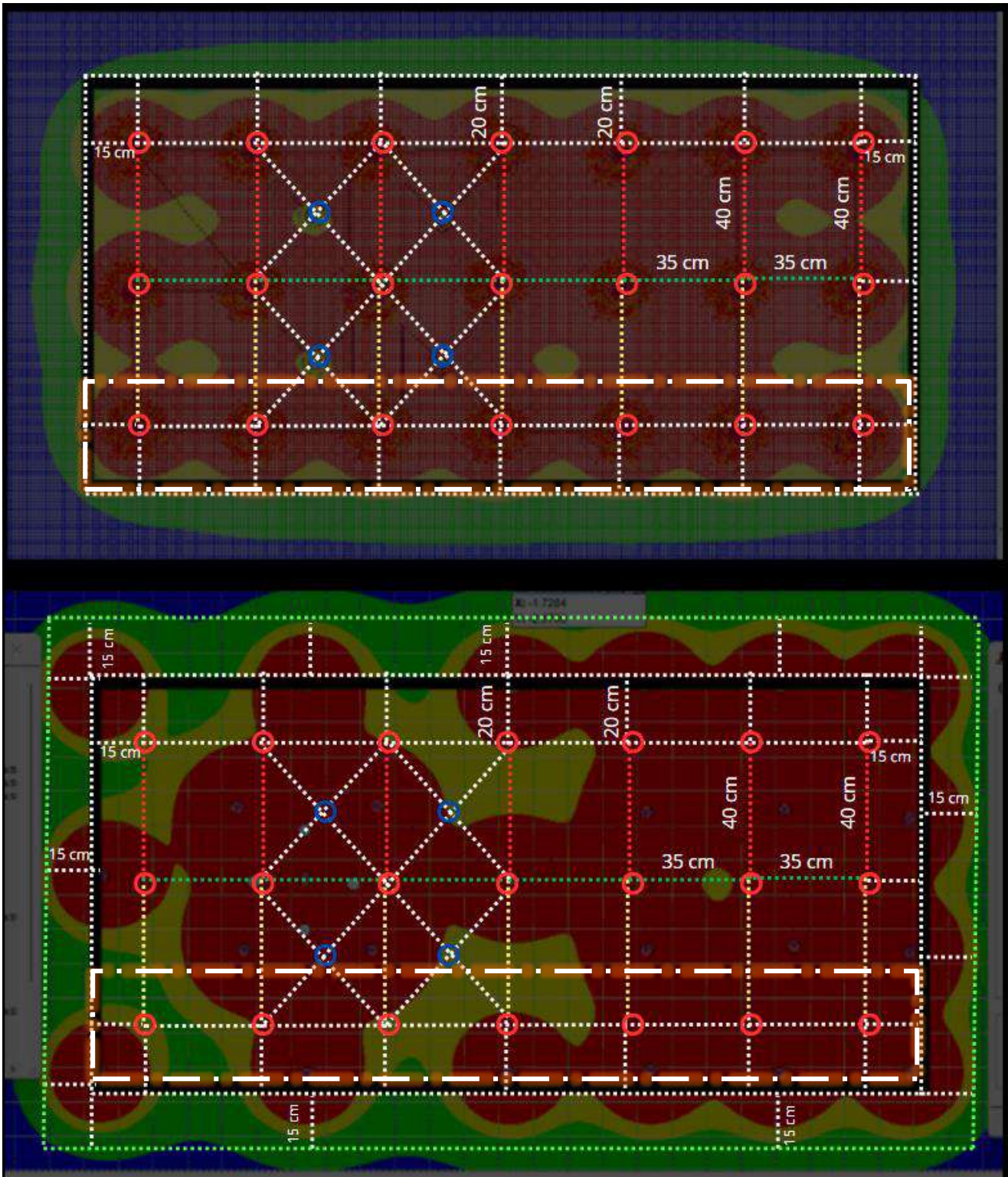
Fuente: JKSimblast

Para concluir en una cantidad exacta de la optimización de la dilución, se tiene la siguiente figura donde se puede observar la distribución energética y las dimensiones del diseño.

En la comparativa de dimensiones tenemos que se puede observar una sobre rotura de 15 centímetros por cada extremo del diseño original, concluyendo en un incremento de 30 centímetros en las dimensiones propuestas por el diseño estándar de la malla, el diseño propuesto es de un ancho de 1.2 metros de ancho y 2.4 metros de largo, en el diseño convencional a consecuencia de la sobre rotura se tiene un ancho de 1.5 metros de ancho y 2.7 metros de largo.

En cuestión de tonelaje tenemos que el diseño estándar por disparo se tiene un total de 10.37 toneladas, pero el diseño convencional y la sobre rotura nos dan un total de 14.58 toneladas por disparo; esto nos da un incremento del 40 % en el tonelaje lo que ahora con la propuesta de diseño permitiría una disminución de la dilución del 40%, lo que permitiría un incremento en la productividad de la unidad minera, en la siguiente figura se puede observar el detalle de las dimensiones.

Figura 38: Contraste De Dimensiones En Los Resultados De Distribución Energética



Fuente: JKSimblast

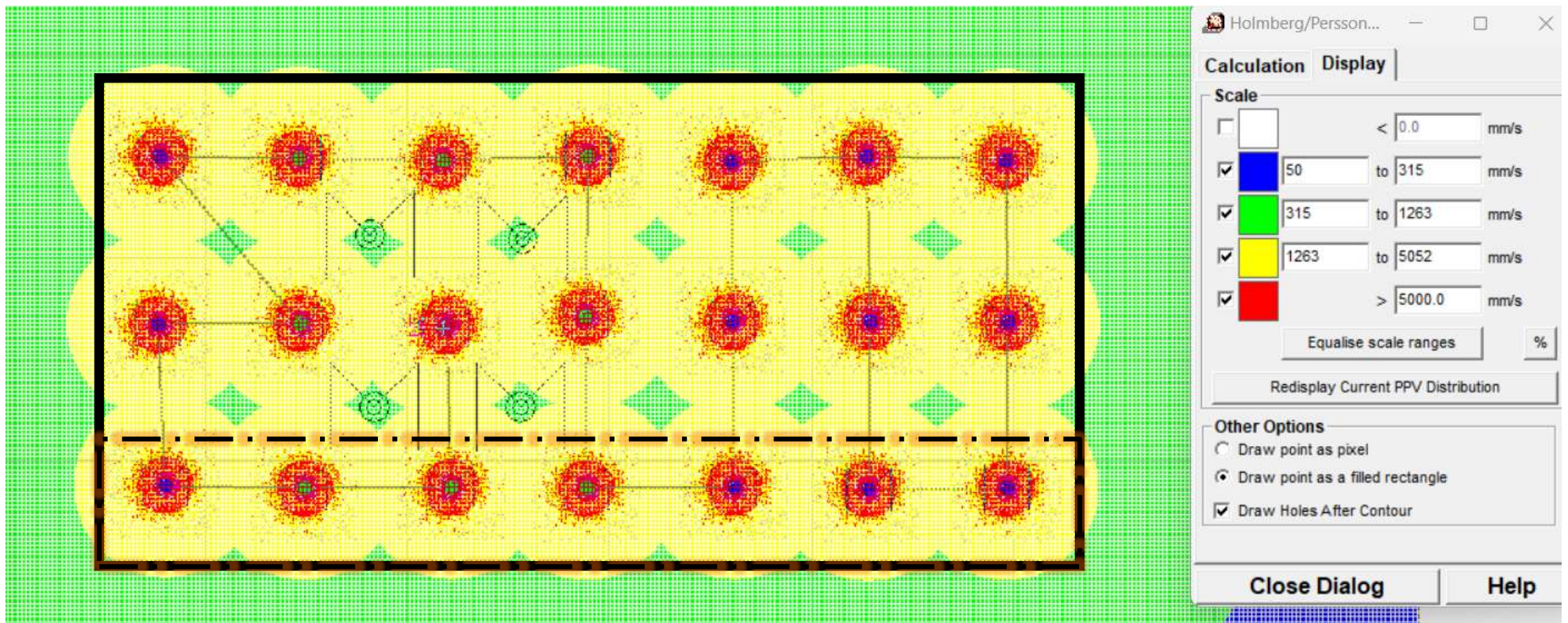
4.4.2 Resultados de la distribución de vibraciones

De los resultados de la distribución de vibraciones en las siguientes figuras se puede observar que en el diseño actual se aprovecha todas las vibraciones provenientes de los explosivos a comparación del diseño convencional que se tiene un exceso de vibraciones provocando así un incremento en la sobre rotura y por ende más dilución.

