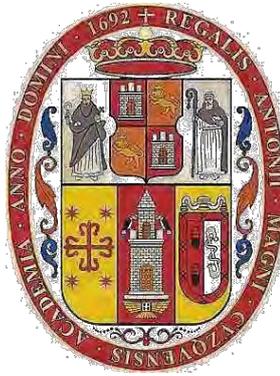


UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR
EL AVANCE LINEAL EN LA VETA BUENOS AIRES DE LA MINA CHALHUANE
- AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Bach. JEFRI QUISPE DORADO

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL

DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Mg. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO - PERÚ

2024

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 informe técnico titulado: **“REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA VETA BUENOS AIRES DE LA MINA CHALHUANE - AREQUIPA”**

Presentado por **JEFRI QUISPE DORADO**, con DNI 75108502. para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 (dos) 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, 20 de agosto del 2024.



FIRMA

POST FIRMA: Ing. Raimundo Molina Delgado
DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-0003-0291-2700

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:27259:374273411?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL AVANCE LINEAL EN LA VETA BUENOS AIRES

AUTOR

JEFRI QUISPE DORADO

RECUENTO DE PALABRAS

21769 Words

RECUENTO DE CARACTERES

108040 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

154 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

9.5MB

FECHA DE ENTREGA

Aug 20, 2024 5:43 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Aug 20, 2024 5:45 PM GMT-5

● **10% de similitud general**

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

- 9% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 3% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Material bibliográfico
- Material citado
- Bloques de texto excluidos manualmente
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 25 palabras)

DEDICATORIA

A Dios, a mis padres Toribio Quispe Castro y Trinidad Dorado, por su esfuerzo y apoyo incondicional en mi desarrollo personal y profesional, a los que siempre estaré agradecido por su apoyo en la culminación de mis estudios y haber hecho posible materializar esta meta.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por orientar mi camino y darme la fortaleza en mi vida para poder continuar y cumplir con mis metas en la vida.

También manifiesto el debido agradecimiento a mi familia y a mi asesor el Mg. Raimundo Molina Delgado. Por haberme apoyado en el desarrollo de este trabajo de investigación. Absolviendo inquietudes y brindándome asesoramiento durante el desarrollo del proyecto.

INTRODUCCIÓN

La minería moderna busca maximizar la producción y minimizar los costos utilizando herramientas y técnicas adecuadas que consideren las características geomecánicas y operativas del yacimiento. En este sentido, se evalúan las condiciones actuales de perforación y voladura para identificar áreas de mejora y optimizar el uso de recursos. El objetivo es lograr un avance lineal más rápido y una mayor dinámica de producción, siempre dentro de los parámetros de seguridad y cuidado del medio ambiente. En Chalhuané el avance lineal es fundamental para la cubicación de recursos minerales; sin embargo, la falta de eficiencia en los procesos de perforación y voladura ha sido un problema recurrente en la minería, tanto a nivel internacional como nacional. En Minera Chalhuané, específicamente en la veta "Buenos Aires", se han identificado deficiencias en la malla de perforación que afectan el avance lineal mensual y elevan los costos unitarios de perforación y voladura por metro de avance. Estas deficiencias incluyen; la falta de paralelismo de los taladros perforados, variabilidad de la roca de dureza mediana a dura, las deficiencias en el carguío y amarre, que incrementan los costos unitarios y afectan el avance lineal, incumpliendo las metas mensuales viendo por conveniente rediseñar la malla de perforación utilizando el modelo matemático de HOLMBERG, realizando algunos cambios como la longitud de barrenos de 6 pies a 8 pies de longitud, y broca de 76 mm para escarar los taladros de ayuda en el corte, se utilizará los mismos explosivos y accesorios. El presente trabajo de investigación se realiza con la finalidad de mejorar el avance lineal de la veta "Buenos Aires" y en su contenido se desarrolla los siguientes capítulos:

Capítulo I. Planteamiento del Problema

Capítulo II. Marco Teórico

Capítulo III. Descripción de la mina

Capítulo IV. Rediseño de la malla de perforación y voladura en la veta Buenos Aires

Capitulo V. Análisis y discusión de Resultados.

Conclusiones Recomendaciones.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado: tuvo como objetivo determinar la influencia del rediseño de malla de perforación y voladura en el avance lineal y su respectivo costo de la Veta Buenos Aires, Chalhuané; el tipo de investigación realizada fue cuantitativa, aplicada, con un nivel explicativo correlacional de causa y efecto. La población estudiada fue la Galería de la Veta "Buenos Aires" y se tomó una muestra de un tramo de la galería. Se empleó a la observación, medición y levantamiento topográfico, se utilizó el modelo matemático de Holmberg para el rediseño y se verificó con el software JK Simblast 2D Face. Este estudio logró determinar la influencia del rediseño de la malla de perforación y voladura en el avance lineal de la Veta Buenos Aires, Chalhuané; mejorando el avance de 1.51 m a 2.21 m, reduciendo la carga de 20 kg/m a 17.13 kg/m, y logrando una reducción en los costos totales por metro de avance del 15.76% (31.45 USD).

Palabras Clave: Rediseño, análisis de costo, modelo de Holmberg y voladura

ABSTRACT

This research work titled: aimed to determine the influence of the redesign of the drilling and blasting mesh on the linear advancement and its respective cost at the Buenos Aires Vein, Chahuane; the research was quantitative, applicative, with a correlational explanatory level of cause and effect. The study population was the Gallery of the “Buenos Aires” Vein, and a segment of the gallery was sampled. Observation, measurement and topographic surveying were employed; The Holmberg mathematical model was used for the redesign, which was verified with the JK Simblast 2D Face software. This study successfully determined the influence of the redesign of the drilling and blasting grid on the linear progression of the Buenos Aires Vein, Chahuane; improving advancement from 1.51 m to 2.10 m, reducing the load from 20 kg/m to 17.13 kg/m, and achieving a cost reduction per meter of advancement of 15.76% (31.45 USD).

Keywords: Redesign, cost analysis, Holmberg model y blasting

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
INTRODUCCIÓN	iv
RESUMEN.....	vi
ABSTRACT.....	vii
ÍNDICE GENERAL.....	viii
ÍNDICE DE TABLAS	xvi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	xviii
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Situación problemática	1
1.2. Formulación de problema.....	2
1.2.1. Problema general.....	2
1.2.2. Problemas específicos	2
1.3. Objetivos de la investigación.....	2
1.3.1. Objetivo general	2
1.3.2. Objetivos específicos.....	2
1.4. Justificación de la investigación.....	3
1.4.1. Justificación teórica.....	3
1.4.2. Justificación práctica	3
1.5. Limitación de la investigación.....	3
1.6. Alcance de la investigación	3
1.7. Hipótesis	4
1.7.1. Hipótesis general	4
1.7.2. Hipótesis específicas	4
1.8. Variables e indicadores.....	5

1.8.1.	Operacionalización de Variables.....	5
1.9.	Metodología de la investigación.....	5
1.9.1.	Tipo de investigación	5
1.9.2.	Nivel de investigación.....	5
1.9.3	Población y muestra	6
1.9.4	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	6
1.9.5	Procesamiento de datos	7
CAPÍTULO II		8
MARCO TEÓRICO.....		8
2.1.	Antecedentes de la investigación.....	8
2.1.1.	A nivel nacional	8
2.1.2.	A nivel internacional	9
2.2.	Bases teóricas	10
2.2.1.	Tipos de yacimientos.....	10
2.2.2.	Minería subterránea.....	11
2.2.3.	Perforación de rocas	13
2.2.4.	Denominación de taladros.....	14
2.2.5.	Accesorios de perforación.....	16
2.2.6.	Fallas de perforación en taladros.....	16
2.2.7.	Factor que contemplan el diseño de un frente.....	17
2.2.8.	Voladura de rocas.....	24
2.2.9.	Fragmentación.....	28
2.2.10.	Las vibraciones.....	29
2.2.11.	Limpieza.....	29
2.2.12.	Optimización operativa	31
2.2.13.	Tipos de costos	32
CAPÍTULO III.....		38

DESCRIPCIÓN DE LA MINA	38
3.1. Ubicación.....	38
3.2. Accesibilidad	39
3.3. Topografía y fisiografía	39
3.4. Clima	39
3.5. Geología regional	40
3.6. Geología local.....	42
3.6.1. Geomorfología	45
3.6.2. Geología estructural	45
3.6.3. Geología económica.....	46
3.7. Hidrología e hidrogeología.....	50
3.7.1. Recursos hídricos	50
3.7.2. Aguas superficiales	51
3.8. Caracterización del macizo rocoso	51
3.8.1. Caracterización de la masa rocosa	51
3.8.2. Análisis de estabilidad de labores mineras.....	54
3.9. Plan de minado	56
3.9.1. Planeamiento	56
3.9.2. Exploración	56
3.9.3. Método de explotación Corte y Relleno ascendente	57
3.9.4. Perforación	58
3.9.5. Voladura.....	59
3.9.6. Sostenimiento	60
3.9.7. Acarreo de mineral y desmote.....	61
3.9.8. Ventilación	63
CAPÍTULO IV.....	65

REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA EN LA VETA	
BUENOS AIRES	65
4.1.	Descripción de la malla actual y procesamiento de datos 65
4.1.1.	Procesamiento de costos del diseño actual..... 71
4.2.	Rediseño de la malla de perforacion y voladura..... 75
4.2.1.	Datos geométricos para diseño con el algoritmo matemático de roger holmberg 75
4.3.	Diseño de corte 79
4.3.1.	Cálculo de la densidad de carga para el corte o arranque (q) Kg/m ³ 79
4.3.2.	Cálculo de la longitud de carga (L _C) en el taladro perforado..... 79
4.3.3.	Aplicando Holmberg para el Burden máximo (B _{MC}) en el Corte .. 80
4.3.4.	Determinando el Burden Práctico (B _{PC})..... 80
4.3.5.	Calculando el ancho de abertura en el corte “ABc” (m) Fórmula HOLMBERG. 80
4.3.6.	Cálculo de número de cartuchos Emulnor 3000 1” x 12” por taladro. 80
4.4.	Primer cuadrante..... 81
4.4.1.	Cálculo de carga en el Primer cuadrante utilizando Emulnor 3000 1” x 12” 81
4.4.2.	Cálculo del Burden Máximo (B _{MIC}) en m 82
4.4.3.	Cálculo de Burden práctico en el primer cuadrante “B _{PIc} ” 82
4.4.4.	Cálculo del Ancho de la abertura del primer cuadrante (AB _{1C}) en m. 82
4.4.5.	Calculando el Ancho de abertura en el primer cuadrante (AB _{1c}) en m. 83
4.4.6.	Cálculo de número de cartuchos en el primer cuadrante 83
4.5.	Segundo cuadrante..... 83

4.5.1.	Cálculo de carga en el segundo cuadrante	83
4.5.2.	Cálculo de Burden del Segundo Cuadrante.....	84
4.5.3.	Cálculo de Burden práctico en el segundo cuadrante “BP2C”	84
4.5.4.	Cálculo del Ancho de la abertura del segundo cuadrante (AB2C) en m.	84
4.5.5.	Cálculo de número de cartuchos en el segundo cuadrante “NC2C”	85
4.6.	Tercer cuadrante	85
4.6.1.	Cálculo de carga del Tercer Cuadrante	85
4.6.2.	Cálculo de Burden del Tercer Cuadrante	86
4.6.3.	Cálculo de Burden práctico en el tercer cuadrante “BP3C”	86
4.6.4.	Cálculo del Ancho de la abertura del tercer cuadrante (AB3C) en m.	86
4.6.5.	4.5.6. Cálculo de número de cartuchos en el Tercer cuadrante “NC2C”	87
4.7.	Cuarto cuadrante.....	87
4.7.1.	Cálculo de Carga del Cuarto Cuadrante.....	87
4.7.2.	Cálculo de Burden en el Cuarto Cuadrante “BM4C”	88
4.7.3.	Cálculo de Burden Práctico en el Cuarto Cuadrante “BP4C”	88
4.7.4.	Cálculo del Ancho de la Abertura del Cuarto Cuadrante (AB4C) en m.	88
4.7.5.	Cálculo de número de Cartuchos en el Cuarto Cuadrante “NC4C”	88
4.8.	Comprobación y corrección de constante de roca	89
4.8.1.	Comprobación si se requiere más cuadrantes.	89
4.8.2.	Cálculo de Constante de Roca Corregida.....	89
4.8.3.	Factores a Utilizarse para los Cálculos de los Taladros de Contorno	90

4.9.	Cálculo para los taladros de arrastres	91
4.9.1.	Cálculo del Burden máximo para los taladros de Arrastres “B _{MAR} ” 91	
4.9.2.	Cálculo de Burden práctico para los Arrastres “B _{PAR} ”	91
4.9.3.	Cálculo de Número de taladros para el Arrastre “N _t ” Según Holmberg 91	
4.9.4.	Determinando el Espaciamiento de taladros centrales “ESC”	92
4.9.5.	Espaciamiento para taladros de la Esquina “EES”	92
	Cálculo de abertura de los taladros de arrastre “AbAR”	92
4.9.6.	Cálculo de numero de cartuchos en los Arrastres “N _{CAR} ”	92
4.10.	Cálculo del número de taladros para la corona “N _{TCO} ”	93
4.10.1.	Cálculo de Espaciamiento de los Taladros de la corona “E _{SCO} ”	93
4.10.2.	Cálculo de Burden máximo para la corona “B _{MCO} ”	93
4.10.3.	Cálculo de Burden práctico para la corona “B _{PCO} ”	94
4.10.4.	Cálculo de Número de Taladros para la corona “N _{tCO} ”	94
4.10.5.	Cálculo de numero de cartuchos en la corona “N _{CCO} ”	94
4.11.	Cálculo para los taladros de hastiales	95
4.11.1.	Cálculo de Burden máximo de los taladros de hastiales “B _{MH} ”	95
4.11.2.	Cálculo de Burden práctico para los Taladros de Hastiales “B _{PH} ” 96	
4.11.3.	Cálculo de número de Taladros de Hastiales “N _{TH} ”	96
4.11.4.	Cálculo de Espaciamiento de Taladros de Hastiales “E _{SH} ”	96
4.11.5.	Cálculo de número de cartuchos en los hastiales “N _{CH} ”	97
4.12.	Cálculo para los taladros ayudas de corona	97
4.12.1.	Cálculo de densidad de carga para ayudas de taladros de corona “q” 97	
4.12.2.	Longitud vertical para perforar “L _{vp} ”	98

4.12.3.	Cálculo Burden máximo para Ayudas de taladros de corona “B _{MAYC} ”	98
4.12.4.	Cálculo Burden práctico para Ayudas de taladros de corona “B _{PAYC} ”	98
4.12.5.	Cálculo del número de taladros para Ayudas de corona “N _{tAYC} ”..	98
4.12.6.	Cálculo del Espaciamiento de taladros para Ayudas de corona “E _{SAYC} ”	99
4.12.7.	Cálculo de número de cartuchos en los hastiales “N _{CH} ”.....	99
4.13.	Malla en función a las secciones propuestas	100
4.14.	Voladura con la nueva malla	102
4.14.1.	Simulación de la malla rediseñada.....	102
4.14.2.	Simulación con ajustes realizados en la corona y hastiales	108
4.15.	Programa de avance con el rediseño de malla.....	109
4.15.1.	Procesamiento de datos con el rediseño de malla de perforación y voladura	109
4.15.2.	Procesamiento de costos de acuerdo al rediseño de malla	111
CAPÍTULO V		117
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS		117
5.1.	Comparación de resultados en el diseño de la malla	117
5.1.1.	Análisis del diseño de malla usado en la mina CHALHUANE...	117
5.1.2.	Análisis del diseño de malla rediseñada.....	118
5.2.	Discusión de resultados en la perforación	118
5.3.	Discusión resultados de la voladura	119
5.4.	Análisis de costos en perforación y voladura	120
CONCLUSIONES		122
RECOMENDACIONE		123
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.		124
ANEXOS.....		1

ANEXO 1: Matriz de consistencia.....	1
ANEXO 2: Marcado de malla de perforación.....	3

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variables	5
Tabla 2 Tipo de Labores Subterráneas.....	12
Tabla 3 Recorrido de Arequipa hacia mina.....	39
Tabla 4 Recursos Minerales	50
Tabla 5 Recursos Minerales por vetas (Medidos + indicados + inferidos).....	50
Tabla 6 Clasificación Geomecánica RMR.....	52
Tabla 7 Clasificación de Rocas según el total de Valorización	53
Tabla 8 Parámetros técnicos.....	67
Tabla 9 Estándar de perforación - mina Chalhuanne	67
Tabla 10 Distribución de taladros	67
Tabla 11 Reportes de Perforación antes del diseño.....	68
Tabla 12 Reportes de Voladura Antes del diseño	69
Tabla 13 Distribución de carga /tal	69
Tabla 14 Costo mano de obra.....	71
Tabla 15 Costo de EPPS en tajos y frentes	72
Tabla 16 Costo de implemento de seguridad	72
Tabla 17 costo de máquina perforadora	73
Tabla 18 Costo de aceros	73
Tabla 19 Costo de Herramientas	74
Tabla 20 Costo de explosivos y accesorios.....	75
Tabla 21 Resumen de Costos	75
Tabla 22 Datos Geométricos de la GL-335.....	75
Tabla 23 Calidad del Macizo Rocoso	76
Tabla 24 Datos Técnicos de Perforación.....	76

Tabla 25 Características de las Emulsiones	76
Tabla 26 Síntesis de cálculos	79
Tabla 27 Síntesis de datos	81
Tabla 28 Síntesis de datos	83
Tabla 29 Síntesis de datos	85
Tabla 30 Síntesis de datos	87
Tabla 31 Síntesis de datos	89
Tabla 32 Síntesis de datos	93
Tabla 33 Síntesis de datos	95
Tabla 34 Síntesis de datos	99
Tabla 35 Comparación de diseño anterior y actual	101
Tabla 36 Límites Máximos de Sobre Rotura	102
Tabla 37 Reportes de Perforación Rediseñado	109
Tabla 38 Reportes de Voladura rediseñado.....	110
Tabla 39 Costo de mano.....	112
Tabla 40 Costo de perforadora por pie perforado.....	113
Tabla 41 Costo de aceros	114
Tabla 42 Costo de herramientas	115
Tabla 43 Costo de explosivos	116
Tabla 44 Resumen de costos	116
Tabla 45 Distribución de taladros	117
Tabla 46 Análisis del diseño de malla rediseñada	118
Tabla 47 Carga Lineal.....	119
Tabla 48 Costos de perforación y voladura veta buenos aires	120

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Esquema de explotación	12
Figura 2 Componentes Principales de un sistema de perforación	14
Figura 3 Esquema de voladura de túneles y galerías.	15
Figura 4 Errores en la perforación	17
Figura 5 Corte Quemado.....	18
Figura 6 Esquema geométrico de arranques	19
Figura 7 For sections cut: Represents the practical burden or quadrangle number	23
Figura 8 Prills de Nitrato.....	25
Figura 9 Dinamita Semigelatina	26
Figura 10 Emulnor	27
Figura 11 Fulminante	27
Figura 12 Carmex.....	28
Figura 13 Naiter	28
Figura 14 <i>Pala neumática</i>	30
Figura 15 Limpieza con pala neumática al carro U-35.....	31
Figura 16 Ubicación de la Unidad Minera Chalhuane.....	38
Figura 17 Plano Geológico Regional	41
Figura 18 Columna estratigráfica regional.....	42
Figura 19 Plano geológico Local de la mina Chalhuane	44
Figura 20 Columna estratigráfica local	44
Figura 21 Plano Geológico estructural.....	46
Figura 22 GSI y su Tipo de Sostenimiento	53
Figura 23 Frecuencia de Desatado	54
Figura 24 Preparación para el tajeo.....	57
Figura 25 Tajeo en Explotación	58
Figura 26 Método Corte y Relleno Ascendente.....	58
Figura 27 Perforación en Tajo (realce)	59
Figura 28 Perforación en Tajo	59
Figura 29 Carguío de frente	60
Figura 30 Atacado de taladros cargados	60
Figura 31 Sostenimiento con cuadro.....	61
Figura 32 Estándar para limpieza con pala neumática.....	62

Figura 33 Carro minero U-35	63
Figura 34 Circuito de Ventilación en la GL-335	63
Figura 35 Ventiladora NV 1365.....	64
Figura 36 Flujo de Ventilación de la Galeria-335	64
Figura 37 Plano de la GI-335	66
Figura 38 Estándar de malla de Perforación	66
Figura 39 <i>Distribución de Carga</i>	81
Figura 40 Malla con diámetro equivalente	100
Figura 41 Malla Rediseñada	101
Figura 42 Radio de la GL-335	102
Figura 43 Sección de la GL-335 de 2.10 x 2.40	103
Figura44 Diseño de la Malla de Perforación de la GL-335	103
Figura 45 Cargado con Emulnor 3000 1"x12" GL-335.....	104
Figura46 Cargando con Emulnor 1000 1"x12"GL-335.....	104
Figura 47 Inicio de Voladura GL-335.....	105
Figura 48 Voladura, ayudas GL-335.....	105
Figura 49 Fin de Voladura GL-335.....	106
Figura 50 Curvas Isotiempo GI-335.....	106
Figura 51 Carga Detonada VS Tiempo.....	107
Figura 52 Simulación y Análisis de Distribución de Energía GL-335	107
Figura53 Simulación y Análisis de Energía con la malla corregida GL-335	109
Figura 54 Resultados de Perforación en la Veta BUENOS AIRES	118
Figura 55 Carga Lineal	119
Figura 56 Costo de Perforación y Voladura Veta Buenos Aires	120
Figura 57 Material Roto.....	121

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Situación problemática

A nivel internacional la explotación de los minerales y la sustentabilidad de una mina en el tiempo, está basada en su exploración, desarrollo y preparación de sus labores operacionales, en donde los resultados de la perforación y voladura ha sido el problema principal que han tenido que afrontar, como una forma de optimizar los procesos productivos y la reducción de costos respectivos.

A nivel nacional podemos afirmar que se tiene las mismas deficiencias donde los resultados de los avances lineales no son los esperados, porque se tiene elevado número de taladros con inadecuado burden y espaciamiento, y un exceso consumo de carga explosiva por disparo, deficiente paralelismo de taladro a taladro y otros por mal amarre de la secuencia de salida de los taladros que originan tiros cortados; variabilidad de comportamiento en dureza de las rocas, deficiencia en el carguío de explosivo que, incrementa el costo unitario. En Minera Chalhuane. Viene teniendo deficiencias en los trabajos de desarrollo de los frentes de avance lineal en la veta “Buenos aires” de sección 2.1m x 2.4m; Para dicho frente se tiene una malla de perforación para tipo de Roca media, con una longitud de barra de 6 pies. Con este diseño de perforación y voladura no se está cumpliendo los objetivos trazados mes a mes originando altos costos unitarios de Perforación y Voladura (por metro de avance), incumpliendo la programación mensual de avance lineal producto de estas deficiencias se plantea: Rediseñar la

Malla de perforación para Mejorar el avance lineal y su correspondiente costo en la veta "Buenos Aires", para el cumplimiento de las metas trazadas en Minera Chahuane.

1.2. Formulación de problema

1.2.1. Problema general

- ¿Cómo influirá el Rediseño de malla de perforación y voladura, en el avance lineal y su respectivo Costo por metro de la Veta Buenos Aires, Chahuane?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál será la Influencia de la calidad de roca para un buen Diseño de perforación en el avance lineal de la veta "Buenos Aires" Chahuane?
- ¿Cuál será la influencia de la calidad del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta "Buenos Aires" en minera Chahuane?
- ¿Cuál será los costos unitarios de perforación y voladura del ciclo de minado una vez optimizado el avance lineal de la veta "BUENOS AIRES" en minera Chahuane?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

- Determinar la influencia del Rediseño de malla de perforación y voladura en el avance lineal y su respectivo costo de la Veta Buenos Aires, Chahuane.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la Influencia de la calidad de roca para un buen Diseño de perforación en el avance lineal de la veta "Buenos Aires" Chahuane.
- Determinar la influencia de la calidad del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta "Buenos Aires" en minera Chahuane.
- Determinar los costos unitarios de perforación y voladura del ciclo de minado una vez optimizado en el avance lineal de la veta "Buenos Aires" en minera Chahuane.

1.4. Justificación de la investigación

1.4.1. Justificación teórica

La perforación y la voladura suelen ser procesos más costosos en las minas, por lo que es importante realizar un análisis exhaustivo para mejorar la eficiencia en los avances lineales; por ello se ha optado por usar el Algoritmo de Holmberg para determinar el número de taladros y la carga explosiva y realizar la simulación con el software JK Simblast 2D Face, para mejorar la distribución de la energía en las labores de desarrollo de la veta “Buenos Aires” en Chalhuane.

1.4.2. Justificación práctica

Dicho cambio debe implementarse para optimizar estándares existentes, asegurar la estabilidad del macizo rocoso, optimizar costos, mejorar la seguridad y proteger el ambiente de trabajo; se ha decidido llevar a cabo el presente trabajo de investigación para cumplir con los objetivos predeterminados y de acuerdo a los resultados obtenidos y parámetros alcanzados; se aplique en todas las áreas de desarrollo de las mismas características de la veta “Buenos Aires” en la mina Chalhuane.

1.5. Limitación de la investigación

El presente proyecto de investigación no tiene limitaciones en el proceso de su desarrollo y cuenta con el apoyo del área de geología y operaciones de la mina Chalhuane.

1.6. Alcance de la investigación

El trabajo de investigación esta íntegramente relacionado con la actividad minera, y es una fuente de desarrollo.

Mediante la mejora de la malla de perforación en la galería 335 de la veta “Buenos Aires” se tiene mejor avance lineal y por lo tanto se reduce los costos de perforación y voladura por metro de avance.

1.7. Hipótesis

Arias (2012) nos dice que una hipótesis expresa una posible relación entre dos o más variables y se formula para proporcionar una respuesta preliminar a un problema o pregunta de investigación.

Hernandez-Sampieri et al. (2014) también señalan que las hipótesis representan lo que se intenta demostrar y se definen como explicaciones tentativas del fenómeno investigado, estas se derivan de teorías existentes y deben ser formuladas como proposiciones.

1.7.1. Hipótesis general

- Existe influencia significativa en la aplicación del Rediseño de la malla de perforación y voladura, en el avance lineal y sus respectivos costos de la veta “Buenos Aires” en Chalhuane.

1.7.2. Hipótesis específicas

- Existe influencia de la calidad de roca para un buen DISEÑO de la malla perforación y voladura en el avance lineal de la veta “Buenos Aires” Chalhuane.
- Existe influencia del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta “Buenos Aires” en minera Chalhuane.
- Existe Reducción en los costos unitarios de perforación y voladura del ciclo de minado una vez optimizado en el avance lineal de la veta “Buenos Aires” en minera Chalhuane.

1.8. Variables e indicadores

1.8.1. Operacionalización de Variables

Tabla 1

Operacionalización de variables

Variable independiente	Dimensiones	Indicadores
Rediseño de la malla de perforación y voladura	Diseño de malla de perforación	Nº taladro y dimensiones
	Diseño de voladura	Burden
		Espaciamiento
Proceso de voladura	Diseño de carga	
		Factor de potencia
		Voladura
Variable dependiente.	Dimensiones	Indicadores
Avance lineal de la Veta “Buenos Aires”	Características de la roca	RQD
		RMR
	Equipo de perforación	GSI
		Jackleg
Factor humano	Manguera	
	Barrenos	
Costo de minado	Personal capacitado	
	Personal motivado	
		\$/tn; \$/ m

1.9. Metodología de la investigación

1.9.1. Tipo de investigación

Según Fidias (2012) el tipo de enfoque nuestro trabajo de investigación estará circunscrita en un estudio cuantitativo.

El tipo de investigación será el aplicativo

1.9.2. Nivel de investigación

El nivel es explicativo; porqué se establece la relación causa-efecto. En este sentido, los estudios explicativos pueden ocuparse tanto de la determinación de las causas

1.9.3 Población y muestra

1.9.3.1. Población

Según Hernandez-Sampieri et al. (2014) la población estudiada define la totalidad del fenómeno estudiado en el que los participantes de la población comparten una característica común que conduce a los datos de investigación, Para el presente trabajo de investigación se va considerar la Galería de la Veta Buenos Aires.

1.9.3.2. Muestra

En el presente trabajo de Investigación nuestra muestra será No Probabilístico porque, la galería que mayores problemas tenemos es de la veta “Buenos Aires”, y tomamos como muestra un tramo de la de la galería 335 del nivel 1365, para el siguiente trabajo de investigación en donde se realizará las pruebas de perforación y voladura. Hernandez-Sampieri et al. (2014) muestra no probabilística o dirigida subgrupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación.

1.9.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

1.9.4.1. Técnicas de recolección de información

Las técnicas que se utilizarán en la recolección de la información (resultados) será; la observación, la medición y el levantamiento topográfico de los resultados, además se creará una base de datos en software Excel 16.

1.9.4.2. Instrumento de recolección de datos

Para el análisis e interpretación de la información utilizare:

Análisis estadístico: en el análisis estadístico, se utilizarán técnicas estadísticas para analizar los datos obtenidos y para identificar patrones y relaciones entre variables. Esto puede incluir análisis descriptivos, como la media y la desviación estándar, también en análisis comparativo de los resultados con los estándares propuestos por la empresa y los resultados obtenidos con el presente trabajo de investigación.

1.9.5 Procesamiento de datos

Una vez recopilados todos los datos se efectuará un trabajo de gabinete para la sistematización de la información y evaluación con la finalidad de mejorar los resultados de la perforación y voladura, buscando la alternativa de un mejor diseño de los parámetros de perforación y voladura. Para este fin se utilizarán softwares especializados, hojas de cálculo y procesadores de texto.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. *A nivel 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”

2.1.2. A nivel Nacional

Carhuaricra (2021) de la Universidad Nacional del Centro del Perú - Huancayo. En su tesis: “*Diseño de Malla de Perforación para optimizar la perforación y voladura en zona caridad - Unidad Huancapeti, Cia. Minera Lincuna s.a.c.-2019*”; Tuvo como objetivo determinar la influencia del diseño de mallas de perforación y voladura en frentes de avance en minera Lincuna- Huaraz 2019. La metodología utilizada es científica; tipo de Investigación aplicada; con nivel descriptiva y explicativa; diseño cuasi experimental; con población y muestra las labores de la zona Caridad-Unidad Huancapeti, CIA Minera Lincuna - S.A.C. Como conclusión lograron una reducción en el uso de explosivos de 24,83 Kg/m a 22,55 Kg/m. lográndose un factor de carga de 2, 71 kg explosivo/m³.

Acero (2021) de la Universidad Nacional de Ingeniería – Lima. En su Tesis “*Propuesta de una Malla de Perforación y Voladura para Labores de Avance*”; Trazó como objetivo en su trabajo de tesis incrementar el rendimiento del avance lineal en labores subterráneas, la metodología utilizada es científica, con un enfoque cuantitativo, diseño experimental, logrando una mejora en el avance de 3m a 3,6m por disparo, cabe mencionar que hubo reducción en el factor de carga de 2,33 kg/m³ a 1,47 kg/m³; además se optimizó el avance lineal reduciendo el factor de 37,32 Kg/m a 23,53 Kg/m.

Mamani (2023) de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. En su trabajo de tesis, “*Simulación del Algoritmo Holmberg en el Jksimblast 2D Face para Optimizar los Estándares de Perforación y Voladura en Unidad Minera Shuntur 2022*”. tuvo

como objetivo optimizar la perforación y voladura utilizando el simulador JKSimblast en los frentes de avance, el tipo de investigación utilizado fue la aplicada de nivel descriptivo con una población de 15 frentes y el tamaño de muestra 2 frentes; como resultado en la rampa (-783) redujo el número de taladros de 50 a 48, optimizando el avance de 2.95m a 3.10m, también tuvo la reducción de costo de explosivo de \$299,47 a \$292,68 y el costo de acero de perforación de \$32,53 a \$29,91.

