

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA**  
**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



TESIS

**“SIMULACIÓN DEL ALGORITMO HOLMBERG EN EL JKSIMBLAST  
2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y  
VOLADURA EN UNIDAD MINERA SHUNTUR 2022”.**

PARA OPTAR EL TITULO  
PROFESIONAL DE INGENIERO DE  
MINAS

**PRESENTADO POR:**

Bach. FRANKLIN MAMANI LOPEZ

**ASESOR:**

MGT. ODILON CONTRERAS ARANA

CUZCO – PERÚ

2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO  
VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

**INFORME DE ORIGINALIDAD**

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

El que suscribe asesor del trabajo de investigación titulado: **"SIMULACIÓN DEL ALGORITMO HOLMBERG EN EL JKSIMBLAST 2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN UNIDAD MINERA SHUNTUR 2022"**

Presentado por **Franklin Mamani Lopez**, con código universitario Nro. **111067** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Turnitin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (Diez por ciento)**.

**Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)**

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.	-----
Mayores 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 hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 07 de febrero de 2023.



FIRMA

POST FIRMA: Mgt. Ing. Odilon Contreras Arana  
DNI Nro.: 23823356

ORCID ID: 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:  
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:203529841?locale=es>

NOMBRE DEL TRABAJO

**SIMULACIÓN DEL ALGORITMO HOLMBE  
RG EN EL JKSIMBLAST 2D FACE PARA O  
PTIMIZAR LOS ESTÁNDARES DE PERFO  
RAC**

AUTOR

**FRANKLIN MAMANI LOPEZ**

RECUENTO DE PALABRAS

**26847 Words**

RECUENTO DE CARACTERES

**141028 Characters**

RECUENTO DE PÁGINAS

**166 Pages**

TAMAÑO DEL ARCHIVO

**13.1MB**

FECHA DE ENTREGA

**Feb 7, 2023 1:47 PM GMT-5**

FECHA DEL INFORME

**Feb 7, 2023 1:49 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 10 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado
- Fuentes excluidas manualmente

## **DEDICATORIA**

A mis padres Domingo Mamani y Juana Lopez quienes son el pilar fundamental para ser profesional, ya que son mi motor y motivo para seguir adelante y a mis hermanos por su apoyo incondicional en la etapa de mi formación.

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios por darme la vida ya mis padres, hermanos y amigos por su apoyo y comprensión en mi vida universitaria y cotidiana. Gracias a la Universidad Nacional de San Antonio Abade Cuzco, en especial a la Facultad de Ingeniería de Minas y su cuerpo docente, en especial al Ingeniero Odilon Contreras Arana, por tomarse el tiempo y la paciencia para ayudarme a concluir con la Tesis.

## INTRODUCCIÓN

La necesidad de encontrar soluciones nuevas con el objetivo de optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la unidad minera SHUNTUR, nos lleva a la búsqueda de soluciones, uno de los problemas incesantes en los frentes de perforación y voladura son : disparos fallados (soplado y anillado) , presencia de sobre rotura (corona, hastiales y arrastre, como el elevado índice de consumo de explosivos. En la actualidad esto conlleva al incumplimiento al programa mensual y una penalidad por parte de compañía en la medición mensual en efecto pérdidas económicas en la valorización.

El siguiente trabajo de investigación surge con la finalidad de encontrar soluciones al problema de estándares en perforación y voladura, con una modelo matemático que involucra variables geomecánicas según calidad del macizo rocoso, para ello el presente trabajo de tesis, para su mayor desarrollo se ha estructurado en la forma siguiente:

En el Capítulo I se desarrollan los aspectos metodológicos del trabajo, incluyendo el Planteamiento del Problema, los objetivos, la justificación del estudio, hipótesis, variables, metodología, población y muestra y la técnica de recolección de datos.

En el Capítulo II se desarrolla el Marco Teórico Conceptual, que incluyen los antecedentes de la investigación internacional y nacional , marco conceptual.

En el Capítulo III se desarrollan los aspectos generales del área de estudio que incluyen la ubicación, clima, recursos y geología del área de estudio

En el Capítulo IV se desarrolla todo el proceso de simulación del algoritmo Holmberg en el JK SIMBLAST 2D FACE

En el Capítulo V se muestran los resultados y discusión

Finalizando con Conclusiones, recomendaciones y la bibliografía.

## RESUMEN

El objetivo del presente estudio es optimizar los estándares de perforación y voladura mediante la simulación del software JKSimBlast en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022. Considerando la gran importancia que se tenía, con la simulación del algoritmo Holmberg se optimizo los estándares de perforación y voladura.

La investigación que se ha desarrollado utilizó el método científico como método general, el tipo de investigación fue aplicada con un nivel descriptiva y un diseño de investigación del tipo descriptivo simple puesto que se deseó determinar el grado de influencia de las variables independientes sobre la variable dependiente. Con una población que estuvo representada por 15 frentes según el programa mensual de Julio y una muestra correspondiente al tipo de muestreo no probabilística con tamaño de 2 frentes.

Se obtuvo como resultados la optimización en la rampa 783(-) se redujo la cantidad de taladros de 50 a 48, el avance de 2.95m a 3.10m por disparo, el factor de carga de 2.61 a 2.40 Kg/m<sup>3</sup>, la carga operante de 10.2 a 6.6 Kg, la velocidad pico partícula de 13.9 a 9.9mm/s, el costo de explosivo por disparo de \$299.47a \$292.68 y el costo de aceros de perforación de \$32.53a \$29.91. Asimismo en las ventanas mineralizadas la cantidad de taladros de 38 a 37, el avance de 3.05m a 3.15m por disparo, el factor de potencia de 0.84 a 0.79 Kg/Ton, la carga operante de 11 a 5.5 Kg, la velocidad pico partícula de 14.9 a 8.5mm/s, el costo de explosivo por disparo de \$214.33 a \$213.48 y el costo de aceros de perforación de \$26.24 a \$22.56., En ambos casos se redujo los daños por sobre rotura controlando la distribución de energía del explosivo tanto en corona y hastiales.

Palabras Claves: Simulación, Algoritmo Holmberg, Software 2dface, Optimización y Estándares.

## ABSTRACT – PALABRAS CLAVE

The objective of this study is to implement the drilling and blasting standards through the simulation of the JKSimBlast software in the advance fronts of the Shuntur S.A.C. by 2022. Considering the great importance that it had, with the simulation of the Holmberg algorithm, the drilling and blasting standards were optimized.

The research that has been developed used the scientific method as a general method, the type of research was applied with a descriptive level and a simple descriptive research design since it was desired to determine the degree of influence of the independent variables on the dependent variable. With a population that was represented by 15 fronts according to the monthly program of July and a sample corresponding to the type of non-probabilistic sampling with a size of 2 fronts.

The optimization in ramp 783(-) was obtained as a result, the number of holes was reduced from 50 to 48, the advance from 2.95m to 3.10m per shot, the load factor from 2.61 to 2.40 Kg/m<sup>3</sup>, the working load of 10.2 to 6.6 Kg, the peak particle velocity from 13.9 to 9.9mm/s, the cost of explosive per shot from \$299.47 to \$292.68 and the cost of perforation steel from \$32.53 to \$29.91. Also in the mineralized windows the number of drills from 38 to 37, the advance from 3.05m to 3.15m per shot, the power factor from 0.84 to 0.79 Kg/Ton, the operating load from 11 to 5.5 Kg, the peak particle velocity of 14.9 to 8.5mm/s, the cost of explosive per shot from \$214.33 to \$213.48 and the cost of perforation steel from \$26.24 to \$22.56. In both cases the damage due to overbreaking was reduced by controlling the distribution of explosive energy both in crown and gables.

Keywords: Simulation, Holmberg Algorithm, 2dface Software, Optimization and Standards.

## CONTENIDO

<i>DEDICATORIA</i>	<i>ii</i>
<i>AGRADECIMIENTO</i>	<i>iii</i>
<i>INTRODUCCIÓN</i>	<i>iv</i>
<i>RESUMEN</i>	<i>v</i>
<i>ABSTRACT – PALABRAS CLAVE</i>	<i>vi</i>
<i>CONTENIDO</i>	<i>vii</i>
<i>CAPITULO I.</i>	<i>1</i>
<i>1. ASPECTOS METODOLOGICOS DEL TRABAJO</i>	<i>1</i>
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1 Problema general	3
1.2.2 Problemas específicos	3
1.3 OBJETIVOS	3
1.3.1 Objetivo general	3
1.3.2 Objetivos específicos	4
1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO	4
1.5 DELIMITACION DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.5.1 Delimitación Temporal	5
1.5.2 Delimitación Espacial	5
1.6 HIPOTESIS	5
1.6.1 Hipótesis General	5
1.6.2 Hipótesis Específicas	5
1.7 VARIABLES E INDICADORES	6

1.7.1	Operacionalización de variables	6
1.8	METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	7
1.8.1	Tipo de Investigación	7
1.8.2	Nivel de Investigación	7
1.8.3	Población y Muestra	7
1.8.3.1	Población	7
1.8.3.2	Muestra	8
1.8.4	Técnicas e instrumentos de Recolección De Datos	8
1.8.4.1	Técnicas de Recolección de la información	8
1.8.4.2	Procesamiento y Análisis De Datos	9
<i>CAPITULO II.</i>		<i>10</i>
<i>2.MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL</i>		<i>10</i>
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION	10
2.1.1	Antecedente Internacional	10
2.1.2	Antecedente Nacional	11
2.2	MARCO CONCEPTUAL	15
2.2.1	Perforación de rocas.	15
2.2.1.1	Equipos de Perforación.	15
2.2.2	Perforación rotopercutiva.	15
2.2.2.1	Fundamentos de la perforación rotoperkusiva.	16
2.2.3	Accesorios de perforación	17
2.2.4	Errores en la Perforación	17
2.2.5	Factores en la perforación y Voladura.	18
2.2.6	Factores que contemplan el diseño de un frente	19
2.2.6.1	Diseño en la sección de corte(A)	19
2.2.6.2	Avance de la labor	19
2.2.6.3	Diámetro del taladro vacío equivalente ( $\emptyset_e$ )	20
2.2.6.4	Avance efectivo de la labor(A)	20

2.2.6.5	Burden máximo por principio de longitud de arco ( $B_{max}$ )	21
2.2.6.6	Burden máximo según Langefors y Kilhtrom ( $B_{max}$ )	22
2.2.6.7	Desviación máxima de perforación ( $E_p$ )	22
2.2.6.8	Burden práctico ( $B_1$ )	23
2.2.6.9	Espaciamiento ( $E_1$ ):	23
2.2.6.10	Concentración Lineal De Carga ( $I_1$ )	24
2.2.6.11	Taco de cada perforación (T)	24
2.2.6.12	Carga de explosivo por taladro ( $Q_1$ )	25
2.2.6.13	Número de cartuchos por perforación ( $N_{cartuchos}$ )	25
2.2.6.14	Evaluación	26
2.2.6.15	Diseño de los taladros de arrastres o piso	26
2.2.6.16	Constante de roca corregido según Holmberg y sus colaboradores	27
2.2.6.17	Constantes, índices y factores de voladura	29
2.2.7	Contante de roca "C" propuesto por Langefors (1978)	29
2.2.8	Factor de roca (A)	30
2.2.8.1	Índice de volabilidad (BI)	31
2.2.8.2	Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga(CE)	32
2.2.8.3	Ángulo de fracción del macizo rocoso ( $\emptyset$ )	33
2.2.8.4	Conteo volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ )	34
2.2.8.5	Factor de energía (FE)	34
2.2.9	Voladura de rocas	35
2.2.9.1	Fuente de energía en voladura	35
2.2.9.2	Energía de choque	35
2.2.9.3	Energía de gas	35
2.2.9.4	Explosivos químicos	37
2.2.10	Mecanismo de fragmentación de la roca	38
2.2.10.1	Cargas confinadas en taladros	38
2.2.10.2	Proceso de fragmentación	38
2.2.11	Características de los productos explosivos	39
2.2.11.1	Sensibilidad	39

2.2.11.2	Resistencia al agua	40
2.2.11.3	Vapores	40
2.2.11.4	Flamabilidad	41
2.2.11.5	Resistencia a la temperatura	42
2.2.12	Características de los explosivos	43
2.2.12.1	Sensitividad	43
2.2.12.2	Velocidad de detonación	43
2.2.12.3	Presión de detonación	44
2.2.12.4	Densidad	45
2.2.12.5	Potencia	46
2.2.13	Clasificación de los explosivos industriales	46
2.2.13.1	Agentes explosivos secos	47
2.2.13.1.1	Anfo a granel	47
2.2.13.2	Hidrogeles	48
2.2.13.3	Emulsiones	48
2.2.13.4	ANFO Pesado	49
2.2.13.5	Explosivos gelatinosos	49
2.2.14	Accesorios de voladura	50
2.2.14.1	Sistemas no eléctricos de iniciación	50
2.2.14.2	Detonadores Nonel	51
2.2.14.3	Detonadores	51
2.2.14.4	Detonadores ordinarios y mecha lenta	52
2.3	Definición de Términos	53
<i>CAPITULO III.</i>		57
<i>ASPECTOS GENERALES DEL AREA DE ESTUDIO</i>		57
3.1	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	57
3.2	CLIMA Y VEGETACION	58
3.3	GEOLOGIA DEL YACIMIENTO	58

3.3.1	Geología Regional	58
3.3.1.1	Estratigrafía	<b>¡Error! Marcador no definido.</b>
3.3.2	Geología Local	61
3.3.2.1	Formación y tipo de Yacimiento	63
3.3.2.1.1	Mina Milagros	63
3.3.2.2	Mineralización y alteraciones	66
3.3.2.2.1	Zoneamiento	67
3.3.2.2.2	Alteraciones	68
3.3.3	Geología Estructural	68
3.3.4	Geología Económica	69
3.3.4.1	Mineralogía	69
3.3.4.2	Recursos Minerales: Reservas Minerales	70
3.4	Geomecánica del yacimiento	71
3.4.1	Características Geomecánicas de la zona de estudio	71
3.4.1.1	Litología y mineralización	71
3.4.1.2	Aguas subterráneas	71
3.4.1.3	Meteorización	72
3.4.2	Índices Geomecánicas	72
3.4.2.1	Caracterización de la masa rocosa	72
3.4.2.2	Clasificación y zonificación geomecánica del macizo rocoso	73
3.4.3	Condiciones de estabilidad en excavaciones	73
3.4.3.1	Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones	73
3.4.3.2	Excavaciones permanentes	74
3.4.3.3	Excavaciones temporales	75
3.5	Método de Explotación	76
3.5.1	Selección del método de minado	76
3.5.2	Método de minado propuesto	77
3.5.2.1	Tajeo por subniveles – SLS	77
3.5.3	Capacidad de Producción	77
3.5.3.1	Operaciones Unitarias	77

3.5.3.1.1	Perforación	77
3.5.3.1.2	Voladura	78
3.5.3.1.3	Carguío y Acarreo	79
3.5.3.1.4	Relleno	80
3.5.3.1.5	Ventilación	80
<i>CAPITULO IV.</i>		<i>81</i>
<i>4. SIMULACION DE ALGORITMO HOLMBERG EN JK SIMBLAST 2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA</i>		<i>81</i>
4.1	Descripción de la realidad y Procesamiento De Datos	81
4.1.1	Datos geométricos de la Rp 783(-)	82
4.1.2	Diseño del avance de la Rp783(-)	83
4.1.3	Cálculo del burden y espaciamento en el primer cuadrante de la Rp783(-)	85
4.1.4	Cálculo de la constante de roca sueca (c) Rp783(-)	85
4.1.5	Cálculo del factor de roca (A) Rp783(-)	86
4.1.6	Cálculo del índice de volabilidad(BI) Rp783(-)	86
4.1.7	Cálculo del factor de energía (FE) Rp783(-)	87
4.1.8	Concentración lineal de carga(I) Rp783(-)	87
4.1.9	Predicción de la fragmentación (X) Rp783(-)	88
4.1.10	Cálculo del burden y espaciamento en el segundo cuadrante de la Rp783(-)	88
4.1.11	Cálculo del burden y espaciamento en el tercer cuadrante de la Rp783(-)	89
4.1.12	Cálculo del burden y espaciamento en el cuarto cuadrante de la Rp783(-)	90
4.1.13	Diseño del arranque en función a las cuatro secciones propuestas por Roger Holmberg en la Rp783(-)	91
4.1.14	Datos geométricos de la Vn 624 SW:	93
4.1.15	Calidad del Macizo Rocoso Vn 624 Mineralizado	93
4.1.16	Diseño del avance de la Vn624SW	94
4.1.17	Cálculo del burden y espaciamento en el primer cuadrante de la Vn624SW	95
4.1.18	Cálculo de la constante de roca sueca (c) Vn624SW	96
4.1.19	Cálculo del factor de roca (A) Vn624SW	96

4.1.20	Cálculo del índice de volabilidad(BI) Vn624SW _____	97
4.1.21	Cálculo del factor de energía (FE) Vn624SW _____	97
4.1.22	Concentración lineal de carga(I) Vn624SW _____	98
4.1.23	Predicción de la fragmentación (X) Vn624SW _____	98
4.1.24	Cálculo del burden y espaciamiento en el segundo cuadrante de la Vn624SW _____	99
4.1.25	Cálculo del burden y espaciamiento en el tercer cuadrante de la Vn624SW _____	99
4.1.26	Cálculo del burden y espaciamiento en el cuarto cuadrante de la Vn624SW _____	100
4.1.27	Diseño del arranque en función a las cuatro secciones propuestas por Roger Holmberg en la Vn624sw	101
4.2	PROCESAMIENTO DE DATOS CON JK SIMBLAST 2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTANDARES DE PERFORACION Y VOLADURA _____	104
4.2.1	Procesamiento de dato y simulación dela Rp 783(-) _____	104
4.2.2	Procesamiento de datos y simulación con 2dFase de la Vn624sw _____	113
4.3	Procesamiento de costos _____	122
<i>CAPITULO V.</i> _____		<i>123</i>
<i>5.ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS</i> _____		<i>123</i>
5.1	Análisis y discusión de Resultados técnicos por simulación _____	123
5.2	Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso _____	126
5.2.1	Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso de la Rp 783(-) _____	126
5.2.2	Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso de la Vn 624SW _____	126
5.3	Análisis y discusión de Resultados económicos por Simulación _____	127
5.3.1	Costo optimizado de perforación _____	127
5.3.2	Costo optimizado de voladura _____	128
5.3.2.1	Costo del explosivo de la Rp783(-) _____	128
5.3.2.2	Costo del explosivo de la Vn624SW _____	129
5.3.3	Comparativo de resultado anterior vs optimizado _____	130
<i>CONCLUSIONES</i> _____		<i>131</i>

<i>RECOMENDACIONES</i>	133
<i>BIBLIOGRAFIA</i>	134
<i>ANEXOS</i>	1

### INDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1. Jumbo de perforación</i>	15
<i>Figura 2. Perforación Rotopercutiva</i>	16
<i>Figura 3. Barrenos y brocas</i>	17
<i>Figura 4. Errores en la perforación</i>	18
<i>Figura 5. Taladro vacío equivalente.</i>	21
<i>Figura 6. Burden con respecto a la cara libre.</i>	21
<i>Figura 7. Desviación angular y error de emboquille.</i>	23
<i>Figura 8. For sections cut: Represents the practical burden for quadrangle number.</i>	26
<i>Figura 9. Blasting geometry for lifters.</i>	28
<i>Figura 10. Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo.</i>	32
<i>Figura 11. Gráfica de las presiones de Detonación y Explosión</i>	36
<i>Figura 12. Influencia de la Distancia a la Cara en el Sistema de Grietas Radiales</i>	38
<i>Figura 13. Estructura del ANFO pesado.</i>	49

<b>Figura 14.</b>	<i>Conector de plástico en cordón detonante de muy baja energía</i>	50
<b>Figura 15.</b>	<i>Esquema de encendido con detonadores Nonel y conectadores</i>	51
<b>Figura 16.</b>	<i>Detonador y piezas de conexión de tubos</i> __ <b>¡Error! Marcador no definido.</b>	
<b>Figura 17.</b>	<i>Detonador ordinario</i>	52
<b>Figura 18.</b>	<i>Iniciación con mecha lenta y detonador convencional</i>	52
<b>Figura 19.</b>	<i>Malla de perforación 4.3 x 4.0</i>	55
<b>Figura 20.</b>	<i>Ubicación Satelital de La Unidad Minera SHUNTUR</i>	57
<b>Figura 21.</b>	<i>Geología Regional</i>	59
<b>Figura 22.</b>	<i>Columna Estratigráfica</i>	59
<b>Figura 23.</b>	<i>Columna Estratigráfica local</i>	62
<b>Figura 24.</b>	<i>Proyección en superficie de los cuerpos mineralizados</i>	67
<b>Figura 25.</b>	<i>cámara de carguío</i>	80
<b>Figura 26.</b>	<i>Diseño del burden y espaciamiento de cuatro secciones de la Rp783(-).</i>	91
<b>Figura 27.</b>	<i>Estándar de perforación y voladura de la Rp783(-).</i>	92
<b>Figura 28.</b>	<i>Diseño del burden y espaciamiento de cuatro secciones de la Vn624SW.</i>	102
<b>Figura 29.</b>	<i>Estándar de perforación y voladura de la Vn624SW.</i>	103
<b>Figura 30.</b>	<i>Radio de Rp783(-) con estándar 0.9m</i>	104
<b>Figura 31.</b>	<i>Sección de la Rp783(-) con estándar 4.0x4.5 control de sección por sobre rotura de 11cm.</i>	105
<b>Figura 32.</b>	<i>Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) con estándar.</i>	105
<b>Figura 33.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.</i>	105

<b>Figura 34.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.</i>	_____	106
<b>Figura 35.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.</i>	_____	106
<b>Figura 36.</b>	<i>Carguío de taladros con Superfam2 en Rp783(-) con estándar.</i>	_____	106
<b>Figura 37.</b>	<i>Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) con estándar.</i>	_____	107
<b>Figura 38.</b>	<i>Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) con estándar.</i>	_____	107
<b>Figura 39.</b>	<i>Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Rp783(-) con estándar.</i>		107
<b>Figura 40.</b>	<i>Amarre con cordón detonante 3PE en la Rp783(-) con estándar.</i>	_____	108
<b>Figura 41.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) con estándar.</i>		108
<b>Figura 42.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) con estándar.</i>		108
<b>Figura 43.</b>	<i>Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Rp783(-) con estándar.</i>		109
<b>Figura 44.</b>	<i>Sección de la Rp783(-) sin estándar 4.0x4.5.</i>	_____	109
<b>Figura 45.</b>	<i>Radio de Rp783(-) sin estándar 0.9m</i>	_____	109
<b>Figura 46.</b>	<i>Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	110
<b>Figura 47.</b>	<i>Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	110
<b>Figura 48.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	110
<b>Figura 49.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	111
<b>Figura 50.</b>	<i>Carguío de taladros con Superfam2 en Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	111
<b>Figura 51.</b>	<i>Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) sin estándar.</i>	_____	111

<b>Figura 52.</b>	<i>Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) sin estándar.</i>	112
<b>Figura 53.</b>	<i>Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Rp783(-) sin estándar.</i>	112
<b>Figura 54.</b>	<i>Amarre con cordón detonante 3PE en la Rp783(-) sin estándar.</i>	112
<b>Figura 55.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) sin estándar.</i>	113
<b>Figura 56.</b>	<i>Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Rp783(-) sin estándar.</i>	113
<b>Figura 57.</b>	<i>Radio de Vn624sw con estándar 0.8m</i>	114
<b>Figura 58.</b>	<i>Sección de la Vn624sw con estándar 3.5x3.5 control de sección por sobre rotura de 8.5cm.</i>	114
<b>Figura 59.</b>	<i>Diseño de la malla de perforación de la Vn624sw con estándar.</i>	115
<b>Figura 60.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Vn624sw con estándar.</i>	115
<b>Figura 61.</b>	<i>Carguío de taladros con Superfam2 en Vn624sw con estándar.</i>	115
<b>Figura 62.</b>	<i>Carguío de tacos de material estéril en Vn624sw con estándar.</i>	116
<b>Figura 63.</b>	<i>Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Vn624sw con estándar.</i>	116
<b>Figura 64.</b>	<i>Amarre con cordón detonante 3PE en la Vn624sw con estándar.</i>	116
<b>Figura 65.</b>	<i>Inicio de voladura en la Vn624sw con estándar.</i>	117
<b>Figura 66.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw con estándar.</i>	117

<b>Figura 67.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw con estándar.</i>	
		117
<b>Figura 68.</b>	<i>Distribución de la energía del explosivo a 1.75m</i>	118
<b>Figura 69.</b>	<i>Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw con estándar.</i>	118
<b>Figura 70.</b>	<i>Sección de la Vn624sw sin estándar 3.5x3.5.</i>	118
<b>Figura 71.</b>	<i>Diseño de la malla de perforación de la Vn624sw sin estándar.</i>	119
<b>Figura 72.</b>	<i>Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Vn624sw sin estándar.</i>	119
<b>Figura 73.</b>	<i>Carguío de taladros con Superfam2 en Vn624sw sin estándar.</i>	119
<b>Figura 74.</b>	<i>Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Vn624sw sin estándar.</i>	120
<b>Figura 75.</b>	<i>Amarre con cordón detonante 3PE en la Vn624sw sin estándar.</i>	120
<b>Figura 76.</b>	<i>Inicio de voladura en la Vn624sw sin estándar.</i>	120
<b>Figura 77.</b>	<i>Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw sin estándar.</i>	121
<b>Figura 78.</b>	<i>Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw sin estándar.</i>	121
<b>Figura 79.</b>	<i>Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw sin estándar.</i>	121

## INDICE DE TABLAS

<b>Tabla 1.</b>	<i>Operacionalización de variables</i>	6
<b>Tabla 2.</b>	<i>Programa mensual mes de julio 2022</i>	7
<b>Tabla 3.</b>	<i>Relación De Labores Según Muestra del Programa Mensual – Julio 2022.</i>	8
<b>Tabla 4.</b>	<i>Constante Para Diferentes Tipos De Roca Y Relación Lineal Con El Consumo Específico De Explosivo</i>	30
<b>Tabla 5.</b>	<i>Ingredientes de los explosivos</i>	37
<b>Tabla 6.</b>	<i>Sensibilidad</i>	39
<b>Tabla 7.</b>	<i>Resistencia al Agua</i>	40
<b>Tabla 8.</b>	<i>Calidad de vapores</i>	41
<b>Tabla 9.</b>	<i>Resistencia a la Temperatura</i>	42
<b>Tabla 10.</b>	<i>Sensitividad</i>	43
<b>Tabla 11.</b>	<i>Velocidad de Detonación (m/s)</i>	44
<b>Tabla 12.</b>	<i>Presión de Detonación</i>	45
<b>Tabla 13.</b>	<i>Densidad</i>	45
<b>Tabla 14.</b>	<i>Acceso a la Unidad minera</i>	58
<b>Tabla 15.</b>	<i>Reservas minerales probadas mina Shuntur</i>	70
<b>Tabla 16.</b>	<i>Reservas minerales probables mina shuntur</i>	70
<b>Tabla 17.</b>	<i>Resumen reservas mina shuntur</i>	70
<b>Tabla 18.</b>	<i>Criterio para la clasificación de la masa rocosa</i>	73
<b>Tabla 19.</b>	<i>Aberturas máximas estimadas para excavaciones de la roca</i>	74

<b>Tabla 20.</b>	<i>Sostenimiento para labores de avance permanentes</i>	75
<b>Tabla 21.</b>	<i>Sostenimiento para labores de avance permanentes</i>	76
<b>Tabla 22.</b>	<i>Especificaciones de labores a perforar</i>	78
<b>Tabla 23.</b>	<i>Datos geométricos Rp 783(-).</i>	82
<b>Tabla 24.</b>	<i>Calidad del Macizo Rocosó Rp783 Desmonte</i>	82
<b>Tabla 25.</b>	<i>Datos técnicos Rp783(-).</i>	82
<b>Tabla 26.</b>	<i>Diseño del avance de la Vn624SW.</i>	84
<b>Tabla 27.</b>	<i>Burden y espaciamento práctico en el primer cuadrante de la Rp783(-).</i>	85
<b>Tabla 28.</b>	<i>Coordenadas Del I Cuadrante Rp783</i>	85
<b>Tabla 29.</b>	<i>Constante de roca para Rp783(-).</i>	86
<b>Tabla 30.</b>	<i>Factor de roca para Rp783(-).</i>	86
<b>Tabla 31.</b>	<i>Índice de volabilidad para Rp783(-).</i>	87
<b>Tabla 32.</b>	<i>Factor de energía para Rp783(-).</i>	87
<b>Tabla 33.</b>	<i>Concentración lineal de carga para Rp783(-).</i>	87
<b>Tabla 34.</b>	<i>Predicción de fragmentación para Rp783(-).</i>	88
<b>Tabla 35.</b>	<i>Burden y espaciamento práctico en el segundo cuadrante de la Rp783(-).</i>	88
<b>Tabla 36.</b>	<i>Coordenadas Del II Cuadrante Rp783</i>	89
<b>Tabla 37.</b>	<i>Burden y espaciamento práctico en el tercer cuadrante de la Rp783(-).</i>	89
<b>Tabla 38.</b>	<i>Coordenadas Del III Cuadrante Rp783</i>	89
<b>Tabla 39.</b>	<i>Burden y espaciamento práctico en el cuarto cuadrante de la Rp783(-).</i>	90
<b>Tabla 40.</b>	<i>Coordenadas Del IV Cuadrante Rp783</i>	90

<b>Tabla 41.</b>	<i>Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Rp783(-)</i>	90
<b>Tabla 42.</b>	<i>Datos geométricos Vn624SW.</i>	93
<b>Tabla 43.</b>	<i>Calidad del Macizo Rocoso Vn 624 Mineralizado</i>	93
<b>Tabla 44.</b>	<i>Datos técnicos Vn624SW</i>	94
<b>Tabla 45.</b>	<i>Diseño del avance de la Vn624SW.</i>	94
<b>Tabla 46.</b>	<i>Burden y espaciamento practico en el primer cuadrante de la Vn624SW</i>	95
<b>Tabla 47.</b>	<i>Coordenadas del I cuadrante Vn624</i>	96
<b>Tabla 48.</b>	<i>Constante de roca para Vn624sw.</i>	96
<b>Tabla 49.</b>	<i>Factor de roca para Vn624sw.</i>	97
<b>Tabla 50.</b>	<i>Índice de volabilidad para Vn624sw.</i>	97
<b>Tabla 51.</b>	<i>Factor de energía para Vn624sw.</i>	97
<b>Tabla 52.</b>	<i>Concentración lineal de carga para Vn624sw.</i>	98
<b>Tabla 53.</b>	<i>Predicción de fragmentación para Vn624sw.</i>	98
<b>Tabla 54.</b>	<i>Burden y espaciamento practico en el segundo cuadrante de la Vn624SW.</i>	99
<b>Tabla 55.</b>	<i>Coordenadas Del II Cuadrante Vn624</i>	99
<b>Tabla 56.</b>	<i>Burden y espaciamento practico en el tercer cuadrante de la Vn624SW</i>	100
<b>Tabla 57.</b>	<i>Coordenadas Del III Cuadrante Vn624</i>	100
<b>Tabla 58.</b>	<i>Burden y espaciamento practico en el cuarto cuadrante de la Vn624SW</i>	100
<b>Tabla 59.</b>	<i>Coordenadas Del IV Cuadrante Vn624</i>	101
<b>Tabla 60.</b>	<i>Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Vn624sw</i>	101
<b>Tabla 61.</b>	<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Rp 783(-)</i>	104

<b>Tabla 62.</b>	<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW</i>	114
<b>Tabla 63.</b>	<i>Precio De Explosivos Y Accesorios</i>	122
<b>Tabla 64.</b>	<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Rp 783SW</i>	126
<b>Tabla 65.</b>	<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW</i>	126
<b>Tabla 66.</b>	<i>Análisis Del Costo por Metro Perforado De Rp783(-) en Aceros</i>	127
<b>Tabla 67.</b>	<i>Análisis Del Costo por Metro Perforado De Vn624SW en Aceros</i>	127
<b>Tabla 68.</b>	<i>Costo Explosivo Rp783(-) Sin Malla Estandarizada</i>	128
<b>Tabla 69.</b>	<i>Costo Explosivo Rp783(-) con Malla Estandarizada</i>	128
<b>Tabla 70.</b>	<i>Costo Explosivo Vn624 Sin Malla Estandarizada</i>	129
<b>Tabla 71.</b>	<i>Costo Explosivo Vn624 Con Malla Estandarizada</i>	129
<b>Tabla 72.</b>	<i>Comparativo Del Costo Por Disparo De Rp783(-) sin Estándar Vs con Estándar en Aceros</i>	130
<b>Tabla 73.</b>	<i>Comparativo Del Costo Por Disparo De Vn624SW sin Estándar Vs con Estándar en Aceros</i>	130
<b>Tabla 74.</b>	<i>Comparativo Técnico -económico sin estándar vs optimizado</i>	130

## INDICE DE GRAFICOS

<b>Gráfico 1.</b>	<i>Agentes explosivos secos con base en nitrato de amonio</i>	48
<b>Gráfico 2.</b>	<i>Cantidad taladros perforados rp783 (-) sin estándar vs estándar.</i>	123
<b>Gráfico 3.</b>	<i>Promedio taladros perforados vn624sw sin estándar vs estándar</i>	124
<b>Gráfico 4.</b>	<i>Promedio perforación Rp783(-) sin estándar.</i>	124
<b>Gráfico 5.</b>	<i>Promedio perforación Rp783(-) con estándar.</i>	124
<b>Gráfico 6.</b>	<i>Promedio perforación vn624sw sin estándar.</i>	124
<b>Gráfico 7.</b>	<i>Promedio perforación vn624sw con estándar.</i>	125
<b>Gráfico 8.</b>	<i>Factor carga Rp783(-) sin estándar vs con estándar.</i>	125
<b>Gráfico 9.</b>	<i>Factor potencia vn624sw) sin estándar vs con estándar.</i>	125

## **CAPITULO I.**

### **ASPECTOS METODOLOGICOS DEL TRABAJO**

#### **1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

Uno de los grandes problemas con los que comúnmente tienen que lidiar día a día la gran parte de las minas subterráneas en el mundo entero están relacionados principalmente a los procesos de perforación voladura relacionando básicamente a los temas de optimización de estándares, aplicación de software para simulaciones, rendimientos a través de KPI, fragmentación idónea y generar el menor daño al macizo rocoso.

El tema perforación y voladura de rocas es un proceso de fragmentación de la roca, que busca la precisión y eficiencia para obtener los mejores resultados. En la actualidad existe muchas limitaciones en la aplicación de software en el mundo de la minería subterránea que ayuden a encontrar parámetros óptimos para la generación o el planteamiento de estándares.

Minera Shuntur S.A.C. es una empresa peruana que se dedicada a la exploración, extracción y desarrollo de la minería peruana, cuenta con más de 20 años de experiencia trabajando de forma seria, eficiente y segura la minería en el Perú; buscando además el desarrollo mediante asociaciones con empleados y pueblos locales.

Actualmente tiene problemas incesantes en los frentes de perforación y voladura como son: Disparos fallados (soplado, anillado), deficiencia de estándares en el proceso de perforación y voladura, presencia de sobre rotura (corona, hastiales y piso(prioridad)), elevados índices de consumo de explosivos, insuficiente control de los parámetros de perforación, incumplimiento al programa mensual y una escasez de registros de capacitaciones al personal en el área de perforación y voladura. Dichas situaciones se deben a las siguientes causas principalmente: falta de implementación, actualización, seguimiento al cumplimiento de estándares de perforación y voladura, pésimo control del consumo de explosivos, desconocimiento de voladura controlada e incumplimiento al programa de capacitaciones.

Todo ello ha conllevado a tener: pérdidas económicas en la valorización, penalidades por incumplimiento al programa mensual, labores inestables, daños al macizo rocoso, disparos fallados, incrementos y perdidas en los costos de explosivos, incumplimiento de objetivos del programa de desarrollo, preparación, exploración e infraestructura de la mina y personal mal capacitado.

Actualmente Minera Shuntur S.A.C., ha encontrado una alternativa de implementar un modelo matemático que involucra variables geomecánicas para implementar los estándares de perforación y voladura según calidad del macizo rocoso.

En consecuencia, el presente trabajo de investigación se dedicará al estudio de simular el algoritmo de Roger Holmberg en el JKSimBlast para implementar los estándares de perforación y voladura en minera Shuntur 2022.

## **1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### ***1.2.1 Problema general***

- ¿Cómo optimizar los estándares de perforación y voladura mediante la simulación del algoritmo Holmberg en el software JKSimBlast 2D Face de los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?

### ***1.2.2 Problemas específicos***

- ¿En qué medida la Implementación de la simulación del software JKSimBlast 2D face, optimizará los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?
- ¿En qué medida la simulación del software JKSimBlast garantizará la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?
- ¿En qué medida la simulación del software JKSimBlast influenciará en los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?

## **1.3 OBJETIVOS**

### ***1.3.1 Objetivo general***

- Optimizar los estándares de perforación y voladura mediante la simulación del algoritmo Holmberg en el software JKSimBlast 2D face en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

### **1.3.2 *Objetivos específicos***

- Implementar la simulación del software JKSimBlast 2D face, para optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.
- Demostrar que la simulación del software JKSimBlast 2D face garantice la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.
- Demostrar que la simulación del software JKSimBlast 2D face Reduzca los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

## **1.4 JUSTIFICACION DEL ESTUDIO**

En toda unidad minera el tema de perforación y voladura es una de las áreas con mayor índice de costos, por ello es necesario realizar un estudio exhaustivo de simular dicho proceso para implementar estándares que conlleven a optimizar los costos, por lo que se justifica económicamente el desarrollo del presente proyecto.

Por esta razón en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022, se ha decidido simular el algoritmo de Roger Holmberg en el software JKSimBlast para implementar estándares de perforación y voladura.

Pero como tal cambio debe hacerse de manera que satisfaga las necesidades de implementar estándares, garantizar la estabilidad del macizo rocoso, optimizar los costos, mejorar la seguridad y la protección del ambiente de trabajo, se ha decidido la realización de dicho trabajo de investigación para lograr los objetivos establecidos.

## **1.5 DELIMITACION DE LA INVESTIGACIÓN**

### ***1.5.1 Delimitación Temporal***

El presente trabajo de investigación inicia el mes de Enero del 2022 al mes de Agosto del 2022 donde terminará el periodo de investigación

### ***1.5.2 Delimitación Espacial***

El proyecto se desarrolla en el ámbito geográfico de la región Ancash – Provincia Huaraz, distrito de Pira, en la unidad minera SHUNTUR.

