

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la
Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023

Presentado por:

Grimaldo Buendia Huachaca

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2025



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300
en la Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023**

Presentado por **Grimaldo Buendia Huachaca**, Para optar el título profesional de
Ingeniero de Minas.

Sustentado y aprobado 12 de febrero de 2025 ante el jurado evaluador:

Presidente:



Dr. Crisolago Conza Ancaypuro

Primer miembro:



Mg. Juan Leonardo Davila Huacoto

Segundo miembro:



Ing. Hilario Carrasco Kolque

Asesor:



Dr. Pablo Ruben Zuloaga Candia

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 042-2025

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la Tesis intitulada: **Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023**, presentado por el Bach Grimaldo BUENDIA HUACHACA, Para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud **ACEPTABLE de (21%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 05 de febrero del 2025


 UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APURIMAC
Dr. Lintol Contreras Salas
DIRECTOR(E) DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA

C. c.
Archivo
REG. N°126

Agradecimiento

En primer lugar, expreso mi gratitud a Dios por otorgarme salud, bendición, sabiduría y fortaleza que me han permitido alcanzar la meta de convertirme en Ingeniero de Minas.

Quiero expresar mi agradecimiento a mi asesor, Pablo Rubén Zuluaga Candia, por su valiosa orientación y apoyo en la realización de este trabajo de investigación.

A los ingenieros y docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de mi alma mater, la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, quienes me proporcionaron formación profesional en los aspectos teóricos y prácticos necesarios para continuar con el camino de la minería.



Dedicatoria

Con mucho amor y gratitud, dedico mi trabajo de investigación a mis padres y hermanos: Gregorio Buendía Choque, Natividad Huachaca Zanabria, Reynaldo, Aquelino, Marco y Yasmini, por su confianza, sacrificio y apoyo, que me han inspirado y motivado a seguir adelante para alcanzar mis objetivos.

También dedico este trabajo a todos los amigos y familiares, especialmente a mis tíos Huachaca Zanabria y Buendía Choque, quienes estuvieron presentes en mi crecimiento personal y profesional.



Optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la
unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del Problema	6
1.2.1 Problema general	6
1.2.2 Problemas específicos	6
1.2.3 Justificación de la investigación	7
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	8
2.1 Objetivos de la investigación	8
2.1.1 Objetivo general	8
2.1.2 Objetivos específicos	8
2.2 Hipótesis de la investigación	8
2.2.1 Hipótesis general	8
2.2.2 Hipótesis específicas	8
2.3 Operacionalización de variables	9
CAPÍTULO III	10
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	10
3.1 Antecedentes	10
3.2 Marco teórico	14
3.2.1 Optimización de la perforación y voladura	14
3.2.2 Perforación de rocas	14
3.2.3 Malla de perforación	15
3.2.4 Número de taladros	16
3.2.5 Cálculo de burden y espaciamiento según el área de influencia	19
3.2.6 Carguío de Voladura	24
3.2.7 Construcción de la rampa	32
3.2.8 Aspectos geomecánicas en perforación y voladura	35
3.3 Marco conceptual	43
CAPÍTULO IV	46
METODOLOGÍA	46
	1



4.1	Tipo y nivel de investigación	46
4.2	Diseño de la investigación	46
4.3	Ética de la investigación	47
4.4	Población y muestra	47
4.4.1	Población	47
4.4.2	Muestra	47
4.5	Procedimiento	47
4.6	Técnica e instrumentos	48
4.7	Estadístico de investigación	48
CAPÍTULO V		49
RESULTADOS Y DISCUSIONES		49
5.1	Análisis de la malla de perforación estandarizada	49
5.1.1	Distribución de carga explosiva de la malla estandarizada	51
5.1.2	Análisis de resultados de la malla estandarizada	53
5.2	Mapeo geomecánico	56
5.3	Diseño de la nueva malla de perforación y voladura	58
5.3.1	Diseño de malla de perforación	58
5.3.2	Resumen de la nueva malla perforación	64
5.3.3	Cálculo de la nueva distribución de carga explosiva	66
5.3.4	Aplicación de la malla propuesta en campo	71
5.3.5	Análisis de resultados de la malla propuesta	72
5.4	Comparación de resultados entre la malla estandarizada y la propuesta	75
5.5	Discusión	79
CAPÍTULO VI		80
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		80
6.1	Conclusiones	80
6.2	Recomendaciones	81
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		82
ANEXOS		85



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Operacionalización de variables	9
Tabla 2 — Características técnicas del explosivo	27
Tabla 3 — Presentación de los productos	28
Tabla 4 — Clasificación geomecánica RQD (%)	36
Tabla 5 — Clasificación de las discontinuidades	37
Tabla 6 — Aberturas de las discontinuidades	38
Tabla 7 — Continuidad o persistencia de las discontinuidades	38
Tabla 8 — Rugosidad de las discontinuidades	38
Tabla 9 — Relleno de las discontinuidades	38
Tabla 10 — Alteración de las discontinuidades.	38
Tabla 11 — Para obtener el parámetro de la presencia del agua	39
Tabla 12 — Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra	39
Tabla 13 — Valoración para túneles y minas	39
Tabla 14 — Zonificación geomecánica de la masa rocosa	40
Tabla 15 — Propiedades del macizo rocoso	43
Tabla 16 — Distribución de la malla de perforación estandarizada	50
Tabla 17 — Distribución de carga explosiva en malla estandarizada	51
Tabla 18 — Resultado de aplicación de malla estandarizada	53
Tabla 19 — Costos unitario de la malla estandarizada	55
Tabla 20 — Tabla para la determinación del RMR de la roca.	57
Tabla 21 — Parámetros de diseño de malla de perforación y voladura	58
Tabla 22 — Calculo de burden y espaciamiento para ayudas	62
Tabla 23 — Calculo de burden y espaciamiento segunda ayudas	62
Tabla 24 — Calculo de burden y espaciamiento para producción	63
Tabla 25 — Calculo de burden y espaciamiento para contorno	64
Tabla 26 — Resumen del diseño de la nueva malla	65
Tabla 27 — Resumen del cálculo de la carga explosiva	69
Tabla 28 — Indicadores de diseño de voladura	71



Tabla 29 — Promedio semanal de los indicadores	73
Tabla 30 — Costos unitarios de la malla propuesta	75
Tabla 31 — Análisis comparativo antes y después de perforación y voladura	76
Tabla 32 — Matriz de consistencia	86
Tabla 33 — Costo unitario de perforación y voladura estandarizado	95
Tabla 34 — Costo de perforación y voladura de la nueva malla propuesta	96



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Burden de la malla de perforación	16
Figura 2 — Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).	18
Figura 3 — Diagrama de cuerpo libre de un taladro con explosivo	19
Figura 4 — Área de influencia del taladro en función del burden y Espaciamiento.	21
Figura 5 — Factor de seguridad para $R_p(-)$ 7300 U.M. Inmaculada	22
Figura 6 — Emulnor	28
Figura 7 — Clasificación geomecánica el RMR Y el GSI	42
Figura 8 — Arranque tipo circular	49
Figura 9 — Malla de perforación estandarizada	50
Figura 10 — Secuencia de salida de voladura en la malla estandarizada.	52
Figura 11 — Distribución lineal del explosivo en el taladro	52
Figura 12 — Promedio de avances por semana con la malla estándar	53
Figura 13 — Factor de potencia promedio con la malla estándar	54
Figura 14 — Factor de carga lineal con malla estándar	54
Figura 15 — Sobrerotura promedio con la malla estándar	55
Figura 16 — Arranque hexagonal propuesto	61
Figura 17 — Distribución de los taladros en función de su zona de influencia	66
Figura 18 — Secuencia de salida de malla propuesta	70
Figura 19 — Distribución de carga explosiva en los taladros	70
Figura 20 — Capacitación en el mercado de malla	72
Figura 21 — Promedio de avances por semana con la malla propuesta	73
Figura 22 — Factor de potencia promedio con la malla propuesta	74
Figura 23 — Factor de carga lineal con la malla propuesta	74
Figura 24 — Promedio de sobrerotura con la malla propuesta	75
Figura 25 — Indicadores de pre y post diseño de malla de perforación	76
Figura 26 — Indicadores de pre y post de nuevo distribución de explosivo	77
Figura 27 — Avance por disparo de pres y post implantación de la nueva malla	77
Figura 28 — Sobrerotura de pres y post implantación de la nueva malla	78
Figura 29 — Costo por disparo de pres y post implantación de la nueva malla	78



Figura 30 — Marcado de la malla de perforación estandarizada con tipo arranque circular	88
Figura 31 — Malla de perforación estandarizada con tipo arranque circular	88
Figura 32 — Mapeos y recomendaciones geomecánicas de la labor	89
Figura 33 — Demostración de marcado de malla propuesta al personal	90
Figura 34 — Perforación del arranque Tipo Hexagonal de la malla propuesta	90
Figura 35 — Marcado final de la nueva malla estandarizada	91
Figura 36 — Preparación de cañas	91
Figura 37 — Instalación de cañas	92
Figura 38 — Amarre de taladros	92
Figura 39 — Resultado del disparo con la nueva malla	93
Figura 40 — Supervisando en el área de trabajo	93
Figura 41 — Visualización en 3d de la rampa negativa 7300	94
Figura 42 — Secciones con la aplicación de malla estandarizada	97
Figura 43 — Secciones con la aplicación de la malla propuesta	98
Figura 44 — Plano geomecánico	99

INTRODUCCIÓN

En la actualidad, la unidad minera Inmaculada enfrenta desafíos significativos en las labores de avance, especialmente en la construcción de rampas negativas. Uno de los principales problemas está relacionado con el diseño de la malla de perforación y voladura, que se ve influenciado por la clasificación geomecánica de tipo IIIB en la predomina la roca andesita. Esta situación genera deficiencias en el avance lineal y sobreroturas, lo que incrementa los costos por disparo durante la construcción de las rampas. Ante esta problemática, es fundamental proponer soluciones efectivas que permitan cumplir con los programas de avance semanal y mensual establecidos.

En la unidad minera Inmaculada, en las rampas negativas, se presentan deficiencias en los avances por disparo, debido a que el diseño de la malla de perforación estandarizado no está dando buenos resultados. Además, no se realiza un seguimiento adecuado de las recomendaciones geomecánicas para un diseño óptimo de la malla de perforación ni para la correcta distribución de la carga explosiva en el proyecto de voladura. Por consiguiente, se requiere asistencia técnica para optimizar la malla de perforación y voladura en el frente de avance.

El objetivo de este trabajo de investigación es determinar la optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023.

La investigación se organiza de la siguiente manera: En el primer capítulo se describe de manera detallada el problema identificado a lo largo del proceso de perforación y voladura, junto con su formulación, motivo de la investigación y contextualización. Para el segundo capítulo se presentan los objetivos de la investigación, junto con las hipótesis generales y específicas y por último, se detalla la operacionalización de las variables. En el tercer capítulo, se detalla el marco teórico, asimismo las bases teóricas correspondientes a la investigación y marco conceptual, que estén sustentadas en las distintas referencias bibliográficas estudiadas por los distintos autores. En el cuarto capítulo la metodología sobre el tipo y nivel de investigación, diseño metodológico, ética en la investigación, unidad de muestreo, procedimientos y técnicas de



recolección de datos. En el quinto capítulo se desarrolla los resultados y discusiones de la tesis, analizando los resultados de los datos obtenidos en la optimización en el proceso de perforación y voladura. En el sexto capítulo se desarrollan las conclusiones y recomendaciones de la investigación.



RESUMEN

Esta investigación estudia la optimización a través del diseño de la perforación y voladura subterránea, con el fin de aumentar el avance y reducir los costos unitarios asociados a la baja eficiencia de los disparos. El objetivo general es determinar la optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la Unidad minera Inmaculada Ayacucho 2023. Por lo tanto, a través de la aplicación de una nueva malla de perforación y voladura en roca tipo IIIB, con predominancia de andesita, se optimiza la productividad en la construcción de la rampa negativa 7300. Se realizó una recopilación de datos en campo de la malla estandarizada, para luego efectuar pruebas de la nueva propuesta técnica de perforación y voladura. La presente investigación es de tipo aplicativo y nivel explicativo, con un diseño experimental. En conclusión, la optimización de la perforación y voladura permitió reducir el número de taladros cargados de 43 a 41, lo que a su vez permitió disminuir la longitud de perforación por disparo de 229.68 m a 221.76 m, lo que representa una reducción de 7.92 m. Además, el factor de carga lineal se redujo de 37.32 a 32.8 kg/m, con una variación de 4.80 kg por metro de avance, lo que impactó positivamente en la reducción de la sobrerotura, que bajó del 19.70% al 8.30%. Para lograr el avance promedio por disparo, se implementó un arranque tipo hexagonal con un burden de 0.25 m, lo que permitió aumentar el avance promedio de 3.10 m a 3.39 m. Finalmente, el costo unitario se redujo de 359.69 \$/m a 304.72 \$/m, logrando un ahorro de 54.97 \$/m.

Palabras clave: *Malla, optimización, perforación, rampa, voladura.*



ABSTRACT

This research studies the optimization of underground drilling and blasting design, with the aim of increasing progress and reducing unit costs associated with the low efficiency of blasts. The general objective is to determine the optimization of drilling and blasting in the construction of the 7300 negative ramp at the Inmaculada Mining Unit, Ayacucho, 2023. Operating costs are directly related to the efficiency of blast progress. Therefore, by applying a new drilling and blasting pattern, with better controls in geomechanical and operational mapping, productivity is optimized in the construction of the 7300 negative ramp. Field data was collected from the standardized pattern, followed by tests on the new technical proposal for drilling and blasting. This research is of an applied type and explanatory level, with an experimental design. The optimization of drilling and blasting allowed the reduction of loaded drill holes from 43 to 41, which in turn reduced the drilling length per blast from 229.68 m to 221.76 m, representing a reduction of 7.92 m. Additionally, the linear charge factor decreased from 37.32 to 32.8 kg/m, with a variation of 4.80 kg per meter of progress, which positively impacted the reduction of overbreak, which dropped from 19.70% to 8.30%. To achieve the average progress per blast, a hexagonal starting pattern with a burden of 0.25 m was implemented, which allowed an increase in average progress from 3.10 m to 3.39 m. Finally, the unit cost was reduced from 359.69 \$/m to 304.72 \$/m, achieving a saving of 54.97 \$/m.

Keywords: *Blast, drilling, geomechanics, mesh, optimization, ramp.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La tecnología disponible en la actualidad permite sistematizar y analizar la experiencia acumulada, extrayendo de ella conocimientos y enfoques científicos que respaldan el diseño de voladuras. Esto contribuye a una comprensión precisa del proceso de fracturación de la roca y de las variables que lo afectan. A su vez, facilita la organización de enfoques prácticos y eficientes aplicables en la industria minera (RIJALBA, 2019).

Internacionalmente los problemas que se ven en la construcción de la rampa, se pudieron ver que en la mina Bethzabeth en Ecuador, estudio desarrollado con la finalidad de mejorar los procedimientos de perforación y voladura de la rampa. Se desarrolló una nueva malla de perforación y la cantidad adecuada de material explosivo, ello para facilitar la optimización de las operaciones de perforación y voladura durante el desarrollo de la rampa de la mina Bethzabeth, sin embargo, a pesar de los intentos por mejorar en la optimización de la perforación, se presentó deficiencias en el avance de la ejecución por disparo de la rampa, asimismo no existía mucha seguridad por la caída de las rocas, ello generó peligro en los trabajadores y equipos (SÁNCHEZ, 2012).

En el aspecto nacional, en un estudio desarrollado con el propósito de mejorar el rendimiento de las voladuras y al mismo tiempo, ahorrar costos operativos a lo largo del ciclo de explotación en rampa de la Unidad Minera de Pallancata, Hochschild Mining Group tuvo que diseñar una malla óptima de voladura y perforación. Dado que las reservas de mineral de la parte superior del proyecto minero Pablo estaban siendo utilizadas continuamente por la minería en curso, se requería una rampa negativa para acceder a la zona mineralizada, o mitad inferior de la zona Pablo, con el fin de continuar produciendo mineral de la Unidad Minera Pallancata (CCOSCO, 2019).