Oscategui (2020) de la Universidad Nacional del Centro del Perú - Huancayo. En su trabajo de investigación de Tesis "*Aplicación del Software 2dface para Optimizar los Estándares de Perforación Voladura en la Rampa -205 SMC*". Trazó como objetivo Optimizar los estándares de perforación y voladura en la rampa (-205) SMC Toropunto Ltd. El tipo de investigación utilizado fue la investigación aplicada, nivel descriptivo, diseño experimental, transversal causal, con una población de 8 labores considerado en el programa mensual y como muestra la Rampa negativa 205 de la mina Stellar Mining, Conclusión estandarizó le número de taladros de 42 a 40, reducción de explosivos de 115 a 88 Kg, factor de carga de 3.76 a 2.60 Kg/m³, factor de carga lineal de 34.93 a 27.32 Kg/m logrando un avance 2.8 a 3.2m.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Tipos de yacimientos

2.2.1.1. Yacimiento en cuerpos

Los yacimientos en cuerpos son masas de gran dimensión y tienen un eje que puede ser vertical como también horizontal.

Son de forma irregular, si los cuerpos afloran a la superficie por lo general se Explotan a tajo abierto.

2.2.1.2. Yacimiento en vetas

Las vetas son estructuras tubulares de origen hidrotermal. Entonces rellenos hidrotermales de fracturas.

Las zonas de mineralización de gran longitud con un ángulo de buzamiento pronunciado, puede ser angosta de poca potencia (menos de 3m) y ancho o de gran potencia (mayor de 3m).

2.2.2. Minería subterránea

2.2.2.1. Planeamiento

La planificación subterránea se ocupa de determinar exactamente temas como los insumos que han de intervenir en el proceso, su transporte y almacenamiento, la forma de procesamiento del material extraído, el calendario de actividades y varios otros aspectos relacionados a las operaciones mineras.

2.2.2.2. Tipos de Labores subterráneas

La preparación de una mina para la explotación del depósito mineral, consiste en desarrollar labores mineras de acceso, para arrancar y extraer el mineral económicamente explotable en forma sistemática, ordenada, con la mayor productividad y la mayor seguridad posible.

Tabla 2

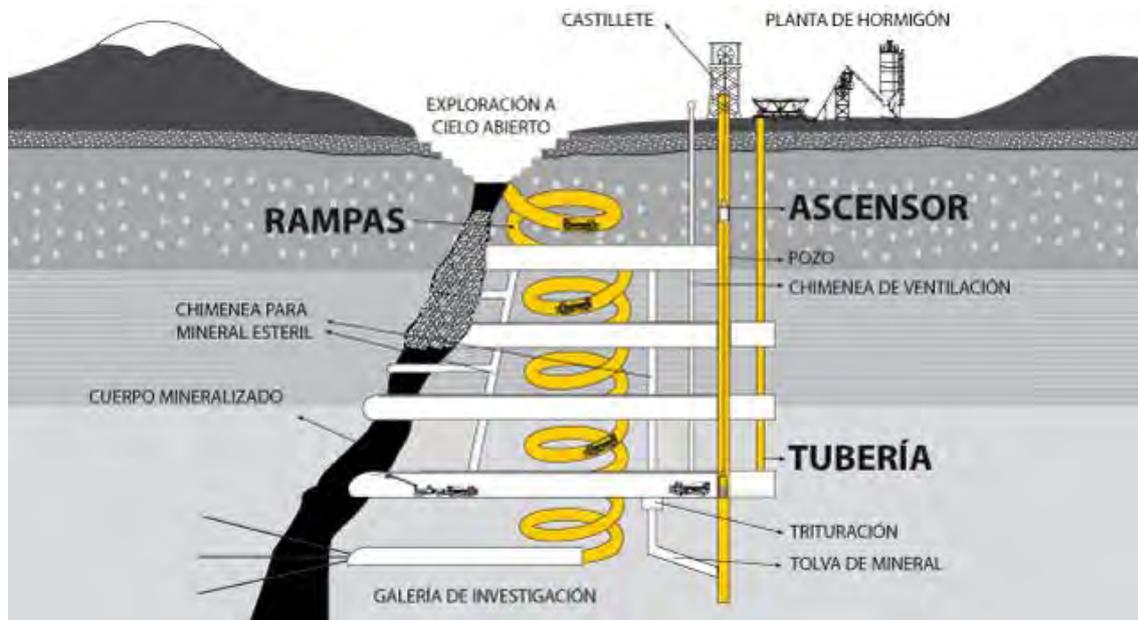
Tipo de Labores Subterráneas

Labores Mineras	
Labores Verticales	Piques
	Pozos
	Chimeneas
	Echadero de Mineral
	Echadero para desmonte
Labores Horizontales	Túneles
	Galerías
	Cortada
	Crucero
	Cámaras
	Subniveles
	Ventanas
	Tajeo de Explotación
Labores Inclinaos	Rampa
	Inclinados
	Chimeneas inclinadas

Fuente: Elaboración propia

Figura 1

Esquema de explotación



Fuente: Esquema clásico de explotación subterránea por subniveles (CAM, 2007).

2.2.3. Perforación de rocas

Este es el primer trabajo para desarrollar una operación minera que consiste en realizar agujeros cilíndricos llamados taladros 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.

2.2.3.1. tipos de perforación según la escala

Manuales: De percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (pick hammer) o para huecos verticales al techo (stoppers). Emplean barrenos de acero integrales terminados en una broca fija tipo bisel, o barrenos con broca acoplable.

Mecanizadas: De percusión y de roto percusión, montadas en chasis sobre ruedas u orugas. Para huecos hasta 150 mm (6" de diámetro) y 20 m de profundidad. Ejemplo los wagondrill, track drill y jumbos neumáticos o hidráulicos, que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables.

Meanizadas Rotatorias: Generalmente de grandes dimensiones para uso en tajos abiertos, montadas sobre camión o sobre orugas con traslación propia, con motor rotatorio independiente y perforación por presión (pull down o presión de barra) con brocas rotatorias tricónicas de 6" a 15" de diámetro.

Figura 2
Componentes Principales de un sistema de perforación



Fuente: Minería peruana en américa Latina

2.2.4. Denominación de taladros

Taladros de corte: En un diseño de malla de perforación y voladura, los taladros de corte tienen la función de proporcionar un plano de rotura en la roca para permitir su posterior fragmentación y voladura. Estos taladros se sitúan en la parte Central del frente de trabajo, se utilizan para controlar la geometría del frente de arranque y asegurar una fragmentación adecuada de la roca, lo que a su vez puede mejorar la eficiencia de la voladura y reducir los costos operativos.

Taladros de ayuda: Los taladros de ayuda en un diseño de malla de perforación tienen como función proporcionar una zona de alivio para la presión y reducir el riesgo de daño en el banco rocoso no volado. Estos taladros están diseñados para mejorar la eficiencia de la voladura y minimizar los efectos negativos de la voladura, como la sobrecarga de la roca y las vibraciones. También se utilizan para garantizar que la carga explosiva se distribuya uniformemente en el frente de trabajo y para controlar la dirección de la voladura en la zona del frente.

Taladros cuadradores: Los taladros de los cuadradores se utilizan en el diseño de la malla de perforación para asegurar una correcta geometría de la excavación y un control adecuado de la dirección de la voladura. Estos taladros se colocan en los laterales del frente de trabajo en rotura y su función es definir el límite de la excavación y crear un punto de ruptura en la roca que facilita el desprendimiento de los fragmentos durante la voladura

Taladros del alza: En un diseño de malla de perforación, los taladros del alza se utilizan para romper el material superior de un frente de trabajo. El propósito del alza es reducir la cantidad de material sobredimensionado y mejorar la eficiencia de la voladura en la parte superior del frente de trabajo.

Taladros de arrastre: Los taladros de arrastre se colocan en la parte inferior de un frente de trabajo y tienen como función principal permitir el desplazamiento de la roca después de la detonación en una dirección específica. El diseño y la ubicación adecuados de los taladros de arrastre son fundamentales para garantizar una voladura segura y eficiente.

Figura 3
Esquema de voladura de túneles y galerías.



Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas (Pernia et al., 2021).

2.2.5. Accesorios de perforación

Brocas: Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzadas en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistente a la abrasión (carburo de tungsteno).

Barreno: son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos.

2.2.6. Fallas de perforación en taladros

En arranques: Menor diámetro de taladro como también menor número de taladros de alivio.

Desviaciones en el paralelismo: En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de galerías y túneles.

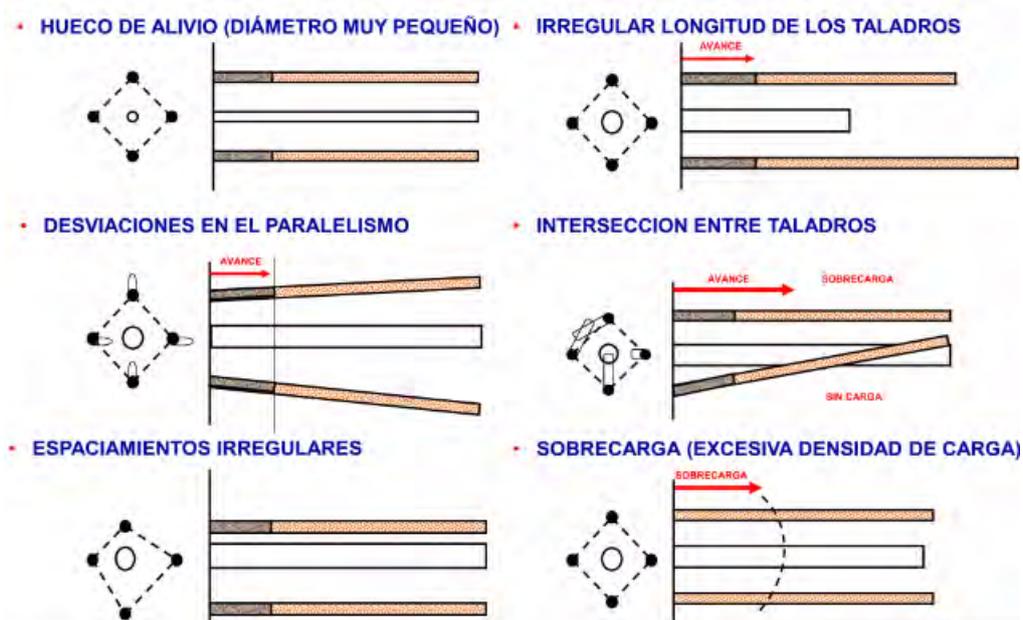
Espaciamientos irregulares entre taladros: Propician fragmentación gruesa o sopleo del explosivo.

La irregular longitud de taladros: Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

Intercepción de taladros: Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

Mayor número de taladros: que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

Figura 4
Errores en la perforación



Fuente: Pernia et al. (2021)

2.2.7. *Factor que contemplan el diseño de un frente*

El diseño de malla de perforación se refiere al proceso de planificación y distribución de los taladros en una sección de roca o terreno que se va a perforar, con el objetivo de optimizar la fragmentación de la roca y la productividad de la operación minera.

La malla puede ser cuadrada o rectangular y su tamaño depende de diversos factores como la resistencia de la roca, la disposición de las estructuras geológicas y las restricciones de la mina. El objetivo es lograr una fragmentación adecuada para una manipulación y transporte eficiente del material rocoso.

Según Exsa, (2014) Es la distribución de los taladros teniendo en cuenta el espaciamiento o distancia de perforación de taladro a taladro y el Burden que viene a ser la distancia del taladro perforado a la cara libre, teniendo en cuenta su directa vinculación con la longitud del taladro

En palabras de (Konya, 1995) diseño de malla de perforación es el proceso de selección del diámetro y la longitud de los taladros, así como su ubicación y disposición espacial, para lograr la máxima fragmentación de la roca con el mínimo de costos.

2.2.7.1. Diseño en la sección de corte

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, pag.32).

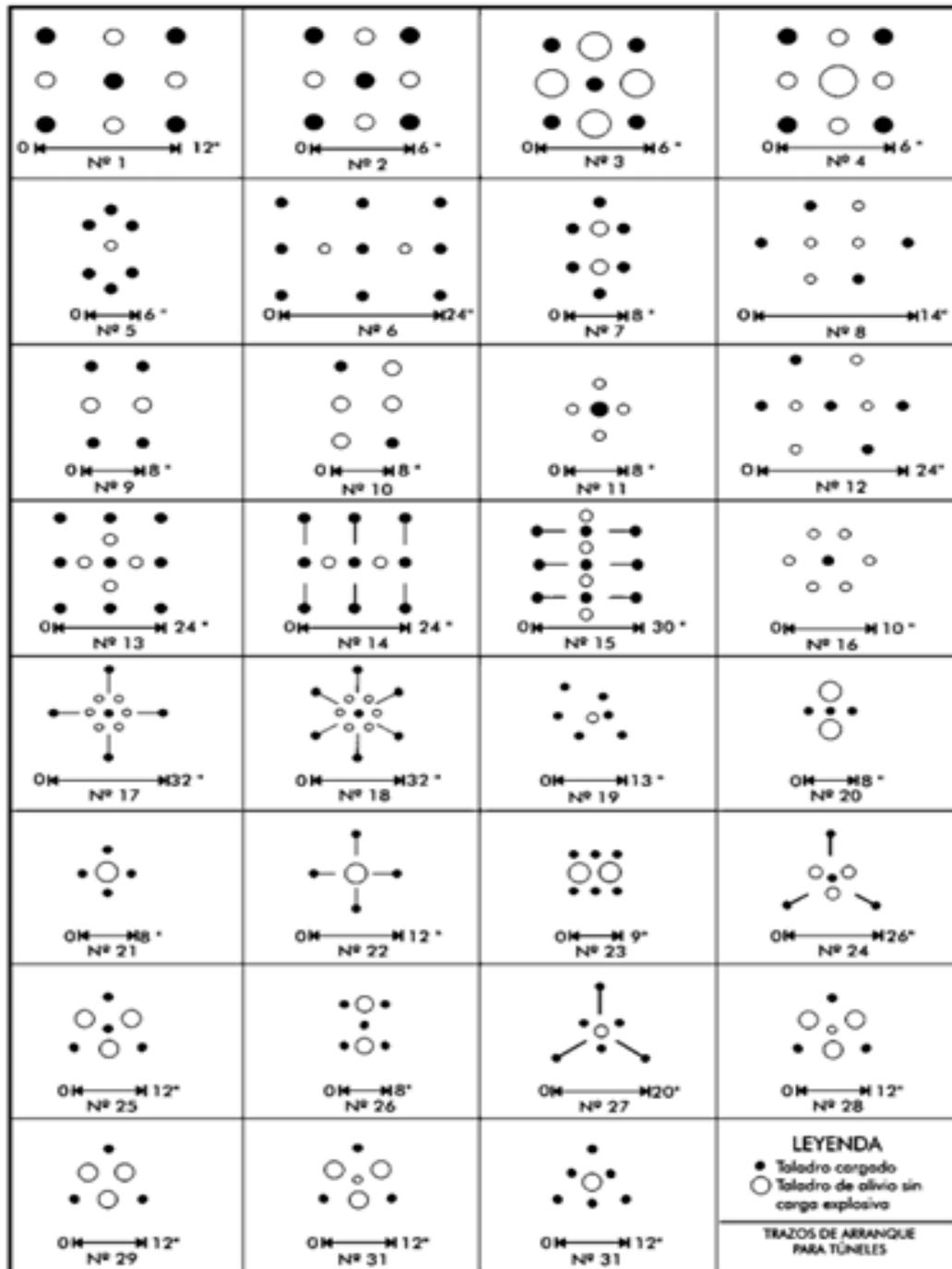
El Tipo de corte se seleccionará con base en el equipo de perforación disponible, el ancho del túnel y el avance requerido. En el corte en V, la dirección está limitada por el ancho

Figura 5
Corte Quemado



Fuente: elaboración Propia

Figura 6
Esquema geométrico de arranques



fuelle: Manual práctico de EXSA 2019

2.2.7.2. 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, 20210, pag.14).

$$H = 0,15 + 34,1(\varnothing_r) - 39,4 (\varnothing_r)^2$$

Donde:

H = Avance de la labor (m)

\varnothing_r = Diámetro del taladro vacío en el corte (m)

2.2.7.3. Diámetro equivalente

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, pag.17).

$$\varnothing_{EQ} = \sqrt{n TA} * \varnothing$$

\varnothing_{EQ} : Diámetro Equivalente

\varnothing : Diámetro de rimadora

nTA: Número de taladros de Alivio

2.2.7.4. Avance efectivo de la perforación

“La Perforación será muy costosa si el avance llega a ser menor del 95% de la profundidad del taladro” (Egidio, 2020, pág. 18).

I = Perf. Efectiva x Longitud de barreno en pies x 0,3048

Perf. Efectiva = 95%

I = Avance efectivo de la perforación (m)

2.2.7.5. Burden máximo

El burden máximo es la distancia media 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, pag.22).

$$B_{MC} = \pi \times (\varnothing_{EQ}/2)$$

$$B_{MC} = 1.57 * \varnothing_{EQ}$$

Donde:

B_{MC} = Burden máximo (m)

\varnothing_{EQ} = Diámetro equivalente (m)

2.2.7.6. Falla de perforación: FP(m/m)

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).

$$F_P = \alpha * I + \beta$$

Donde:

α = Desviación de perforación (m)

β = Desviación de empate (m/m)

I = Avance efectivo de la perforación (m)

2.2.7.8. Burden Práctico

$$B_{PC} = B_{MC} - F_P - 0,04$$

Donde:

B_{MC} = Burden máximo

F_P = Falla de perforación

B_{PC} = Burden practico

2.2.7.9. Espaciamiento

$$E_s = B_{PC} * \sqrt{2}$$

Donde:

B_{PC} = Burden practico

E_s = Espaciamiento

2.2.7.10. Concentración lineal de carga (q)

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

Donde:

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³

D_{exp} = Diámetro del barreno (m)

2.2.7.11. longitud de carga

$$L_C = I - 10(D_b)$$

Donde:

L_C = Longitud de carga

I = Avance efectivo de perforación (m)

D_b = diámetro de taladro (m)

2.2.7.12. Taco de cada perforación

$$\text{Taco} = 10(D_b) \text{ en (m)}$$

2.2.7.13. número de cartuchos

$$N_{CC} = \frac{I - (0.5 * BmC)}{\text{Long.del explosivo..}}$$

Donde:

N_{CC}: Numero de cartuchos

I: Avance efectivo de perforacion

BmC: Burden maximo

2.2.7.14. Comprobación si se requiere más cuadrantes.

$AB_{4c} \leq \sqrt{I}$ Debe cumplir lo siguiente

Donde:

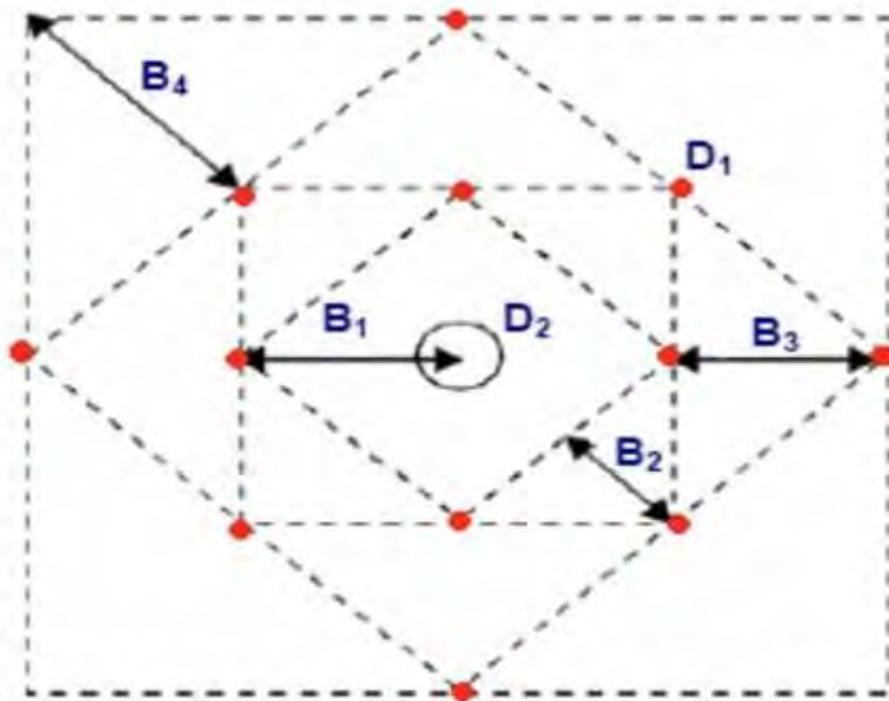
I: Avance efectivo

AB_{4c}: Espaciamiento del Primer cuadrante

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

Figura 7

For sections cut: Represents the practical burden or quadrangle number



Fuente: Rock blasting and explosives engineering

2.2.7.15. Diseño de taladros de arrastre 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, pag.44).

$$B_{MIC} = 0,088 \times \sqrt{\frac{ABC \times q \times RWS}{\frac{D_b}{1000} \times C}}$$

q =Densidad de carga para el corte

ABc =Ancho de abertura del corte

B_{PC} = Burden Práctico en el corte

D_b= Diámetro del taladro

2.2.7.16. consumo de explosivo

$$CE = \frac{0,56 \times \rho_r \times \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3,3}}}$$

CE: consumo de explosivos kg/m

Pr: Densidad el explosivo(kg/m³)

2.2.7.16. Constante de Roca “c” LANGERFORS

$$c = (0,8784 * CE) + 0,0052$$

2.2.8. Voladura de rocas

Voladura de rocas es el proceso de rompimiento, fracturamiento, fragmentación y movimiento de rocas con la ayuda de sustancias llamadas explosivos y sus respectivos accesorios. Desde el punto de vista de la minería, la voladura de rocas es una operación unitaria que, aprovechando el trabajo realizado en la operación unitaria de perforación, cumple o realiza una secuencia de trabajo.

2.2.8.1. Explosivos

Son compuestos químicos que se caracterizan por su inestabilidad cuando están expuestos a una energía externa, en minería actualmente se usa gran cantidad de explosivos de distintos tipos de acuerdo al lugar donde se utilizaran, se han desarrollado además explosivos específicos que cumplen con una gran variedad de características que lo hacen ser un producto eficaz en el fracturamiento de las rocas, estas características tienen que ver por ejemplo en la resistencia al agua, a la temperatura, su densidad, su velocidad de detonación que como ya se ha mencionado anteriormente son características importantes que deben tomarse en cuenta al momento de escoger alguno para un frente en específico.

Anfo

Denominado nitrato de amonio que por sus siglas en inglés (Ammonium Nitrate Fuel Oil) es una mezcla del mismo nombre con el producto Diesel. Este producto consta de prills (pequeñas esferas) que son compuestos químicos de nitrato de amonio y tienen una característica porosa, ambos compuestos por separado no generan algún peligro al momento de una voladura pero que al ser combinado con Diesel en cantidades establecidas (94.5%-5.5% respectivamente) activan su propiedad de detonación.

Figura 8

Prills de Nitrato



Fuente: Famesa

Dinamitas

Son explosivos muy comerciales que han sido usados durante mucho tiempo y al pasar de los años también han variado de acuerdo a la tarea que se realizara en un trabajo. Podemos encontrar dinamitas de alta y baja densidad, dinamitas gelatinas y semigelatinas que son resistentes al agua por su capacidad, Semexa es un explosivo semigelatina que se usa en roca intermedia y dura para trabajos en frentes chimeneas, obras civiles etc.

Figura 9

Dinamita Semigelatina



Fuente: Famesa

Emulsiones

La característica principal de este material es que tiene una buena potencia para la fragmentación de la roca, además que es altamente resistente al agua debido a sus componentes dentro del cartucho, el cartucho puede ser hecho de papel parafinado o en otras ocasiones de un plástico que mejora la calidad en ser hidrófoba.

En la actualidad la empresa Famesa ofrece el Emulnor como uno de sus productos que a comparación de la semigelatina que esta encartuchada en papel, este explosivo viene envuelto en plástico lo que hace que tenga muy buena resistencia al agua, además que tener mayor poder rompedor y muy buena potencia.

Figura 10

Emulnor



Fuente: Elaboración propia

2.2.8.2. Accesorios de Voladura

Fulminante

Es un accesorio de voladura que tiene la capacidad de iniciar la detonación del cebo (dinamita conectada a detonador) posee la fuerza necesaria para que se realice la detonación en toda la columna, son pequeños tubos de color aluminio que en su boquilla va conectado un cordón detonante o una guía que se encargara de transmitir la energía para que detone.

Figura 11

Fulminante



Fuente: Famesa

Guía de seguridad

Guía de seguridad ya que se encarga de dirigir la chispa o la energía necesaria hacia el detonador de manera lenta, el tamaño del cordón se determinará por la profundización que tenga un taladro.

Figura 12

Carmex



Fuente: Famesa

Naiter o mecha rápida

Produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del Conector para mecha rápida, lo que asegura el eficiente encendido de la mecha de seguridad.

Figura 13

Naiter



Fuente: Famesa

2.2.9. Fragmentación

El tamaño de la roca en una voladura dependerá mucho de los explosivos que hemos usado, si hay una gran cantidad de energía o una sobrecarga de explosivo lo más probable es que el material salga muy fracturado y no es idóneo porque puede causar mucho daño a las paredes, en cambio si no se usa la energía suficiente se producirán rocas de gran tamaño lo que dificultara a la limpieza del material y generara más gastos, es por eso que es muy importante usar la cantidad necesaria de explosivos en un frente para que se pueda tener una buena fragmentación.

2.2.9.1. Voladura controlada

Es de vital importancia que la periferie o roca circundante donde se realizará el disparo tenga un control óptimo para que no pueda dañarse y generar más costos en sostenimiento. Hay muchos métodos para que la voladura sea controlada.

- **Uso de cañas:** En las paredes y la corona del diseño de malla en ocasiones cuando la roca no es muy competente se usan cañas la cual su principal función es reducir la carga en dichas paredes, así se coloca la dinamita o el explosivo separado del otro y pueda cuidarse el contorno.
- **Taladros vacíos:** Cuando no se usa el método anteriormente mencionado hay otra posibilidad la cual es que en la corona o las paredes lo taladros sean cargados intercalados lo cual reducirá la carga y además ayuda en la formación tipo bóveda que debe tener un frente.
- **Baja carga de explosivo:** Lo que normalmente se usa es que en los taladros que corresponden al contorno se usa menos explosivo que en taladros de las demás partes de un frente y así controlar la voladura.

2.2.10. Las vibraciones

Son ondas que se propagan por cualquier material en este caso cuando ocurre una voladura las ondas recorren la roca lo que provocara una vibración y esto podría afectar labores que están muy cerca con la caída de rocas, se toman varias consideraciones o parámetros de las vibraciones como pueden ser: la velocidad, su frecuencia o el desplazamiento que tienen. Para este tipo de casos es bueno estudiarlos usando sismógrafos para poder tener en cuenta si están en los rangos establecidos y si no tomar medidas para evitar accidentes.

2.2.11. Limpieza

La limpieza en minería subterránea convencional involucra limpiar el mineral roto del frente de la labor disparada usando diferentes equipos y herramientas.

Pala neumática: La cargadora sobre vía con una capacidad de carga de 1.05 a 1.50 m³ para galerías de tipo pequeño. Dos motores de 22 CV para traslación y volteo. Centrado automático por gravedad.

Carro minero U-35: Carros de volteo lateral (tolva móvil) utilizados para el acarreo a mano y con locomotora, poseen seguros de volteo de tipo manual y de pie.

Figura 14
Pala neumática



fuentes: Elaboración propia

Figura 15

Limpieza con pala neumática al carro U-35



fuentes: Elaboración propia

2.2.12. Optimización operativa

La optimización operativa en la perforación va estar influida por el uso de software de diseño y la automatización de la perforación.

Diseño de software: Mejor cálculo de los parámetros geométricos, burden, espaciamiento. Mejor cálculo de explosivos que resulta en mejor fragmentación y mayor avance.

Automatización: Control informático permite medir todos los parámetros de perforación y adaptarlos a las necesidades requeridas y además con la utilización de sensores y servo válvulas permite situar los barrenos en su posición exacta, evitando las imprecisiones que son provocadas por errores humanos.

2.2.13. Tipos de costos

En una operación minera podemos diferenciar 4 tipos de costos, en la ecuación 3 se muestra cómo se calcula el costo total.

$$C = CI + CO + CF + CC$$

Dónde:

C= Costo total.

CI= Costos de inversión.

CO = Costos de operación.

CF = Costos financieros.

CC = Costos de cierre.

Costos de inversión

Son los costos requeridos para la puesta en marcha de una operación minera según (Ponce, 2014).

Costos operativos o de producción mina

- Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción.
- Son los costos que incurren durante la operación.
- Es el valor del conjunto de bienes y esfuerzos en que se incurren para obtener un producto o servicio terminado para ser entregado a determinado cliente.

Tipos de costos de operación

a) Según la función que cumplen:

- Costo de producción.
- Costo de comercialización.
- Costo de administración.

- b) Por centro de costos o centro de responsabilidad:
 - Costo de geología.
 - Costo de minado.
 - Costo de tratamiento.
 - Costo de administración de mina.
 - Costos de administración central.
- c) Según su grado de variabilidad (o nivel de actividad):
 - Costos fijos.
 - Costos variables.
- d) Según su asignación:
 - Costos directos.
 - Costos indirectos.
- e) Por el elemento de costos:
 - Materia prima directa o materiales directos.
 - Mano de obra directa.
 - Costos indirectos de fabricación o de servicio.
- f) Según su comportamiento:
 - Costo unitario
 - Costos totales: (Ponce, 2014)

2.2.13.1. Elementos de una estructura de costo unitario

La estructura del costo directo se desglosa en 3 grandes grupos:

- a) Mano de obra.
- b) Equipos
- c) Materiales.

- Además, se agrega el costo indirecto (costos administrativos), y la utilidad empresarial, para los casos de empresas especializadas (contratistas) que prestan servicios.

-El costo unitario directo está en proporción directa con el nivel de producción, y el costo unitario indirecto está en proporción inversa.

-Lo más importante de una estructura de costos unitarios es fijar el rendimiento de la obra, o sea la cantidad de obra que se ejecutará en un día o por la unidad de medida correspondiente.

-Este parámetro es el más importante ya que todos los términos gravitarán en torno a este concepto (Ponce, 2014).

2.2.13.2. Índice de productividad y costos

Mano de obra:

La mano de obra directa es el primer elemento del costeo.

-Se refiere al costo del personal que interviene en forma directa en estos procesos (como perspectiva del talento humano).

Este costo representa un importante porcentaje del costo total directo. Es importante, que la dirección de la empresa propicie un excelente ambiente de trabajo (clima laboral) que conduzca a una eficiente actuación del trabajo.

Asimismo, es importante que la gerencia establezca los controles adecuados para las actividades laborales.

Disponibilidad mecánica del quipo

- Una disponibilidad del 85 %, se considera aceptable.
- Cuando la disponibilidad es del orden del 50 %, se debe considerar el reemplazo de equipos

Unidad de costos en mina

Dependiendo del tipo de labor, en las excavaciones mineras y de construcción, se usan las siguientes unidades de costeo.

- Preparación y desarrollo subterráneo: US\$/metro de avance.
- Explotación de mineral: US\$/TM.
- Desbroce, desquinche, movimiento de tierras: US\$/m³.
- Perforación: US\$/TM o US\$/m³.
- US\$/metro perforado.
US\$/taladro.
- Voladura: US\$/TM o US\$/m³.
- Limpieza, y carguío: US\$/m³ esponjado.
- Acarreo: US\$/TM-km o US\$/m³-km.
- Sostenimiento: US\$/perno.
- US\$/m² shotcrete. US\$/cercha. US\$/Tabla, etc.

Materiales directos

Son todos aquellos elementos físicos que son indispensables consumir durante el proceso minero; y que pueden ser medidos y cargados al costo de este servicio.

Son los principales recursos que se usan en la producción del servicio, conjuntamente con la mano de obra y los equipos mineros.