## **1.6 HIPOTESIS**

### ***1.6.1 Hipótesis General***

- Mediante la Simulación del Algoritmo Holmberg en el JKSIMBLAST 2D FACE Se logra optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

### ***1.6.2 Hipótesis Especificas***

- La Implementación de la simulación del software JKSimBlast 2D face logrará optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.
- La simulación del software JKSimBlast 2D face garantizará la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.
- La simulación del software JKSimBlast 2D face reducirá los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022

## 1.7 VARIABLES E INDICADORES

### 1.7.1 Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de variables

Variable	Dimensión	Indicadores	
Independiente	Diseño de perforación y voladura	Caracterización de roca intacta y macizo rocoso.	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Las Propiedades físicas.</li> <li>- Las Propiedades mecánicas.</li> <li>- El Índice de la calidad de roca RQD.</li> <li>- La Evaluación de RMR de Bieniawski (1989).</li> <li>- Sistema de clasificación GSI.</li> <li>- Hoek y Paul marinos.</li> </ul>
		Consideraciones geométricas de labor.	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Ancho.</li> <li>- Alto.</li> <li>- Forma.</li> </ul>
		Consideraciones de los parámetros de perforación.	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Burden.</li> <li>- Espaciamiento.</li> <li>- El diámetro de taladros de producción y alivio.</li> <li>- N° de los taladros perforados, cargados y de alivio.</li> <li>- La longitud de perforación.</li> <li>- La eficiencia de perforación.</li> </ul>
	Simulación del algoritmo Roger Holmberg.	Aspecto geológico.	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Ore.</li> <li>- Waste.</li> </ul>
		Estilo de contorno	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Square</li> <li>- Bézier</li> <li>- Rounded</li> <li>- Circle</li> </ul>
		Perforación taladros	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Diámetro.</li> <li>- Longitud.</li> <li>- Tipo.</li> <li>- Orientación.</li> </ul>
		Carga taladro	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Densidad.</li> <li>- Energía.</li> </ul>
		Retardos taladro	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Serie.</li> <li>- Nombre.</li> <li>- Delay.</li> <li>- Longitud.</li> <li>- VOD.</li> </ul>
		Detonación taladro	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Carga operante.</li> <li>- VPP.</li> <li>- Air blast.</li> <li>- Explosive Energy Distribution.</li> </ul>
	Dependiente.	Optimización de estándares	Consideraciones de los parámetros de voladura.

Fuente: *Elaboración Propia*

## 1.8 METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

### 1.8.1 Tipo de Investigación

El tipo de investigación a ser utilizado en el presente trabajo será la Investigación Aplicada, Constructiva o Utilitaria, porque buscamos aplicar conocimientos teóricos a una determinada situación concreta y las consecuencias prácticas que de ellas se deriven.

### 1.8.2 Nivel de Investigación

El nivel de investigación a ser utilizado en el presente trabajo de investigación será Descriptivo. Porque es la predicción e identificación de las relaciones que existen entre dos o más variables.

### 1.8.3 Población y Muestra

#### 1.8.3.1 Población

Dicha población está representada por 15 frentes según el programa mensual de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

Tabla 2. Programa mensual mes de julio 2022

COMPAÑIA MINERA SHUNTUR Planeamiento e Ingeniería							
PROGRAMA JULIO 2022 CONTRATA CONTMIN							
Fase	Nivel	Nombre Labor	Tipo M=Mineral D=Desmonte	Sección		Programa del Mes (Mt)	Descripción
				Ancho	Alto		
<b>METRAJE DE AVANCE LINEAL</b>							
EXPL	400	GL 512 NW	M	3.50	3.50	33.00	Exploración Nv. 400
EXPL	400	VN 622 SW	M	3.50	3.50	40.00	Exploración Nv. 400
EXPL	606	VN 880 SE	M	3.50	3.50	17.00	Exploración Nv. 606
<b>EXPLORACION</b>				<b>TOTAL</b>		<b>90.00</b>	
PREP	380	VN 624 SW	M	3.50	3.50	23.00	Preparacion Nv. 380
PREP	751	VN 904 SE	M	3.50	3.50	22.00	Preparacion Nv. 751
<b>PREPARACION</b>				<b>TOTAL</b>		<b>45.00</b>	
DES	380	RP(-) 783	D	5.00	4.50	40.00	Profundización Cuerpo Meza
DES	737	RP(+) 894	D	3.50	3.50	30.00	Desarrollo hacia zona de recuperacion Nv. 737
DES	400	CX 671	D	4.00	4.00	30.00	Crucero Nv. 400
DES	380	CX 672	D	4.00	4.50	50.00	Crucero Nv. 380
<b>DESARROLLO</b>				<b>TOTAL</b>		<b>150.00</b>	
INFR	380	VN 657 NE	D	4.00	4.00	17.00	Ventana de Acumulación
INFR	380	VN 677 SE	D	4.00	4.00	18.00	Ventana hacia poza Nv. 380
INFR	380	VN 678 SE	D	4.00	4.00	16.00	Ventana para poza de Bombeo Nv. 380
INFR	380	VN 611 SE	D	3.50	3.50	8.00	Ventana para Chimenea de Servicio
<b>INFRAESTRUCTURA</b>				<b>TOTAL</b>		<b>59.00</b>	
<b>SUB TOTAL AVANCE LINEAL</b>						<b>344.00</b>	
<b>METRAJE EN CHIMENEAS</b>							
INFR	380	CH 611	D	1.50	2.10	18.00	Chimenea Servicios Nv 380
INFR	380	CH 682	D	1.50	2.10	18.00	Chimenea Servicios Nv 380
<b>SUB TOTAL CHIMENEAS</b>						<b>36.00</b>	
<b>TOTAL</b>						<b>380.00</b>	

INFR.= INFRAESTRUCTURA  
 EXPL.= EXPLORACION  
 DES.= DESARROLLO  
 PREP.= PREPARACION

Fuente: Compañía minera Shuntur área planeamiento ingeniería

### 1.8.3.2 Muestra

Una muestra es una parte representativa de una población cuyas características esenciales son objetivas y reflejan fielmente la muestra, de modo que los resultados obtenidos en la muestra pueden generalizarse a todos los elementos que componen la población.

Esta muestra corresponde a un muestreo no probabilístico. Dado que es un método de muestreo, nosotros, como investigadores, seleccionamos las muestras en función de nuestro juicio subjetivo y no al azar. Específicamente, elegiríamos Intención o Prueba.

Por lo tanto, el tamaño de muestra es de 2 frentes del programa mensual de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

*Tabla 3. Relación De Labores Según Muestra del Programa Mensual – Julio 2022.*

Nº	Nivel	LABOR	Sección	Fase
1	400	RP783(-)	4.0x4.5	Des
2	400	VN624SW	3.5x3.5	Infr.

Fuente: *Minera Shuntur S.A.C.*

### 1.8.4 Técnicas e instrumentos de Recolección De Datos

#### 1.8.4.1 Técnicas de Recolección de la información

Las formas o maneras de obtener los datos e información en el presente trabajo de investigación son las siguientes:

- Entrevistar a los trabajadores para obtener la información personal en forma de descriptiva, de interpretación o evaluación.

- Observación directamente insitu de las actividades que desarrollan los trabajadores y las características de la roca en los frentes.
- La Revisión de fuentes bibliográficas de acuerdo al tema de investigación (libros, informe de tesis, revistas, publicaciones).

Los medios que empleamos para recolectar y almacenar los datos e información en el presente trabajo de investigación son los siguientes:

- a) Fotografías.
- b) Planos.
- c) Fichas de control diario de avance.
- d) Los Registros
- e) Libretas de campo.
- f) Los ábacos y tablas.

#### **1.8.4.2 Procesamiento y Análisis De Datos**

El procesamiento es la actividad de (clasificación, registro, tabulación, etc.) a las que son sometidos los datos en el presente trabajo de investigación y para agilizar nos apoyaremos en programas de computacionales como: Excel, Word, AutoCAD, JKSimBlast (2DFACE), etc. Referente al análisis se definen técnicas lógicas o estadísticas que serán empleadas para su realización y la interpretación de los resultados obtenidos.

## CAPITULO II.

### MARCO TEÓRICO CONCEPTUAL

#### 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

##### 2.1.1 *Antecedente Internacional*

**Araya (2018)**, en su tesis *Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros*, concluye que:

“Es un método que hay que implementar analizando si el resultado obtenido fue el esperado e implementar mejoras en el diseño en el caso de que se aleje de los cálculos esperados. Diseñar cada una de las secciones de una frente variará al diseñar la rainura, de acuerdo con la metodología mientras más tiros de alivio más separados estarán los tiros de la rainura entre sí. Esta parte del diseño es fundamental porque generara la cara libre para que todos los demás tiros puedan salir sin inconvenientes, al separar demasiado los tiros la concentración de la energía permanece más intensa en los tres primeros cuadrantes y el cuarto cuadrante se comienza a confundir con tiros auxiliares. Se reduce la cantidad de perforaciones a realizar en la frente de 64 a 58 para un diseño con uno y dos tiros de alivio respectivamente. Esto presenta una ventaja en la cantidad de materiales a usar, pero llegar a un punto donde el burden y/o espaciamiento sea excesivo puede generar una frente irregular como resultado, eso significa

que al realizar un nuevo avance nos encontremos con protuberancias rocosas por lo cual sería necesario implementar tronadura secundaria para solucionarlo. En resumen, llegar a obtener el diseño de malla ideal para un caso específico no depende de solo del uso de esta metodología, es una buena herramienta para disponer todos los tiros necesarios para una malla de perforación, pero siempre hay que implementarla por personal que tenga el criterio de analizar si el resultado es el razonable para cada situación y siempre está presente el riesgo de que aparezcan errores generados por las personas al momento de perforar” (p. 75).

### **2.1.2 Antecedente Nacional**

**Rivera (2019)**, en su tesis *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán III*, menciona que:

“El objetivo principal es optimizar las operaciones de perforación y voladura, lograr una mayor eficiencia de voladura y cumpliendo el planeamiento mensual programado. El método es aplicativo, cuantitativo y cuasi experimental, la metodología fue por objetivos. Se diseñó una malla de perforación y voladura con el modelo matemático Holmberg modificando. Se concluyó que “se estandariza la nueva malla de perforación y voladura, logrando reducir la cantidad de taladros mediante el diseño de malla por el modelo matemático Holmberg de 65 taladros perforados a 52 taladros perforados y tener una buena distribución de acuerdo a los resultados obtenidos de los cálculos del burden y espaciamiento entre taladros en la sección del túnel”, “con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura por el método Roger Holmberg modificado implementado en la construcción del túnel se logró una eficiencia en cuanto a avances lineales de 2.77 metros a 3.55 metros y de esta manera se mejoró el avance lineal en el túnel, logrando cumplir el planeamiento mensual programado en avance lineal” y “con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el proyecto hidroeléctrico

se logra reducir el factor de carga explosiva de 3.47 Kg/m<sup>3</sup> a 2.52 Kg/m<sup>3</sup>, obteniendo una voladura controlada y no tener sobre excavación, mayor control de los hastiales y corona distribuyendo el explosivo de acuerdo a los cálculos realizados” (p. 13).

**Jiménez (2021)**, en su tesis *Automatización del modelo matemático Holmberg para el cálculo y diseño de mallas de perforación en frentes de desarrollo*, menciona que:

“El objetivo es automatizar el modelo matemático Holmberg para el cálculo y diseño de mallas mediante lenguaje de programación VBA tomando como caso práctico la galería 710 SE del prospecto Monserrat. En primera instancia se realizó el respectivo mapeo geomecánico y toma de muestras seguido de los ensayos de mecánica de rocas en donde se obtuvieron resultados satisfactorios debido a la calidad de las muestras; con una densidad promedio de 2.7 t/m<sup>3</sup>. En total se utilizaron tres probetas, de las cuales la tercera fue dispuesta para el ensayo de compresión uniaxial obteniendo valores de esfuerzo máximo y mínimo iguales a 45 y 0 Mpa respectivamente.

Posteriormente se determinó la calidad del macizo rocoso en base a los resultados del mapeo geomecánico, definiendo de esta manera un RMR del tipo III y un RQD de 75.4. En el tema de programación se trabajó en tres etapas principales. La primera que establece la consolidación de la base de datos. La segunda que parte de una programación orientada a objetos estableciendo el esquema de desarrollo con los diversos parámetros y variables operacionales del modelo matemático Holmberg, obteniendo resultados cuantitativos de carga, número de taladros, burden y espaciamiento. La tercera etapa genera resultados a nivel de diseño utilizando la interfaz ActiveX de AutoCAD y VBA la cual define y dibuja la distribución final de los taladros a escala en formato DWG” (p. 15).

**Condori (2021)**, en su tesis *optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera estrella de chaparra SA*, menciona que:

El objetivo de diseñar la malla de perforación mediante el modelo matemático de Holmberg con la finalidad de optimizar las operaciones de voladura en el tajeo nuevo porvenir, esto lleva a trabajar un investigación de tipo Descriptivo, Analítico y Aplicativo; con un diseño experimental de corte experimento puro y método hipotético deductivo, cuyo lugar de estudio es la Unidad minera aurífera estrella que está situado en el Departamento de Arequipa, donde la población está conformado por los tajeos Santa Teresa y Cecilia, donde están estructurados por rocas de granodiorita y andesita que tiene una densidad de 2,65 TM/m<sup>3</sup>, de los cuales toma un muestreo de tipo no probabilístico, Finalmente se llega a los resultados donde se estuvo haciendo un sobrecarga de taladros con Burden 0.45m y se mejoró dicha malla de perforación, llegando así a la conclusión “El diseño de malla de sección 2mx10m mediante el modelo Holmberg se incrementó la longitud efectiva de perforación a 1,71 metros y así reduciendo en número de taladros considerablemente así reducir los costos de perforación y voladura desde 11.39 \$/TM a 6.68 \$/TM e incrementar la producción en 11,13 tm/disparo donde esto tiene un equilibrio de meta (2,45 g Au/TM.) esto sale en producción de oro a un incremento de 28.04 g Au/disparo”. (p. 3).

**Quispe (2014)**, en su tesis El modelo matemático de Holmberg como alternativa en el diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A., concluyo que:

Con la aplicación de este método se pudo optimizar en un 95% el avance por disparo, se redujo el costo en la voladura de rocas (menos explosivo por la reducción de taladros de producción), se determinó que el diseño de malla de perforación resulto optimo en los avances lineales de los frentes, se estandarizo las labores lineales con el modelo de malla de perforación de acuerdo al tipo de roca. Es muy confiable realizar las operaciones de voladura con el diseño de mallas de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg. (p. 63).

**Loza (2013)**, En su tesis Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A., concluyo que:

Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones Geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos. Se demuestra que mejorando la malla de perforación se reduce la cantidad de fallas de la voladura en un 20 % a comparación de los años 2009 – 2010, con una disminución de 144 disparos fallados. (p. 95).

**Castillón (2018)**, en su tesis Desarrollo de la herramienta BLASTMINE para la optimización del diseño de voladura en túneles y galerías en minas mecanizadas subterráneas, concluye que:

El rendimiento de avance metro lineal / hombre guardia incrementa en 3.17% debido a que se realiza un mayor avance lineal y se sigue manteniendo la misma cantidad de trabajadores, con la posibilidad de aumentar el rendimiento esto va a depender del conocimiento y destreza del trabajador, así como de las condiciones que se dan, contar con equipos y herramientas en buen estado, así también podemos apreciar que la eficiencia de avance/disparo que representa un 95% por eficiencia de voladura ha mejorado respecto al programado en el planeamiento de avances en cuanto al cumplimiento de metas de un 94.81% a un 99.29%, debido a la optimización de la malla de perforación y voladura, y al constante seguimiento antes, durante y después de la perforación, así también a la capacitación continua en los Estándares de Perforación y Voladura. Por lo tanto, podemos concluir que desarrollo de la herramienta BLASTMINE para la optimización del diseño de voladura en túneles y galerías en minas mecanizadas subterráneas influye de manera positiva en el rendimiento del ciclo de minado optimizando tiempos e incrementando los avances con los mismos recursos. (p. 187).

## 2.2 MARCO CONCEPTUAL

### 2.2.1 *Perforación de rocas.*

Este es el primer trabajo para desarrollar una operación minera que consiste en realizar agujeros cilíndricos llamados taladro de diámetro y longitud variable con una distribución y geometría adecuada en un mineral o estéril para acomodar la carga en su interior. y sus accesorios de detonación

#### 2.2.1.1 Equipos de Perforación.

Dependiendo de la variedad de operaciones de excavación explosiva, se han desarrollado una gran cantidad de máquinas de impacto, rotativas y rotativas de impacto y/o plataformas de perforación

**Figura 1.** *Jumbo de perforación*

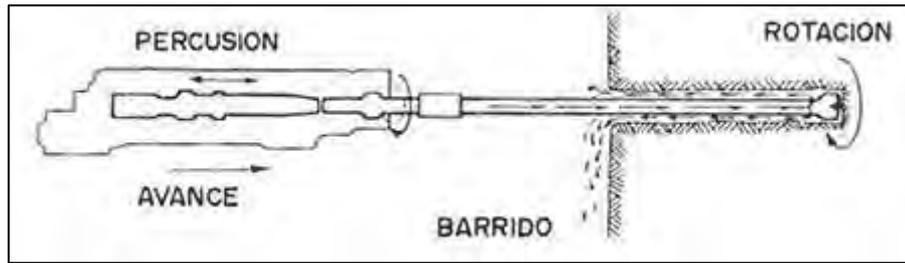


Fuente: *Propia*

### 2.2.2 *Perforación rotopercutiva.*

Comúnmente utilizado en minas subterráneas, el punzonado de este equipo se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) golpeando la herramienta, que a su vez transfiere la energía al fondo del pozo a través del último elemento llamado broca.

**Figura 2.** *Perforación Rotopercutiva*



Fuente: *Manual Práctico de Voladura de Rocas*, Exsa

### 2.2.2.1 Fundamentos de la perforación rotopercusiva.

- **Percusión:** El choque producido por el impacto del pistón crea una onda de choque que se transmite al taladro a través del barreno (martillo superior) o un impacto directo en el pistón (martillo de fondo). El mecanismo de impacto consume del 80% al 85% de la potencia de la máquina.
- **Rotación:** Con este movimiento, el taladro gira, creando choques en la roca en diferentes lugares.
- **Empuje:** Esto mantiene la sarta de perforación en contacto con la roca y aumenta la presión sobre la sarta de perforación. La presión insuficiente tiene las siguientes consecuencias negativas: penetración reducida, mayor desgaste de varillas y manguitos. Por el contrario, si la fuerza de presión es demasiado grande, la velocidad de perforación también disminuirá, dificultando el desatornillado de la tubería de perforación, lo que aumenta el desgaste de la broca y hace que la broca se desvíe.
- **Barrido:** Los fluidos de barrido permiten la succión de escombros del fondo del pozo; de lo contrario, se utilizará mucha energía para romper estas partículas, lo que provocará desgaste y pérdida de rendimiento y el riesgo de taponamiento.

### 2.2.3 Accesorios de perforación

- **Brocas:** Son herramientas de corte, generalmente de acero de alto impacto, con filos reforzados con perdigones o cuchillas y cuchillas o botones de un material de carburo de tungsteno muy duro y resistente al desgaste.
- **Barras o Barrenos:** Son barras o tubos de acero de conexión que transmiten la fuerza de impacto al taladro en un extremo, pueden ser tubulares, hexagonales, rígidos, etc. Y así conexión roscada, como roscado, como anidado liso, etc.

Figura 3. Barrenos y brocas



Fuente: *Manual práctico de voladura de rocas, Exsa.*

### 2.2.4 Errores en la Perforación

Los errores de perforación, o errores en agujeros de pequeño diámetro en el suelo, son muy importantes, sobre todo si afectan al inicio del tiro. cómo estás.

- **Arranques:** diámetro mayores y menores , o número de taladros de alivio.
- **Desviaciones en el paralelismo:** Es un caso en que el espaciamiento y el burden no son simétricos entonces la carga es desigual y mayor que la base, lo que afecta la fractura y el accionamiento. Este tema es muy importante al inicio y perímetro (techo) de túneles y corredores.

- **Espaciamientos irregulares entre taladros:** Nos da resultados de una fragmentación gruesa o tiros sopladados.
- **La irregular longitud de taladros:** Esto afecta a la progresión (sobre todo si el taladro de alivio es corto) y también determina nuevas caras muy irregulares.
- **Intercepción de taladros:** Esto afecta la propagación de explosivos en el cuerpo de roca frangible.
- **Demasiados de taladros:** Si hay más taladros de los necesarios o el diámetro del taladro es muy grande, se puede producir una sobrecarga que afecte a la roca circundante.

Figura 4. Errores en la perforación



Fuente: Lopez Jimeno, 1987.

### 2.2.5 Factores que influyen en la perforación y Voladura.

: La fragmentación de rocas y minerales y estéril durante la voladura con explosivos se ve afectada por varios parámetros, que se pueden dividir en las siguientes categorías:

- Parámetros de roca.
- Dureza de la roca o fuerza cohesiva (resistencia a la fractura)
- Densidad o gravedad específica.
- Textura o estructura de la roca (dura, estratificada, fallada, agrietada, alterada, etc.)

- Velocidad de propagación o frecuencia sísmica.
- Resistencia característica.

## **2.2.6 Factores que contemplan el diseño de un frente**

### **2.2.6.1 Diseño en la sección de corte(A)**

El éxito o fracaso de la voladura de rocas en tunelería está en función directa de la creación de las caras libres; esto significa que el arranque o corte (sección A) debe ser cuidadosamente diseñado. La disposición y secuencia de retardos en los cortes deben ser tal que permitan hacer una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas. (Agreda, 1996, pág. 32)

El tipo de corte se seleccionará con base en el equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y el avance requerido. En un corte en V, la dirección está limitada por el ancho del túnel, lo que no ocurre con los cortes paralelos. (Agreda, 1996, pág. 32)

### **2.2.6.2 Avance de la labor**

El avance está limitado por el diámetro del orificio y la desviación del orificio.

“El avance de la labor como una función del diámetro del taladro vacío queda expresado por la siguiente relación” (Egidio, 2010, pág. 14)

$$H = 0.15 + 34.1 * \emptyset - 39.4 * \emptyset^2$$

Donde:

H: Avance de la labor (m).

$\emptyset$ : Diámetro del taladro vacío en el corte (m).

### 2.2.6.3 Diámetro del taladro vacío equivalente ( $\emptyset_e$ )

En la mayoría de casos de perforación de labores, no se disponen de máquinas que perforen a la vez los taladros de producción y los taladros vacíos, por eso el diámetro del taladro vacío equivalente se obtiene a partir de la siguiente relación: (Egidio, 2010, pág. 17)

$$\emptyset_e = \sqrt{n} * \emptyset$$
$$H = 0.15 + 34.1 * \emptyset_e - 39.4 * \emptyset_e^2$$

Donde:

$\emptyset_e$ : Diámetro del taladro vacío equivalente (m).

n: Número de taladros vacíos en el corte.

$\emptyset$ : Diámetro del taladro vacío en el corte (m).

H: Avance de la labor (m).

### 2.2.6.4 Avance efectivo de la labor(A)

“La perforación será muy costosa si el avance llega a ser menor del 95% de la profundidad del taladro”. (Egidio, 2010, pág. 18)

$$A = N_p * N_d * H$$

Donde:

$$A = 0.9025 * H$$

A: Avance efectivo de la labor (m).

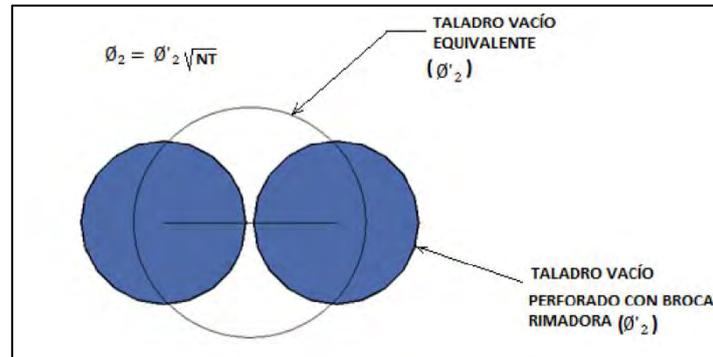
$N_p$ : Eficiencia de perforación (%).

$N_d$ : Eficiencia de disparo (%).

H: Avance de la labor (m).

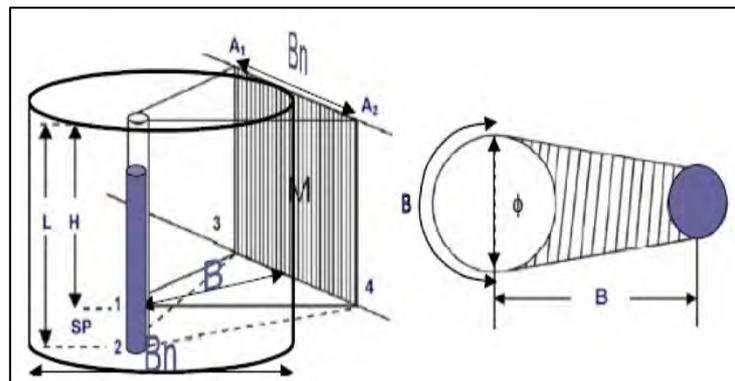
La fórmula de relación anterior solo es aplicable si la desviación de la perforación no es superior al 2%.

**Figura 5.** Taladro vacío equivalente.



Fuente: *Manual práctico de voladura Exsa*

**Figura 6.** Burden con respecto a la cara libre.



Fuente: *Manual práctico de voladura Exsa*.

### 2.2.6.5 Burden máximo por principio de longitud de arco (Bmax)

El burden máximo es la distancia medida entre el centro del taladro equivalente y el taladro cargado de eje a eje y el cálculo para nuestro diseño se realiza de acuerdo a lo planteado. (Egidio, 2010, pág. 22)

$$B_{\max} = \pi * \frac{\phi_e}{2}$$

$$B_{\max} = 1.57 * \phi_e$$

Donde:

$B_{\max}$ : Burden máximo(m).

$\emptyset_e$ : Diámetro del taladro vacío equivalente (m).

#### **2.2.6.6 Burden máximo según Langefors y Kilhtrom ( $B_{\max}$ )**

Según LANGEFORS Y KILHTROM la distancia entre el taladro vacío y los taladros perforados en el primer cuadrante no debería ser mayor a 1.7 veces el diámetro del taladro vacío ( $\emptyset$ ) o el diámetro del taladro vacío equivalente ( $\emptyset_e$ ), para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. (Egidio, 2010, pág. 23)

$$B_{\max} = 1.7 * \emptyset = 1.7 * \emptyset_e$$

Donde:

$B_{\max}$ : Burden máximo (m).

$\emptyset$ : Diámetro del taladro vacío (m).

$\emptyset_e$ : Diámetro del taladro vacío equivalente (m).

#### **2.2.6.7 Desviación máxima de perforación ( $E_p$ )**

Las desviaciones de la perforación afectan directamente en el diseño de mallas y se manifiestan en la variación del burden, espaciamiento, y esto a su vez afecta en la fragmentación del material a romper, avance lineal de la voladura y está relacionado directamente con la eficiencia de la voladura, (Agreda, 1996, pág. 32).

$$E_p = \alpha * H + \beta$$

Donde:

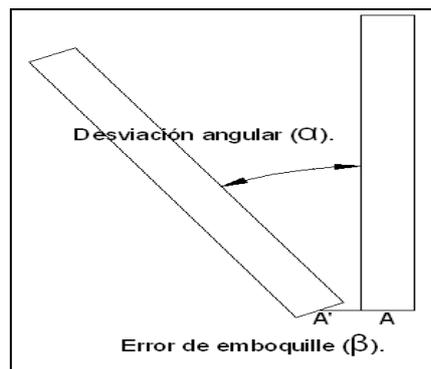
$E_p$ : Desviación máxima de perforación (m).

$\alpha$ : Desviación angular de perforación (m/m).

H: Avance de la labor (m).

$\beta$ : Desviación en el collar, empata o error de emboquille (m).

**Figura 7.** Desviación angular y error de emboquille.



Fuente: *Manual de voladura, Exsa.*

### 2.2.6.8 Burden práctico ( $B_1$ )

Si la desviación angular de perforación ( $\alpha$ ) es de 0.5% a 1%.

$$B_1 = 1.5 * \emptyset = 1.5 * \emptyset_e$$

Si la desviación angular de perforación ( $\alpha$ ) es mayor a 1%.

$$B_1 = B_{\max} - (\alpha * H + \beta)$$

Tener presente que este valor del burden practico( $B_1$ ) no reemplaza al burden máximo ( $B_{\max}$ ) para calcular la concentración lineal de carga ( $I_1$ ).

### 2.2.6.9 Espaciamiento ( $E_1$ ):

$$E_1 = B_1 * \sqrt{2}$$

Donde:

$E_1$ : Espaciamiento (m).

#### 2.2.6.10 Concentración Lineal De Carga ( $I_1$ )

Para diámetros mayores y en general para diámetros de cualquier tamaño, la concentración de carga en el primer cuadrante es:

$$I_1 = 55d_1 \left[ \frac{B_{\max}}{\emptyset} \right]^{1.5} \left[ B_{\max} - \frac{\emptyset}{2} \right] \left[ \frac{c}{0.4 * RWS_{\text{ANFO}}} \right]$$

Donde:

$I_1$ : Concentración lineal de carga (Kg/m).

$d_1$ : Diámetro de la perforación (m).

$B_{\max}$ : Burden máximo (m).

$\emptyset$ : Diámetro del taladro vacío o taladro vacío equivalente (m).

$C$ : Constante de roca (Kg/m<sup>3</sup>)

$RWS_{\text{ANFO}}$ : potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

#### 2.2.6.11 Taco de cada perforación (T)

Donde el taco está en función del diámetro de perforación ( $d_1$ ).

$$T = 10 * d_1$$

Donde:

T: taco (m).

$d_1$ : diámetro de la perforación (m).

#### 2.2.6.12 Carga de explosivo por taladro ( $Q_1$ )

$$Q_1 = I_1(H - T)$$

Donde:

$Q_1$ : Carga de explosivo por taladro (Kg).

$I_1$ : Concentración lineal de carga (Kg/m).

H: Avance de la labor (m).

T: Taco (m).

#### 2.2.6.13 Número de cartuchos por perforación ( $N_{\text{cartuchos}}$ )

Descontaremos el taco (T) a la profundidad de perforación o avance de la labor (H), así nos quedara la longitud en que debe ir la carga.

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{(H - T)}{L_{\text{cartucho}}}$$

Donde:

$N_{\text{cartuchos}}$ : Número de cartuchos por perforación.

H: Avance de la labor o profundidad de perforación (m).

T: Taco (m).

$L_{\text{cartucho}}$ : Longitud del cartucho (m).

### 2.2.6.14 Evaluación

$$E_1 \leq \sqrt{H} \quad \text{Debe cumplirse lo siguiente:}$$

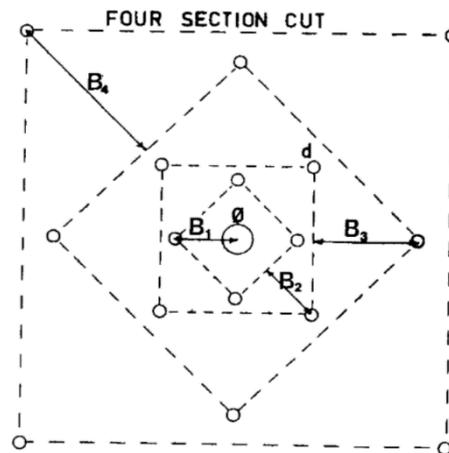
Donde:

E1: espaciamiento en el primer cuadrante (m).

H: avance de la labor (m).

Si el espaciamiento del primer cuadrante es menor que la raíz cuadrada del avance de la labor, entonces necesitamos otro cuadrante.

**Figura 8.** For sections cut: Represents the practical burden for quadrangle number.



Fuente: *Rock blasting and explosives engineering*.

### 2.2.6.15 Diseño de los taladros de arrastres o piso

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula generalmente con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo, (Agreda, 1996, pág. 44).

$$B_a = 0.9 * \sqrt{\frac{I_1 * RWS_{ANFO}}{c' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

$B_a$ : Burden de los taladros de arrastre(m).

$I_1$ : Concentración lineal de carga (Kg/m).

$RWS_{ANFO}$ : Potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

$c'$ : Constante de roca corregida.

$f$ : Factor de fijación, generalmente se toma 1,45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

$S/B$ : Relación entre el espaciamiento y el burden, se suele tomar igual a 1.

### 2.2.6.16 Constante de roca corregido según Holmberg y sus colaboradores

$$c' = 0.05; B \geq 1.4m$$

$$c' = c + \frac{0.07}{B}; B < 1.4m$$

En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce “ $\gamma$ ” o inclinación que se precisa para proporcionar orificio correcto a la perforadora para realizar el emboquillado del próximo disparo.

$$NT = \text{Numero entero} \left\lceil \left\lfloor \frac{a + 2 * L * \sin \gamma}{B_a} + 2 \right\rfloor \right\rceil$$

$$S_a = \frac{a}{NT}$$

$$S'_a = S_a - L * \sin \gamma$$

$$B'_a = B - L * \sin \gamma$$

Donde:

NT: Numero de taladros.

a: Ancho de la labor(m).

L: Avance requerido(m).

$\gamma$ : Angulo de realce o inclinación ( $^{\circ}$ ).

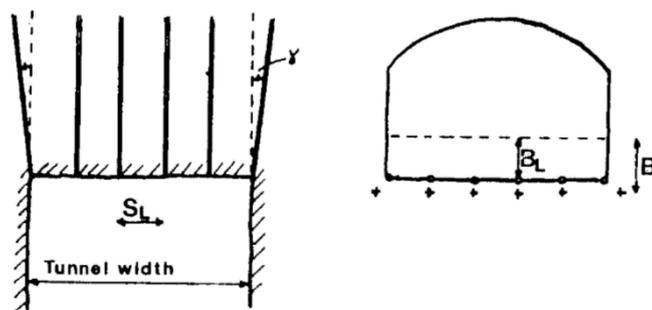
$B'_a$ : Burden practico de los taladros de arrastre(m).

$S_a$ : Espaciamiento de los taladros de arrastre(m).

$S'_a$ : Espaciamiento practico de los taladros de arrastre(m).

B: Burden de voladuras de banco igual a 1 (m).

**Figura 9.** Blasting geometry for lifters.



Fuente: *Rock blasting and explosives engineering.*

### 2.2.6.17 Constantes, índices y factores de voladura

En un diseño de voladura se puede encontrar lo siguiente:

Contante de roca "C" propuesto por Langefors (1978).

Factor de roca "A" (Rock Factor).

Índice de volabilidad (Blastability index).

Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga. (Tachnical Powder Factor).

Factor de energía.

### 2.2.7 Contante de roca "C" propuesto por Langefors (1978)

Langefor propuso un coeficiente para representar el efecto de la roca y lo definió por  $C_0$  con referencia a la carga de falla (condición de tiro cero). "C" indica el valor de este factor, incluido el margen técnico para una fractura satisfactoria, denotado por  $C = 1,2 \times C_0$ . Para granito cristalino, el valor de " $C_0$ " es de 0,17 kg/m<sup>3</sup> (resultado de una serie de pruebas en granito cristalino quebradizo), y para otros tipos de rocas, el valor está entre 0,18 y 0,35 kg/m<sup>3</sup>. Para el diseño del chorro se toma el valor  $C = 0,4$  kg/m<sup>3</sup>. Larson (1974) sugirió que el valor constante (0,4 kg/m<sup>3</sup>) de las rocas normalmente puede variar hasta en un 25 %.

Específicamente, el modelo de Roger Holmberg solo permite constantes entre 0.2 y 0.4, como usted señaló, esto aplica para Kg/m<sup>3</sup>, pero estos son los índices que usa el autor con estas restricciones, por lo que solo puede tomar el valor del intervalo entre, no más. o menos, por lo que debe juzgar en función de su propia experiencia para encontrar el valor que mejor describe la piedra, lo cual es un poco confuso porque en otros modelos encuentra

los mismos factores que otros valores, pero repetir arriba les da valores modelado (Marcañaupa, 2011, pág. 6).

Como se mencionó anteriormente, "C" es una constante de corte propuesta por Langefors & Kihlstrom en 1963, que es una especie de índice de estallido, y solo toma valores entre 0,2 y 0,4 kg/m<sup>3</sup>.

Sanchidrián et al. (2002) calibró esta constante para diferentes tipos de rocas y encontró una relación lineal con el consumo específico de explosivos (Coeficiente Técnico de Pólvora) por encima del nivel requerido (AECI, 1986) y nos muestra la siguiente tabla.

**Tabla 4.** Constante Para Diferentes Tipos De Roca Y Relación Lineal Con El Consumo Específico De Explosivo

<i>Constante Para Diferentes Tipos De Roca Y Relación Lineal Con El Consumo Específico De Explosivo.</i>				
Comportamiento de voladura	Tipo de roca	Factor de roca "A"	Consumo específico de ANFO (kg/m <sup>3</sup> )	Constante de roca "C" (kg/m <sup>3</sup> )
Mala	Andesita dolomita granito	12 a 14	0.7	0.62
Fair	Dolomita Quarsita Serpentina	10 a 11	0.45	0.4
Buena	Sandstone Caliza Limestone Shale	8 a 9	0.3	0.27
Muy buena	Coal	6	0.15 a 0.25	0.14 a 0.22

Fuente: Traducción de Sanchidrián et al. (2002).

### 2.2.8 Factor de roca (A)

El índice de volatilidad propuesto originalmente por (Lilly, 1986), nos ayuda a calcular el factor de roca, y Cunningham también propuso una modificación en 1987 para calcular este

factor como una variable para predecir la fragmentación. Es importante recalcar que este valor debe variar entre 6 y 14, como sugiere el estudio de Sanchidrián.

"A partir de extensos experimentos en Australia, se concluyó que el factor de roca 'A' para el modelo Kuz-Ram propuesto por (Cunningham, 1983) se puede obtener multiplicando BI por 0,12" (Marcañaupa, 2011, pág. 8)

$$A = 0.12 * BI$$

Donde:

BI: Índice de volabilidad de Lilly.

#### **2.2.8.1 Índice de volabilidad (BI)**

Lilly (1986, 1992) definió el Índice de Volabilidad "BI" (Blastability Index) obtenido como suma de Los 5 parámetros geomecánico.

$$BI = 0.5(RMD + JPS + JPO + SPG + RSI)$$

Donde:

RMD: Descripción del macizo rocoso.

JPS: Espaciamiento de las juntas planares.

JPO: Orientación de las juntas planares.

SPG: Gravedad específica.

RSI: Dureza de la roca (Hardness).

$$RSI = 0.05(RC)$$

$$CE = 0.004 * BI$$

Donde:

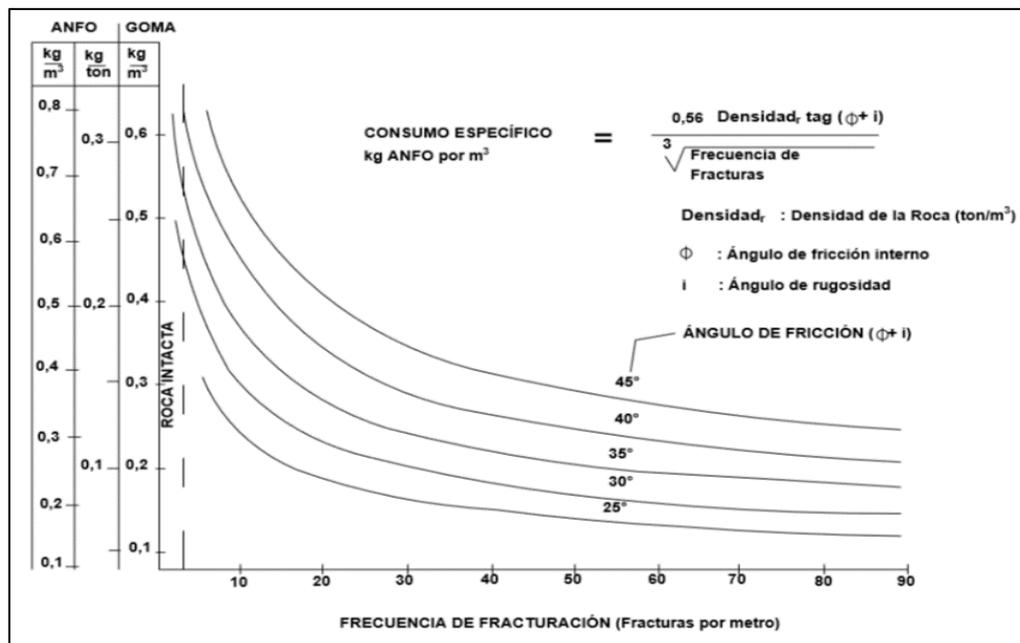
RC: Resistencia a la compresión simple (Mpa).