Tener en cuenta que se puede observar de lo siguientes gráficos 37 y 38 que todo lo de verde hace referencia a la aparición de grietas, lo de amarillo que se tiene daño notorio y lo de rojo que se tiene sobre quiebre.

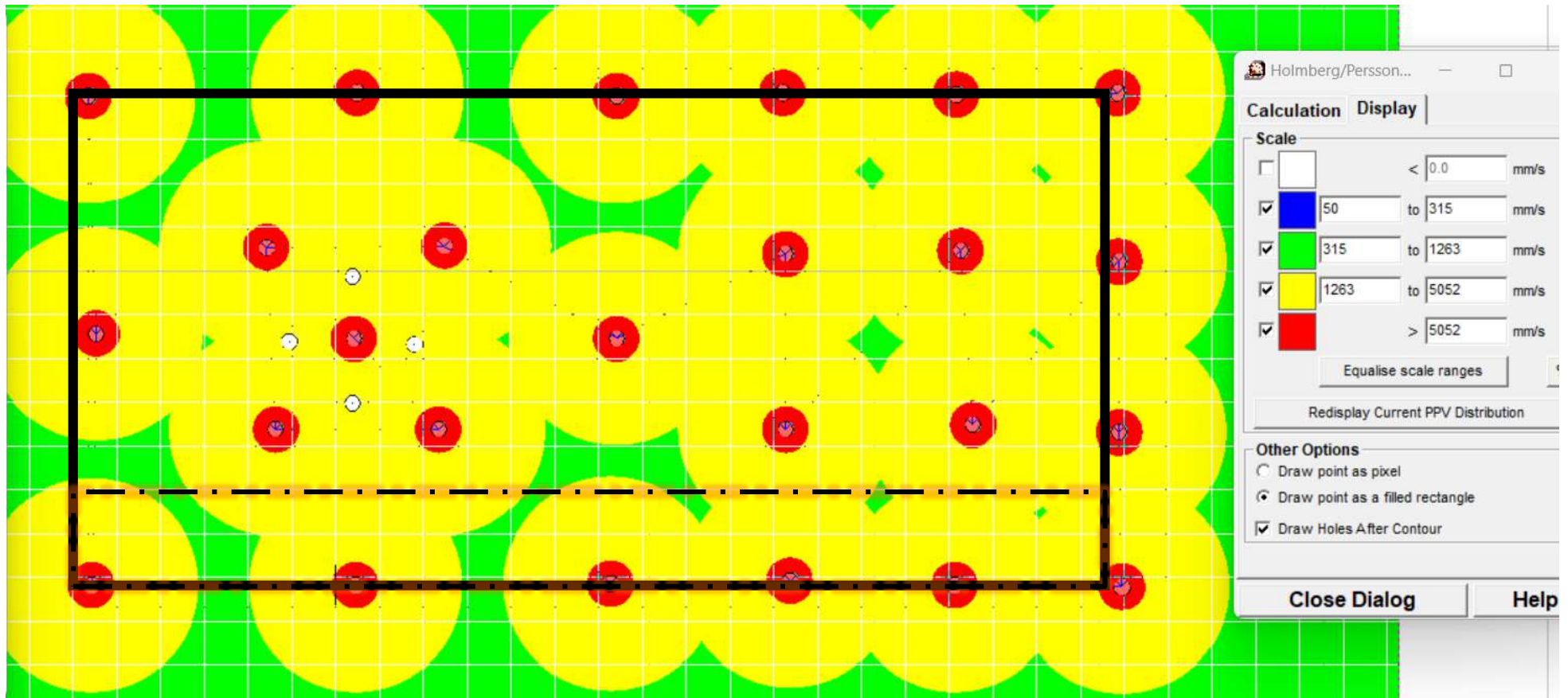
Notándose que en el diseño de la propuesta todo el daño notorio se realiza dentro de los límites de las dimensiones de diseño del tajo, pero en el diseño convencional el daño notorio excede los límites de las dimensiones del diseño del tajo.

Figura 39: Limitación De La Malla Y El Resultado De Vibraciones De La Distribución Propuesta



Fuente: JKSimblast

Figura 40: Limitación De La Malla Y El Resultado De Vibraciones De La Distribución Convencional

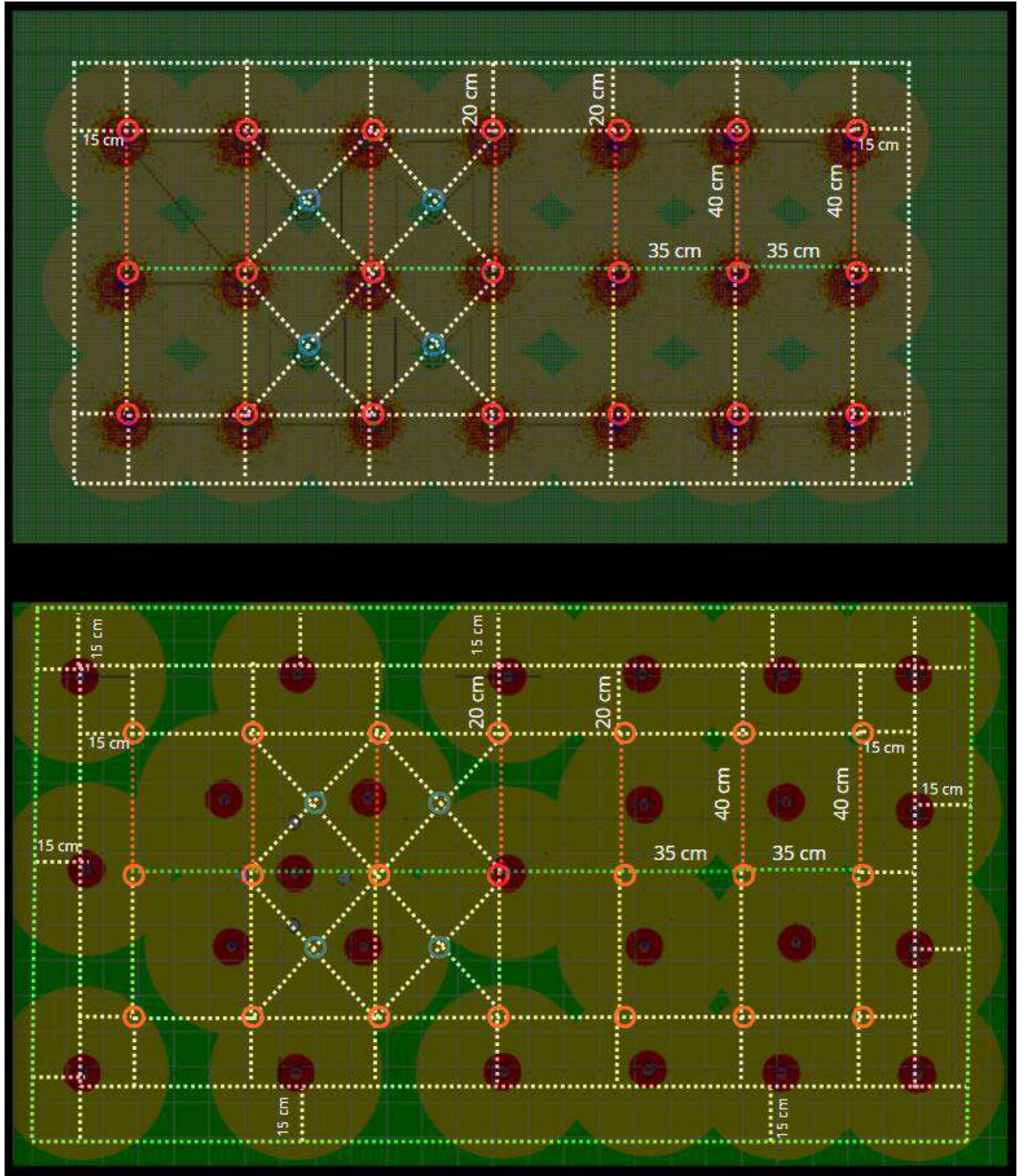


Fuente: JKSimblast

En la siguiente figura 39 se puede observar el incremento de la sobre rotura en el diseño convencional, pero con las visualizaciones de la distribución de vibraciones, de este modo validando la optimización de la dilución con el diseño propuesto.

He de considerar que la optimización no solo se limita al hecho de la disminución en la dilución, si no, también en el número de taladros ya que en diseño convencional necesita de 29 taladros y el diseño propuesto de 25 taladros, teniendo un ahorro en tiempo y dinero por los 4 taladros por disparo que se ahorra, considerando que son 16 disparos para terminar el tajo en estudio, tenemos un ahorro de 64 taladros.