Por ejemplo, para la operación de perforación y voladura de rocas, se utilizan los siguientes materiales directos:

- Accesorios de perforación.
- Materiales de voladura.
- Herramientas.
- Combustible para los equipos de perforación, etc.

2.2.13.3. Costos de accesorios de perforación

Tipos de accesorios de perforación:

- a) Brocas, barrenos integrales.
 - Barras de extensión o tubos de perforación.
 - Adaptador de culata.
 - Acoples.
 - Material de afilado de brocas.

Primero se determina el consumo específico (en unid/TM) de cada accesorio de perforación.

De acuerdo al tipo de roca a perforarse, se considera su vida útil correspondiente.

El costo de cada accesorio de perforación (en US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico (unid/TM) por su respectivo precio unitario (sin I.G.V.).

En este rubro se incluye el costo de afilado de broca de botones, que aproximadamente es el 10% del costo de la broca, barrenos integrales, barras de perforación.

2.2.13.4. Costos de materiales de voladura.

Se determinan de acuerdo a las siguientes especificaciones:

Tipos de materiales de voladura:

Explosivos primarios (dinamita, ANFO, emulsión, etc.,)

Accesorios de voladura (iniciador, guía de seguridad, cordón detonante, retardos de superficie, etc.).

Materiales de protección de voladuras.

- Primero se determina el consumo específico (en unid/TM) de cada explosivo y accesorio de voladura, de acuerdo al diseño de voladura calculado previamente.
- El costo de cada explosivo o accesorio de voladura (en US\$/TM), se obtiene multiplicando su consumo específico por su respectivo precio unitario (sin I.G.V.).

-En algunos casos, se incluye el costo de materiales de protección de voladura, que puede llegar a ser hasta el 20 % o más del costo total de materiales explosivos.

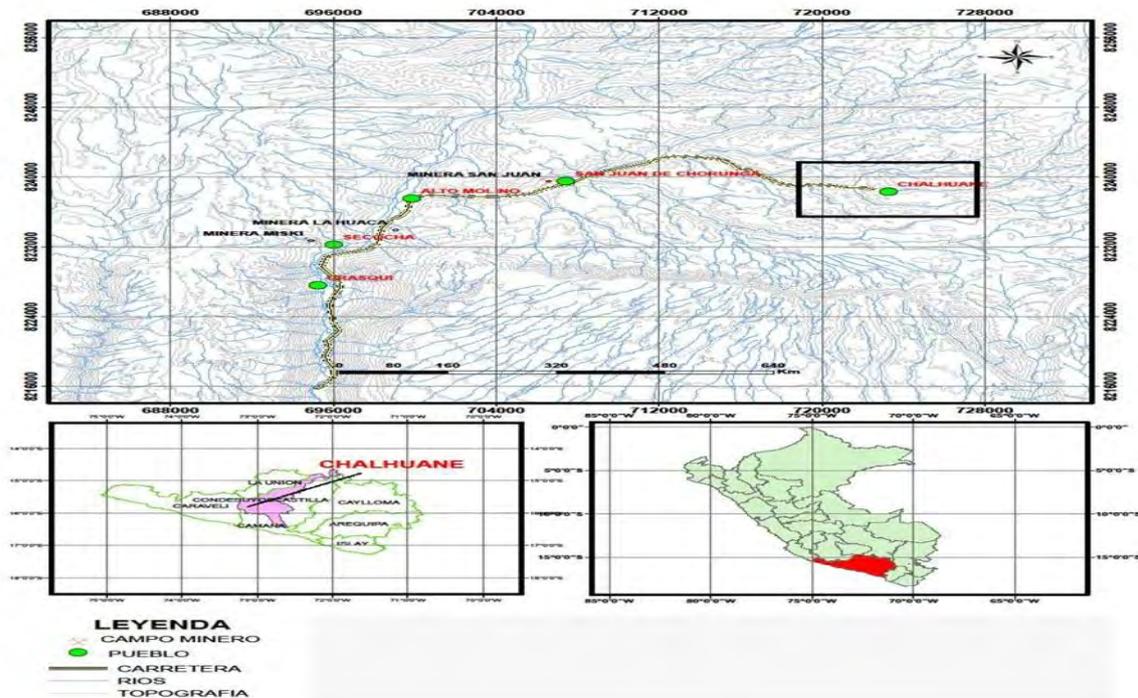
CAPÍTULO III

DESCRIPCIÓN DE LA MINA

3.1. Ubicación

Las propiedades de la mina Chaluane se ubican entre las quebradas de Chaluane, Purimamarca y San José en las coordenadas UTM Este: 723795 y Norte: 8238650, Con una elevación de 1500 a 2000 metros sobre el nivel del mar. La zona pertenece al Distrito de Andaray, Provincia de Condesuyos, Region de Arequipa.

Figura 16
Ubicación de la Unidad Minera Chaluane



Fuente: Departamento de Geología de la Mina Chaluane

3.2. Accesibilidad

El acceso principal a la mina Chaluane se puede realizar atreves de vía terrestre desde la ciudad de Arequipa mediante la carretera Panamericana sur pasando previamente por la ciudad de Camaná; a partir de Ocoña se prosigue por trocha carrozable con dirección NW hasta llegar a la mina. El de recorrido es 346 km

Tabla 3
Recorrido de Arequipa hacia mina

Ruta	Distancia	Tipo de via	Tiempo
Arequipa - Ocoña	250 km	Asfalto	4 horas
Ocoña - San Juan de Chorunga	80 km	Trocha carrozable	4 horas
San Juan de Chorunga – Mina Chaluane	16 km	Trocha	1 hora

Fuente: Elaboración propia

3.3. Topografía y fisiografía

Presenta un relieve accidentado, formado por los cerros: Chaluane, la Soledad, Antane, Chojonque, El Porvenir y Piedra Negra

La zona de las minas tiene una configuración topográfica accidentada y pronunciada con pendientes mayores a 65%, alternando con algunas zonas de suave topografía.

Los cerros Chaluane, la Soledad, Antane, Chojonque, El Porvenir y Piedra Negra han formado las quebradas de Chaluane, Purimarca, San Jose, La Soledad, que descienden hacia el Oeste y son parte del río Ocoña; por otro lado, la quebrada Piñog drena en dirección al río Chorunga que también es efluente del río Ocoña.

3.4. Clima

El clima de la zona de estudio es muy variado y esto se debe a la diferencia de altura, la cual se relaciona con el nivel del mar. Igualmente depende de la configuración del terreno y las estaciones del año.

En la faja Litoral de la costa. El clima es templado y húmedo propio de latitudes templadas común en las regiones próximas al océano. La mayor parte del año esta nublado y pocas veces se producen finas precipitaciones y donde la vegetación aumenta en las quebradas y mínima proporción en la superficie. A una altitud que varía de 1200 a 1800 msnm. Durante los meses de verano el calor es considerable y el clima se torna a cálido. En invierno hay cambios bruscos de temperatura entre el día y la noche, con neblinas y presencia de nubes.

A una altura de 1800 a 3000 msnm el clima es seco constituyendo una zona arida donde las lluvias se restringen en los meses de enero, febrero y marzo. La temperatura media de Chahuane es de 25°C

3.5. Geología regional

El depósito Chahuane ocurre dentro de la franja mineralizada aurífera conocida como Nazca-Ocoña, la cual hospeda un grupo de minas y proyectos auríferos de vetas angostas y con alto valor aurífero. Estos depósitos ocurren frecuentemente dentro de las unidades rocosas del Batolito de la Costa y a veces son encajonadas por unidades precambrianas y paleozoicas metamorfizadas. Los depósitos son de naturaleza mesotermal y la mineralización se extiende hasta más de un kilómetro en profundidad. Estos depósitos aun cuando muestran una producción pequeña sin embargo algunos como Chahuane han producido ya más de un millón de onzas y otros como Torrecillas tienen un potencial igualmente de más de un millón de onzas.

Las mineralizaciones filoneas de oro emplazadas en rocas antiguas, (Precambrianas), han incrementado su interés en base a controles geológicos recientemente evidenciados: Las trampas SHEAR-ZONES.

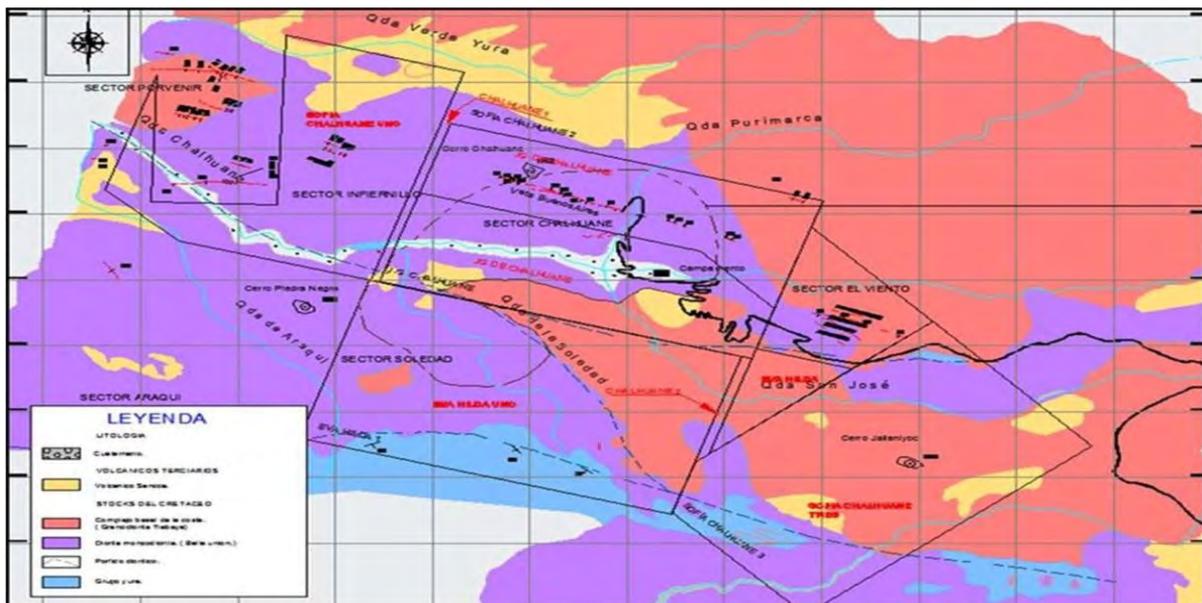
En esta óptica, el distrito aurífero de Andaray-Caraveli resulta casi inexplorado, por el aporte de estos nuevos parámetros explorativos. Lo últimos estudios efectuados en el macizo metamórfico de Arequipa, revelan la presencia de rocas básicas plutónicas y posibles series volcánicas posteriormente metamorfizadas.

Así mismo se han identificado corredores transversales de cizalla donde se encuentran alineadas las mineralizaciones filonianas. En general el rumbo de estas estructuras es E-W, lo cual es concordante con el rumbo de las mega cizallas.

En referencia a los arcos magmáticos consecuencia de la subducción, existen removilizaciones importantes del contenido de mineral en las cajas plutónicas, y vulcanismo terciario con las rocas del basamento, provocando anomalías importantes de oro en las calderas volcánicas del terciario medio (Grupo Tacaza): minas Orcopampa, Arcata, Caylloma, Sucuytambo, Shila, donde el oro es mena importante.

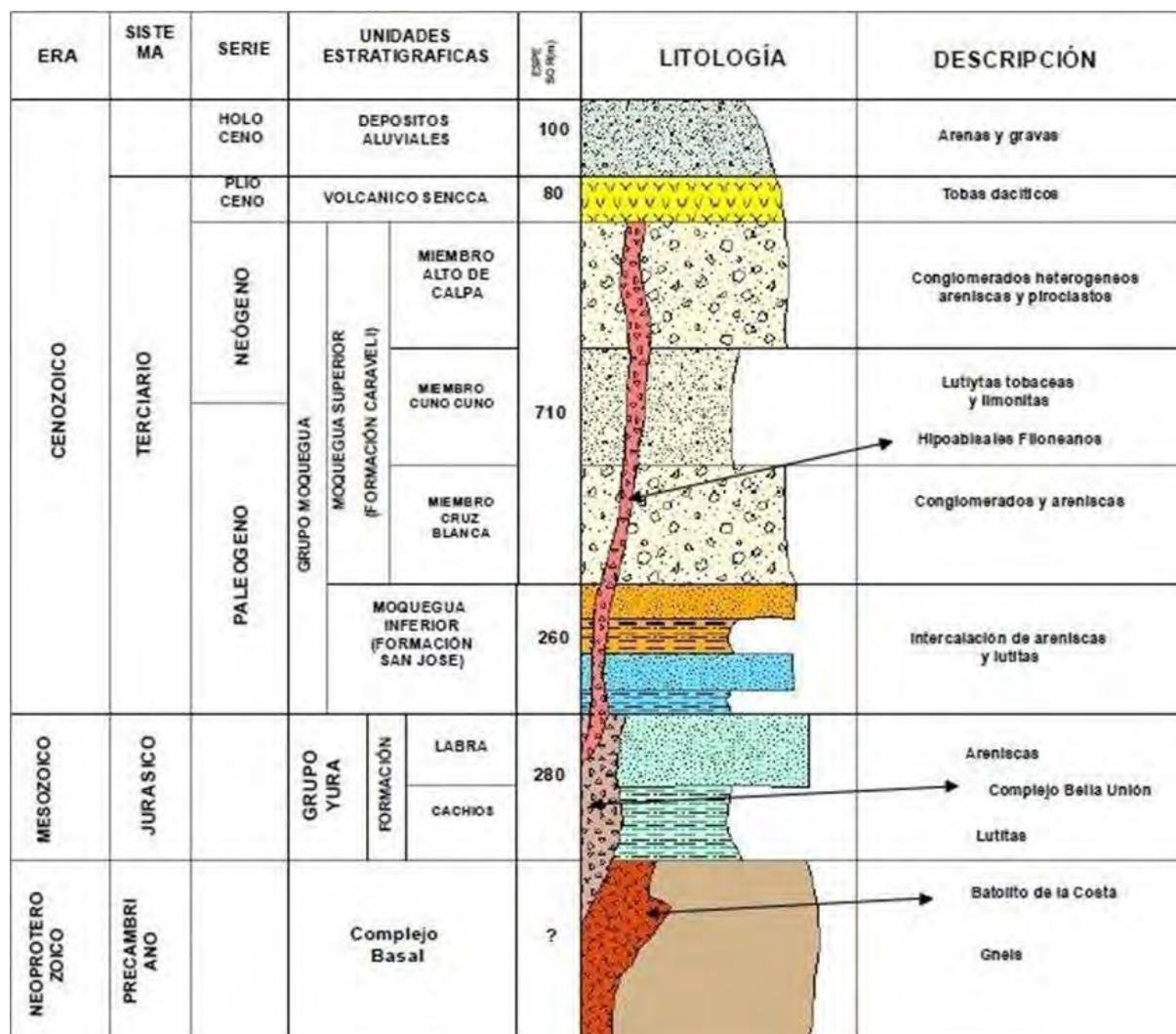
En resumen, el proyecto Chalhuane se encuentra enclavado en el distrito aurífero, el contenido y riqueza de sus vetas lo cual revelan su potencialidad económica.

Figura 17
Plano Geológico Regional



Fuente: Departamento de geología de la mina Chalhuane

Figura 18
Columna estratigráfica regional



Fuente: INGEMMET

3.6. Geología local

En la región ocurren varias unidades litológicas, una de ellas es un pórfido de grano fino, de composición monzodiorita, que se encuentra fuertemente alterado y tiene una coloración marrón amarillento, especialmente entre las quebradas Purimarca y Chaluane que es donde aparece un pórfido monzonítico alterado. Luego aparece una granodiorita con poca alteración posterior a los pórfidos.

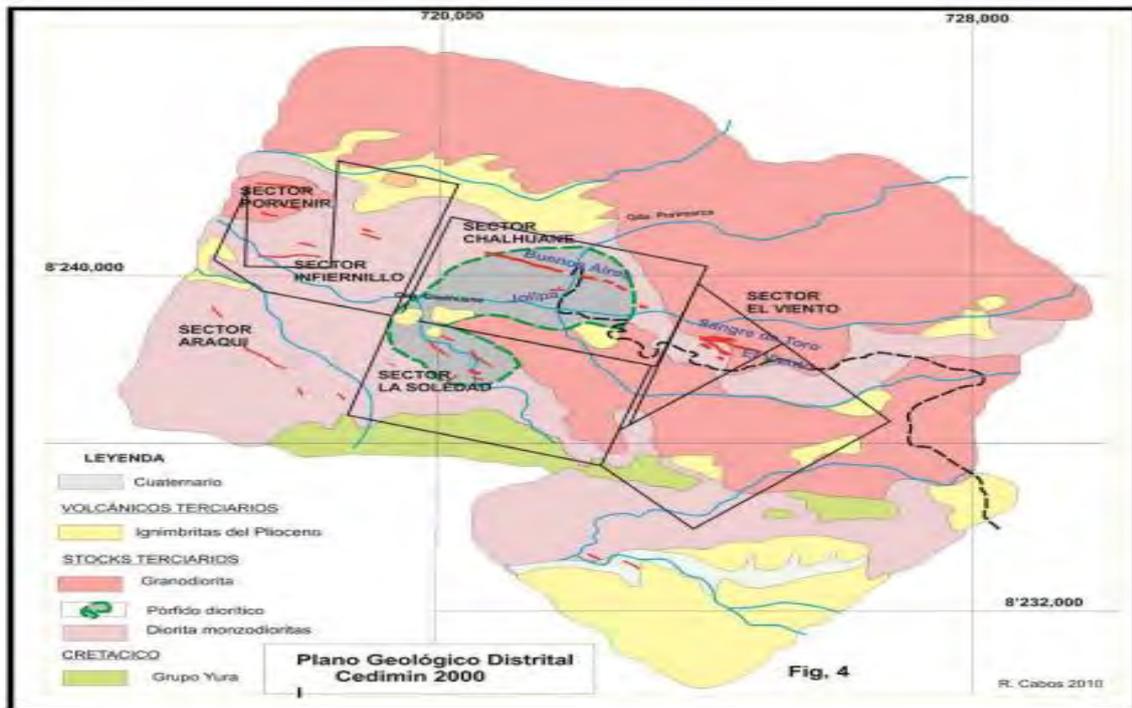
En el área de las vetas ocurren abundantes diques aplíticos y lamprofidicos; así como pequeños cuerpos de microgranito. Las rocas volcánicas son de naturaleza ignimbrítica y son

posteriores a todas las unidades descritas anteriormente, se correlacionan con la formación Sencca del Terciario superior.

Los depósitos de Chalhuane ocurre dentro de la franja mineralizada aurífera conocida Nazca-Ocoña, la cual hospeda un grupo de minas y proyectos auríferos de vetas angostas y con alto valor aurífero, estos depósitos ocurren frecuentemente dentro de las unidades rocosas del batolito de la costa, los depósitos son de naturaleza mesotermal, la zona muestra una historia compleja de actividad ígnea, tectonismo y actividad hidrotermal. Las rocas ígneas como diorita, monzonitas y granodioritas han sido intruidos por diques aplíticos y lamprófidos. Las vetas son rellenos de fracturas o fallas de rumbo N60°-70°W y muestran cuando menos 2 épocas de mineralización, una con cuarzo-pirita y otra más compleja con nueva pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo.

Se observa que en la zona de estudio existe una fuerte alteración hidrotermal en las rocas encajonantes, especialmente en el pórfido diorítico que muestran sectores con abundante argilización y silicificación por tramos.

Figura 19
Plano geológico Local de la mina Chaluane



Fuente: Geología de la unidad de producción buenos aires de la empresa minera Chaluane S.A.C.-Arequipa

Figura 20
Columna estratigráfica local

ERA	SISTEMA	EPOCA	UNIDAD	COLUMNA ESTRATIGRAFICA	DESCRIPCION
CENOZOICO	PLIO CUATERNARIO CENO	RECIENTE	Depositos Aluviales		Depositos de pie de monte, clastos subangulosos compuestos por limos, arenas y gravas.
		MEDIO	Volcanico Sencca		Tobas ignimbriticas dacitas, riodacitas y andesitas de color rojizo a naranja, forma capas horizontales a sub horizontales de un grosor de 10 a 100 mts. Se localiza en las partes altas de los cerro formando comisas verticales .
MESOZOICO	CRETACICO	SUPERIOR	Super Unidad Incahuasi		Secuencia de intrusion subvolcanica Dacita.
			Super Unidad Pataq		Secuencia de intrusion ignea compuesto por granodiorita y tonalitas

Fuente: INGEMMET

3.6.1. Geomorfología

La geomorfología que presenta la zona se encuentra comprendida dentro de la estructura morfo estructural de la cordillera occidental de los andes, se puede observar una etapa de desarrollo de moderado modelamiento de la superficie como quebradas profundas, pendientes elevadas, esta se encuentra influenciado por la característica climática e hidrología de la zona.

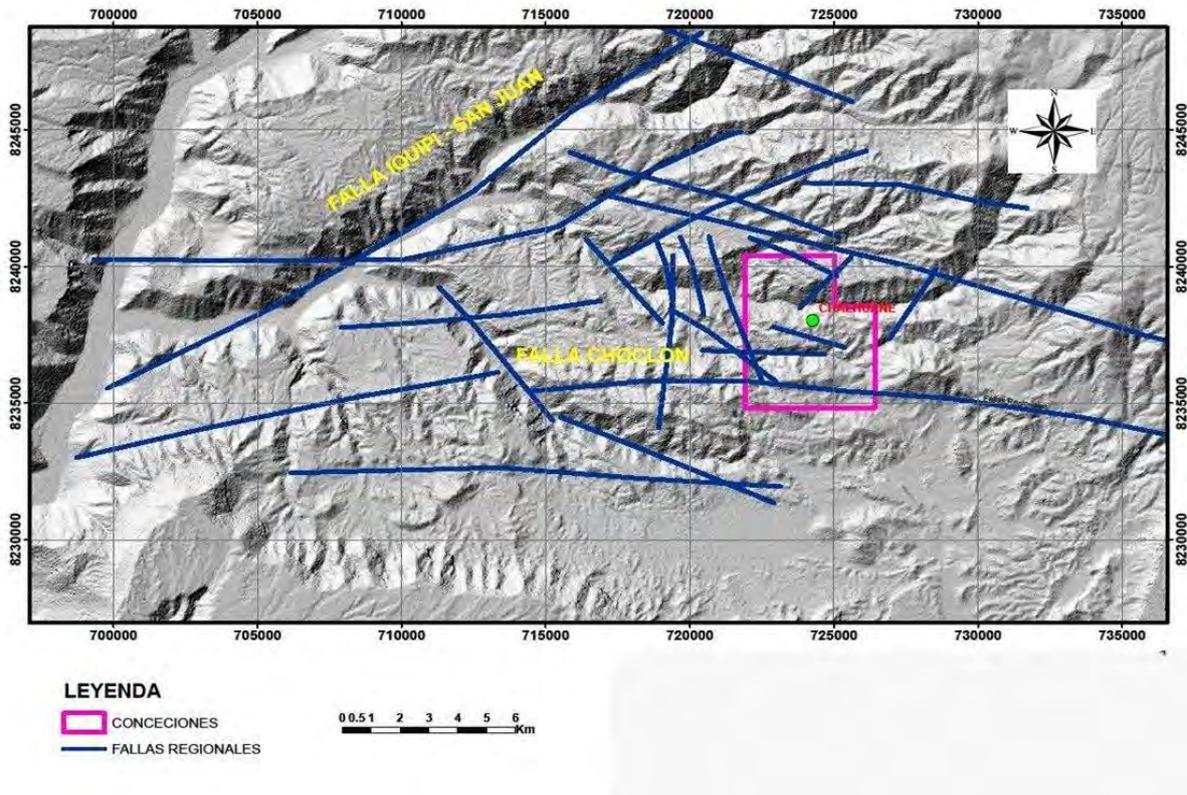
3.6.2. Geología estructural

Presenta una relación morfológica con amplio movimiento tectónico relacionados con los ciclos precámbrico y andino. Existen sistemas de fallas de NW – SE, que en su mayoría se encuentran mineralizadas, producto de esfuerzos tensionales. Las cuales originaron cizallamiento del macizo rocoso, además generando estructuras secundarias como las fracturas de tensión, lazos cimoides, colas de caballo y otros.

Sistema: Noroeste – Sureste.

Los fracturamientos originados son producto del intenso cizallamiento del macizo, que en algunos se encuentran rellenas por velillas de cuarzo y/o calcita. Los cizallamientos mayormente se alinean en el rumbo de las fallas y estructuras.

Figura 21
Plano Geológico estructural



Fuente: Departamento de geología de la mina Chalhuanac

3.6.3. *Geología económica*

Los depósitos de la UEA Chalhuanac ocurren dentro de la franja mineralizada aurífera conocida Nazca-Ocoña, la cual hospeda un grupo de minas y proyectos auríferos de vetas angostas y con alto valor aurífero, estos depósitos ocurren frecuentemente dentro de las unidades rocosas del batolito de la costa, los depósitos son de naturaleza mesotermal, la zona muestra una historia compleja de actividad ígnea, tectónica y actividad hidrotermal. Las rocas ígneas como diorita, monzonitas y granodioritas han sido intruidos por diques aplíticos y lamprofidos. La veta Buenos Aires, están rellenos de mineralización de pirita, cuarzo, calcopirita; asociados a una alteración filica; que tienen un rumbo $N60^{\circ} - 70^{\circ}W$ y muestran cuando menos dos etapas de mineralización, una con cuarzo, pirita, calcopirita y otra más compleja con nueva pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo.

Se observa que en la zona de estudio existe una fuerte alteración hidrotermal en las rocas encajonantes, especialmente en el pórfido diorítico que muestran sectores con abundante argilización y silicificación por tramos, que cortan a la granodiorita y tonalita.

La veta Buenos Aires esta hospedada en rocas de textura porfíricas dioríticas, granodioritas, tonalitas; la mineralización está concentrada en más de tres clavos mineralizados y en forma irregular en los tramos más profundos; sino que tiene forma irregular en franjas sinuosas e islas enriquecidas, lo importante de esta veta es que va acompañada de pequeños lazos simoides que en algunos tramos se une a la estructura principal, en la cual aumenta su potencia y ley; para mantener la vida útil de la mina emplazados en granodioritas, dioritas, tonalitas; afectados por una alteración argílica, filica, silicificación; en algunos tramos se observan una alteración propilítica en la caja techo de la estructura principal.

La mineralización aurífera a lo largo del emplazamiento del batolito de la Costa de la súper unidad Bella Unión, la mineralización es muy errática, debido a las diferentes pulsaciones posteriores a su formación. Las soluciones mineralizantes en relleno de cavidades o en las zonas de alteración hidrotermal; se observan generalmente un ensamble mineralógico de pirita – cuarzo – calcopirita - calcita, asociados a una alteración propilítica, filica y argílica a lo largo de la estructura mineralizada y la roca de caja; en donde no se observan a simple vista la presencia del oro; más por el contrario solamente toma los datos en función del control mineralógico y litológico de la estructura mineralizada.

La presencia de la mineralización de anomalías auríferas es bastante notoria por el ensamble mineralógico de; cuarzo – pirita – sericita – arsenopirita – clorita – epidota; calcita – pirita – cuarzo, en donde el oro se encuentra relleno a los microfracturas, en la veta.

Las soluciones hidrotermales depositan primeros los óxidos, contemporáneo o ligeramente posterior los sulfuros y arseniuros de Fe, Co y Mo. En la parte intermedia de la secuencia paragenética se depositan los sulfuros secundarios Zn, Pb, Ag, Cu y Fe de menor

importancia. En las que posterior por las soluciones meteóricas se llegan a oxidarse en carbonatos, sulfatos de cobre, plata y plomo. Tardíamente ocurren la deposición de los elementos nativos y los telurios; algunos elementos asociados a la mineralización aurífera.

Veta Buenos Aires

Existen evidencias de mineralización a lo largo de 300 metros en la vertical y 600 metros horizontales. En este tramo la mineralización no es continua sino más bien presenta un aspecto moteado donde destacan algunas “manchas” sub-horizontales mayores de 100 – 200 m de largo por 50 – 60 m de ancho.

Los bloques en las “manchas mayores” son por lo general mayores y pueden exceder los 30 m verticales y 50 horizontales pues la continuidad de la mineralización está definida por galerías, chimeneas, subniveles y tajos.

Las concentraciones menores tienen como recurso medido los 10 m adyacentes a la labor y como recurso indicado los siguientes 5 m contiguos en la vertical.

En el nivel inferior 1365 se han definido tres acumulaciones siendo la mayor de 80 metros; en este caso los bloques que encierran el mineral probado y probable ocupan los 20 metros debajo de tal nivel.

Veta El Viento

En El Viento, existe un clavo de unos 150 m. Es una veta delgada, pero con valores superiores a 1 onza de oro. En esta veta se han realizado galerías, chimeneas, subniveles y piques que facilitan el bloqueo para el cálculo de las reservas.

En el nivel 1755, el enriquecimiento del mineral supera los 150 m y por debajo de los bloques de este nivel se ha considerado nuevos bloques medidos o indicados, y solo un bloque inferido.

Veta Sangre de Toro

En Sangre de Toro existe un clavo mineralizado de unos 300 m de ancho, subvertical, con un plunge de 70° al este. Este clavo ha sido interceptado por galerías entre el nivel 1805 y 1545, es decir a lo largo de 250 m verticales. Dentro de esta banda mineralizada existen cuerpos menores de baja ley.

En las partes enriquecidas se han colocado varios bloques de cubicación que generalmente no se extienden entre 2 niveles contiguos. En aquellos lugares donde veta ha sido explorada con una sola labor se ha considerado los primeros 10 m como recursos medidos y los siguientes 5 m como recurso indicado.

En el nivel inferior 1545 el ensamble de cuarzo con pirita gruesa sin oro ocupa gran parte de la veta lo que ha limitado la extensión lateral del clavo mineralizado que tiende a cerrarse en profundidad. El bloqueo toma en cuenta esta particular distribución de los ensambles evitando extender los bloques más allá de lo razonable.

Veta Yudith

La veta Yudith, muestra valores interesantes de oro, pero los valores se diluyen fuertemente al considerar un ancho de minado mínimo de 0.30 m., por lo que los bloques medidos e indicados mayores de 10 g Au son escasos.

Veta Santa Rosa

La veta Santa Rosa, aflora a lo largo de 300 m y es paralela a la veta Sangre de Toro. Ocurre a lo largo o adyacente al contacto de rocas porfiríticas con granodioríticas.

3.6.3.1. Recursos minerales

Al realizar los reportes con clasificación de los blocks, es importante utilizar los costos operativos una tonelada, elaborados por el área de Planeamiento en función a una onza de oro a \$2456.20 y un Valor de Punto de 78.11 USD/g y que se resumen de la siguiente manera:

Tabla 4
Recursos Minerales

Certeza	Recursos > 5 gAu/t			
	T	Pot (m)	g Au/t	Oz Au
Medido	19,565	0.28	27.44	17,261
Indicado	7,172	0.31	24.87	5,734
Total, m+i	26,737	0.29	26.75	22,995
Inferido	9,134	0.25	22.79	6,692
Total, recursos	35,870	0.28	25.74	29,687

Fuente: Geología Chalhuane

Tabla 5
Recursos Minerales por vetas (Medidos + indicados + inferidos)

Veta	Recursos >5 g Au/t			
	T	Pot (m)	g Au/t	Oz Au
Buenos Aires	7,670	0.32	18.63	4,594
Sangre de Toro	11,135	0.30	22.81	8,166
El Viento	11,104	0.25	32.53	11,613
Santa Rosa	3,808	0.20	29.28	3,585
Yudith	1,266	0.38	17.19	700
Sangre de Toro 1	886	0.11	36.20	1,031
Total recursos	35,870	0.28	25.74	29,687

Fuente: Geología Chalhuane

3.7. Hidrología e hidrogeología

3.7.1. Recursos hídricos

El río Ocoña representa el recurso hídrico más importante del proyecto minero y está ubicado en la zona Sur Oeste del Perú, Con un recorrido aproximado de 265 kilómetros hasta desembocar en el Océano Pacífico.