CE: Consumo específico de explosivo (Kg Anfo/Ton).

### 2.2.8.2 Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga(CE)

“Consideró para roturas estructurales en un sistema de diseño de voladuras, una ecuación relaciona la frecuencia de fractura y su resistencia al desplazamiento con el consumo específico de explosivos”, (Lopez Jimeno, 1987, pág. 187).

**Figura 10.** Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo.



Fuente: López, 1987.

"La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicos, en este estudio modificamos algunos términos para usar directamente los índices RMR, GSI y RQD, que ahora son parte de la geomecánica moderna", (Marcañaupa, 2011, pág. 14).

La ecuación de Ashby es:

$$CE = \frac{0.56 * D_r * \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{J_v}}$$

Donde:

CE: Consumo específico de explosivo (Kg/m<sup>3</sup>).

Dr: Densidad de la roca (Ton/m<sup>3</sup>).

φ: Angulo de fricción interna.

i: Angulo de rugosidad.

Jv: Conteo volumétrico de discontinuidades.

### 2.2.8.3 Ángulo de fracción del macizo rocoso (Ø)

$$\varnothing = (\varphi + i)$$

$$\varnothing = 5 + \frac{RMR}{2}$$

$$RMR = GSI + 5$$

Donde:

RMR: Rock Mass Rating.

GSI: Geological Strength Index

#### 2.2.8.4 Conteo volumétrico de discontinuidades (Jv)

El número de roturas o conteo volumétrico de discontinuidades “Jv” se define como la suma del número de roturas (discontinuidades) por metro cúbico de todas las roturas presentes.

$$J_v = \frac{115 - \text{RQD}}{3.3}$$

Donde:

RQD: Rock Quality Designation.

La nueva ecuación de Ashby es:

$$CE = \frac{0.56 * D_r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - \text{RQD}}{3.3}}}$$

#### 2.2.8.5 Factor de energía (FE)

“Entonces tal factor indica que la energía requerida por unidad de peso (MJ/Ton), podemos estimar a partir del índice de volabilidad de Lilly, a través de:” (Marcañaupa, 2011, pág. 10).

$$FE = 0.015 * BI$$

Donde:

FE: Factor de energía (MJ/Ton).

## **2.2.9 Voladura de rocas**

### **2.2.9.1 Fuente de energía en voladura**

Cuando los explosivos reaccionan químicamente, se liberan dos tipos principales de energía. La primera se llama energía de choque y la segunda se llama energía de gas. Ambos tipos de energía se liberan durante la explosión.

Los explosivos pueden elegir explosivos con diferentes energías de impacto o relaciones de gas para adaptarse a una situación particular. Si se van a usar explosivos sin restricciones, como explosivos de revestimiento para voladura de rocas grandes (conocido como galvanizado) o para cortar partes de estructuras para demolición, es muy ventajoso elegir explosivos con alta energía de impacto. Si se van a utilizar explosivos en un pozo cerrado, será necesario seleccionar un explosivo que proporcione una alta energía de gas, (Konya, 2010, pág. 12).

### **2.2.9.2 Energía de choque**

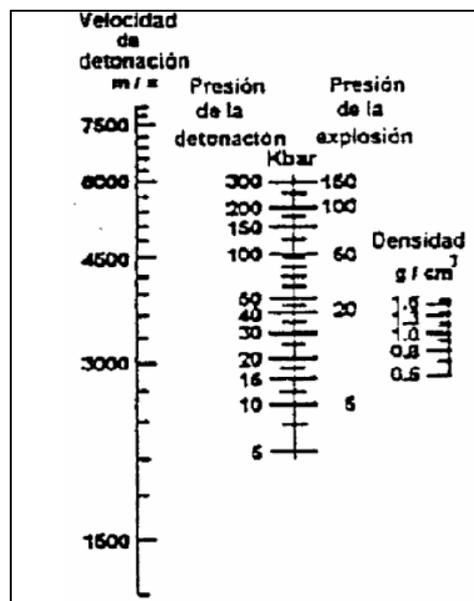
La presión de detonación o energía de impacto se puede considerar como una forma de energía cinética que tiene un máximo en la dirección de propagación, lo que significa que la presión de detonación será máxima en el otro extremo del cartucho donde comienza la reacción. Generalmente se supone que la presión de detonación en el costado del cartucho es realmente cero porque la onda de presión no se extiende al costado del cartucho. Para lograr el máximo efecto de presión de detonación de un explosivo, el explosivo debe colocarse encima del material detonante e iniciar una reacción en el otro lado al entrar en contacto con el material. Alternativamente, puede disparar el cartucho de lado para que la detonación sea paralela a la superficie del material, lo que reduce el efecto de la presión de detonación; de esta forma, cuando ha pasado la onda de detonación, el material queda sometido a la

presión creada por la expansión radial del gas. Esta aplicación se puede ver en el caso de la voladura galvánica de piedras de gran tamaño o en la carga de elementos estructurales durante la demolición, (Konya, 2010, pág. 14)

### 2.2.9.3 Energía de gas

La energía del gas liberada durante la voladura es responsable de la mayor parte de la fragmentación de la roca durante la voladura de barrenos con cargas atrapadas. La presión del gas, a menudo llamada presión de escape, es la presión del gas en expansión contra la pared del pozo después de que se completa la reacción química. La presión de la explosión resulta de la cantidad de gases liberados por alta sea la temperatura producida, mayor será la presión del gas. Si se libera mayor cantidad de gas a la misma temperatura, la presión también se incrementará. Para obtener un valor rápido, suponga que la presión del gas es aproximadamente la mitad de la presión de explosión, (Konya, 2010, pág. 16).

Figura 11. Gráfica de las presiones de Detonación y Explosión



Fuente: Konya, 2010

#### 2.2.9.4 Explosivos químicos

Los explosivos químicos son materiales que provocan reacciones químicas muy rápidas, liberando productos gaseosos y energía. Estos gases a alta presión liberan fuerzas en las paredes del pozo, lo que hace que la roca se agriete. El elemento que forma explosivos generalmente se considera combustible u oxidado. La oxidación explosiva se usa como elementos oxidativos. El nitrógeno, un elemento común en los explosivos, es líquido o sólido, pero reacciona para formar gas nitrógeno. A veces encontramos que los explosivos contienen elementos distintos al combustible y al comburente. Algunas formulaciones usan metales en polvo como el aluminio. La razón por la que se utilizan es que el polvo metálico genera calor durante la reacción. Este calor eleva la temperatura del gas como resultado de la reacción de los otros componentes, lo que resulta en un aumento de la presión de explosión, (Konya, 2010, pág. 17).

*Tabla 5. Ingredientes de los explosivos*

Ingrediente	Fórmula Química	Función
Nitroglicerina	$C_3H_5O_9N_3$	Base explosiva
Nitrocelulosa	$C_6H_7O_{11}N_3$	Base explosiva
Trinitrolueno (TNT)	$C_7H_5O_6N$	Base explosiva
Nitrato de Amonio	$H_4O_3N_2$	Portador de oxígeno
Nitrato de Sodio	$NaNO_3$	Portador de oxígeno
Diesel	$CH_2$	Combustible
Pulpa de madera	$C_6H_{10}O_5$	Combustible
Carbón	C	Combustible
Polvo de Aluminio	AL	Sensibilizador Combustible
Carbonato de Calcio	$CaCO_3$	Antiácido
Oxido de Zinc	ZnO	Antiácido
Cloruro de Sodio	NaCl	Supresor de Flama

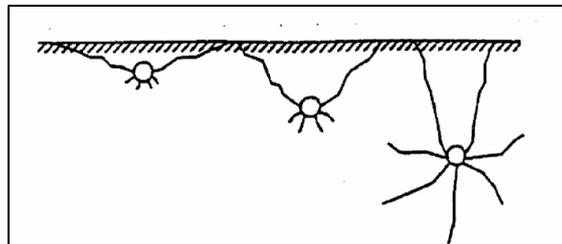
Fuente: Konya, 2010

## 2.2.10 Mecanismo de fragmentación de la roca

### 2.2.10.1 Cargas confinadas en taladros

Hay tres mecanismos básicos que conducen a la fragmentación de la roca cuando las cargas están confinadas en los pozos. El primero y el menor de estos mecanismos de fragmentación es causado por ondas de choque. En el mejor de los casos, la onda de choque crea microfisuras en la pared del pozo y microfisuras en las discontinuidades del pozo. Este pulso de presión transitoria se propaga rápidamente alejándose del pozo, y dado que la velocidad de propagación del pulso es de aprox. 2,5 a 5 veces la velocidad máxima de propagación de grietas, el pulso supera rápidamente la velocidad de propagación de grietas. Los dos mecanismos principales de fragmentación de rocas resultan de la presión prolongada del gas en el pozo. El explosivo sólido se convierte en gas durante la detonación y el orificio de explosión actúa como un recipiente a presión cilíndrico, (Konya, 2010, pág. 25)

**Figura 12.** Influencia de la Distancia a la Cara en el Sistema de Grietas Radiales



Fuente: Konya, 2010

### 2.2.10.2 Proceso de fragmentación

El proceso de desarrollo de la carrera se divide en cuatro etapas claramente definidas. Cuando la dinamita explota, las ondas de tensión viajan uniformemente a través de la roca en todas las direcciones alrededor de la dinamita. Las grietas radiales se propagan principalmente a la superficie libre. Una vez que se completa el proceso de agrietamiento radial, el gas a alta presión penetra a través de la grieta a través de todo el sistema de grietas radiales

aproximadamente 2/3 de la distancia desde el orificio hasta la superficie libre. Solo después de que el gas haya tenido tiempo de ingresar al sistema de fractura, la superficie puede someterse a esfuerzos suficientes para hacer que la superficie se mueva hacia afuera. Los errores en el desplazamiento o la flexión crean grietas tridimensionales antes de que la cara comience a moverse y curvarse hacia afuera, (Konya, 2010, pág. 30).

### 2.2.11 Características de los productos explosivos

#### 2.2.11.1 Sensibilidad

Sensibilidad es la característica que tiene un explosivo para propagar la reacción a todo lo largo de la carga y controla el diámetro mínimo para usos prácticos. La sensibilidad se mide al determina el diámetro crítico de un explosivo. El término diámetro crítico se usa frecuentemente en la industria de los explosivos para definir el diámetro mínimo en el cuál un compuesto explosivo en particular detonará confiablemente. Todos los compuestos explosivos tienen un diámetro crítico, (Konya, 2010, pág. 31).

**Tabla 6.** Sensibilidad

Tipo	Diámetro Crítico		
	Menor 25 mm	(25 – 50 ) mm	Mayor 50 mm
Dinamita Granulada	X		
Dinamita Gelatina	X		
Emulsión Encartuchada		X	X
Emulsión a Granel		X	X
ANFO Colocado Neumáticamente	X		
ANFO Vaciado	x		
ANFO Encartuchado		X	x
ANFO Pesado		x	

Fuente: Konya, 2010

### 2.2.11.2 Resistencia al agua

La resistencia al agua es la capacidad de un explosivo para resistir el contacto con el agua sin afectar su desempeño. Los explosivos tienen dos tipos de impermeabilización: impermeabilización interna e impermeabilización externa. La resistencia intrínseca al agua se define como la resistencia al agua de los componentes del propio explosivo. Por ejemplo, algunas lociones e hidrogeles se pueden bombear directamente a los pozos de voladura llenos de agua. Estos explosivos desplazan el agua hacia arriba pero no se mezclan con ella y no muestran degradación cuando se disparan en un tiempo razonable. La resistencia al agua externa no la proporciona el material explosivo en sí, sino el paquete o cartucho en el que se coloca el material. Por ejemplo, ANFO no es impermeable internamente, pero si se coloca en una manga de plástico o en un barril en un pozo, permanecerá seco y funcionará satisfactoriamente. El manguito o barril asegura la impermeabilización exterior del producto en cuestión. (Konya, 2010, pág. 33).

*Tabla 7. Resistencia al Agua*

Tipo	Resistencia
Dinamita Granulada	Mala a Buena
Dinamita Gelatina	Buena o Excelente
Emulsión Encartuchada	Muy Buena
Emulsión a Granel	Muy Buena
ANFO colocado neumáticamente	Mala
ANFO Vaciado	Mala
ANFO Encartuchado	Muy Bueno
ANFO Pesado	Mala o Muy bueno

Fuente: *Konya, 2010*

### 2.2.11.3 Vapores

Los valores de vapor explosivo se miden por la cantidad de gas tóxico producido durante la explosión. El monóxido de carbono y los óxidos de nitrógeno son

los principales gases considerados en la clasificación del vapor. Aunque la mayoría de los agentes de detonación comerciales están cerca del equilibrio de oxígeno para minimizar los humos y optimizar la liberación de energía, estos humos aún se producen y los detonadores deben ser conscientes de esto. En la minería y la construcción subterráneas, los problemas que estos humos pueden causar si no se ventilan adecuadamente son obvios. Cabe señalar que durante los trabajos de superficie, especialmente en cortes o zanjas muy profundas, la generación y captura de vapor puede ser peligrosa para el personal involucrado en el trabajo. Algunas condiciones de voladura pueden producir humos tóxicos incluso cuando el explosivo está en equilibrio de oxígeno. Algunas de estas condiciones incluyen: diámetro de paquete insuficiente, resistencia al agua insuficiente, cebado deficiente y pérdida prematura de retención. (Konya, 2010, pág. 34)

**Tabla 8.** *Calidad de vapores*

Tipo	Resistencia
Dinamita Granulada	Mala a Buena
Dinamita Gelatina	Buena o Muy buena
Emulsión Encartuchada	Buena a Muy Buena
ANFO colocado neumáticamente	Buena
ANFO Vaciado	Buena
ANFO Encartuchado	Buena a Muy Buena
ANFO Pesado	Buena

Fuente: *Konya, 2010*

#### **2.2.11.4 Flamabilidad**

La inflamabilidad es la propiedad por la cual un explosivo inicia rápidamente una reacción a partir de una chispa, llama o fuego. Algunas dinamitas explotarán con 36 chispas, mientras que otras pueden arder sin detonar. La inflamabilidad es importante desde el punto de vista del almacenamiento, transporte y uso. Algunos explosivos, aunque baratos, perdieron el mercado por su inflamabilidad. Un buen ejemplo es LOX (Liquid Oxygen and

Carbon), Liquid Oxygen and Carbon, que se utilizó como agente espumante en la década de 1950. Su alta inflamabilidad y preocupaciones de seguridad llevaron a su retiro del mercado. La inflamabilidad de la mayoría de los compuestos explosivos que se utilizan hoy en día no se acerca en nada a la del LOX, pero aún ocurren accidentes debido a la inflamabilidad, (Konya, 2010, pág. 35).

### 2.2.11.5 Resistencia a la temperatura

El rendimiento de los productos explosivos puede verse afectado si se almacenan a temperaturas extremas. A altas temperaturas de almacenamiento por encima de los 322 grados centígrados, muchos compuestos se degradan lentamente o cambian sus propiedades, lo que reduce la vida útil. El almacenamiento del agente de expansión de nitrato de amonio por encima de los 322 grados centígrados puede causar ciclos (un cambio en la cristalización) que pueden afectar el rendimiento y la seguridad del producto, (Konya, 2010, pág. 37).

**Tabla 9.** Resistencia a la Temperatura

Tipo	Entre 18° - 38° C
Dinamita Granulada	Buena
Dinamita Gelatina	Buena
Emulsión Encartuchada	Mala debajo de 4.5°C
Emulsión a Granel	Mala debajo de 4.5°C
ANFO colocado neumáticamente	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Vaciado	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Encartuchado	Mala arriba de 32.2°C
ANFO Pesado	Mala debajo de 4.5°C

Fuente: Konya, 2010

## 2.2.12 Características de los explosivos

### 2.2.12.1 Sensitividad

La sensibilidad de un explosivo está determinada por la energía requerida para detonarlo de manera segura. Esto a veces se llama el requisito mínimo de lanzamiento. Algunos explosivos requieren muy poca energía para detonar de manera segura. Estándar no. El cebador 8 detonará explosivos y algunos hidrogeles y emulsiones sensibles al cebador. Por otro lado, los cebadores solos no provocaron respuestas de ANFO o hidrogeles a granel. Se debe usar un cebador o refuerzo con el cebador para asegurar una detonación confiable, (Konya, 2010, pág. 41).

**Tabla 10.** Sensitividad

Tipo	Entre 18° - 38° C	
Dinamita Granulada	Moderada a Alta	Excelente
Dinamita Gelatina	Moderada	Excelente
Emulsión Encartuchada	Baja	Bueno o Muy Bueno
Emulsión a Granel	Baja	Buena a Muy Buena
ANFO colocado neumáticamente	Baja	Mala a Buena
ANFO Vaciado	Baja	Malo a Bueno
ANFO Encartuchado	Baja	Buena a Muy Buena
ANFO Pesado	Baja	Mala a Buena

Fuente: Konya, 2010

### 2.2.12.2 Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la velocidad a la que avanza la reacción a lo largo de la columna explosiva. En explosivos comerciales oscila entre 1524 y 7620 m/s. La velocidad de detonación es una consideración importante fuera del pozo, como al arar o demoler elementos estructurales. Si se utilizan explosivos en la perforación, la velocidad de detonación es menos importante. En el uso práctico, la velocidad de

detonación se puede utilizar como herramienta para determinar la eficacia de la reacción de detonación. Si existe alguna duda sobre el desempeño de los compuestos explosivos durante el uso, se puede insertar una sonda de velocidad en el producto; cuando el producto detona, se puede medir la velocidad de reacción y se puede juzgar el rendimiento a partir de la velocidad registrada. Si el producto detona a una velocidad significativamente menor que la especificada, esto indica que el desempeño del explosivo no cumple con los estándares especificados en la ficha técnica, (Konya, 2010, pág. 42)

Las velocidades de detonación típicas de los explosivos se dan en la tabla:

**Tabla 11.** Velocidad de Detonación (m/s)

Tipo	Diámetro Crítico		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita Granulada			
Dinamita Gelatina	2100-5800		
Emulsión Encartuchada	3600-7600		
Emulsión a Granel	4000-4600	4300-4900	3700-5800
ANFO Colocado Neumáticamente	2100-3000	3700-4300	4300-4600
ANFO Vaciado	1800-2100	3000-3400	4300-4600
ANFO Encartuchado		3000-3700	4300-4600
ANFO Pesado		3000-3700	3400-5800

Fuente: Konya, 2010

### 2.2.12.3 Presión de detonación

La presión de detonación es la presión alcanzada casi instantáneamente por la onda de choque que atraviesa el explosivo (Tabla 3.7). Cuando un explosivo es detonado por otro, la presión de impacto del explosivo primario se usa para hacer estallar el explosivo secundario. La presión de detonación se puede relacionar con la presión del pozo, pero no necesariamente de forma lineal. Dos explosivos con presiones de detonación similares no necesariamente tienen el mismo calibre o presión de gas. La presión de detonación se calcula matemáticamente, (Konya, 2010, pág. 43).

**Tabla 12.** Presión de Detonación

Tipo	Presión de Detonación(kbar)
Dinamita Granulada	20-70
Dinamita Gelatina	70-140
Emulsión Encartuchada	20-100
Emulsión a Granel	20-100
ANFO Vaciado	7-45
ANFO Encartuchado	20-60
ANFO Pesado	20-90

Fuente: Konya, 2010

#### 2.2.12.4 Densidad

La densidad de los explosivos es importante porque los explosivos se compran, almacenan y usan por peso. La densidad generalmente se expresa como gravedad específica, la relación entre la densidad de los explosivos y la densidad del agua. La densidad determina el peso de un explosivo que puede caber en un agujero determinado. Según el peso, no hay una diferencia de energía muy notable entre los diferentes explosivos. La diferencia de energía basada en la unidad de peso ni siquiera se acerca a la diferencia de energía basada en la unidad de volumen. Cuando se encuentran rocas duras y los costos de perforación son altos, se justifica un producto más denso y costoso, (Konya, 2010, pág. 44). Las densidades típicas de algunos explosivos se dan en la tabla:

**Tabla 13.** Densidad

Tipo	Densidad g/cc
Dinamita Granulada	0.8-1.4
Dinamita Gelatina	1.0-1.7
Emulsión Encartuchada	1.1-1.13
Emulsión a Granel	1.1-1.6
ANFO colocado neumáticamente	0.8-1.0
ANFO Vaciado	0.8-0.9
ANFO Encartuchado	1.1-1.2
ANFO Pesado	1.1-1.4

Fuente: Konya, 2010

### **2.2.12.5 Potencia**

El término "potencia" se refiere al contenido de energía de un explosivo, que a su vez mide la fuerza que puede producir y su capacidad para realizar un trabajo. Diferentes fabricantes tienen una potencia nominal basada en el mismo peso o volumen, a menudo denominada potencia gravimétrica y potencia volumétrica. Aunque no existe un método de medición uniforme para todos los fabricantes de explosivos, existen muchos métodos para medir la efectividad, como: pruebas de mortero balístico, valores de desempeño sísmico, mediciones de pulso de voltaje, formación de cráteres, cálculo de presión de detonación, cálculo de presión de pozo y medición de temperatura de reacción. Sin embargo, ninguno de estos métodos puede usarse satisfactoriamente para propósitos de diseño de voladuras. Las cifras de potencia son engañosas y no comparan con precisión la eficiencia de la extracción de rocas con métodos explosivos. En general, la clasificación de exposición es simplemente una herramienta para determinar los resultados finales asociados con un producto en particular, (Konya, 2010, pág. 46).

### **2.2.13 Clasificación de los explosivos industriales**

Los explosivos químicos industriales podemos clasificar en dos grandes grupos de acuerdo a la velocidad de onda de choque.

- a) Explosivos rápidos y detonantes. Con velocidades que varía entre 2.000 y 7.000 m/s; y
- b) Explosivos lentos y deflagrantes. Menores de 2.000 m/s.

Los explosivos incluyen pólvora, compuestos pirotécnicos y compuestos propulsores utilizados en cañones y cohetes, y tienen poco uso en minería o ingeniería civil, excepto para rocas decorativas. Los explosivos primarios se dividen en primarios y secundarios según su uso. Debido a su alta energía y sensibilidad, los

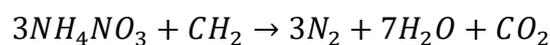
primarios se utilizan como cebadores para la detonación de secundarios, entre los que se pueden mencionar compuestos utilizados en detonadores y multiplicadores (cúrcuma, pentrita, hexolita, etc.). Los secundarios son los que se utilizan para quitar las piedras, y aunque no son tan sensibles como los primarios, hacen un trabajo más útil. Estos compuestos pueden ser o no mezclas de sustancias explosivas, la razón de su existencia es el menor costo de producción, el equilibrio óptimo de oxígeno que se logra y las propiedades y características que los componentes le imparten a la mezcla, tales como sensibilidad, densidad, potencia, agua, resistencia (Konya, 2010, pág. 47).

### **2.2.13.1 Agentes explosivos secos**

#### **2.2.13.1.1 Anfo a granel**

El ANFO a granel consiste en combustible diesel y gránulos de nitrato de amonio. Por lo general, se baja al pozo por medio de camiones mecánicos o neumáticos. ANFO se puede cargar en camiones que ya están mezclados, y algunos camiones pueden tener gránulos de nitrato de amonio y combustible diesel mezclados antes de colocar el material en los orificios. La industria de los explosivos depende en gran medida de los explosivos secos porque se utilizan en grandes cantidades. Los explosivos secos no funcionarán correctamente si se dejan en pozos húmedos durante largos períodos de tiempo. Por esta razón, el responsable de la voladura debe comprender las limitaciones de los productos que utiliza, (Konya, 2010, pág. 56).

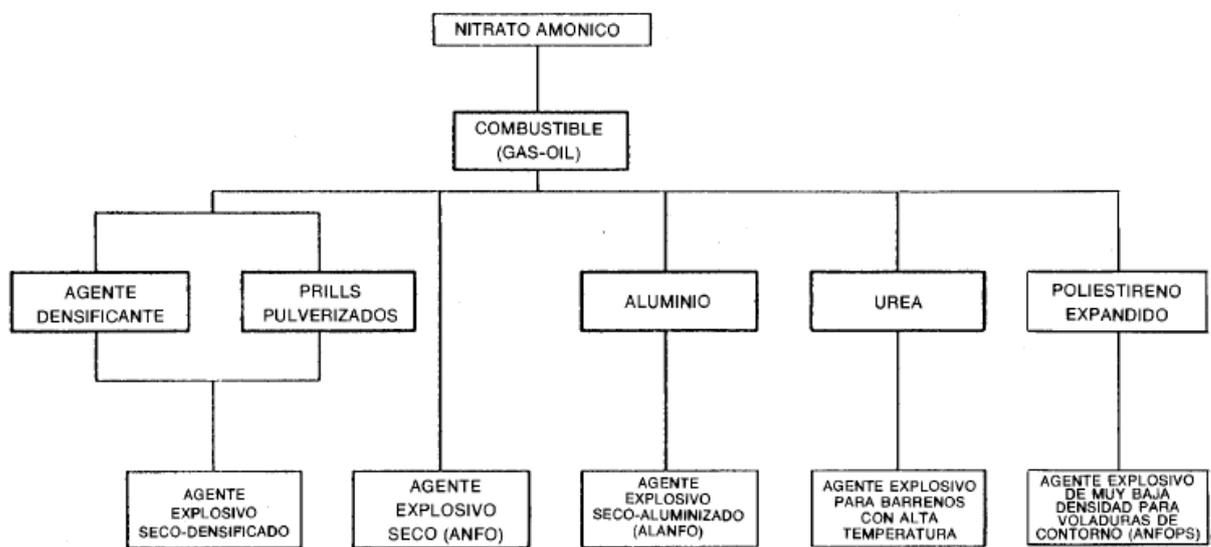
El contenido de combustible juega un papel importante en las diversas propiedades de ANFO, y la reacción de descomposición del sistema de equilibrio en oxígeno es:



### 2.2.13.2 Hidrogeles

Son explosivos que consisten en una solución acuosa de NA, que normalmente contiene un oxidante como nitrato de sodio y/o nitrato de calcio, en la que se dispersan propulsores, sensibilizantes, espesantes y gelificantes para evitar la separación del producto sólido.

Gráfico 1. Agentes explosivos secos con base en nitrato de amonio



Fuente: Konya, 2010

### 2.2.13.3 Emulsiones

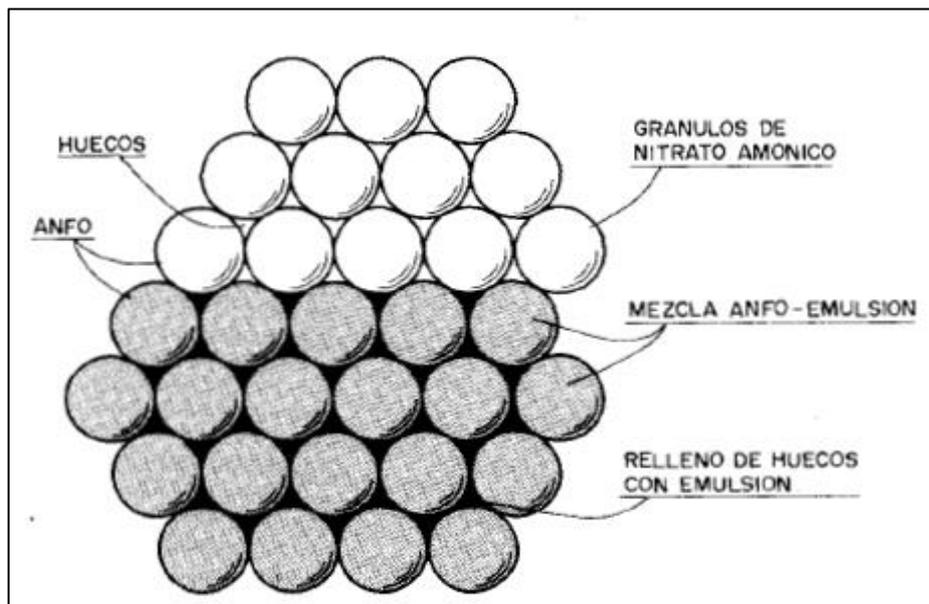
Como producto más nuevo en el mercado, conserva las peores propiedades de los hidrogeles al tiempo que mejora propiedades clave como la fuerza y la resistencia al agua.

Las emulsiones explosivas son del tipo agua en aceite, donde la fase acuosa consiste en sales inorgánicas oxidadas disueltas en agua y la fase oleosa consiste en un combustible líquido de hidrocarburo inmiscible en agua.

#### 2.2.13.4 ANFO Pesado

En las voladuras actuales no cabe duda de que el ANFO es el explosivo básico. Desde la pulverización de gránulos de nitrato de amonio de alta densidad hasta el uso de propulsores líquidos de alta energía como la nitroparafina, el metanol y el nitropropano, se han realizado varios intentos para aumentar la energía de este explosivo, pero sin éxito comercial. Heavy ANFO es una mezcla emulsionada a base de ANFO que abre nuevas perspectivas en el campo de los explosivos, (Konya, 2010, pág. 61).

**Figura 13.** Estructura del ANFO pesado.



Fuente: Konya, 2010

#### 2.2.13.5 Explosivos gelatinosos

La nitrocelulosa disuelve y retiene grandes cantidades de nitroglicerina y es un producto similar al plástico que es fácil de usar y manipular.

Para reducir el poder de esta mezcla explosiva, se agregaron sustancias oxidantes e inflamables en proporciones adecuadas para mantener el equilibrio de oxígeno, manteniendo

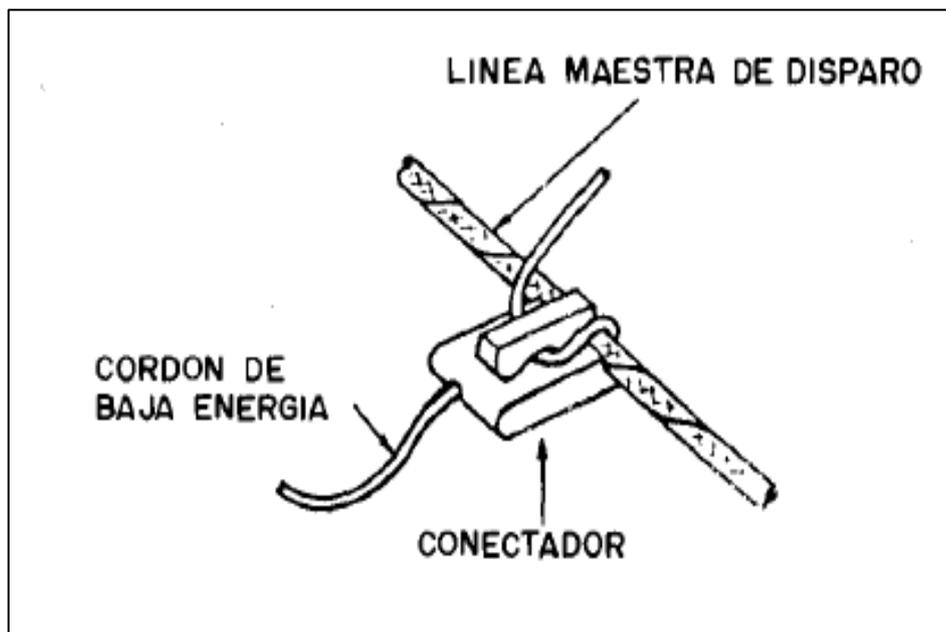
así una consistencia similar a la de un gel, al mismo tiempo que se reducían significativamente los costos de producción.

## 2.2.14 Accesorios de voladura

### 2.2.14.1 Sistemas no eléctricos de iniciación

El detonador fue detonado con un detonador de muy bajo peso. El hilo de energía ultrabaja consta de un núcleo de pentahidrofolato de peso variable que pesa entre 0,8 y 1,5 g/m y una capa exterior de plástico flexible rodeada por un hilo con un diámetro exterior de aproximadamente 3 mm. Un detonador en un extremo de un cable es similar a un detonador eléctrico, con la única diferencia de que el encendedor es el propio cable, generalmente con un tapón de plástico en la parte superior a través del cual se conecta al cable de encendido principal más pesado, (Konya, 2010, pág. 72).

Figura 14. Conector de plástico en cordón detonante de muy baja energía



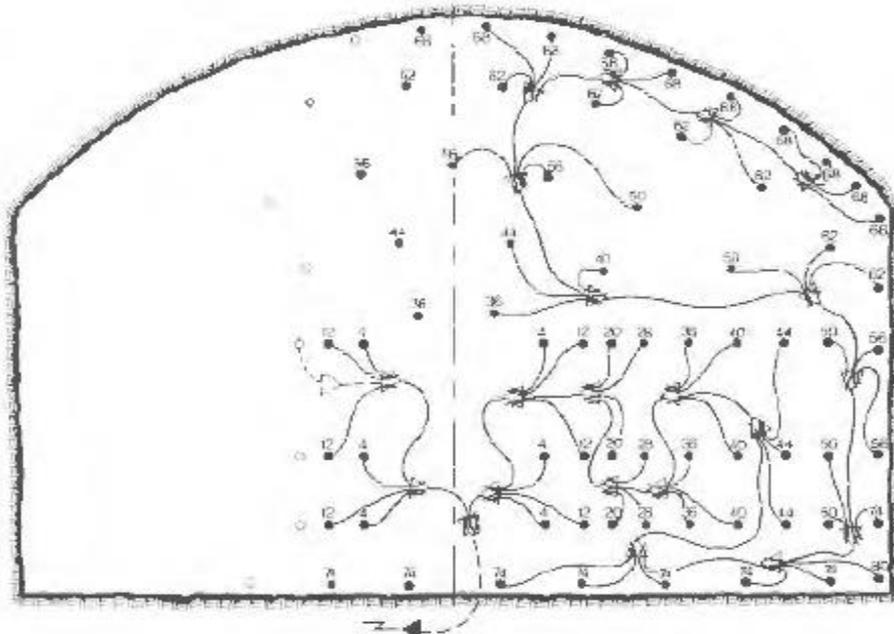
Fuente: Konya, 2010

### 2.2.14.2 Detonadores Nonel

Consisten en un delgado tubo de plástico transparente de 3 mm de diámetro recubierto con una película de 20 mg/m<sup>3</sup> de explosivo y una cápsula detonante similar a un detonador eléctrico.

La velocidad de la onda de choque dentro del tubo es de aproximadamente 1900 m/s, que es insuficiente para la ignición efectiva por el fondo de los explosivos que entran en contacto con el tubo, sin importar cuán sensible sea, (Konya, 2010, pág. 74).

**Figura 15.** Esquema de encendido con detonadores Nonel y conectadores



Fuente: Lopez, 2013

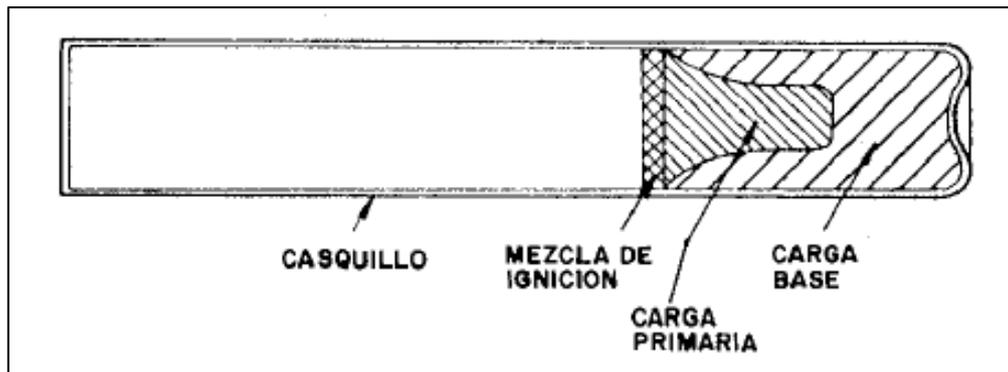
### 2.2.14.3 Detonadores

El sistema consta de un dispositivo explosivo especial conectado al detonador a través de un circuito cerrado de tuberías de plástico. El blaster inyecta una mezcla de gases de dos componentes (oxígeno y combustible) en el circuito. La explosión, que se propaga a una velocidad de 2400 m/s, activa el detonador, pero no los explosivos en contacto con el tubo, que también permite que se encienda el fondo.

#### 2.2.14.4 Detonadores ordinarios y mecha lenta

Están formados por un casquillo de aluminio que tienen dos cargas: una carga base de un explosivo de alta velocidad de detonación en el tubo y una carga primaria de un explosivo más sensible.

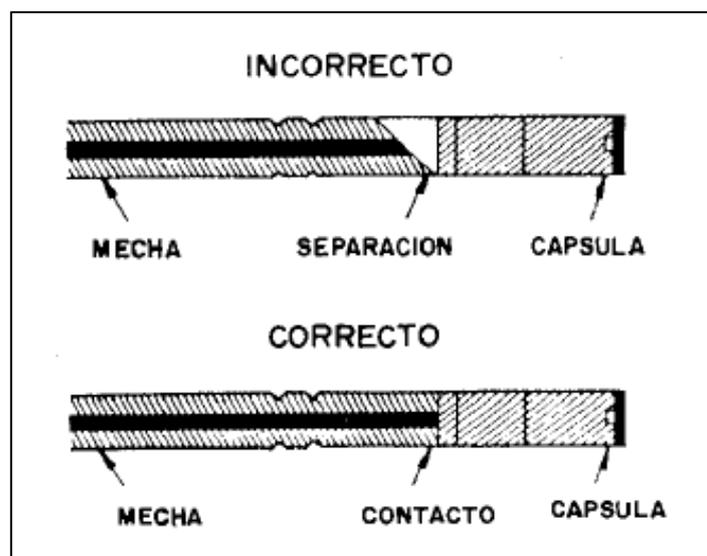
Figura 16. Detonador ordinario



Fuente: Lopez, 2013

Se activan mediante una rama de bujía lenta unida al detonador con unas pinzas o pinzas especiales. La bujía lenta está hecha de un núcleo de polvo rodeado de capas de hilo y material impermeable que resiste el desgaste, la humedad y el estrés mecánico.