Figura 41: Contraste De Dimensiones En Los Resultados De Distribución De Vibraciones



Fuente: JKSimblast

4.5 Análisis de los parámetros de comparativos entre convencional y propuesto.

En la siguiente tabla 14 se muestra la diferencia de la malla de perforación convencional y la propuesta, donde tenemos que el burden disminuye en 3 centímetros y el espaciamiento se incrementa 7 centímetros donde la cantidad de taladros se disminuye en 4 por disparo, se mantiene la longitud de los taladros y la sección se relaciona a la real, teniendo una disminución de la sección en 1.17 m² y también en la reducción de metros cúbicos en 1.4 m³ y en reducción de toneladas métricas de 4.2 por disparo.

Tabla 14: Análisis Comparativo De Las Mallas De Perforación (tm/disparo)

Descripción	Convencional	Propuesta	Diferencia
Burden (cm)	38	35	-3.0
Espaciamiento (cm)	33	40	7.0
Taladros perforados por Disparo	29	25	-4.0
Taladros cargados por Disparo	25	21	-4.0
Longitud de Perforación (m)	1.2	1.2	0.0
Ancho de Malla (m)	1.5	1.2	-0.3
Largo de Malla (m)	2.7	2.4	-0.3
Sección (m ²)	4.05	2.88	-1.2
Metros Cúbicos (m ³)	4.86	3.46	-1.4
Toneladas Métricas (tm)	14.58	10.37	-4.2

Fuente: Elaboración Propia

4.6 Reducción de costos en operaciones de perforación y voladura

4.6.1 Cálculo de costos de perforación

El proceso de perforación en operaciones mineras requiere una evaluación minuciosa de los costos asociados. En esta sección, se abordará el cálculo de los costos de perforación, comenzando con el tiempo del ciclo de perforación.

En relación a los cálculos específicos para el propuesto y convencional mencionar que en ambos casos la perforación es igual y en relación a los cálculos de costos solo varía en el número de taladros perforados.

4.6.1.1 Cálculo de tiempo del ciclo de perforación

Para entender los costos, es esencial determinar los tiempos involucrados en el ciclo de perforación. La siguiente tabla 15 presenta detalladamente los tiempos observados en diversas etapas, desde el empate hasta la retracción del barreno. Se observa que el tiempo total de perforación por taladro es de 4.32 minutos.

Tabla 15: Control De Tiempo De Perforación

Proceso	Tiempo (min)
Empate	0.12
Perforación	3.5
Retracción de barreno	0.25
Cambio / Reposición	0.25
Demoras	0.2
TOTAL	4.32

Fuente: Elaboración Propia

Esta tabla proporciona un análisis detallado del tiempo dedicado a cada fase del ciclo de perforación. Cada componente, desde el empate hasta el cambio de lugar, se ha medido con precisión para comprender el tiempo total invertido por taladro.

4.6.1.2 Cálculo de tiempo total de perforación

La suma total de los tiempos operacionales y muertos da como resultado un promedio de 45 minutos por taladro. Este tiempo total de perforación, que incluye actividades como el picchado de coca y revisiones técnicas, se traduce en 2.8 horas para el diseño convencional y 2.5 horas para el diseño propuesto, como se ven en las siguientes formulas:

$$T_{\text{perforación}} = \frac{T_{\text{ciclo}}}{\text{tal}} \times N^{\circ}\text{Tal} + \text{Tiempo Muerto}$$

$$T_{\text{perforación Convencional}} = \frac{4.2 \text{ min}}{\text{tal}} \times 29 + 45$$

$$T_{\text{perforación Convencional}} = 2.8 \text{ horas}$$

$$T_{\text{perforación Propuesto}} = \frac{4.2 \text{ min}}{\text{tal}} \times 25 + 45$$

$$T_{\text{perforación Propuesto}} = 2.5 \text{ horas}$$

4.6.1.3 Costo de perforación

El costo de perforación se desglosa en diversas categorías, como mano de obra, máquina perforadora, barrenos y brocas, accesorios, aire comprimido e implementos de seguridad. Se calcula el costo total, considerando la cantidad de taladros perforados y la duración de las operaciones, en la siguiente tabla 21 se puede observar el resumen de los costos de perforación.

Tabla 16: Costos de mano de obra

Mano de obra	Cantidad	\$ por guardia	Coeficiente de malla y medida		\$ por disparo	
			Convencional	Propuesta	Convencional	Propuesta
Ingeniero Supervisor	1	26.5	1.5	1.6	17.67	16.56
Capataz	1	26.5	1.5	1.6	17.67	16.56
Perforista	1	25.5	1.5	1.6	17.00	15.94
Ayudante	1	20.5	1.5	1.6	13.67	12.81
Bodeguero	1	20.5	1.5	1.6	13.67	12.81
Sub total					62.00	58.13
Leyes sociales	60%				37.20	34.88
Total					161.20	167.69

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 17: Costos de máquina Perforadora

Equipo	Costo (\$)	Vida útil (pies perforados)	\$/pies	Pies perforados por disparo		\$ por disparo	
				Convencional	Propuesta	Convencional	Propuesta
Perforadora	5120	120000	0.0427	114.17	98.43	4.87	4.20

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 18: Costo de barrenos y brocas

Accesorios	Cant.	\$/unidad	Vida útil (pies)	\$/pies	Pies perforados por disparo		\$ por disparo	
					Convencional	Propuesta	Convencional	Propuesta
Barreno	1	105	1000	0.105	114.17	98.43	11.99	10.34
Barra	1	90	1200	0.075	114.17	98.43	8.56	7.38
Broca de 36mm	1	40	425	0.0941	114.17	98.43	10.75	9.26
TOTAL							31.30	26.98

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 19: Costos de mangueras y accesorios

Mangueras y Accesorios	Cant.	\$/unidad	Vida útil (pp)	\$/pies	Pies perforados por disparo		\$ por disparo	
					Convencional	Propuesta	Convencional	Propuesta
Manguera de 1/2 pulg (m)	40	1.5	110	0.05	114.17	98.43	5.71	4.92
Manguera de 1 pulg (m)	40	2.8	110	0.1	114.17	98.43	11.42	9.84
Aceite de perforación (gal)	0.25	12.5	1				3.12	3.12
TOTAL							20.25	17.88

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 20: Aire comprimido

Equipo	\$/ hr. Perf.	Tiempo de perforación por disparo (horas)		\$ por disparo	
		Convencional	Propuesta	Convencional	Propuesta
Aire comprimido	10	2.838	2.55	28.38	25.50

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 21: Costos de Perforación

Descripción de Costos	\$ por disparo	
	Convencional	Propuesta
Mano de obra	161.20	167.69
Máquina de perforación	4.87	4.20
Barreno y broca	31.30	26.98
Accesorio y lubricante	20.25	17.88
Aire comprimido	28.38	25.50
Implementos de seguridad	10	10
TOTAL	255.99	252.25

Fuente: Elaboración Propia

4.6.1.4 Cálculo de costos de perforación por tonelada métrica

La evaluación de los costos se lleva a cabo por tonelada métrica, dividiendo el costo total entre la producción por tonelada métrica. Este enfoque proporciona una visión más específica de la eficiencia en términos de costo por tonelada.

$$\text{Costo por tonelada (Convencional)} = \frac{\$ \text{ perforación}}{\text{Producción Tm}}$$

$$\text{Costo por tonelada (Convencional)} = \frac{255.99}{10.37}$$

$$\text{Costo por tonelada (Convencional)} = 24.68 \text{ \$/TM} - \text{por Disparo}$$

$$\text{Costo por tonelada (Propuesto)} = \frac{235.69}{10.37}$$

$$\text{Costo por tonelada (Propuesto)} = 22.72 \text{ \$/TM} - \text{por Disparo}$$

4.6.2 Cálculo de costos de voladura

4.6.2.1 Cálculo de explosivos por taladro

Se realiza un cambio en el tipo de explosivo, y se determina la cantidad de cartuchos necesarios. El peso total de explosivo se calcula considerando la longitud del taladro y el tamaño del cartucho, para esto tenemos como longitud de cartucho 20 centímetros con un peso de 0.139 kg por unidad.

He de mencionar que como limitantes en el proyecto se tiene el echo de no poder cambiar el tipo de explosivo, solo el tipo y diseño de la malla, para esto se considera la misma distribución de explosivos por taladros para convencional y para la propuesta.

$$N^{\circ} \text{cart} = \frac{\frac{2}{3} \times L_{tal}}{L_c}$$

$N^{\circ} \text{cart}$ = Número de cartuchos

L_{tal} = Longitud del taladro

Lc = Longitud de cartucho

$$N^{\circ} \text{cart} = \frac{\frac{2}{3} \times 1.2}{0.2}$$

$$N^{\circ} \text{cart} = 4 \text{ cartuchos/taladro}$$

Tendremos que encontrar la cantidad de explosivo por taladros para esto tenemos lo siguiente:

$$\frac{\text{KgExplosivo}}{\text{Tal}} = \text{Cantidad de cartuchos} \times \text{Peso por unidad}$$

$$\frac{\text{KgExplosivo}}{\text{Tal}} = 4 \times 0.139 \text{ kg}$$

$$\frac{\text{KgExplosivo}}{\text{Tal}} = 0.556 \text{ kg/Tal}$$

4.6.2.2 Cálculo de explosivos por malla

La cantidad total de explosivos por taladro se multiplica por el número de taladros, resultando en la cantidad total de explosivos utilizados para la malla.