Los recursos hídricos de la zona de la mina Chalhuane están constituidos por manantiales entre los meses de abril a diciembre y escorrentía en los meses de enero y marzo. Los manantiales están situados en las quebradas Purimarca, Chalhuane y San Jose.

3.7.2. Aguas superficiales

Las aguas superficiales están representadas en gran porcentaje por las precipitaciones que discurren por las quebradas: Purimarca, Chalhuane y San Jose.

El recurso hidrico es permanente y cuyo caudal aumenta en épocas de lluvia (diciembre-marzo), es el que discurre por la quebrada, que aguas abajo cambia de nombre por la de Chorunga, el que desemboca en el rio Ocoña.

3.8. Caracterización del macizo rocoso

3.8.1. Caracterización de la masa rocosa

La caracterización del macizo rocoso comprenderá el establecimiento de dominios estructurales que nos permitan identificar aquellas zonas que podrían tener problemas de estabilidad y que requieren algún tipo de sostenimiento.

Actualmente las labores mineras se sostienen con sostenimiento puntual donde requieran, teniendo en cuenta que las labores principales tienen dimensiones (2.10 x 2.1m) y que los tajeos corresponden a vetas angostas (0.15 a 0.5m) y tratándose de roca intrusiva poco alterada los problemas encontrados son manejables, sin embargo, se realizará una evaluación geológica geotécnica de acuerdo a las técnicas actuales de trabajo.

3.8.1.1. RMR (esistencia del macizo rocoso)

Tabla 6
Clasificación Geomecánica RMR

Clasificación geomecánica RMR para los 3 tipos de roca									
Parámetros de clasificación									
1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	1	Compresión simple (Mpa)		
		Compresión simple	> 250	250 - 100	100 - 50	0 - 25	255	-1	<1
Puntuación		15	12	7	4	2		0	
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	5%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	0.6 - 0.2 m	<0.06 m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4		Long. de la discontinuidad	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	0 - 20 m	> 20 m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	ninguno	Relleno duro < 5mm	Relleno duro > 5mm	Relleno blando < 5mm	Relleno blando > 5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		Relación: Presión/Tensión	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7		0		
Corrección por orientación de discontinuidades									
Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables			
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60			
Puntuación general tipo de roca II							70		

Fuente: Departamento de geología de la mina Chalhuan.

Tabla 7
Clasificación de Rocas según el total de Valorización

Valoración	100 – 81	80 – 61	60 – 41	40 – 21	≤ 20
Clasificación	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy Buena	Buena	Roca Regular	Roca Mala	Muy Mala

Fuente: Bieniawski, 1979

3.8.1.2. GSI (Índice de Resistencia Geológica)

Figura 22
GSI y su Tipo de Sostenimiento

TABLA GEOMECANICA CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO (Considerando factores influyentes) PARA JEFES DE GUARDIA, PERFORISTAS Y AYUDANTES, SUPERVISORES DE SEGURIDAD		ROCA I	ROCA II	ROCA III	ROCA IV	ROCA V
	LEVEMENTE FRACTURADA (I) (DE 1 A 2 FRACTURAS)	1	2	3	3	4
	FRACTURADA (II) (DE 3 A 4 FRACTURAS)	2	2	3	4	4
	MUY FRACTURADA (III) (DE 5 A 6 FRACTURAS)	3	3	3	4	4
	INTENSAMENTE FRACTURADA (IV) (DE 7 A 8 FRACTURAS)	-	3	4	4	5
	DESTRUCIDA O ROTONDA (V) (MAYOR CANTIDAD DE FRACTURAS, POCO RESISTENCIA)	-	-	-	5	5

Fuente: Departamento de geología de la mina Chaluane

La figura 13 es una tabla de GSI de la mina Chaluane modificado (considerando factores influyentes), una herramienta empírica.

Se basa en la cantidad de fracturas por metro, medidas en la labor con un winche, pintando un cuadrado de 1 m x 1 m. ya la resistencia que se determina golpeando la roca, con una picota o una barretilla de 4 pies

Tipo de roca II

Fracturada (de 6 a 11 fracturas) y resistencia a los golpes de la barretilla (La roca se rompe con 3 a más golpes de la picota o barretilla de 4 pies)

Figura 23
Frecuencia de Desatado

TABLA GEOMECÁNICA MINA CHALHUANE				V3	
Clase	ROCA		TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIONES		Frecuencia para Desatado de Roca
	Clasificación (GSI)	Color	LABORES PERFORANTES (BOMBAS, ESCALOS Y GALERÍAS PRINCIPALES)	LABORES Y PERFORACIONES (MANTENIMIENTO, GALERÍAS DE SERVICIO, GALERÍAS DE BOMBAS Y GALERÍAS DE TRAZO)	
2	65 - 80 (GSI)	Roca Media	Sin Sostentamiento o sostenimiento puntual en bloques aislados.	Labores Horizontales Sin Sostentamiento * Tajes Puntales de seguridad colocados puntualmente.	* Frecuencia de desatado: 15 minutos Cada 15 minutos * Frecuencia de limpieza: 2 horas Cada 2 horas
3	41-60 (GSI)	Roca Baja	Sostenimiento puntual a pernos sistémicos espaciados 1.2 x 1.2 m. con pernos Split Set.	* Labores Horizontales Sostenimiento puntual con pernos split set. * En tajes: Perforación en Realce. Colocar Puntales de seguridad puntuales.	* Frecuencia de desatado: 15 minutos y mantenimiento Cada 15 minutos * Frecuencia de limpieza: 2 horas Cada 2 horas
4	21-40 (GSI)	Roca Baja	Sostenimiento sistémico con pernos Split Set y malla espaciados a 1.0m x 1.0m	Labores Horizontales (Sin excavación vertical) Sostenimiento con puntales colocados puntualmente * Tajes Colocar puntales de seguridad espaciados a 1.50 m en fila.	* Frecuencia de desatado: 15 minutos y mantenimiento Cada 15 minutos * Frecuencia de limpieza: 2 horas Cada 2 horas
5	0-20 (GSI)	Roca Muy Baja	Sostenimiento con cuadros espaciados 1.20 m + manchamientos	* Labores horizontales Sostenimiento con cuadros espaciados 1.20 m + manchamientos * Tajes Sostenimiento con cuadros + manchamientos	* Aplicar sostenimiento vertical

TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA CHIMENEAS			
ROCA BUENA	ROCA REGULAR	ROCA MALA	ROCA MUY MALA
<p>* ANTES DE INGRESAR AL TUNEL SE LA CHIMENEAS PARA REALIZAR EL DISEÑO DE OBRAS. SE TIENE EN CUENTA LA SUELO EN DONDE SE ENCONTRA PARA HACER CON LOS DATOS DE LA Roca SOBRE LAS TABLAS.</p> <p>* SE TRABAJA CON MANRIPILES DE 4" Y 5" PIES (12.7 CM Y 15.2 CM) Y PERFORACIONES CON UN ESPACIO ENTRE 1.00 M Y 1.50 M.</p> <p>* SE COLOCAN LOS PUNTALLES DE AVANCE (DE 4" DE DIAMETRO COMO MÍNIMO) CADA 1.00 M.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p>	<p>* ANTES DE INGRESAR AL TUNEL SE LA CHIMENEAS PARA REALIZAR EL DISEÑO DE OBRAS. SE TIENE EN CUENTA LA SUELO EN DONDE SE ENCONTRA PARA HACER CON LOS DATOS DE LA Roca SOBRE LAS TABLAS.</p> <p>* SE TRABAJA CON MANRIPILES DE 4" Y 5" PIES (12.7 CM Y 15.2 CM) Y PERFORACIONES CON UN ESPACIO ENTRE 1.00 M Y 1.50 M.</p> <p>* SE COLOCAN LOS PUNTALLES DE AVANCE (DE 4" DE DIAMETRO COMO MÍNIMO) CADA 1.00 M.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p>	<p>* ANTES DE INGRESAR AL TUNEL SE LA CHIMENEAS PARA REALIZAR EL DISEÑO DE OBRAS. SE TIENE EN CUENTA LA SUELO EN DONDE SE ENCONTRA PARA HACER CON LOS DATOS DE LA Roca SOBRE LAS TABLAS.</p> <p>* SE TRABAJA CON MANRIPILES DE 4" Y 5" PIES (12.7 CM Y 15.2 CM) Y PERFORACIONES CON UN ESPACIO ENTRE 1.00 M Y 1.50 M.</p> <p>* SE COLOCAN LOS PUNTALLES DE AVANCE (DE 4" DE DIAMETRO COMO MÍNIMO) CADA 1.00 M.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p>	<p>* ANTES DE INGRESAR AL TUNEL SE LA CHIMENEAS PARA REALIZAR EL DISEÑO DE OBRAS. SE TIENE EN CUENTA LA SUELO EN DONDE SE ENCONTRA PARA HACER CON LOS DATOS DE LA Roca SOBRE LAS TABLAS.</p> <p>* SE TRABAJA CON MANRIPILES DE 4" Y 5" PIES (12.7 CM Y 15.2 CM) Y PERFORACIONES CON UN ESPACIO ENTRE 1.00 M Y 1.50 M.</p> <p>* SE COLOCAN LOS PUNTALLES DE AVANCE (DE 4" DE DIAMETRO COMO MÍNIMO) CADA 1.00 M.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p> <p>* SE MANTIENE LA VOLVA CAMBIO A 1/3 DEL TUNEL.</p>

Fuente: Departamento de geología de la mina Chalhuané

En la figura 14 nos ayuda a determinar el tipo de sostenimiento y la frecuencia de desatado según al tipo de roca y sección.

Para el tipo de roca II, en la actividad de perforación y sostenimiento cada 15 taladros y en la actividad de limpieza cada 2 horas.

3.8.2. Análisis de estabilidad de labores mineras

3.8.2.1. Criterios de diseño.

Para la determinación de las luces autoportantes y aquellas que requieren de sostenimiento se emplearan criterios empíricos, los cuales consisten en determinar los parámetros RMR, GSI y a partir de ellos estimar el sostenimiento requerido.

3.8.2.2. Diseño del sostenimiento para labores de exploración, desarrollo y Preparación.

Las labores de exploración, desarrollo y preparación principalmente consisten en:

Cortadas y galerías de exploración; éstas se realizan en secciones de 2.10m de ancho por 2.10m de altura, se excavan por perforación y voladura con avances de 1.55 metros en promedio.

Chimeneas de exploración 1.20x1.20 m excavadas normalmente en veta.

Subniveles de preparación de 0.90 m de ancho por 2.1m de altura.

Chimeneas dobles de preparación de 1.20mx2.40m.

Tabla 10

sostenimiento recomendando para labores mineras

Tipo de Labor	Dimensiones	RMR	Sostenimiento	Observaciones
Cortada	1.2m x 1.8	>50	No requiere	Cortada viento
Cortada	2.1m x 2.1m	>50	No requiere	Cortada 230
Galería	2.1m x 2.4m	>50	No requiere	Gal. 335 E y W
Subniveles	0.9mx2.1m	30-50	Puntales de seguridad donde requiera	Todas las vetas.
Chimeneas	1.2mx1.2m	30-50	No requiere	Todas las vetas

Fuente: Departamento de geología de la mina Chalhuane

3.8.2.3. Diseño de tajeos.

El método de explotación es por corte y relleno Ascendente para las vetas mayores a 0.6 m de ancho y por el método de circado para las vetas de menor potencia que 0.3m a 0.5m.

En ambos casos el método de minado es selectivo y los disparos son de realce y la luz vertical máxima no excede de 2.4m.

El sostenimiento es con puntales de seguridad de 6" de diámetro con una plantilla de 0.60 cm que es una tabla de 2 pulgadas y se colocan en promedio espaciados a 2.0 metros.

3.8.2.4. Estabilidad de los botaderos.

Los botaderos son de ladera y se vierten lateralmente logrando un ángulo de reposo de 45°. El terreno de cimentación es limpiado de material suelto ya que no existe vegetación por tratarse de un clima árido.

3.9. Plan de minado

Minera Chalhuane en la zona de sus propiedades ha realizado estudios geológicos y de prospección minera en la totalidad de sus denuncias, sin embargo, la exploración, preparación y desarrollo se ha realizado principalmente en las siguientes zonas o vetas

Buenos Aires, Sangre de Toro, Fortuna y el Viento. La explotación en sí se concentra en las vetas denominadas: Buenos Aires y Sangre de Toro. El cual actualmente se viene trabajando en estas diferentes zonas.

3.9.1. Planeamiento

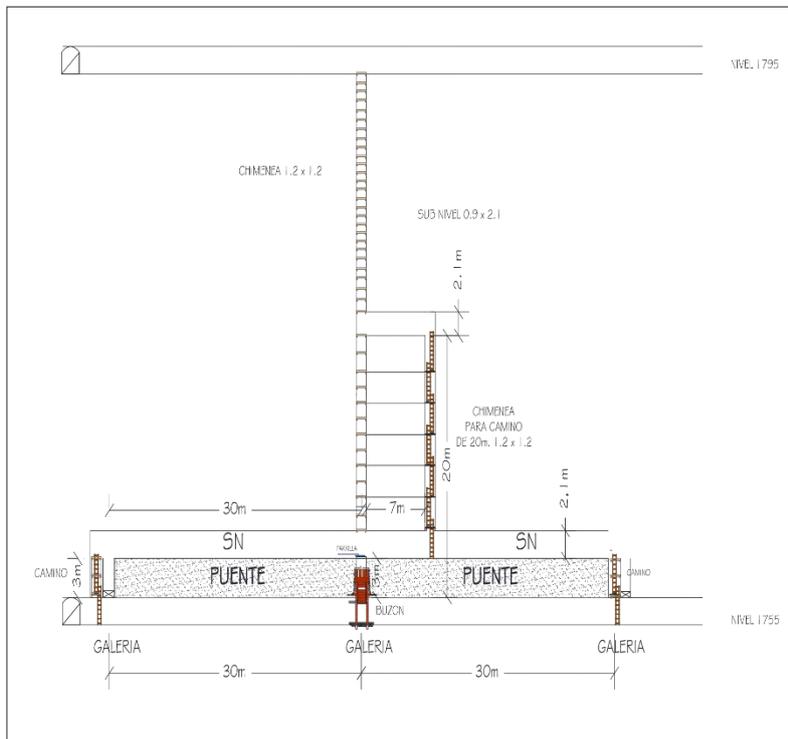
El departamento de planeamiento emite un informe mensual del planeamiento de las labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación; del mismo modo está encargada de planificar, de acuerdo a las reservas, la explotación del mineral mensual y anual, asimismo, es el departamento que supervisa los programas de producción y costos de las labores programadas mensualmente tomando en cuenta la ingeniería de control de pérdidas en las diferentes fases de la producción.

3.9.2. Exploración

La exploración se realiza con galerías y cortadas de dimensiones 2.10x2.40m, la exploración en su mayor porcentaje se concentró en verificar el contenido metálico del mineral entre nivel y nivel.

La preparación consiste en la construcción de chimeneas de servicio que son de 1.20x1.20m tolva simple y 1.20x2.40m tolva de doble compartimiento, tolvas de mineral, así como de subniveles que son de sección 0.90x2.1m, desde donde se inicia la explotación.

Figura 24
Preparación para el tajeo



Fuente: Unidad minera Chalhuané departamento de planeamiento

3.9.3. Método de explotación Corte y Relleno ascendente

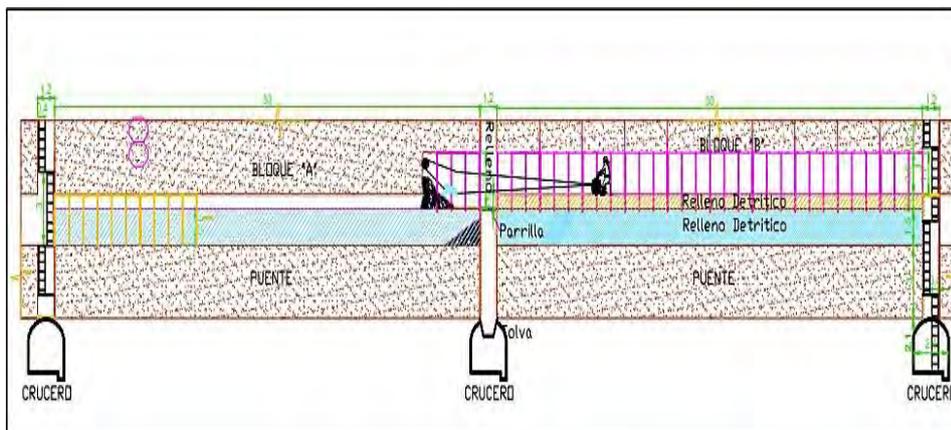
El método de explotación que se aplicará es el de corte y relleno ascendente, en vista de que las rocas encajonantes tienen una condición estable (RMR 50-70). Se considera en los extremos de estos tajos la construcción de chutes o echaderos y caminos, además la construcción de una chimenea estándar de ventilación en la parte intermedia del tajo.

Figura 25
Tajeo en Explotación



Fuente: Unidad minera Chalhuané departamento de planeamiento

Figura 26
Método Corte y Relleno Ascendente



Fuente: Unidad Minera Chalhuané departamento de planeamiento

3.9.4. Perforación

La perforación será efectuada con perforadoras Jackleg Seco en el momento de la preparación y en el momento de la explotación con perforadoras Stoper. Las características de la perforación son las siguientes:

Longitud del taladro: 3 pies.

Número de taladros perforados por guardia: 30 c/u

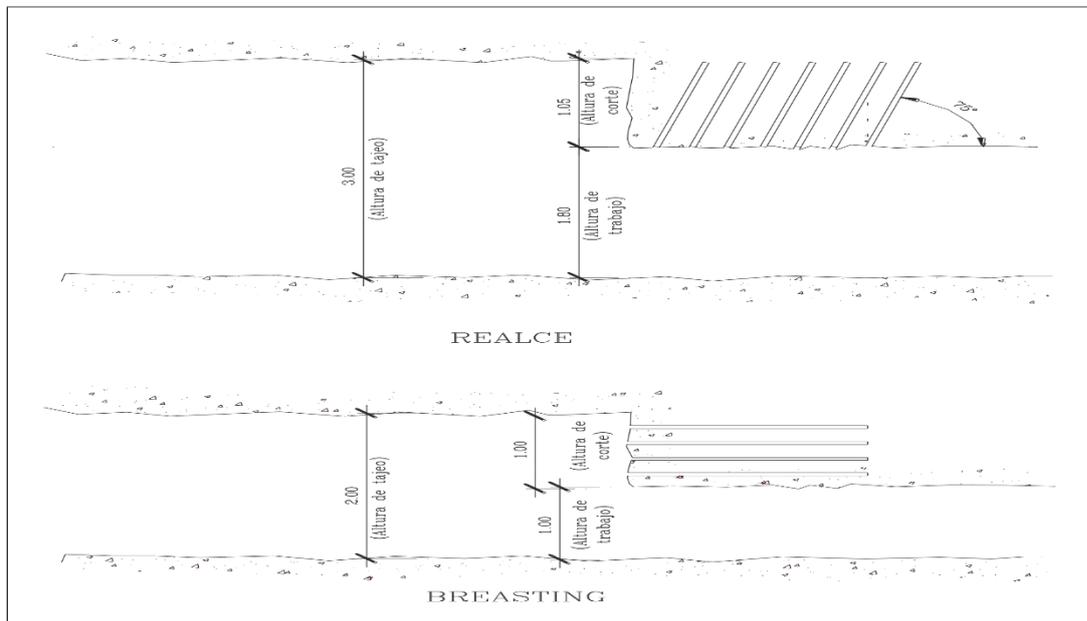
Malla de perforación: La malla más recomendada para este caso es la triangular espaciada a 0.4cm de un taladro a otro.

Figura 27
Perforación en Tajo (realce)



Fuente: Elaboración propia

Figura 28
Perforación en Tajo



Fuente: Unidad minera Chalhuané departamento de planeamiento

3.9.5. Voladura

Para la voladura se emplea Emulnor de 1000 y 3000, el accesorio que se utiliza es el carmex y mecha de seguridad por su fácil maniobrabilidad. El polvorín en donde se almacenan

los explosivos, fue construido y cumple con las recomendaciones, en lo que a este respecto recomienda el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, especialmente en el almacenamiento independiente de los explosivos y accesorios (Carreón, 2001).

Figura 29

Carguío de frente



Fuente: Elaboración Propia

Figura 30

Atacado de taladros cargados



Fuente: Elaboración Propia

3.9.6. Sostenimiento

Con respecto al sostenimiento, este se realiza principalmente con madera mayormente dado que se trata de minería convencional en los tajos y en las galerías, cortadas no se requiere sostenimiento En la tabla 10 se muestran los sostenimientos empleados para las distintas labores (Mena, 2012).

Figura 31

Sostenimiento con cuadro



Fuente: Elaboración Propia

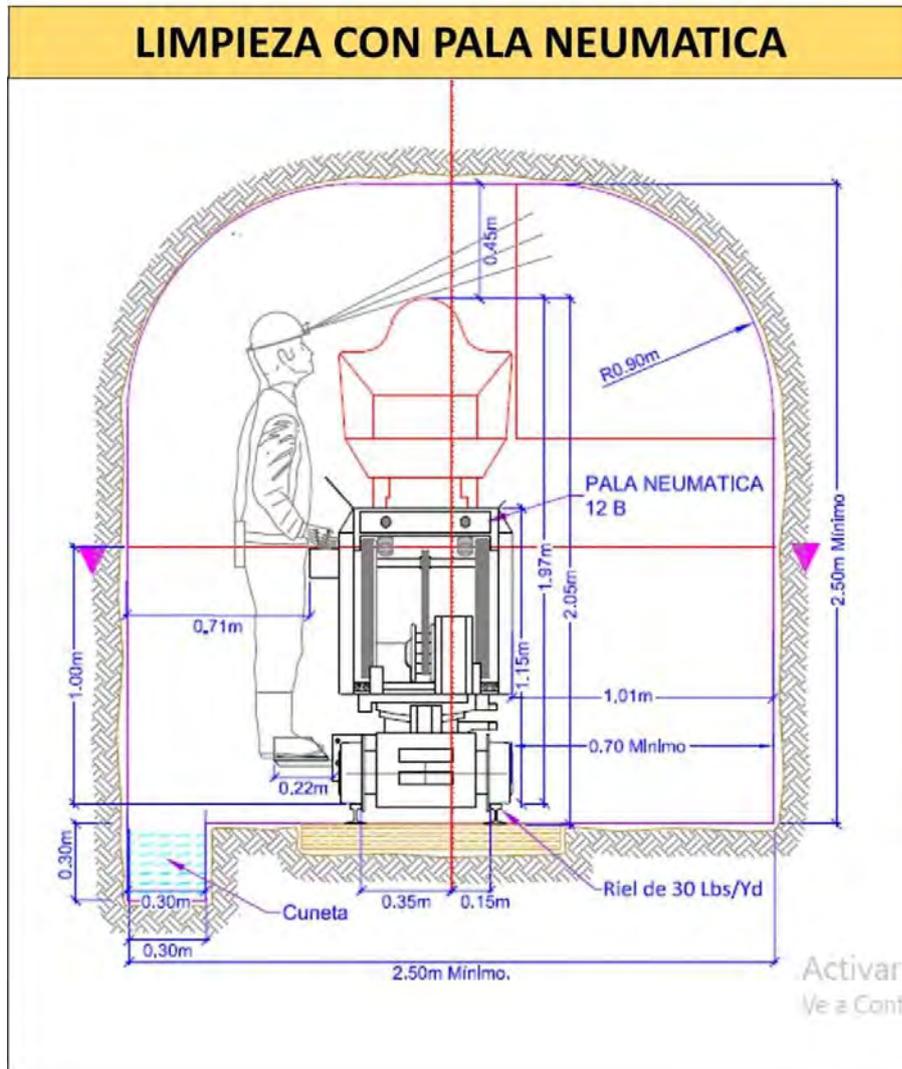
3.9.7. Acarreo de mineral y desmote

El transporte del mineral se efectúa por intermedio de carros mineros U-35, los que serán transportados a los ore pass y wast pass según sea el caso, estas labores principales de acarreo cuentan con línea de 30 lb/yardas

Asimismo, en la galería principal de extracción, se cuenta con locomotoras de 2.5 TN para evacuar el mineral y/o desmote

El mineral será transportado a las tolvas superficiales que estará ubicada a la salida de cada bocamina la que contará con una capacidad de 50 TMH, a partir de la cual los volquetes se encargarán de trasportarlo a la planta concentradora.

Figura 32
Estándar para limpieza con pala neumática



Fuente: Departamento de planeamiento de la mina Chalhuane.

Figura 33
Carro minero U-35

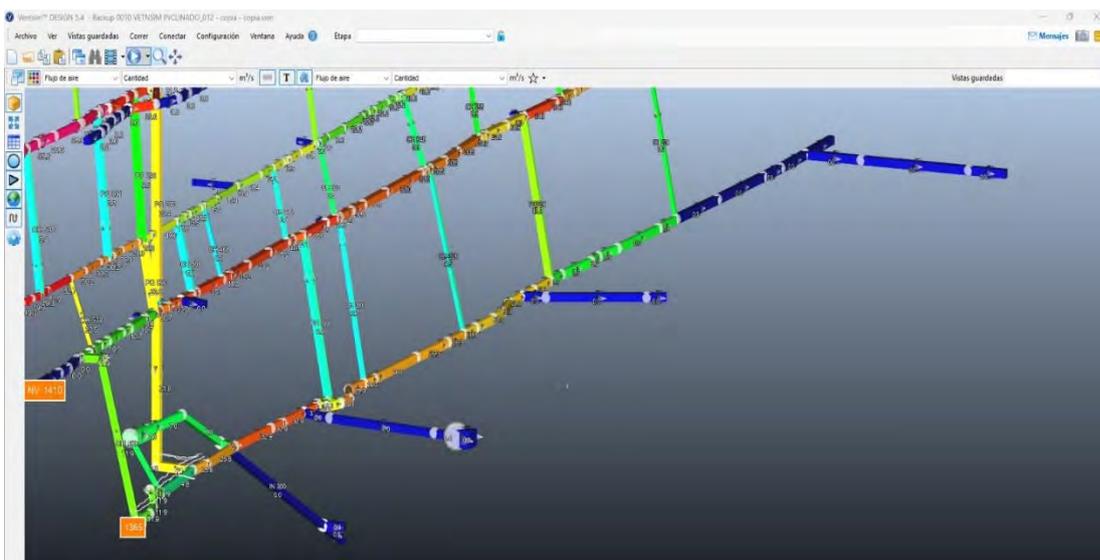


Fuente: Elaboración Propia

3.9.8. Ventilación

La ventilación principalmente es natural, pero se cuenta con ventiladores secundarios para los tajos del nivel 1365.

Figura 34
Circuito de Ventilación en la GL-335



Fuente: Elaboración Propia

Figura 35
Ventiladora NV 1365



Fuente: Elaboración Propia

Figura 36
Flujo de Ventilación de la Galeria-335



Fuente: Elaboración Propia

CAPÍTULO IV

REDISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA EN LA VETA

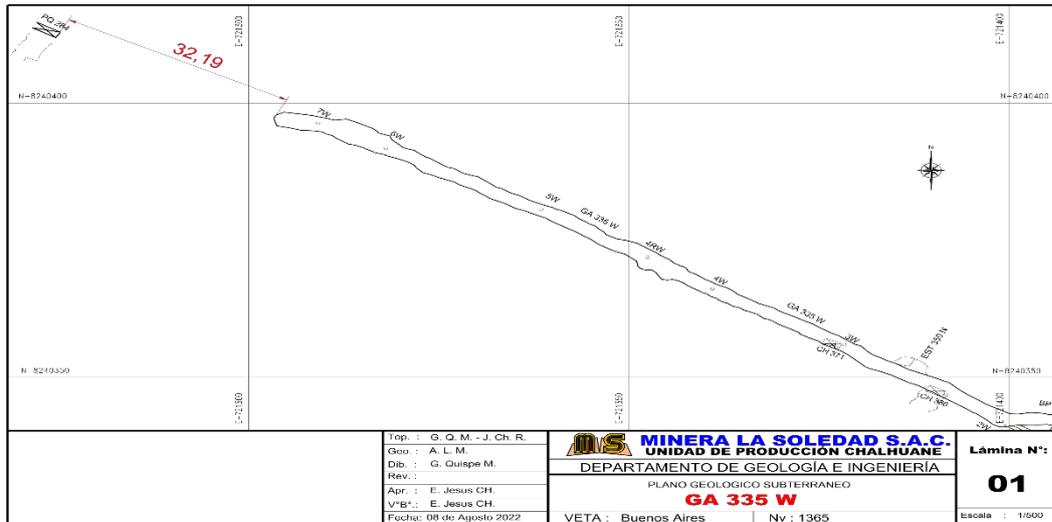
BUENOS AIRES

4.1. Descripción de la malla actual y procesamiento de datos

Según el programa mensual para el mes de agosto del 2023 se tiene programado 80 m de los cuales el presente trabajo se enfocará exclusivamente a la galería 335 del nivel-1365 de la veta Buenos Aires.

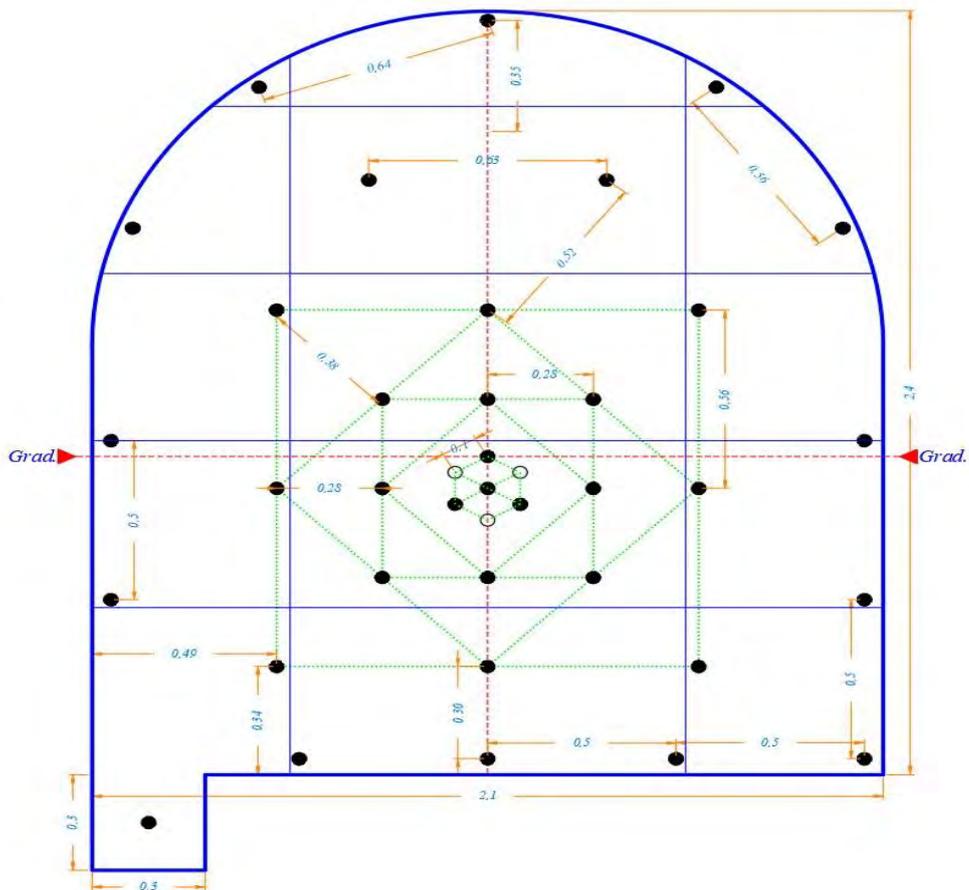
En la unidad minera de Chalhuan, el desarrollo de los frentes en cuanto a perforación y voladura se refiere; se sigue estándares diseñados por el departamento de ingeniería que involucra ciertos parámetros de fiel cumplimiento.