Figura 17. Iniciación con mecha lenta y detonador convencional



Fuente: Lopez, 2013

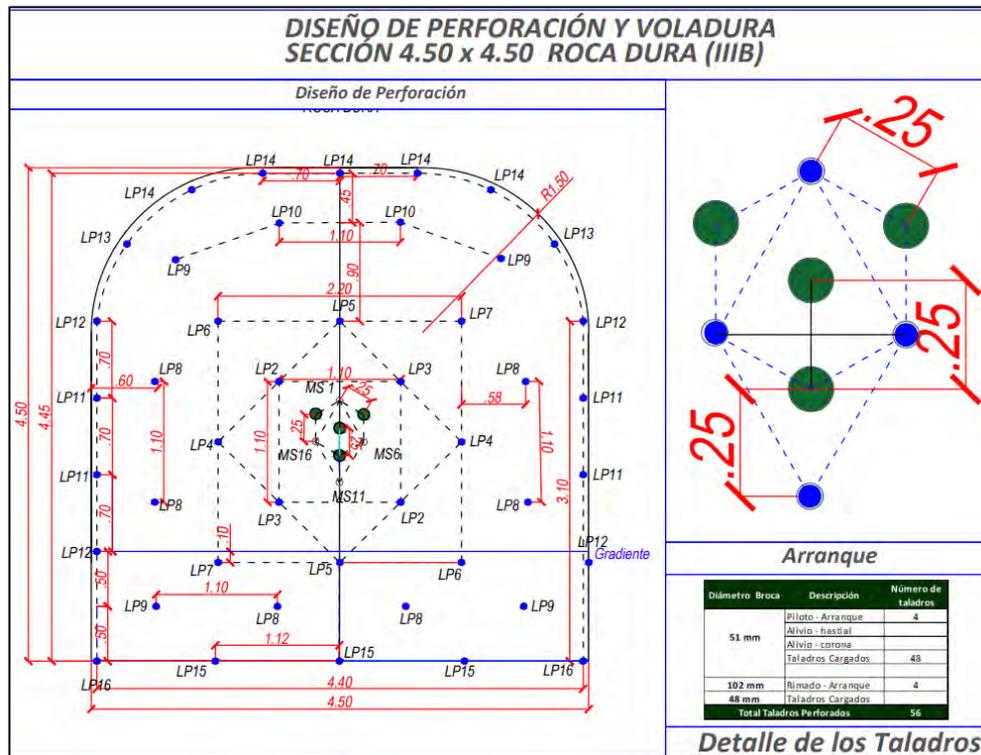
### 2.3 Definición de Términos

- **Algoritmo:** Conjunto ordenado de operaciones sistemáticas que permite hacer un cálculo y hallar la solución de un tipo de problema.
- **Burden:** También se conocida como piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre, es la distancia más corta desde el eje del taladro a la cara libre ortogonal . La selección del burden apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que diseñar en cualquier diseño de voladura.
- **Cara libre o taladro de alivio:** Es donde las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Carga operante:** Se define como la cantidad de explosivo de un taladro por el número de talados detonados en un solo tiempo en Kg.
- **Clasificación geomecánica:** Consiste en hacer una evaluación al macizo rocoso para determinar el tipo de voladura y el tipo de sostenimiento a utilizar.
- **Espaciamiento:** Es la distancia entre los taladros de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- **Explosivo:** Compuestos químicos que arden o se descomponen de manera inmediata quien genera grandes cantidades de gas y calor.
- **Factor de acoplamiento:** Se refiere al grado de contacto entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, y la razón de desacople definido como la relación entre el volumen de la carga al volumen del pozo.
- **Factor de carga:** Es la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, el término tiene unidades de  $\text{kg/m}^3$ .

- **Factor de potencia:** Es la cantidad de explosivo usado para romper una tonelada de roca, el término tiene unidades de kg/ton.
- **Frente:** Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina perforadora para realizar el avance de una labor de desarrollo, preparación o explotación, mediante perforación y voladura.
- **GSI:** El índice de resistencia geológica GSI o método de clasificación GSI es un sistema de caracterización de las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos, a través de la fácil identificación por evaluación visual de las propiedades geológicas en el campo.
- **ISRM:** La Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas o International Society for Rock Mechanics (ISRM) en inglés, es una sociedad científica fundada en 1962 que tiene como objetivo el fomento y difusión de la Mecánica de Rocas.
- **Jk Simblast :** Es una potente herramienta para desarrollar trabajos asociados a perforación y tronadura. Actualmente la tecnología es una ayuda importante en el desarrollo y análisis de diversas situaciones y por lo cual su uso se hace indispensable para alcanzar objetivos en forma rápida y eficiente
- **Labor de desarrollo:** Se denomina a las labores de diferentes secciones que se realizan después que se ha verificado la existencia e importancia de un depósito mineral con fin de limitarlo.
- **Labores permanentes:** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, en estas labores tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones

- **Malla de perforación:** Es un diseño geométrico con suficiente distribución simétrica de huecos llamados taladros en el frente o tajeo con cargas precalculadas y ranuras para voladuras eficientes.

Figura 18. Malla de perforación 4.3 x 4.0



Fuente: *Elaboración Propia*

- **MPa:** El mega pascal (MPa) es la unidad de presión del sistema internacional de unidades.
- **Parámetros:** Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- **PETS:** Es el procedimiento escrito de trabajo seguro.
- **Precorte:** Consiste en crear una discontinuidad o plano de fractura en el cuerpo de la roca antes de disparar la voladura principal o de producción.
- **Productividad :** Es una medida económica que se mide por la producción de un proceso.

- **Rampa:** Labor de accesos de equipos y maquinarias pesadas (perforación, transporte, relleno) sobre llantas a interior mina desde la superficie o entre los niveles, una labores horizontales de diferentes cotas o profundidades Permite la extracción del mineral por medios rápidos y flexibles con equipos.
- **RMR:** Acrónimo del inglés ROCK MASS RATING, es un sistema de clasificación geomecánica.
- **RQD:** Acrónimo del inglés ROCK QUALITY DESIGNATION, es un sistema de la clasificación geomecánica.
- **RWS:** Potencia relativa en peso del explosivo.

Se utiliza en la etapa de diseño para auxiliar en el logro o mejoramiento de un proceso o diseño a un sistema ya existente para explorar algunas modificaciones.

- **Simulación:** Es el artificio contextual que hace referencia a la investigación de una hipótesis, utilizando modelos de un método perfecto para anticipar los hechos.
- **Subterráneo:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra
- **Voladura controlada:** Consiste en emplear cargas explosivas de baja energía de forma lineal colocadas en taladros muy cercanos entre sí, que se disparan en forma simultánea.



El acceso desde la ciudad de Huaraz se realiza de la siguiente manera:

**Tabla 14.** *Acceso a la Unidad minera*

TRAMO	TIPO DE VIA	DISTANCIA KM	TIEMPO (H)
Lima – Huaraz	Asfaltada	387	6.0
Huaraz – Pira	Afirmada	60	2.0
Pira – Mina	Trocha carrozable	4	0.5
Total		451	8.5

Fuente: *Elaboración Propia*

## **3.2 CLIMA Y VEGETACION**

Esta parte de los Andes tiene dos estaciones bien diferenciadas, la estación lluviosa de noviembre a abril caracterizada por lluvias y granizo, temperaturas diurnas de 24°C y temperaturas nocturnas de 10°C. La segunda temporada es seca de mayo a octubre, con temperaturas diurnas de 16 °C y temperaturas nocturnas que descienden 7 °C. La vegetación de la zona está formada por árboles de tronco alto como los eucaliptos y eucaliptos que crecen en los cañones, así como pequeños arbustos característicos de la zona.

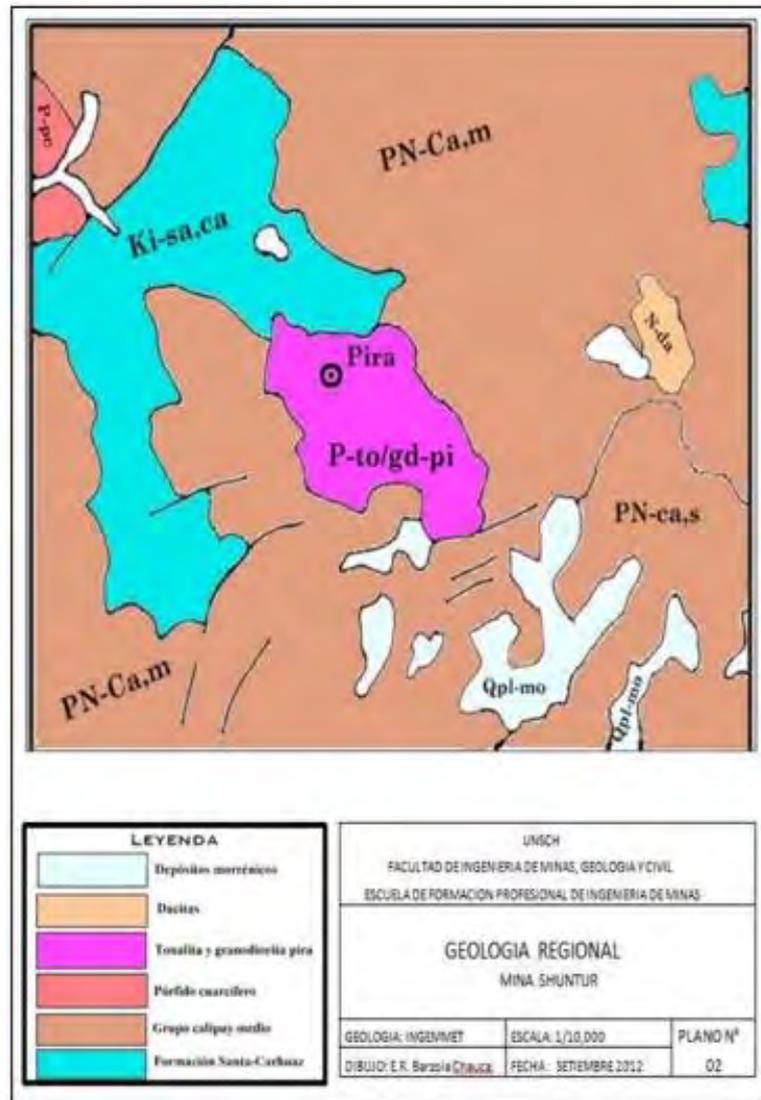
## **3.3 GEOLOGIA DEL YACIMIENTO**

### **3.3.1 Geología Regional**

El área de la mina está ubicada en la Cordillera y consiste principalmente en sedimentos mesozoicos bastante plegados sobre lechos volcánicos cenozoicos ondulantes dominados por rocas intrusivas compuestas de granodiorita y anortosita, que forman parte del lecho rocoso costero. Las rocas más antiguas encontradas en el área de depósito son sedimentos del Cretácico depositados en un ambiente marino poco profundo fuertemente plegado por movimientos tectónicos de compresión de rocas volcánicas del subsuelo durante el período Terciario. Cuatro unidades volcánicas han sido cortadas por brechas volcánicas e intrusiones de pórfidos subvolcánicos. En las montañas de la Cordillera se observan rocas

volcánicas del Grupo Kalipui sobre sedimentos con discordancias altamente angulares y erosionadas. Fuente: IGEMMET.

**Figura 20.** Geología Regional

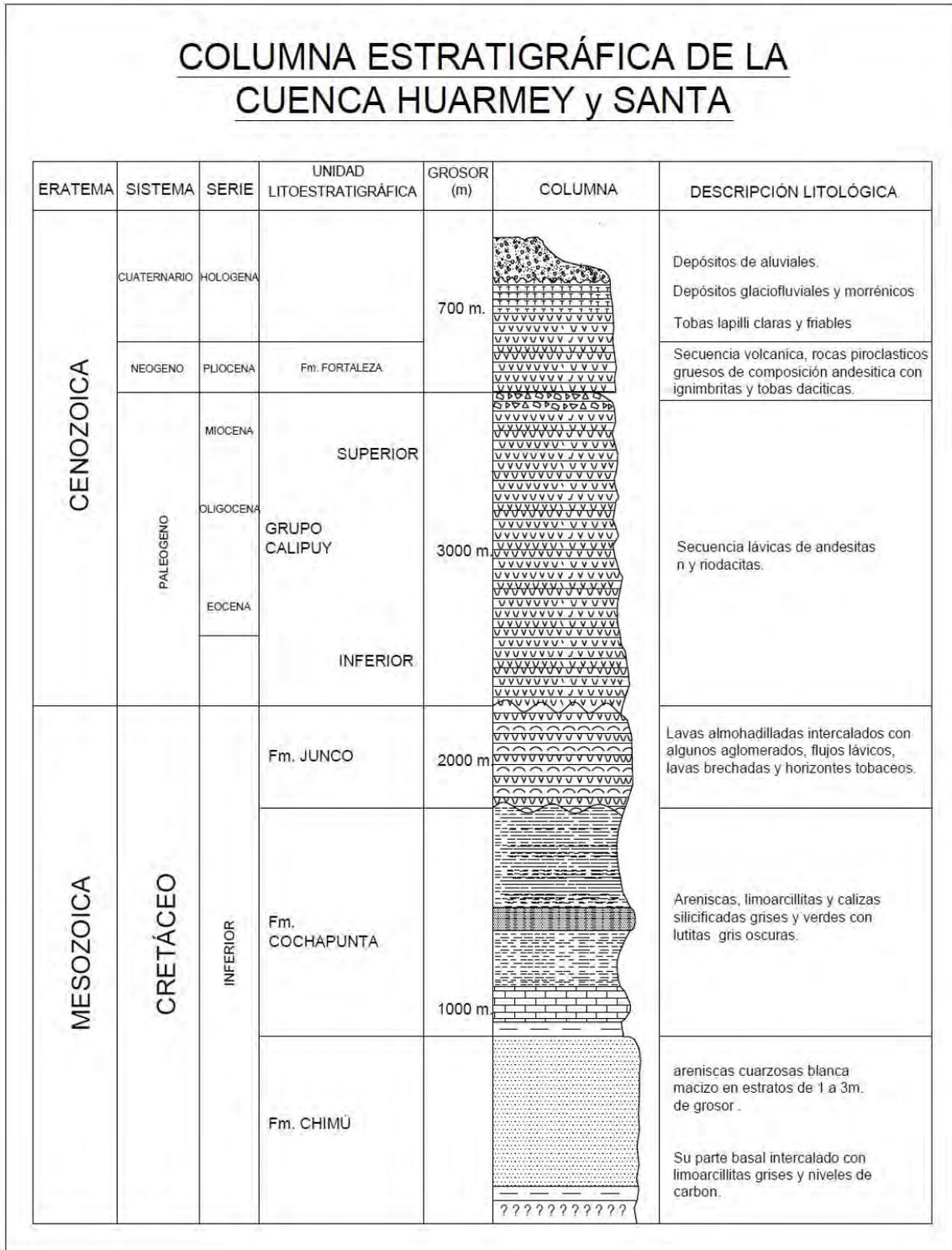


Fuente: *Área Geología UM Shuntur*

### 3.3.1.1 Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está compuesta por el Grupo Goyllasquisga del Cretácico Inferior, el cual consta de las Formaciones Chimú, Santa y Carhuaz (ver Columna Estratigráfica Regional).

Figura 21. Columna Estratigráfica



Fuente: Área Geología UM Shuntur

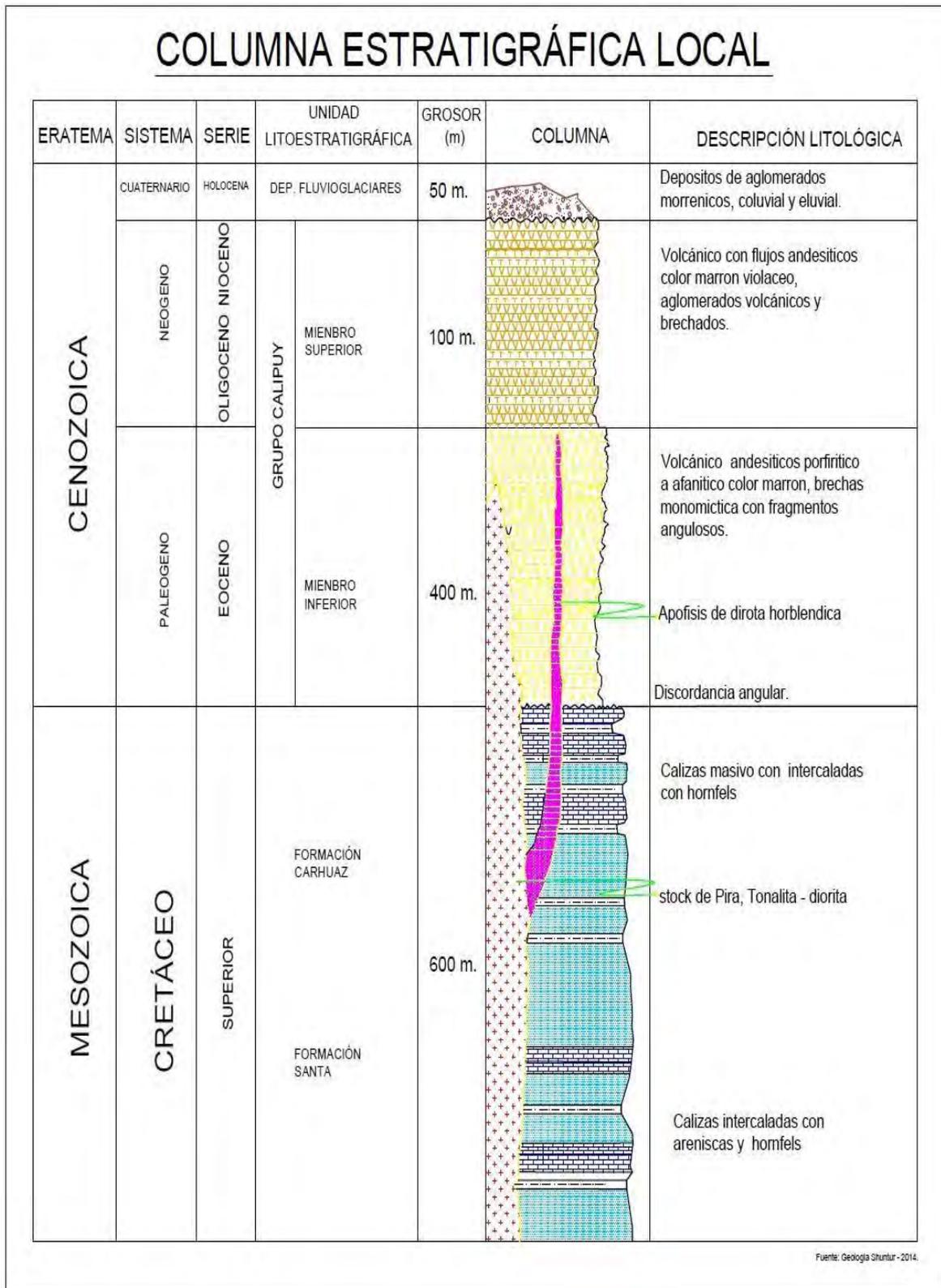
### 3.3.2 *Geología Local*

La sección de Shuntur se ubica al oeste de las Reservas Pira, frente a la Formación Santa-Carhuaz (Cretácico Inferior), una "ventana tectónica" en el lado occidental de la Cordillera Negras, con mineralización polimetálica de Cu-Ag-Zn-Mo y Fe en forma metasomática. cuerpos de cizallamiento (en capas sedimentarias) y en chimeneas de brechas (volcanes) y vetas. Por metasomatismo y distribución tipo skarn y diatrema Cu-Zn.

Esta mineralización está asociada con un posible sistema de pórfido en profundidad. Varios eventos de mineralización están asociados con la intensa actividad hidrotermal que ocurrió en el Terciario. Muestra zonación mineral localizada asociada a zonas de mesotemperatura intermedia.

Hay tres cinturones orogénicos reconocidos en la región. La primera ocurrió durante el período andino, que dio lugar al plegamiento de las rocas sedimentarias. La segunda y tercera corresponden a la fase Inca - la fase Quechua, que provocó daños en las rocas volcánicas. gram. Steinmann, reconoció tres etapas del plegamiento andino; El pliegue "peruano", que se produjo a fines del Cretácico, antes de la deposición del lecho rojo; El pliegue "Inca", que se produjo a principios del Terciario (Eoceno superior) y fue el más intenso. Esto fue seguido por un período de intensa actividad de rocas ígneas, mientras que el pliegue "Quechua" se produjo en el Terciario Superior (Mioceno).

Figura 22. Columna Estratigráfica local



Fuente: Área Geología UM Shuntur

### **3.3.2.1 Formación y tipo de Yacimiento**

A lo largo de la Cordillera Negra, los depósitos de metales son abundantes en rocas volcánicas y sedimentarias intruidas por intrusiones basales, intrusiones plutónicas y/o intrusiones subvolcánicas menores. La mayoría de los sedimentos son polimetálicos: Cu, Zn, Pb, Ag y, a veces, Au, y la mineralización se produce en vetas, cuerpos de brechas y skarns. Alrededor de Cotaparaco - Aija - Recuay - Tikapampa y Carhuaz, históricamente se han explorado y/o explotado aproximadamente 80 minas pequeñas y medianas. En las últimas décadas se han descubierto yacimientos auríferos asociados a las cuarcitas Chimú y Santa, fluidos epitermales de Au intercalados en los volcanes Kalipuya, como los yacimientos de mineral Pierina y pórfido Cu-Mo asociados a intrusión tonalítica. como pórfido de Ankasha. Algunos de ellos pueden servir como ejemplos de varios depósitos:

#### **3.3.2.1.1 Mina Milagros**

Se ubica aproximadamente a 8 Km, al W del pueblo de Pira, en las cuales contiene mineralización de Cu, Zn, Ag en brechas volcánicas silicificadas (Volcánico Calipuy).

##### **3.3.2.1.1.1 Cuerpo Mineralizado Gloria y Mery.**

El cuerpo Gloria y Mery es una formación inclinada, de brecha y mineralización, horizontal y longitudinalmente al norte del Volcán Calipuya, con andesita de brecha como punto de contacto.

La mineralización consiste principalmente en calcopirita, esfalerita, ferrosincita, galena, pirrotita, arsenopirita, pirita, molibdenita y calcita. La mineralización ocurre en una matriz de brecha hidrotermal con silicificación, epilitización y cloración de moderadas a intensas. Los detritos varían en tamaño desde unos pocos centímetros hasta varios metros, y la andesita alargada y angular tiene una textura afanítica y un pórfido marrón interconectado con

alteración de cianolita en la andesita. Muestra las fracturas en las brechas hidrotermales, abiertas, cerradas y geodésicas con cristales de calcita y cuarzo que permiten el paso del agua a través de ellas. También hay mineralización diseminada en las rocas intrusivas, ocurriendo principalmente en brechas y en contacto con volcánicas andesíticas. Los cuerpos Gloria y Mery están conectados, rumbo N 20° - 30° W, buzamiento 80° - 85° NE. Tiene forma asimétrica irregular, ligeramente alargada, ovalada en ambos extremos y de aproximadamente 120,0 m de largo. Longitud y 50,0 m. - 10 m. Extenso, sin mayor exploración en el norte, sur y oeste, la intensidad o espesor promedio varía de 15 m. 30 metros de distancia. (?). A medida que se estudia y utiliza el interior del cuerpo humano, se ajusta su forma, tamaño y valor económico. Se confirmó que la economía de Gloria y Mery en la brecha estaba mineralizada por emplazamiento, en aberturas creadas por acumulación de plástico, infiltrada desde clástico como matriz, con buena mineralogía, ángulo de contacto de 80° - 85° w.

Los plutones y las venas se forman por la acción hidrotermal de las cámaras de magma en los sistemas de pórfido; también venas de zorro. En el norte también pueden existir vetas angostas que presentan canales laterales al contacto volcánico; estas estructuras actúan como fuentes de alimento para la circulación hidrotermal; las vetas están moderadamente falladas y discontinuas a lo largo del contacto, y se observan algunas geodas con pequeñas aberturas. Esta sección presenta la mineralización de cuarzo de calcita y pirrotita como materiales de relleno de fracturas. El cuadro superior es roca volcánica marrón, andesita brechada, andesita afanítica y porfídica, vetas intrusivas, pirita diseminada, silicificación moderada y cloración. La caja es blanca y moderadamente siliconada. El sótano del cuerpo consta de afanita a andesita porfídica, de color marrón a pardusco.

### **3.3.2.1.1.2 Cuerpo mineralizado Mesa**

El cuerpo de la plataforma es una estructura portadora de mineral de brecha que es un elipsoide alargado horizontal hacia el noroeste, alojado en plagioclorita y que produce aureolas de silicificación de moderadas a fuertes.

La mineralización consiste principalmente en calcopirita, esfalerita, ferrosincita, pirrotita, arsenopirita, pirita, molibdenita, calcita, cuarzo y epidota. La mineralización ocurre en la matriz de la brecha hidrotermal con intensa silicificación, calcificación y cloración. Clastos de anfodiorita angulares y alargados con textura de pórfido blanquecino, esto produce un halo de alteración silicificada contra el contacto de la anfodiorita, calcopirita pirrotita intercalada diseminada. Muestra fracturas abiertas y cerradas y geodas con cristales de calcita y cuarzo. La dirección del cuerpo de la mesa es de aprox. N 30° - 40° W y declinación 85° - 88° SW. Forma de elipsoide asimétrica irregular, alargada y elíptica en el extremo sur. Unos 50 m. Duración del estudio. La mineralización ocurre a través de aberturas creadas por inyección hidrotermal, acumulación de plástico como zonas permeables en la brecha. Produce una matriz mineralizada con buen contenido mineral. Algunas vetas angostas existentes al norte y al sur pueden ser medios de mineralización económicos; está fallada de E-O y se han observado algunas geodas con pequeñas aberturas. Esta parte introduce la mineralización de calcita y cuarzo como rellenos de fracturas.

### **3.3.2.1.1.3 Veta Zorro**

Esta es la estructura identificada en la entrada de la antigua mina y el mapeo de la superficie.

Diseñado a una altitud de 3870 (50 m aprox. obras subterráneas), 3690 pisos (obras subterráneas 20 m). Tiene una extensión reconocida afectada por los ejercicios BH-053 y BH-054. Tomado del piso 3606, mirando al sureste. acerca de 150,0 metros. Ha sido probado por debajo del nivel 3588. Actualmente, la exploración comienza desde la

capa 3588, que incluye mineral de hierro-zinc, galena, creta y pirrotita. Tiene una estructura de tensión secundaria. Su poder; varía de 1,5 m a 2 metros. Su rumbo medio es N80°E con un buzamiento de 70°–75°N.

La composición de minerales incluye marmatita - calcopirita - en menor medida galena, calcita, cuarzo - pirrotita con textura de brecha. La roca huésped es una composición diorítica intrusiva de textura porfídica y verde grisáceo con presilicificación y coagulación de débil a moderada, y la sección cercana a la estructura es gris verdosa debido a la alteración propílica y la presilicificación.

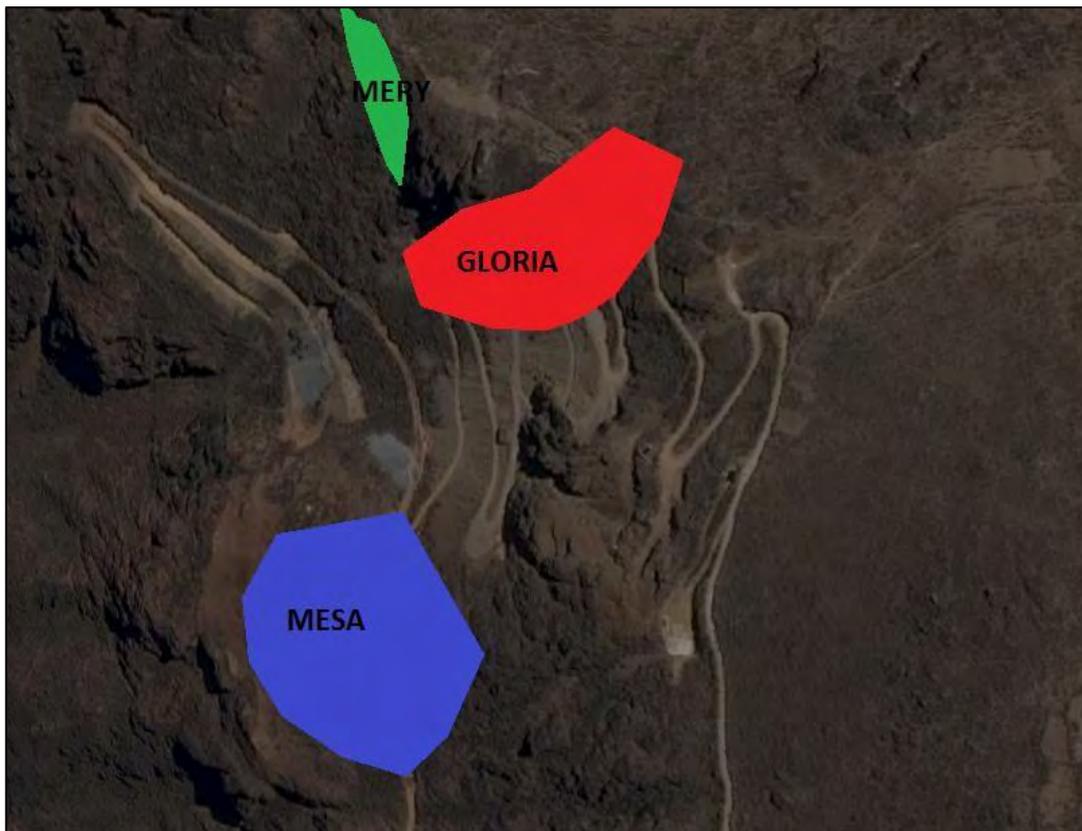
### **3.3.2.2 Mineralización y alteraciones**

Esta es la estructura identificada en la entrada de la antigua mina y el mapeo de la superficie.

Diseñado a una altitud de 3870 (50m aprox. obras subterráneas), 3690 pisos (obras subterráneas 20 m). Tiene una extensión reconocida afectada por los ejercicios BH-053 y BH-054. Tomado del piso 3606, mirando al sureste. acerca de 150,0 metros. Ha sido probado por debajo del nivel 3588. Actualmente, la exploración comienza desde la capa 3588, que incluye mineral de hierro-zinc, galena, creta y pirrotita. Tiene una estructura de tensión secundaria. Su poder; varía de 1,5 m a 2 metros. Su rumbo medio es N80°E con un buzamiento de 70°–75°N.

La composición de minerales incluye marmatita - calcopirita - en menor medida galena, calcita, cuarzo - pirrotita con textura de brecha. La roca huésped es una composición diorítica intrusiva de textura porfídica y verde grisáceo con presilicificación y coagulación de débil a moderada, y la sección cercana a la estructura es gris verdosa debido a la alteración propílica y la presilicificación.

**Figura 23.** *Proyección en superficie de los cuerpos mineralizados*



Fuente: *Área Geología UM Shuntur*

### **3.3.2.2.1 Zoneamiento**

Las zonas mineralizadas ocurren tanto vertical como horizontalmente en el depósito. Leyes de plata por encima de 3 Oz/TM en las capas superiores de la mina, al igual que el plomo sube y baja en las capas inferiores, pero a medida que sube el zinc también lo hace el cobre, pero el Zn debería caer aún más bajo.

En la zonación horizontal, las leyes de plomo, plata y zinc se mantienen estables en el centro del depósito, la calcopirita aparece en ambos extremos del depósito, los demás minerales desaparecen.

### 3.3.2.2 Alteraciones

Alteración hidrotermal consistente en silicificación ocurre en el contacto mineral-cuerpo, resultando en el skarn inicial. Por otro lado, las rocas del área minera han sido afectadas por alteración supergénica, dando como resultado la formación de goethita y limonita, las cuales tienen un color amarillento característico.

### 3.3.3 Geología Estructural

Las fallas principales son fallas de tendencia NW cortadas por un sistema NE. El segundo orden son las direcciones EW y NS, las cuales pueden ser sistemas extensionales. Este último evento produjo fallas normales de bajo ángulo que generalmente se acercan al sur. La posible ruta de mineralización es la fusión de los sistemas NW y NE, fallas W y NE. Además, se estima que los depósitos del Paleozoico Superior, Triásico-Jurásico, Cretácico y Terciario se formaron en ambientes de fallas masivas. En la Cordillera Negra, esta secuencia sedimentaria está afectada por un plegamiento moderado que probablemente corresponde a un solo subpaso tectónico, y coincidentemente el eje de la Cordillera corresponde a un anticlinal gigante.

Los depósitos mineralizados en el área de estudio están ubicados en calderas de más de aprox. 20 km de largo. Las áreas con diámetros en la dirección NW-SE regulan el sistema de la caldera. Este sistema de fallas es más probable que se observe hacia el norte en las alturas de las montañas Shuntura y Tornontullo. La configuración actual de los afloramientos de las unidades volcánicas en el área adyacente a Adriana V-12 y Sagitario ESL N°2 está controlada por un sistema de fallas gravitatorias correspondientes a sucesivos eventos extensionales probabilísticos del Plioceno asociados con la etapa compresional Quechua tardía de la tectónica andina. Los principales controles estructurales incluyen las dos fallas variables más largas en el área (2 km) que apuntan a 20° N con buzamientos aparentes de 120 y 60

m. Formaron un sistema de graben continuo después de la mineralización, moviéndose en una dirección NW-SE. Estas fallas dividen la región en tres bloques tectónicos principales, 11 de los cuales son económicamente importantes, dos de los cuales se denominan Bloque Central y Bloque Noroeste. función

### **3.3.4 Geología Económica**

El yacimiento es de origen hidrotermal y los minerales fueron depositados en las rocas calcáreas de la Formación Santa-Carhuáz que forman el manto mineral. Por el fenómeno estructural, estructura, mineralización, alteración y litología, la estructura mineralizada en la mina SHUNTUR corresponde a un tipo de contacto metasomatoso (entre depósito volcánico e intrusión) ubicado en la brecha Calipu (San Paolo-Sr de los) Milagros, Zorro . Mesa), vetas (Abundancia, Zorro y Huaracayoc) y skarn de calcio (Skytten, Curva Santa Rosa). El metasomatismo puede estar relacionado con la intrusión de reservas naturales de piritita de granodiorita, que es la fuente de la circulación de fluido térmico necesaria para los poros intercrystalinos, las fracturas preexistentes y las microfracturas.

#### **3.3.4.1 Mineralogía**

Dentro de la mineralogía en los yacimientos de shuntur, el mineral está constituido por argentita ( $\text{SAg}_2$ ), la galena ( $\text{SPb}$ ), calcopirita ( $\text{S}_2\text{FeCu}$ ) y la blenda ( $\text{SZn}$ ), que comprende la mena y el mineral de ganga está conformado mayormente por cuarzo y trazas de illita, caolinita, barita, alunita, piritita, enargita, tetraedrita, hematina, goetita y acantita.

### 3.3.4.2 Recursos Minerales: Reservas Minerales

Las reservas minerales cubicadas a la fecha, alcanzan los 218,900 TMS, conforme se detalla en el cuadro siguiente:

*Tabla 15. Reservas minerales probadas mina Shuntur*

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Mery	5.2	600,400	3.95	0.8	5.4
Gloria	4.5	800,000	3.44	0.95	5.1
Meza	4.1	100,000	2.61	0.7	4.76
<b>TOTAL</b>		1,500,400			
<b>PROMEDIO</b>	4.6	0.67	3.33	0.82	5.09

Fuente: *Área Geología UM Shuntur*

*Tabla 16. Reservas minerales probables mina shuntur*

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Mery	5	34,600	3.85	0.83	5.3
Gloria	4.2	8,900	3.31	0.97	5.1
Meza	4	10,500	2.5	0.51	4.66
<b>TOTAL</b>		63,100			
<b>PROMEDIO</b>	4.45		3.39	0.76	5

Fuente: *Área Geología UM Shuntur*

*Tabla 17. Resumen reservas mina shuntur*

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
<b>Probado</b>	4.65	1,500,400	3.4	0.77	5.02
<b>Probable</b>	4.45	63,100	3.39	0.76	4.98
<b>TOTAL</b>		220,000			
<b>PROMEDIO</b>	4.55		3.4	0.77	5.01

Fuente: *Área Geología UM Shuntur*

### **3.4 Geomecánica del yacimiento**

El mapeo geomecánico se ha realizado utilizando técnicas detalladas de mapeo de celdas y sitios en la región del cuerpo de la plataforma y la masa rocosa circundante. Los parámetros observados durante el mapeo geomecánico incluyen: litología, tipo y orientación de discontinuidad, espaciamiento, persistencia, aberturas, rugosidad, tipo y espesor de relleno, meteorización y presencia de agua.

#### ***3.4.1 Características Geomecánicas de la zona de estudio***

##### **3.4.1.1 Litología y mineralización**

Con base en estudios geomecánicos de campo de la estructura mineralizada y su entorno físico (excavaciones subterráneas y registros geomecánicos de afloramientos rocosos superficiales, pruebas mecánicas de rocas y descripciones macroscópicas de litofacies), se descubrió la siguiente litología:

La mineralización de la zona de Mina Shuntu - Milagros contiene 'andesita y diorita' como rocas huésped, que pueden haber sido parte del área andina. La estructura mineralizada en la zona Mina Shuntur - Milagros es una brecha volcánica mineralizada con calcopirita, pirita, pirrotita, esfalerita, arsenopirita.

##### **3.4.1.2 Aguas subterráneas**

El efecto más importante del agua en un macizo rocoso es reducir la resistencia a la fractura por esfuerzos cortantes debido a la presión intersticial del agua. Todo esto a consecuencia de la presión de agua en los poros de la roca. Al realizar inspecciones en campo (mina Shuntur – la zona de Milagros), se puede concluir que no se han observado

signos visibles de aguas subterráneas en el área examinada; Condiciones adversas (humedad, humedad, goteo de agua).

### **3.4.1.3 Meteorización**

La meteorización, explicada como “degradación, colapso y degradación físico-mecánica de las estructuras rocosas” cercanas a la superficie, provoca daños importantes en los macizos rocosos de la región al estar expuestos a factores exógenos (atmosféricos, físico-químicos y biológicos).

El efecto es de interés a medida que la estructura de la roca se deteriora, mostrando superficies de discontinuidades definidas como ligeramente meteorizada ( en la gran mayoría de labores y tajos), ligeramente meteorizada(en los niveles superiores), meteorizadas (en niveles superiores con alcance a superficie menor a 50 m) y altamente meteorizadas (zonas de falla-zonas de corte).

## **3.4.2 Índices Geomecánicas**

### **3.4.2.1 Caracterización de la masa rocosa**

Se realizó mapeos geomecánicos donde se utilizó el método de celdas de detalle en la masa rocosa de la roca encajonante.

Los parámetros de observación del mapeo de superficie son: litología, tipo y Orientación de rotura, espaciamiento, persistencia, aberturas, rugosidad, tipo y espesor de relleno, meteorización y presencia de agua.

La litología correspondiente en el área de estudio está dominada por rocas Volcánicas con una composición diorítica.

### 3.4.2.2 Clasificación y zonificación geomecánica del macizo rocoso

Se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Evaluación del Macizo Rocosos – 1989). La evaluación de la resistencia de la roca intacta se determina con el martillo de geólogo (picota) y el RQD se determinarán mediante el registro lineal de cantidad de discontinuidades. El criterio que se utilizó para clasificar a la masa rocosa es de acuerdo a la siguiente tabla 18:

**Tabla 18.** Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Categoría		RMR	Código de Colores	Descripción
I	I-A	91-100		Roca muy buena I-A
	I-B	81-90		Roca muy buena I-B
II	II-A	71-80		Roca buena II-A
	II-B	61-70		Roca buena II-B
III	III-A	51-60		Roca regular III-A
	III-B	41-50		Roca regular III-B
IV	IV-A	31-40		Roca mala IV-A
	IV-B	21-30		Roca mala IV-B
V	V-A	11-20		Roca muy mala V-A
	V-B	0-10		Roca muy mala V-B

Fuente: Área Geología U.M Shuntur

### 3.4.3 Condiciones de estabilidad en excavaciones

#### 3.4.3.1 Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones

Tomando en consideración el arreglo estructural descrito en el Item 3.2, se puede recomendar direcciones preferenciales de avance para obtener mejores condiciones de estabilidad. Las condiciones mayormente favorable para la estabilidad suceden cuando las

excavaciones continúan de manera perpendicular a la orientación de las estructuras principales y las condiciones más desfavorables ocurren cuando se continúa paralelo a los sistemas de estructuras.

De acuerdo al arreglo estructural que presenta la masa rocosa del cuerpo Meza, las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones ocurren en la dirección NS y viceversa y NE-SW, si bien estas no son las direcciones más óptimas, al menos con estos alineamientos se tendrá mayor estabilidad y menor sostenimiento de las excavaciones, en ese sentido, siempre que sea posible es recomendable que las excavaciones sigan estas direcciones.