Para lo siguiente necesitamos el total de explosivos por la malla o por disparo, en la siguiente formula:

Total Explosivo por Disparo (cartuchos) = N° de cartuchos × N° de taladros
cargados

$$\textit>Total Explosivo por Disparo (Convencional)} = 4 \times 25$$

$$\textit>Total Explosivo por Disparo (Convencional)} = 100 \text{ cartuchos}$$

$$\textit>Total Explosivo por Disparo (Propuesto)} = 4 \times 21$$

$$\textit>Total Explosivo por Disparo (Propuesto)} = 84 \text{ cartuchos}$$

$$\text{Total Explosivo por Disparo (kg)} = \text{kgExplosivo/Taladro} \times \text{N}^\circ \text{ de taladros}$$

$$\text{Total Explosivo por Disparo (Convencional)} = 0.556 \times 25$$

$$\text{Total Explosivo por Disparo (Convencional)} = 13.9 \text{ kg/disparo}$$

$$\text{Total Explosivo por Disparo (Propuesto)} = 0.556 \times 21$$

$$\text{Total Explosivo por Disparo (Propuesto)} = 11.676 \text{ kg/disparo}$$

4.6.2.3 Cálculo de factor de voladura

El factor de voladura, que representa la cantidad de explosivo utilizada para avanzar un metro lineal en el tajeo, se calcula cuidadosamente.

$$\text{Factor de voladura} = \frac{T_{exp}}{T_{vol}}$$

$$\text{Factor de voladura (convencional)} = \frac{13.9}{10.38}$$

$$\text{Factor de voladura (convencional)} = 1.34 \text{ kg/TM}$$

$$\text{Factor de voladura (propuesto)} = \frac{11.676}{10.38}$$

$$\text{Factor de voladura (propuesto)} = 1.12 \text{ kg/TM}$$

4.7 Cálculo de la productividad de las operaciones de voladura

Se lleva a cabo un análisis comparativo de la productividad entre la malla anterior y la optimizada. Se observa un incremento significativo en la producción. Se comparan detalladamente

los costos entre la malla anterior y la optimizada, evidenciando una reducción significativa en los costos totales por tonelada métrica al rediseñar la malla. Se realiza un análisis exhaustivo de los costos de voladura, demostrando una reducción sustancial en los costos por tonelada métrica al optimizar la malla.

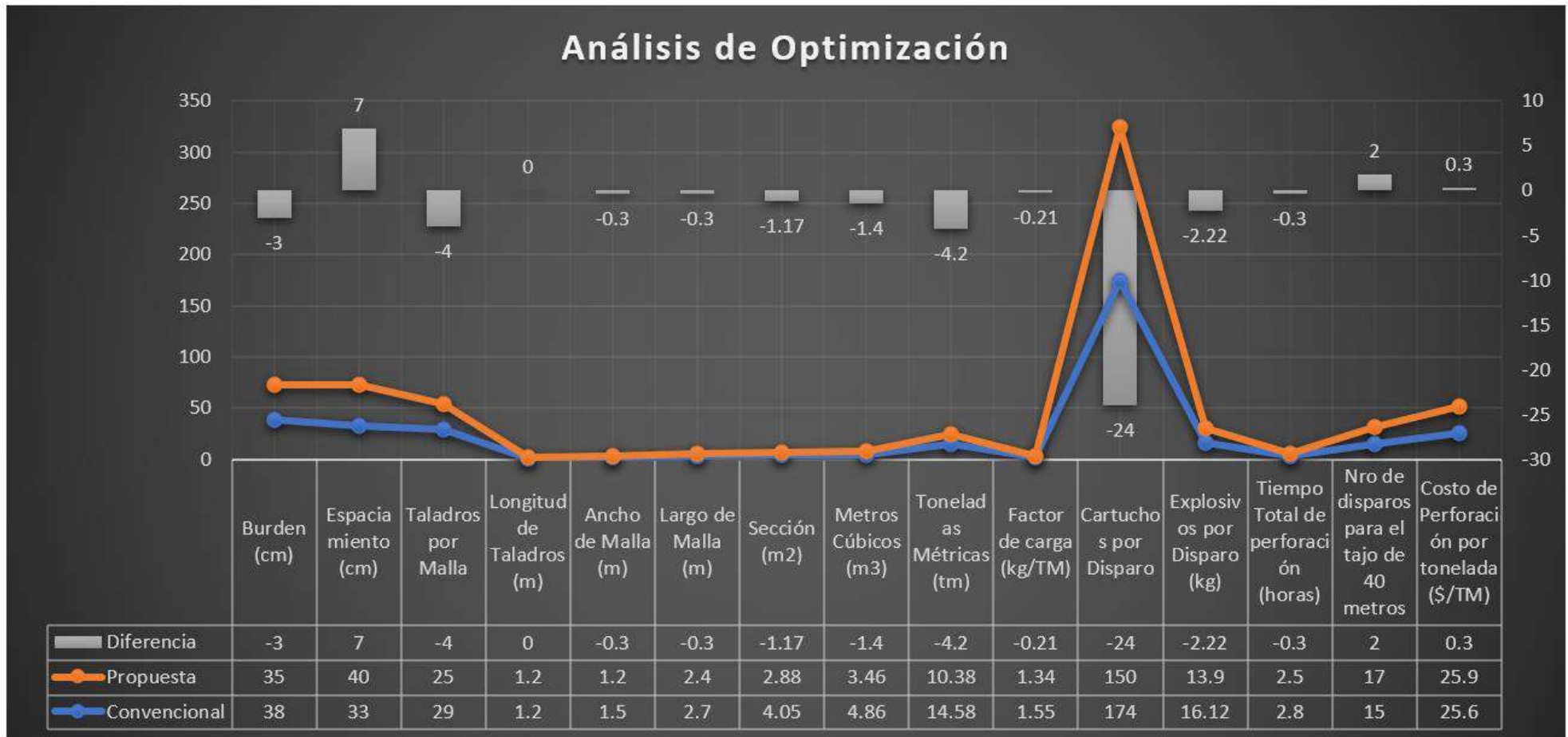
Tabla 22: Diferencias entre lo convencional y lo propuesto

Descripción	Convencional	Propuesta	Diferencia
Burden (cm)	38	35	-3.0
Espaciamiento (cm)	33	40	7.0
Taladros cargados por Disparo	25	21	-4.0
Longitud de Peroración (m)	1.2	1.2	0.0
Ancho de Malla (m)	1.5	1.2	-0.3
Largo de Malla (m)	2.7	2.4	-0.3
Sección (m2)	4.05	2.88	-1.2
Metros Cúbicos (m3)	4.86	3.46	-1.4
Toneladas Métricas (tm)	14.58	10.37	-4.2
Taladros perforados por Disparo	29	25	-4.0
Tiempo de peroración por taladro (min)	4.32	4.32	0.0
Tiempo muero por taladro (min)	45	45	0.0
Tiempo de perforación por disparo (horas)	2.84	2.55	-0.3
Factor de carga (kg/TM)	1.34	1.13	-0.2
Cartuchos por Disparo	100	84	-16.0
Explosivos por Disparo (kg)	13.9	11.676	-2.2

Fuente: Elaboración Propia

Como resultado de la tabla 22 tenemos la siguiente gráfica 8 donde se ve los resultados de manera más gráfica, notándose los puntos optimizados.

Gráfica 8: Análisis De Optimización



Fuente: Elaboración Propia

En resumen, la optimización de la malla de perforación y voladura ha resultado en mejoras sustanciales tanto en la eficiencia operativa como en la reducción de costos asociados con estas operaciones mineras. Estos cálculos detallados proporcionan una comprensión completa de los procesos y costos involucrados en estas actividades cruciales.

CAPITULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1 Análisis

Tabla 23: Comparación de costos

Descripción	Convencional	Propuesta	Diferencia
Costo por Mano de obra (\$/disparo)	161.20	167.69	6.5
Costo por Máquina de perforación (\$/disparo)	4.87	4.20	-0.7
Costo por Barreno y broca (\$/disparo)	31.30	26.98	-4.3
Costo por Accesorio y lubricante (\$/disparo)	20.25	17.88	-2.4
Costo por Aire comprimido (\$/disparo)	28.38	25.50	-2.9
Costo por Implementos de seguridad (\$/disparo)	10.00	10.00	0.0
Costo de perforación por tonelada (\$/disparo)	24.68	22.72	-2.0

Fuente: Elaboración Propia

5.2 Discusión de resultados

La discusión de los resultados es esencial para comprender la eficacia y las implicaciones del diseño de voladura propuesto en el contexto minero. Este capítulo representa un hito significativo en la evaluación integral del diseño, fusionando mejoras en la distribución de energía

con las consecuencias directas en las vibraciones generadas. Los resultados de la simulación ofrecen una visión más detallada de los impactos de la voladura, facilitando decisiones informadas y sostenibles en la minería. (Cusiatau Itusaca, 2022), difiere en que la evaluación del diseño integral no es un parámetro de mejor distribución de energía.

Al considerar la distribución de energía en la malla propuesta, se destaca una reducción significativa en el exceso energético en comparación con la configuración convencional. Este cambio se traduce en un mayor cuidado de las rocas encajonantes y, como resultado, se respeta más la sección diseñada para la malla. Los beneficios de este diseño se reflejan en la simulación de vibraciones, donde se evidencia una disminución en la sobre rotura, reduciendo así la dilución que previamente se experimentaba en el diseño convencional. (Cosme Fuster & de la Cruz Rixe, 2023) analiza la reducción del exceso energético con el software Jk Simblast, en la cual se evidencia la disminución de sobrerotura con resultados favorables a la reducción de dilución.

Al analizar las figuras que representan la distribución de energía, se observa que el diseño actual optimiza el aprovechamiento de la energía explosiva, a diferencia del diseño convencional, que presenta un exceso energético, generando más sobre rotura y, consecuentemente, más dilución. (Bedón Cerda, 2019) asigna de igual manera una distribución de energía más adecuada en comparación de un diseño convencional.

Para cuantificar la optimización de la dilución, se examina una figura que muestra la distribución energética y las dimensiones del diseño. La comparativa dimensional revela una sobre rotura de 15 centímetros en cada extremo del diseño original, resultando en un incremento total de 30 centímetros en las dimensiones propuestas por el diseño estándar de la malla. Mientras que el diseño convencional, debido a la sobre rotura, exhibe un ancho y largo mayores. En términos de tonelaje, el diseño propuesto permite una reducción del 40% en la dilución en comparación con el

diseño convencional, lo que podría traducirse en un aumento de la productividad de la unidad minera.

Al explorar los resultados de las vibraciones, se aprecia que el diseño actual aprovecha eficientemente todas las vibraciones de los explosivos, a diferencia del diseño convencional, que genera un exceso de vibraciones, contribuyendo a una mayor sobre rotura y dilución.

Es esencial señalar que la optimización no solo se limita a la reducción de la dilución, sino que también abarca la eficiencia en el número de taladros. El diseño propuesto requiere 25 taladros en comparación con los 29 necesarios en el diseño convencional, representando un ahorro significativo en tiempo y costos. Este ahorro se traduce en 64 taladros menos para completar el tajo en estudio, demostrando la eficacia económica y operativa del diseño propuesto. (Lopez Ricapa, 2021) demuestra de igual forma la eficacia económica del nuevo diseño no convencional de la malla, al presentarse menor cantidad de taladros.

Los resultados obtenidos respaldan la efectividad del diseño de voladura propuesto, destacando mejoras sustanciales en términos de distribución de energía, reducción de dilución, optimización del número de taladros y mitigación de vibraciones. Estos hallazgos respaldan la adopción de este enfoque en operaciones mineras, contribuyendo a prácticas más eficientes y sostenibles.

CONCLUSIONES

- 1) La mina Cerrito Pecoy en Arequipa se enfrenta a desafíos significativos relacionados con la perforación y voladura en la veta San Martín Tajo 140 Nv 400, lo que impacta la eficiencia y sostenibilidad de la operación minera. Este estudio, respaldado por investigaciones detalladas y simulaciones meticulosas, se ha dedicado a abordar los desafíos inherentes a estas prácticas, buscando proporcionar soluciones que optimicen tanto la perforación como la voladura en este contexto minero específico.
- 2) La simulación de la distribución de energía en la malla propuesta ha arrojado resultados notables al revelar una reducción sustancial en el exceso de energía en comparación con el diseño convencional. Esta optimización garantiza un mayor cuidado de las rocas encajonantes, con una disminución del 40% en la dilución y una reducción de 15 centímetros en la sobre rotura.
- 3) La transición propuesta de explosivos tiene un impacto positivo en la distribución de energía, disminuyendo la sobre rotura y dilución. Esta modificación optimizada aprovecha

eficientemente la energía de los explosivos, reduciendo los problemas asociados con el diseño convencional y mejorando la sostenibilidad.

- 4) El diseño mejorado, con un ancho de 1.2 metros y 2.4 metros de largo, exhibe una reducción significativa del 40% en el tonelaje por disparo, traduciéndose en una disminución de la dilución. Además, la optimización en el número de taladros demuestra ser más eficiente, con 25 taladros en comparación con los 29 del diseño convencional, representando un ahorro sustancial en tiempo y costos.

RECOMENDACIONES

- 1) Se aconseja establecer un enfoque sistemático y continuo para la optimización de la distribución de energía en la malla propuesta. La implementación de revisiones periódicas permitirá ajustar de manera proactiva las operaciones a posibles cambios en las condiciones geológicas, asegurando así una reducción constante de la sobre rotura y la dilución.
- 2) En el contexto de mejorar las operaciones de perforación y voladura, se recomienda una evaluación continua y exploración de nuevas tecnologías y tipos de explosivos. Este enfoque contribuirá a minimizar el exceso energético y reducir la sobre rotura, optimizando la eficiencia de la distribución de energía y garantizando una operación más sostenible a largo plazo.
- 3) Para abordar la influencia de los explosivos en la producción mineral, se sugiere implementar un sistema de monitoreo continuo de vibraciones. Este sistema permitirá ajustes inmediatos para mantener las vibraciones dentro de límites aceptables, evitando daños innecesarios y asegurando la seguridad operativa. Además, se insta a explorar posibilidades adicionales para optimizar el diseño de carga explosiva, considerando ajustes

en la geometría y distribución de los taladros para mejorar aún más la eficiencia en la producción.

- 4) En relación con la influencia del diseño de carga explosiva en la producción, se propone una capacitación y concientización continuas del personal. Un personal bien informado y capacitado es fundamental para implementar de manera efectiva las recomendaciones y mantener prácticas operativas seguras y eficientes. La integración de tecnologías avanzadas, como sistemas de perforación y voladura controlados por inteligencia artificial, se presenta como una medida clave para mejorar la eficiencia operativa y la sostenibilidad a largo plazo en este aspecto específico.

BIBLIOGRAFÍA

Bedón Cerda, M. E. (2019). "Mejoramiento del proceso de minado para el control de la dilución y leyes de mineral en la concesión minera "El extraño" - Consorcio Peruano de Minas S S.A.C. Universidad Nacional de Santiago Antunez de Mayolo, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas, Huaraz.

Castillo Rodil, A. C., & Zelaya Reyes, Y. J. (2023). "Control de la dilución del mineral en las labores de preparación y desarrollo , aplicando un diseño de malla y perforación y voladura basado en las metodologías de Holmberg y Pease, en una mina subterránea Pataz - Trujillo". Tesis de Pregrado, Universidad de Ciencias Aplicadas, Ingeniería de Gestión Minera, Lima.

Cosme Fuster, R. C., & de la Cruz Rixe, J. A. (2023). "Mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, para incrementar la producción del método de minado con taladros largos, Unidad Minera Americana". Tesis de Pregrado, Universidad de Ciencias Aplicadas, Escuela de Ingeniería de Minas, Huancayo.

Cusiatau Itusaca, J. L. (2022). Evaluación Diseño y Construcción del Crucero 915 para la profundización de proyecto Soledad - Zona Marchante contrata produce - Compañía Emhi S.A. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Arequipa.

Grigaliunas Gompertz, M. C. (2016). *Diseño óptimo de minería subterránea auto soportada*. Tesis de magíster en minería, Universidad de Chile, Departamento de ingeniería de minas, Santiago de Chile.

Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la Investigación* (Sexta ed.). Ciudad de Mexico, México: Mc Graw Hull Education.

Inga Villazana, W. N. (2020). "El diseño de malla de perforación y su influencia en la calidad de fragmentación de roca en la compañía minera Alpayana S.A. ". Tesis de Pregrado, Universidad de Ciencias Aplicadas, Escuela de Ingeniería de Minas, Lima.