Figura 37
Plano de la G1-335



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento de la Mina Chaluane

Figura 38
Estándar de malla de Perforación



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento de la Mina Chaluane

Tabla 8*Parámetros técnicos*

Parámetros técnicos	
Ancho	2.1 m
Alto	2.4m
Tipo de roca	Media
Densidad	2.7 tn /m3
Diámetro de taladro	38mm

Tabla 9*Estándar de perforación - mina Chalhuane*

Perforación	
N° taladros perforados	39 tal
N° taladros cargados	36 tal
N° taladros de alivio	3 tal.
Long. De barrenado (lb)	1.83 m
Tiempo de perforacion	2.98 hrs
Avance por disparo	1.6 m
Long. Efect. De perf. 91% lb	1.66 m
Metros perforados	64.74 m
Pies perforados	234 pies

Tabla 10*Distribución de taladros*

Distribucion de tal.	tal. Cargado	tal. Alivio
tal. Perforados	N°	N°
Arranque	4	3
1ra ay. de arranque	4	
2da ay. De arranque	4	
3ra ay. De Arranque	4	
Arrastres	5	
cuadradores	4	
Ayuda de cuadradores	4	
Corona	5	
Ayuda de Corona	2	
sub total	36	
Total	39	

Tabla 11*Reportes de Perforación antes del diseño*

LONG. BARRENO (Pies)	LONG. DE PERFORACION REAL (Pies)	Nro DE TAL. PERFOR. (Unidad)	Nro DE TAL. CARG. (Unidad)	Tiempo de perforacion
6	5.37	39	36	02:53
6	5.08	39	36	03:00
6	5.22	39	36	02:59
6	5.28	39	36	02:43
6	5.37	39	36	02:59
6	5.22	39	36	02:54
6	5.08	39	36	02:48
6	5.37	39	36	03:01
6	5.37	39	36	02:59
6	5.08	39	36	03:00
6	5.22	39	36	02:56
6	5.28	39	36	03:11
6	5.37	39	36	02:57
6	5.22	39	36	02:51
6	5.37	39	36	02:57
6	5.31	39	36	02:53
6	5.25	39	36	03:00
6	5.31	39	36	02:59
6	5.25	39	36	02:43
6	5.31	39	36	02:59
Promedio	1.61 m			02:56

Tabla 12*Reportes de Voladura Antes del diseño*

LONG. BARRENO (Pies)	Carmex (Unidad)	Mecha Rapida (m)	EMULNOR 3000 1" X 12" (Unidad)	EMULNOR 1000 1" X 12" (Unidad)	AVANCE (m)
6	36	5	53	150	1.55
6	36	5	53	150	1.51
6	36	5	53	150	1.49
6	36	5	53	150	1.56
6	36	5	53	150	1.55
6	36	5	53	150	1.48
6	36	5	53	150	1.42
6	36	5	53	150	1.48
6	36	5	53	150	1.53
6	36	5	53	150	1.57
6	36	5	53	150	1.6
6	36	5	53	150	1.42
6	36	5	53	150	1.52
6	36	5	53	150	1.56
6	36	5	53	150	1.58
6	36	5	53	150	1.48
6	36	5	53	150	1.45
6	36	5	53	150	1.42
6	36	5	53	150	1.5
6	36	5	53	150	1.52
PROMEDIO				PROMEDIO	1.51 m

Tabla 13*Distribución de carga /tal*

Distribución de carga / tal.			
tal. Perforados	N° de tal	1000 1"x12"	3000 1"x12"
Arranque	4		5
1ra ay. de arranque	4		5
2da ay. De arranque	4	4	1
3ra ay. De Arranque	4	4	1
Arrastres	5		5
cuadradores	4	4	1
Ayuda de cuadradores	4	4	1
Corona	5	4	1
Ayuda de Corona	2	4	1

Nro de cartuchos de 1000 1" x 12" = 92

Nro de cartuchos de 3000 1" x 12" = 88

Cada cartucho de 1000 1"x12" tiene un peso de 0.1667 kg

Cada cartucho de 3000 1"x12" tiene un peso de 0.1736 kg

Cálculos previos

Peso del explosivo = (N^{ro} de cartuchos 1000 x kg/cart+ N^{ro} de cart 3000 x kg/cart.)

Peso del explosivo = (92 cart. X 0.1667 kg/cart.+ 88 cart x 0.1736kg)

Peso del explosivo = 30.20kg

Volumen = sección x 1.51

Volumen = 4.48 m² x 1.51 m

Volumen = 6.76 m³

a) Factor de carga

$$**Fc = Peso del explosivo / Volumen removido**$$

$$Fc = 30.20 \text{ kg} / 6.76 \text{ m}^3$$

$$Fc = 4.47 \text{ kg/m}^3$$

b) Factor de carga lineal

$$**FcLineal = Peso del explosivo/ long taladro**$$

$$FcLineal = 30.2 \text{ kg} / 1.51 \text{ m}$$

$$FcLineal = 20 \text{ kg/m}$$

c) Factor de potencia

$$**Fp = Peso explosivo/ Peso del material roto**$$

$$Fp = 30.2 \text{ kg} / (\text{volumen roto} \times \text{peso especifico})$$

$$Fp = 30.2 \text{ kg} / (6.76 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3)$$

$$Fp = 30.2 \text{ kg} / 18.25 \text{ ton}$$

$$Fp = 1.65 \text{ kg/ton}$$

4.1.1. *Procesamiento de costos del diseño actual*

- a) **Costo de mano de Obra:** para los cálculos de este rubro se tuvo en cuenta el tiempo de permanencia (Incidencia) del personal involucrado durante la perforación y voladura, como se muestra en el cuadro siguiente.

Tabla 14
Costo mano de obra

Costo de mano de obra galería "Buenos Aires"				
Mano de obra	Sueldo básico /dia	Factor de PAGO	Incidencia	Costo soles por disparo
Ing. Supervisor	180	2.07	12.50%	37.26
Capataz	90	2.07	23.75%	35.40
Maestro perforista	80	2.07	48.75%	64.58
Ayudante perforista	75	2.07	48.75%	60.55
Peón	60	2.07	48.75%	48.44
Tarea 8 horas	Total			246.23

- b. **Costo de Implementos de seguridad;** de igual manera se considera el tiempo de incidencia del personal durante la perforación y voladura.

Tabla 15
Costo de EPPS en tajos y frentes

Costo de EPPS (Avance, tajo)					
Descripción	Vida util	Unidad	Um	Precio	Precio unitario s/.
Botas de jebe	90	Día	Par	64.68	0.719
Lentes de seguridad em	180	Día	Pza.	12.62	0.070
Casco minero em	540	Día	Pza.	42.25	0.078
Tafilete om	360	Día	Pza.	11.69	0.032
Barbiquejo	180	Día	Pza.	4.66	0.026
Respirador 3m em	270	Día	Pza.	102.61	0.380
Filtro 3m em	30	Día	Pza.	30.77	1.026
Guante de jebe neoprene	20	Día	Par	27.63	1.382
Guante de cuero em	135	Día	Par	8.94	0.066
Correa porta lampara	180	Día	Pza.	8.40	0.047
Tapon de oido	90	Día	Pza.	1.29	0.014
Mameluco drill em	270	Día	Pza.	57.84	0.214
Polo algodón em	90	Día	Pza.	23.50	0.261
Mameluco drill om	180	Día	Pza.	57.84	0.321
Polo algodón om	60	Día	Pza.	23.50	0.392
Lampara minera	365	Día	Pza.	267.23	0.732
Casaca de jebe	90	Día	Pza.	49.00	0.544
Pantalón de jebe	90	Día	Pza.	46.00	0.511
Mandil de cuero	180	Día	Pza.	26.00	0.144
Escarpines	180	Día	Pza.	14.00	0.078
Total					7.038

Tabla 16
Costo de implemento de seguridad

Costo de implementos de seguridad			
Personal	S/. DIA	INCIDENCIA	S/. DISP
Ing. Supervisor	3.16	12.50%	0.32
Capataz	3.16	23.75%	0.60
Maestro perforista	7.38	48.75%	2.88
Ayudante perforista	7.38	48.75%	2.88
Peón	7.38	48.75%	2.88
Total			9.55

c. Costo de máquina Jack leeg por pie perforado, considerando: (Costo de adquisición, Depreciación, Costo de mantenimiento, aceite de perforación y aire comprimido)

Tabla 17*Costo de máquina perforadora*

Costo de perforadora por pie perforado		
I. Valor de depreciación	UNIDAD	Perforadora jack leeg
1 Precio inicial	US \$	4500
2 Costo de mantenimiento y repuestos	US \$	5677.70
3 Vida util en pies perforados	Pp	120000
ii. Costo de propiedad		
4 Pies perforados al año	Pp	95760
5 Vida Util en años "n"	Años	1.25
6 Costo financiero I= 0.12	US \$/pp	0.006
7 Costo de Propiedad: (8)	US \$/pp	0.006
III. Costo de operación		
8 Costo de repuestos	US \$/pp	0.047
9 Otros Costos	US \$/pp	0
10 Costo de Operación	US \$/pp	0.047
Iv. Costo total		
Costo de Alquiler (US\$/pp)		0.087
Costo de Alquiler (S/. Pp)	S/.x pp	0.32
Costo de aceite perforación		
Consumo por perforación	0.4	
Costo por galón	9.87	
Pies perforados por disparo	234	
Costo de aceite de perforación		0.017
Costo de aire comprimido		
Consumo de aire	222	
Horas efectivas de perforación	3	
Factor de simultaneidad	0.55	
CFM/ Kw	6.7	
Energía = (CFM*h*Fs)/CFM/Kw	54.67	
\$/Kw-h	0.06	
Costo=(Kw-h)*(\$/Kw-h)/pies perf		0.014
TOTAL		82.134 US\$/DISP.

d. Costo de accesorios perforación (Barrenos y mangueras): en la actual perforación se está

utilizando barrenos de 4 y 6 pies Y brocas de 38 mm

Tabla 18*Costo de aceros*

Costo de aceros

Descripción	Vida útil	Unidad útil.	UM	PRECIO	S/ Pies.	pies / Disp	S/ Disp
Broca 38 mm r. Media 4'	500	PIES	PZA.	91.48	0.18	156	28.08
Broca 38 mm r. Media 6'	500	PIES	PZA.	91.48	0.18	72	12.96
Barreno cónico 7/8 x 4' pies R. media	1050	PIES	PZA.	275.1	0.26	148	38.48
Barreno cónico 7/8 x 6' pies R. media	1050	PIES	PZA.	355.17	0.34	78	26.52
Manguera 1" 30 metros	20000	PIES	PZA.	512	0.03	222	5.68
Manguera 1/2" metros	20000	PIES	PZA.	216	0.01	222	2.4
Total							114.12

e. Costo de Herramientas.

Tabla 19

Costo de Herramientas

Costo de Herramientas							
	Vida útil	Unidad útil.	UM	Precio	Precio unit.	Cantidad	S/ disparo
Lampa	90	DISP.	PZA.	28.9	0.321	2	0.642
Pico	90	DISP.	PZA.	65	0.722	1	0.722
Llave stilson de 16"	360	DISP.	PZA.	82.6	0.229	1	0.229
Llave francesa 12"	360	DISP.	PZA.	68.5	0.19	1	0.19
Atacador y guiador	60	DISP.	PZA.	14	0.233	3	0.7
Cucharillas	60	DISP.	PZA.	7.7	0.128	1	0.128
Barretilla	120	DISP.	PZA.	57.2	0.477	3	1.43
Saca barreno	200	DISP.	PZA.	10	0.05	1	0.05
Saca broca	720	DISP.	PZA.	214.23	0.298	1	0.298
Combo 6 lbs	90	DISP.	PZA.	55	0.611	1	0.611
Flexometro	60	DISP.	PZA.	20.7	0.345	1	0.345
Arco de sierra	90	DISP.	PZA.	16.77	0.186	1	0.186
Combo 12 lbs	120	DISP.	PZA.	86.86	0.724	1	0.724
Mochila de lona	60	DISP.	PZA.	111.9	1.865	2	3.73
Otros (10%)							0.9986
Total							10.98

f. Costo de Explosivos y accesorios:

Tabla 20*Costo de explosivos y accesorios*

Costo de explosivos						
Descripción	Vida útil	Unidad útil.	Um	Precio unit.	Cantidad	S/ Disparo
Carmex 7'	1	DISP.	PZA.	2.58	36	92.88
Mecha rápida	1	DISP.	MT.	1.84	5	9.2
Emulnor 1000 1x12	1	DISP.	CART	1.76	92	161.92
Emulnor 3000 1x12	1	DISP.	CART	1.89	88	166.32
TOTAL						430.32

g. Resumen de costos**Tabla 21***Resumen de Costos*

Costos de perforación y voladura veta Buenos Aires		
Costos	S/. Disparo	(U.S. \$/Disparo)
Costo de mano de obra	246.23	66.55
Costo de implementos de seguridad	9.55	2.58
Costo de máquina perf.	303.8	82.13
Costos de barrenos y mangueras	114.12	30.84
Costo de explosivos y accesorios	430.32	116.30
Costo de herramientas	10.98	2.97
Costo por Disparo	1115.10	301.38

4.2.Rediseño de la malla de perforacion y voladura**4.2.1. Datos geométricos para diseño con el algoritmo matemático de roger holmberg****Tabla 22***Datos Geométricos de la GL-335*

Datos de la Galería Veta “Buenos Aires”		
Ancho de Galería (AG)	2,1	m
Altura de Galería (HG)	2,4	m
Radio del Arco (Ra)	1.05	m
Área de la Sección de la Galería (As)	4.48	m ²
Perímetro de la Galería (PG)	6.45	m
Volumen (V)	8.19	m ³

Tabla 23*Calidad del Macizo Rocos*

Datos del Macizo Rocos		
Densidad de la Roca (ρ_r)	2,7	gr/cm ³
RMR	70	
GSI	65	
RQD %	70	

Tabla 24*Datos Técnicos de Perforación*

Parámetros de Perforación		
Long. de Barreno (L_b)	8	pies
Efectividad de perf., (E_{fp})	95	%
Diámetro de Barreno (D_b)	38	mm
Diámetro de rimadora \emptyset	76	mm
Desviación empate (β)	0,02	m
Desviación angular (α)	0,01	m/m
Ángulos de los taladros de contorno Y°	3	°
Número de Taladros de alivio (TH)	3	

Tabla 25*Características de las Emulsiones*

Características de las emulsiones a utilizar			
	Emulnor 1000 1" x 12"	Emulor 3000 1" X 12"	Unidades
Densidad relativa	1,13	1,14	gr/cm ³
VOD SIN CONFINAR	4500	4400	m/s
Presión de detonación	95	93	Kbar
Energía (kcal)	785	920	Kcal
Volumen de gases	920	880	l/kg
RWS ***	87	102	%
RBS ***	120	142	%
Longitud	0,3048	0,3048	m
"q" Densidad de Carga	0,57	0,58	Kg/m
D_E del Explosivo	0,0254	0,0254	m
Masa del Explosivo	0,175	0,176	Kg/cart.

Nota: *** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100

4.2.1.1. Cálculo del consumo de explosivo (CE), utilizando la fórmula:

$$CE = \frac{0,56 \times pr \times \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3,3}}}$$

$$CE = \frac{0,56 \times 2,7 \times \tan\left(\frac{65 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 70}{3,3}}}$$

$$CE = 0,531 \text{ Kg/m}^3$$

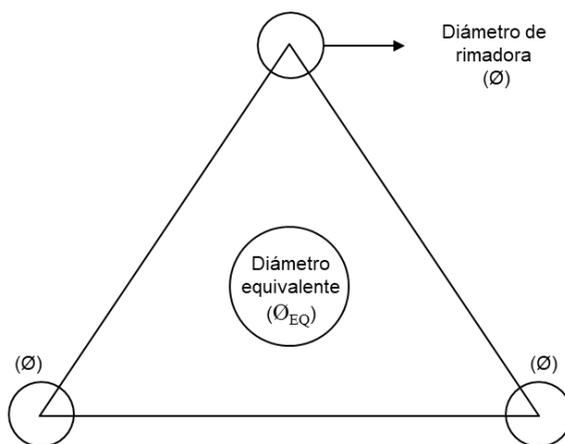
4.2.1.2. Constante de Roca “c” LANGERFORS

$$c = (0,8784 \times CE) + 0,0052$$

$$c = (0,8784 \times 0,531) + 0,0052$$

$$c = 0,52 \text{ Kg/m}^3$$

4.2.1.3. Cálculo de Diámetro equivalente (\emptyset_{EQ}) de los taladros de alivio (TA)



$$\emptyset_{EQ} = \sqrt{n TA} * \emptyset$$

\emptyset_{EQ} : Diámetro Equivalente

\emptyset : Diámetro de rimadora

nTA: Número de taladros de Alivio

$$\varnothing_{EQ} = \sqrt{3} * 0,076$$

$$\varnothing_{EQ} = 0,132 \text{ m}$$

4.2.1.4. Avance efectivo de la perforación (I), según Holmberg

$$I \text{ (m)} = \text{Perf. Efectiva} \times \text{Longitud de barreno en pies} \times 0,3048$$

$$I \text{ (m)} = 95\% * 8' * 0,3048$$

$$I = 2,32 \text{ m}$$

4.2.1.5. Long. de perforación óptima (H), según Holmberg:

$$H \text{ (m)} = 0,15 + 34,1(\varnothing_r) - 39,4 (\varnothing_r)^2$$

$$H \text{ (m)} = 0,15 + (34,1 * 0,076) - 39,4 * (0,076)^2$$

$$H = 2,51 \text{ m}$$

4.2.1.6. Longitud de perforación para taladros de alivio 76 mm; en donde:

$$I \text{ (m)} \leq H \text{ (m)}$$

$$2,32 \text{ m} \leq 2,51 \text{ m}$$

4.2.1.7. Cálculo de la falla de perforación: FP(m/m)

$$FP = \alpha * I + \beta$$

Donde:

α = Desviación de perforación (m)

β = Desviación de empate (m/m)

I = Avance efectivo de la perforación (m)

$$F_P = 0,01 * 2,32 + 0,02$$

$$F_P = 0,043 \text{ m}$$

Tabla 26
Síntesis de cálculos

Síntesis de datos calculados por el método holmberg		
Item	Cantidad	Unidad
Consumo de Explosivo (CE)	0,531	Kg/m ³
Constante de Roca (c)	0,52	Kg/m ³
Diámetro equivalente Ø _{EQ}	0,132	m
Avance efectivo de Perforación (I)	2,32	m
Falla de perforación (F _P)	0,043	m

4.3. Diseño de corte

En el corte se hizo uso del Emulnor 3000 1" x 12"

4.3.1. Cálculo de la densidad de carga para el corte o arranque (q) Kg/m³

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

Donde:

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 3000 1" x 12" (1.14 gr /cm³)

D_{exp} = Diámetro del barreno m del Emulnor 3000 1" x 12" (0.0254 m)

$$q = 1,14 * \frac{3,1416 * (0,0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 0,58 \text{ Kg/m}$$

Esta densidad de carga (q) se utilizará en el arranque y los arrastres.

4.3.2. Cálculo de la longitud de carga (L_C) en el taladro perforado

$$L_C = I - 10(D_b)$$

Donde:

I = Avance efectivo de perforación (m)

Taco = 10(D_b) en (m)

L_C = 2,32 – 10*(0.038)

L_C = 1.94 m

Longitud de carga que se utilizará en todos los taladros del corte y arrastres

4.3.3. *Aplicando Holmberg para el Burden máximo (B_{MC}) en el Corte*

B_{MC} = π x (Ø_{EQ}/2)

B_{MC} = 3,1416* (0,132/2)

B_{MC} = 0.21 m

4.3.4. *Determinando el Burden Práctico (B_{PC})*

B_{PC} = B_{MC} - F_P – 0,04

B_{PC} = 0,22 – 0,043 – 0,04

B_{PC} = 0.12 m

4.3.5. *Calculando el ancho de abertura en el corte “ABc” (m) Fórmula HOLMBERG.*

ABc = (Db / 1000) + (Ø / 1000) + 2 x B_{PC}

ABc = (38 / 1000) + (76 / 1000) + 2 x 0,12

ABc = 0,36 m

4.3.6. *Cálculo de número de cartuchos Emulnor 3000 1” x 12” por taladro.*

N_{CIC} = $\frac{I - (0.5 * B_{MC})}{Long.del\ explosivo..}$

N_{CIC} = $\frac{2,32 - (0.5 * 0.21)}{0,3048}$

N_{CIC} = 7,26 cartuchos por taladro; Utilizamos 7 cartuchos por taladro.

Para el presente trabajo considero 7 cartuchos de Emulnor 3000 1” x 12” por taladro, que se utilizará en el corte y los arrastres.

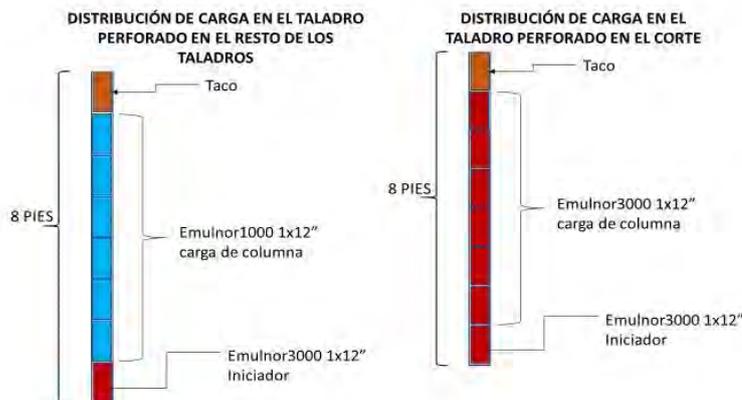
Tabla 27
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para corte		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el corte (q)	0,58	Kg/m
Longitud de carga en los taladros de corte (Lc)	1,94	m
Burden máximo en el corte (B _{MC})	0,21	m
Burden Práctico en el corte (B _{PC})	0,12	m
Ancho de abertura del corte (ABc)	0,36	m
Nº de cartuchos Emulnor 3000 1" x 12" por taladro	7	Und.

4.4. Primer cuadrante

En el diseño de malla para los cuadrantes se utilizó Emulnor 3000 1" x 12" como iniciador y el resto de la columna de carga el Emulnor 1000 1" x 12" como se puede observar en la figura siguiente.

Figura 39
Distribución de Carga



4.4.1. Cálculo de carga en el Primer cuadrante utilizando Emulnor 3000 1" x 12"

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 1000 1" x 12" (1,14 gr/cm³)

D_{exp} = Diámetro del barreno m del Emulnor 1000 1" x 12" (0.0254 m)

$$q = 1,14 * \frac{3,1416*(0.0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 0,58 \text{ Kg/m}$$

4.4.2. Cálculo del Burden Máximo (B_{MIC}) en m

$$B_{MIC} = 0,088 * \sqrt{\frac{ABC * q * RWS}{\frac{D_b}{1000} * C}}$$

$$B_{MIC} = 0,088 * \sqrt{\frac{0,36 * 0,58 * 0,87}{\frac{38}{1000} * 0,472}}$$

$$B_{MIC} = 0,30 \text{ m}$$

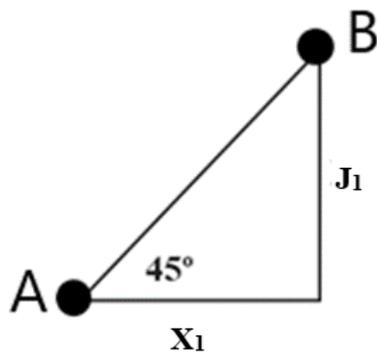
4.4.3. Cálculo de Burden práctico en el primer cuadrante " B_{PIC} "

$$B_{PIC} = B_{MIC} - F_P - 0,1$$

$$B_{PIC} = 0,30 - 0,043 - 0,1$$

$$B_{PIC} = 0,16 \text{ m}$$

4.4.4. Cálculo del Ancho de la abertura del primer cuadrante ($ABIC$) en m.



$$X_1 = J_1$$

$$X_1 = \text{Seno}(\text{Radianes}(45^\circ)) * ((\varnothing_{EQ}/2) + B_{PC}) + B_{PIC}$$

$$X_1 = \text{Seno}(\text{Radianes}(45^\circ)) * ((0,132 / 2) + 0,12) + 0,14$$

$$X_1 = J_1 = 0,27 \text{ m}$$

4.4.5. *Calculando el Ancho de abertura en el primer cuadrante (AB_{1c}) en m.*

$$AB_{1c} = \sqrt{X_1^2 + J_1^2}$$

$$AB_{1c} = \sqrt{0,29^2 + 0,29^2}$$

$$AB_{1c} = 0,42 \text{ m}$$

4.4.6. *Cálculo de número de cartuchos en el primer cuadrante*

$$N_{C1C} = \frac{I - (0,5 * B_{M1C})}{\text{Long.del explosivo..}}$$

$$N_{C1C} = \frac{2,32 - (0,5 * 0,30)}{0,3048}$$

$$N_{C1C} = 7 \text{ cartuchos por taladro.}$$

Tabla 28
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para el primer cuadrante		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante (q)	0,58	Kg/m
Burden máximo en el corte (B _{M1C})	0,30	m
Burden Práctico (B _{P1C})	0,16	m
Longitud X ₁ = J ₁	0,29	m
Ancho de Abertura del primer cuadrante (AB _{1C})	0,42	m
Número de cartuchos Emulnor 3000 por taladro	7	Unid.

4.5. **Segundo cuadrante**

4.5.1. *Cálculo de carga en el segundo cuadrante*

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 1000 1" x 12" (1,13 gr/cm³)

D_{exp} = Diámetro del barrenos m del Emulnor 1000 1" x 12" (0.0254 m)

$$q = 1,13 * \frac{3,1416*(0.0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 0,57 \text{ Kg/m}$$

4.5.2. *Cálculo de Burden del Segundo Cuadrante*

Cálculo del Burden máximo (B_{M2C})

$$B_{M2C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{AB1c \times q \times RWS}{\frac{D_b}{1000} \times C}}$$

$$B_{M2C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,42 * 0,57 * 0,87}{\frac{38}{1000} * 0,472}}$$

$$B_{M2C} = 0,29 \text{ m}$$

4.5.3. *Cálculo de Burden práctico en el segundo cuadrante "BP2C"*

$$B_{P2C} = B_{M1C} - F_P$$

$$B_{P2C} = 0,29 - 0,043$$

$$B_{P2C} = 0,24 \text{ m}$$

4.5.4. *Cálculo del Ancho de la abertura del segundo cuadrante ($AB2C$) en m.*

$$\text{Long } X2=J2 = \left(\frac{AB1c}{2}\right) + B_{P2C}$$

$$\text{Long } X2=J2 = \left(\frac{0,42}{2}\right) + 0,24$$

$$X2=J2 = 0,46 \text{ m}$$

$$AB_{2c} = \sqrt{X_2^2 + J_2^2}$$

$$AB_{2c} = \sqrt{0,46^2 + 0,46^2}$$

$$AB_{2c} = 0,66 \text{ m}$$

4.5.5. Cálculo de número de cartuchos en el segundo cuadrante “NC2C”

$$N_{C2C} = \frac{I - (0,5 * B_{M1C})}{\text{Long.del explosivo..}}$$

$$N_{C2C} = \frac{2,32 - (0,5 * 0,30)}{0,3048}$$

$$N_{C2C} = 7 \text{ cartuchos por taladro.}$$

Tabla 29
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para el segundo cuadrante		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,57	Kg/m
Burden máximo en el corte (B_{M2C})	0,30	m
Burden Práctico (B_{P2C})	0,26	m
Longitud $X_2 = J_2$	0,46	m
Ancho de Abertura del segundo cuadrante (AB_{2C})	0,66	m
Número de cartuchos en el segundo cuadrante “ N_{C2C} ”	7	Cart.

4.6.Tercer cuadrante

4.6.1. Cálculo de carga del Tercer Cuadrante

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

q = Densidad de carga del explosivo a usarse del Emulnor 1000 1” x 12” (Kg/m)

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 1000 1” x 12” (1,13 gr/cm³)

D_{exp} = Diámetro del barreno m del Emulnor 1000 1” x 12” (0.0254 m)

$$q = 1,13 * \frac{3,1416*(0.0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 0,57 \text{ Kg/m}$$

4.6.2. Cálculo de Burden del Tercer Cuadrante

$$B_{M3C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{AB2c \times q \times RWS}{\frac{D_b}{1000} \times C}}$$

$$B_{M3C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,66 * 0,57 * 0,87}{\frac{38}{1000} * 0,472}}$$

$$B_{M3C} = 0,38 \text{ m}$$

4.6.3. Cálculo de Burden práctico en el tercer cuadrante "BP3C"

$$B_{P3C} = B_{M3C} - F_P$$

$$B_{P3C} = 0,38 - 0,043$$

$$B_{P3C} = 0,33 \text{ m}$$

4.6.4. Cálculo del Ancho de la abertura del tercer cuadrante (AB3C) en m.

$$\text{Long } X_{3=J3} = \left(\frac{AB2c}{2}\right) + B_{P3C}$$

$$\text{Long } X_{3=J3} = \left(\frac{0,66}{2}\right) + 0,32$$

$$X_{3=J3} = 0,66 \text{ m}$$

$$AB_{3c} = \sqrt{X_3^2 + J_3^2}$$

$$AB_{3c} = \sqrt{0,66^2 + 0,66^2}$$

$$AB_{3c} = 0,93 \text{ m}$$

4.6.5. 4.5.6. Cálculo de número de cartuchos en el Tercer cuadrante “NC2C”

$$N_{C3C} = \frac{I - (0,5 * B_{M3C})}{Long.del\ explosivo..}$$

$$N_{C3C} = \frac{2,32 - (0,5 * 0,38)}{0,3048}$$

N_{C3C} = 7 cartuchos por taladro.

Tabla 30
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para el tercer cuadrante		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,572	Kg/m
Burden máximo en el corte (B _{M3C})	0,38	m
Burden Práctico (B _{P3C})	0,33	m
Longitud X ₃ = J ₃	0,66	m
Ancho de Abertura del tercer cuadrante (AB _{3C})	0,93	m
Número de cartuchos en el tercer cuadrante “N _{C3C} ”	7	

4.7. Cuarto cuadrante

4.7.1. Cálculo de Carga del Cuarto Cuadrante

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 1000 1” x 12” (1,13 gr/cm³)

D_{exp} = Diámetro del barrenos m del Emulnor 1000 1” x 12” (0.0254 m)

$$q = 1,13 * \frac{3,1416 * (0,0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

q = 0,572 Kg/m

4.7.2. Cálculo de Burden en el Cuarto Cuadrante “BM4C”

$$B_{M4C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{AB3c \times q \times RWS}{\frac{D_b}{1000} \times c}}$$

$$B_{M4C} = 0,088 \times \sqrt{\frac{0,89 \times 0,572 \times 0,87}{\frac{38}{1000} \times 0,472}}$$

$$B_{M4C} = 0,45 \text{ m}$$

4.7.3. Cálculo de Burden Práctico en el Cuarto Cuadrante “BP4C”

$$B_{P4C} = B_{M4C} - F_P$$

$$B_{P4C} = 0,45 - 0,043$$

$$B_{P4C} = 0,41 \text{ m}$$

4.7.4. Cálculo del Ancho de la Abertura del Cuarto Cuadrante (AB4C) en m.

$$\text{Long } X4=J4 = \left(\frac{AB3c}{2}\right) + B_{P4C}$$

$$\text{Long } X4=J4 = \left(\frac{0,93}{2}\right) + 0,39$$

$$X4=J4 = 0,87 \text{ m}$$

$$AB_{4c} = \sqrt{X_4^2 + J_4^2}$$

$$AB_{4c} = \sqrt{0,87^2 + 0,87^2}$$

$$AB_{4c} = 1,23 \text{ m}$$

4.7.5. Cálculo de número de Cartuchos en el Cuarto Cuadrante “NC4C”

$$N_{C4C} = \frac{I - (0,5 \times B_{M4C})}{\text{Long.del explosivo..}}$$

$$N_{C4C} = \frac{2,32 - (0,5 \times 0,44)}{0,3048}$$

$N_{C4C} = 6.9 = 7$ cartuchos por taladro.