En aspecto local los problemas que se ven en la construcción de la rampa, luego del grupo Hochschild Mining desarrollara el trabajo de investigación para analizar las distintas factores que influyen en el proceso de avance en rampas tanto en temas



geomecánicos, así como en el uso de explosivos en el análisis de voladura, cuyo fin será optimizar el control de sobrerotura por disparo en la unidad minera Inmaculada, demostrando la influencia en los costos que implican esta mejora en el proceso de avances para la explotación de la mina, sin embargo se pudo ver qué, que no se está cumpliendo con el programa de avance semanal propuesto por el área de planeamiento mina. Esto ocurre cuando no se alcanza el avance por disparo planeado, lo que impacta negativamente en la operación minera.

En el aspecto de la población de estudio, el problema central identificado fue que, en la Unidad Minera Inmaculada, tiene deficiencias en el avance por disparo y sobrerotura en las rampas negativas, lo que está impidiendo cumplir con el programa de avance y los indicadores establecidos por la unidad minera. Este problema se origina principalmente en las rampas debido a un mal diseño de la malla de perforación y a una deficiente distribución de la carga explosiva, lo cual no se ajusta a la clasificación geomecánica. Como consecuencia, los costos unitarios de perforación y voladura aumentan debido al elevados metros perforados y al uso excesivo de explosivos. En ese aspecto los estudios en esta investigación deben permitir determinar prácticas de ingeniería en la optimización de la perforación y voladura para que sea aplicable en el área de operaciones mina en busca de mejorar del avance en rampas.

Es por tal motivo que se plantea las siguientes preguntas.

1.2 Enunciado del Problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo optimizar la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cómo optimizar la malla de perforación en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023?
- ¿Cómo optimizar el carguío de voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023?



- ¿Cómo optimizar el avance, la sobrerotura y el costo por disparo en la construcción de la rampa negativa 7300 en la Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023?

1.2.3 Justificación de la investigación

La investigación se apoya en datos históricos y topográficos de campo que muestran un retraso en el avance de la ejecución de las rampas de la unidad minera Inmaculada. La construcción de la rampa no pudo avanzar como estaba previsto a lo largo de los meses anteriores debido a deficiencias en la perforación y voladura en los meses iniciales. En consecuencia, se introdujo las modificaciones en el procedimiento operativo de perforación y voladura para recuperar el avance mensual previsto con el fin de terminar la construcción de la rampa.

Esta investigación beneficiara a todos aquellos que tengan la necesidad de estudiar o conocer la optimización en perforación y voladura para la construcción de rampas en minería subterránea.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Determinar la optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023.

2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar la malla de perforación, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.
- Determinar el carguío de voladura, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.
- Determinar el avance, sobrerotura y costos por disparo, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

La optimización de la perforación y voladura influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.

2.2.2 Hipótesis específicas

- La optimización malla de perforación influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.



- La optimización carguío de voladura influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera immaculada, Ayacucho 2023.
- La optimización del avance, sobrerotura y costos por disparo influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en unidad minera immaculada, Ayacucho 2023.

2.3 Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
VARIABLE INDEPENDIENTE	Optimización de la perforación y voladura	Malla de perforación	Número de taladros
			Burden y espaciamiento
		Carguío de voladura	Kg/disparo
			Factor de potencia
		Factor de carga lineal	
VARIABLE DEPENDIENTE	Construcción de la rampa negativa 7300	Avance por disparo	metros/disparo
		Sobrerotura	Porcentaje %
		Costo por disparo	\$/disparo



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

a) Antecedentes internacionales

Sengún (FEIJOO, y otros, 2019) en el estudio titulada “Optimización de los procesos de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación “Nivel H” de la mina Agua Dulce, Portovelo - El Oro”. Introducción: En Ecuador, las modalidades de explotación en la pequeña minería son empíricas, caracterizadas por una tecnología limitada y una productividad reducida. Desde épocas arcaicas, el minero hallaba minerías de menor tamaño y abría galerías de dimensiones inadecuadas, lo que resultó en el crecimiento desmedido de diversos asentamientos mineros. El objetivo principal fue optimizar los sistemas de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación del nivel H de la mina Agua Dulce, situada en el sector Agua Dulce del cantón Portovelo. Se recopilaron datos en el campo y se examinaron las propiedades geomecánicas de las rocas. Se modificó el modelo empírico actual utilizando una nueva técnica para determinar las zonas de influencia a fin de proporcionar un diseño técnico. Esto permitió perforar correctamente en la región investigada, avanzar más por el túnel, maximizar el volumen de arranque, reducir el consumo particular y ahorrar dinero. Se concluye que este estudio ha demostrado que el nuevo diseño de malla de perforación y voladura produce resultados positivos.

(PUMA, y otros, 2021) en el estudio titulada “Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez”. Introducción: Esta actividad minera consistía en que pequeños grupos familiares buscaban áreas con abundantes minerales metálicos, especialmente oro y cobre. Luego, abrían galerías de manera artesanal, con tamaños muy pequeños, que servían para acceder a las vetas de mineral. El mineral extraído se vendía a pequeños comerciantes de la zona, y el dinero que recibían solo les servía para su propio beneficio. Objetivo: Optimizar el proceso de perforación y voladura efectuado en la Sociedad Minera “Los Caprichosos Reina del Rosario”, a través de la implementación del modelo matemático de Holmberg para el mejoramiento de los



aspectos económicos, productivos y operativos implicados en el avance de las galerías. Este proyecto tiene como objetivo mejorar la eficiencia en el avance de los frentes de explotación en una pequeña empresa minera, que actualmente utiliza métodos empíricos y poco técnicos para llevar a cabo las excavaciones mediante perforación y voladura. Para lograr un avance superior al 95%, se analizó el proceso operativo de las excavaciones, el tipo de roca presente y los explosivos utilizados. A partir de esto, se diseñó y aplicó una malla de perforación basada en el método de Holmberg y el modelo Kuz-Ram, con el objetivo de controlar el tamaño de los fragmentos en el frente de trabajo. Los resultados obtenidos fueron un avance del 97.03%, una reducción de \$0.07 por metro de perforación y un ahorro de \$18.80 por frente de explotación, tras implementar la malla de perforación. El estudio concluye destacando la relevancia de utilizar una malla de perforación adecuada para lograr un avance más eficiente, además de reconocer la importancia de considerar el conocimiento práctico del minero tradicional para obtener los mejores resultados.

Según (GONZALES, 2016) en su estudio titulada “Mejora continua de las voladuras de desarrollo en la mina Ernest Henry”. Objetivo: Las operaciones de voladura de desarrollo en minas de subnivel y block caving desempeñan un papel fundamental en la eficiencia y coste del desarrollo de la mina. Los costes de desarrollo de la mina Ernest Henry suponen una gran parte del presupuesto de la mina, pero al mejorar los procedimientos de voladura y aplicar. La bibliografía no ofrece a los ingenieros una estrategia metódica para la mejora continua de las voladuras de desarrollo. Las actividades de desarrollo de la mina Ernest Henry producen un 30% menos de recortes de lo ideal, con importantes excesos y defectos de rotura que conllevan peligros geotécnicos potenciales, como desprendimientos de rocas, lo que aumenta el riesgo minero. El objetivo del proyecto es desarrollar un enfoque exhaustivo y sistemático para la mejora continua de las voladuras de desarrollo en las operaciones mineras, centrándose en EHM como caso de estudio.

Asimismo (OLLERO, 2021) en el estudio titulada “Reducción de vibraciones en el Municipio de Santo Domingo con la aplicación de un nuevo diseño de voladura en el tajo 333-311 Mina Jabalí”. Introducción: El accionista mayoritario de la empresa minera canadiense Calibre Mining Corp. es la antigua minera de oro B2Gold Corp. Se constituyó en 1969 con el fin de adquirir, explorar y desarrollar reservas de metales básicos y preciosos en Nicaragua. Es propietaria y operadora de los proyectos de oro,



plata y cobre Santa María, primavera y Monte Carmelo, que forman parte de las Concesiones Borosí y están situados en la Región Autónoma de la Costa Caribe Norte de Nicaragua. También es propietaria de la Concesión El Peste, los barrios de Rosita y Carpatos, y sus alrededores. Además, colabora en la gestión del Proyecto Borosi Oriental. Su sede principal está en Vancouver. Finalidad: Con el fin de minimizar las molestias al municipio de Santo Domingo, se determinará el mejor diseño para la voladura en el tajo 333-311 de la Unidad Jabal de la Compañía Minera Calibre Mining - Nicaragua mediante el estudio de los niveles de vibración. Los resultados en términos de fragmentación del macizo rocoso y la velocidad pico de las partículas en superficie definirán el rendimiento global del diseño. Para ello se medirán los niveles de velocidad de partícula generados por la detonación de un nuevo modelo de carga explosiva y al mismo tiempo se distribuirán en un nuevo diseño de distribución de barrenos. Se describe en este trabajo la aplicación de la técnica de monitoreo de vibraciones particularmente en la Unidad Operativa Jabalí y su importancia en el diagnóstico, control, modelamiento y optimización del proceso de la voladura. Se analiza su potencial en términos de reducción de daño en superficie con el fin de mantener buenas relaciones con la población santo dominguense, aumentar los rendimientos de producción y minimizar los costos operacionales en conjunto en esta etapa de la explotación, en lo posterior validar el nuevo diseño de voladura óptimo en el tajo 333-311 en la Unidad Operativa Jabalí - Compañía Minera Calibre Mining, el objetivo es alcanzado como se demuestra en el presente estudio.

b) Antecedentes nacionales.

De acuerdo con (MAMANI, 2022) en su trabajo de tesis titulado “Rediseño de la malla de perforación y voladura en frentes de avance nivel 0 para reducir los costos de operación SM Esperanza- Secocha”. Introducción: comenzó como resultado de un mal diseño de la malla de perforación en Sociedad Minera. Reducir los costes de explotación rediseñando la red de perforación. Objetivo: Reducir los costes operativos en Sociedad Minera Esperanza - Secocha mediante el rediseño de la malla de perforación y voladura de los frentes de avance de nivel 0. Concluyendo: Al rediseñar la malla de perforación mediante simulaciones matemáticas, fue posible reducir los costos desde 226.14 a 207,39 US\$/m por cada metro de avance y un nuevo factor de carga, 3,12 kg/m³, sustancialmente inferior al antiguo, permitieron reordenar y disminuir los agujeros.



(CONDORI, y otros, 2021) En el estudio: “Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera Estrella de Chaparra S.A.” Introducción: Uno de los componentes más cruciales en el crecimiento de las operaciones es la investigación basada en los costos, porque su objetivo es aumentar el margen de beneficios de una empresa. Finalidad: Mejorar los procedimientos de voladura en el nuevo pozo de recuerdos, lo que conllevó a trabajar con la metodología siguiente: investigación descriptiva, analítica y aplicada se utiliza un diseño experimental puro y un método hipotético-deductivo. Concluyendo: El número de perforaciones se redujo significativamente, los costes de perforación y voladura se redujeron de 11,39 \$/TM a 6,68 \$/TM, y la producción aumentó en 11,13 tm/broca, cuando ésta tiene un balance objetivo (2,45 g Au/TM), lo que se traduce en una producción de oro de 28,04 g Au/broca. Esto se consiguió diseñando la sección de malla de 2mx10m.

(CALDERON, 2015), en su tesis “optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (unidad minera macdesa”. En la introducción: El objetivo del estudio es aumentar la producción y reducir los costes de la empresa minera Macdesa mediante la mehoría de los procesos de voladura y perforación. La siguiente cuestión sirvió de base para la investigación: ¿Cómo pueden mejorarse los procedimientos de voladura y perforación para incrementar la producción de la empresa Macdesa? El objetivo es evaluar las mejoras en esta operación unitaria y maximizar el avance en los distintos trabajos de la unidad minera de Macdesa, minimizando al mismo tiempo los gastos de perforación para lograr la mejor producción y avance posible en lo que respecta a la explotación minera. Con respecto a la metodología es descriptiva, analítica y aplicada se utiliza un diseño experimental puro y un método hipotético-deductivo. Con respecto a las conclusiones: La implementación de estas prácticas en la perforación tiene un impacto significativo en la reducción de fallas de voladura en las operaciones mineras de la empresa, y hay un mayor costo como resultado de la ignorancia de las mejores prácticas en los estándares de costos de perforación y voladura.

(LUNA, 2021) en su trabajo de tesis titulada “Optimización de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla en la ejecución del by pass 4200 n de la unidad minera immaculada-hochschild mining-ayacucho” en la introducción: La Unidad Minera Inmaculada está desarrollando el By Pass 4200 N con una sección de 4.50 m x



4.00 m, en una formación de lava andesítica con una densidad de 2.55 Tm/m^3 y un índice RMR entre 41 y 50. Para la voladura, se emplearon explosivos de emulsión encamisada Emulnor 3000 y Emulnor 1000 en cartuchos de $1 \frac{1}{4}'' \times 12''$. El estudio comparó el diseño de la malla de perforación anterior, que incluía 51 taladros (5 de borde, 8 de alivio para precorte y 40 taladros cargados), con el diseño actual, el cual no consideró adecuadamente las características de la roca ni los parámetros de los explosivos. Como consecuencia, los resultados obtenidos no fueron favorables, generando dificultades en el avance lineal y un aumento en los costos de perforación y voladura. Para corregir estos problemas, se revisó el diseño de la malla de perforación, incorporando un análisis más detallado de las propiedades geomecánicas de la roca con el objetivo de mejorar la eficiencia y optimizar los costos operativos.

3.2 Marco teórico

3.2.1 Optimización de la perforación y voladura

“La optimización busca hacer que una actividad, como la perforación y voladura, se lleve a cabo de la manera más eficiente posible, por lo que se trata de sacar el máximo provecho de los recursos disponibles y, al mismo tiempo, realizar el trabajo en el menor tiempo posible sin desperdiciar esfuerzo ni materiales.” (WESTREICHER, 2020).

3.2.2 Perforación de rocas

El concepto de perforación de rocas, consiste en la operación de llevar a cabo varias perforaciones cilíndricas en la superficie del macizo rocoso que se pretende arrancar. Estas perforaciones se llaman barrenos y tienen una distribución y un ángulo de inclinación que están diseñados según unos criterios geométricos y cálculos matemáticos o estimaciones empíricas para producir el arranque, la fragmentación y el desplazamiento de parte del macizo rocoso (RIJALBA, 2019).

La técnica de perforación forma parte de la operación global de perforación y voladura de rocas que significan a la vez, una parte importante de los costos de la operación minera. En terrenos geomecánicamente competentes en los que los métodos mecánicos no son económicamente viables, puede utilizarse el método de perforación y voladura para extraer la roca (RIJALBA, 2019).



3.2.2.1 Componentes de un sistema de perforación mecánico

Según (RIJALBA, 2019) el sistema de perforación está compuesto por cuatro componentes esenciales, cada uno desempeñando un papel clave para garantizar un proceso de perforación mecánica eficiente, la cuales son:

Perforadora (Fuente): La perforadora es la que inicia el trabajo del sistema, convirtiendo la energía de su forma original (fluida, eléctrica, neumática o motores de combustión) a energía mecánica, para hacer actuar al sistema.

Sarta de perforación (transmisor): El barreno (The ROD) o Drill Stell o STEM o PIPE, es el elemento que transmite la energía de la perforadora o fuente hacia la broca o aplicador.

Broca (Aplicador): La broca (bit), es el elemento encargado de aplicar la energía del sistema, haciendo el ataque de la roca mecánicamente para lograr la penetración dentro de esta.

Fluido de circulación (limpiador): La circulación de un fluido por el cual sirve para limpiar los taladros, controlar el polvo, enfriar la roca y a veces puede ser usado para estabilizar las paredes del taladro. Diseño de arranque o corte.

3.2.2.2 Equipos de perforación

“En la unidad minera Inmaculada, se usa el Boomer S1, un perforador hidráulico frontal que es perfecto para trabajar en galerías y túneles pequeños, con secciones de hasta 31 m²” (EPIROC, 2023).

3.2.3 Malla de perforación

La malla de perforación es el diseño que distribuye los taladros en un frente de avance. Su distribución establece dónde se colocan, qué profundidad alcanzan y en qué dirección se orientan, lo que juega un papel fundamental en la fracturación de la roca al momento de la detonación (MINING ALATI, 2024).



Arranque

(FAMESA, 2019) La base de la voladura en túneles tiene como principio el arranque, corte o cuele, que se utiliza como cara libre inicial del frente de perforación y voladura el cual determina un buen avance, teniendo en los taladros de arranque ser simétricos y tener paralelismo.

Para llevar a cabo el disparo de la primera fase, existen diversas maneras de hacerlo para formar la cavidad de corte.

Tipo de corte en paralelo: Son taladros paralelos con diferentes medidas en burden y espaciamiento de acuerdo a las condiciones geomecánicas y aplicación in situ.