Justo Damas, K. H., & Saldaña Ramos, M. I. (2018). "Análisis técnico económico de la veta bomboncito para determinar el método óptimo de minado en la U.E.A. Heraldos Negros, CIA minera san valentín S.A.". Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Huancavelica, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, Lircay.

Lopez Ricapa, E. F. (2021). "Análisis técnico económico de las variables de dilución y recuperación de mineral para mejorar la productividad en la veta Esperanza, tajo1050 Nv 1980 de la unidad minera Caravelí". Tesis de Pregrado, Universidad del Centro del Perú, Escuela Academico Profesional de Ingeniería de Minas, Huancayo.

ANEXOS

ANEXO 1

1.1.Ubicación geográfica

El yacimiento de la Mina Cerrito Pecoy, se encuentra localizado en la jurisdicción del distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento y región de Arequipa. Coordenadas UTM, en el sistema WGS84, son: Norte: 8 265 500 y Este: 717 300.

1.2.Accesibilidad

Para acceder a la Mina Soledad, desde la ciudad de Arequipa, se utiliza la siguiente ruta.

Tabla 24: Accesibilidad

RUTA	TRAMO	VIA	DISTANCIA(Km)	TIEMPO(Horas)
1	Arequipa - Aplao	Asfaltada	178	3h 00 min
2	Aplao – Chuquibamba	Asfaltada	49.5	1h 00 min
3	Chuquibamba – Campamento Cerrito Pecoy	Afirmada	95	3h 10 min
	Total		322.5	7h 10 min

Fuente: Elaboración Propia

Figura 42: Ubicación y Acceso



Fuente: Elaboración Propia

1.3.Clima y vegetación

El clima de la zona es esencialmente cálido y seco, con una vegetación rala, con una temperatura media mensual máxima de 20 °C y una media mínima mensual de 7 °C, la precipitación total anual promedio es de 1000 mm y el promedio mínimo es del orden de los 65mm, la evotranspiración total promedio es de 8 veces la precipitación, la velocidad de los vientos es en promedio de 3 m/s cuya dirección predominante es hacia el Este con variaciones hacia el SE. Se presenta dos pisos altitudinales: la región Yunga que se encuentra entre los 500 m. y 2,500 m.s.n.m., y la región quechua cuyo clima es templado y se encuentra entre los 2 500 m y 3 500 m.s.n.m. Existe una estación pluviométrica en Soledad a 5,0 km de la zona de estudio, la que registra los valores de temperatura, máxima, mínima y media, así como la precipitación máxima en 24 horas y precipitación total mensual, y contenido de humedad relativa media mensual. Existe

otra estación meteorológica en Chuquibamba ubicada a 40 km de la zona de estudio, pero que no tiene influencia directa por la presencia de precipitaciones convectivas y está alejada de la influencia orográfica climática seca del río Ocoña. Una de las características es de que la temperatura disminuye con relación al aumento de la altitud en aproximadamente 5°C por cada 100 m de ascenso, de ahí que las elevadas pendientes topográficas presentan momentos de máximas y mínimas temperaturas, la radiación solar máxima es de 20,3 W/m² y la radiación solar mínima es del orden de los 14,1 W/m². La temperatura varía entre los 13°C en el día y -10 °C en la noche, en los meses de junio a agosto debido a la presencia de la estación invernal la temperatura desciende mucho más, en el mes de Setiembre del 2012 presentó la zona una temperatura máxima de 21°C, mientras que la temperatura mínima se obtuvo en agosto del año 2008 con un valor de 6,8°C.

Las precipitaciones se presentan desde diciembre hasta abril con valores totales máximos de 210 mm que se presenta en el mes de febrero, los valores más bajos son del orden de los 0,4 mm y se presenta en el mes de Julio. La humedad relativa se incrementa en los meses de enero a abril con un máximo del 90%, y con un fuerte descenso que llega hasta el 30% entre los meses de agosto y diciembre. La dirección del viento presenta una predominancia hacia el Sur y Sureste, en las primeras horas de la mañana el viento presenta calmas, continuando con una dirección preferencial SE y velocidades que oscilan entre 1,5 y 3,0 m/s y que está influenciada por brisas de montaña, al promediar el mediodía los vientos están influenciados por las brisas del valle y cuyas velocidades varían entre 1,5 y 5,0 m/s en dirección SE, mientras que en las noches el viento presenta calmas con frecuencias similares al de las mañanas.

1.4.Topografía y drenaje

Las quebradas Chiuca y Piñog se encuentran alejadas de la zona de proyecto y se encuentran con agua perennes. La mayoría de los cursos hídricos de la zona convergen en el río Chorunga (Piñog) que proviene de los deshielos del nevado Coropuna. El río Piñog discurre por la zona de estudio en una dirección SO donde toma el nombre de río Chorunga, es de corto recorrido, aguas abajo desemboca en el río Ocoña, constituido como el río principal de la zona y es considerado como el tercero más caudaloso de la cuenca occidental de la costa. La cuenca del río Ocoña donde confluye el río Chorunga se extiende hasta las provincias de Lucanas y Parinacochas en Ayacucho, y las provincias de La Unión, Condesuyos y Camaná en Arequipa, la red de drenaje es subdentrítica a dentrítica poco densa, el río Ocoña nace en Parinacochas, producto de las precipitaciones que se suceden en las partes altas y a los deshielos de los nevados, cuyos aportes contribuyen a mantener el caudal elevado en épocas de estiaje, al confluir con los ríos Cotahuasi y Marán va a conformar el río Grande u Ocoña, recibiendo desde su origen hasta su confluencia con el Océano Pacífico numerosos tributarios, presentando una extensión estimada de 350 kilómetros, la cuenca presenta una extensión de 15,600 km² de los cuales 12,300 km² pertenecen a la cuenca húmeda o imbrífera, el río Ocoña es considerado una de las fuentes regulares más importantes de la costa.

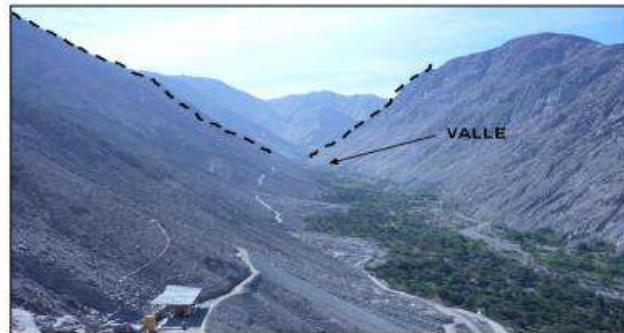
1.5.Geomorfología

Regionalmente se diferencian tres unidades geomorfológicas principales, las mismas que fueron consecuencia de los ciclos erosivos producto del levantamiento Andino; así tenemos. **Valles**

Como resultado de las diferentes etapas de erosión valle-cañón, se forman numerosos barrancos y valles profundos que fluyen hacia la costa. Los ríos descienden de la Cordillera Occidental y cuando forman los valles principales como Ocoña y Caravelí, lo hacen con una

pendiente más suave y lechos anchos, y desembocan en el Océano Pacífico. En las laderas de estos valles, la actividad erosiva se reduce debido a su suave pendiente y al hecho de que están compuestos por rocas intrusivas.

Figura 43: Geomorfología



Fuente: Elaboración Propia

5.2.1 Escarpa costera

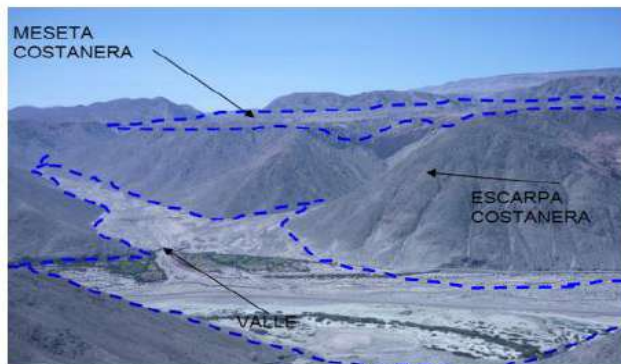
Esta unidad corresponde al relieve formado por la cadena costanera, hacia la costa terminan bruscamente en el Océano Pacífico y las playas litorales son casi ausentes salvo las desembocaduras de los grandes valles dichas escarpas se encuentran constituidas por rocas antiguas como metamórficas, graníticas y sedimentarias con edades desde el precámbrico hasta el mesozoico.