Tabla 31
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para el cuarto cuadrante		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,57	Kg/m
Burden máximo en el corte (B_{M4C})	0,45	m
Burden Práctico (B_{P4C})	0,41	m
Longitud $X4=J4$	0,87	m
Ancho de Abertura del cuarto cuadrante (AB_{4C})	1,23	m
Número de cartuchos en el tercer cuadrante " N_{C4C} "	7	Car/tald.

4.8. Comprobación y corrección de constante de roca

4.8.1. Comprobación si se requiere más cuadrantes.

$$AB_{4c} \leq \sqrt{2,32}$$

$$AB_{4c} = 1,23 \text{ m}$$

$$1,23 \leq \sqrt{2,32}$$

$$1,23 \leq \sqrt{2,32}$$

$$1,23 \leq 1,52$$

4.8.2. Cálculo de Constante de Roca Corregida

$$C = c + 0.05 \text{ para } B \geq 1,4 \text{ m}$$

$$C = 0,07/B \text{ para Burden } < 1,4 \text{ m}$$

Donde $B \leq 0,6 \times I$

$B = \text{Burden}$

$I = \text{avance efectivo por disparo (2,32 m)}$

$$B \leq 0,6 * 2,32 \text{ m}$$

$$B \leq 0,6 * 2,32 \text{ m}$$

$$B \leq 1,39 \text{ m}$$

Entonces:

Si: $B \geq 1,4 \Rightarrow C = c + 0.05$

$B < 1,4 \Rightarrow C = c + 0.07/B$

Como $B = 1.39 < 1.40$

Aplicamos: $C = c + 0.07/B$

$$C = 0.472 + (0,07/1,39) \text{ Kg/m}^3$$

$$C = 0.52 \text{ Kg/m}^3$$

4.8.3. Factores a Utilizarse para los Cálculos de los Taladros de Contorno

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación (S/B)
Hacia arriba y horizontal	1,45	1,25
Hacia abajo	1,20	1,25

Nota: Manual de Voladura ENAEX

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	Relación (S/B)
Para taladros de corona		0,8
para taladros del piso		1,0

Nota: Postulado de Holmberg

4.9. Cálculo para los taladros de arrastres

4.9.1. Cálculo del Burden máximo para los taladros de Arrastres “ B_{MAR} ”

$$B_{MAR} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times x_B^S}}$$

q: densidad de carga 0.58 Kg/m

RWS (%) Potencia relativa en peso del Emulnor 3000: 87

C (Kg/m³) es constante de roca modificado: 0,52

S/B: Relación Espaciamiento y Burden para el arrastre :1,25

f; factor de fijación: 1.45

$$B_{MAR} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0,58 \times 1,02}{0,52 \times 1,45 \times 1}}$$

$$B_{MAR} = 0,79 \text{ m}$$

4.9.2. Cálculo de Burden práctico para los Arrastres “ B_{PAR} ”

$$B_{PAR} = B_{MAR} - (I \times \text{Seno}(Y^\circ)) - F_p$$

B_{MAR} Burden máximo de los taladros de arrastre

I: Avance efectivo = 2.32 m

$$B_{PAR} = 0,79 - (2,32 \times \text{Seno}(3^\circ)) - 0,043$$

$$B_{PAR} = 0,63 \text{ m}$$

4.9.3. Cálculo de Número de taladros para el Arrastre “ N_t ” Según Holmberg

$$N_{tAR} = \left[\frac{\text{Ancho de galería} + (2 \times I) \times (\text{Seno}(3))}{B_{MAR}} + 2 \right]$$

I: Avance efectivo

Y: Angulo de Desviación de los taladros de contorno 3°

$$N_{tAR} = \left[\frac{2,10 + 2 * (2,32) * (\text{Seno}(3^\circ))}{0,79} + 2 \right]$$

$$N_{tAR} = 5 \text{ taladros}$$

4.9.4. *Determinando el Espaciamiento de taladros centrales “ESC”*

$$E_{SC} = \left[\frac{((\text{Ancho de galería} + 2(I) * (\text{Seno}(Y)))}{Nt - 1} \right]$$

$$E_{SC} = \left[\frac{((2,10 + 2(2,32) * (\text{Seno}(3^\circ)))}{5 - 1} \right]$$

$$E_{SC} = 0.58 \text{ m}$$

4.9.5. *Espaciamiento para taladros de la Esquina “EES”*

$$E_{ES} = E_{SC} - I * \text{Seno}(3^\circ)$$

$$E_{ES} = 0.58 - 2,32 * \text{Seno}(3^\circ)$$

$$E_{ES} = 0.46 \text{ m}$$

Cálculo de abertura de los taladros de arrastre “AbAR”

$$Ab_{AR} = \text{Ancho de la galería}$$

$$Ab_{AR} = 2.10 \text{ m}$$

4.9.6. *Cálculo de numero de cartuchos en los Arrastres “NCAR”*

$$N_{CAR} = \frac{I - (0,5 * B_{Mar})}{\text{Long.del explosivo..}}$$

N_{CAR} = Número de cartuchos en los taladros de arrastres

B_{MAR} = Burden máximo en los Arrastres

$$N_{CCOH} = \frac{2,32 - (0,5 * 0,79)}{0,3048}$$

$N_{CCO} = 6.31 = 6$ cartuchos por taladro.

Tabla 32
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para el arrastre		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,58	Kg/m
Burden máximo en el corte (B_{MAR})	0,79	m
Burden Práctico (B_{PAR})	0,63	m
Espaciamiento central " E_{SC} "	0,58	m
Espaciamiento de esquina " E_{ES} "	0,46	
Ancho de Abertura de los taladros de arrastre	2,10	m
Nº taladros en el arrastre	5	Un.
Número de cartuchos en los arrastres " N_{CAR} "	6	Car/tald.

4.10. Cálculo del número de taladros para la corona "NTCO"

En la corona para evitar sobre rotura se utiliza la siguiente fórmula de PEARSON para el espaciamiento:

4.10.1. Cálculo de Espaciamiento de los Taladros de la corona "Esco"

$$E_{SCO} = K \times D_b \text{ (m)}$$

$$E_{SCO} = 15x \text{ (Db/1000)}$$

$$E_{SCO} = 15 * 0.038$$

$$E_{SCO} = 0,57 \text{ m}$$

Donde K es una constante que toma valores (15; 16)

D_b = diámetro de Barreno en m

y para la relación $S/B = E_{SCO} / B_{MCO}$, se usa 0.8

4.10.2. Cálculo de Burden máximo para la corona "BMCO"

$$B_{MCO} = \frac{E_{SCO}}{0.8}$$

$$B_{MCO} = \frac{0,57}{0,8} \text{ m}$$

$$B_{MCO} = 0,71 \text{ m}$$

4.10.3. Cálculo de Burden práctico para la corona "BPCO"

$$B_{PCO} = B_{MCO} - I \times \text{seno}(Y^\circ) - F_P$$

$$B_{PCO} = 0,71 - 2,32 \times \text{seno}(3^\circ) - 0,043$$

$$B_{PCO} = 0,63 \text{ m}$$

4.10.4. Cálculo de Número de Taladros para la corona "NtCO"

$$N_{tCO} = \frac{\text{Ancho Galería}}{f \cdot B_{PCO}} + 2$$

Donde **f**: es el factor de fijación de taladros con salida hacia abajo **1.20**

$$N_{tCO} = \frac{2,10 \text{ m}}{1,20 \cdot 0,76} + 2$$

$$N_{tCO} = 5 \text{ Taladros}$$

4.10.5. Cálculo de numero de cartuchos en la corona "Ncco"

$$N_{CCO} = \frac{I - (0,5 \cdot B_{MCO})}{\text{Long.del explosivo..}}$$

N_{cco} = Número de cartuchos en la corona

B_{MCO} = Burden máximo de la corona

$$N_{CCOH} = \frac{2,32 - (0,5 \cdot 0,71)}{0,3048}$$

$$N_{cco} = 6,4 = 6 \text{ cartuchos por taladro.}$$

Tabla 33
Síntesis de datos

Síntesis de datos calculados para la corona		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,58	Kg/m
Burden máximo en el corte (B _{M4C})	0,71	m
Burden Práctico (B _{P4C})	0,55	m
Espaciamiento de taladros de la corona "E _{SCO} "	0,57	m
Nº taladros en la corona	5	Un.
Número de cartuchos en el tercer cuadrante "N _{C4C} "	6	Car/tald.

4.11. Cálculo para los taladros de hastiales

4.11.1. Cálculo de Burden máximo de los taladros de hastiales "B_{MH}"

$$B_{MH} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times x \frac{S}{B}}}$$

q: densidad de carga en Kg/m: 0.57 Kg/m

RWS (%) Potencia relativa en peso del Emulnor 1000: 0,87

C (Kg/m³) es constante de roca modificado: 0,52

S/B: Relación Espaciamiento y Burden para los hastiales; según la salida de los taladros
:1,25

f; factor de fijación: 1.45

$$B_{MH} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0,57 \times 0,87}{0,52 \times 1,45 \times 1,25}}$$

$$B_{MH} = 0,65 \text{ m}$$

4.11.2. Cálculo de Burden práctico para los Taladros de Hastiales “BPH”

$$B_{PH} = B_{MH} - I \times \text{seno } (3^\circ) - F_P$$

$$B_{PH} = 0.65 - 2.32 * 0.052 - 0.043$$

$$B_{PH} = 0.48 \text{ m}$$

4.11.3. Cálculo de número de Taladros de Hastiales “N_{TH}”

$$\text{Longitud disponible} = H - B_{PAR} - B_{PCO}$$

H: Alt. galería (2.40 m)

B_{PAR}: Burden práctico de los arrastres (0.63 m)

B_{PCO}: Burden práctico de la corona (0.51 m)

$$\text{Long. disponible} = 2.40 - 0.63 - 0.51$$

$$\text{Longitud disponible} = 1.26 \text{ m}$$

$$N_{TH} = \frac{\text{Long. Disp.}}{B_{MH} * 1.25}$$

$$N_{TH} = \frac{1.26}{0.65 * 1.25} + 2$$

$$N_{TH} = 3.5 = 4 \text{ taladros}$$

Significa 2 taladros a lado de la galería

4.11.4. Cálculo de Espaciamiento de Taladros de Hastiales “E_{SH}”

$$E_{SH} = \frac{1.26}{2} = 0.63 \text{ m}$$

Cálculo de abertura en los Hastiales “Ab_H”

Ab_H = Altura de galería – Radio de arco

$$Ab_H = 2.40 - 1.05$$

$$Ab_H = 1,35 \text{ m}$$

4.11.5. Cálculo de número de cartuchos en los hastiales “N_{CH}”

$$N_{CH} = \frac{I - (0,5 * BMH)}{\text{Long.del explosivo..}}$$

N_{CH} = Número de cartuchos en los hastiales

B_{MH} = Burden máximo de los hastiales

$$N_{CH} = \frac{2,32 - (0,5 * 0,65)}{0,3048}$$

N_{CH} = 6.5 = 7 cartuchos por taladro.

SÍNTESIS DE DATOS CALCULADOS PARA EL ARRASTRE		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,58	Kg/m
Burden máximo en el corte (B _{MAR})	0,79	m
Burden Práctico (B _{PAR})	0,63	m
Espaciamiento central “E _{SC} ”	0,58	m
Espaciamiento de esquina “E _{ES} ”	0,46	
Ancho de Abertura de los taladros de arrastre	2,10	m
Nº taladros en el arrastre	5	Un.
Número de cartuchos en los arrastres “N _{CAR} ”	6	Car/tald.

4.12. Cálculo para los taladros ayudas de corona

4.12.1. Cálculo de densidad de carga para ayudas de taladros de corona “q”

$$q = \rho_{exp} * \frac{\pi * D_{exp}^2}{4} * 10^{-6}$$

q = Densidad de carga del explosivo a usarse

ρ_{exp} = Densidad de explosivo Kg/m³ del Emulnor 1000 1” x 12” (1,13 gr/cm³)

D_{exp} = Diámetro del barrenos m del Emulnor 1000 1” x 12” (0.0254 m)

$$q = 1,13 * \frac{3,1416*(0.0254)^2}{4} * 10^{-6}$$

$$q = 0,57 \text{ Kg/m}$$

4.12.2. Longitud vertical para perforar “Lvp”

$$Lvp = \text{Alt. Gal} - AB_{3C} - B_{PCO} - B_{PAR}$$

$$Lvp = 2.40 - 0.89 - 0.51 - 0.63$$

$$Lvp = 0.37 \text{ m}$$

4.12.3. Cálculo Burden máximo para Ayudas de taladros de corona “B_{MAYC}”

$$B_{MAYC} = 0,9 \times \sqrt{\frac{q \times RWS}{C \times f \times x \frac{S}{B}}}$$

Donde:

q: densidad de carga en Kg/m: 0.57 Kg/m

RWS (%) Potencia relativa en peso del Emulnor 1000: 0,87

C (Kg/m³) es constante de roca modificado: 0,52

S/B: Relación Espaciamiento y Burden para el arrastre :1,25

f: factor de fijación 1,20

$$B_{MAYC} = 0,9 \times \sqrt{\frac{0,57*0,87}{0,52*1,20*1,25}}$$

$$B_{MAYC} = 0,72 \text{ m}$$

4.12.4. Cálculo Burden práctico para Ayudas de taladros de corona “B_{PAYC}”

$$B_{PAYC} = (0.72 - 0.043) \text{ m}$$

$$B_{PAYC} = 0.68 \text{ m}$$

4.12.5. Cálculo del número de taladros para Ayudas de corona “N_{tAYC}”

$$N_{tAYC} = \frac{Lvp}{B_{MAYC} * S/B}$$

N_{tAYC}: Número de taladros para ayuda de corona

Lvp: Longitud vertical para perforar taladros de ayuda de la corona

S/B: Relación espaciamento Burden de taladros con salida hacia abajo. (1,20)

$$N_{tAYC} = \left(\frac{0,37}{0,72 \cdot 1,20} \right) + 2 = 2 \text{ Taladros.}$$

4.12.6. Cálculo del Espaciamento de taladros para Ayudas de corona "E_{SAYC}"

$$E_{SAYC} = k \times D_b$$

$$K = 15$$

$$D_b = 0.038 \text{ m}$$

$$E_{SAYC} = 15 \cdot 0.038$$

$$E_{SAYC} = 0.57 \text{ m}$$

4.12.7. Cálculo de número de cartuchos en los hastiales "N_{CH}"

$$N_{CH} = \frac{I - (0.5 \cdot BMH)}{\text{Long.del explosivo..}}$$

N_{CH} = Número de cartuchos en los hastiales

B_{MH} = Burden máximo de los hastiales

$$N_{CH} = \frac{2,32 - (0,5 \cdot 0,65)}{0,3048}$$

$$N_{CH} = 6.5 = 7 \text{ cartuchos por taladro}$$

Tabla 34
Síntesis de datos

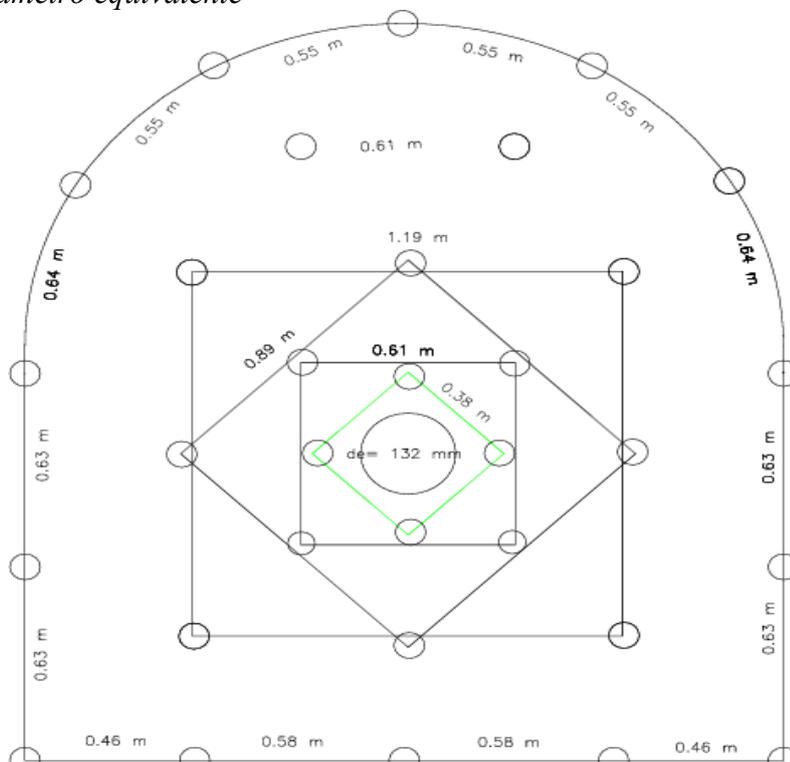
Síntesis de datos calculados para el ayuda de corona		
Item	Cantidad	Unidad
Densidad de carga para el segundo cuadrante "q"	0,58	Kg/m
Burden máximo en el corte (B _{MAR})	0,72	m
Burden Práctico (B _{PAR})	0,68	m
Espaciamento central "E _{SC} "	0,57	m
Nº taladros en el arrastre	2	Und.
Número de cartuchos en los arrastres "N _{CAR} "	7	Car/tald.

4.13. Malla en función a las secciones propuestas

En función a los parámetros previos calculados (Burden y espaciamiento) se desarrolla el diseño del arranque de cuatro cuadrantes propuestas por el modelo matemático de Roger Holmberg. Además, se aprecia como el taladro equivalente de 0,132 m es sustituido por 3 taladros rimados de 76 mm para la galería 335 de la veta Buenos Aires.

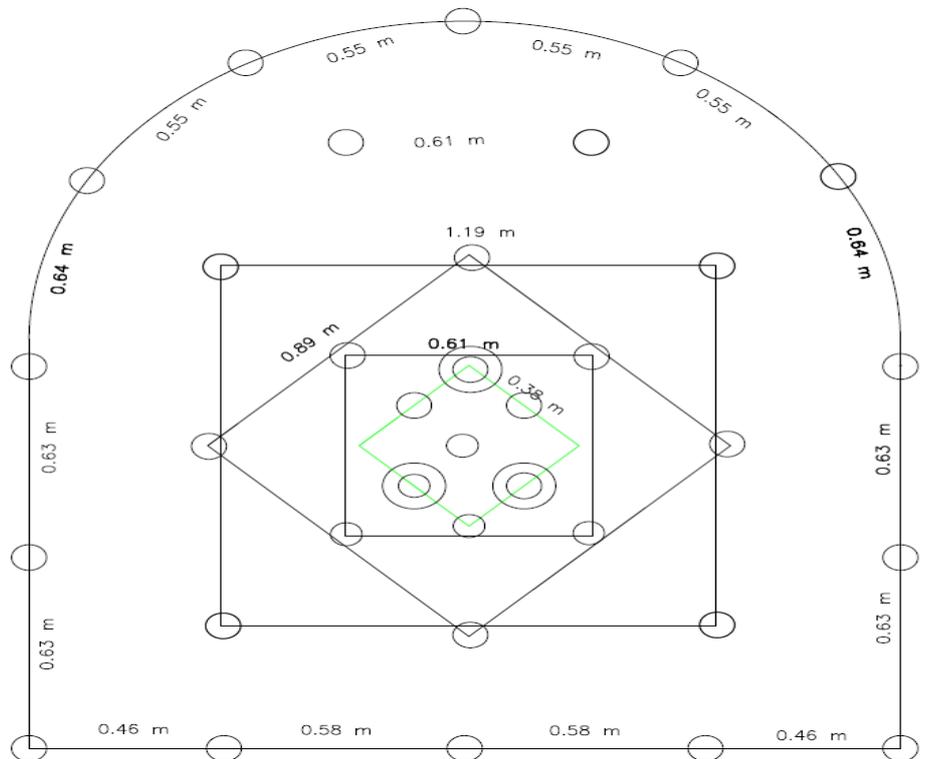
Distribución de Taladros	Tal. Cargados	Tal. Alivio
Taladros perforados	Nº	Nº
Cuadrante I	4	3
Cuadrante II	4	
cuadrante III	4	
Cuadrante IV	4	
Arrastres	5	
Hastiales	4	
Ay, de Corona	2	
Corona	5	
Sub total	32	3
Total	35	

Figura 40
Malla con diámetro equivalente



Nota: elaboración propia

Figura 41
Malla Rediseñada



Nota: elaboración propia

Tabla 35
Comparación de diseño anterior y actual

Parámetros	antes del Diseño	actual
	Seccion de Galeria (m2)	2.1 X 2.4
Equipo de perforacion y Voladura	Perf. Jack leeg	Perf. Jack leeg
Barenos (pies)	4 y 6	4, 6 y 8
Mangueras de 1/2 " pulg. (m)	30	30
Mangueras de 1 " pulg. (m)	30	30
N° de taladros por disparo	39	35
Distribucion de taladros y corte a usar		
tipo de corte de arranque	Quemado	Quemado
Taladro del corte	7	7
taladro de alivio	3(38mm)	3(76mm)
I ayuda de arranque	4	4
II ayuda de arranque	4	4
III ayuda de arranque	4	4
Cuadradores	4	4
Ayuda Cuadradores	4	0
Corona	5	5
Ayuda corona	2	2
Arrastres	5	5
	39	35
Tiempo de perforación (Hrs)	3 Hrs.	3.8 Hrs.

4.14. Voladura con la nueva malla

4.14.1. Simulación de la malla rediseñada

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 gl-335 en mineral, para ello reducimos la sección de acuerdo a la distribución de energía simulado en el software JK simblast en hastiales y corona.

Según la empresa contratista y la compañía Minera Chalhuan, la sobre excavación mayor al 8%, será penalizado con un descuento económico.

Tabla 36

Límites Máximos de Sobre Rotura

Ítem	Labor	tipo	Sección	Max. Sob.	Ar.Ini. (m2)	Ar.Fin. (m2)
1	Gl-335	ORE	2.10 x 2.40	8%	4.57 m2	4.94 m2