- **Corte quemado:** se refiere a un grupo de taladros del mismo diámetro que se perforan muy cerca unos de otros y tienen patrones variables de distribución; algunos de estos no poseen cargas explosivas, lo que significa que sus espacios vacíos actúan como caras libres (EXSA, 2014).
- **Corte cilindro:** “Este tipo de corte mantiene unas distribuciones similares a las del corte quemado, sin embargo, se distingue por la presencia de uno o más taladros vacíos con un diámetro mayor que el resto. Esta característica facilita la creación de la cavidad cilíndrica” (EXSA, 2014).

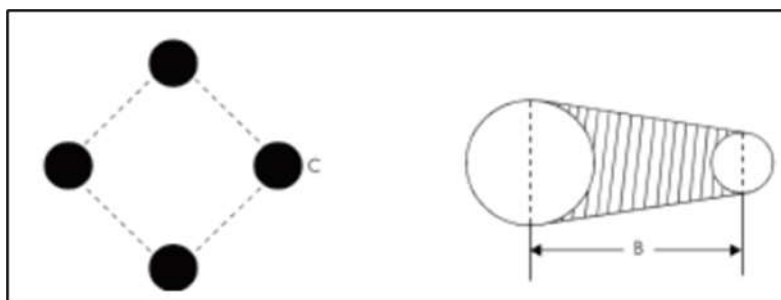


Figura 1 — Burden de la malla de perforación

Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

3.2.4 Número de taladros

Según el manual (EXSA, 2014) se puede calcular el número de taladros en forma más precisa mediante la siguiente relación:

$$N^{\circ} Tal = \frac{P}{dt} + s * c$$

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel

S: Área de la sección del túnel (m²).

dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

Fuente: (EXSA, 2014)

c: coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Dureza de la roca	Coficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Fuente: (EXSA, 2014)

a) Cálculo del área de la sección del túnel (m²).

Según (RIJALBA, 2019) para diseñar la malla de perforación y la voladura, es crucial primero definir bien la sección del túnel y el área de la excavación. Estos datos iniciales son esenciales, ya que nos darán la base para hacer los cálculos, los cuales se realizarán con esta ecuación:

$$\text{Área (s)} = \frac{\pi r^2}{2} + r(A - 2 * r) + A * (H - r)$$

Donde:

S: Área de la sección del túnel.

A = Ancho del túnel.

H = Alto del túnel.

r = Radio del arco de la bóveda



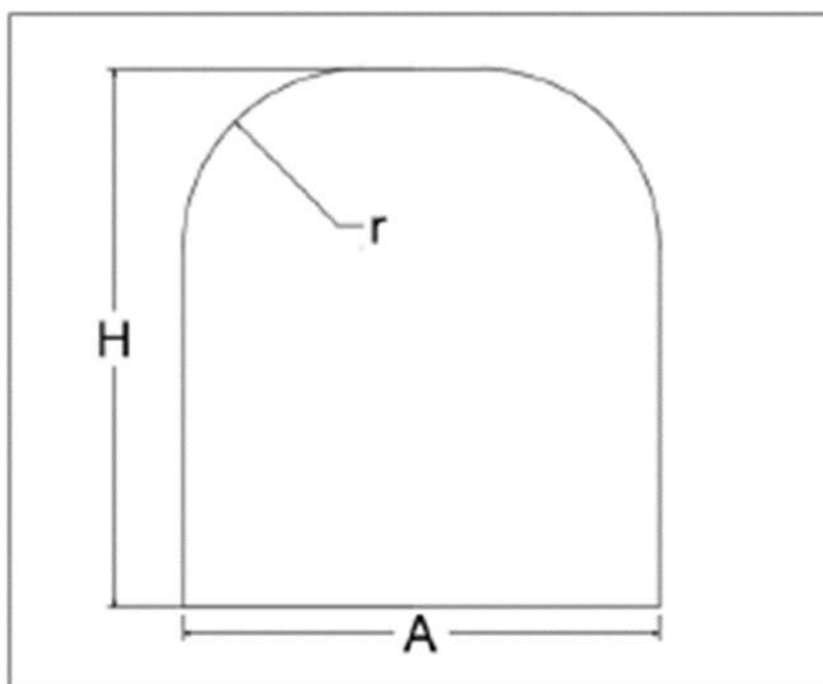


Figura 2 — Cálculo del perímetro o circunferencia del túnel (m).

Fuente: (RIJALBA, 2019)

b) Estimación del perímetro del túnel

Para obtener el perímetro de la excavación se se obtiene aplicando la siguiente formula:

$$P_{Perimetro} = \pi * r + 2(H - r) + 2(A - r)$$

P: circunferencia o perímetro de la sección del túnel,

A: Ancho del Labor

H: alto de labor

r: radio del arco de la bóveda.

c) Estimación del diámetro equivalente para los taladros de alivio (ϕ_2).

Según la manual (EXSA, 2014) el diámetro equivalente es el tamaño que resultaría si uniéramos todos los taladros de alivio en uno solo. Para calcularlo, se utiliza una fórmula matemática.

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

ϕ_e = Diámetro equivalentes

ϕ_a = Diámetro de los taladros de alivio

N = Numero de los taladros de alivio



d) Estimación del burden equivalente por principio de longitud de arco "Be".

La medida de eje a eje, entre el taladro cargado y el diámetro equivalente se conoce como burden equivalente. A continuación, se explica cómo se realiza el cálculo para nuestro diseño (LÓPEZ, 2001).

$$B_{e\max} = \frac{\pi\phi_e}{2} = 1.5 * \phi_e$$

$B_{e\max}$ = Burden equivalente.

π = Valor constante.

ϕ_e = Diámetro equivalente.

3.2.5 Cálculo de burden y espaciamiento según el área de influencia

Este es un modelo matemático nuevo que fue respaldado durante su presentación en el IV Congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica. Desde entonces, ha sido reconocido y utilizado como una herramienta práctica en distintas investigaciones (OJEDA, 2007).

El siguiente análisis realizado por (OJEDA, 2007) a partir del diagrama de cuerpo en equilibrio a partir de la figura. Para probar esta teoría se utilizan criterios de mecánica de rocas, explosivos, ajustes de perforación y resistencia de los materiales.

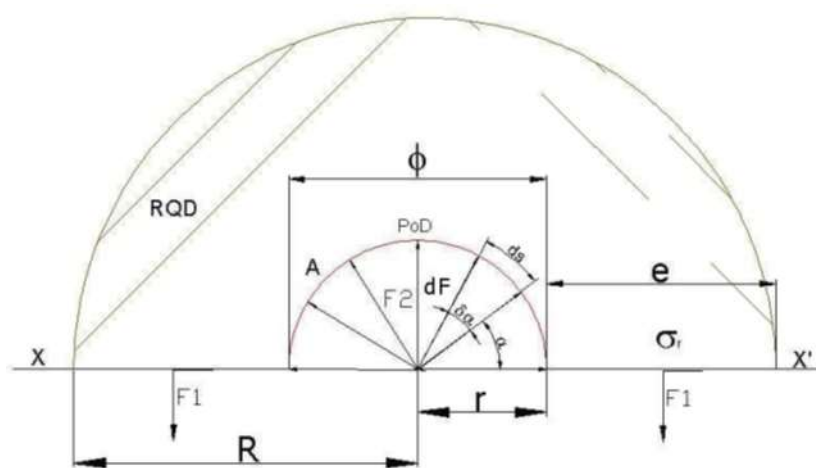


Figura 3 — Diagrama de cuerpo libre de un taladro con explosivo

Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, “IV CONEINGEMMET” en Huancayo 2003



$$\sum F_v = 0$$

$$-2F_1 + F_2 = 0$$

$$F_2 = 2F_1 \dots \dots \dots (1)$$

Calculado el F2. En este proceso, las fuerzas se descomponen según sus ejes cartesianos para facilitar el análisis.

$$dF_2 = 2dF_2 \sin \alpha + 2dF_2 \cos \alpha$$

“El diferencial de (F2) depende de la presión de detonación, el factor de carguío (Fc) del explosivo del área, del D.C.L.”

$$dF_2 = PoD * Fc * dA$$

$$dF_2 = PoD_2 * Fc * Da$$

“la diferencial de área (dA) está en función a la longitud de taladro y un diferencial de arco (ds) que forma el diámetro del taladro”.

$$dA = Ltal * ds$$

“la diferencial de arco (ds) está en función al radio del explosivo (re) y un diferencial de ángulo alpha (d α)”.

$$ds = re * d\alpha$$

Reemplazando se tiene un F2:

$$\int dF_2 = \int_0^\pi 2 * PoDPtal * Ltal * \sin \alpha d\alpha + \int_0^\pi 2 * PoDP_{talc} * Ltal * r \cos \alpha d\alpha$$

$$F_2 = 2 * PODtal * Ltal * r \dots \dots \dots (2)$$

b) Determinando F1:

La fuerza 1 está determinada en función de la multiplicación de la resistencia a la compresión de la roca o mineral (σ), el R.Q.D. y el área de fractura (A).

$$F_1 = \sigma r * RQD * A$$

Dónde: A = e*Ltal



$$F_1 = \sigma_r * RQD * e * L_{ta} \dots \dots \dots (3)$$

Al sustituir las ecuaciones (3) y (2) en la ecuación (1) y posteriormente realizar el proceso de simplificación, se obtiene la siguiente ecuación.

$$2 * POD_{tal} * L_{tal} * r = 2 * \sigma_r * RQD * e * L_{tal}$$

$$e = \frac{POD_{tal} * r}{\sigma_r * RQD}$$

Burden para un factor de seguridad “Fs”

$$B_n = \frac{2e}{F_s} + \phi \dots \dots \dots (5)$$

Burden nominal “Bn” (formula general), reemplazando ec. (4) en (5) y simplificando.

$$B_n = \phi_{tal} * \left(\frac{POD_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

Burden Ideal “Bi”

$$B_l = B_n - D_p$$

Dp: desviación de taladros

Para esta compañía, se utiliza una eficiencia de marcado y una desviación de perforación del 90%.

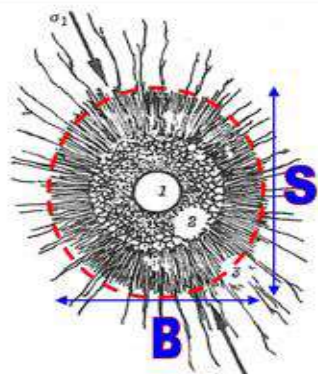


Figura 4 — Área de influencia del taladro en función del burden y Espaciamiento.

Fuente: IV Coneingemmet, (2003).

De la figura se describe las zonas: En donde la zona 1; es el diámetro del taladro, la zona 2 es la zona pulverizada por el explosivo y la zona 3 es el área de influencia del taladro después de una voladura.

Donde:

Bn = Burden nominal (m)

Sn = Espaciamiento nominal (m)

Ø= Diámetro del taladro (m)

PODtal = Presión de detonación en el taladro (Kg/cm2)

RQD = Índice de calidad de la roca

σ_r = Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (Kg/cm2)

Fs = Factor de seguridad

$$F_s = \left(\frac{PODtal}{\left(\frac{B_n}{\phi} - 1\right) * \sigma_r * RQD} \right)$$

Cuadro con los factores de seguridad del departamento de geomecánica para el proyecto de rampa Negativa 7300 en la Unidad Minera Inmaculada.

Figura 5 — Factor de seguridad para Rp(-) 7300 U.M. Inmaculada

	arranque	Ayudas	Segunda ayuda	Producción	Contorno
Fs	6	5	2.4	2.6	1.8

Factor de Carguío (**Fc**):

Según la teoría, el factor de carga depende del volumen del taladro y del volumen de explosivo contenido en su interior del taladro, donde: **Fc ≤ 1**

$$F_c = \frac{V_C}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal} * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal} * L_{tal}}$$

Acoplamiento del explosivo

El acoplamiento se determina a partir de la relación entre el diámetro del explosivo (ϕ_e) y el diámetro del taladro (ϕ_{tal}), debiendo cumplir la condición: **Ae ≤ 1**.

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

Longitud de carga del explosivo (Lc)



$$V_e = \frac{\pi * \phi_e}{\phi_{tal}} * L_e * \left(\frac{N^o_c}{tal}\right) \dots \dots \dots (1)$$

V_e = Volumen del explosivo

ϕ_e = Diámetro del explosivo

L_e = Longitud del explosivo

$\frac{N^o_c}{tal}$ = Numero de cartuchos por taladro

Para determinar el volumen acoplado del explosivo, se utiliza la siguiente ecuación.

$$V_e = \frac{\pi * \phi_{Ae}}{4} * L_c \dots \dots \dots (2)$$

$$\phi_{Ae} = A_e * \phi_{tal} \dots \dots \dots (3)$$

ϕ_{Ae} = Diámetro del acoplamiento del explosivo

ϕ_{tal} = Diámetro del taladro

L_c = Longitud carga

A_e = Acoplamiento del explosivo

Luego de sustituir las ecuaciones (2) y (3) en la ecuación (1), se obtiene la longitud de carga (L_c), siguiendo la siguiente secuencia:

$$L_c = \left(\frac{\phi_e}{A_e * \phi_{tal}}\right) * L_e * \left(\frac{N^o_c}{tal}\right)$$

Presión de detonación de taladros

Para calcular la presión de detonación dentro del taladro se utiliza la “Ley de Dalton” para gases o “Ley de Boyle” para Presiones Parciales”.

$$PoD_{tal} = P_{cc} + P_{cp}$$

De donde

Para presión de columna (P_{cc})

$$P_{cc} = PoD_{cc} * \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = PoD_{cc} * F_{cc}$$

$$F_{cc} = \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_{cc}^2 * L_{cc} * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal} * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_{cc} * N_{cartuchos}}{\phi_{tal} * L_{tal}}$$

Factor de carga de fondo



$$P_{cf} = PoD_{cc} * \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = PoD_{cf} * F_{cf}$$

$$F_{cf} = \frac{V_c}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_{cf}^2 * L_{cf} * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal} * L_{tal}} = \frac{\phi_{cf}^2 * L_{cf} * N_{cartuchos}}{\phi_{tal} * L_{tal}}$$

3.2.6 Carguío de Voladura

Es el proceso de llenar los taladros mediante el uso de sustancias químicas conocidas como explosivos. Para llevar a cabo esta tarea con eficacia, hay que aplicar la ingeniería, y es crucial predecir con exactitud el tipo de roca, el tipo de explosivo que se va a utilizar y la cantidad que habrá que cargar en el frente (FAMESA, 2019).

3.2.6.1 Explosivo

(FAMESA, 2019) Se trata de sustancias químicas que, sometidas a circunstancias específicas o estímulos externos, se descomponen violentamente y liberan grandes cantidades de energía y gas. La principal fuente de energía en el proceso de voladura son estos explosivos, que pueden transformarse en productos gaseosos y condensados en una fracción de microsegundo y alterar su volumen inicial en una masa gaseosa que alcanza temperaturas extremadamente elevadas y, en consecuencia, presiones extremadamente altas. Cuando los explosivos estallan, se producen una serie de subproductos gaseosos a altas temperaturas y presiones que ocupan un volumen mayor que el volumen original del espacio donde estaba contenido el explosivo, entre 1.000 y 10.000 veces mayor.

3.2.6.2 Propiedades de los explosivos

a) Velocidad de detonación

“Se le considera a la velocidad con la cual la onda de la detonación se mueve por medio del explosivo, ello muestra un indicador del ritmo de la energía. También caracteriza la velocidad de la onda a medida que se desplaza a lo largo de una columna de explosivo” (EXSA, 2014).

b) Densidad

Es la relación entre masa y el volumen del explosivo, expresada en g/cm³. Ello muestra cuántos gramos de masa contiene una sustancia con



un volumen de 1 cm³. Tiene un impacto significativo en la sensibilidad y la velocidad de detonación de los explosivos (EXSA, 2014).

c) Presión de detonación

“Es la presión que se genera en el plano "CJ" detrás del frente de detonación, a medida que la onda de detonación avanza. Esta presión depende de la densidad y de la velocidad al cuadrado, y se mide en kilobares (kbar) o megapascuales (MPa). En los explosivos comerciales, esta presión varía entre 500 y 1,500 MPa” (EXSA, 2014).