5.2.2 Meseta costanera

Esta zona forma parte de la llanura costera y tiene un relieve bajo y ondulado con una suave pendiente hacia el suroeste. Se eleva bruscamente hacia el noreste, formando los flancos de la Cordillera de los Andes. Litológicamente, la llanura de Caravelí está formada por la acumulación de depósitos continentales y marinos del Terciario Cuaternario. Debido a los diferentes ciclos erosivos, existen cerros aislados de baja altura. Esta unidad geomorfológica limita al Este con la Cordillera Occidental y al Oeste con la Cordillera Costera. Forma parte de la depresión tectónica

longitudinal que se extiende a lo largo de toda la franja costera entre Ica y Tacna, casi paralela a la línea de costa.

Figura 44: Meseta Costanera



Fuente: Elaboración Propia

1.6. Geología regional

La geología regional está comprendida por rocas metamórficas, sedimentarias y volcano sedimentarias que en edad van desde el precambriano al cuaternario reciente

5.2.3 Complejo basal (pe-gn)

La formación rocosa en el área de estudio consiste principalmente en rocas metamórficas como gneis, granito de potasio, diques de composición básica a intermedia y pequeños cuerpos tabulares de pegmatita garnetífera. Afloramientos de esta secuencia litológica se encuentran en los flancos del río Ocoña. Mineralógicamente, estos gneises tienen una composición granítica, en su mayoría con un tono gris oscuro y bandas claras y oscuras que tienen un espesor aproximado de 0,5 cm a 2 cm. Los estudios microscópicos revelan que están compuestos por un 15% a un 20% de ortoclasa y un 10% de plagioclasa. Las bandas oscuras a negras consisten en biotita y otros minerales ferromagnesianos, así como moscovita, clorita, sericita, esfena y circón. En la margen derecha del río Ocoña, al sur de Cerro Ancha, las rocas metamórficas se encuentran como techos colgantes sobre intrusiones del Batolito Costero.

5.2.3.1 Edad y Correlación

La edad del complejo basal de la costa de esta área se infiere en base al metamorfismo regional que presenta permitiendo correlacionarlo con el afloramiento expuesto en el sur del Perú, en el que se ha realizado dataciones radiométricas, con el método de Rb/S, dando edades de 600 a 2000 m.a. indicando que se trata de rocas pertenecientes al Precámbrico. Afloramientos similares se encuentran en los cuadrángulos de Atico, Ocoña, Camaná y la Yesera.

5.2.4 Grupo yura (*jski-yu*)

Denomina al conjunto de rocas sedimentarias como Formación Yura, regionalmente solo ocurren afloramientos de las formaciones Cachios y Labra que se encuentran bastantes falladas, plegadas, y se le ha mapeado como una sola unidad. La parte superior, llamada Formación Hualhuaní, aflora principalmente en el cuadrángulo de Pausa, con un grosor de 250m. La Formación Gramadal se presenta bastante delgada y lenticular, en paquetes de 5 a 8 m de espesor y está incluida en las unidades inferiores, litológicamente predominan areniscas y lutitas en la parte superior, haciéndose más pelítica en su parte inferior.

5.2.5 Formación cachios labra (*js-laca*)

Litológicamente predominan areniscas y lutitas en la parte superior, haciéndose más pelítica en su parte inferior. En la parte sur del cerro Iquipí se encuentran pequeños afloramientos de areniscas cuarcíticas de coloración gris oscuro a negro con intercalaciones de capas delgadas de pizarras negras. Estos afloramientos se encuentran intruídos y metamorfizados por apófisis hipabisales del Complejo Bella Unión. En la carretera Cuno Cuno - Iquipí se encuentran afloramientos de las formaciones Cachíos Labra, los mismos que están constituidos por aproximadamente 280 m. de grosor de areniscas de color gris, de grano medio, interestratificadas con cuarcitas de color blanquecino en capas de 10 a 50 cm. de grosor y algunos niveles delgados

de lutitas de color gris oscuras a negras. Estas unidades se encuentran intruídas por apófisis de rocas hipabisales del Complejo Bella Unión, así como por diques de microdiorita, yaciendo discordantemente sobre el complejo basal.

5.2.5.1 Edad y Correlación

El tiempo de sedimentación de las formaciones Cachios Labra de la región Arequipa, ha sido datado entre el Titoniano - Oxfordiano, (Jurásico superior).

5.2.6 Rocas intrusivas volcánicas

Las rocas intrusivas volcánicas se han diferenciado teniendo en cuenta su cronología y nivel de emplazamiento.

5.2.7 Complejo bella unión (kms-bu)

Está constituido por una serie de cuerpos pequeños de composición andesítica a dacítica con afloramientos discontinuos siguiendo el patrón estructural andino, emplazados en el flanco oeste del batolito costanero En ambas márgenes del río Ocoña afloran otra serie de estos intrusivos en pequeñas dimensiones que intruyen y metamorfizan a rocas del complejo basal. Petrográficamente su composición varía de andesita afanítica a una dacita porfirítica, predominando la primera. En las dacitas el cuarzo se encuentra cristales euhedrales en menor proporción que las plagioclasas. En la margen derecha del río Ocoña estos cuerpos hipabisales han originado zonas mineralizadas en sus contactos con rocas metamórficas e intrusivas. En la margen izquierda estas rocas son factores de mineralización.

5.2.8 Rocas intrusivas plutónicas

5.2.9 Batolito de la costa

El Batolito de la Costa ha sido emplazado en forma alargada, paralela y cerca del litoral, con rumbo de grandes zonas de fallamiento y fracturamiento emplazadas en las márgenes entre

placa continental y marina del continente sudamericano. El Batolito de la Costa consta de cinco segmentos que son: Piura, Trujillo, Lima, Arequipa y Toquepala. El segmento Arequipa a su vez está subdividido en cinco superunidades: Patap, Pampahuasi, linga, Incahuasi y Tiabaya. A nivel regional solo afloran las tres últimas superunidades, Litológicamente el Batolito de la Costa, está constituido por dioritas, granodioritas, monzonitas y tonalitas, cuerpos que también fueron intruidos por rocas hipabisales más jóvenes de naturaleza subvolcánica en forma de dique y pequeñas apófisis.

5.2.10 Súper unidad linga (ks-gd/mz-li)

Las rocas constituyentes de esta super-unidad han sido determinadas como granodioritas y monzonitas que se exponen en la margen izquierda del río Chorunga. Se presentan con un tono gris a gris claro, de grano medio a grueso, con abundantes concentraciones de elementos ferromagnesianos, destacando la biotita y la hornblenda, que por epidotización toman un tono verdoso sobresanliendo los cristales anhedrales de plagioclasa y feldespatos alcalinos en cantidades dominantes.

1.7.Geología local

5.2.11 Gneis (pe-gn)

La exposición más larga se encuentra a lo largo del río Ocoña. Mineralógicamente, estos gneises son de composición granítica, en su mayoría de color gris oscuro con bandas claras y oscuras que tienen aproximadamente 0,5 a 0,2 cm de espesor. Los estudios petrográficos muestran que están compuestos por ortoclasa (15%-20%) y plagioclasa (aproximadamente 10%). Estas rocas se encuentran como techos colgantes sobre intrusivos en la margen derecha del río Ocoña, al sur de Cerro Ancha. Esta secuencia litológica tiene un espesor de 150 m y se le asigna una edad correspondiente al Precámbrico, formando parte del Complejo Basal.

5.2.12 Rocas intrusivas

5.2.12.1 Granodiorita (ks-gd/to-in)

Ampliamente distribuida en la zona de estudio. Tiene un color gris claro a blanquecino en superficie fresca y un color grisáceo en superficie intemperizada, en algunas zonas las granodioritas se encuentran englobando xenolitos de diorita

5.2.13 Intrusiones menores

5.2.13.1 Dique de andesita (tms-an)

Diques de composición andesítica que se encuentran intruyendo a las rocas granodioritas con direcciones predominantes E-W, con buzamientos variables, mayormente verticales; presentan longitudes y anchos diferentes que se encuentran asociados a las estructuras mineralizadas, presumiendo que estos diques hayan sido portadores de las soluciones mineralizadas con contenido aurífero. La composición de las andesitas está dada por plagioclasa sódica 80%, biotita 5%, hornblenda 5%, piroxenos 2%, pirita, arcillas 8%, ausencia de cuarzo. Por su textura se puede diferenciar dos tipos de dique: Uno denominado pórfido andesítico de color gris oscuro con fenocristales de plagioclasa en matriz afanítica, y otra andesita de textura afanítica de color gris oscuro a negro. Estos diques se presentan diferentes grados de alteración hidrotermal (propilitización, piritización, silicificación). La edad de emplazamiento se asume al Terciario Inferior a medio.