Fuente: elaboración propia

Figura 42

Radio de la GL-335

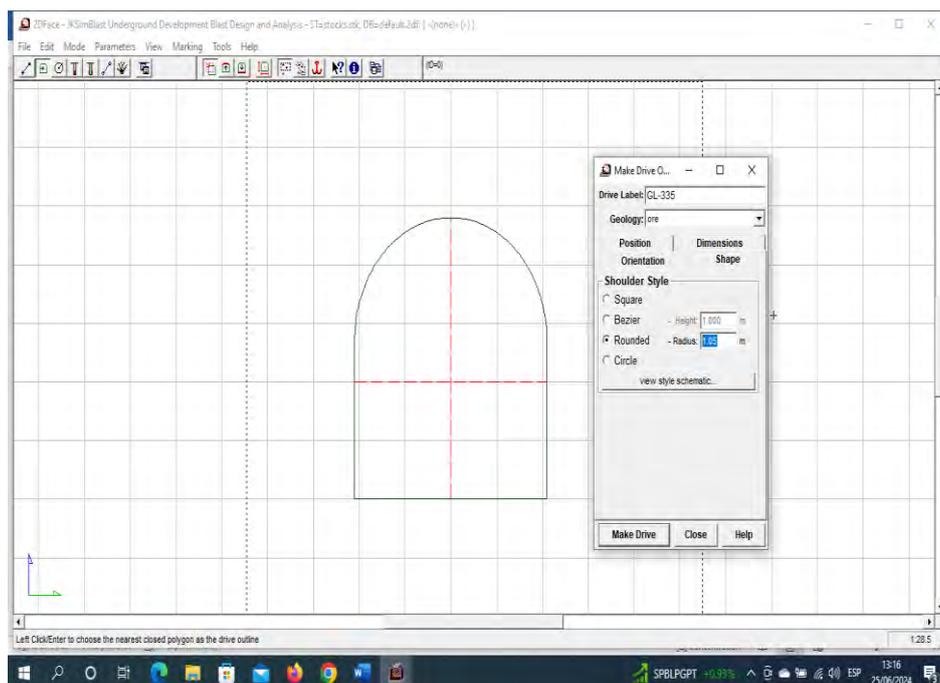


Figura 43
Sección de la GL-335 de 2.10 x 2.40

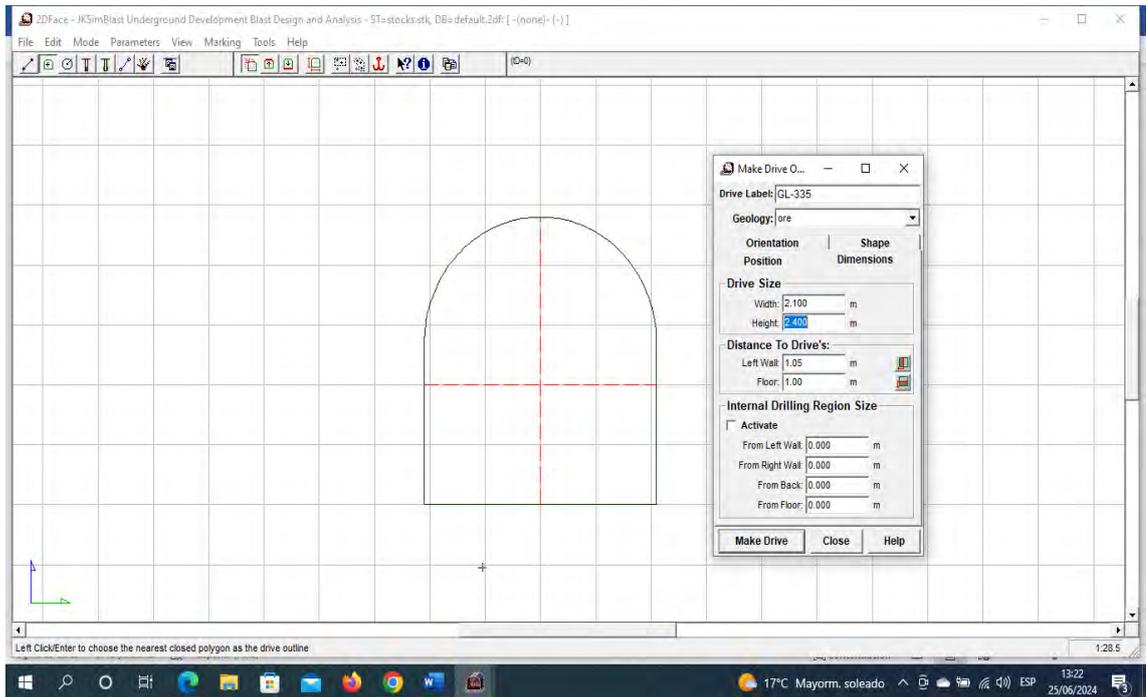


Figura 44
Diseño de la Malla de Perforación de la GL-335

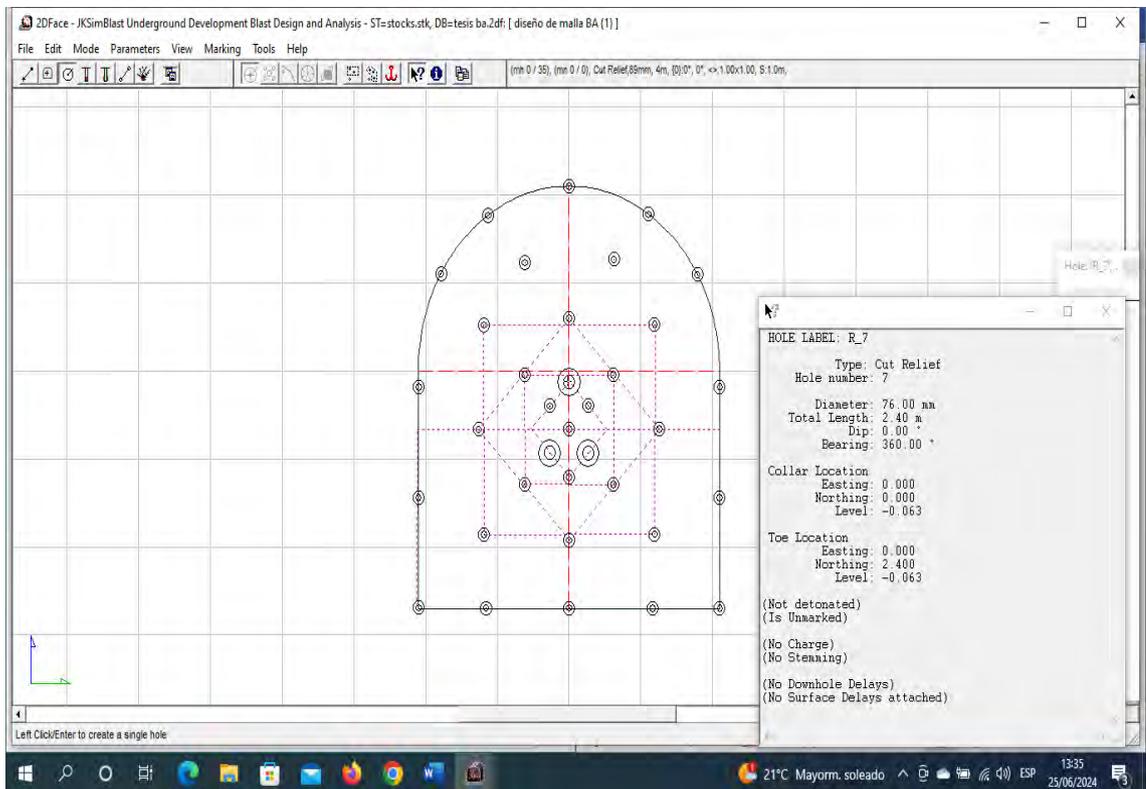


Figura 45
Cargado con Emulnor 3000 1"x12" GL-335

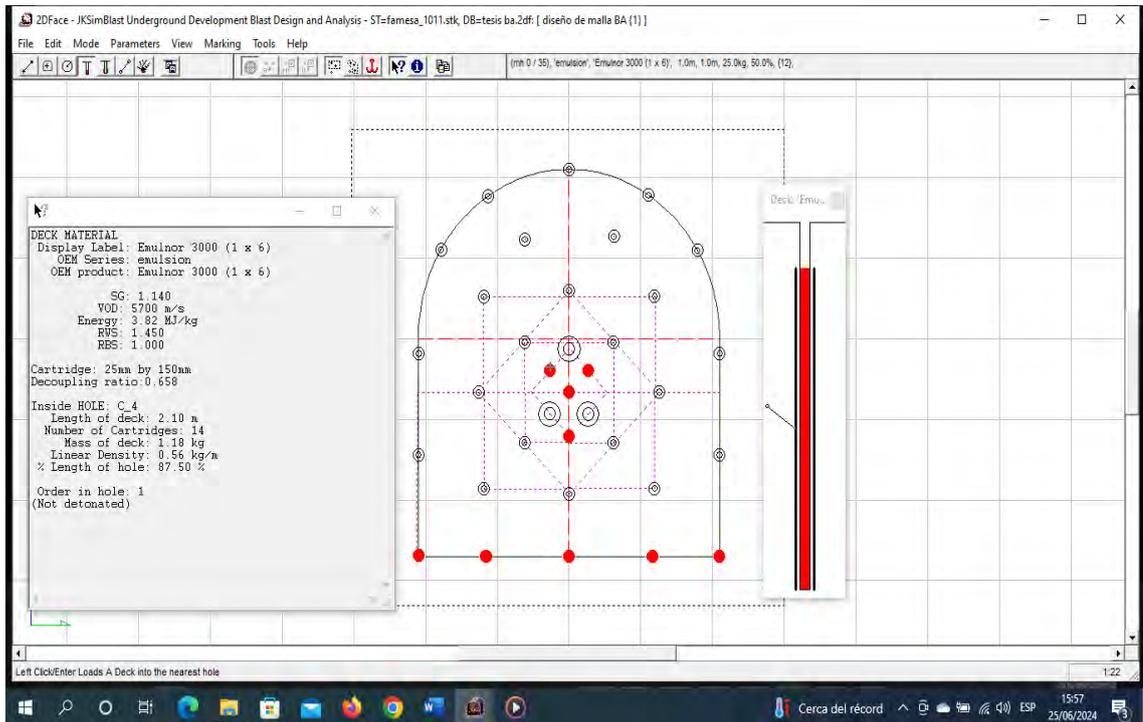


Figura46
Cargando con Emulnor 1000 1"x12"GL-335

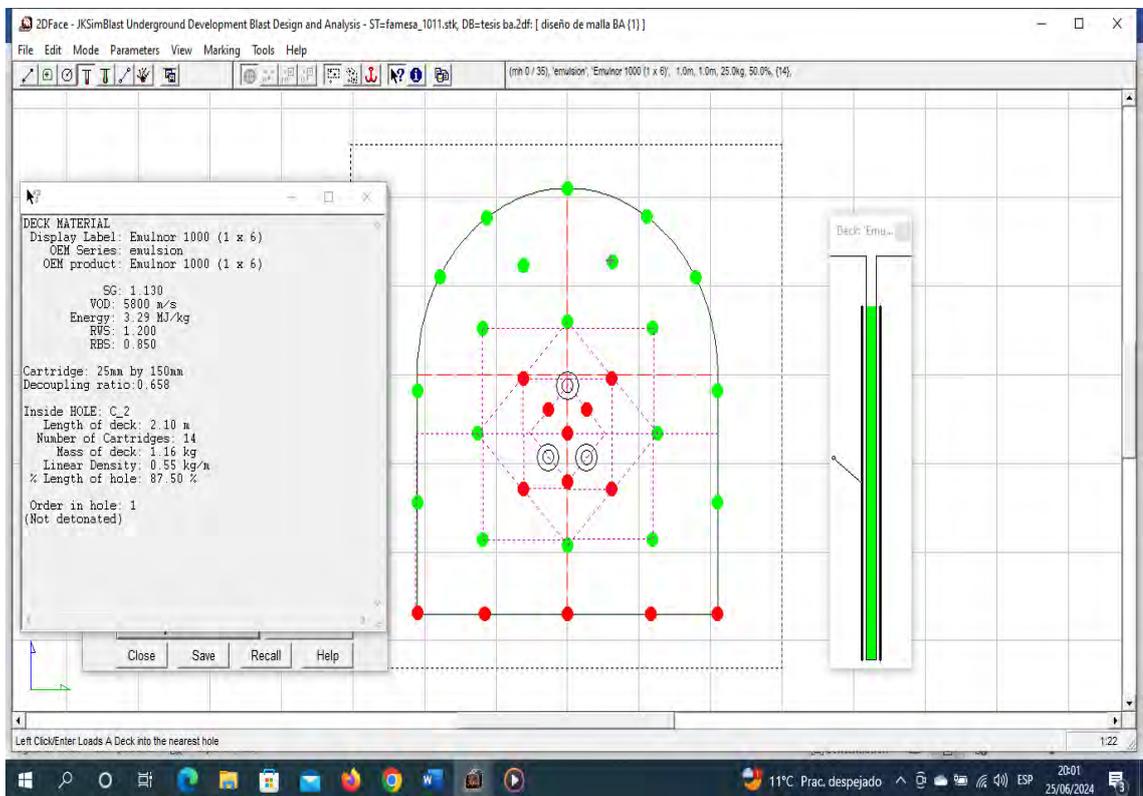


Figura 47
Inicio de Voladura GL-335

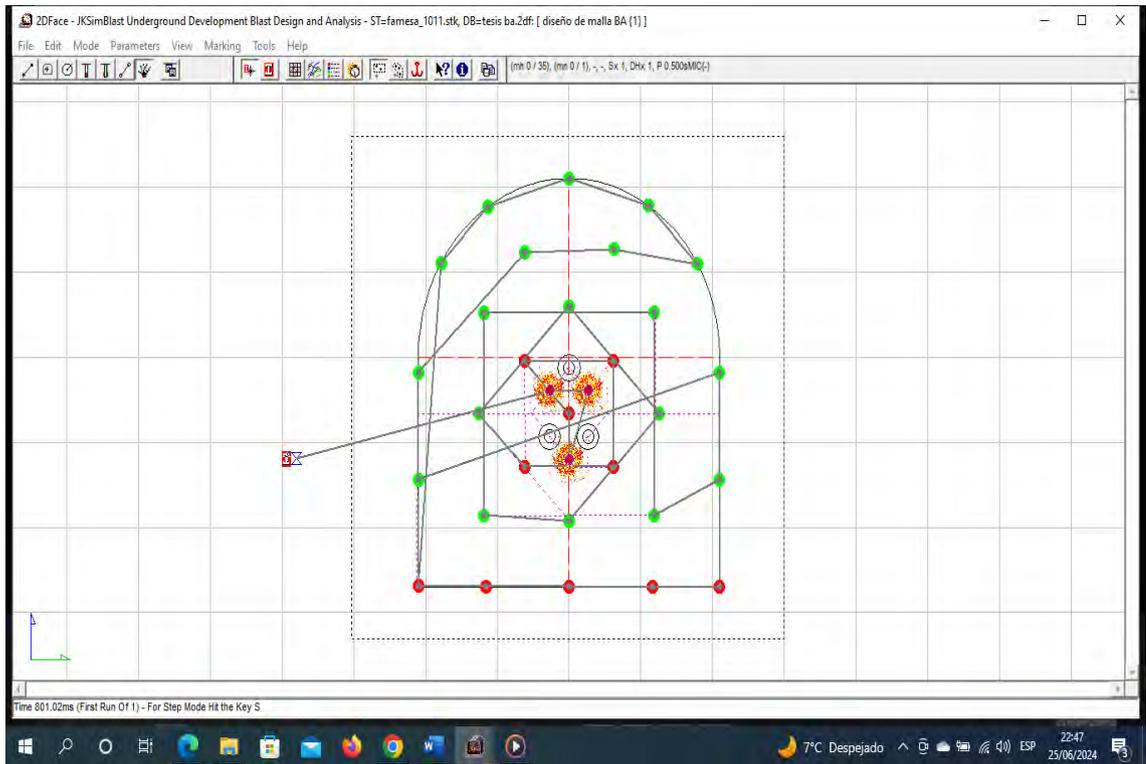


Figura 48
Voladura, ayudas GL-335

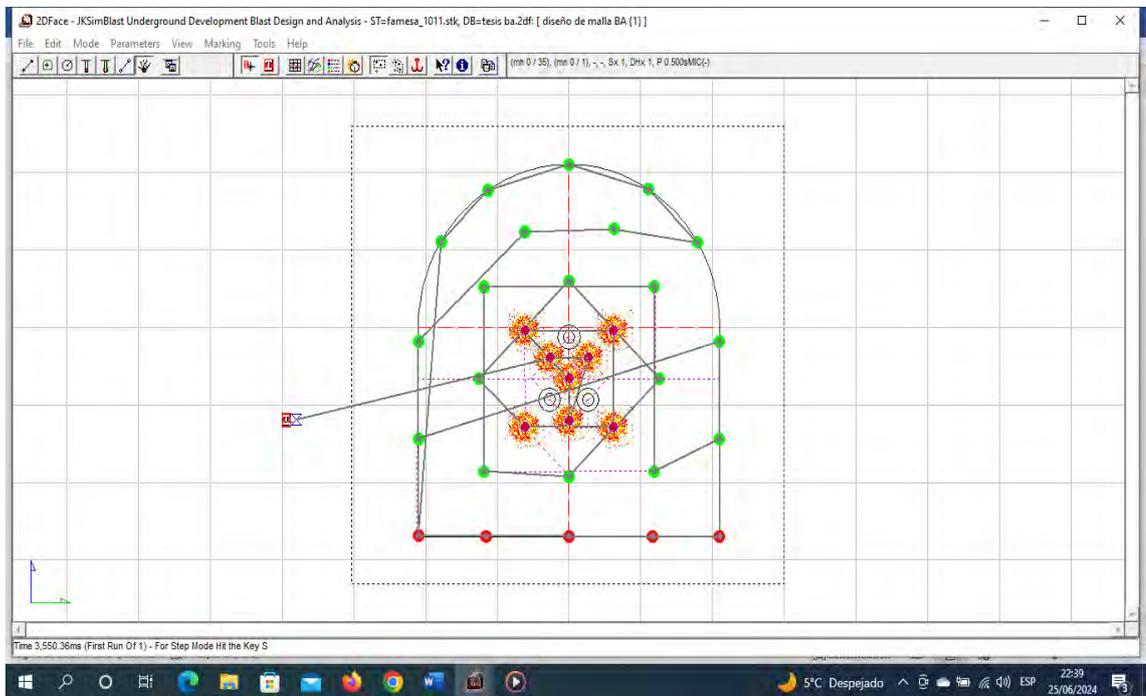


Figura 49
Fin de Voladura GL-335

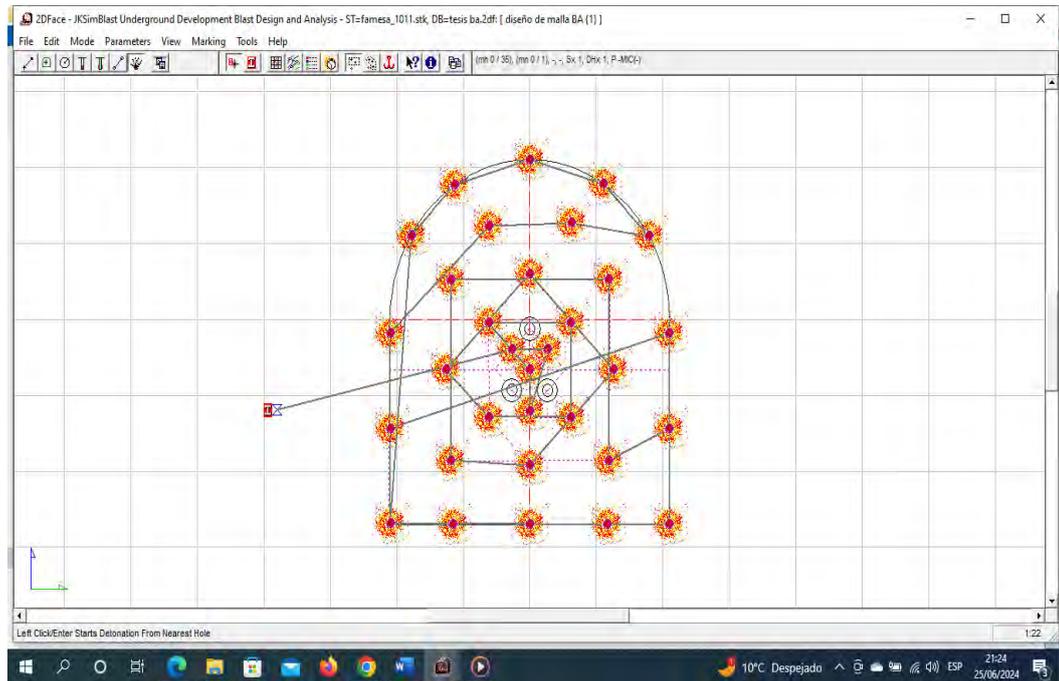


Figura 50
 Curvas Isotiempo GL-335

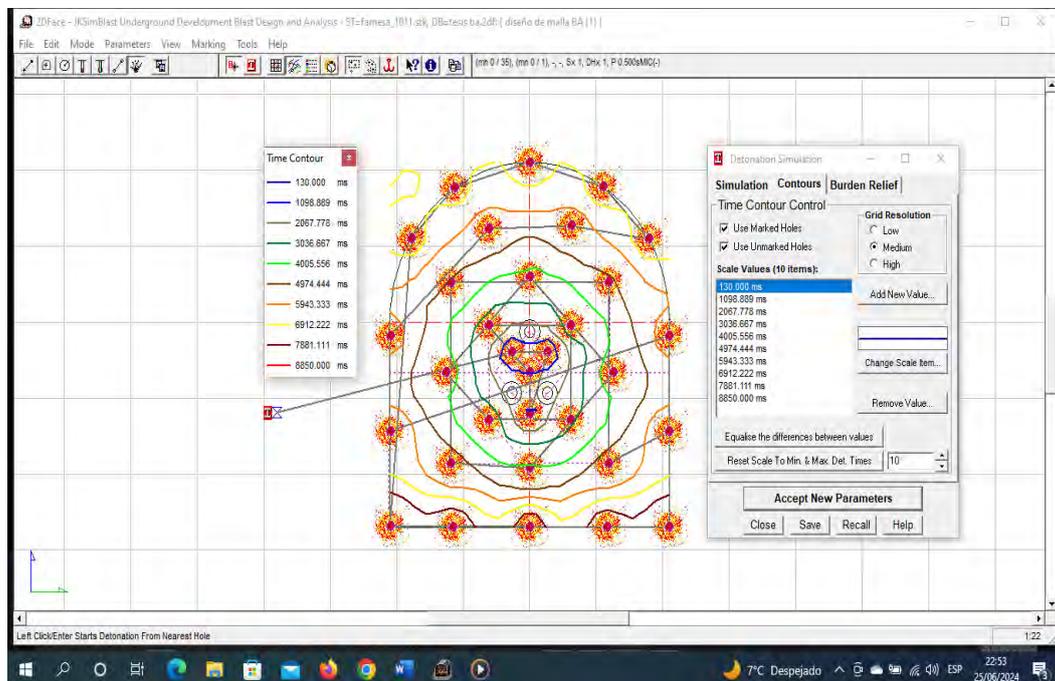


Figura 51
Carga Detonada VS Tiempo

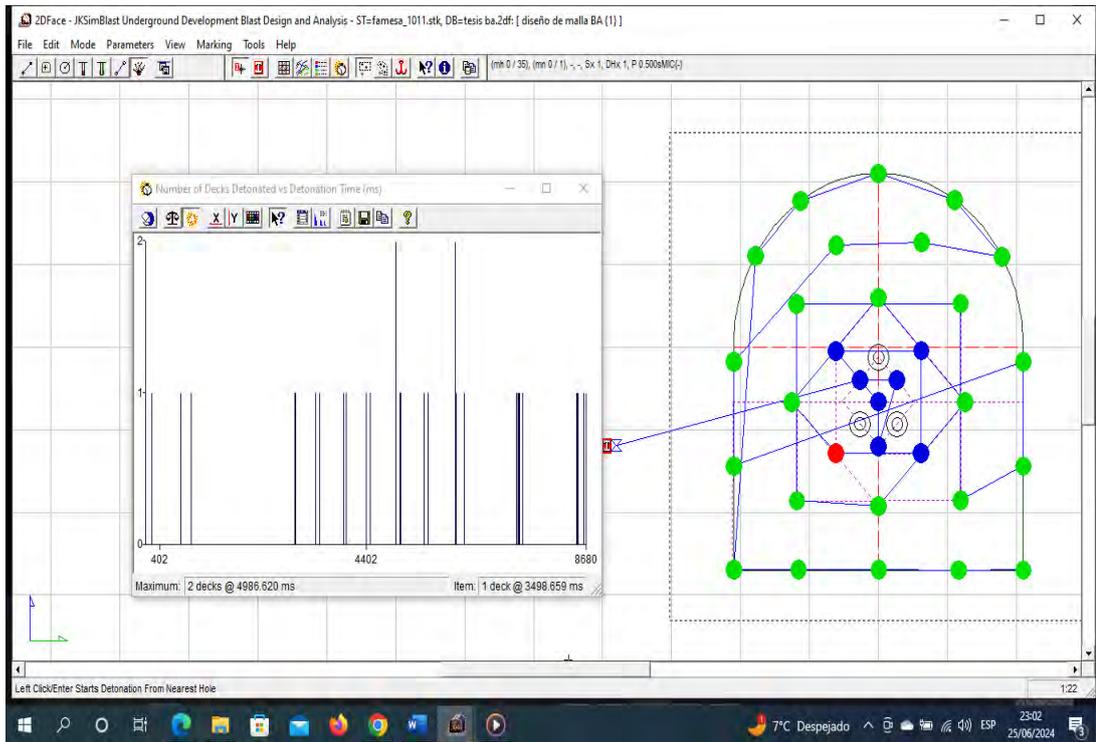
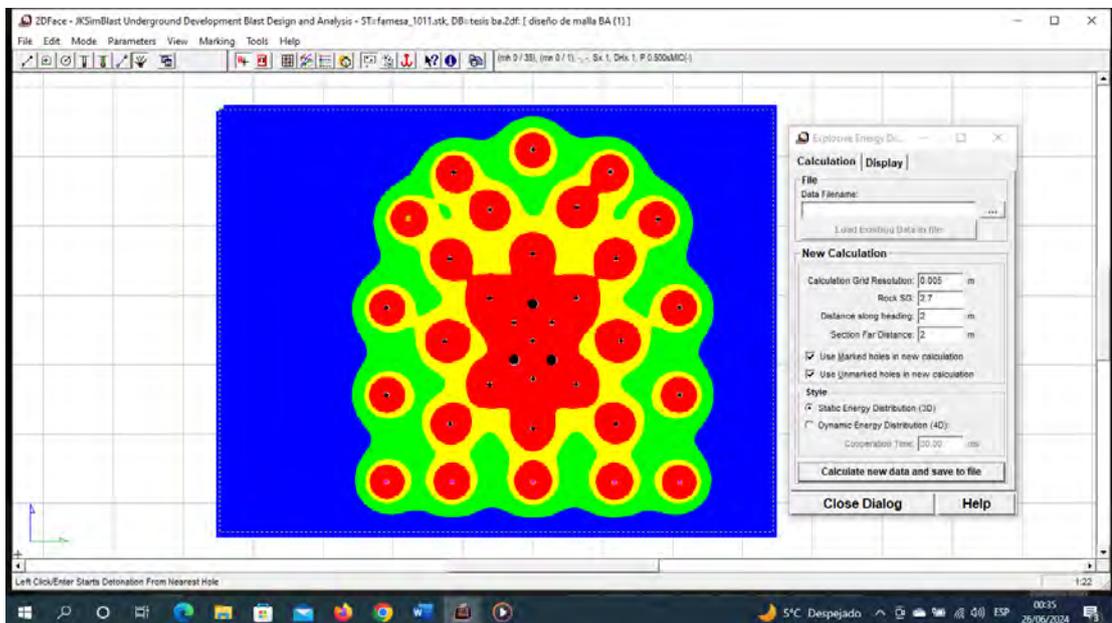


Figura 52
Simulación y Análisis de Distribución de Energía GL-335



4.14.2. Simulación con ajustes realizados en la corona y hastiales

Puesto que uno de nuestros objetivos es. Determinar la influencia del proceso de voladura en los resultados del avance lineal de la veta “Buenos Aires“, eso se logró controlando el nivel de sobre rotura ya sea tanto en la corona como hastiales de la GL-335, para ello reducimos la sección en 10 cm tanto en hastiales y corona.

Según el contrato de la contrata y la compañía minera Chalhuan, La sobre excavación será máxima de 8 %

Figura
Sección reducido a 10 cm (Hastiales y Corona) GL-335

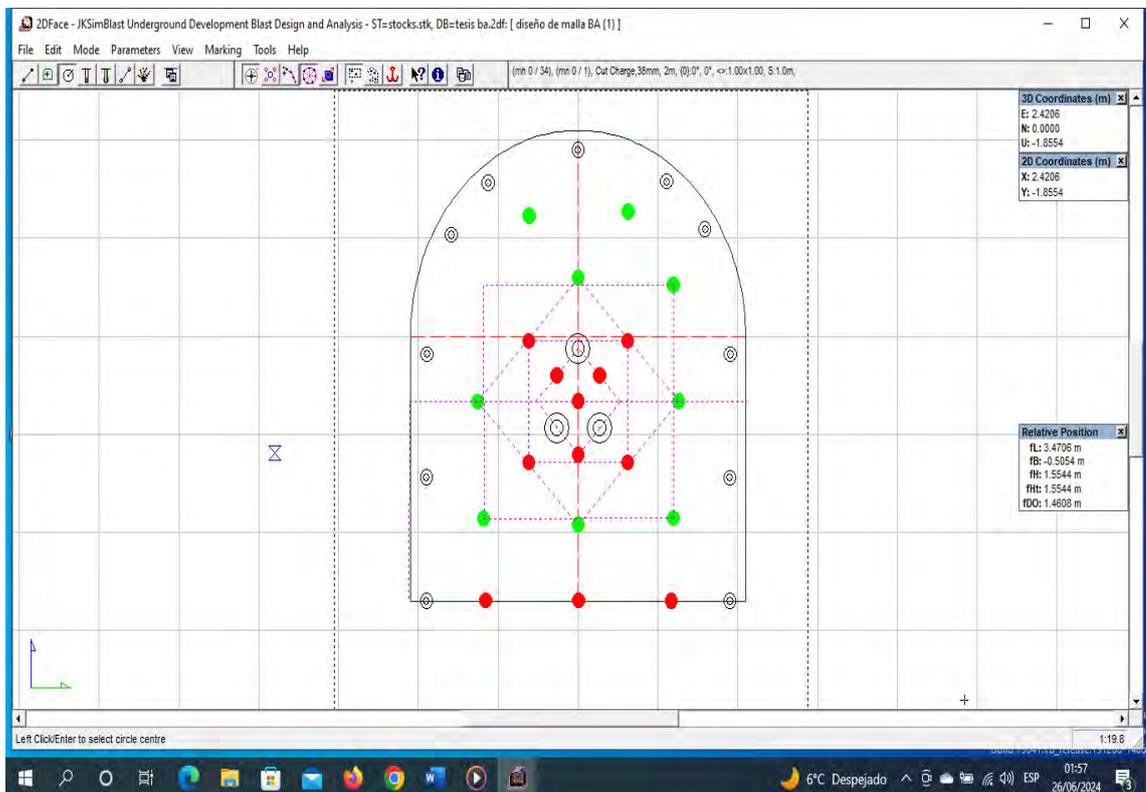
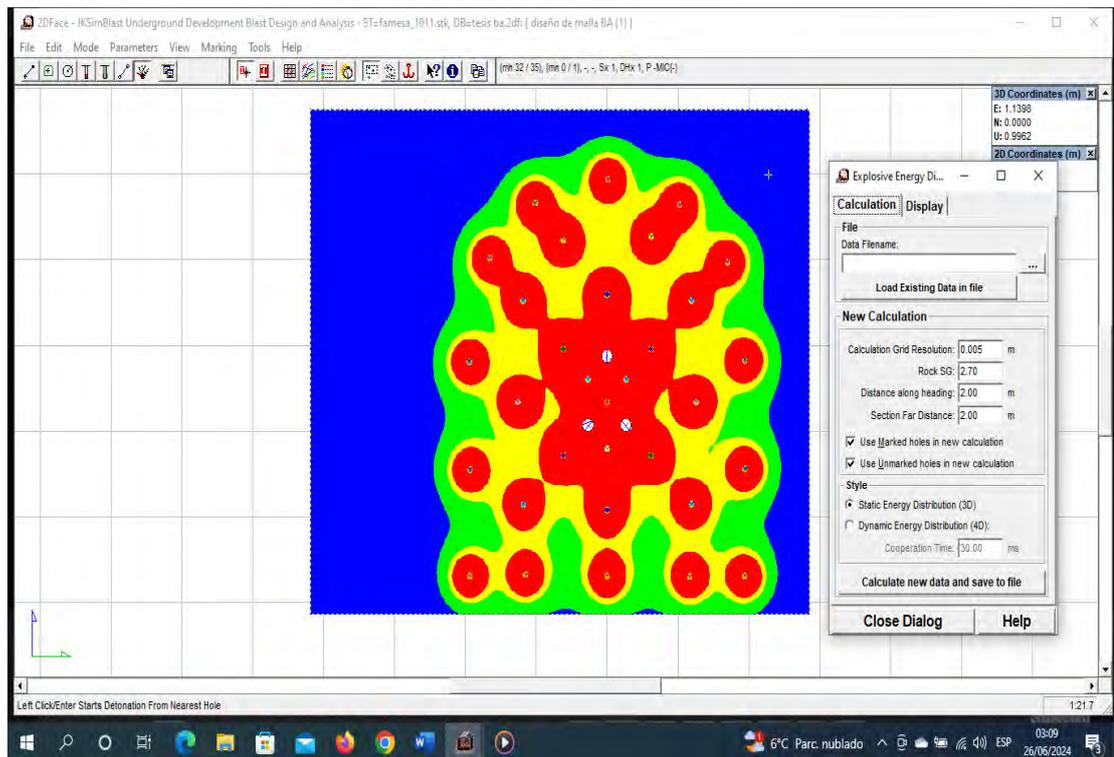


Figura 53
Simulación y Análisis de Energía con la malla corregida GL-335



4.15. Programa de avance con el rediseño de malla

4.15.1. Procesamiento de datos con el rediseño de malla de perforación y voladura

En función al diseño de la nueva malla de la Gl-335, se muestra el siguiente resultado obtenidas en 8 pruebas realizadas.

Tabla 37
Reportes de Perforación Rediseñado

Seccion(pies)	Long. Barreno (pies)	Long. De perforacion real (pies)	Nro de tal. Perfor. (unidad)	Nro de tal. Carg. (unidad)	Tiempo de perforacion
7x8	8	7.58	35	32	03:54
7x8	8	7.71	35	32	03:48
7x8	8	7.74	35	32	03:48
7x8	8	7.45	35	32	03:50
7x8	8	7.48	35	32	03:55
7x8	8	7.61	35	32	03:50
7x8	8	7.51	35	32	03:55
7x8	8	7.71	35	32	03:59
Promedio		2.32 m		promedio	03:52

Tabla 38
Reportes de Voladura rediseñado

Long. Barreno (pies)	Carmex (unidad)	Mecha rapida (m)	Emulnor 3000 1" x 12" (unidad)	Emulnor 1000 1" x 12" (unidad)	Avance (m)
8	32	5	63	164	2.16
8	32	5	63	164	2.19
8	32	5	63	164	2.21
8	32	5	63	164	2.23
8	32	5	63	164	2.21
8	32	5	63	164	2.18
8	32	5	63	164	2.23
8	32	5	63	164	2.25
avance promedio					2.208 m

Distribución de carga / tal.			
tal. Perforados	N° de tal	1000	3000
		1"x12"	1"x12"
Arranque I	4		7
1ra ay. de arranque II	4		7
2da ay. De arranque III	4	1	6
3ra ay. De Arranque IV	4	1	6
Arrastres	5	6	1
Hastriales	4	6	1
Corona	5	6	1
Ayuda de Corona	2	5	1

Nro de cartuchos de 1000 1" x 12" = 102

Nro de cartuchos de 3000 1"x12" = 120

Cada cartucho de 1000 1"x12" tiene un peso de 0.1667 kg

Cada cartucho de 3000 1"x12" tiene un peso de 0.1736 kg

Cálculos previos

Peso del explosivo = (N^{ro} de cartuchos 1000 x kg/cart+ N^{ro} de cart 3000 x kg/cart.)

Peso del explosivo = (102 cart. X 0.1667 kg/cart.+ 120cart x 0.1736kg)

Peso del explosivo = 37.84kg

Volumen = sección x 2.208

Volumen = 4.48 m² x 2.208 m

Volumen = 9.89 m³

a) Factor de carga

$F_c = \text{Peso del explosivo} / \text{Volumen removido}$

$F_c = 37.84 \text{ kg} / 9.89 \text{ m}^3$

$F_c = 3.82 \text{ kg/m}^3$

b) Factor de carga lineal

$F_{c\text{Lineal}} = \text{Peso del explosivo} / \text{long taladro}$

$F_{c\text{Lineal}} = 37.84 \text{ kg} / 2.208 \text{ m}$

$F_{c\text{Lineal}} = 17.13 \text{ kg/m}$

c) Factor de potencia

$F_p = \text{Peso explosivo} / \text{Peso del material roto}$

$F_p = 37.84 \text{ kg} / (\text{volumen roto} \times \text{peso específico})$

$F_p = 37.84 \text{ kg} / (9.89 \text{ m}^3 \times 2.7 \text{ ton/m}^3)$

$F_p = 37.84 \text{ kg} / 26.703 \text{ ton}$

$F_p = 1.42 \text{ kg/ton}$

4.15.2. Procesamiento de costos de acuerdo al rediseño de malla

a. Costo de mano de Obra: para los cálculos de este rubro se tuvo en cuenta el tiempo de permanencia (Incidencia) del personal involucrado durante la perforación y voladura, como se muestra en el cuadro siguiente.

Tabla 39
Costo de mano

Costo de mano de obra galería "buenos aires"				
Mano de obra	Sueldo básico /dia	Factor de PAGO	Incidencia	Costo soles por disparo
Ing. Supervisor	180	2.07	12.50%	37.26
Capataz	90	2.07	23.75%	35.4
Maestro perforista	80	2.07	56.25%	74.52
Ayudante perforista	75	2.07	56.25%	69.86
Peón	60	2.07	56.25%	55.89
Tarea 8 horas	Total			272.93

b. Costo de Implementos de seguridad; de igual manera se considera el tiempo de incidencia del personal durante la perforación y voladura.

Costo de implementos de seguridad			
Mano de obra	S/. Dia	Incidencia	S/. Dia
Ing. Supervisor	3.16	12.50%	0.32
Capataz	3.16	23.75%	0.60
Maestro perforista	7.38	56.25%	3.32
Ayudante perforista	7.38	56.25%	3.32
Peón	7.38	56.25%	3.32
Total			10.88

c. Costo de máquina Jack leg por pie perforado, considerando: (Costo de adquisición, Depreciación, Costo de mantenimiento, aceite de perforación y aire comprimido)

Tabla 40

Costo de perforadora por pie perforado

Costo de perforadora por pie perforado		
I. VALOR DE DEPRECIACION	UNIDAD	perforadora jack leeg
1 Precio inicial	US \$	4500
2 Costo de mantenimiento y repuestos	US \$	5677.70
4 Vida util en pies perforados	pp	120000
II. COSTO DE PROPIEDAD		
6 Pies perforados al año	pp	95760
7 Vida Util en años "n"	años	1.25
8 Costo financiero i= 0.12	US \$/pp	0.006
9 Costo de Propiedad: (8)	US \$/pp	0.006
III. COSTO DE OPERACION		
10 Costo de repuestos	US \$/pp	0.047
11 Otros Costos	US \$/pp	0
12 Costo de Operación	US \$/pp	0.047
IV. COSTO TOTAL		
	US \$/pp	0.087
Costo de Alquiler (US\$/pp)		0.087
Costo de Alquiler (S/. pp)	S/.x pp	0.32
COSTO DE ACEITE PERFORACIÓN		
Consumo por perforación	0.4	
Costo por galón	9.87	
Pies perforados por disparo	304	
Costo de aceite de perforación		0.012
COSTO DE AIRE COMPRIMIDO		
Consumo de aire	222	
Horas efectivas de perforación	4	
Factor de simultaneidad	0.55	
CFM/ Kw	6.7	
Energía = (CFM*h*Fs)/CFM/Kw)	72.90	
\$/Kw-h	0.06	
Costo=(Kw-h)*(\$/Kw-h)/pies perf		0.014
TOTAL	105.18US\$/DISP.	

d. Costo de accesorios perforación (Barrenos y mangueras): en la actual perforación se está utilizando barrenos de 4, 6 y 8 pies. También se implementó broca escareadora de 76mm para los taladros de alivio.