### 3.4.3.2 Excavaciones permanentes

Dentro de estos trabajos en excavación se hallan labores como. las galerías Subnivel, rampas, cámaras de talleres, bombeo, rescate y otros. Preferentemente estas excavaciones deben estar ubicadas en la caja piso y estar alineados en la dirección preferencial de avance de excavaciones. Considerando el criterio de clasificación definido en el Cuadro 5 para clasificar a la masa rocosa, se ha establecido las siguientes aberturas máximas para las labores permanentes teniendo en cuenta los distintos rangos de RMR presentes en la Mina.

**Tabla 19.** *Aberturas máximas estimadas para excavaciones de la roca*

<b>Calidad de roca</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Promedio RMR</b>	<b>Abertura Máxima</b>
II	61 - 80	65	33.0
III A	51 - 60	55	10.9
III B	41 - 50	45	3.6
IV A	31 - 40	35	1.8

Fuente: *Elaboración Propia*

Estas dimensiones máximas de excavaciones corresponden a no usar sostenimiento sistemático, pero puede que requiere sostenimiento localizado según lo que se observe en el terreno. Generalmente las labores permanentes como rampas o galerías de nivel tienen dimensiones entre 3.5 y 4.5 m. Considerando estas dimensiones se presenta en el siguiente cuadro el sostenimiento a emplearse para el caso de labores permanentes.

**Tabla 20.** *Sostenimiento para labores de avance permanentes*

TIPOS DE SOSTENIMIENTO			
LABORES DE AVANCE (RP, XC, BP, GL, CM DDH, CM CARGUIO)			
(PERMANENTES)			
PARAMETROS GEOMECANICOS			ANCHO DE MINADO > 4.0 mtrs.
CALIDAD	TIPO DE ROCA	RMR	
<b>A</b>	I	81 - 100	No requiere sostenimiento, excepto Perno Helicoidal puntual.
<b>B</b>	IIA	71 - 80	No requiere sostenimiento, excepto Perno Helicoidal puntual.
<b>C</b>	IIB	61 - 70	No requiere sostenimiento, excepto Perno Helicoidal puntual.
<b>D</b>	IIIA	51 - 60	Perno Helicoidal sistemático a 2.5 mtrs.
<b>E</b>	IIIB	41 - 50	Perno Helicoidal sistemático a 2.0 mtrs.
<b>F</b>	IVA	31 - 40	Perno Helicoidal sistemático a 1.8 mtrs + Malla electrosoldada.
<b>G</b>	IVB	21 - 30	Perno Helicoidal sistemático a 1.5 mtrs + Malla electrosoldada.
<b>H</b>	V	<20	Cimbras metálicas espaciadas 1,8 mtrs. + Plancha acanalada.

Fuente: *Area Geomecánica unidad minera Shuntur.*

### 3.4.3.3 Excavaciones temporales

Las labores de avance están relacionadas al minado en los tajeos principalmente, por ejemplo galerías y cruceros de acceso a los tajeos ya sea en roca estéril o en mineral, que son excavaciones temporales donde ingresa o transita el personal. Estas excavaciones también comúnmente alcanzan dimensiones máximas de 3.5 a 4.5 m. De modo similar se presenta en la siguiente tabla 21, la estimación del sostenimiento para estas labores.

**Tabla 21.** *Sostenimiento para labores permanentes*

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACION (TJ, VN) (TEMPORALES)			
PARAMETROS GEOMECAVICOS			ANCHO DE MINADO > 3.0 mtrs.
CALIDAD	TIPO DE ROCA	RMR	
<b>A</b>	I	81 - 100	No requiere sostenimiento, excepto perno Spli Set puntual.
<b>B</b>	IIA	71 - 80	No requiere sostenimiento, excepto perno Spli Set puntual.
<b>C</b>	IIB	61 - 70	No requiere sostenimiento, excepto perno Spli Set puntual.
<b>D</b>	IIIA	51 - 60	Perno Split Set sistemático a 2.5 mtrs.
<b>E</b>	IIIB	41 - 50	Perno Split Set sistemático a 2.0 mtrs.
<b>F</b>	IVA	31 - 40	Perno Split Set sistemático a 1.8 mtrs. + Malla electrosoldada.
<b>G</b>	IVB	21 - 30	Perno Split Set sistemático a 1.5 mtrs. + Malla electrosoldada.
<b>H</b>	V	<20	Cimbras metálicas espaciadas 1,8 mtrs. + Plancha acanalada.

Fuente: *Area Geomecánica unidad minera Shuntur*

### 3.5 Método de Explotación

#### 3.5.1 Selección del método de minado

Definido las características naturales de los cuerpos tales como la geología, morfología (forma, potencia, rumbo/buzamiento y profundidad), reservas (tamaño), características geomecánicas (calidad de la masa rocosa tanto del mineral y de la roca encajonante, resistencia de la masa rocosa y esfuerzos actuantes) y las características de presencia de agua subterránea, podemos contar con la información necesaria para determinar el posible o posibles métodos de minado.

Para la determinación del método de minado se ha aplicado el método de selección de aproximación numérica propuesta por David E. Nicholas (1981), el cual toma en cuenta todas las características naturales de los cuerpos, definidos en los párrafos anteriores y desarrollados en este informe.

Según esto los resultados señalan que los posibles métodos de minado en orden de prioridad resulta lo siguiente: cielo abierto, hundimiento por subniveles (SLC), tajeo por subniveles (SLS), cámaras y pilares (R&P) y el shirinkage stoping (SHS).

### **3.5.2 Método de minado propuesto**

Según los análisis realizados en el acápite anterior, en consecuencia quedan como alternativas principales para la explotación de los cuerpos mineralizados del yacimiento Milagros, los métodos de minado: SLC y SLS.

#### **3.5.2.1 Tajeo por subniveles – SLS**

Las condiciones geomecánicas encontradas en la mayor parte del yacimiento se prestan para aplicar este método de minado, abriendo cámaras mediante el método de Subniveles con taladros largos. Cuando se utiliza el SLS es necesario introducir algunas formas de pilares y/o relleno, pilares que generalmente no se recuperan. Dejando pilares, se podría también dejar cámaras abiertas, en este caso la recuperación del yacimiento disminuye por los pilares dejados, lo cual no es conveniente en la explotación. En adición a ello, es probable la ocurrencia de inestabilidad de los contornos de las excavaciones por la formación de cuñas rocosas y área de mala calidad de la roca, que al final obliguen a tener que utilizar relleno.

### **3.5.3 Capacidad de Producción**

La unidad minera shuntur tiene un ritmo de producción diario de 1200TMD, 36000 toneladas mensuales con una producción anual de 432000 toneladas con una capacidad de planta de 900 TMD

#### **3.5.3.1 Operaciones Unitarias**

##### **3.5.3.1.1 Perforación**

La primera etapa del ciclo de minado se inicia con la perforación de los frentes con Jumbo Rocket Boomer 281 Electro hidráulico, de un solo brazo. Con barra de 11, 12, 14 pies y con brocas de 45 mm. Y una rimadora de 102 mm , La perforación se realiza siguiendo los

estándares de perforación de ancho y altura de labor de acuerdo al tipo de labor a perforar como se muestra a continuación en la tabla:

**Tabla 22.** Especificaciones de labores a perforar

Labor	Sección	Diámetro de broca	longitud de taladro	longitud perforado
<b>GALERIAS (ventana)</b>	3,5 x 3,5	45 mm	4,2	3,5
RAMPAS	4, x 4,5	45 mm	4,2	3,5
CHIMENEAS (slot)	1,5 x 2,1	38 mm	1,8	1,5
CRUCEROS Y/O CORTADAS	3,5 x 3,5	45 mm	4,2	3,5

Fuente: *Elaboración propia*

### 3.5.3.1.2 Voladura

En la unidad minera SHUNTUR el carguío de los taladros en los frentes de avance se realiza de manera manual y con los siguientes equipos y materiales.

**EQUIPOS:** JETANOL (Cargadora de ANFO)

Capacidad = 100 Kg.

Carga = 32 a 64 mm Ø

Presión de confinamiento = 100 Psi

Consumo de aire = 1.8 m<sup>3</sup>/min.

**MATERIALES:**

Atacador de madera 8,10,12 Pies.

Punzón de cobre (Amarrado en un extremo del atacador que servirá para colocar la emulsión en el taladro).

Punzón de cobre (Para encebar).

Tubería de Polietileno Ø=1", Longitud 25 Metros.

Alambre N° 16.

Tortol (Gancho para torcer los alambres).

Los explosivos y accesorios que se utilizan son de la línea **FAMESA**, los cuales mencionamos a continuación:

**EXPLOSIVOS:**

ANFO (SUPERFAM DOS) 25 Kg.

Pentacord 3P.

Emulsión 1 ½" x 12" x 3000.

**ACCESORIOS:**

Fanel Periodo Largo (LP) de Longitud = 18.00 Metros, este fanel viene desde los números 1 al 20, el tiempo de retardo para este tipo es en milisegundos.

Carmex 2.10, 2.70 y 3.00 Metros; 02 unidades.

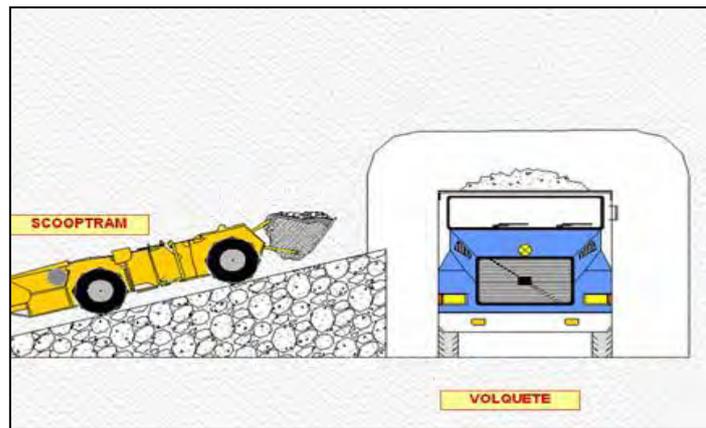
Mecha rápida Longitud = 0.20 Metros.

**3.5.3.1.3 Carguío y Acarreo**

Para la etapa de carguío y acarreo del mineral fragmentado se hace el uso de equipos Diesel para carguío de material roto se tiene SCCOP R1600H capacidad de cuchara 6.2 Yd<sup>3</sup> para cargar a camiones de 30 TM para su transporte de mineral de interior mina hacia planta, asimismo cabe indicar el material estéril es utilizado como relleno para los tajos explotados.

El mineral acumulado de los tajos se extrae mediante Scoops de( 3.5 - 6.2) Yd<sup>3</sup>, hacia la cámara de carguío, luego es cargado directo a los volquetes de la cámara de acumulación de mineral lo que permite una mejor utilización de los scoops y mayor velocidad de carguío y por consiguiente un adecuado rendimiento de los volquetes.

**Figura 24.** cámara de carguío



Fuente: Área MinaUM Shuntur

#### **3.5.3.1.4 Relleno**

Las grandes aberturas creadas después de la voladura se debilitan y se tiene que sostener, lo que reduce la inestabilidad de la caja y reduce la inestabilidad, lo que permite redistribuir las tensiones del ciclo minero y minimizar la aparición de rupturas. El relleno permite la futura restauración (recuperación) de los pilares intermedios entre los tajeos explotados.

El relleno en la operación de la U.M.SHUNTUR es detrítico quiere decir el material estéril que sale de las labores de exploración y desarrollo que se transporta por los camiones hasta el tajeo y este material de relleno es distribuido y explanado por el scooptram diesel en avanzada a lo largo de todo el tajeo hasta dejar un luz de cresta de relleno a la cara libre de mineral de 16 a 30 m. dependiendo de la potencia de la veta y calidad de la roca.

#### **3.5.3.1.5 Ventilación**

La ventilación se calcula de acuerdo a la cantidad de personal en los frentes, los equipos usados, cantidad y tipo de explosivos usados. Se hizo la implementación del Software Ventsim Visual para simular las condiciones de ventilación dentro de la mina para tener un balance en el flujo de aire y el requerimiento de ventiladores en mina.

## **CAPITULO IV.**

### **SIMULACION DE ALGORITMO HOLMBERG EN JK SIMLBLAST 2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**

#### **4.1 Descripción de la realidad y Procesamiento De Datos**

Según programa mensual para el mes de julio del 2022 se tiene programado 380 metros, de los cuales el presente trabajo se enfocará exclusivamente a dos labores la Vn624 y la Rp783(-).

Puesto que el arranque es la abertura que se forma primero en un determinado frente, es crucial e importante en realizar el mejor diseño de los taladros que ocupan generalmente la parte central del trazo, que van a tener una disposición especial y van ser los que hacen explosión primero, es por ello que nos enfocaremos al desarrollo del arranque siguiente la metodología de Roger Holmberg.

#### 4.1.1 Datos geométricos de la Rp 783(-)

Tabla 23. Datos geométricos Rp 783(-).

	B	C	D	E	F	G	I
1	Nivel	Labor	Tipo	Ancho	Alto	Prog.(m)	Gradiente
7	380	RP(-) 783	D	4	4.5	40	12%
17						380	

Fuente: Base de datos Contmin.

Tabla 24. Calidad del Macizo Rocosos Rp783 Desmonte

Calidad del Macizo Rocosos Rp783 Desmonte.

Tipo Roca	RQD(%)	RMR	GSI	Q	Clasificación
		65-	60-	15-	Bueno
A	80-90	75	70	35	
		45-	40-	5-9	Regular
B	55-65	57	52		
		25-	20-	2-4	Malo
C	30-40	30	35		

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 25. Datos técnicos Rp783(-).

Labor	Rp783(-)	
Nivel	380	
Zona	Milagros	
GSI	52	
RQD	65	%
Dr	2.6	g/cm <sup>3</sup>
Diámetro de la broca	45	mm
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Eficiencia de perforación	95	%
Longitud del barreno	12	Pies
Longitud del barreno	3.7	m
Ancho labor	4.0	m
Alto labor	4.5	m
Diámetro de la broca rimadora	102	mm
Angulo de taladros de contorno	3	
desviación angular	10	mm/m
error de emboquille	20	mm

Fuente: Elaboración Propia

#### 4.1.2 Diseño del avance de la Rp783(-)

En función de la barra de 12 pies (3.66m) y la eficiencia de perforación del 95%, buscaremos el avance requerido de 3.47m. y esta dado por:

$$H = 0.15 + 34.1 * \varnothing - 39.4 * \varnothing^2$$

Estimaremos para diferentes diámetros en este caso de 45 mm y 102 mm además podemos estimar para una cantidad de taladros de alivio, para ello necesitamos estimar el diámetro equivalente en función a los taladros de alivio.

$$\varnothing_e = \sqrt{n} * \varnothing$$

**Tabla 26.** Diseño del avance de la Rp 783(-) con 45 mm de diámetro .

	12	Longitud de la barra	Unidades
	3,66	Longitud de la barra	pies
Np	95	Longitud de la barra	m
	95	Eficiencia de perforación	%
L	3,47	Avance requerido	m
	45	Diametro del taladro vacio en el corte	mm
$\varnothing$	0,045	Diametro del taladro vacio en el corte	m
$\varnothing$	3	Numero de taladros de alivio	Und
n	77,94	Diametro de taladro vacio equivalente	mm
$\varnothing_e$	0,078	Diametro de taladro vacio equivalente	m
$\varnothing_e$	2,57	Avance de la labor	m
H	95	Eficiencia de perforacion	%
Nd	2,44	Avance efectivo de la labor	m
A			

Fuente: *Elaboración Propia*

Como podemos apreciar, con diámetro de 45 mm y solamente obtenemos 2.44 de avance, y como sabemos el avance requerido es de 3.47 m, es por ese motivo que se opta en estimar taladros rimados de 102 mm de diámetro.

**Tabla 27.** *Diseño del avance de la Rp 783(-) con 4 taladros de alivio de 102 mm.*

$\emptyset$	102	Diámetro del taladro vacío en el corte	mm
$\emptyset$	0.102	Diámetro del taladro vacío en el corte	m
n	4	Numero de taladros de alivio	Und
$\emptyset_e$	204	Diámetro de taladro vacío equivalente	mm
$\emptyset_e$	0.204	Diámetro de taladro vacío equivalente	m
H	5.47	Avance de la labor	m
Nd	95	Eficiencia de perforación	%
A	5.2	Avance efectivo de la labor	m

Fuente: *Elaboración Propia*

Como podemos apreciar en el cuadro teóricamente con 4 taladros de alivio el avance es 5.2 m muy excesivo mas del 100% entonces necesitamos reducir el numero de taladros de alivio a de acuerdo al requerido, asimismo si trabajamos con 1 taladro de alivio el avance es de 3.06m, entonces es menos del 100 % de avance en función al requerido de 3.47 m.

**Tabla 28.** *Diseño del avance de la Rp 783(-) con 3 taladros de alivio de 102 mm.*

$\emptyset$	102	Diámetro del taladro vacío en el corte	mm
$\emptyset$	0.102	Diámetro del taladro vacío en el corte	m
n	3	Numero de taladros de alivio	Und
$\emptyset_e$	176.67	Diámetro de taladro vacío equivalente	mm
$\emptyset_e$	0.177	Diámetro de taladro vacío equivalente	m
H	4.95	Avance de la labor	m
Nd	95	Eficiencia de perforación	%
A	4.7	Avance efectivo de la labor	m

Fuente: *Elaboración Propia*

Teóricamente con 1 o 2 taladros rimados en la rampa principal no se logra conseguir el objetivo esperado, es por ello en la práctica necesitamos de 3 taladros de alivio de 102mm para conseguir un avance efectivo de 4.70m, pero dicho avance se conseguiría siempre en cuando nuestra voladura seria del 100%, en minería subterránea es aceptable un 95%, consiguiendo entonces un avance efectivo de 4.46m. por lo tanto es más que suficiente trabajar con 3 taladros rimados para conseguir el avance requerido de 3.47m.

#### 4.1.3 Cálculo del burden y espaciamiento en el primer cuadrante de la Rp783(-)

Teniendo como datos de campo tanto la desviación angular como el error de emboquillado podemos calcular el burden máximo según la teoría de áreas de influencia, para posteriormente determinar el burden practico y espaciamiento como se puede ver en el siguiente gráfico.

**Tabla 29.** Burden y espaciamiento practico en el primer cuadrante de la Rp783(-).

Desviación angular	10	mm/m
Desviación angular	0.01	m/m
Desviación angular	1	%
Desviación en el collar	20	mm
Desviación en el collar	0.02	m
Avance requerido(L o H)	3.47	m
Diámetro de taladro vacío equivalente( $\phi_e$ )	0.177	m
Burden máximo según área de influencia. Burden IC	0.278	m
Error de perforación( $E_p$ )	0.055	m
Burden Práctico (1)	0.223	m
Espaciamiento (1)	0.32	m
Burden Práctico (1)	223.28	mm
Espaciamiento (1)	315.77	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamiento práctico del primer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 30.** Coordenadas Del I Cuadrante Rp783

Coordenadas Del I Cuadrante Rp783		
Punto	x	y
P0	0.00	0.00
P1	223.28	0.00
P2	0.00	223.28
P3	-223.28	0.00
P4	0.00	-223.28

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.4 Cálculo de la constante de roca sueca (c) Rp783(-)

Se calcula la constante de roca a partir del consumo específico de explosivo de la fórmula de Ashby. Dicha constante me permite predecir la cantidad de explosivo para remover un

metro cubico de material y en condiciones normales debería estar en el rango de 0.2 a 0.4 según la metodología de Roger Holmberg.

**Tabla 31.** Constante de roca para Rp783(-).

Dr	2.6	TM/m3 o g/cm3
GSI	52	
RQD	65	%
Consumo específico de explosivo(CE)	0.389	Kg Anfo /m3
Valor 1	0.8784	
Valor 2	0.0052	
Constante de roca sueca(c)	0.347	Kg/m3

Fuente: *Elaboración Propia.*

#### 4.1.5 Cálculo del factor de roca (A) Rp783(-)

Se calcula el factor de roca de la fórmula de Lilly, que más adelante es una variable que nos permitirá predecir el grado de fragmentación de la roca, el cual deberá tener una variación entre 6 a 14 según la investigación de Sanchidrián.

**Tabla 32.** Factor de roca para Rp783(-).

Consumo específico de explosivo(CE)	0.389	Kg Anfo /m3
Valor 1	96.667	
valor 2	138.5	
Valor 3	75.883	
Valor 4	4.41	
Factor de roca(A)	9.84	

Fuente: *Elaboración Propia*

Según Cunningham este valor se acerca a 8 para rocas muy débiles y 12 para rocas más competentes.

#### 4.1.6 Cálculo del índice de volabilidad(BI) Rp783(-)

Se calcula el índice de volabilidad a partir del consumo específico de explosivo de la ecuación de Ashby modificado. Dicho índice nos indicara el grado de facilidad de volar un

macizo rocoso sobre una determinada condición específica, normalmente varía entre 20 para rocas friables y 100 para rocas competentes.

**Tabla 33.** Índice de volabilidad para Rp783(-).

Consumo específico de explosivo(CE)	0.389	Kg Anfo /m3
Valor 1	0.004	
Índice de volabilidad(BI)	97	

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.7 Cálculo del factor de energía (FE) Rp783(-)

Calculamos la energía requerida por unidad de peso a partir del índice de volabilidad de Lilly.

**Tabla 34.** Factor de energía para Rp783(-).

Consumo específico de explosivo (CE)	0.389	Kg Anfo /m3
Valor 1	30	
Factor de energía (FE)	11.7	MJ / Ton

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.8 Concentración lineal de carga(I) Rp783(-)

Calculando la concentración lineal de carga según la siguiente figura.

**Tabla 35.** Concentración lineal de carga para Rp783(-).

Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Burden máximo(Bmax)	0.278	m
Diámetro del taladro vacío o taladro vacío equivalente (Ø o Øe)	0.177	m
Constante de roca sueca(c)	0.347	Kg/m3
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Concentración lineal de carga(Q1)	0.77	Kg/m
Valor	10	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Longitud del taco (LT)	0.45	m
Avance requerido(L)	3.47	m
Longitud de la carga (LC)	3.02	m
Masa de explosivo por taladro(Qe)	2.329	Kg/ Tal

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.9 Predicción de la fragmentación (X) Rp783(-)

Se predice el grado de fragmentación siguiendo metodología Kuz Ram.

**Tabla 36.** Predicción de fragmentación para Rp783(-).

Factor de roca(A)	9.84	
Factor triturante(consumo específico del explosivo) CE o K	0.389	Kg/m
Masa de explosivo por taladro(Qe)	2.329	Kg/Tal
RWS Anfo	1.04	
RWS Anfo	104	%
Tamaño medio de fragmentos(X)	5.67	cm

Fuente: *Elaboración Propia*

Como se puede apreciar en dicho gráfico el tamaño está por debajo del tamaño promedio que es de 8" (20cm).

#### 4.1.10 Cálculo del burden y espaciamiento en el segundo cuadrante de la Rp783(-)

Teniendo los datos de espaciamiento en el primer cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamiento en el segundo cuadrante.

**Tabla 37.** Burden y espaciamiento práctico en el segundo cuadrante de la Rp783(-).

Espaciamiento (1)	0.32	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.77	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.347	Kg/m <sup>3</sup>
Burden IIC	0.35	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (2)	0.30	m
Espaciamiento (2)	0.65	m
Burden Práctico (2)	299.38	mm
Espaciamiento (2)	646.67	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamiento práctico del segundo cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 38.** *Coordenadas Del II Cuadrante Rp783*

<i>Coordenadas Del II Cuadrante Rp783</i>		
Puntos	x	y
P1	323.34	323.34
P2	-323.34	323.34
P3	-323.34	-323.34
P4	323.34	-323.34

Fuente: *Minera Shuntur S.A.C.*

#### 4.1.11 Cálculo del burden y espaciamiento en el tercer cuadrante de la Rp783(-)

Teniendo los datos de espaciamiento en el segundo cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamiento en el tercer cuadrante.

**Tabla 39.** *Burden y espaciamiento practico en el tercer cuadrante de la Rp783(-).*

Espaciamiento (2)	0.65	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.77	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.347	Kg/m3
Burden IIIC	0.51	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (3)	0.45	m
Espaciamiento (3)	1.10	m
Burden Práctico (3)	452.03	mm
Espaciamiento (3)	1096.53	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamiento práctico del tercer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 40.** *Coordenadas Del III Cuadrante Rp783*

<i>Coordenadas Del III Cuadrante Rp783</i>		
Puntos	x	y
P1	775.36	0.00
P2	0.00	775.36
P3	-775.36	0.00
P4	0.00	-775.36

Fuente: *Elaboración Propia.*

#### 4.1.12 Cálculo del burden y espaciamento en el cuarto cuadrante de la Rp783(-)

Teniendo los datos de espaciamento en el tercer cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamento en el cuarto cuadrante.

**Tabla 41.** Burden y espaciamento practico en el cuarto cuadrante de la Rp783(-).

Espaciamento (3)	1.10	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.77	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.347	Kg/m3
Burden IVC	0.66	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (4)	0.61	m
Espaciamento (4)	1.63	m
Burden Práctico (4)	605.16	mm
Espaciamento (4)	1631.19	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamento práctico del tercer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 42.** Coordenadas Del IV Cuadrante Rp783

Coordenadas Del IV Cuadrante Rp783		
Puntos	x	y
P1	815.60	815.60
P2	-815.60	815.60
P3	-815.60	-815.60
P4	815.60	-815.60

Fuente: *Elaboración Propia*

**Tabla 43.** Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Rp783(-)

Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Rp783(-)				
Nº	Puntos	Tipo	X	Y
1	P1	IC	223.28	0.00
2	p2	IC	0.00	223.28
3	P3	IC	-223.28	0.00
4	P4	IC	0.00	-223.28
5	P1	IIC	323.34	323.34
6	p2	IIC	-323.34	323.34
7	P3	IIC	-323.34	-323.34
8	P4	IIC	323.34	-323.34

9	P1	IIIC	775.36	0.00
10	p2	IIIC	0.00	775.36
11	P3	IIIC	-775.36	0.00
12	P4	IIIC	0.00	-775.36
13	P1	IVC	815.60	815.60
14	p2	IVC	-815.60	815.60
15	P3	IVC	-815.60	-815.60
16	P4	IVC	815.60	-815.60

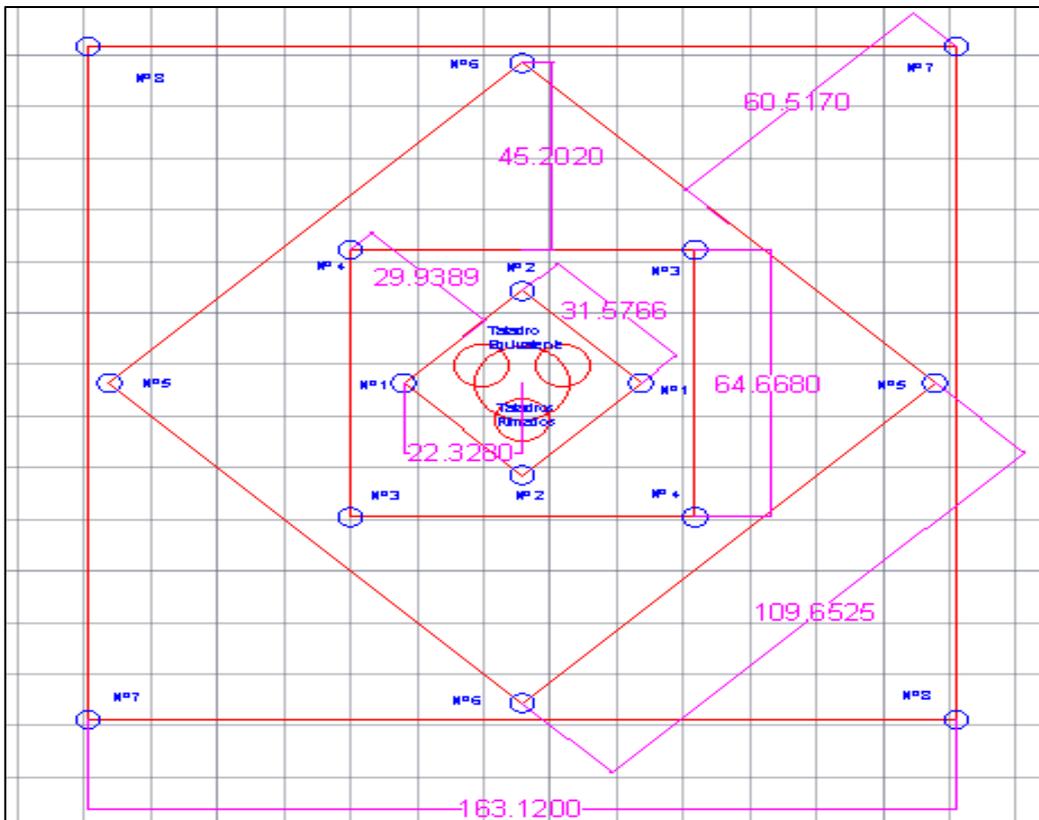
Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.13 Diseño del arranque en función a las cuatro secciones propuestas por Roger

##### *Holmberg en la Rp783(-)*

En función a los parámetros previos calculados (burden y espaciamento) se desarrolla el diseño del arranque de cuatro secciones propuestas por la metodología de Roger Holmberg. Además, se aprecia como el taladro equivalente de 144.25mm es sustituido por 2 taladros rimados de 102mm para la Vn624sw.

**Figura 25.** Diseño del burden y espaciamento de cuatro secciones de la Rp783(-).



Fuente: *Elaboración Propia*



#### 4.1.14 Datos geométricos de la Vn 624 SW:

Dentro del programa mensual de operaciones se tiene 15 labores en este mes, estéril y mineral en ese sentido se ha visto estandarizar las labores de desarrollo para ello se tomo como muestra la rampa 783(-) en terreno estéril, y la Ventana 624 en zona mineral se tomó como frente de trabajo.

**Tabla 44.** Datos geométricos Vn624SW.

1	Nivel	Labor	Tipo	Ancho	Alto	Prog.(m)	Gradiente
5	380	VN 624 SW	M	3.5	3.5	23	0.5%
17						380	

Fuente: Base de datos Contmin.

#### 4.1.15 Calidad del Macizo Rocoso Vn 624 Mineralizado

**Tabla 45.** Calidad del Macizo Rocoso Vn 624 Mineralizado

*Calidad del Macizo Rocoso Vn 624 Mineralizado.*

Tipo Roca	RQD(%)	RMR	GSI	Q	Clasificación
A	80-90	65-	60-	15-	Bueno
		75	70	35	
B	55-65	45-	40-	5-9	Regular
		57	52		
C	30-40	25-	20-	2-4	Malo
		30	35		

Fuente: Elaboración Propia

**Tabla 46.** Datos técnicos Vn624SW

Labor	Vn 624SW	
Nivel	380	
Zona	Milagros	
GSI	35	
RQD	40	%
Dm	3.6	g/cm3
Diámetro de la broca	45	mm
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Eficiencia de perforación	95	%
Longitud del barreno	12	Pies
Longitud del barreno	3.7	m
Ancho labor	3.5	m
Alto labor	3.5	m
Diámetro de la broca rimadora	102	mm
Angulo de taladros de contorno	3	
desviación angular	10	mm/m
error de emboquille	20	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.16 Diseño del avance de la Vn624SW

En función de la barra de 12 pies (3.66m) y la eficiencia de perforación del 95%, buscaremos el avance requerido de 3.47m.

**Tabla 47.** Diseño del avance de la Vn624SW.

			Unidades
	12	Longitud de la barra	pies
	3.66	Longitud de la barra	m
Np	95	Eficiencia de perforación	%
L	3.47	Avance requerido	m
∅	102	Diámetro del taladro vacío en el corte	mm
∅	0.102	Diámetro del taladro vacío en el corte	m
n	2	Numero de taladros de alivio	Und
∅e	144.25	Diámetro de taladro vacío equivalente	mm
∅e	0.144	Diámetro de taladro vacío equivalente	m
H	4.24	Avance de la labor	m
Nd	95	Eficiencia de perforación	%
A	4.03	Avance efectivo de la labor	m

Fuente: *Elaboración Propia*

Como podemos apreciar en la figura anterior solo necesitamos de 2 taladros de alivio de 102mm para conseguir un avance efectivo de 4.24m, pero dicho avance se conseguiría siempre en cuando nuestra voladura seria del 100%, en minería subterránea es aceptable un 95%, consiguiendo entonces un avance efectivo de 4.03m. por lo tanto es más que suficiente trabajar con 2 taladros rimados para conseguir el avance requerido de 3.47m.

#### 4.1.17 Cálculo del burden y espaciamento en el primer cuadrante de la Vn624SW

Teniendo como datos de campo tanto la desviación angular como el error de emboquillado podemos calcular el burden máximo según la teoría de áreas de influencia, para posteriormente determinar el burden practico y espaciamento como se puede ver en el siguiente gráfico.

**Tabla 48.** *Burden y espaciamento practico en el primer cuadrante de la Vn624SW*

Desviación angular	10	mm/m
Desviación angular	0.01	m/m
Desviación angular	1	%
Desviación en el collar	20	mm
Desviación en el collar	0.02	m
Avance requerido(L o H)	3.47	m
Diámetro de taladro vacío equivalente( $\emptyset_e$ )	0.144	m
Burden máximo según área de influencia. Burden IC	0.226	m
Error de perforación( $E_p$ )	0.055	m
Burden Práctico (1)	0.171	m
Espaciamento (1)	0.24	m
Burden Práctico (1)	171.45	mm
Espaciamento (1)	242.46	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamento práctico del primer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 49.** *Coordenadas del I cuadrante Vn624*

<i>Coordenadas Del I Cuadrante Vn624</i>		
Punto	x	y
P0	0.00	0.00
P1	171.45	0.00
P2	0.00	171.45
P3	-171.45	0.00
P4	0.00	-171.45

Fuente: *Elaboración Propia*

#### **4.1.18 Cálculo de la constante de roca sueca (c) Vn624SW**

Se calcula la constante de roca a partir del consumo específico de explosivo de la fórmula de Ashby. Dicha constante me permite predecir la cantidad de explosivo para remover un metro cubico de material y en condiciones normales debería estar en el rango de 0.2 a 0.4 según la metodología de Roger Holmberg.

**Tabla 50.** *Constante de roca para Vn624sw.*

Dm	3.6	TM/m3 o g/cm3
GSI	35	
RQD	40	%
Consumo específico de explosivo(CE)	0.24	Kg Anfo /m3
Valor 1	0.8784	
Valor 2	0.0052	
Constante de roca sueca(c)	0.216	Kg/m3

Fuente: *Elaboración Propia*

#### **4.1.19 Cálculo del factor de roca (A) Vn624SW**

Se calcula el factor de roca de la fórmula de Lilly, que más adelante es una variable que nos permitirá predecir el grado de fragmentación de la roca, el cual deberá tener una variación entre 6 a 14 según la investigación de Sanchidrián.

**Tabla 51.** Factor de roca para Vn624sw.

Consumo específico de explosivo(CE)	0.24	Kg Anfo /m3
Valor 1	96.667	
valor 2	138.5	
Valor 3	75.883	
Valor 4	4.41	
Factor de roca(A)	7.16	

Fuente: *Elaboración Propia*

Según Cunningham este valor se acerca a 8 para rocas muy débiles y 12 para rocas más competentes.

#### 4.1.20 Cálculo del índice de volabilidad(BI) Vn624SW

Se calcula el índice de volabilidad a partir del consumo específico de explosivo de la ecuación de Ashby modificado. Dicho índice nos indicara el grado de facilidad de volar un macizo rocoso sobre una determinada condición específica, normalmente varía entre 20 para rocas friables y 100 para rocas competentes.

**Tabla 52.** Índice de volabilidad para Vn624sw.

Consumo específico de explosivo(CE)	0.24	Kg Anfo /m3
Valor 1	0.004	
Índice de volabilidad(BI)	60	

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.21 Cálculo del factor de energía (FE) Vn624SW

Calculamos la energía requerida por unidad de peso a partir del índice de volabilidad de Lilly.

**Tabla 53.** Factor de energía para Vn624sw.

Consumo específico de explosivo (CE)	0.24	Kg Anfo /m3
Valor 1	30	
Factor de energía (FE)	7.2	MJ / Ton

Fuente: *Elaboración Propia.*

#### 4.1.22 Concentración lineal de carga(I) Vn624SW

Calculando la concentración lineal de carga según la siguiente figura.

**Tabla 54.** Concentración lineal de carga para Vn624sw.

Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Burden máximo(Bmax)	0.226	m
Diámetro del taladro vacío o taladro vacío equivalente (Ø o Øe)	0.144	m
Constante de roca sueca(c)	0.216	Kg/m <sup>3</sup>
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Concentración lineal de carga(Q1)	0.39	Kg/m
Valor	10	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Longitud del taco (LT)	0.45	m
Avance requerido(L)	3.47	m
Longitud de la carga (LC)	3.02	m
Masa de explosivo por taladro(Qe)	1.180	Kg/ Tal

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.23 Predicción de la fragmentación (X) Vn624SW

Se predice el grado de fragmentación siguiendo metodología Kuz Ram.

**Tabla 55.** Predicción de fragmentación para Vn624sw.

Factor de roca(A)	7.16	
Factor triturante(consumo específico del explosivo) CE o K	0.24	Kg/m
Masa de explosivo por taladro(Qe)	1.180	Kg/Tal
RWS Anfo	1.04	
RWS Anfo	104	%
Tamaño medio de fragmentos(X)	2.5	cm

Fuente: *Elaboración Propia*

Como se puede apreciar en dicho gráfico el tamaño está por debajo del tamaño promedio que es de 8" (20cm).

#### 4.1.24 Cálculo del burden y espaciamiento en el segundo cuadrante de la Vn624SW

Teniendo los datos de espaciamiento en el primer cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamiento en el segundo cuadrante.

**Tabla 56.** Burden y espaciamiento practico en el segundo cuadrante de la Vn624SW.

Espaciamiento (1)	0.24	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.39	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.216	Kg/m3
Burden IIC	0.28	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (2)	0.23	m
Espaciamiento (2)	0.49	m
Burden Práctico (2)	225.16	mm
Espaciamiento (2)	489.88	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamiento práctico del segundo cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 57.** Coordenadas Del II Cuadrante Vn624

Coordenadas Del II Cuadrante Vn624		
Puntos	x	y
P1	244.94	244.94
P2	-244.94	244.94
P3	-244.94	-244.94
P4	244.94	-244.94

Fuente: *Elaboración Propia*

#### 4.1.25 Cálculo del burden y espaciamiento en el tercer cuadrante de la Vn624SW

Teniendo los datos de espaciamiento en el segundo cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamiento en el tercer cuadrante.

**Tabla 58.** *Burden y espaciamiento practico en el tercer cuadrante de la Vn624SW*

Espaciamiento (2)	0.49	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.39	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.216	Kg/m3
Burden IIIC	0.40	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (3)	0.34	m
Espaciamiento (3)	0.83	m
Burden Práctico (3)	343.12	mm
Espaciamiento (3)	831.65	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamiento práctico del tercer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 59.** *Coordenadas Del III Cuadrante Vn624*

<i>Coordenadas Del III Cuadrante Vn624</i>		
Puntos	x	y
P1	588.06	0.00
P2	0.00	588.06
P3	-588.06	0.00
P4	0.00	-588.06

Fuente: *Elaboración Propia*

#### **4.1.26 Cálculo del burden y espaciamiento en el cuarto cuadrante de la Vn624SW**

Teniendo los datos de espaciamiento en el tercer cuadrante, la concentración lineal de carga, potencia relativa, el diámetro de perforación y la constante de roca procedemos a calcular el burden y espaciamiento en el cuarto cuadrante.