5.2.13.2 Depósitos recientes (q-al)

Bajo estudio por gravas, arenas, cantos esta denominación se considera a un grupo heterogéneo de material inconsolidado constituido por gravas, arenas, cantos rodados, arcillas, limos, cenizas, conglomerados de gravas en matriz y detritos de rocas cuyo grosor varío de unos centímetros a más de una decena de metros y ocurren ampliamente en zonas de estudio. Los

depósitos aluviales conforman el suelo de mayor parte de las llanuras y depresiones, con las laderas y fondo de las quebradas, no muestran estratificación definida, pero sí una deficiente selección granulométrica, los granos varían del tamaño de la arena a grandes bloques; generalmente son de naturaleza ígnea

1.8. Geología estructural

5.2.14 Generalidades

Los rasgos estructurales más saltantes de la región son dos fallas denominadas IQUIPI y CHOCLÓN; la primera se emplaza al pie de la ladera SE de la quebrada Chorunga, siguiendo un rumbo general de S68°W y buzamiento 89 al norte falla de cizalla y la segunda pasa al sur de la quebrada Chorunga limitando el extremo sur de intrusivo, que tiene rumbo S83°W y buzamiento 60° al sur es falla normal. Los diques andesíticos con rumbo E-W intrusionan a la granodiorita, presentando fracturas de rumbo perpendicular N-S.

5.2.15 Zona altamente fracturada

Estructuralmente esta unidad se produce por enfriamiento del macizo granodiorítico que fue sometido a esfuerzos tensionales teniendo como resultado fracturas E-W con buzamiento al norte o sur, en ello se emplazó el dique andesítico que posiblemente se formaron en la última tectónica sucedido a fines del cretáceo y comienzos del terciario, también podemos mencionar que las fracturas mineralizadas o vetas tienen la misma tendencia de rumbo E-W veta Mercedes con buzamiento al sur y veta San Juan con buzamiento al norte se originaron por productos de tensión.

5.2.16 Zona fallada

Esta zona se ha diferenciado teniendo en cuenta que los mayores efectos de compresión por la tectónica andina. El sistema de fallas que caracterizan a esta zona está constituido por fallas normales, de cizalla con rumbo E-W o NNE-SSW; las más importantes que se presentan en la zona

son: falla Choclón y falla Iquipi (NEE-SWW), falla San Juan, falla Santa Mónica, falla Rosario, falla Colorado (NW-SE). Localmente, el rasgo estructural más importante es la falla Choclón, sus sistemas de fracturas tienen rumbo NW-SE con variaciones N80°W y N75°W con buzamiento vertical que está seguido por una zona de cizallamiento. Este sistema de fracturas se puede observar claramente en los cortes de quebradas y carreteras, se distribuyen en un espacio corto y están acompañados por otros sistemas de fracturas que ocurren en sentido casi perpendicular. La gran falla Choclón vendría a constituir el conducto y localizador del emplazamiento de las vetas del sistema NW-SE de la zona de estudio.

5.2.17 Zona de emplazamiento del batolito de la costa

El emplazamiento del Batolito Costero está controlado por estructuras, con fallas y fracturas, que siguen el patrón estructural andino. Estas fallas preexistentes, que han jugado un papel importante en el emplazamiento del Batolito, se pueden agrupar en dos sistemas. El primer sistema tiene un rumbo E-W o NEE-SWW, posiblemente muchas de estas fallas son posteriores a las rocas intrusivas. Las fallas que conforman el sistema son las fallas Choclón e Iquipi, particularmente la falla Iquipi corresponde a una falla de cizalla dextral que desarrolla un sistema de "cola de caballo" o cola que permite el desarrollo del sistema NW-SE. El segundo sistema tiene rumbo NW-SE, no solo por el número de fallas sino también por su longitud, que oscila entre unas pocas decenas de kilómetros. Estas fallas también ponen en contacto las unidades de batolito con las rocas del basamento. Las fallas correspondientes son las fallas de Santa Mónica, Rosario, San Juan y Colorado.

5.2.18 Zona de la depresión de caraveli

Esta zona se encuentra entre la Cordillera de la Costa y la Cordillera Occidental, formando una gran depresión longitudinal de carácter regional paralela a la ribera marina y están rellanadas

por material clástico constituyendo las pampas costaneras conformando amplias llanuras que fueron afectadas por una serie de periodos de erosión. El origen de esta depresión es consecuencia de los efectos tectónicos causados por fallas escalonadas más o menos paralelas. El efecto más resaltante de estas fallas se manifiesta por el flexionamiento que muestran las capas terciarias, tal como sucede con la falla Choclón.

1.10. Geología económica

En la franja aurífera nazca – Ocoña del batolito de la Costa ocurren numerosos yacimientos vetiformes de un ensamble de:

- Cuarzo-calcopirita, (minas de cobrepampa, purisima, machainiyoc y otras).
- Cuarzo-pirita-calcopirita con valores de oro (Minas Capitana, Chapara, Ishihuinca, San Juan, Chalhuane, Alpacay, Arrirahua y otras).

El depósito mesotérmico está asociado a la intrusión de rocas granodioríticas del Cretácico medio superior y está formado por rellenos de fracturas. Las vetas se encuentran dentro de un cinturón aurífero del noroeste conocido como Nazca-Ocoña, que se extiende por varias decenas de kilómetros. Las vetas son de origen epigenético, relleno de fracturas preexistentes, y tienen una mineralización homogénea compuesta por oro libre (Au), cuarzo (Qz) y productos de hierro como limonita y hematita. Los minerales de sulfuro contienen oro, parte del cual se encuentra en estado libre y otra parte combinada con pirita de hierro. El oro no se puede amalgamar utilizando equipos de amalgamación directa. Los minerales más finos se pulverizan fácilmente en polvo blanco debido a la acción oxidante de la atmósfera, mientras que los minerales oxidados que cubren toda la superficie de las vetas y penetran en la parte superior de la colina son muy duros y resistentes. Las vetas de cuarzo, que forman la parte principal de las vetas, tienen diferentes colores dependiendo del grado de oxidación del hierro. El cuarzo estéril puede ser hialino o vítreo en masas

compactas, o tener una apariencia de grano fino blanco lechoso. Por otro lado, el cuarzo aurífero es blanco como el alabastro o teñido de rojo o amarillo, con partes grises, vetas muy porosas y bien definidas. Las estructuras tienen un rumbo de N 20° y un buzamiento de 65° NE a vertical en un sistema, y N 20° con un buzamiento de 65° SW a vertical en el otro. La mineralización se produce en forma de rosario, con espesores que van desde los 5 cm hasta los 2,5 a 4 m en la parte central de las vetas o donde se unen los bucles sigmoides. Las leyes van desde 10 g/t hasta 150 g/t, y en muchos casos, alcanzan las 4 o 5 oz/t (en los Famous Ojos). El yacimiento cuenta con dos vetas principales (Veta San Juan y Veta Mercedes) con longitudes entre 1.500 y 3.000 metros, y tiene un gran potencial por debajo del nivel del valle. Estas vetas son famosas por ser las más profundas del país (1.000 m). Con los trabajos actuales se han identificado 35 estructuras con las mismas características.

5.2.19 Tipo y génesis del yacimiento

El yacimiento por su forma es un depósito de filón fisura, cuya acción es originada por acción hidrotermal de alcance mesotermal, como producto de la posterior consolidación del magma deducidas de las posibles condiciones geoquímicas de Formación y por alcance de la alteración hipógena.

Es hipógeno porque los minerales provienen de aguas ascendentes. Es epigenético por cuanto la roca encajonante se formó con anterioridad a la Formación de las estructuras mineralizadas. La diferenciación magmática, da como resultado un producto final de fluidos mineralizantes, que originalmente estaban dispersos en el magma. Estos fluidos al desprenderse del mismo aprovecharon las fracturas pre-existentes, hasta encontrar las condiciones físicoquímicas favorables para su precipitación. La génesis del yacimiento implica los procesos

que deben ser diferenciados. La formación de las soluciones mineralizadas. La formación de fisuras en las que finalmente se deposita la mineralización.

ANEXO 2

FOTOS DE CAMPO

Figura 45: Inspección del material volado



Fuente: Elaboración Propia

Figura 46: Reparto de guardia



Fuente: Elaboración Propia

Figura 47: Procedimiento de acarrero



Fuente: Elaboración Propia

Figura 48: Desquinche de zonas voladas



Fuente: Elaboración Propia

Figura 49: Almacenamiento de explosivos



Fuente: Elaboración Propia

Figura 50: Polvorín auxiliar de explosivos



Fuente: Elaboración Propia

Figura 51: Pozo de sedimentación



Fuente: Elaboración Propia

Figura 52: Comunicación entre sub niveles



Fuente: Elaboración Propia

Figura 53: guías a usar



Fuente: Elaboración Propia