Según la (EXSA, 2014) la presión de detonación debe tenerse en cuenta al utilizar explosivos como iniciadores.

$$Pd = 0.25\rho \times VOD^2 \times 10^{-3}$$

Donde:

ρ : Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD: Velocidad de detonación (m/s)

Pd : Presión de detonación (K bar).

d) Presión de taladro

“Fuerza de empuje que ejercen los gases sobre las paredes del taladro. Se expresa en kg/cm², en kilobares (kbar) o en Mega pascuales (MPa)” (EXSA, 2014).

e) Potencia Relativa

“Es la energía que contiene el explosivo para realizar un trabajo. Para medirla se utiliza el ensayo de Trauzl, que evalúa la expansión del explosivo al detonar 10 g en el interior de una cavidad cilíndrica de 70 cm³ situada en la parte superior de un molde cilíndrico de plomo de dimensiones determinadas” (EXSA, 2014).



f) Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo se refiere a la cantidad de energía necesaria para que se inicie y, a continuación, se produzca su detonación, siendo mayor o menor según el tipo de explosivo. (EXSA, 2014).

Según (EXSA, 2014), se pueden considerar una amplia variedad de aspectos relativos a la sensibilidad de los explosivos; algunos de ellos inciden directamente en la seguridad durante las diferentes etapas de manipulación, como la fabricación, el transporte y la utilización, mientras que otros aspectos están relacionados con su iniciación en el proceso de voladura:

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva.
- Sensibilidad al choque y al rozamiento.

g) Resistencia al agua

Es la capacidad de soportar la exposición prolongada al agua sin que sus propiedades se vean afectadas, es decir, su capacidad para evitar que el agua lo penetre. Se mide en horas (EXSA, 2014).

h) Categoría de humos

Cuando se detona un explosivo comercial, se generan diversos subproductos, como polvo, vapor de agua (H_2O), óxidos de nitrógeno (NO y NO_2), óxidos de carbono (CO y CO_2), y en algunos casos, gases sulfurosos (H_2S y SO_3) o aluminatos (AlO_2), según la presencia de aluminio o azufre en el explosivo, suele haber una cierta proporción de compuestos irritantes peligrosos o mortales, entre los gases inocuos producidos llamados en conjunto como “humos”, como el dióxido de nitrógeno y el monóxido de carbono (EXSA, 2014).

i) Simpatía

Hace referencia a que si un cartucho que detona puede hacer que otro cartucho cercano detone también por “simpatía”. Esta transmisión de la detonación puede producirse a lo largo de muchos centímetros en



dinamitas sensibles. La detonación completa de una columna explosiva está garantizada por una transmisión fiable (EXSA, 2014).

3.2.6.3 Explosivos utilizados

Los explosivos que se utilizan en la unidad minera Inmaculada son suministrados por la empresa proveedora FAMESA, y el producto se llama Emulnor.

Emulnor: según (FAMESA, 2023) es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Para la unidad minera inmaculada, famesa explosivos S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- “EMULNOR 500: para la voladura de rocas muy suaves” (FAMESA, 2023).
- “EMULNOR 1000: para la voladura de rocas suaves a intermedias” (FAMESA, 2023).
- “EMULNOR 3000: para la voladura de rocas intermedias a duras” (FAMESA, 2023).
- “EMULNOR 5000: para la voladura de rocas muy duras” (FAMESA, 2023).

Tabla 2 — Características técnicas del explosivo

	UNIDAD	EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR
		500	1000	3000	5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

Fuente: (FAMESA, 2023)

Para el siguiente cuadro se presenta solo los productos utilizados en los proyectos de avances

Tabla 3 — Presentación de los productos

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO	PESO BRUTO	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
			(kg)	(kg)	
EMULNOR 500 1 ¼" x 12"	Cartón	124	25,0	26,9	66,8 x 29,6 x 25,8
EMULNOR 1000 1 ¼" x 12"	Cartón	100	25,0	26,9	66,8 x 29,6 x 25,8
EMULNOR 3000 1 ¼" x 12"	Cartón	94	25,0	26,9	66,8 x 29,6 x 25,8
EMULNOR 5000 1 ¼" x 12"	Cartón	94	25,0	26,9	66,8 x 29,6 x 25,8

Fuente: (FAMESA, 2023)



Figura 6 — Emulnor

Fuente:(FAMESA,2023)

3.2.6.4 Accesorio de voladura utilizado

a) Carmex

Esta herramienta se utiliza para realizar voladuras de forma segura y eficaz o para iniciar taladros en minería convencional. Un fulminante estándar n.º 8, un fusible de seguridad, una conexión de fusible rápido y un bloque de sujeción, un cierre de plástico fabricado para fijar el fusible rápido al conector, son sus elementos con las que está compuesto (FAMESA, 2023).



b) Mecha rápida

“Forma parte del sistema de iniciación de la detonación, que también incluye dos alambres, una capa exterior de plástico y una masa pirotécnica. Garantiza que la mecha de seguridad se encienda eficazmente al producir una llama incandescente lo suficientemente caliente como para activar la masa pirotécnica del conector de mecha rápida cuando se enciende” (FAMESA, 2023).

c) Cordón detonante

“Es un accesorio de voladura de alta velocidad, fácil de manejar y seguro, disponible en varias presentaciones para distintos usos. El cual está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está forrado con material plástico y cubierta por fibras sintéticas” (FAMESA, 2023). En los proyectos de avances en la unidad minera immaculada se utiliza:

- **Cordón detonante 3P:** Es un cordón detonante de bajo gramaje, diseñado especialmente para iniciar el Fanel, Mininel y para las voladuras secundarias. (FAMESA, 2023).
- **Cordón detonante 5P:** “Normalmente, se utiliza tanto en minería a cielo abierto como subterránea, ya sea como línea descendente en taladros de pequeño o mediano diámetro o como línea principal en voladuras primarias o secundarias. También puede ser empleada para iniciar el Mininel o Fanel” (FAMESA, 2023).
- **Fanel:** según (FAMESA, 2023), se trata de un accesorio de voladura que ha mejorado las propiedades de tracción y abrasión de la manguera Fanel, por lo que resulta apropiado para todas las aplicaciones de minería de superficie, minería subterránea y obras civiles, lo que se traduce en una gran productividad, seguridad y eficacia. Está construido con el fulminante de retardo en un extremo y sellado por ultrasonidos en el otro. La escala de tiempo del retardo Fanel se puede determinar por el color de la Manguera Fanel, por lo



tanto, la Manguera Fanel es de color amarillo para periodos largos (LP) y de color rojo o naranja (MS) para periodos cortos.

3.2.6.5 Determinación de carga explosiva (kg/disparo)

Según (Rivera, 2019), el número de cartuchos que se empleara para el carguío de taladros, para ello se considera también que tipo de explosivo se empleara en esta primera etapa de la detonación del frente con respecto a la potencia relativa con respecto al ANFO. Se calcula con la siguiente formula modificada de Ashby J., 1980.

Para calcular el número de cartuchos por taladro en el arranque determinara el consumo específico “C.E”

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

CE: consumo específico de explosivo

ρ_r : Densidad de roca dato del departamento de geomecánica

GSI=Según la caracterización geomecánica.

RQD=Según la caracterización geomecánica de U.M Inmaculada

Determinación de constante de roca “C” sueco

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$

Donde

C: factor de roca Suecia

CE: consumo específico de explosivo en el arranque

Determinación de la densidad de carga en el arranque (q_0)

Según (RIVERA, 2019), la densidad de carga nos indica qué tan completo está un taladro en un determinado cuadrante. Se considera que el taladro está completamente lleno, sin ningún espacio vacío, cuando la densidad de carga es igual a 1.

$$q_0 = 55 * \phi_{tal} * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right)$$

Donde:

q_0 : Densidad de carga inicial (arranque).

\emptyset_{tal} : Diámetro de taladro de producción.

B_e : Burden equivalente.

\emptyset_e : Diámetro equivalente.

C : Constante de roca suecia.

RWSANFO=Potencia relativa en peso del explosivo utilizado.

Estimación de longitud de taco con la ecuación

$$L_{taco} = 10 * \emptyset_e$$

Donde:

L_{taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

\emptyset_e : Diámetro del taladro de producción

Estimación de (L_c) longitud de carga en el arranque.

$$L_{carga} = L - L_{taco}$$

Donde:

L_{carga} : Longitud ocupado por el explosivo

L : Longitud del taladro o profundidad del taladro

L_{taco} : Longitud o espacio vacío donde se coloca taco o material inerte.

3.2.6.6 Factores de voladura

Factor de carga (FC): “El factor de carga útil es la cantidad de explosivos en kilogramos necesarios para detonar un metro cúbico de roca” (MAYHUIRE, y otros, 2021).

$$F_c = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}}$$

Factor de potencia (Fp): “El factor de potencia se define como la cantidad de explosivo usado para fragmentar una tonelada de material ya sea mineral o desmonte” (MAYHUIRE, y otros, 2021).



$$F_p = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Toneladas roto (tm)}}$$

Factor de carga lineal(fa): “Esta es la cantidad de explosivos utilizados por metro lineal de avance” (MAYHUIRE, y otros, 2021).

$$F_a = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Metro lineal (m)}}$$

3.2.7 Construcción de la rampa

Según el (D.S. 023-2017-EM), es la ejecución de la rampa a una galería inclinada con pendiente positiva o negativa que permite la conexión entre dos niveles de distintas alturas. La principal tarea auxiliar en minería es la parte de la rampa, que debe facilitar a los mineros la entrada y salida de la mina, así como el traslado de la maquinaria, equipos y suministros necesarios. Durante la fase de diseño de la rampa deben tenerse en cuenta los siguientes elementos:

- a) **Gradiente:** La pendiente máxima que pueden tener las rampas para permitir la mayor disponibilidad de la maquinaria y/o equipos que trabajan en ellas se conoce como pendiente operativa. Según el (DS 024 - 2016 EM) y su revisión (DS 023 - 2017 EM), se ha considerado una pendiente máxima del 12% para la inclinación de la rampa, proporcionando resultados satisfactorios para los equipos de transporte en la evacuación de mineral y roca estéril. (D.S. 023-2017-EM)
- b) **Peralte:** El peralte está diseñado para evitar accidentes causados por la fuerza centrífuga producida por la velocidad del equipo, al equilibrar la acción de la fuerza creada por el paso del equipo sobre una curva. Al calcular el peralte deben tenerse en cuenta tanto las fuerzas centrífugas como las gravitatorias (D.S. 023-2017-EM).
- c) **Radio curvatura:** La rampa de 1910 tiene un radio de curvatura de 15 metros, lo que le da un pequeño margen de seguridad de maniobrabilidad. Este radio de curvatura se seleccionó teniendo en cuenta la rampa Zig Zag y la maquinaria de acarreo de mineral (LUNA, 2018).



3.2.7.1 Avance por disparo (metros/ disparo)

“El avance por disparo, es el metraje obtenido luego de la voladura realizada en un frente, esto nos permite obtener indicadores de eficiencia y rendimiento a partir de la relación entre el avance alcanzado y la longitud perforada” (ESPINOZA, y otros, 2019).

3.2.7.2 Sobrerotura

Según (CASTAÑEDA, 2019), la sobrerotura es generado en las labores de desarrollo, preparación y producción, cuando una voladura no se controla adecuadamente o cuando la voladura controlada no se aplica correctamente. La sobrerotura se calculó con la siguiente formula:

$$Sr\% = \frac{Ar - At}{At} * 100\%$$

Sr: Porcentaje de sobrerotura (%)

Ar: Área de la sección real (m²)

At: Área de la sección teórica de acuerdo al diseño (m²)

3.2.7.3 Costos de perforación y voladura

Estimación de los costos de operación: “La geología del yacimiento, el tipo y la cantidad de equipos utilizados, el personal implicado, las condiciones medioambientales, la ubicación, la organización empresarial, etc., varían enormemente, por lo que resulta más difícil estimar los costos de operación que los de capital en la mayoría de los proyectos mineros” (ARTEAGA, y otros, 1991).

Se pueden utilizar tres categorías para clasificar los costes de explotación, que se definen como los gastos en los que se incurre continuamente mientras se explota una actividad (ARTEAGA, y otros, 1991).

- Costes directos
- Costes indirectos
- Costes generales

Costos directos



Según (ARTEAGA, y otros, 1991), los costos variables o directos pueden ser considerados como los costos primarios en una operación, dado que consisten en las aportaciones de los materiales y personales:

- a) Personal
 - De operación
 - De supervisión
 - De mantenimiento
- b) Materiales
 - Repuestos y materiales de reparación.
 - Materiales para el tratamiento.
 - Materias primas.
 - Consumibles: gas-oil, electricidad, agua, etc.
- c) Impuesto
 - Repuestos y materiales de reparación
 - Materiales para el tratamiento
 - Materias primas
 - Consumibles: gasolina, electricidad, agua, etc.

Costes indirectos

Según (ARTEAGA, y otros, 1991), los gastos independientes se conocen como costos indirectos o fijos. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción previsto, pero no está directamente correlacionado con el nivel de producción real. Los principales son:

- a) Personal
 - Administrativo
 - Seguridad
 - Técnico
 - Servicios
 - Almacén y talleres
 - Otras cargas salariales.
- b) Seguros y otros
 - De propiedad y de responsabilidad.

Costos generales



Según (ARTEAGA, y otros, 1991), aunque determinados gastos generales son exclusivos de un proceso o unidad concretos, se tienen en cuenta a nivel corporativo de todo el ciclo de producción. Los gastos generales pueden incluirse o no en los costes de operación. Entre los gastos generales se encuentran:

c) Comercialización

- Vendedores.
- Estudios de mercado.
- Supervisión.
- Viajes, gastos de representación.
- Otras cargas salariales.

d) Administrativos

- Gerencia y dirección general.
- Contabilidad y auditoría.
- Departamento central de planificación y geología.
- Departamento de investigación y desarrollo.
- Departamentos jurídico y financiero.
- Relaciones públicas, etc.

3.2.8 Aspectos geomecánicas en perforación y voladura

3.2.8.1 RMR

Este sistema de clasificación se ha desarrollado en base a la clasificación existente de Bieniawski de 1989, de cuales se tiene los parámetros que define la clasificación es el denominado RMR que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros (HUAMÁ & ARDILES, 2017).

RMR se calcula de acuerdo con los coeficientes de Bieniawski, como la suma de las valoraciones correspondientes a 6 parámetros:

- Resistencia a la compresión simple
- R.Q.D. Índice de calidad de roca.
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades



- Orientación de las discontinuidades
- Agua subterránea.

El rango del RMR es 0 – 100.

3.2.8.2 Índice RQD (Rock Quality Designation)

Según (BIENIASWSKI, 1989), el número de grietas, el número de fragmentos por testigo y el número de grietas por metro cúbico son los tres métodos de cálculo que se utilizan actualmente para determinar la RQD (Rock Quality Designation) en el campo o región de investigación de una explotación minera. El número de grietas por metro lineal, que se establece durante el estudio litológico y estructural en la zona o área concreta de la explotación minera, se tiene en cuenta a la hora de calcular la RQD.

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

Jv: Número de fisuras por metro cúbico.

El valor de *Jv* se obtiene sumando la cantidad de discontinuidades presentes en un metro cúbico de macizo rocoso

Para calcular el RQD lineal se utiliza

$$RQD = 100e^{(0.1\lambda)} * (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ discontinuidades}}{m}$$

El valor obtenido del anterior modelo matemático es comparado con la siguiente tabla.

Tabla 4 — Clasificación geomecánica RQD (%)

ÍNDICE DE CALIDAD RQD (%)	CALIDAD	VALORACIÓN
0 -25	Muy mala	3
25 - 50	Mala	8
50 - 75	Regular	13
75 - 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

Fuente: Bieniawski (1972)



3.2.8.3 Espaciamiento de Juntas

Según (BIENIASWSKI, 1989), Se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. El macizo rocoso experimenta una disminución en su resistencia conforme se incrementa el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más determinante en esta disminución de resistencia. Por lo tanto, un material rocoso de alta resistencia que oscila entre 100 y 200 MPa, que se encuentra profundamente fracturado con un intervalo de juntas de 5 cm, corresponde a un macizo rocoso de baja resistencia. A continuación, se presenta la clasificación de Deere para los macizos rocosos, destacando el espaciamiento de juntas, que es el criterio recomendado en la clasificación geomecánica de Bieniawski.