Tabla 41
Costo de aceros

Costo de aceros							
DESCRIPCION	VIDA UTIL	UNIDAD UTIL.	U M	PREC IO	S/ Pies.	pies / Disp	S/ Disp
BROCA 38 MM R. MEDIA 4'	500	PIES	PZ A.	91.48	0.18	140	25.61
BROCA 38 MM R. MEDIA 6'	500	PIES	PZ A.	91.48	0.18	70	12.81
BROCA 38 MM R. MEDIA 8'	500	PIES	PZ A.	91.48	0.18	70	12.81
BROCA 76MM ESCAREADORA	600	PIES	PZ A.	350	0.58	24	14
BARRENO CONICO 7/8 x 4' pies	1050	PIES	PZ A.	275.1	0.26	140	36.68
BARRENO CONICO 7/8 x 6' pies	1050	PIES	PZ A.	355.17	0.34	70	23.68
BARRENO CONICO 7/8 x 8' pies	1050	PIES	PZ A.	432.12	0.41	70	28.81
BARRENO CONICO 7/8 x 8' pies	1050	PIES	PZ A.	432.12	0.41	24	9.84
MANGUERA 1" 30 metros	20000	PIES	PZ A.	512	0.03	304	7.78
MANGUERA 1/2" metros	20000	PIES	PZ A.	216	0.01	304	3.28
total							175.3

e. Costo de Herramientas.

Tabla 42
Costo de herramientas

Costo de Herramientas							
	VIDA UTIL	UNIDAD UTIL.	U M	PREC IO	PRECIO UNIT.	CANTI DAD	S/ Dispar o
LAMPA	90	DISP.	PZ A.	28.9	0.321	2	0.642
PICO	90	DISP.	PZ A.	65	0.722	1	0.722
LLAVE STILSON DE 16"	360	DISP.	PZ A.	82.6	0.229	1	0.229
LLAVE FRANCESA 12"	360	DISP.	PZ A.	68.5	0.19	1	0.19
ATACADOR Y GUIADOR	60	DISP.	PZ A.	14	0.233	3	0.7
CUCHARILLAS	60	DISP.	PZ A.	7.7	0.128	1	0.128
BARRETILLA	120	DISP.	PZ A.	57.2	0.477	3	1.43
SACA BARRENO	200	DISP.	PZ A.	10	0.05	1	0.05
SACA BROCA	720	DISP.	PZ A.	214.23	0.298	1	0.298
COMBO 6 Lbs	90	DISP.	PZ A.	55	0.611	1	0.611
FLEXOMETRO	60	DISP.	PZ A.	20.7	0.345	1	0.345
ARCO DE SIERRA	90	DISP.	PZ A.	16.77	0.186	1	0.186
COMBO 12 Lbs	120	DISP.	PZ A.	86.86	0.724	1	0.724
MOCHILA DE LONA	60	DISP.	PZ A.	111.9	1.865	2	3.73
Otros (10%)							0.9986
Total							10.98

f. Costo de Explosivos y accesorios: para este diseño se utiliza carmex de 9 pies

Tabla 43
Costo de explosivos

Costo de explosivos						
Descripción	Vida util	Unidad util.	Um	Precio unit.	Cantidad	S/ disparo
CARMEX 9'	1	DISP.	PZA.	3.08	33	101.64
MECHA RAPIDA	1	DISP.	MT.	1.84	5	9.2
EMULNOR 1000 1X12	1	DISP.	CART	1.76	102	179.52
EMULNOR 3000 1X12	1	DISP.	CART	1.89	120	226.8
TOTAL						517.16

g. resumen de costos

Tabla 44
Resumen de costos

Costos de perforación y voladura veta Buenos Aires		
Costos	S/ Disparo	(u.s. \$/disparo)
Costo de mano de obra	272.93	73.765
Costo de implementos de seguridad	10.88	2.941
Costo de máquina perf.	389.166	105.180
Costos de barrenos y mangueras	175.3	47.378
Costo de explosivos y accesorios	517.16	139.773
Costo de herramientas	10.98	2.968
Costo por disparo	1376.42	372.00

CAPÍTULO V

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. Comparación de resultados en el diseño de la malla

5.1.1. Análisis del diseño de malla usado en la mina CHALHUANE

En la malla de perforación usada en la Mina Chalhuane se encontró muchas deficiencias tanto en la cantidad de taladros como en la distribución como resultado un total de 37 taladros perforados y 36 cargados y no llegando a cumplir con el avance programado de 80 m en el mes de agosto del 2023 de la G1-335.

Tabla 45
Distribución de taladros

Distribución de Taladros	Tal. Cargados	Tal. Alivio
Taladros perforados	Nº	Nº
Arranque	4	3
1ra AY. De Arranque	4	
2da AY. De Arranque	4	
3ra AY. De Arranque	4	
Arrastres	5	
Cuadradores	4	
Ay, de cuadradores	4	
Ayd. De Corona	2	
Corona	5	
Sub total	36	3

5.1.2. Análisis del diseño de malla rediseñada

El presente diseño se hizo para una longitud de perforación de 8 pies. resultado un total de 35 taladros perforados 32 cargados y 3 taladros de alivio de 76 mm de diámetro para así tener un avance efectivo por lo tanto cumplir el avance programado para la G1-335.

Tabla 46

Análisis del diseño de malla rediseñada

Distribución de Taladros	Tal. Cargados	Tal. Alivio
Taladros perforados	Nº	Nº
Cuadrante I	4	3
Cuadrante II	4	
cuadrante III	4	
Cuadrante IV	4	
Arrastres	5	
Hastiales	4	
Ay, de Corona	2	
Corona	5	
Sub total	32	3
Total		35

5.2. Discusión de resultados en la perforación

Figura 54

Resultados de Perforación en la Veta BUENOS AIRES



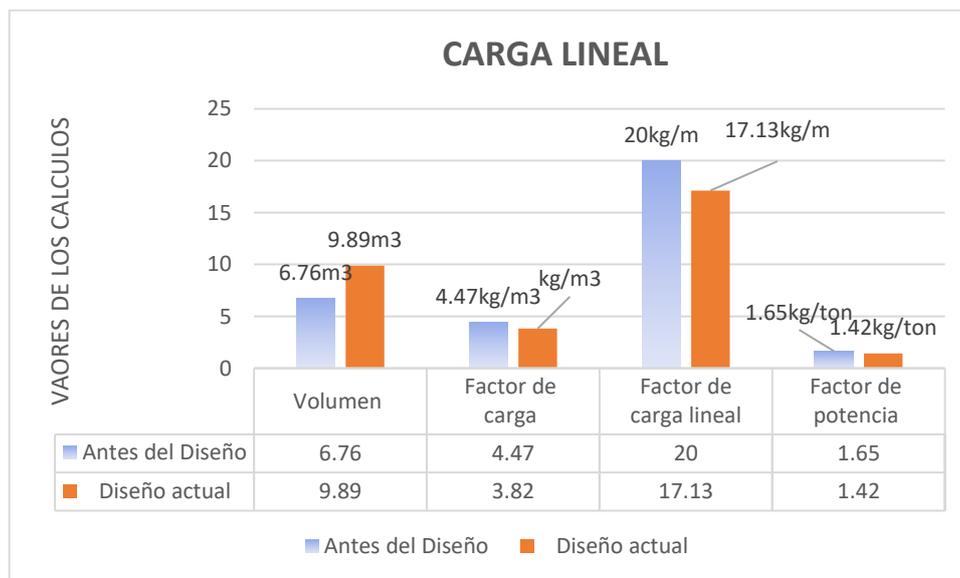
La eficiencia de Voladura depende de la perforación. En la fig.54 podemos ver los resultados de perforación real. antes del diseño y el nuevo diseño para mejorar el avance se utilizó un barreno de 8 pies con una perforación real de 7.60 pies

5.3. Discusión resultados de la voladura

Tabla 47
Carga Lineal

Nombre de calculo	Carga lineal	
	Antes del Diseño	Diseño actual
Volumen	6.76 m ³	9.89 m ³
TM	18.25 TM	26.70 TM
Factor de carga	4.47 kg/m ³	3.82 kg/m ³
Factor de carga lineal	20 kg/m	17.13 kg/m
Factor de potencia	1.65 kg/ton	1.42kg/ton

Figura 55
Carga Lineal



De acuerdo a la figura 55 podemos observar la diferencia de carga lineal antes de la investigación y después; donde la cantidad de carga para romper una tonelada es menor el en diseño actual.

5.4. Análisis de costos en perforación y voladura

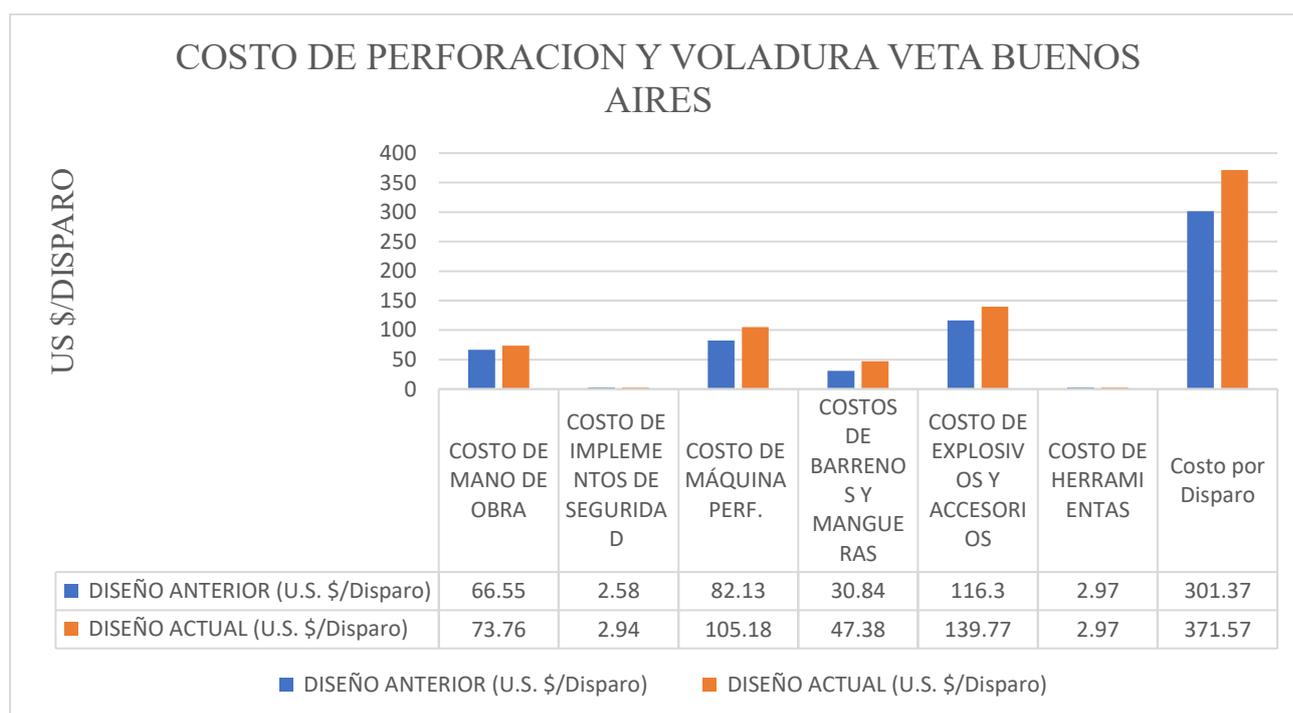
Tabla 48

Costos de perforación y voladura veta buenos aires

Costos de perforación y voladura veta buenos aires		
Costos	DISEÑO ANTERIOR (U.S. \$/Disparo)	DISEÑO ACTUAL (U.S. \$/Disparo)
Costo de mano de obra	66.55	73.76
Costo de implementos de seguridad	2.58	2.94
Costo de máquina perf.	82.13	105.18
Costos de barrenos y mangueras	30.84	47.38
Costo de explosivos y accesorios	116.3	139.77
Costo de herramientas	2.97	2.97
Costo por Disparo	301.37	371.57

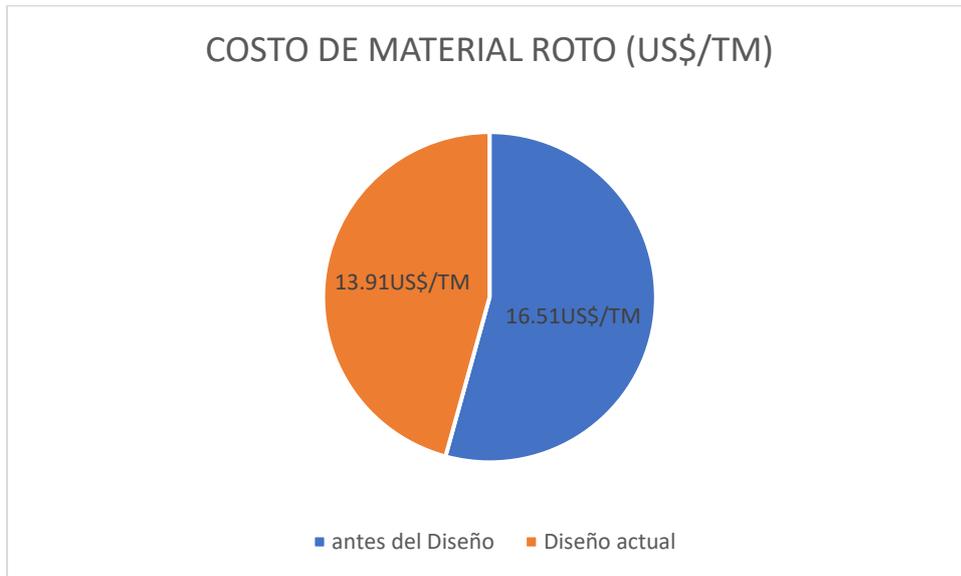
Figura 56

Costo de Perforación y Voladura Veta Buenos Aires



De acuerdo a la figura 56 se observa en un diagrama de barras los costos de perforación y voladura; el mayor costo es en los explosivos de 116.3 US\$/disparo y asumiendo que es de mucha relevancia e importancia estos costos en el proceso de voladura.

Figura 57
Costo de Material Roto



Haciendo una evaluación de costos por tonelada antes y después de la investigación, la fig. 57 comparando los costos (US\$ /TM), muestran las diferencias de costos de 2.60 US\$/TM . Esta diferencia nos da entender que el anterior diseño los costos por tonelada roto son mayores

CONCLUSIONES

1. Con el rediseño de la malla de perforación y voladura en la veta buenos aires, se logra un avance de 2.21m por disparo y logrando un mejor avance lineal.
2. la calidad de roca influye en el rediseño de la malla, sus datos son requeridos para la utilización del modelo matemático de HOLMBERG. Demostrando que la calidad de roca cumple un papel muy importante e influyente en el avance lineal.
3. La calidad del explosivo y la buena distribución de los taladros se puede obtener mejor avance con menos explosivos; Logrando en la veta buenos aires, una carga lineal de 17 .13 *kg/m* en comparación del diseño anterior de 20 *kg/m*.
4. Finalmente podemos concluir que se determinó la influencia del Rediseño de malla de perforación y voladura en el avance lineal de la Veta Buenos Aires, Chalhuane.
Reduciéndose los costos totales por metro de avance en un 15.76% (31.45 US)
 - Antes del diseño 199.58 **US/metro**
 - Nuevo diseño 168.13**US/metro**
 - Logrando un ahorro de 31.45 US por metro de avance

RECOMENDACIONE

1. Los objetivos trazados al inicio del estudio fueron alcanzados con éxito. Se determinó que tanto la calidad de la roca como la del material explosivo tienen una influencia positiva en el avance lineal y los costos de operación.
2. Aunque los resultados fueron positivos, es importante considerar que el estudio se centró en una única veta y en un periodo específico de tiempo. Futuras investigaciones podrían ampliar estos resultados a otras vetas y a largo plazo para validar las conclusiones obtenidas.
3. Se recomienda la implementación del rediseño de la malla de perforación y voladura en otras áreas de la mina Chalhuane y en otras operaciones mineras con características geológicas similares. Además, se sugiere continuar con la evaluación periódica de la calidad de roca y material explosivo para mantener la eficiencia operativa.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.

- Acero, A. (2021).** *Propuesta de una malla de perforación y voladura para labores de avance.*
- Agreda, I. (1996).** *Operaciones mineras unitarias de perforación y voladura de rocas*
- Aranya, Carlos (2018).** *En su tesis Evaluación de la Metodología Roger Holmberg para el diseño de túneles mineros.*
- Arbulú, A., & Carrasco, C. (2021).** *Diseño y simulación de perforación y voladura para optimizar la fragmentación de la roca en la Unidad de Producción Pallasca – Ancash.*
https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/80272/Arbul%C3%BA_VA_D-Carrasco_CCA-SD.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Arias, F. (2012).** *El Proyecto de Investigación Introducción a la metodología científica.* Fidias, A. (2012). El Proyecto de Investigación (Editorial Episteme (ed.); 6° Edición).
- Calderón, Á. (2018).** *Optimización de Costos Mediante Modificación de la Variables Controlables de Perforación y Voladura en Mina Toro.*
- Carhuaricra, S. (2021).** *“Diseño de malla de perforación para optimizar la perforación y voladura en zona caridad - unidad Huancapeti, CIA. Minera Lincuna s.a.c.-2019”.*
<https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/7850/TESIS-CARHUARICRA%20LOPEZ.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Ccallo, Y. (2016).** *"Caracterización geomecánica y mineralización en la veta buenos aires Andaray – Condesuyos – Arequipa".*
https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/RNAP_dcbafd638c93885470a9f45fea2c752a/Description
- Crnogorac, L., Tokalić, R., Lutovac, S., Gligorić, M., & Ganić, A. (2019).** Application of jksimblast software in drifting operations. *underground mining engineering*, 35.

https://www.researchgate.net/publication/338913443_Application_of_JKSimBlast_software_in_drifting_operations

Exsa. (2014). *Manual Práctico de Voladura - EXSA*. <https://vdocumento.com/manual-practico-de-voladura-exsa-5584994f7ce54.html?page=2>

Fidias, A. (2012). *El Proyecto de Investigación* (Editorial Episteme, Ed.; 6° Edición).

Gago, G. (2019). *Diseño de Mallas de Perforación y Voladura en Frentes de Avance para Reducción de Costos y Optimización de Tiempos en la Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A.-Unidad San Vicente, Vitoc Junin, 2018.*
<https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/6142?mode=full>

Gamarra, F. (2019). *Método De Holmberg para optimizar perforación y voladura en la Galeria 539 de la unidad minera Agromin La Bonita S.A.C.*
https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6001/T010_76672437_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Herrera, H. (2004). *Famesa explosivos asistencia técnica*. <https://pdfcoffee.com/229048545-teoria-jksimblast-pdf-free.html>

Konya, C. J. (1995). *Blast design*. Intercontinental Development. <https://pdfcoffee.com/blast-design-pdf-free.html>

Mamani, F. (2023). *Simulación del algoritmo holmberg en el jksimblast 2d face para optimizar los estándares de perforación y voladura en unidad minera shuntur 2022.*
<https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/7214>

Oscátegui, E. (2020). *Aplicación del software 2dface para optimizar los estándares de perforación voladura en la rampa -205 SMC Toropunto LTD.*

https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6662/T010_70152602_T.pdf

Peña, E., & Cárdenas Robert. (2022). *Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la unidad minera San Andres Minera Aurifera Retamas S.A. -2018.* UNAMBA.

Pernia, J.; Ortiz, F., Lopez, C., Lopez, E. (2021) *Manual de perforación y voladura de rocas.* Instituto geológico y minero de España <https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>

Ponce, F. (2014) *Elaboración de precios unitarios base para operaciones mineras VII Encuentro nacional de contratistas mineros - USIL*

RAE. (2023). *Real academia española.* <https://dle.rae.es/detonaci%C3%B3n?m=form>

Rodríguez, J. (2019). *Diseño de mallas de perforación para optimizar el avance lineal del crucero 121 norte y sur del nivel 1600 en mina Cerro Lindo, distrito Chavin, provincia de Chincha-Ica - año 2018.*

Hernández-Sampieri, H., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la Investigación.* 6ta EDICION. 104.
<https://drive.google.com/file/d/1Fjufmi0oGY4Zs8EajFiAJYNT2qoecH4k/view>

SERNAGEOMIN. (s. f.). *Guía n°4 de operación para la pequeña minería perforación y tronaduras.* Recuperado 8 de diciembre de 2023, de <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/10/G4PerforacionTronaduras.pdf>

Stefan, M., Lazar, K., Milanka, N., Nikola, S., & Jovan, M. (2019). *Application of softwares for drilling and blasting.* UDK 62 UNIVERSITY OF BELGRADE-FACULTY OF MINING AND GEOLOGY, 34, 77-89.

Tinta, J. (2022). *Optimización del proceso de perforación y voladura para mejorar la eficiencia de operaciones en la unidad minera Las Bravas, Ica II.*

Vogt, D. (2016). *A review of rock cutting for underground mining: Past, present, and future.* Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, *116*(11), 1011-1026.
<https://doi.org/10.17159/2411-9717/2016/v116n11a3>

ANEXOS

ANEXO 1: Matriz de consistencia

PROBLEMAS DE LA INVESTIGACIÓN	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENSIONES O INDICADORES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN, MUESTRA	TÉCNICAS INSTRUMENTOS
<p><u>Problema General</u></p> <p>¿Cómo influirá el Rediseño de malla de perforación y voladura, en el avance lineal y su respectivo costo por metro de la Veta Buenos Aires, Chalhuané?</p> <p><u>Problemas Específicos</u></p> <p>¿Cuál será la Influencia de la calidad de roca para un buen Diseño de perforación en el avance lineal de la</p>	<p><u>Objetivo General</u></p> <p>Determinar la influencia del Rediseño de malla de perforación y voladura en el avance lineal y su respectivo costo de la Veta Buenos Aires, Chalhuané</p> <p><u>Objetivos Específicos</u></p> <p>Determinar la Influencia de la calidad de roca para un buen Diseño de perforación en el avance lineal y su correspondiente costo de la veta</p>	<p><u>Hipótesis general</u></p> <p>Existe influencia significativa en la aplicación del Rediseño de la malla de perforación y voladura, en el avance lineal y sus respectivos costos de la veta “Buenos Aires” en Chalhuané</p> <p><u>Hipótesis Específicos</u></p> <p>Existe Influencia de la calidad de roca para un buen Diseño de la malla perforación y voladura en el avance lineal de la</p>	<p><u>Variable Independiente</u></p> <p>Rediseño de la malla de perforación y voladura</p>	<p>Diseño de Malla de Perforación</p> <p>Cargas Explosivas</p> <p>Proceso de Voladura</p>	<p><u>Tipo de investigación</u></p> <p>el tipo de investigación será Aplicada</p> <p><u>Nivel del Estudio</u></p> <p>Explicativo Causal</p>	<p><u>Población</u></p> <p>Galería Veta “Buenos Aires”</p> <p><u>Muestra</u></p> <p>Galería Veta “Buenos Aires”</p>	<p><u>Técnicas</u></p> <p>Se utilizará técnica de Medición</p> <p><u>Instrumento (s)</u></p> <p>Algoritmo de HOLMBERG</p> <p>JK SIMBLAST 2D FACE</p> <p>Levantamiento Topográfico</p>

<p>veta “Buenos Aires” Chalhuane?</p> <p>¿Cuál será la influencia de la calidad del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta “Buenos Aires” en minera Chalhuane?</p> <p>¿Cuál será los costos unitarios de perforación y voladura del ciclo de minado una vez optimizado en el avance lineal de la veta “BUENOS AIRES” en minera Chalhuane?</p>	<p>“Buenos Aires” Chalhuane</p> <p>Determinar la influencia de la calidad del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta “Buenos Aires” en minera Chalhuane</p> <p>Determinar los costos unitarios de perforación y voladura y del ciclo de minado una vez optimizado en el avance lineal de la veta “BUENOS AIRES” en minera Chalhuane</p>	<p>veta “Buenos Aires” Chalhuane</p> <p>Existe influencia del material explosivo en la voladura para el avance lineal veta “Buenos Aires” en minera Chalhuane</p> <p>Existe Reducción en los costos unitarios de perforación y voladura y del ciclo de minado una vez optimizado en el avance lineal de la veta “BUENOS AIRES” en minera Chalhuane</p>	<p><u>Variable Dependiente</u></p> <p>Avance Lineal de la Veta “Buenos Aires”</p>	<p>Características de la Roca</p> <p>Equipo de Perforación</p> <p>Factor Humano</p> <p>Costo de minado</p>	<p><u>Diseño de la investigación</u></p> <p>Cuasi experimental</p> <p>:</p>		
---	---	--	--	--	--	--	--

ANEXO 2: Marcado de malla de perforación



Desate de rocas



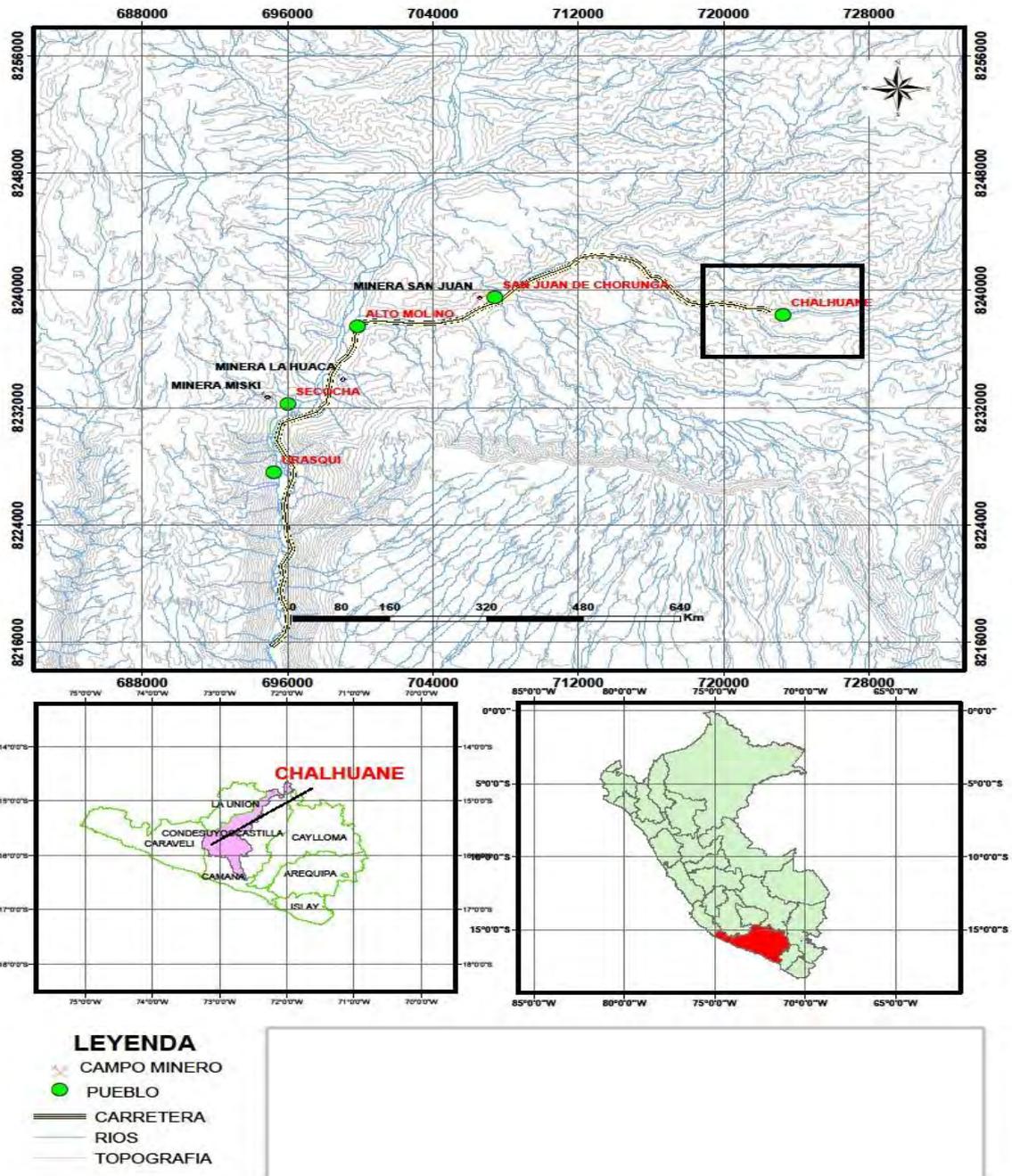
Voladura de frente (Galería 335)



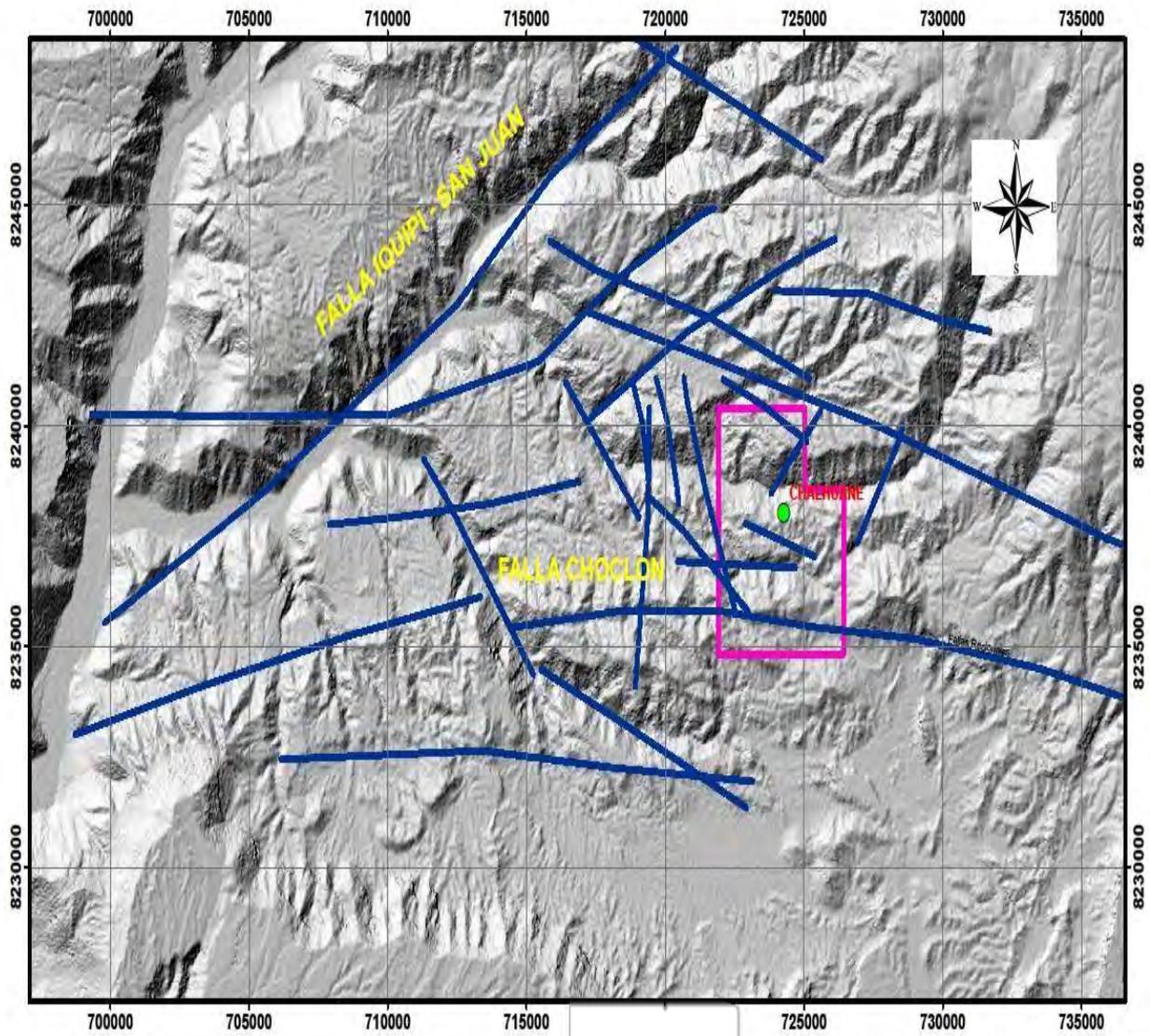
Equipo de limpieza y acarreo



PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA CHALHUANE



PLANO GEOLÓGICO ESTRUCTURAL



LEYENDA

-  CONCESSIONES
-  FALLAS REGIONALES