**Tabla 60.** *Burden y espaciamiento practico en el cuarto cuadrante de la Vn624SW*

Espaciamiento (3)	0.83	m
Concentración lineal de carga(Q1 o I1)	0.39	Kg/m
potencia relativa en peso del Examon-P(RWS)	1.04	
Diámetro de perforación(d1)	0.045	m
Constante de roca sueca(c)	0.216	Kg/m3
Burden IVC	0.52	m
Error de perforación(Ep)	0.055	m
Burden Práctico (4)	0.46	m
Espaciamiento (4)	1.24	m
Burden Práctico (4)	463.66	mm
Espaciamiento (4)	1243.77	mm

Fuente: *Elaboración Propia*

En función al burden y espaciamento práctico del tercer cuadrante crearemos coordenadas para posteriormente importar la data de Excel (csv) a AutoCAD(dwg).

**Tabla 61.** *Coordenadas Del IV Cuadrante Vn624*

<i>Coordenadas Del IV Cuadrante Vn624</i>		
Puntos	x	y
P1	621.89	621.89
P2	-621.89	621.89
P3	-621.89	-621.89
P4	621.89	-621.89

Fuente: *Elaboración Propia*

**Tabla 62.** *Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Vn624sw*

<i>Coordenadas De Los Cuatro Cuadrantes De La Vn624sw</i>				
Nº	Puntos	Tipo	X	Y
1	P1	IC	171.45	0.00
2	p2	IC	0.00	171.45
3	P3	IC	-171.45	0.00
4	P4	IC	0.00	-171.45
5	P1	IIC	244.94	244.94
6	p2	IIC	-244.94	244.94
7	P3	IIC	-244.94	-244.94
8	P4	IIC	244.94	-244.94
9	P1	IIIC	588.06	0.00
10	p2	IIIC	0.00	588.06
11	P3	IIIC	-588.06	0.00
12	P4	IIIC	0.00	-588.06
13	P1	IVC	621.89	621.89
14	p2	IVC	-621.89	621.89
15	P3	IVC	-621.89	-621.89
16	P4	IVC	621.89	-621.89

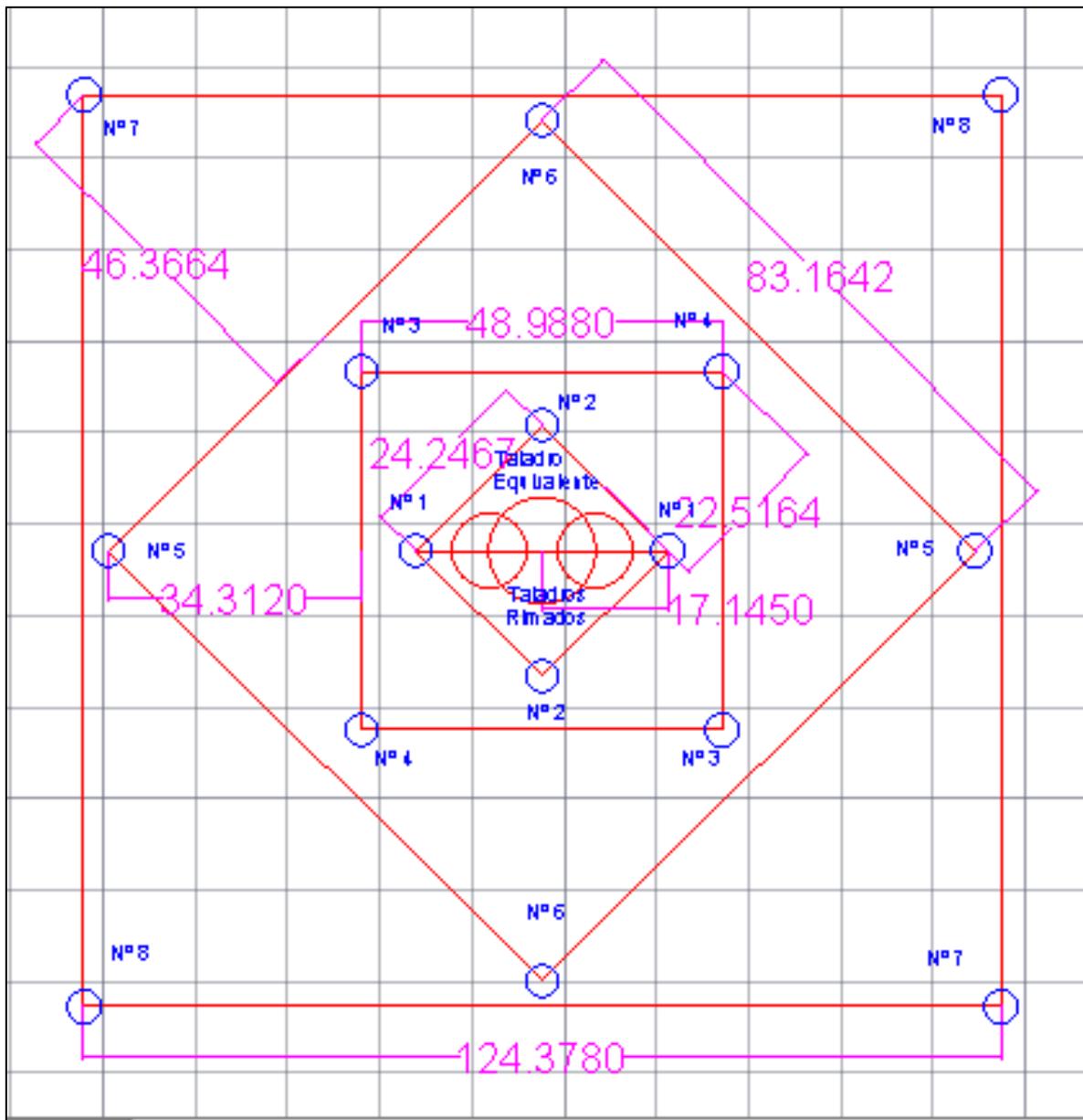
Fuente: *Elaboración Propia*

#### **4.1.27 Diseño del arranque en función a las cuatro secciones propuestas por Roger**

##### ***Holmberg en la Vn624sw***

En función a los parámetros previos calculados (burden y espaciamento) se desarrolla el diseño del arranque de cuatro secciones propuestas por la metodología de Roger Holmberg. Además, se aprecia como el taladro equivalente de 144.25mm es sustituido por 2 taladros rimados de 102mm para la Vn624sw.

Figura 27. Diseño del burden y espaciamiento de cuatro secciones de la Vn624SW.



Fuente: *Elaboración Propia*



## 4.2 PROCESAMIENTO DE DATOS CON JK SIMBLAST 2D FACE PARA OPTIMIZAR LOS ESTANDARES DE PERFORACION Y VOLADURA

### 4.2.1 Procesamiento de dato y simulación dela Rp 783(-)

Puesto que uno de nuestros objetivos es garantizar la estabilidad, esto se logró controlando el nivel de sobre rotura ya sea tanto en la corona como hastiales de la Rp783(-) (ventana en desmonte), para ello reducimos la sección en 11 Cm tanto en hastiales y corona.

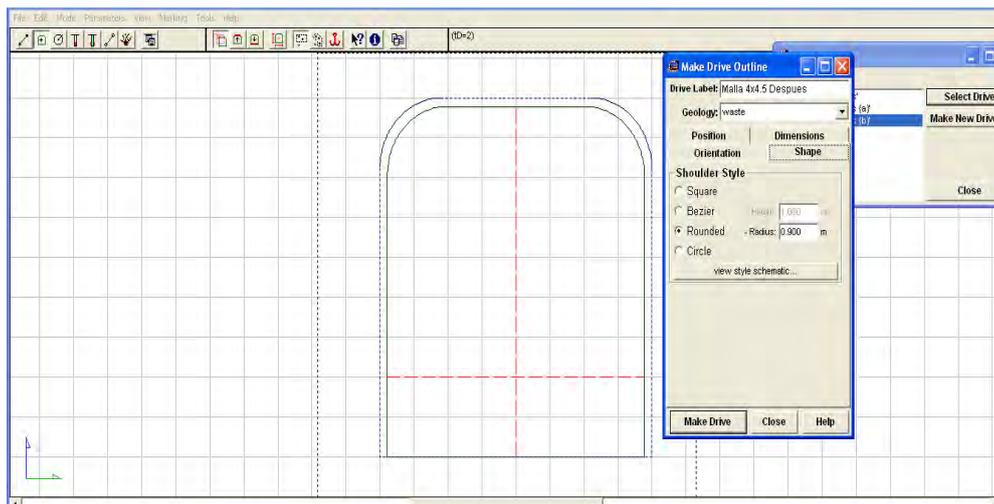
Según el contrato de nuestra empresa especializada con compañía, la sobre excavación será máxima 10% en área o sección.

**Tabla 63.** Límites Máximos de Sobre Rotura De La Rp 783(-)

Item	Labor Rp783(-)	Tipo	Sección	Lim.		Ar.		% Sob.
				Sob. (cm)	Max. Sob.	Ini. (m <sup>2</sup> )	Fin. (m <sup>2</sup> )	
1 )		D	4.0x4.5	11.0	10%	17.69	19.46	10

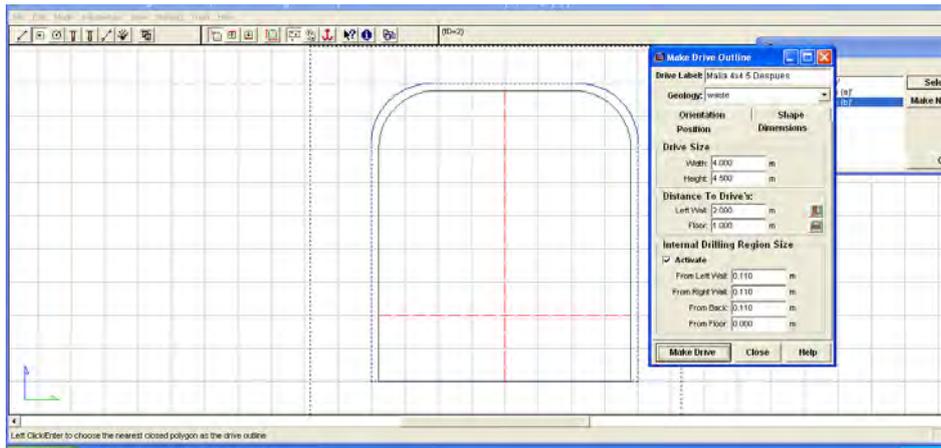
Fuente: *Elaboración Propia*

**Figura 29.** Radio de Rp783(-) con estándar 0.9m



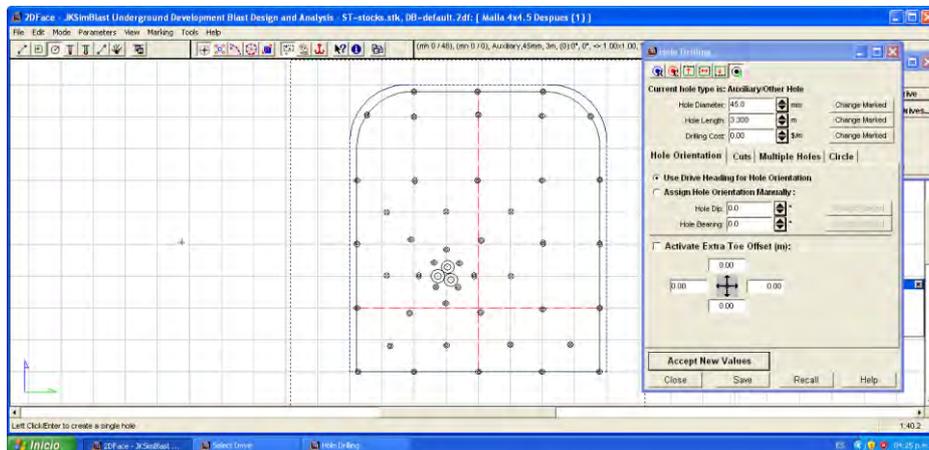
Fuente: *Elaboración propia*

**Figura 30.** Sección de la Rp783(-) con estándar 4.0x4.5 control de sección por sobre rotura de 11cm.



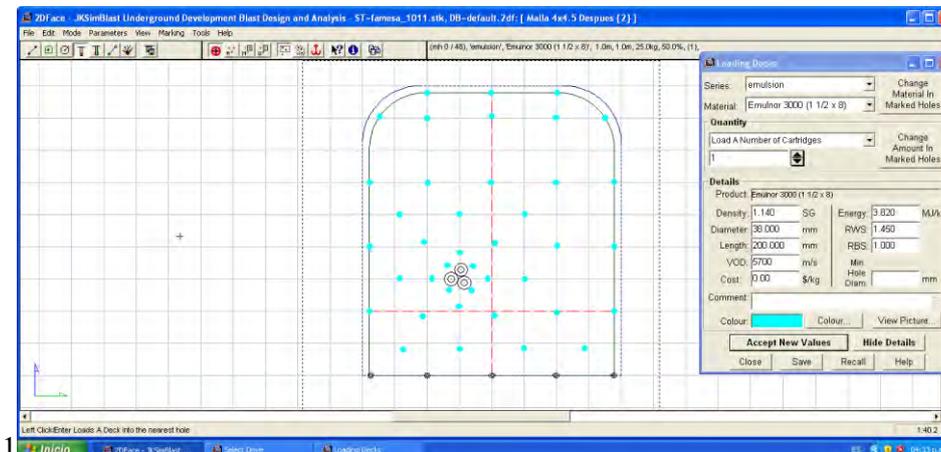
Fuente: *Elaboración propia*

**Figura 31.** Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) con estándar.



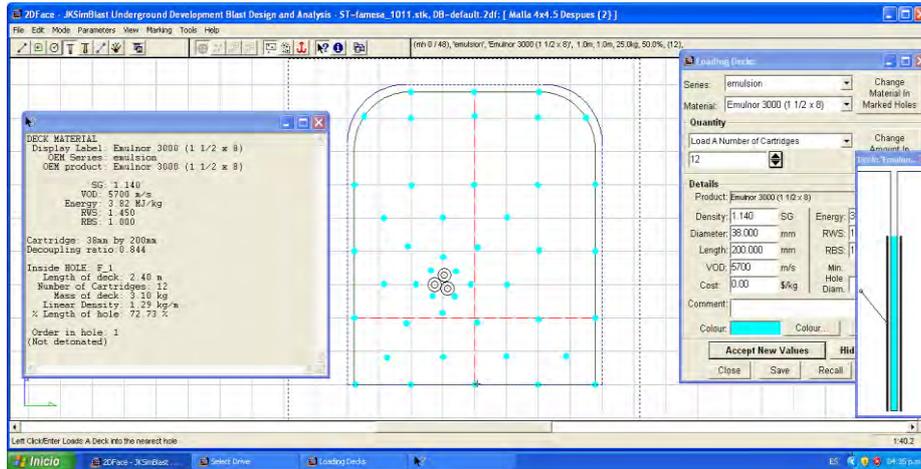
Fuente: *Elaboración propia*

**Figura 32.** Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.



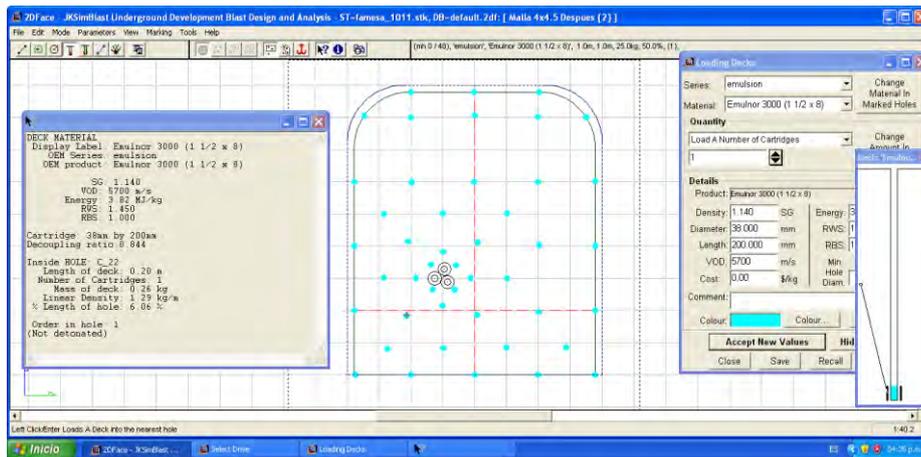
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 33. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.



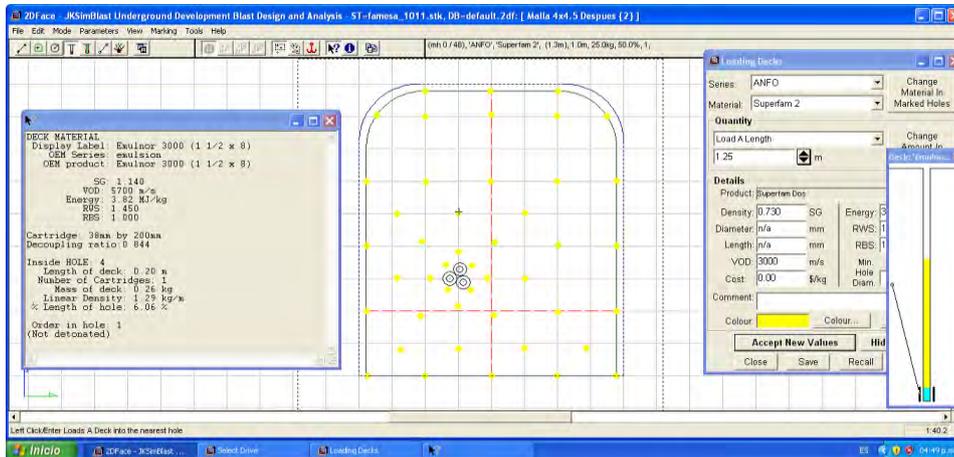
Fuente: Elaboración propia

Figura 34. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) con estándar.



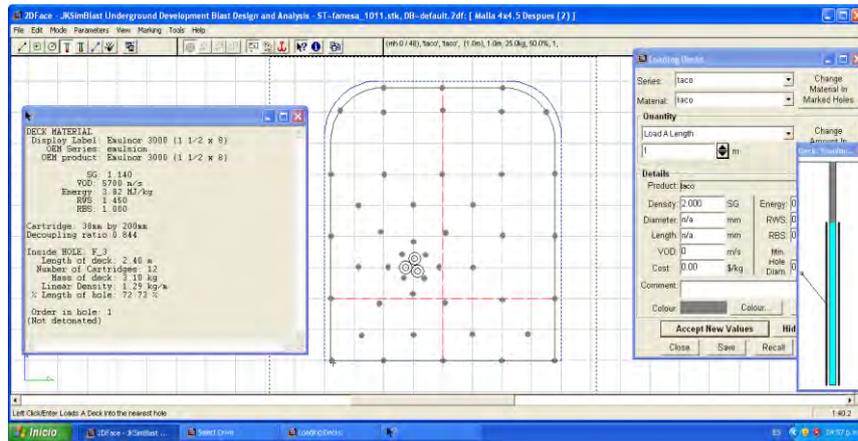
Fuente: Elaboración propia

Figura 35. Carguío de taladros con Superfam2 en Rp783(-) con estándar.



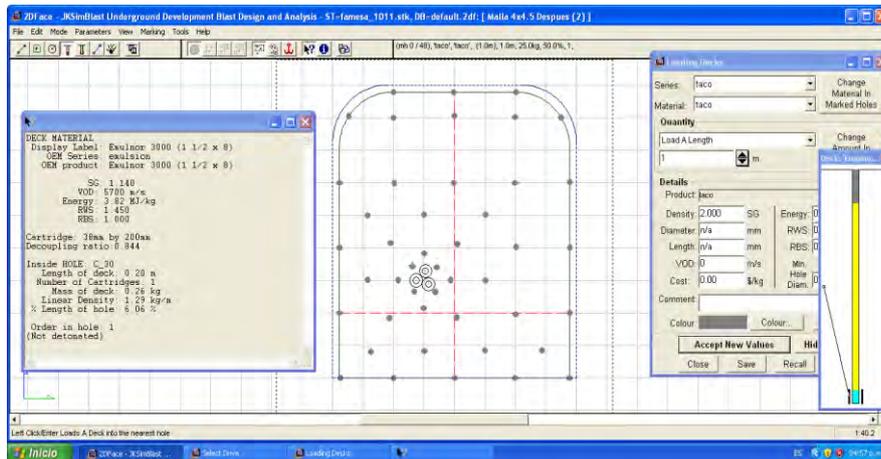
Fuente: Elaboración propia

Figura 36. Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) con estándar.



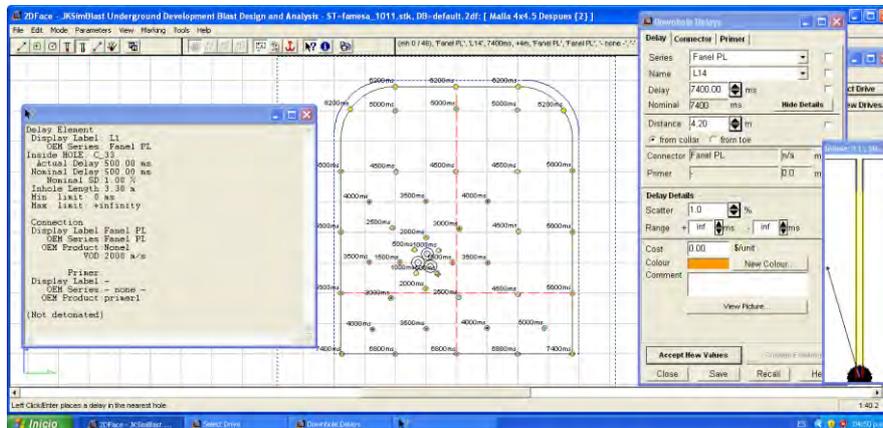
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 37. Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) con estándar.



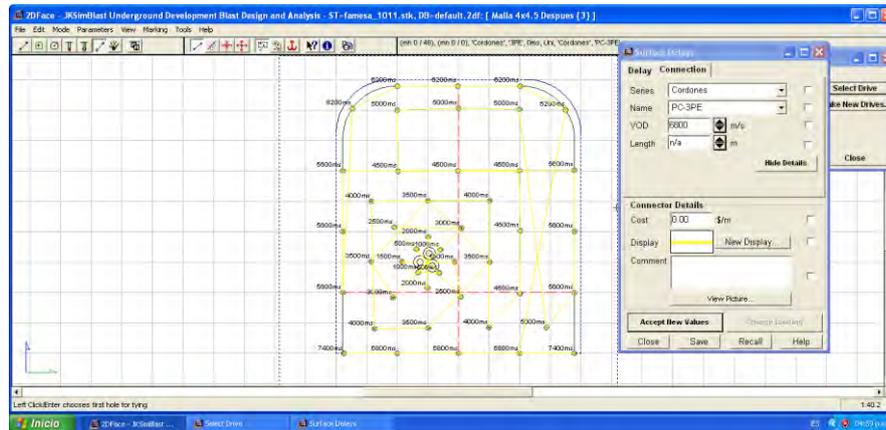
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 38. Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Rp783(-) con estándar.



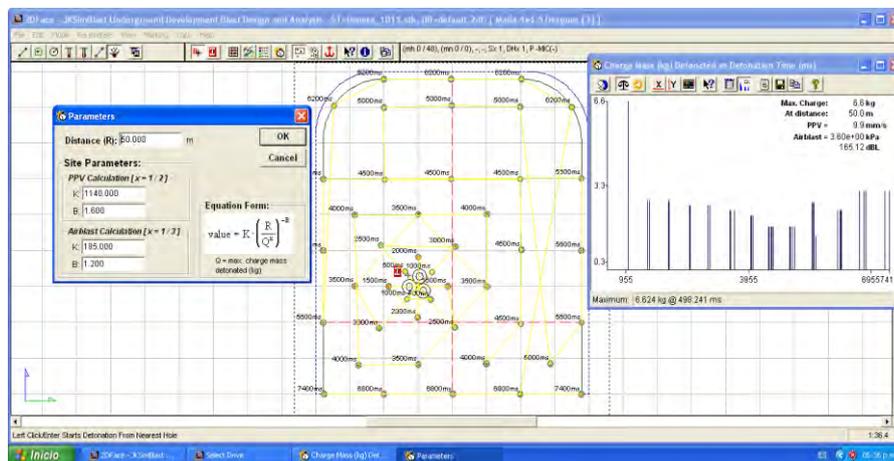
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 39. Amarre con cordón detonante 3PE en la Rp783(-) con estándar.



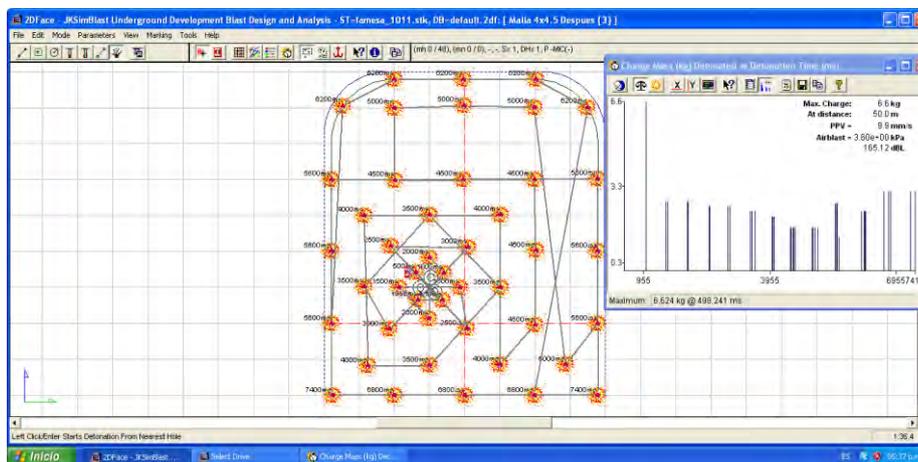
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 40. Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) con estándar.



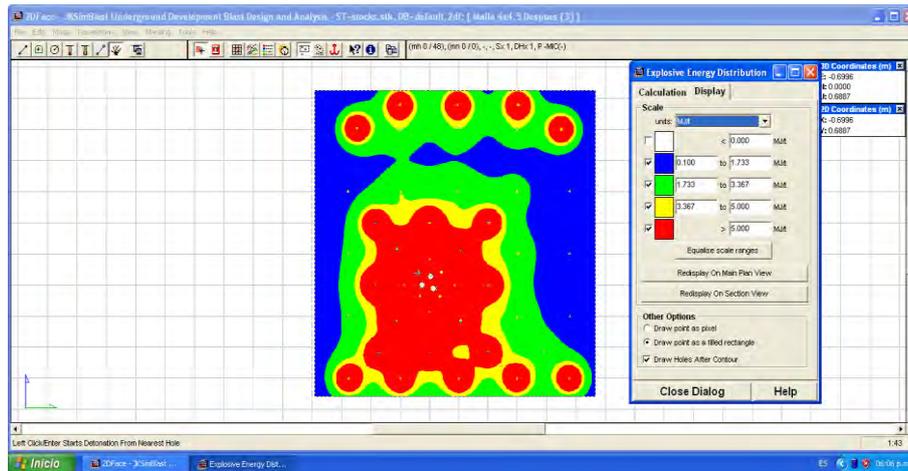
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 41. Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) con estándar.



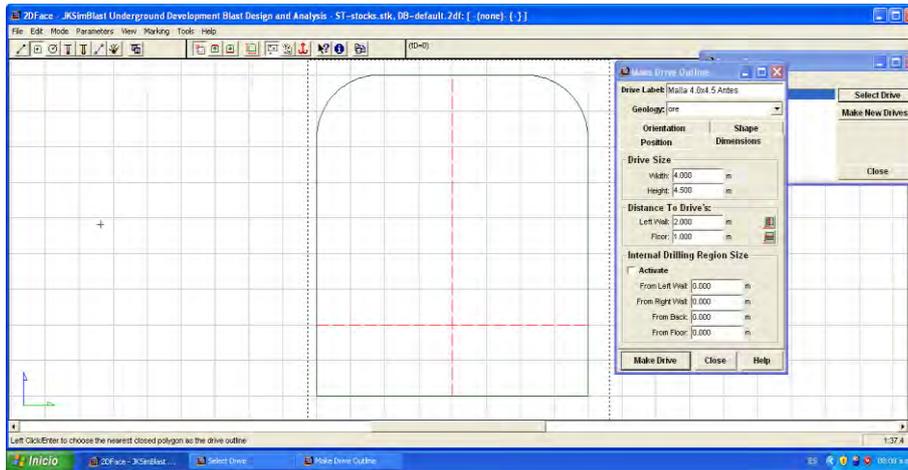
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 42. Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Rp783(-) con estándar.



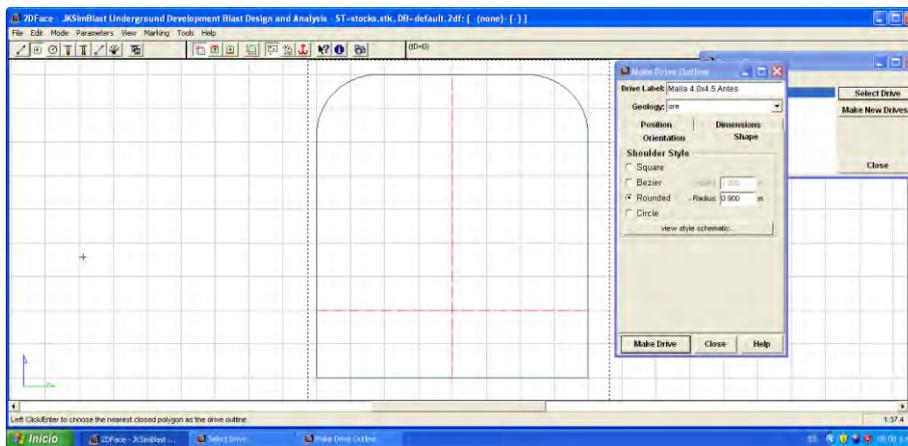
Fuente: Elaboración propia

Figura 43. Sección de la Rp783(-) sin estándar 4.0x4.5.



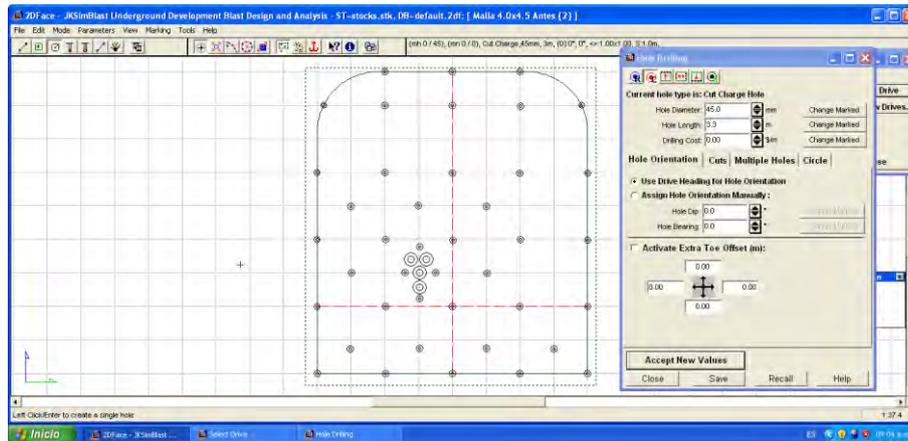
Fuente: Elaboración propia

Figura 44. Radio de Rp783(-) sin estándar 0.9m



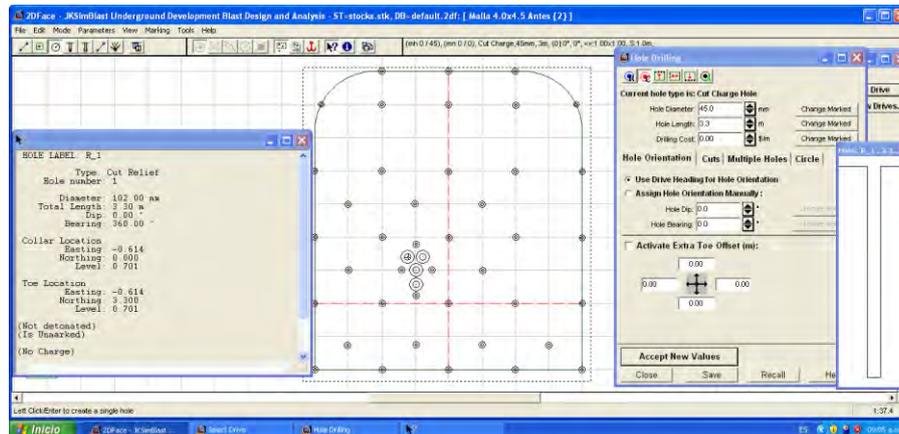
Fuente: Elaboración propia

Figura 45. Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) sin estándar.



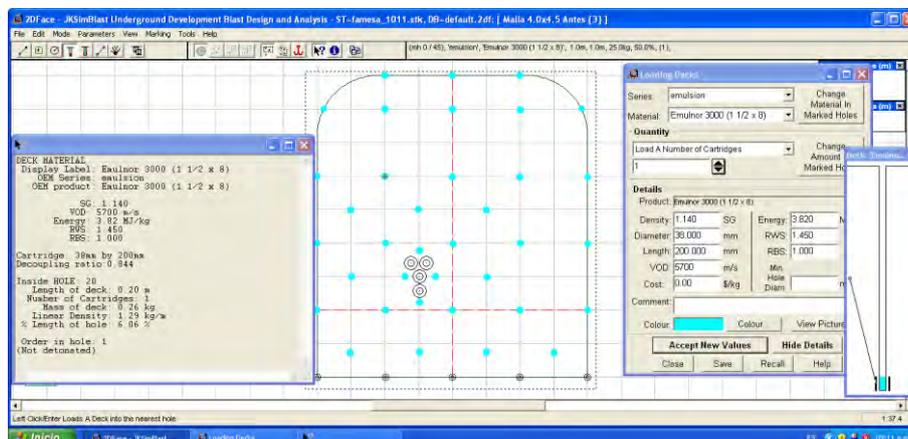
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 46. Diseño de la malla de perforación de la Rp783(-) sin estándar.



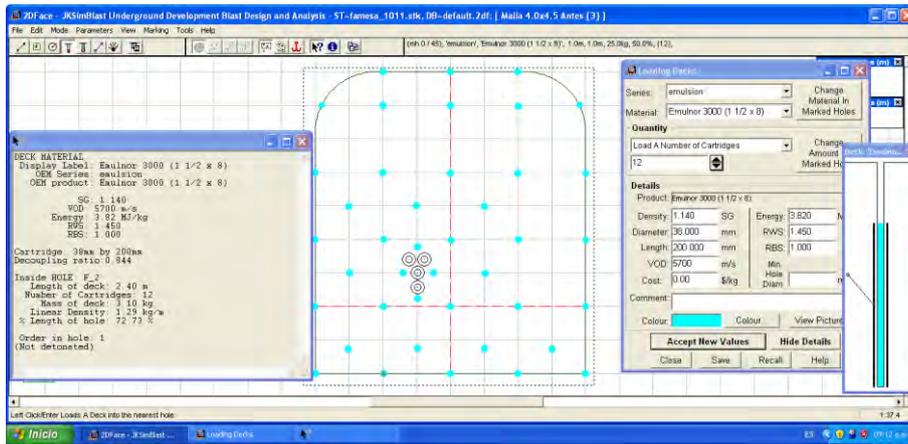
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 47. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) sin estándar.



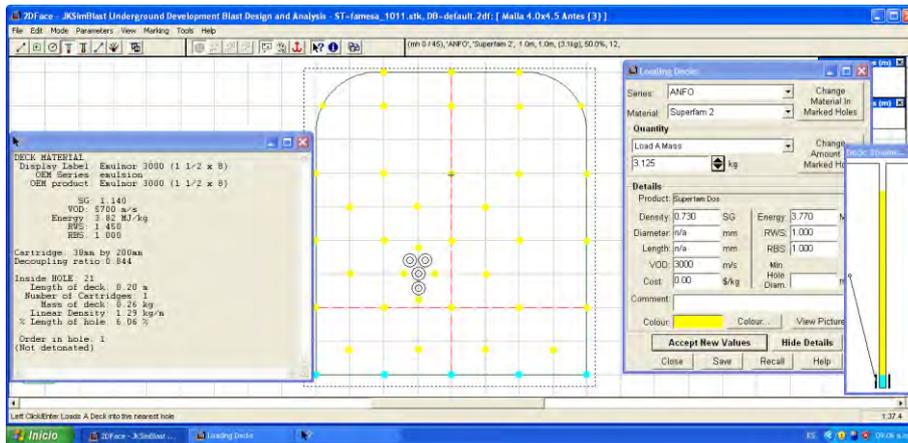
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 48. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Rp783(-) sin estándar.



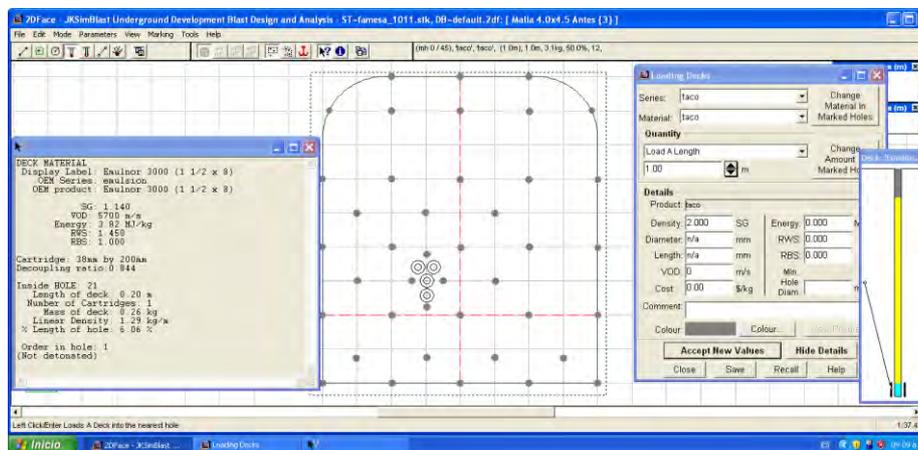
Fuente: Elaboración propia

Figura 49. Carguío de taladros con Superfam2 en Rp783(-) sin estándar.



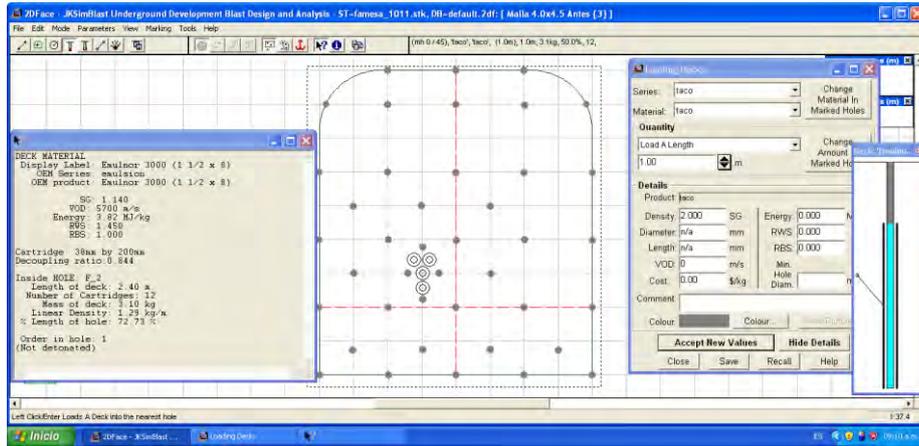
Fuente: Elaboración propia

Figura 50. Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) sin estándar.