La clasificación de las discontinuidades se realiza de acuerdo con la tabla que se muestra a continuación:

Tabla 5 — Clasificación de las discontinuidades

DESCRIPCIÓN	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	TIPO DE MACIZO ROCOSO	VALORACIÓN
Muy separadas	> 2 m	Sólido	20
Separadas	0,6 - 2 m.	Masivo	15
Moderadamente juntas	200- 600 mm.	En bloques	10
Juntas	60 - 200 mm.	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm.	Machacado	5

3.2.8.4 Condiciones de las Discontinuidades

“Se detallan en las siguientes tablas los parámetros para el mapeo geomecánica según grupo de investigación en geología aplicada” (BELANDRIA, y otros, 2012).

a) Aberturas de las discontinuidades

Tabla 6 — Aberturas de las discontinuidades

GRADO	DESCRIPCIÓN	SEPARACIÓN DE LAS CARAS	VALORACIÓN
1	Abierta	> 5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 - 5 mm	1
3	Cerrada	0,1 - 1 mm	4
4	Muy cerrada	< 0,1 mm	5
5	Ninguna	0	6

b) Continuidad o persistencia de las discontinuidades.

Tabla 7 — Continuidad o persistencia de las discontinuidades

GRADO	DESCRIPCIÓN	CONTINUIDAD	VALORACIÓN
1	Muy baja	< 1 m	6
2	baja	1 - 3 m	4
3	Media	3 - 10 m	2
4	Alta	10 - 20 m	1
5	Muy alta	> 20 m	0

c) Rugosidad de las discontinuidades.

Tabla 8 — Rugosidad de las discontinuidades

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Muy rugosa	6
2	Rugosa	5
3	Ligeramente rugosa	3
4	Lisa	1
5	Plana (espejo de falla)	0

d) Relleno de las discontinuidades.

Tabla 9 — Relleno de las discontinuidades

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5mm	2
3	Duro > 5mm.	2
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

e) Alternación de las discontinuidades.

Tabla 10 — Alteración de las discontinuidades.

GRADO	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

3.2.8.5 Presencia del agua

Según (BELANDRIA, y otros, 2012). “Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica.”

Tabla 11 — Para obtener el parámetro de la presencia del agua

CAUDAL POR 10 M DE TÚNEL	RELACIÓN PRESIÓN AGUA - TENSIÓN PPAL MAYOR	DESCRIPCIÓN	VALORACIÓN
Nulo	0	Seco	15
< 10 litros/min	< 0,1	Ligeramente húmedo	10
10-25 litros/min	0,1 - 0,2	Húmedo	7
25-125 litros/min	0,2 - 0,5	Goteando	4
>125 litros/min	> 0,5	Fluyendo	0

3.2.8.6 Corrección por Orientación

“Al evaluar la orientación de las discontinuidades para clasificar el macizo rocoso, con el fin de proyectar una excavación subterránea, basta con analizar si las orientaciones del rumbo y buzamiento son favorables con dirección de la labor minera” (BELANDRIA, y otros, 2012).

Tabla 12 — Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra

Dirección Perpendicular al Eje de la obra				Dirección Paralelo al Eje de la obra		Buzamiento 0 -20° Cualquier dirección
Excav. Con buzamiento.		Excav. Contra buzamiento		Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45°-90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

Tabla 13 — Valoración para túneles y minas

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

3.2.8.7 Índice Q

“El índice Q se trata de uno de los principales indicadores para las zonas de roca de baja calidad que va ser determinada a partir de 6 parámetros.” (HUAMÁN & ARDILES, 2017).

Formula Sistema Q de Barton

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:



RQD	: Índice de calidad de roca
Jn	: Número de familias de diaclasas
Jr	: Rugosidad de las superficies de las discontinuidades
Ja	: Alteración de las diaclasas
Jw	: Presencia de agua
SRF	: Factor de reductor de esfuerzo

3.2.8.8 Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para aplicar de manera efectiva los distintos métodos de cálculo en la mecánica de rocas, es fundamental dividir la masa rocosa en áreas que compartan características estructurales y mecánicas similares. Esto se debe a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados solo serán relevantes y precisos dentro de zonas que tengan propiedades físicas y mecánicas parecidas. Por lo tanto, es práctica habitual definir la región de investigación basándose en zonas geomecánicas o dominios estructurales concretos a la hora de diseñar las excavaciones subterráneas. Dado que existen muchas calidades de masa rocosa en cada tipo de roca, que se muestran en el resumen de estos datos, el criterio que ha prevalecido en la zonificación geomecánica del área de estudio ha sido la calidad de la masa rocosa que aparece con mayor presencia (HUAMÁN, y otros, 2017).

Tabla 14 — Zonificación geomecánica de la masa rocosa

CLASIFICACION	TIPO	RMR	Q	COD.COLORES
Roca Muy Mala	V	0-20	0.002	
Roca Mala-B	IV-B	20-30	0.02	
Roca Mala-A	IV-A	30-40	0.1	
Roca Regular-B	III-B	40-50	0.5	
Roca Regular-A	III-A	50-60	2.2	
Roca Buena-B	II-B	60-70	10	
Roca Buena-A	II-A	70-80	46.4	

Fuente (HUAMÁN, y otros, 2017)

3.2.8.9 GSI (Índice de resistencia geológica (GSI))

Como se sabe: “Además de las clasificaciones más difundidas como son la de Bieniawski y la de Barton, últimamente se está utilizando con mucha

frecuencia el índice de calidad GSI (Geological Strength Index), desarrollado por Hoek y Brown, el cual tiene la ventaja de poder estimar los parámetros de corte “equivalentes”, C y φ ” (CHURA, 2018, P. 32). Por otro lado, la relación entre el GSI y el RMR puede expresarse como sigue, según Hoek et al.

$$\begin{aligned} \text{GSI} &= \text{RMR}_{76} \\ \text{GSI} &= \text{RMR}_{89} - 5 \end{aligned}$$

Siendo, que esta relación ha sido propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa (σ_{cm}) y la resistencia de la roca intacta (σ_c).

“Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos)” (CHURA, 2018).

“La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno)” (CHURA, 2018, P. 34).

La clasificación según su estructura varía de:

- a) Levemente fracturado (LF)
- b) Fracturada (F)
- c) Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m
- d) Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas/m
- e) Brechado o triturado (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- a) Muy buena (MB)
- b) Regular (R)
- c) Pobre (P)
- d) Muy pobre (MP)



Mediante su aplicación puede obtenerse una clasificación geológica muy básica, como fracturado, regular (F/R) o muy fracturado, muy pobre (MF/MP). Utilizando la tabla Abacus de GSI, se puede obtener una evaluación perteneciente a estas características geológicas promediando los límites de las líneas Abacus que cruzan la casilla asociada a esa descripción (Chura, 2018).

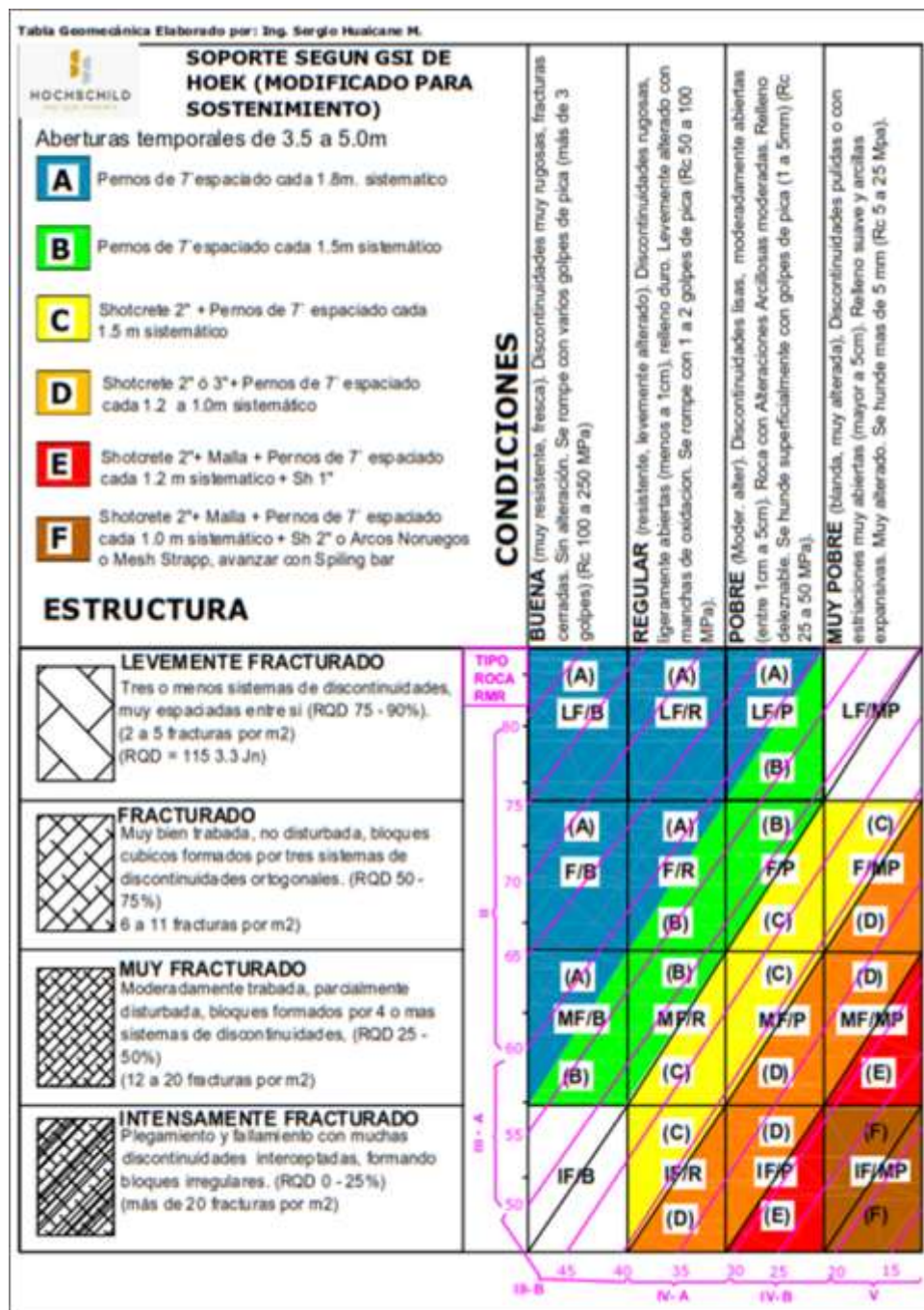


Figura 7 — Clasificación geomecánica el RMR Y el GSI

Fuente: GEOMECAÍNICA CIA HOCSCCHILD

Propiedades del macizo rocoso

La siguiente tabla fue elaborada por Geomecánica en la unidad minera Inmaculada y citada por LUNA (2021), y es la siguiente.

Tabla 15 — Propiedades del macizo rocoso

TIPO DE ROCA	RM R	GSI adim.)	ρ (g/cm ³)	σ_{ci} (Mpa)	mb (adim.)	s (adim.)	a (adim.)	σ_{cmr} (MPa)	E _{mr} (Gpa)
Debris Flow	IVB	24	2.7	20	0.663	0.000	0.533	0.0	0.3
	IVA	34	2.7	30	0.947	0.001	0.517	0.8	1.0
	IIIB	44	2.7	50	1.353	0.002	0.509	2.1	3.1
	IIIA	54	2.7	70	1.934	0.006	0.504	5.3	8.1
Andesita	IVB	24	2.7	30	1.193	0.000	0.533	0.0	0.8
	IVA	34	2.7	40	1.704	0.001	0.517	1.1	1.9
	IIIB	44	2.7	70	2.436	0.002	0.509	3.0	6.6
	IIIA	54	2.7	120	3.482	0.006	0.504	9.1	20.9
Mineral	IVB	24	2.7	20	0.795	0.000	0.533	0.0	0.4
	IVA	34	2.7	30	1.136	0.001	0.517	0.8	1.1
	IIIB	44	2.7	50	1.624	0.002	0.509	2.1	3.7
	IIIA	54	2.7	70	2.321	0.006	0.504	5.3	9.5

Fuente: GEOMECA (2018) CITADO POR (LUNA, 2021)

Del cuadro anterior en la unidad minera inmaculada, podemos definir que la resistencia a la compresión de las rocas intacta varía entre 20 y 120 MPa. En particular, para el tipo de roca IIIB, la resistencia fluctúa entre 50 y 70 MPa.

La roca predominante en la ejecución de la rampa negativa 7300 fue la andesita la cual es una roca volcánica ígnea de composición intermedia, por otro lado, esta roca presenta una textura hipocristalina con abundantes fenocristales de plagioclasa, anfíbol, biotita o piroxenos (DEPARTAMENTO DE PETROLOGÍA Y GEOQUIMICA, 2014).

3.3 Marco conceptual

- a) **Avance por disparo.** “El avance por disparo, es el metraje obtenido luego de la voladura realizada en un frente, esto nos permite obtener indicadores de eficiencia y rendimiento a partir de la relación entre el avance alcanzado y la longitud perforada. Este rendimiento o eficiencia de cada disparo pueden llegar a ser de 95 %, sin embargo, el avance se ve limitado por ciertos parámetros como el diámetro de los taladros de alivio y la desviación de los taladros perforados, mientras la desviación de los taladros



se encuentre por debajo del 2% se alcanzarán eficiencias como la mencionada” (ESPINOZA, y otros, 2019).

- b) **Clasificación geomecánica:** (GONZALES, 2016), Es un conjunto de etapas que, según el tipo de categorización, permite evaluar fácilmente la calidad de un macizo rocoso mediante un índice numérico teniendo en cuenta determinadas variables in situ. Las clasificaciones geomecánicas sirven para diferenciar los macizos rocosos en función de sus características geológicas, hidrológicas y mecánicas, con el fin de determinar su viabilidad para llevar a cabo un determinado proyecto de ingeniería. A lo largo del tiempo se han desarrollado numerosas categorías geomecánicas.
- c) **Burden:** (KONYA, 2002), “es la Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detonante, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados”.
- d) **Voladura amortiguada:** (KONYA, 2002), es una técnica parecida al moneo, consiste en perforar la roca con una barrena entre dos tercios y tres cuartos de su recorrido, lo que permite controlar la cantidad de fragmentos y su trayectoria. Para la prueba de explosión se emplea una carga de unos 75 gramos por metro cúbico. El bloque de estos agujeros debe tener al menos un tercio de la profundidad del agujero.
- e) **Discontinuidad:** Son los planos de origen mecánico o sedimentario que dividen los bloques de la roca. (LÓPEZ, 2004).
- f) **Paralelismo:** “En perforación de minería se denomina al paralelismo geométrico entre las direcciones de las rectas de los taladros que perforan una misma estructura mineralizada o sección” (LÓPEZ, 2004).
- g) **Distribución de carga explosiva:** “Es la cantidad de explosivo y accesorios de voladura que se reparten del polvorín a las diferentes labores de trabajo previo una generación del vale de salida de explosivos” (Jauregui, 2009).
- h) **Cara libre o taladro de alivio:** “Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca” (LÓPEZ, 2004).



- i) **Perforación:** “La perforación es el proceso mediante el cual se crean huecos en el macizo rocoso, con una determina distribución y geometría específica, para poder colocar las cargas explosivas necesarias” (SERNAGEOMIN, 2013).

- j) **Sobrerotura:** “Es el hundimiento del material aflojado a lo largo del borde de una excavación minera” (BEJARANO, 2021).

- k) **Control topografico:** “La topografía facilitará un seguimiento detallado y organizado de los avances en las diversas actividades mineras en curso, permitiendo registrar de manera precisa cada etapa del trabajo. Además, ayudará a identificar y marcar en el terreno los puntos para iniciar o concluir un proyecto (CARDENAS, 2018).



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

Aplicada: Según CARRASCO (2005), en este tipo de investigación se propone nueva información. Por otro lado, este tipo de estudio pretende dar respuesta al problema planteado mediante la aplicación de teorías, modelos y conocimientos (RÍOS, 2017). En ese entender la presente investigación es de tipo aplicada, dado que se generará nueva información a partir de los resultados obtenidos.

Explicativo: se tiene a RÍOS (2017), quien lo define como el conocimiento sobre el grado de incidencia que produce dos variables en estudio o el grado de conocimiento sobre el tema de estudio. En base a ello el nivel de esta investigación es explicativo, debido a que se mide la influencia de ambas variables de estudio, con la finalidad de conocer de como la optimización de la perforación y voladura influye en la construcción de la rampa negativa 7300.

4.2 Diseño de la investigación

El diseño del estudio es de naturaleza experimental, en la cual se manipula las variables para conocer el impacto de la variable independiente en la dependiente de acuerdo con un protocolo riguroso y normas técnicas (RÍOS, 2017). Por otro lado, según CARRASCO (2005), muestra que un diseño experimental es aquello que en la que se manipula variables independientes para comparar grupos y observar cómo esos cambios afectan a las variables dependientes. En base a ello se pretende conocer de como la optimización de la perforación y voladura puede mejorar la construcción de la rampa negativa 7300, para analizar la optimización de perforación y voladura se comparan los resultados de la voladura inicial con una malla estandarizada y con una malla propuesta, es decir, se examinan los resultados antes y después del tratamiento experimental, este proyecto de investigación busca entender la relación causa-efecto para mejorar la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 con el objetivo de aumentar la eficiencia de los disparos y por tanto describe cómo se logrará esta optimización.



Grupo 1: O1 (Optimización)

Grupo 2: O2 (construcción)

4.3 Ética de la investigación

El presente estudio defenderá la autenticidad de los datos, la titularidad de la propiedad intelectual y la información recopilada, respetando al mismo tiempo las normas morales de fiabilidad, objetividad y originalidad.

4.4 Población y muestra

4.4.1 Población

La población de estudio para la investigación está compuesta por las labores de tipo rampa en la zona 3, específicamente RP (-) 7300, RP (-) 7292 y RP (-) 5000, las cuales forman parte del programa mensual de avance de la Unidad Minera Inmaculada.

4.4.2 Muestra

Para el estudio, la muestra de la investigación está constituida por la rampa negativa RP (-) 7300, ubicada en la zona 3 de explotación minera.

4.5 Procedimiento

La técnica empleada en este estudio incluye la recolección de datos, a partir de levantamiento topográfico, su tratamiento, análisis e interpretación de los resultados. evaluación e interpretación de los resultados.

Recolección de datos: La recolección de datos, como los avances por disparo y la sobrerotura, se realiza a partir de los reportes topográficos de alta precisión. Los datos de consumo de explosivo se obtienen de los reportes de pedidos y regresos de explosivos, los cuales son reportados al área de perforación y voladura. Para la recolección de datos geomecánicos, se recurre a las recomendaciones geomecánicas, las cuales se encuentran en los paneles informativos de las labores. Los datos obtenidos se integrarán en una base de datos que utilizará herramientas como hojas de Excel, CAD, ArcGIS y Minesight. Estos serán representados en planos de secciones y perfiles para facilitar su análisis y visualización.



Análisis de datos: Una vez recopilados los datos, procedemos a organizarlos según los factores y dimensiones de la investigación. El material recolectado se clasifica de acuerdo con las variables, dimensiones e indicadores establecidos, y se complementa con fichas de interpretación para su análisis detallado.

Interpretación de resultados: La interpretación de los resultados se basa en datos teóricos e implica establecer correlaciones entre las dimensiones abordadas en la investigación. Utilizando datos teóricos, establecer conexiones y mantener conversaciones en función del contexto de la empresa de investigación. empresa de investigación.

4.6 Técnica e instrumentos

El proceso de elección de las técnicas que se utilizarán en un estudio es crucial porque son útiles para la recogida de datos. En este estudio, se realizó un análisis estadístico mediante la técnica de observación de los disparos y la granulometría en calidad de las piezas producidas por el método de voladura y extracción utilizado en la mina. Para la recolección de datos se necesitaron los siguientes procesos para el desarrollo de la investigación:

- Datos de campo
- Libretas de campo
- Revisiones bibliográficas.
- Recopilación de datos.
- Base de datos.
- Observación.

4.7 Estadístico de investigación

Para el manejo y administración de la información de los datos se utilizó:

- Tablas estadísticas.
- Microsoft Excel.
- AutoCAD para diseño de ingeniería.
- Minesight
- ArcGIS



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Análisis de la malla de perforación estandarizada

En la unidad minera immaculada, se observó el proceso de perforación y voladura con el diseño de mallas estandarizada, con un arranque de tipo Circular. Lo cual inicialmente fue aplicada en la rampa negativa 7300, sin embargo, no dio los resultados esperados.

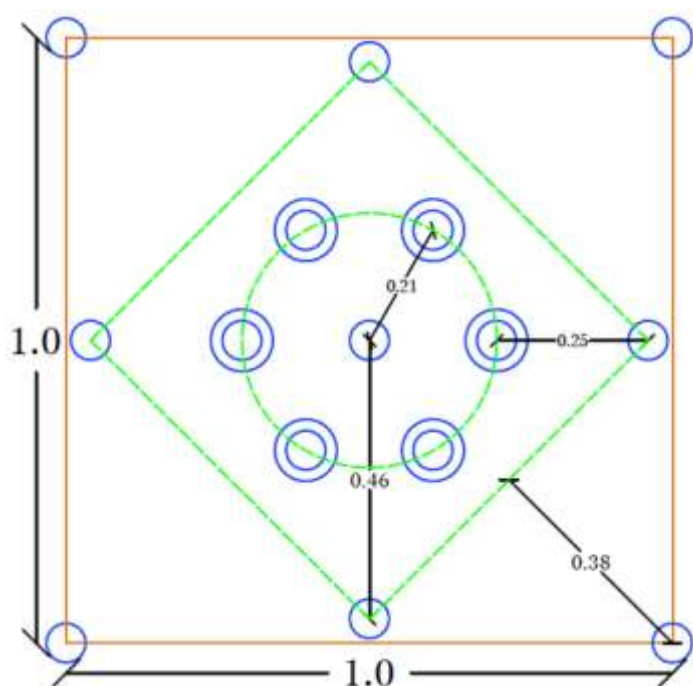


Figura 8 — Arranque tipo circular

Fuente: Planeamiento Inmaculada

En el diseño inicial de malla de perforación, con el tipo de arranque circular donde es determinante la posición del primer taladro de arranque en el centro, lo cual no debe presentar desviación y debe tener paralelismo con respecto a los taladros de alivio, para obtener resultados de acuerdo a lo planeados.

Tabla 16 — Distribución de la malla de perforación estandarizada

Tipo de roca III B		
RMR	41- 50	
SECCIÓN	4.5m x 4.5m	
Barreno 14 pies=4.26m	Longitud de perforación	3.90 m
Ubicación de taladros	N° de taladros	Diamtero
Rimados	6	102 mm.
Arranque	5	45mm.
Primera ayuda	4	45mm.
Segunda ayuda	4	45mm.
Tercera ayuda	4	45mm.
Taladros de producción	8	45mm.
Cuadrador	4	45mm.
Ayuda de corona	3	45mm.
Corona	6	45mm.
Arrastre	5	45mm.
Taladros de Alivio	9	45mm.
TOTAL	58	

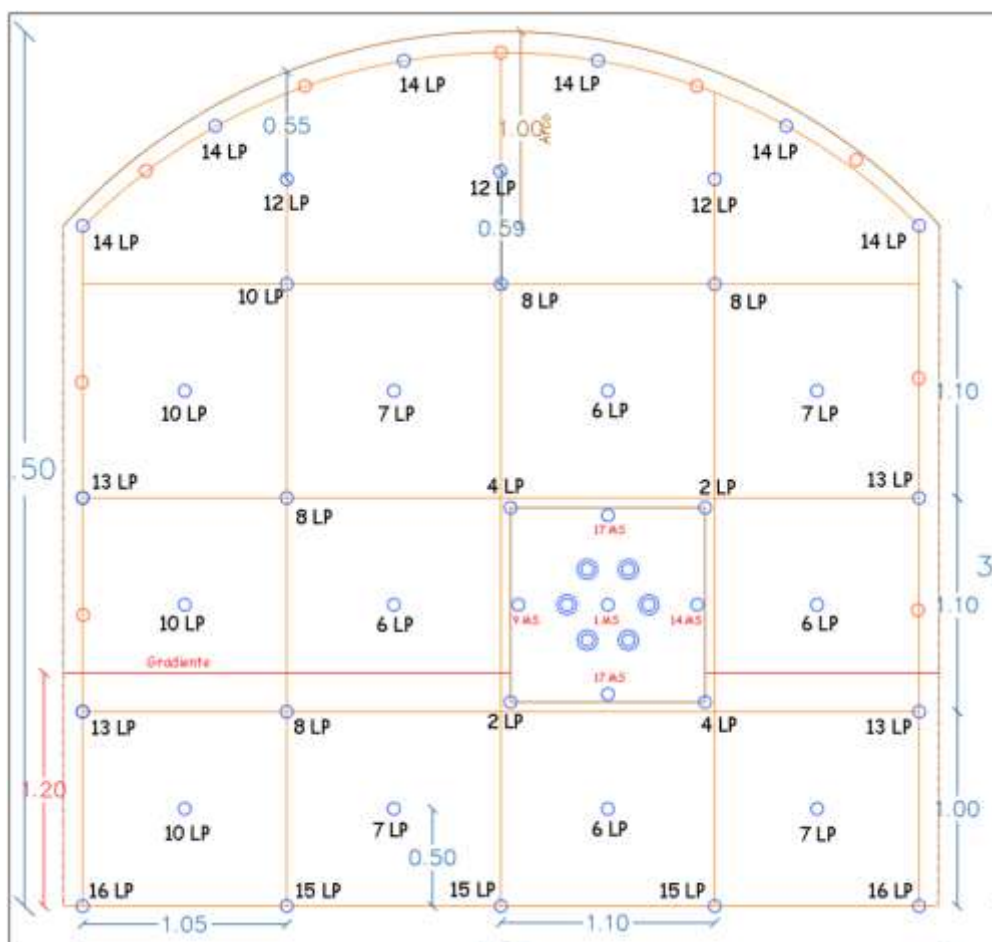


Figura 9 — Malla de perforación estandarizada

5.1.1 Distribución de carga explosiva de la malla estandarizada

El resumen de la distribución de la carga explosiva se usa un total de 246 cartuchos de Emulsión 3000 y 201 cartuchos de Emulsión 1000 llegando a un total 115.68 kilogramos de explosivo".

Tabla 17 — Distribución de carga explosiva en malla estandarizada

SECCIÓN	4.5m x 4.5m		TIPO DE ROCA	IIIB
RMR	41 - 50		DISTRIBUCION DE CARGA	
UBICACIÓN DE TALADROS	Nº Tal.		E 3000 1 1/4"x12"	E 1000 1 1/4"x12"
Arranque	5		12	
Primera ayuda	4		11	
Segunda ayuda	4		10	
Tercera ayuda	4		5	5
Taladros de producción	8		5	6
Cuadrador	4		2	9
Ayuda de corona	3		1	8
Corona	6		1	8
Arrastre	5		5	5
TOTAL DE CARTUCHOS	43		246	201
VOLADURA			und	Cantidad
Emulnor 1000 1 1/4"x12"			kg.	50.25
Emulnor 3000 1 1/4"x12"			kg.	65.43
Total explosivo			kg.	115.68
Cordón detonante 5P			m.	30
Cordón detonante 3P			m.	40
Mecha Rápida			m.	0.5
Fanel MS			pzs.	5
Fanel LP			pzs.	38
Det. Ensamblado 7'			pzs.	2

Fuente: Voladura Inmaculada

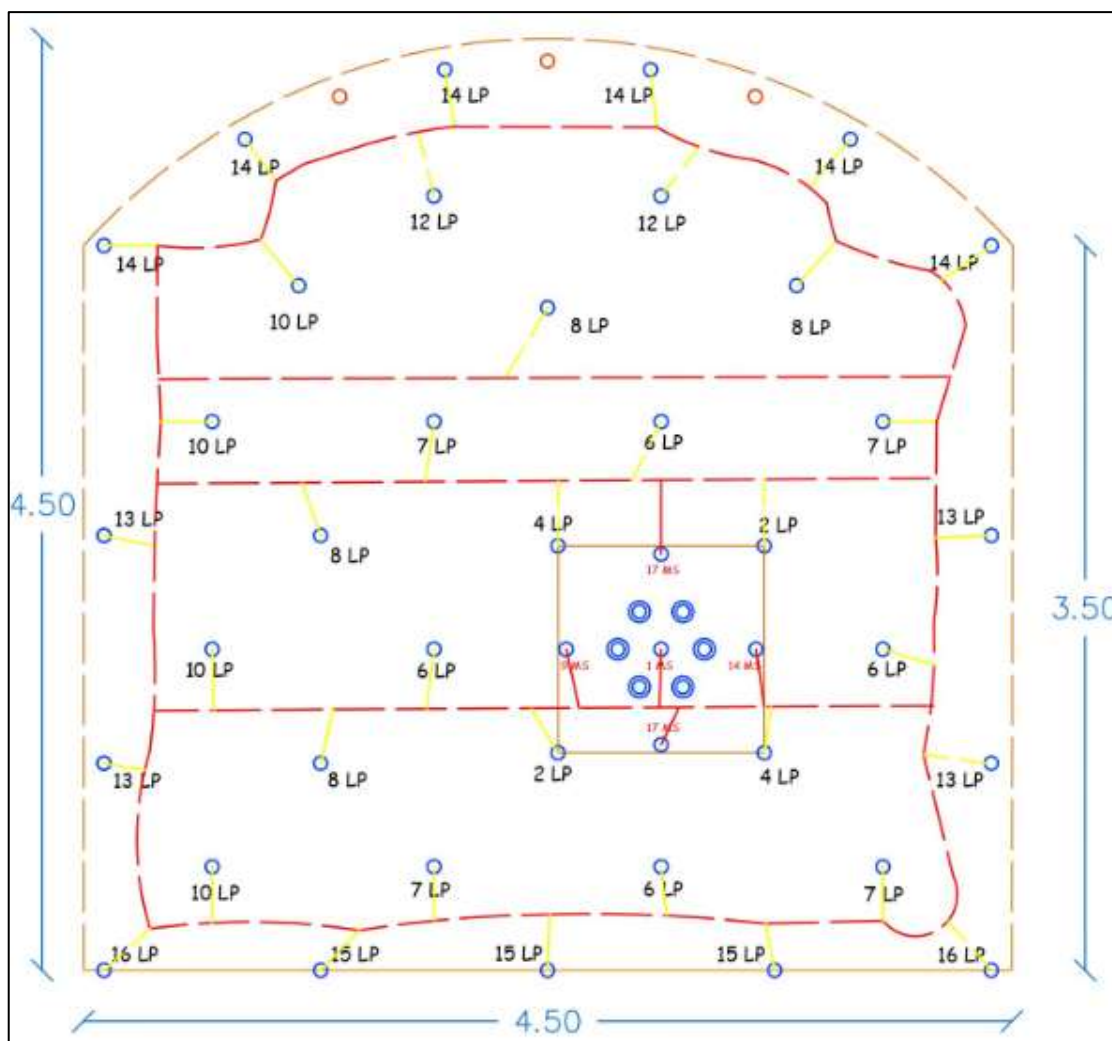


Figura 10 — Secuencia de salida de voladura en la malla estandarizada.
Fuente: Voladura Inmaculada



Figura 11 — Distribución lineal del explosivo en el taladro

Fuente: Voladura Inmaculada



5.1.2 Análisis de resultados de la malla estandarizada

Se recolectaron los resultados 25 disparos para el análisis inicial. Estos disparos se llevaron a cabo desde la semana 3 hasta la semana 13, empleando la malla estandarizada con un tipo de arranque circular.