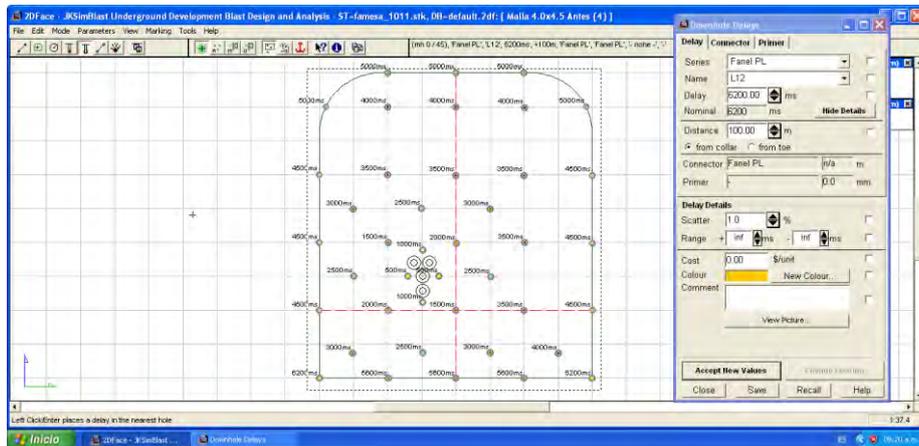
Fuente: Elaboración propia

Figura 51. Carguío de tacos de material estéril en Rp783(-) sin estándar.



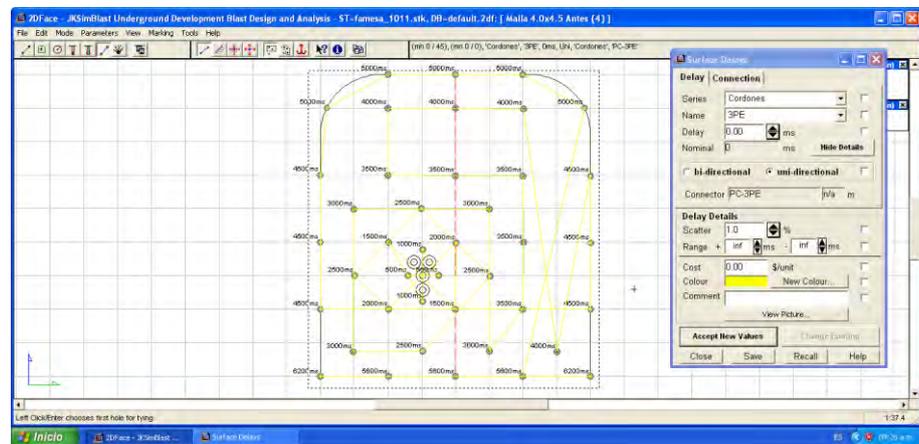
Fuente: Elaboración propia

Figura 52. Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Rp783(-) sin estándar.



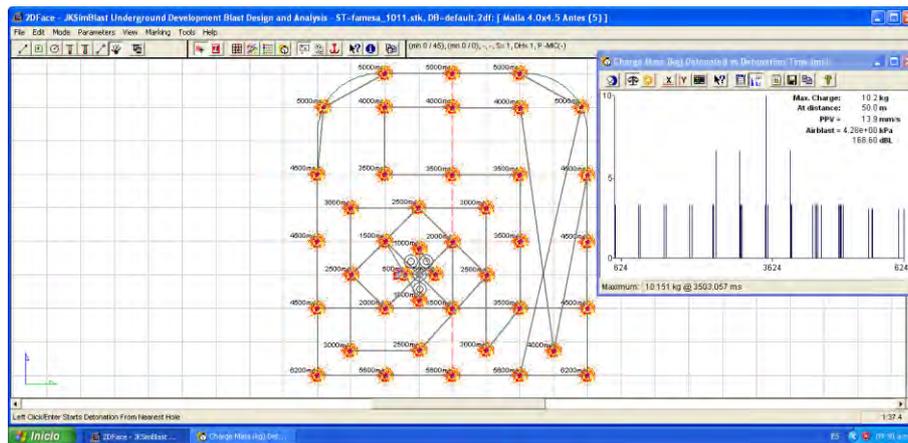
Fuente: Elaboración propia

Figura 53. Amarre con cordón detonante 3PE en la Rp783(-) sin estándar.



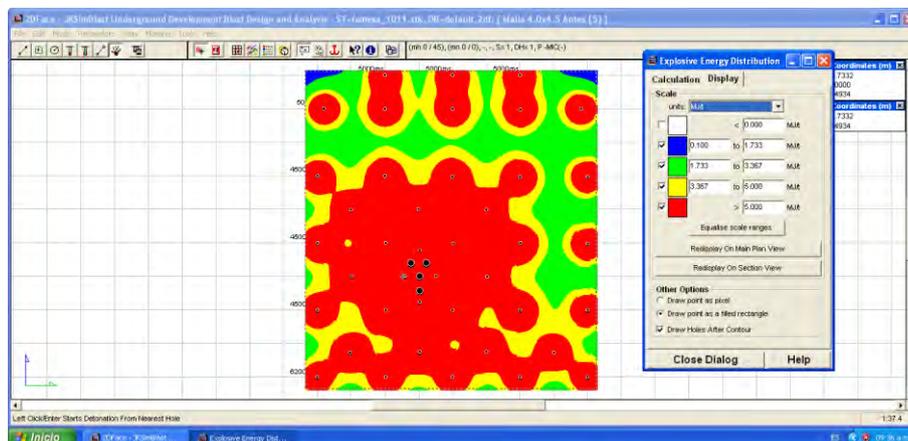
Fuente: Elaboración propia

**Figura 54.** Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Rp783(-) sin estándar.



Fuente: *Elaboración propia*

**Figura 55.** Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Rp783(-) sin estándar.



Fuente: *Elaboración propia*

#### 4.2.2 Procesamiento de datos y simulación con 2dFase de la Vn624sw

Puesto que uno de nuestros objetivos es garantizar la estabilidad, esto se logró controlando en nivel de sobre rotura ya sea tanto en la corona como hastiales de la Vn 624SW (ventana mineralizada), para ello reducimos la sección en 8.5 Cm tanto en hastiales y corona.

Según el contrato de nuestra empresa especializada con compañía, la sobre excavación será máxima 10% en área o sección.

**Tabla 64.** Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW

Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW.									
Item	Labor	Tipo	Sección	Lim. Sob. (cm)	Max. Sob.	Ar. Ini. (m2)	Ar. Fin. (m2)	% Sob.	
1	VN 624 SW	M	3.5x3.5	8.5	10%	11.98	13.17	10	

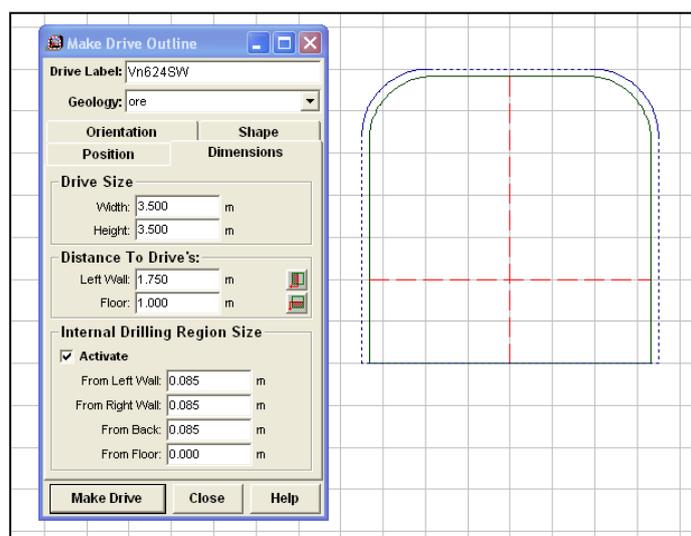
Fuente: *Minera Shuntur S.A.C*

**Figura 56.** Radio de Vn624sw con estándar 0.8m



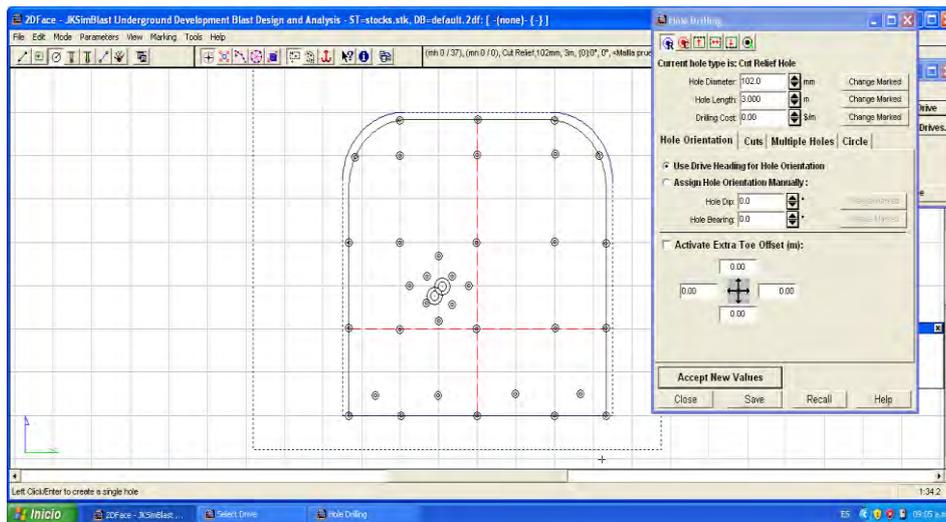
Fuente: *Elaboración propia*

**Figura 57.** Sección de la Vn624sw con estándar 3.5x3.5 control de sección por sobre rotura de 8.5cm.



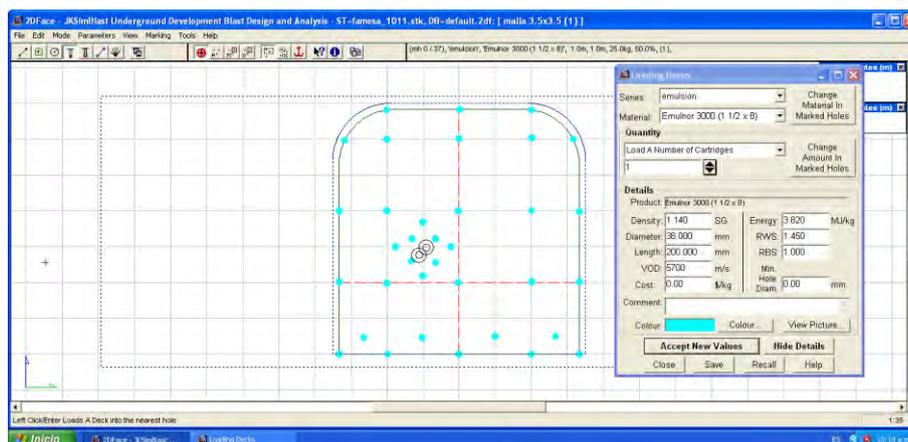
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 58. Diseño de la malla de perforación de la Vn624sw con estándar.



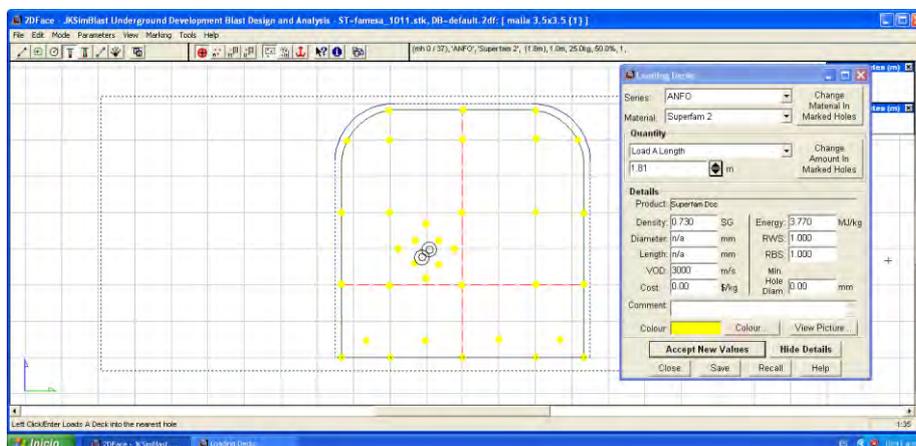
Fuente: Elaboración propia

Figura 59. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Vn624sw con estándar.



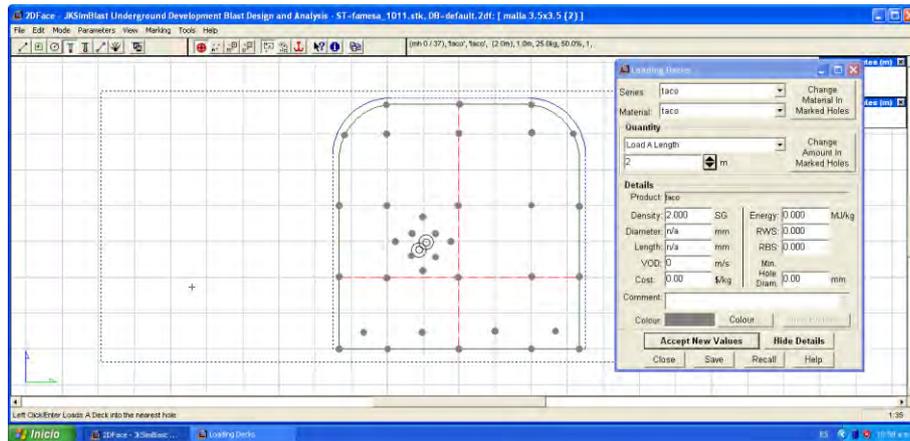
Fuente: Elaboración propia

Figura 60. Carguío de taladros con Superfam2 en Vn624sw con estándar.



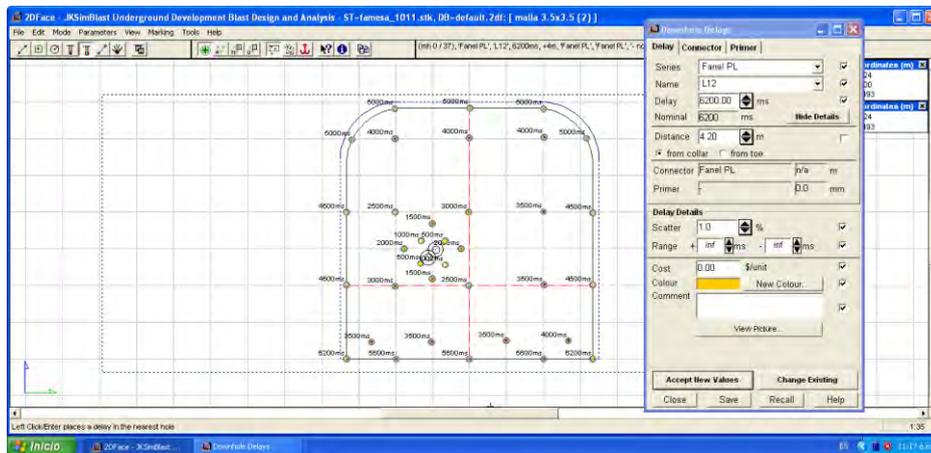
Fuente: Elaboración propia

Figura 61. Carguío de tacos de material estéril en Vn624sw con estándar.



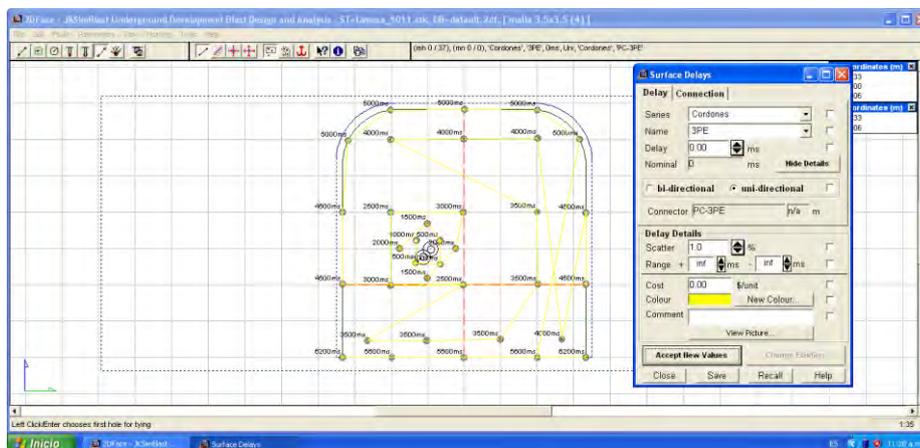
Fuente: Elaboración propia

Figura 62. Carguío de retardos periodo largo de 14 pies en la Vn624sw con estándar.



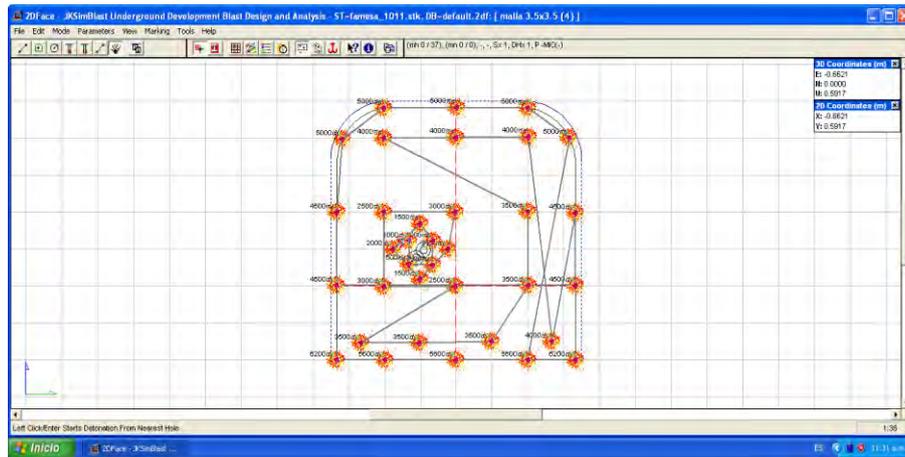
Fuente: Elaboración propia

Figura 63. Amarre con cordón detonante 3PE en la Vn624sw con estándar.



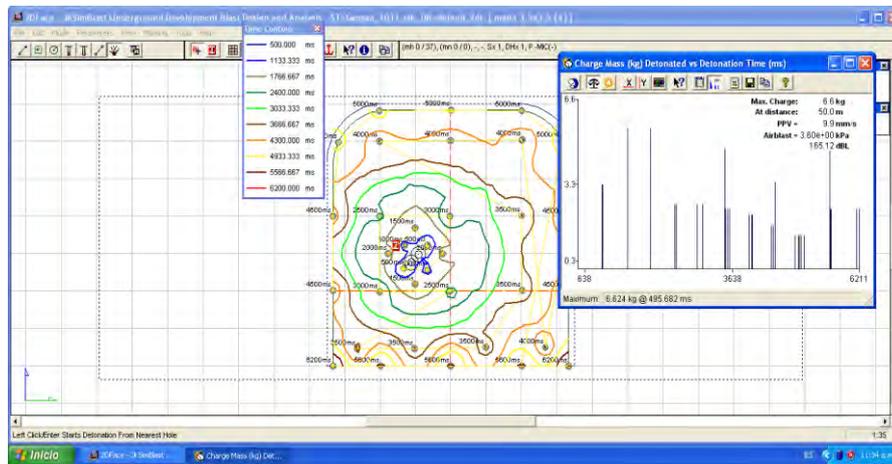
Fuente: Elaboración propia

Figura 64. Inicio de voladura en la Vn624sw con estándar.



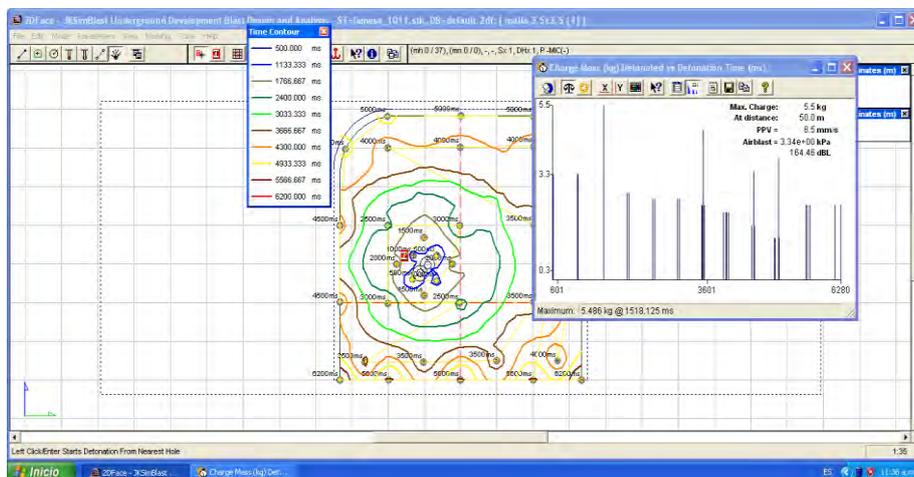
Fuente: Elaboración propia

Figura 65. Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw con estándar.



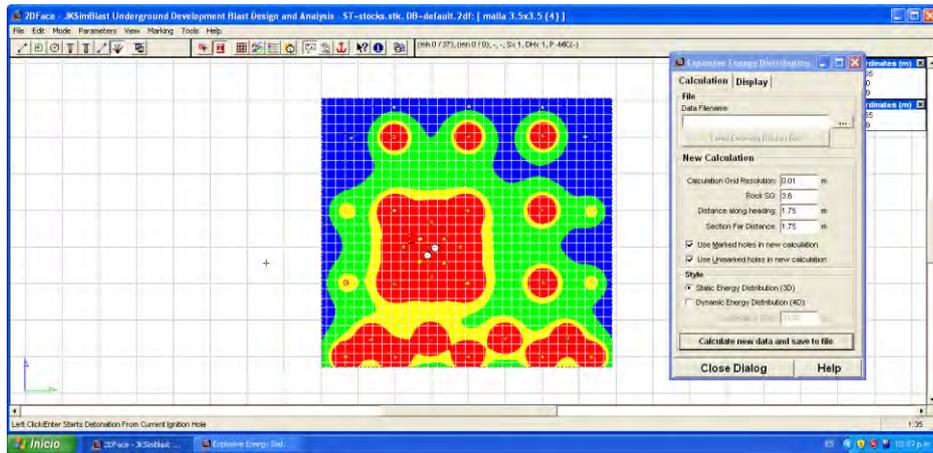
Fuente: Elaboración propia

Figura 66. Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw con estándar.



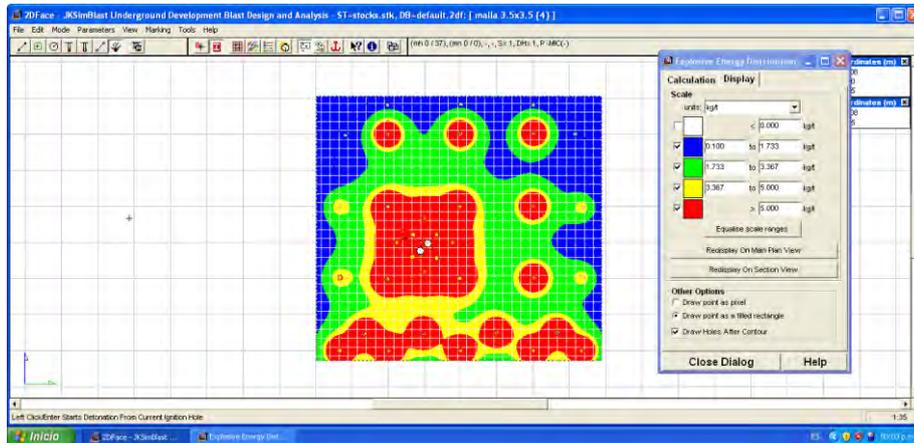
Fuente: Elaboración propia

Figura 67. Distribución de la energía del explosivo a 1.75m



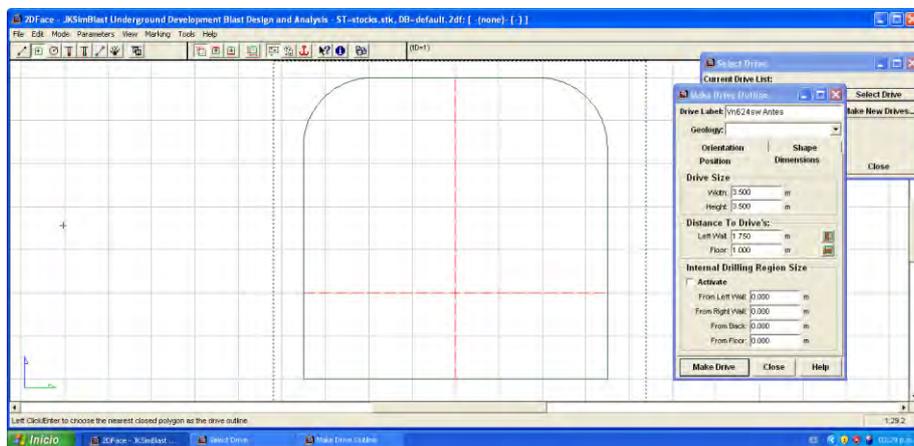
Fuente: Elaboración propia

Figura 68. Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw con estándar.



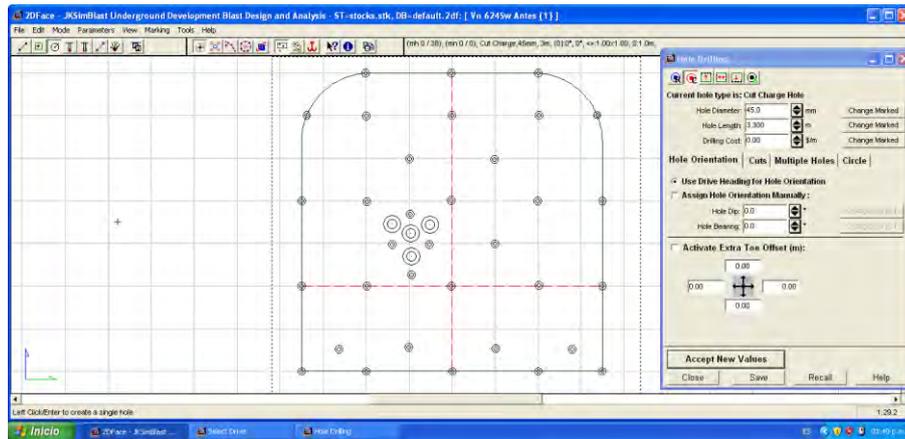
Fuente: Elaboración propia

Figura 69. Sección de la Vn624sw sin estándar 3.5x3.5.



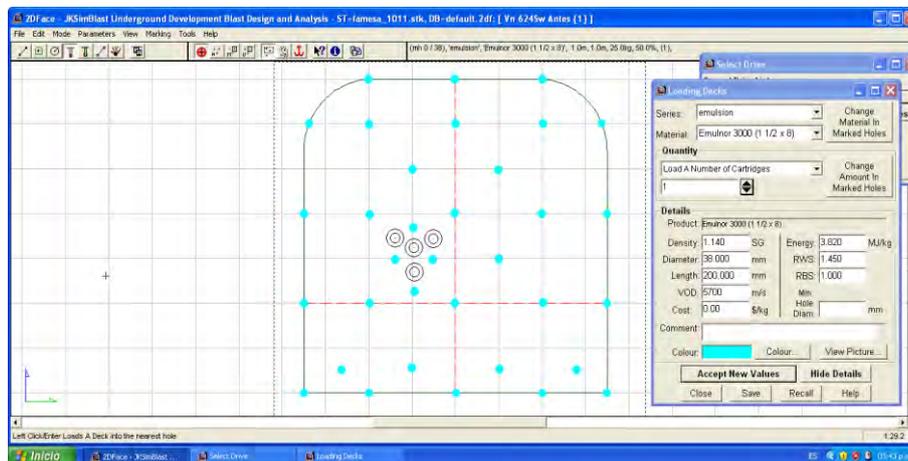
Fuente: Elaboración propia

Figura 70. Diseño de la malla de perforación de la Vn624sw sin estándar.



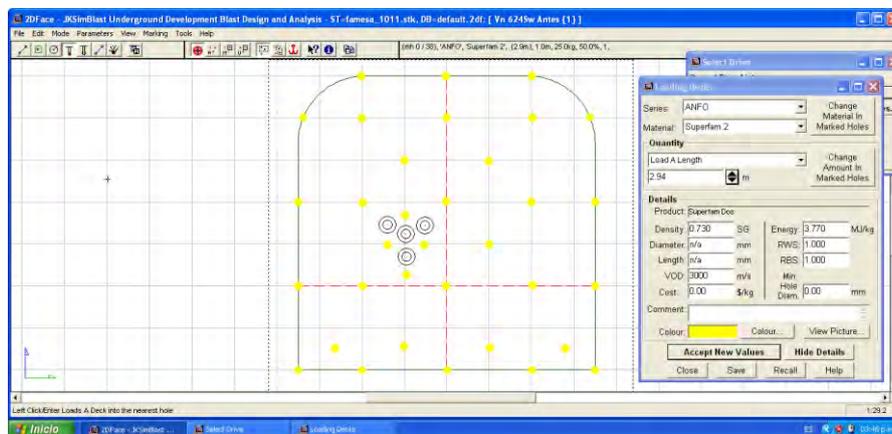
Fuente: *Elaboración propia*

Figura 71. Cebado con Emulnor 3000 1 1/2x8 en Vn624sw sin estándar.



Fuente: *Elaboración propia*

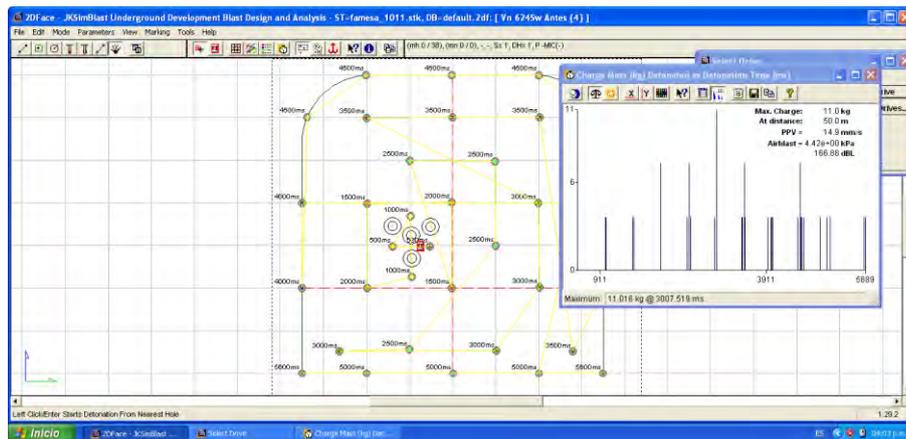
Figura 72. Carguío de taladros con Superfam2 en Vn624sw sin estándar.



Fuente: *Elaboración propia*

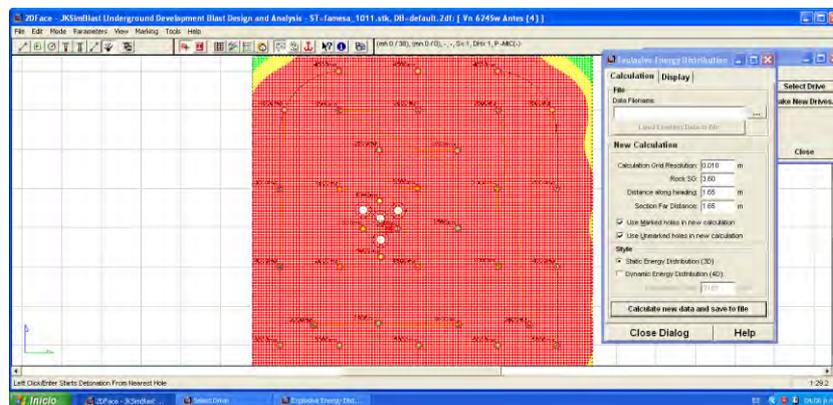


Figura 76. Grafica de isotiempo, carga operante y VPP en la Vn624sw sin estándar.



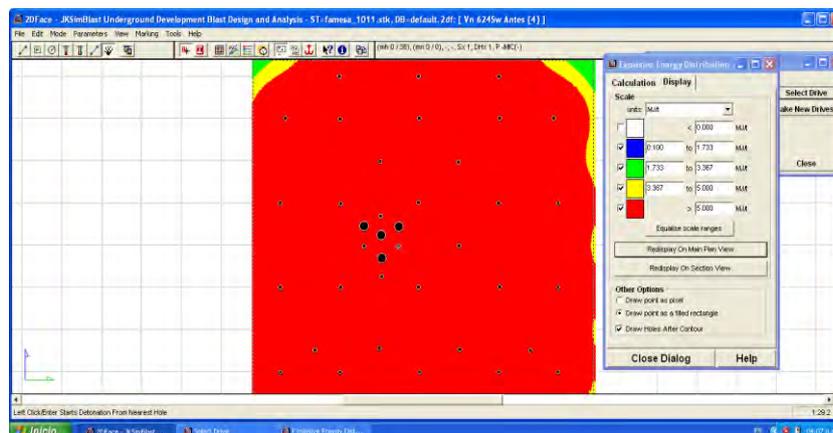
Fuente: Elaboración propia

Figura 77. Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw sin estándar.



Fuente: Elaboración propia

Figura 78. Simulación de la distribución de energía del explosivo en la Vn624sw sin estándar.



Fuente: Elaboración propia

### 4.3 Procesamiento de costos

Actualmente minera Shuntur S.A.C. dispone explosivos como básicamente se puede apreciar en la siguiente tabla para poder realizar la voladura en sus labores de exploración, preparación, desarrollo e infraestructura. Así mismo el precio de dichos explosivos y accesorios.

**Tabla 65.** *Precio De Explosivos Y Accesorios*

<i>Precio De Explosivos Y Accesorios.</i>			
<b>N°</b>	<b>Descripción</b>	<b>UM</b>	<b>Valor Unit (\$)</b>
1	ANFO	KLG	1.20
2	EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" (+ 25 X 64)	UND	0.91
3	EMULNOR 3000 1 1/2" X 8" (+ 25 X 96)	UND	0.72
4	EMULSION EMULEX 100 1 X 7 (CAJA 25 KG/ 242 UND.)	UND	0.40
5	DETONADOR ENSAMBLADO CARMEX DE 2.70	UND	1.40
6	CORDON DE IGNICION MECHA RAPIDA DETONADOR NO ELECTRICO FANEL LP 4.20 M	MET	0.75
7	NR 1-1.1B	UND	1.80
8	CORDON DETONANTE PENTACORD 3 P	MET	0.30

Fuente: *Elaboración Propia*

## CAPITULO V.

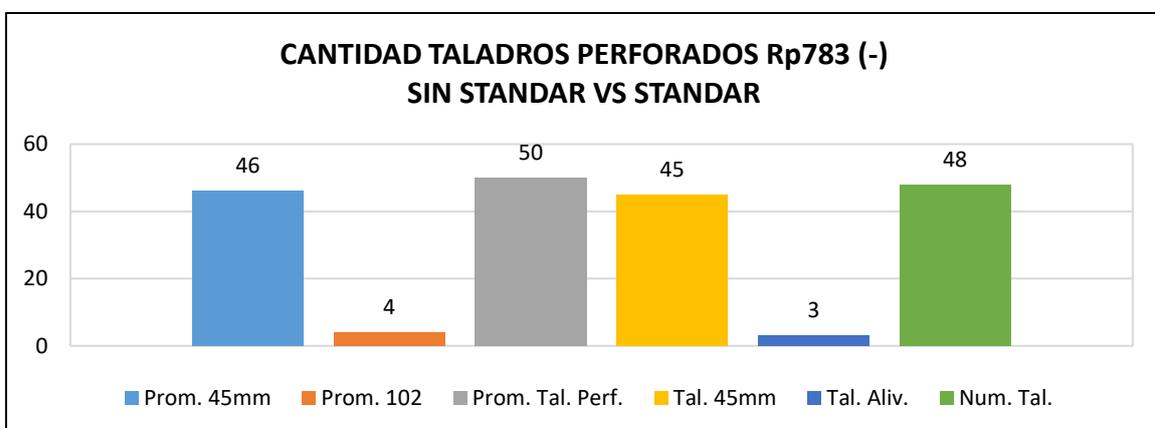
### ANALISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

#### 5.1 Análisis y discusión de Resultados técnicos por simulación

La Implementación de la simulación del software JKSimBlast 2D Face logra optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.

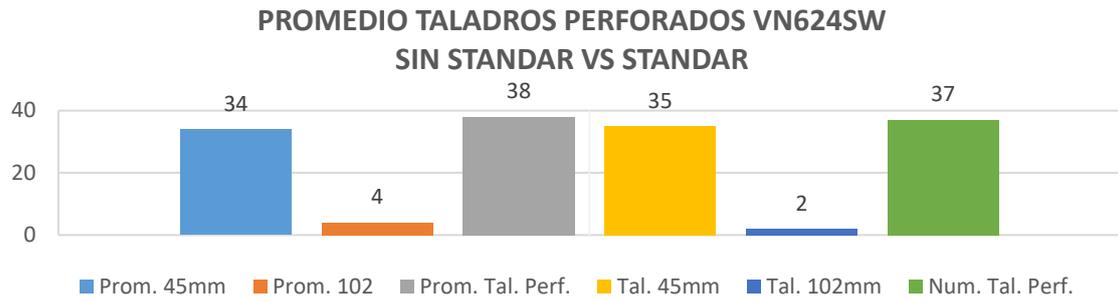
Siendo mi diseño de investigación una investigación descriptiva comparativa iniciamos el análisis, para verificar la prueba de hipótesis1.

**Gráfico 2.** Cantidad taladros perforados rp783 (-) sin estándar vs estándar.



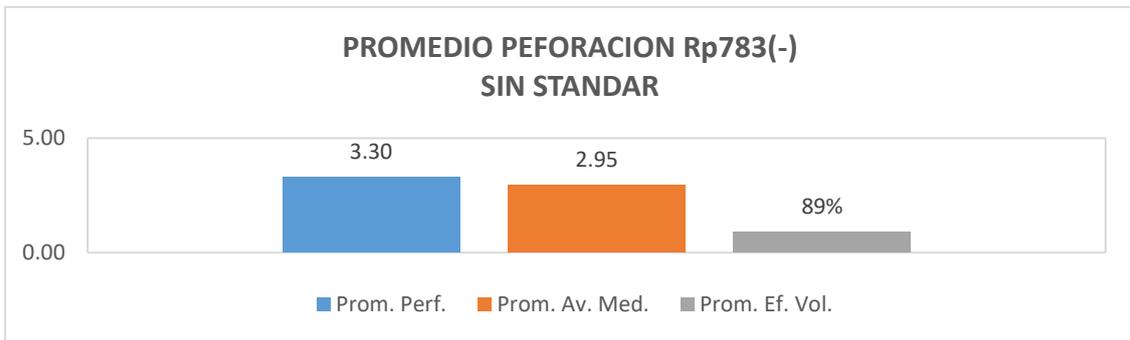
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 3.** Promedio taladros perforados vn624sw sin estándar vs estándar



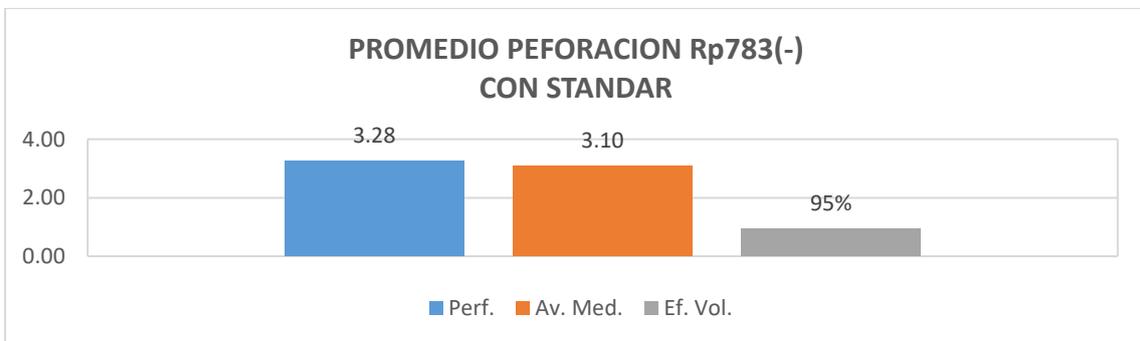
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 4.** Promedio perforación Rp783(-) sin estándar.