Tabla 18 — Resultado de aplicación de malla estandarizada

Semana	N.º Disparos	Promedio de avance	Promedio de total explosivos (KG.)	Promedio de f.p (kg/Tn)	Promedio de f.c.l. (Kg./m.l.)	Promedio de sobrerotura (%)
3	2	3.30	113.53	0.55	34.69	23.47%
4	1	3.10	113.41	0.58	36.58	23.93%
6	5	3.12	113.61	0.61	36.44	19.24%
7	2	2.80	113.53	0.68	40.60	19.40%
11	5	2.94	113.46	0.65	39.00	20.90%
12	5	3.24	113.51	0.59	35.27	19.21%
13	5	3.14	113.46	0.63	36.47	17.38%

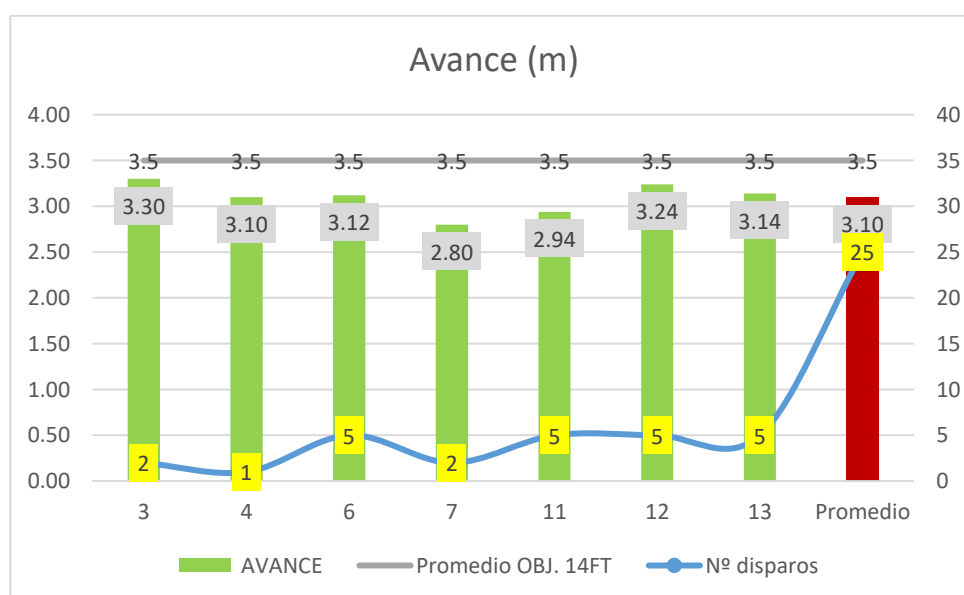


Figura 12 — Promedio de avances por semana con la malla estándar

Se muestra en la Figura 12; Se presenta un comparativo de los promedios de los avances por disparo en la rampa negativa 7300. Se observa que el avance promedio es 3.10 metros la cual está por debajo del avance planeado de 3.50, con una diferencia de 0.40 m. Esto sugiere que hay deficiencias en la aplicación de la malla de perforación y voladura estandarizada.



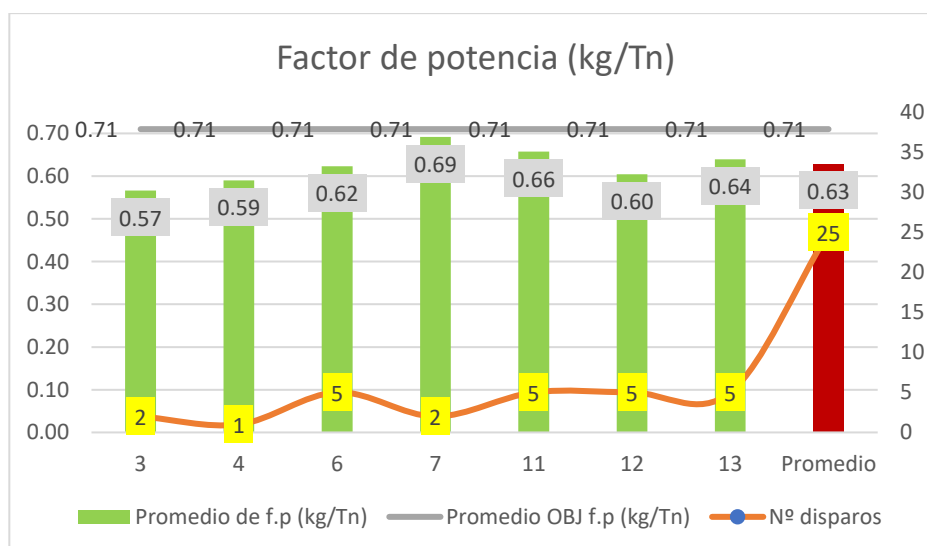


Figura 13 — Factor de potencia promedio con la malla estándar

De la Figura 13; El factor de potencia promedio en la malla con arranque circular es de 0.62 lo cual indica que estamos por debajo de 0.71, que es el estándar en la unidad minera, contrastando con el avance no indica que hay mucha sobrerotura.

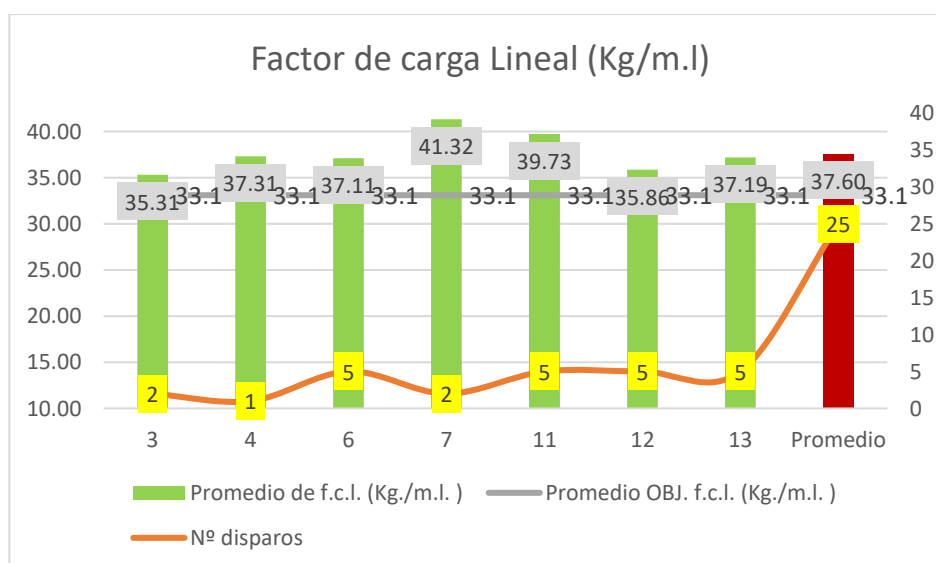


Figura 14 — Factor de carga lineal con malla estándar

De la Figura 14; El factor de potencia lineal promedio en la malla estandarizada con arranque tipo circular es de 37.60 kg por metro de línea de avance, lo que indica que estamos por encima del estándar de 33.10 kg, establecido en la unidad minera. Esto implica que estamos utilizando 4.50 kg adicionales por cada metro de avance.



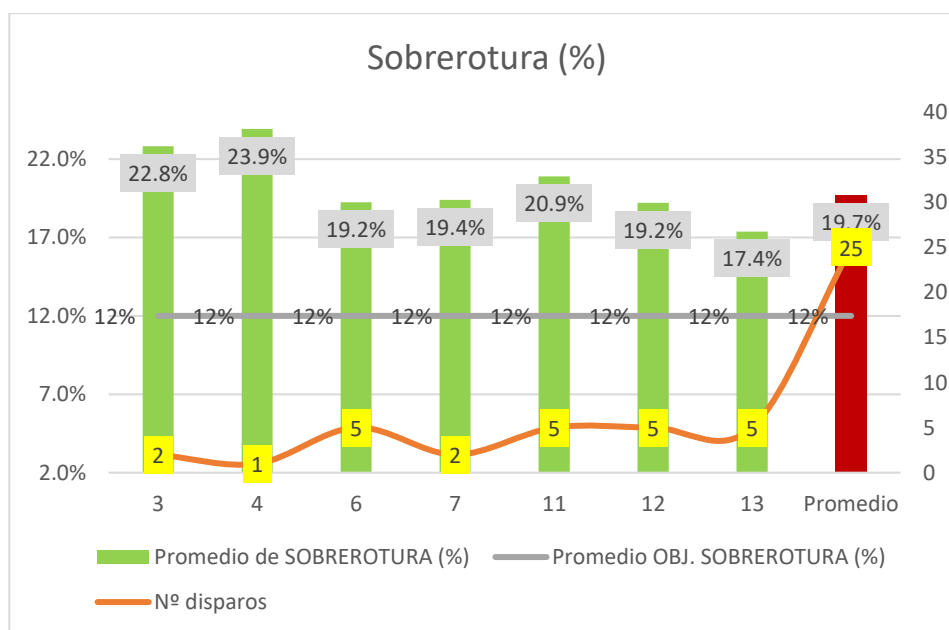


Figura 15 — Sobrerotura promedio con la malla estándar

De la Figura 15; La sobrerotura, al aplicar la malla de perforación con el arranque tipo circular, resulta en un 19,70%. Esto hace que el contratista que está ejecutando el proyecto sea acreedora a una penalidad económica.

Costo de perforación y voladura de la malla estandarizada

Tabla 19 — Costos unitario de la malla estandarizada

Descripción	S /disparo	S /m	US\$/ disparo	US\$/m
1. Mano de obra	524.29	173.03	134.43	44.37
2. Aceros de perforación	421.27	139.03	108.02	35.65
3. Herramientas y otros	157.62	52.02	40.42	13.34
4. Implementos de seguridad	63.58	20.98	16.30	5.38
5. Equipos	1,304.71	430.60	334.54	110.41
Sub-total costos directos	2471.47	897.23	633.71	230.06
Utilidad	10%	89.72		23.01
Total costos directos		986.96		253.07
6. Explosivos y accesorios	323.07		323.07	106.62
COSTO TOTAL				359.69

El costo promedio por disparo durante la aplicación de la malla estandarizada es de 359.69 US\$ por metro.



5.2 Mapeo geomecánico

Se realizó el seguimiento el mapeo geomecánica diario, llevado a cabo en los cuadernos geomecánicas de la labor y posteriormente digitalizados en software Excel y ArcGIS. Para calcular el RQD lineal se utiliza.

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)} * (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = N^{\circ} \text{ discontinuidades}/m$$

En la labor minera, se registra un promedio de 12 discontinuidades por metro, a partir de lo cual se calcula el RQD lineal.

$$RQD = 100e^{(-0.1*12)} * (0.1 * 12 + 1)$$

$$RQD = 66.26\%$$

Para la labor minera, se emplea un RQD múltiplo de 5, por lo que se utilizará un RQD del 65%, lo que indica un grado de fractura miento regular.

De la Tabla 20. Para calcular el RMR, se suman todos los valores o factores que afectan al macizo rocoso. Una vez obtenidos estos valores, se calcula el promedio, resultando en un RMR de 45, lo que indica que la roca pertenece al tipo III B, clasificada como una roca de calidad regular.

Con el valor anterior de RMR podemos calcular el GSI col a la siguiente relación.

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 45 - 5$$

$$GSI =$$



5.3 Diseño de la nueva malla de perforación y voladura

Después de revisar el diseño de la malla de perforación anterior y observar deficiencias en su aplicación, decidimos rediseñar la malla de perforación. Para ello, hemos considerado varios parámetros importantes, como el diámetro del taladro, el tipo de arranque circular que tiene una sola opción de iniciación y el levantamiento geomecánico, los cuales recopilamos directamente de la labor en ejecución. De esta manera, se realizó un nuevo diseño más adecuado y práctico para las condiciones reales de la rampa negativa 7300.

Parámetros para el diseño de malla de perforación

Los datos para el diseño se obtuvieron mediante levantamientos en campo, y algunos fueron proporcionados por la misma unidad minera. Con esta información, se realizarán los cálculos de los parámetros de diseño de la malla de perforación.

Tabla 21 — Parámetros de diseño de malla de perforación y voladura

Parámetros de diseño	Datos	unidad
Sección	4.50x4.50	m
Barra de perforación	14	pies
Eficiencia de perforación	92	%
Diámetro de perforación	45	mm
Diámetro de rimadora	102	mm
Presión de detonación E3000	94	Kbar
Presión de detonación E1000	95	Kbar
Dimensiones del explosivo	1 ¼ x12	pulg
Resistencia a la compresión	968.73	Kg/cm ²
RMR	45	%
RQD	65	%

5.3.1 Diseño de malla de perforación

a) Cálculo de número de taladros

Para hallar el número de taladros se realizará el cálculo del área

$$\text{Área (s)} = \frac{\pi r^2}{2} + r(A - 2 * r) + A * (H - r)$$

$$\text{Área (s)} = \frac{3.1416 * 1.50^2}{2} + 1.50 * (4.50 - 2 * 1.50) + 4.50 * (4.5 - 1.50)$$

$$\text{Área (s)} = 19.28m^2$$

Cálculo de perímetro

$$P = \pi * r + 2(H - r) + 2(A - r)$$

$$P = 3.1416 * 1.50 + 2(4.50 - 1.50) + 2(4.50 - 1.50)$$

$$P = 16.71m$$



Cálculo de numero de taladros

$$N^{\circ} Tal = \frac{P}{dt} + s * c$$

$$N^{\circ} Tal = \frac{16.71}{0.75} + 19.28 * 1$$

$$N^{\circ} Tal = \frac{16.71}{0.75} + 19.28 * 1$$

$$N^{\circ} Tal = 41.56 Taladros$$

El número total de taladros cargados es de 42; sin embargo, esta cantidad es referencial. La cantidad final se determinará a partir del modelo de áreas de influencia representado en AutoCAD."

Modelo de área de influencia para determinar burden y espaciamiento

b) Burden y espaciamiento en arranque

Para los cálculos del burden de arranque y el espaciamiento de la malla de perforación, se utiliza el modelo matemático de área de influencia, ya que este considera la geomecánica para determinar el diseño.

Cálculo de Acopamiento

$$Ae = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

Remplazando:

$$Ae = \frac{0.032}{0.045}$$

Longitud de carga explosivo

Longitud de carga de fondo (Lcf)

$$L_{CF} = \left(\frac{\phi_e}{A_e * \phi_{tal}} \right)^2 * L_e * \left(\frac{N^{\circ}_e}{tal} \right)$$

$$L_{CF} = \left(\frac{0.032}{0.7111 * 0.045} \right)^2 * 0.305 * 1$$

$$L_C = 0.305$$

Cálculo de longitud de carga de columna Lcc

$$L_{CC} = \left(\frac{0.032m}{0.7111 * 0.045m} \right)^2 * 0.305m * 11$$

$$L_C = 3.355m$$



Cálculo de longitud total de carga L_{carga}

$$L_{Carga} = 3.355m + 0.305m$$

$$L_{Carga} = 3.66m$$

Presión detonación del taladro

Para calcular la presión de detonación en un taladro, primero se determina las presiones parciales: la presión generada por la carga de fondo y la presión generada por la carga de columna.

Factor de carguío de carga de fondo

$$F_{Cf} = \frac{V_{Cf}}{V_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_{CF}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

$$F_{Cf} = \frac{0.032^2 * 0.305}{0.045^2 * 3.96}$$

$$F_{Cf} = 0.0389 = 3.89\%$$

Factor de carguío de columna

$$F_{Cc} = \frac{V_{Cc}}{V_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_{Cc}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

$$F_{Cc} = \frac{0.032^2 * 3.355}{0.045^2 * 3.96}$$

$$F_{Cc} = 0.4284 = 42.84\%$$

Presión de detonación del taladro

$$PoD_{tal} = P_{Cc} + P_{CF}$$

se tiene que:

$$P_{Cc} = PoD_{Cc} * F_{Cc}$$

$$P_{CF} = PoD_{CF} * F_{CF}$$

Calculado la presión detonación

$$PoD_{tal} = 94 * 0.4284 + 94 * 0.0389$$

$$PoD_{tal} = 43.93kbar * \left(\frac{1019.71621kg/cm^2}{1kbar} \right)$$

$$PoD_{tal} = 44796.13kg/cm^2$$

Burden nominal

$$B_n = \phi_{tal} \left(\frac{PD_{tal}}{F_s * \sigma_r * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.045 \left(\frac{44796.13}{8 * 968.73 * 65\%} + 1 \right)$$



$$B_n = 0.58m$$

Debido a la desviación de los taladros y errores en el marcado de malla, se determinó una disminución del 10%, asignada por la unidad minera Inmaculado.

$$B_i = 0.52m$$

Los taladros de arranque están cargados con E3000, para lo cual el área de influencia es de 0.51. Dividiendo este valor entre dos, se obtiene un burden de 0.25 para el arranque.