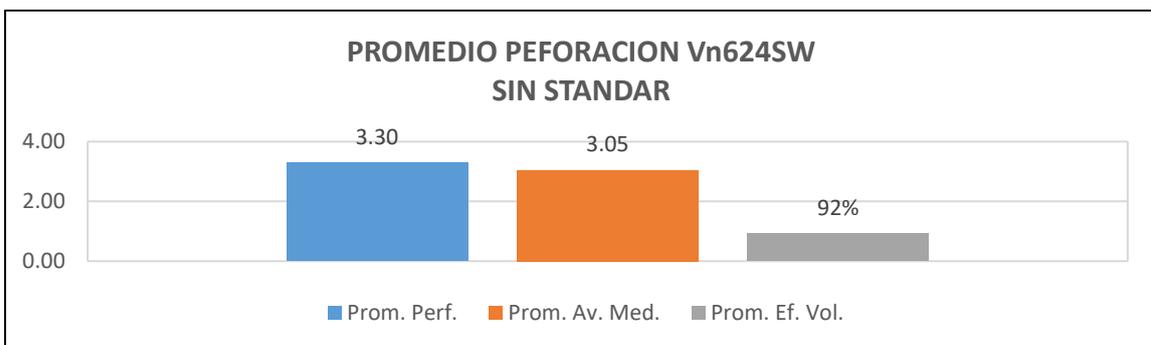
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 5.** Promedio perforación Rp783(-) con estándar.



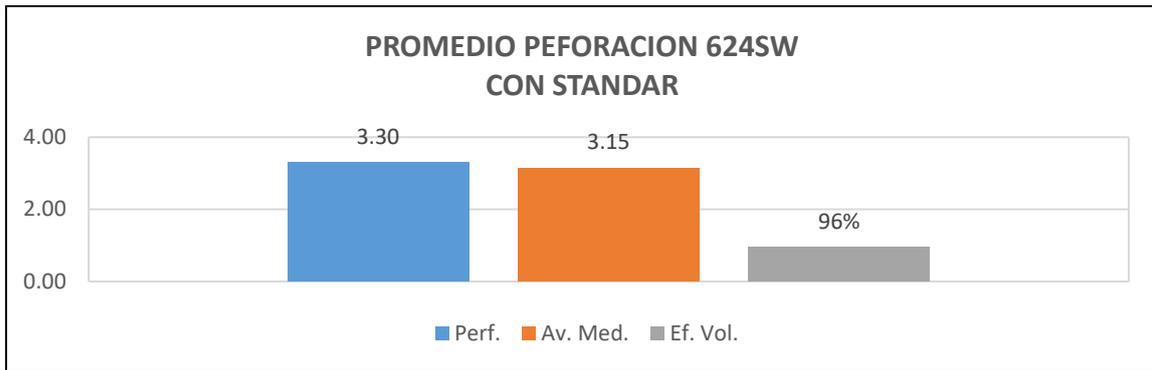
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 6.** Promedio perforación vn624sw sin estándar.



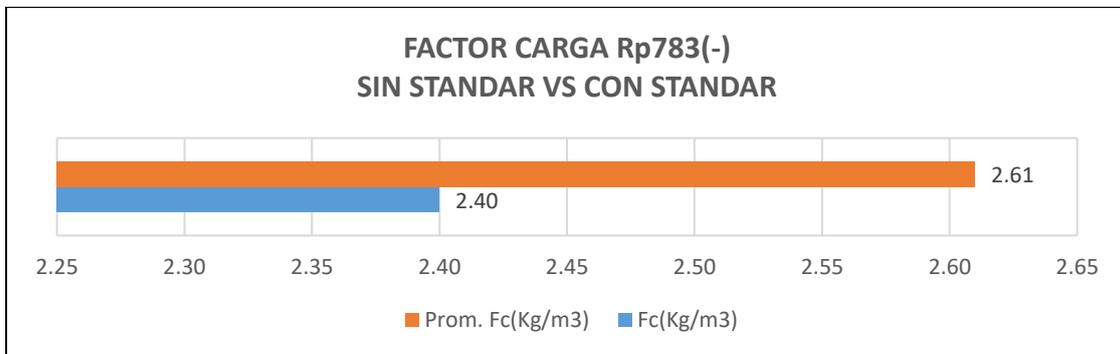
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 7.** Promedio perforación vn624sw con estándar.



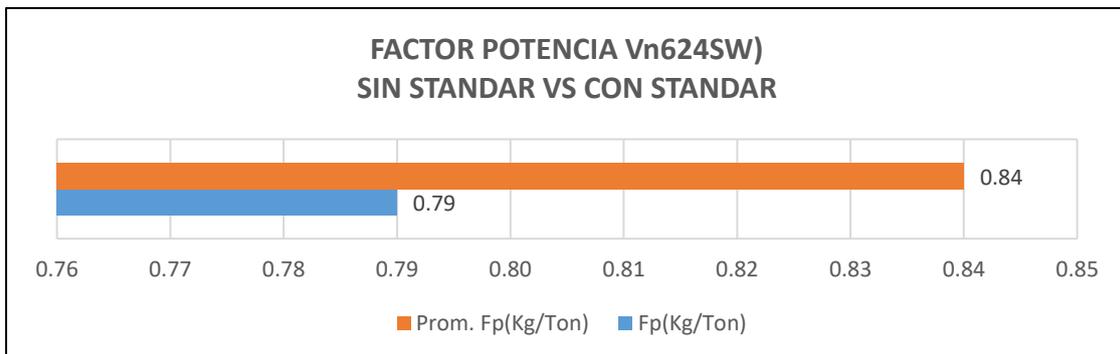
Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 8.** Factor carga Rp783(-) sin estándar vs con estándar.



Fuente: *Elaboración Propia*

**Gráfico 9.** Factor potencia vn624sw) sin estándar vs con estándar.



Fuente: *Elaboración Propia*

## 5.2 Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso

### 5.2.1 Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso de la Rp 783(-)

Puesto que uno de nuestros objetivos es garantizar la estabilidad, esto se logró controlando el nivel de sobre rotura ya sea tanto en la corona como hastiales de la Rp783(-) (ventana en desmonte), para ello reducimos la sección en 11 Cm tanto en hastiales y corona.

Según el contrato de nuestra empresa especializada con compañía, la sobre excavación será máxima 10% en área o sección.

**Tabla 66.** Límites Máximos de Sobre Rotura De La Rp 783SW

<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Rp783(-).</i>								
Item	Labor	Tipo	Sección	Lim. Sob. (cm)	Max. Sob.	Ar. Ini. (m2)	Ar. Fin. (m2)	% Sob.
1	) Rp783(-)	D	4.0x4.5	11.0	10%	17.69	19.46	10

Fuente: *Elaboración Propia*

### 5.2.2 Análisis de resultados en la estabilidad del macizo rocoso de la Vn 624SW

Puesto que uno de nuestros objetivos es garantizar la estabilidad, esto se logró controlando en nivel de sobre rotura ya sea tanto en la corona como hastiales de la Vn 624SW (ventana mineralizada), para ello reducimos la sección en 8.5Cm tanto en hastiales y corona.

Según el contrato de nuestra empresa especializada con compañía, la sobre excavación será máxima 10% en área o sección.

**Tabla 67.** Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW

<i>Límites Máximos de Sobre Rotura De La Vn624SW.</i>								
Item	Labor	Tipo	Sección	Lim. Sob. (cm)	Max. Sob.	Ar. Ini. (m2)	Ar. Fin. (m2)	% Sob.
1	VN 624 SW	M	3.5x3.5	8.5	10%	11.98	13.17	10

Fuente: *Elaboración Propia*

## 5.3 Análisis y discusión de Resultados económicos por Simulación

### 5.3.1 Costo optimizado de perforación

A continuación, se presenta la vida útil de los aceros de perforación en función de la calidad del macizo rocoso. Asimismo, el costo por metro perforado.

**Tabla 68.** *Análisis Del Costo por Metro Perforado De Rp783(-) en Aceros*  
*Análisis Del Costo por Metro Perforado De Rp783(-) en Aceros.*

Descripción	Vida		Valor		Costo(\$/m)
	Útil(m)	GSI	Unit (s/)	Unit (\$)	
BROCA BUTTON 77334245 R32 S45 / 45MM	300	52	135.59	33.90	0.113
BROCA ESCAR. 4" C/ PILOTO INCORPORADO R32	300	52	762.71	190.68	0.636
BARRA 73246537-20 T38 H35 R32 M/F 12' 300010	3000	52	365.00	91.25	0.030
SHANK ADAPTER 7490519185 T38 COP 1838	3000	52	677.97	169.49	0.056

Fuente: *Elaboración Propia*

**Tabla 69.** *Análisis Del Costo por Metro Perforado De Vn624SW en Aceros*  
*Análisis Del Costo por Metro Perforado De Vn624SW en Aceros.*

Descripción	Vida		Valor		Costo(\$/m)
	Útil(m)	GSI	Unit (s/)	Unit (\$)	
BROCA BUTTON 77334245 R32 S45 / 45MM	400	35	135.59	33.90	0.085
BROCA ESCAR. 4" C/ PILOTO INCORPORADO R32	400	35	762.71	190.68	0.477
BARRA 73246537-20 T38 H35 R32 M/F 12' 300010	3500	35	365.00	91.25	0.026
SHANK ADAPTER 7490519185 T38 COP 1838	3500	35	677.97	169.49	0.048

Fuente: *Elaboración Propia*

### 5.3.2 Costo optimizado de voladura

#### 5.3.2.1 Costo del explosivo de la Rp783(-)

En función al promedio de taladros perforados de la Rp783(-), se muestra el costo de explosivo por disparo en la siguiente tabla.

**Tabla 70.** Costo Explosivo Rp783(-) Sin Malla Estandarizada

*Costo Explosivo Rp783(-) Sin Malla Estandarizada.*

N°	Descripción	Costo Rp783(-)	
		Rp783(-) 4.0x4.5	4.0x4.5
1	ANFO	112.50	135.00
2	EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" (+ 25 X 64)	0.00	0.00
3	EMULNOR 3000 1 1/2" X 8" (+ 25 X 96)	101.00	72.72
4	EMULSION EMULEX 100 1 X 7 (CAJA 25 KG/ 242 UND.)	0.00	0.00
5	DETONADOR ENSAMBLADO CARMEX DE 2.70	2.00	2.80
6	CORDON DE IGNICION MECHA RAPIDA DETONADOR NO ELECTRICO FANEL LP 4.20 M	0.20	0.15
7	NR 1-1.1B	46.00	82.80
8	CORDON DETONANTE PENTACORD 3 P	20.00	6.00
			<b>\$ 299.47</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

**Tabla 71.** Costo Explosivo Rp783(-) con Malla Estandarizada

*Costo Explosivo Rp783(-) con Malla Estandarizada.*

N°	Descripción	Costo Rp783(-)	
		Rp783(-) 4.0x4.5	4.0x4.5
1	ANFO	109.00	130.80
2	EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" (+ 25 X 64)	0.00	0.00
3	EMULNOR 3000 1 1/2" X 8" (+ 25 X 96)	100.00	72.00
4	EMULSION EMULEX 100 1 X 7 (CAJA 25 KG/ 242 UND.)	0.00	0.00
5	DETONADOR ENSAMBLADO CARMEX DE 2.70	2.00	2.80
6	CORDON DE IGNICION MECHA RAPIDA DETONADOR NO ELECTRICO FANEL LP 4.20 M	0.10	0.08
7	NR 1-1.1B	45.00	81.00
8	CORDON DETONANTE PENTACORD 3 P	20.00	6.00
			<b>\$ 292.68</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

### 5.3.2.2 Costo del explosivo de la Vn624SW

En función al promedio de taladros perforados de la Vn624sw, se muestra el costo de explosivo por disparo en la siguiente tabla.

**Tabla 72.** Costo Explosivo Vn624 Sin Malla Estandarizada

*Costo Explosivo Vn624 Sin Malla Estandarizada.*

Nº	Descripción	VN 624sw 3.5x3.5	Costo Vn624sw
1	ANFO	101	121.20
2	EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" (+ 25 X 64)	0.00	0.00
3	EMULNOR 3000 1 1/2" X 8" (+ 25 X 96)	34.00	24.48
4	EMULSION EMULEX 100 1 X 7 (CAJA 25 KG/ 242 UND.)	0.00	0.00
5	DETONADOR ENSAMBLADO CARMEX DE 2.70	2.00	2.80
6	CORDON DE IGNICION MECHA RAPIDA DETONADOR NO ELECTRICO FANEL LP 4.20 M	0.20	0.15
7	NR 1-1.1B	34.00	61.20
8	CORDON DETONANTE PENTACORD 3 P	15.00	4.50
			<b>\$ 214.33</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

**Tabla 73.** Costo Explosivo Vn624 Con Malla Estandarizada

*Costo Explosivo Vn624 Con Malla Estandarizada.*

Nº	Descripción	VN 624sw 3.5x3.52	Costo Vn624sw2
1	ANFO	99.00	118.80
2	EMULNOR 3000 1 1/2" X 12" (+ 25 X 64)	0.00	0.00
3	EMULNOR 3000 1 1/2" X 8" (+ 25 X 96)	35.00	25.20
4	EMULSION EMULEX 100 1 X 7 (CAJA 25 KG/ 242 UND.)	0.00	0.00
5	DETONADOR ENSAMBLADO CARMEX DE 2.70	2.00	2.80
6	CORDON DE IGNICION MECHA RAPIDA DETONADOR NO ELECTRICO FANEL LP 4.20 M	0.10	0.08
7	NR 1-1.1B	35.00	63.00
8	CORDON DETONANTE PENTACORD 3 P	12.00	3.60
			<b>\$ 213.48</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

Tabla 74. Comparativo Del Costo Por Disparo De Rp783(-) sin Estándar Vs con Estándar en Aceros

Comparativo Del Costo Por Disparo De Rp783(-) sin Estándar Vs con Estándar en Aceros.

Ítem	Labor	Tipo	Estándar	Prom. 45mm	Prom. 102mm	Prom. Perf.	Costo Acer.(\$)
1	) Rp783(-)	D	No	50	4	3.3	32.5314
2	) Rp783(-)	D	Si	48	3	3.3	29.9079
							<b>2.6</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

Tabla 75. Comparativo Del Costo Por Disparo De Vn624SW sin Estándar Vs con Estándar en Aceros

Comparativo Del Costo Por Disparo De Vn624SW sin Estándar Vs con Estándar en Aceros.

Ítem	Labor	Tipo	Estándar	Prom. 45mm	Prom. 102mm	Prom. Perf.	Costo Acer.(\$)
1	SW VN 624	M	No	38	4	3.3	26.235
2	SW VN 624	M	Si	37	2	3.3	22.5621
							<b>3.7</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

### 5.3.3 Comparativo de resultado anterior vs optimizado

Tabla 76. Comparativo Técnico -económico sin estándar vs optimizado

Estandares de perforacion y voladura		Rp 783(-)		Vn 624 sw	
		sin estándar	con estándar	sin estándar	con estándar
N° TAL/DISP	Cargados	45	45	34	35
	Rimados	4	3	4	2
<b>pies perforados</b>		<b>11 (3.30m)</b>	<b>11 (3.30m)</b>	<b>11 (3.30m)</b>	<b>11 (3.30m)</b>
<b>avance/disparo (m/disp)</b>		<b>2.95</b>	<b>3.1</b>	<b>3.05</b>	<b>3.15</b>
<b>Eff de voladura(%)</b>		<b>89</b>	<b>95</b>	<b>92</b>	<b>96</b>
<b>Factor de Potencia kg/TM</b>				<b>0.84</b>	<b>0.79</b>
<b>Factor de Carga kg/m3</b>		<b>2.61</b>	<b>2.4</b>		
<b>costo explosivo/disp (\$/disp)</b>		<b>299.47</b>	<b>292.68</b>	<b>214.33</b>	<b>213.48</b>
<b>costo de aceros de perforacion (\$)</b>		<b>32.53</b>	<b>29.91</b>	<b>26.24</b>	<b>22.56</b>

Fuente: *Elaboración Propia*

## CONCLUSIONES

- En la Rp 783(-) el promedio de perforación sin estándar fue de 11pies (3.30m) con un promedio de avance de 2.95m, manteniendo una eficiencia de voladura del 89%. Mientras con estándar es de 11pies (3.30m) con un avance de 3.10m, logrando una eficiencia de voladura del 95%. En la Vn624sw el promedio de perforación sin estándar fue de 11pies (3.30m) con un promedio de avance de 3.05m, manteniendo una eficiencia de voladura del 92%. Mientras con estándar es de 11pies (3.30m) con un avance de 3.15m, logrando una eficiencia de voladura del 96%.
- En la Rp 783(-) la cantidad promedio de kilogramos de explosivo para obtener un metro cubico de desmonte sin estándar era de 2.61, mientras con estándar es de 2.40. En la Vn624sw la cantidad promedio de kilogramos de explosivo para obtener una tonelada de mineral sin estándar era de 0.84, mientras con estándar es de 0.79.
- En la Vn624sw sin estandarizar malla se observa una distribución de energía que es superior a 5 MJ/t en la parte central que sobre garantiza una sobre fragmentación. En los hastiales y corona de igual modo se genera daños por sobre rotura. Mientras con estándar se observa una distribución de energía que oscila entre 5 MJ/t en la parte central de los taladros y alrededor de ellos entre 3,3 MJ/t y 5 MJ/t para garantizar la fragmentación. En los hastiales y corona se controla estando entre 0.1 MJ/t y 1.7 MJ/t para reducir los daños por sobre rotura. En la Vn624sw sin estandarizar malla se observa que a una distancia de 50 m con carga operante de 11 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 14.9 mm/s y un nivel de ruido de 166.88 dB en su pico más alto. Mientras con estándar se observa que a una distancia de 50 m con carga operante de 5.5 kg de explosivo nos generará una velocidad pico partícula de 8.5 mm/s y un nivel de ruido de 164.46 dB en su pico más alto.

- En la Rp783(-) el costo en explosivo por disparo sin estandarizar malla de perforación (frente en desmonte) fue de \$299.47, mientras con malla estandarizada es de \$292.68, minimizando en costo en explosivo en un 2.27% por disparo. En la Vn624sw el costo en explosivo por disparo sin estandarizar malla de perforación (frente mineralizado) fue de \$214.33, mientras con malla estandarizada es de \$213.48, minimizando el costo en explosivo en un 0.40% por disparo.
- En la Rp783(-) el costo en aceros de perforación por disparo sin estandarizar malla de perforación (frente en desmonte) fue de \$32.53, mientras con malla estandarizada es de \$29.91, minimizando en costo en aceros en un 7.99% por disparo. En la Vn624sw el costo en aceros de perforación por disparo sin estandarizar malla de perforación (frente mineralizado) fue de \$26.24, mientras con malla estandarizada es de \$22.56, minimizando en costo en aceros en un 14.10% por disparo.

## RECOMENDACIONES

- Implementar el diseño de malla de perforación y voladura que se realizó de acuerdo a los resultados obtenidos.
- En el marcado de la malla y del arranque tener en cuenta las discontinuidades existentes que presenta el yacimiento, para evitar atascamiento del equipo de perforación.
- Apoyarse con programas computacionales como son, el software JKSimBlast, con el objetivo de simular modelos matemáticos para generar estándares de perforación y voladura.
- Mantener buena comunicación y coordinación con el líder de la labor para realizar la correcta distribución de explosivos en los taladros.
- Cumplir con los PETS y los estándares de perforación y voladura de cada actividad en coordinación y comunicación con el líder de la labor.
- Realizar una retroalimentación constante referente a los estándares de perforación y voladura, mantener una capacitación continua para una mayor comprensión del tema en el aporte de la investigación

## BIBLIOGRAFIA

**Araya (2018)**, en su tesis *Evaluación de la metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros*

**Agreda, Carlos.** (1996). *Operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas.*

**Belandria, Norly & Bongiorno, Francisco.** (2012). *Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton, Hoek y Brown.* Editorial: Los Andes.

**Bernal, Cesar.** (2016). *Metodología de la investigación.* 3<sup>era</sup> edición. Editorial: Pearson Educación.

**Belandria, Norly & Bongiorno, Francisco.** (2012). *Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según: Bieniawski, Barton, Hoek y Brown.* Editorial: Los Andes.

**Condori (2021)**, en su tesis optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera estrella de chaparra SA.

**Castillón (2018)**, en su tesis Desarrollo de la herramienta BLASTMINE para la optimización del diseño de voladura en túneles y galerías en minas mecanizadas subterráneas

**ENAEEX.** (2014). *Diseño de Voladuras Subterráneas.* Santiago. 2<sup>da</sup> edición. Editorial: Nittra.

**EXSA.** (2009). *Diseño de voladuras subterráneas, túneles y galerías.* 3<sup>era</sup> edición. Editorial: Arias Montano.

**Jiménez (2021)**, en su tesis *Automatización del modelo matemático Holmberg para el cálculo y diseño de mallas de perforación en frentes de desarrollo*

**Gustafsson, Rune.** (1993). *Técnica Sueca de Voladura.* Gothenburg. Editorial: SPI.

**Holmberg, Roger.** (1982). *Charge calculations for tunneling.* editorial: SME.

**Konya, J. Calvin.** (2010). *Manual de Voladura*. Instituto Geológico minero de España.

**López, Carlos.** (1984). *Manual de perforación y voladura de rocas*. 2<sup>da</sup> edición Editorial: SME.

**Loza (2013)**, En su tesis Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A

**Quispe (2014)**, en su tesis El modelo matemático de Holmberg como alternativa en el diseño de mallas de perforación para optimizar las operaciones de voladura subterránea en la Cía. Minera Casapalca S.A.

**Rivera (2019)**, en su tesis *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica san gabán III*

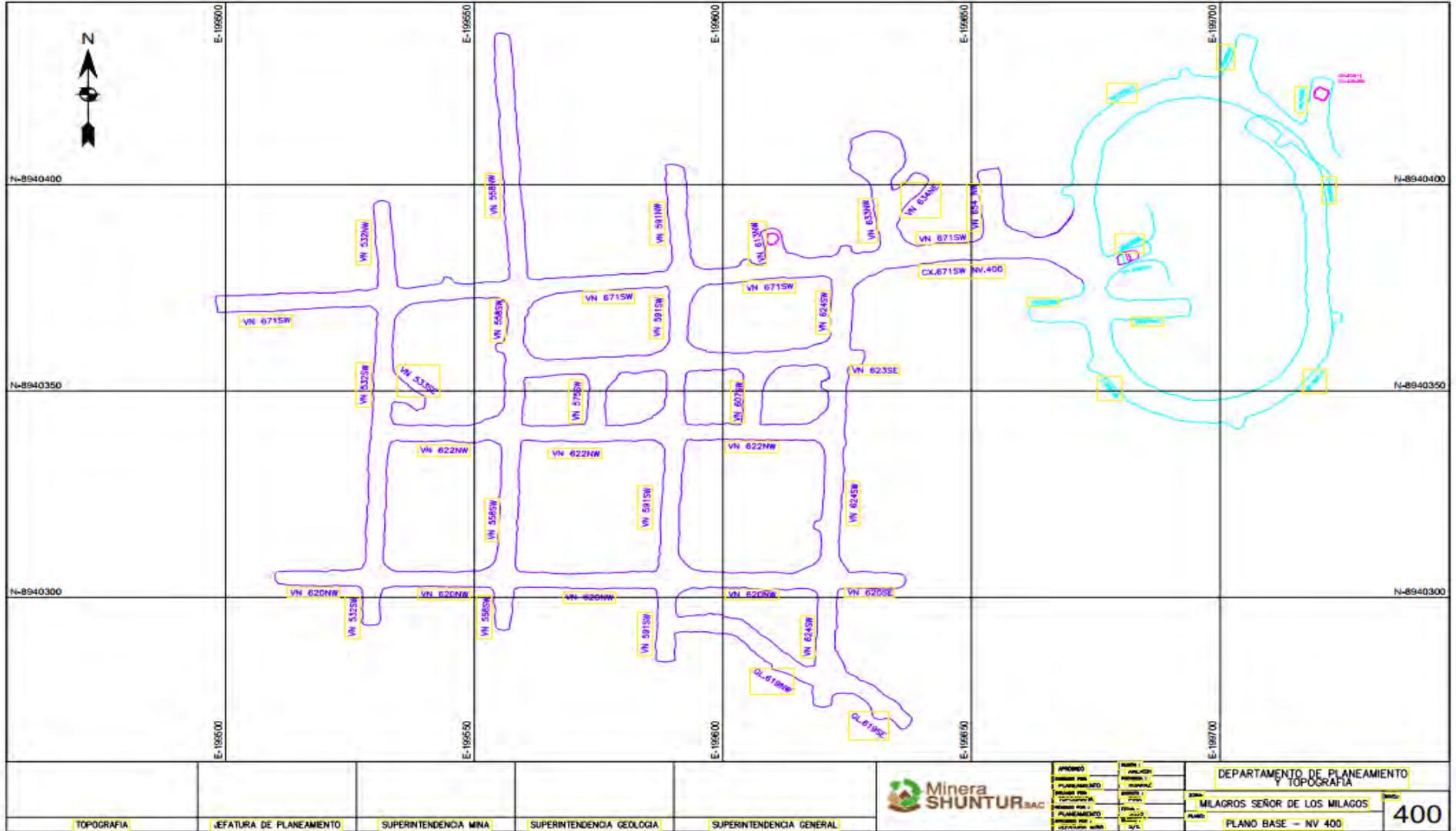
## ANEXOS

### ANEXO 01 : MATRIZ DE CONSISTENCIA

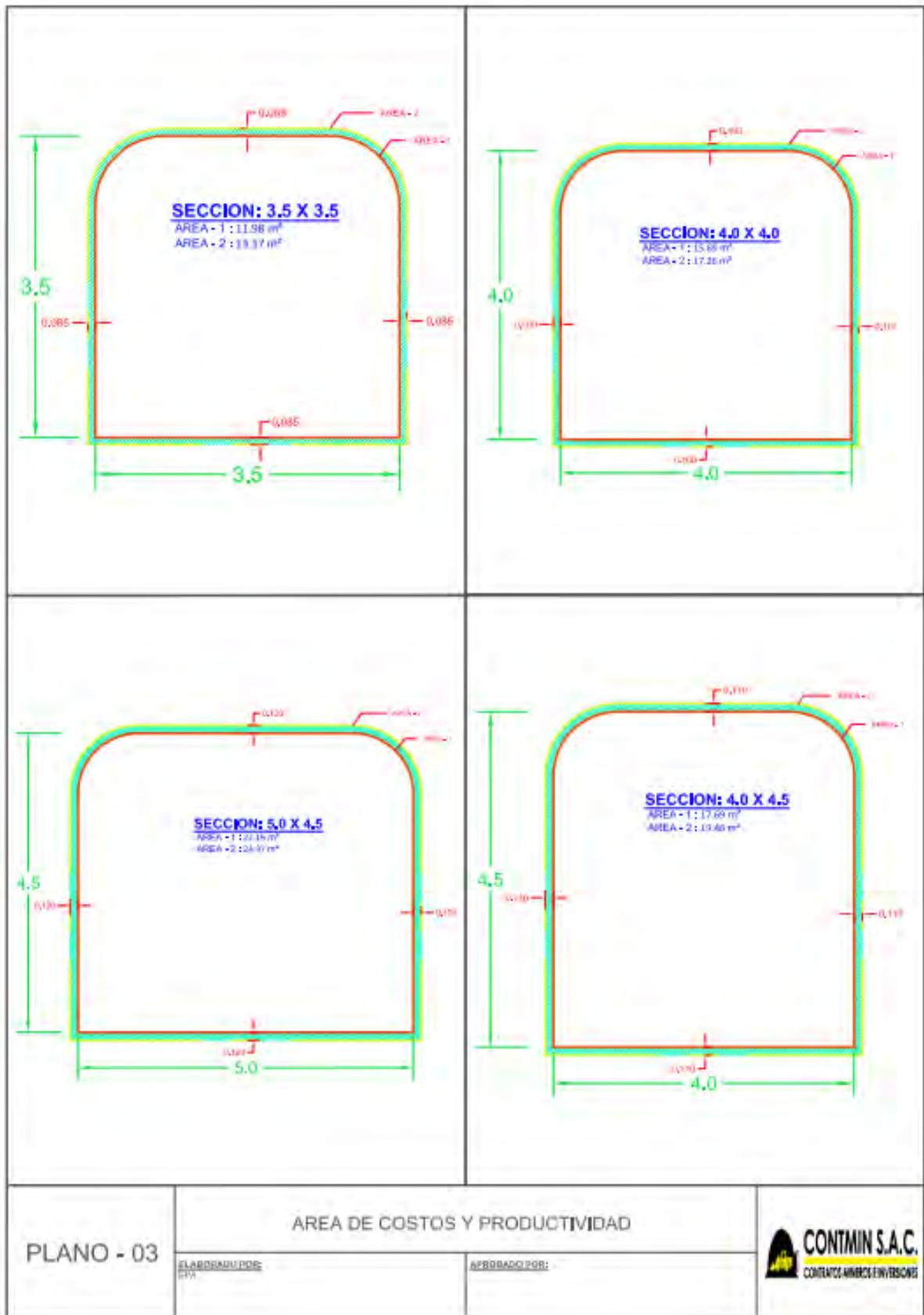
Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variable Independiente	Indicadores
<p>¿Cómo optimizar los estándares de perforación y voladura mediante la simulación del algoritmo Holmberg en el software JKSimBlast 2D Face de los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?</p>	<p>Optimizar los estándares de perforación y voladura mediante la simulación del algoritmo Holmberg en el software JKSimBlast 2D face en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</p>	<p>Mediante la Simulación del Algoritmo Holmberg en el JKSIMBLAST 2D FACE se logra optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</p>	<p>Simulación del algoritmo Holmberg.</p> <p>Diseño de perforación y voladura</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Propiedades físicas y mecánicas de la roca.</li> <li>• Índice de calidad de roca RQD</li> <li>• Burden y Espaciamiento</li> <li>• Longitud de Perforación</li> </ul>
Problema Especifico	Objetivo Especifico	Hipótesis Especifica	Variab. Dependiente	Indicadores

<p>¿En qué medida la Implementación de la simulación del software JKSimBlast 2D face optimizará los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?</p> <p>¿En qué medida la simulación del software JKSimBlast garantizará la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?</p> <p>¿En qué medida la simulación del software JKSimBlast influenciará en los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022?</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Implementar la simulación del software JKSimBlast 2D Face para optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> <li>• Demostrar que la simulación del software JKSimBlast garantice la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> <li>• Demostrar que la simulación del software JKSimBlast Reduzca los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• La Implementación de la simulación del software JKSimBlast 2D face Logrará optimizar los estándares de perforación y voladura en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> <li>• La simulación del software JKSimBlast garantiza la estabilidad del macizo rocoso en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> <li>• La simulación del software JKSimBlast reduce los costos operativos en los frentes de avance de la minera Shuntur S.A.C. para el 2022.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Implementación de Estándares</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Factor de carga</li> <li>• Factor de Potencia</li> <li>• Avance/disparo</li> <li>• TM/Dia</li> <li>• Eficiencia de Voladura</li> <li>• Consumo Total de Explosivo</li> </ul>
--	---	--	--	---

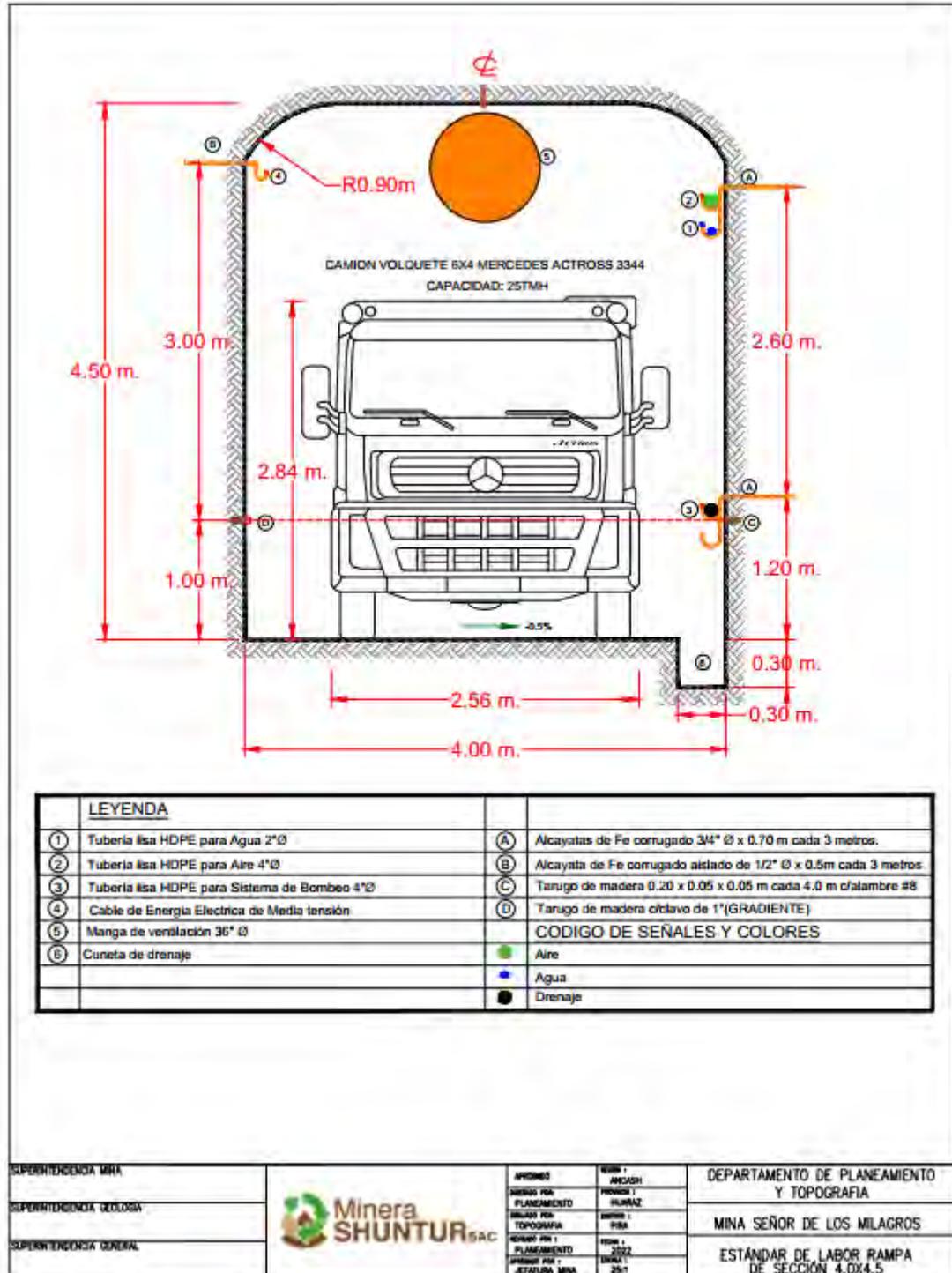
ANEXO 02 : PLANO PROYECTO RAMPA 783(-) NV 400



**ANEXO 03 : LIMITES DE SOBROTURA EN FRENTE**

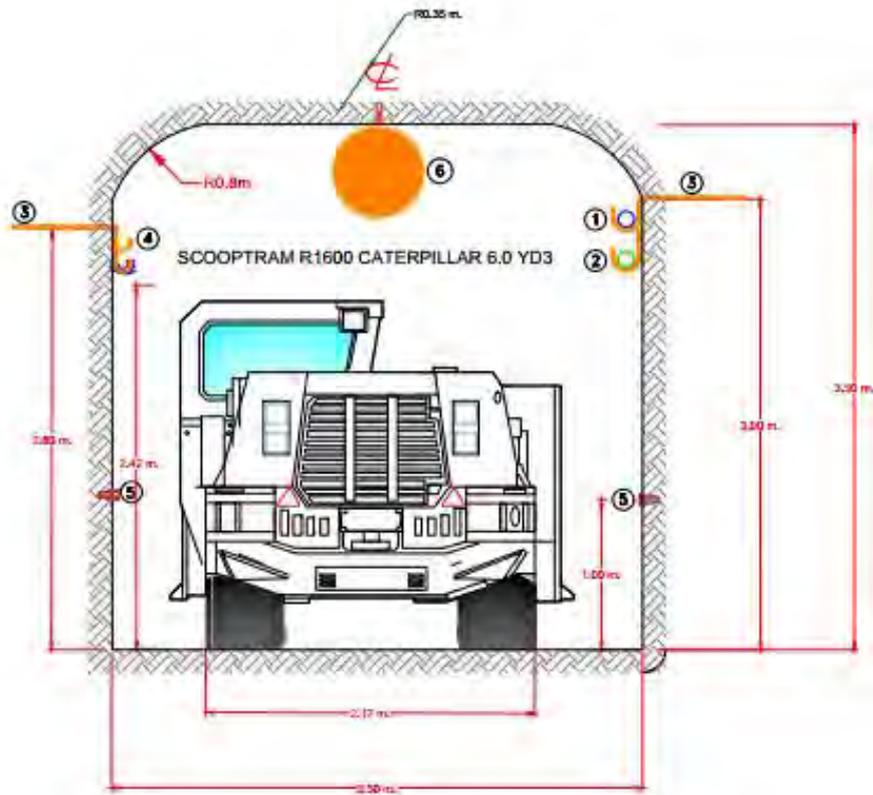


# ANEXO 04 : ESTANDAR DE LABOR DE RAMPA



SUPERINTENDENCIA MIRA		APROBADO	REVISADO	DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO Y TOPOGRAFIA MINA SEÑOR DE LOS MILAGROS ESTÁNDAR DE LABOR RAMPA DE SECCIÓN 4.0X4.5
SUPERINTENDENCIA GEODÉSICA		SERVIDOR PARA PLANEAMIENTO	PROYECTO	
SUPERINTENDENCIA GENERAL		SERVIDOR PARA TOPOGRAFIA	PLANEAMIENTO	

## ANEXO 05 : ESTANDAR DE LABOR DE FRENTE VENTANA



### LEYENDA

①	Tubería Lisa HDPE para Agua 2"Ø
②	Tubería Lisa HDPE para Aire Comprimido 2"Ø
③	Alcayatas de Fe corrugado 3/4"Ø x 0.70 m cada 3 metros.
④	Cable de Energía Eléctrica de Media tensión
⑤	Tarugo de madera ( GRADIENTE)
⑥	Manga de ventilación 24" Ø

SUPERINTENDENCIA MINA		APROBADO	REVISOR - ANCLAGE	DEPARTAMENTO DE PLANEAMIENTO Y TOPOGRAFIA
SUPERINTENDENCIA GEOLOGIA		ELABORADO POR : PLANEAMIENTO	REVISOR : HUMARIZ	ZONA: MINA SEÑOR DE LOS MILAGROS
SUPERINTENDENCIA GENERAL		REVISADO POR : PLANEAMIENTO	FECHA : 2022	PLANO: ESTÁNDAR DE LABOR VENTANA DE SECCIÓN 3.5X3.5
		PROYECTADO POR : JEFATURA MINA	FECHA : 2011	

**ANEXO 06 : PINTADO DE MALLA DE PERFORACION**



## ANEXO 07 : CARGUÍO DE FRENTERES