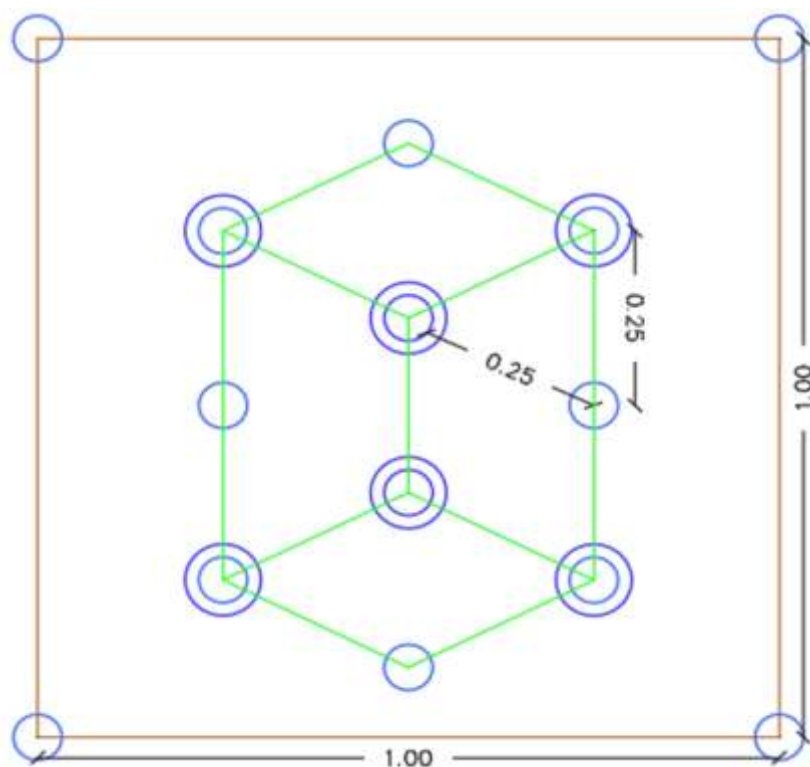


Figura 16 — Arranque hexagonal propuesto

Fuente: (EXSA, 2014) modificado por Inmaculada

Para nueva malla de perforación se planteó un arranque del tipo Hexagonal, por tiene más alternativas para la iniciación de taladro, esto debido a que es simétrico en más de un de los taladros de arranque. En este contexto, se dispone de seis taladros para seleccionar como punto de inicio de la voladura, eligiendo aquel que presenta el mayor paralelismo con respecto a los taladros rimados y respetando la dirección de la labor. De esta manera, se genera una cara libre que incrementa la longitud de avance, optimizando el rendimiento de la voladura.

c) Burden y espaciamento de ayuda, segunda ayuda, producción y contornos

Siguiendo el mismo procedimiento de cálculo, se llevó a cabo el análisis utilizando una hoja de Excel.



Tabla 22 — Calculo de burden y espaciamento para ayudas

Ayudas		
RQD	65%	
Resistencia a la compresión	968.73	kg/cm ²
Factor de seguridad (Fs)	5	
Diámetro de explosivo ($\emptyset e$)	0.032	m
Diámetro de taladro ($\emptyset tal$)	0.045	m
Longitud de explosivo Le	0.305	m
Acoplamiento $8Ae$)	71.11%	
longitud de perforación (Ltal)	3.96	m
Carga de fondo (Cf)	1	Cart/tal
Presión de detonación (Cf)	94	Kbar
Carga de columna (Cc)	10	Cart/tal
Presión de detonación (Cc)	94	Kbar
Longitud carga explosiva		
Longitud de carga de fondo (Lcf)	0.305	m
Longitud de carga de columna (Lcc)	3.05	m
Longitud total de carga Lcarga	3.355	m
Presión detonación del taladro		
Factor de carguío de carga de fondo (Fcf)	3.89%	
Factor de carguío de columna (Fcc)	38.95%	
Presión de detonación del taladro	41063.97	kg/cm ²
Burden nominal		
Burden nominal (Bn)	0.63	m
Burden (Bi)	0.57	m
Burden (B)	0.29	m
Espaciamento (S)	0.29	

Tabla 23 — Calculo de burden y espaciamento segunda ayudas

segunda ayuda		
RQD	65%	
Resistencia a la compresión	968.73	kg/cm ²
Factor de seguridad (Fs)	2.4	
Diámetro de explosivo ($\emptyset e$)	0.032	m
Diámetro de taladro ($\emptyset tal$)	0.045	m
Longitud de explosivo Le	0.305	m
Acoplamiento (Ae)	71.11%	
longitud de perforación (Ltal)	3.96	m
Carga de fondo (Cf)	5	Cart/tal
Presión de detonación (Cf)	94	Kbar
Carga de columna (Cc)	5	Cart/tal
Presión de detonación (Cc)	95	Kbar
Longitud carga explosiva		
Longitud de carga de fondo (Lcf)	1.525	m
Longitud de carga de columna (Lcc)	1.525	m

Longitud total de carga Lcarga	3.05	m
Presión detonación del taladro		
Factor de carguío de carga de fondo (Fcf)	19.47%	
Factor de carguío de columna (Fcc)	19.47%	
Presión de detonación del taladro	37525.56	kg/cm2
Burden nominal		
Burden nominal (Bn)	1.16	m
Burden (Bi)	1.04	m
Burden (B)	0.52	m
Espaciamiento (S)	0.52	m

Tabla 24 — Calculo de burden y espaciamiento para producción

Producción		
RQD	65%	
Resistencia a la compresión	968.73	kg/cm2
Factor de seguridad (Fs)	2.6	
Diámetro de explosivo (\emptyset_e)	0.032	m
Diámetro de taladro (\emptyset_{tal})	0.045	m
Longitud de explosivo Le	0.305	m
Acoplamiento (Ae)	71.11%	
longitud de perforación (Ltal)	3.96	m
Carga de fondo (Cf)	5	Cart/tal
Presión de detonación (Cf)	94	Kbar
Carga de columna (Cc)	6	Cart/tal
Presión de detonación (Cc)	95	Kbar
Longitud carga explosiva		
Longitud de carga de fondo (Lcf)	1.525	m
Longitud de carga de columna Lcc	1.83	m
Longitud total de carga Lcarga	3.355	m
Presión detonación del taladro		
Factor de carguío de carga de fondo (Fcf)	19.47%	
Factor de carguío de columna (Fcc)	23.37%	
Presión de detonación del taladro	41298.51	kg/cm2
Burden nominal		
Burden nominal (Bn)	1.18	m
Burden (Bi)	1.06	m
Burden (B)	0.53	m
Espaciamiento (S)	0.53	

Tabla 25 — Calculo de burden y espaciamiento para contorno

contorno		
RQD	65%	
Resistencia a la compresión	968.73	kg/cm ²
Factor de seguridad (Fs)	1.8	
Diámetro de explosivo (\emptyset_e)	0.032	m
Diámetro de taladro (\emptyset_{tal})	0.045	m
Longitud de explosivo L_e	0.305	m
Acoplamiento (A_e)	71.11%	
longitud de perforación (L_{tal})	3.96	m
Carga de fondo (C_f)	1	Cart/tal
Presión de detonación (C_f)	94	Kbar
Carga de columna (C_c)	7	Cart/tal
Presión de detonación (C_c)	95	Kbar
Longitud carga explosiva		
Longitud de carga de fondo (L_{cf})	0.305	m
Longitud de carga de columna L_{cc}	2.135	m
Longitud total de carga L_{carga}	2.44	m
Presión detonación del taladro		
Factor de carguío de carga de fondo (F_{cf})	3.89%	
Factor de carguío de columna (F_{cc})	27.26%	
Presión de detonación del taladro	30132.61	kg/cm ²
Burden nominal		
Burden nominal (B_n)	1.24	m
Burden (B_i)	1.12	m
Burden (B)	0.56	m
Espaciamiento (S)	0.56	

5.3.2 Resumen de la nueva malla perforación

Se presenta la malla de perforación optimizada en el tipo de arranque, malla de perforación en la rampa negativa 7300 con una sección de 4.5 m x 4.5 m. con un arranque de tipo “H”, así como un total de 41 taladros con diámetro de 45 mm más 6 rimados de con diámetro de 102mm. Se utilizaron barrenos de 14 pies, sin embargo, debido a las recomendaciones del área de geomecánica, y considerando las condiciones geomecánicas del terreno, se estableció que la perforación debía ser de 3.96 m de longitud.

En el siguiente cuadro se detallan la distribución operativa para la aplicación en la rampa negativa 7300 para un tipo de roca III B con RMR de 41-50.

Tabla 26 — Resumen del diseño de la nueva malla

Ubicación de taladros	Nº de taladros	Burden	Espaciamiento	Diámetro
Rimados	6			102 mm.
Arranque	4	0.25	0.25	45mm.
Primera ayuda	4	0.3	0.3	45mm.
Segunda ayuda	4	0.52	0.52	45mm.
Tercera ayuda	4	0.53	0.53	45mm.
Taladros de producción	8	0.53	0.53	45mm.
Cuadrador	4	0.56	0.56	45mm.
Ayuda de corona	2	0.56	0.56	45mm.
Corona	6	0.56	0.56	45mm.
Arrastre	5	0.56	0.56	45mm.
Taladros de Alivio	9			45mm.
TOTAL	56			

Para el diseño actual, se aplicó un arranque tipo hexagonal con el fin de contar con más de un punto de inicio para la voladura. A partir de esto, se determinó el número de taladros según

las áreas de influencia representadas en AutoCAD, obteniendo un total de 41 taladros con carga explosiva, 6 taladros rimados y 9 taladros de alivio en el contorno.

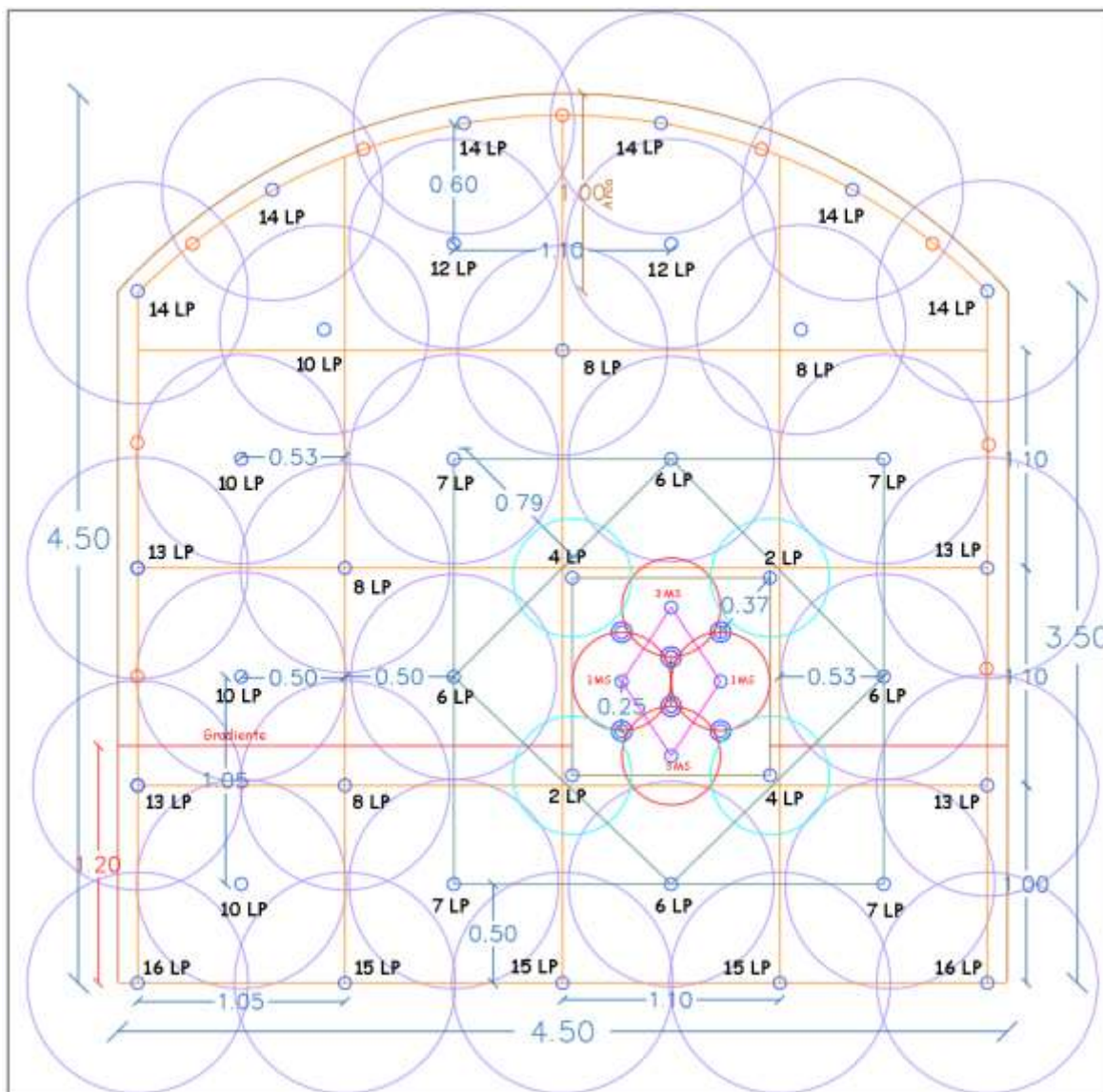


Figura 17 — Distribución de los taladros en función de su zona de influencia

5.3.3 Cálculo de la nueva distribución de carga explosiva

Para determinar el número de cartuchos/taladro en el arranque

Cálculo de diámetro equivalente “ ϕ_e ”

$$\phi_e = \phi_a * \sqrt{N}$$

$$\phi_e = 0.102\sqrt{6}$$

$$\phi_{eq} = 0.250m$$

Cálculo de burden equivalente Maximo

$$B_e = \frac{\pi * \phi_e}{2}$$



$$B_e = \frac{\pi * 0.25m}{2}$$

$$B_e = 0.39m$$

Cálculo de la longitud de taco con la ecuación

$$L_{Taco} = 10 * \phi_p$$

$$L_{Taco} = 10 * 0.045$$

$$L_{Taco} = 0.45m$$

Cálculo de (Lc) longitud de carga en el arranque:

$$L = 14 * 3048 * 0.93 = 3.97m$$

Se toma el valor de 3.90 por tema operativo

$$L_{Carga} = L - L_{Taco}$$

$$L_{Carga} = 3.90 - 0.45$$

$$L_{Carga} = 3.45$$

Cálculo de número de cartuchos/taladro en el arranque

Para estimar el consumo específico de explosivos "C.E.", se usó el modelo matemático modificada por Ashby J. en 1980.

$$C.E = \frac{0.56 * \rho r * \tan\left(\frac{GSI + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.3}}}$$

$$C.E = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{40 + 15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 65}{3.3}}}$$

$$C.E = 0.32 \text{ kg/m}$$

Determinación de constante de roca "C" Suecia

$$C = 0.8784 * C.E + 0.0052$$



$$C = 0.8784 * 0.32 + 0.0052 = 0.29 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de densidad de carga en el arranque.

$$q_o = \frac{55 * \phi_{tal} * \left(\frac{B_e}{\phi_e}\right) * \left(B_e - \frac{\phi_e}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right)}{RWS_{Anfo}}$$

$$q_o = \frac{55 * 0.045 * \left(\frac{0.39}{0.25}\right) * \left(0.39 - \frac{0.25}{2}\right) * \left(\frac{0.29}{0.4}\right)}{1.02} = 0.91 \text{ kg/m}$$

Cálculo del número de cartuchos necesarios para el carguío del taladro de arranque.

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{q_o * L_{carga}}{\text{Peso de cartucho}}$$

Para determinar el peso del explosivo, se obtiene a partir de los parámetros de los productos explosivos. Se divide el peso total entre la cantidad de cartuchos, lo que da como resultado 0.2666 kg por cartucho.

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = \frac{0.91 * 3.51}{0.266}$$

$$N^{\circ} \text{ de Cartuchos} = 12 \text{ Cartuchos/Taladro}$$

El resumen de la carga explosiva se usa un total de 233 cartuchos de Emulsión 3000 y 190 cartuchos de Emulsión 1000, así como carga espaciada de cartuchos (desacoplado) en la corona.



Tabla 27 — Resumen del cálculo de la carga explosiva

SECCIÓN	4.5m x 4.5m		TIPO DE ROCA	IIB
RMR	41 - 50		DISTRIBUCION DE CARGA	
UBICACIÓN DE TALADROS	Nº Tal		E 3000 1 1/4"x12"	E 1000 1 1/4"x12"
Arranque	4		12	
Primera ayuda	4		11	
Segunda ayuda	4		10	
Tercera ayuda	4		5	5
Taladros de producción	8		5	6
Cuadrador	4		2	8
Ayuda de corona	2		1	9
Corona	6		1	7
Arrastre	5		5	6
TOTAL DE CARTUCHOS	41		233	190
VOLADURA			und	Cantidad
Emulnor 1000 1 1/4"x12"			kg.	47.5
Emulnor 3000 1 1/4"x12"			kg.	61.97
Total explosivo			kg.	109.47
Cordón detonante 5P			m.	30.00
Cordón detonante 3P			m.	40.00
Mecha Rápida			m.	0.50
Fanel MS			pzs.	4
Fanel LP			pzs.	37
Det. Ensamblado 7'			pzs.	2

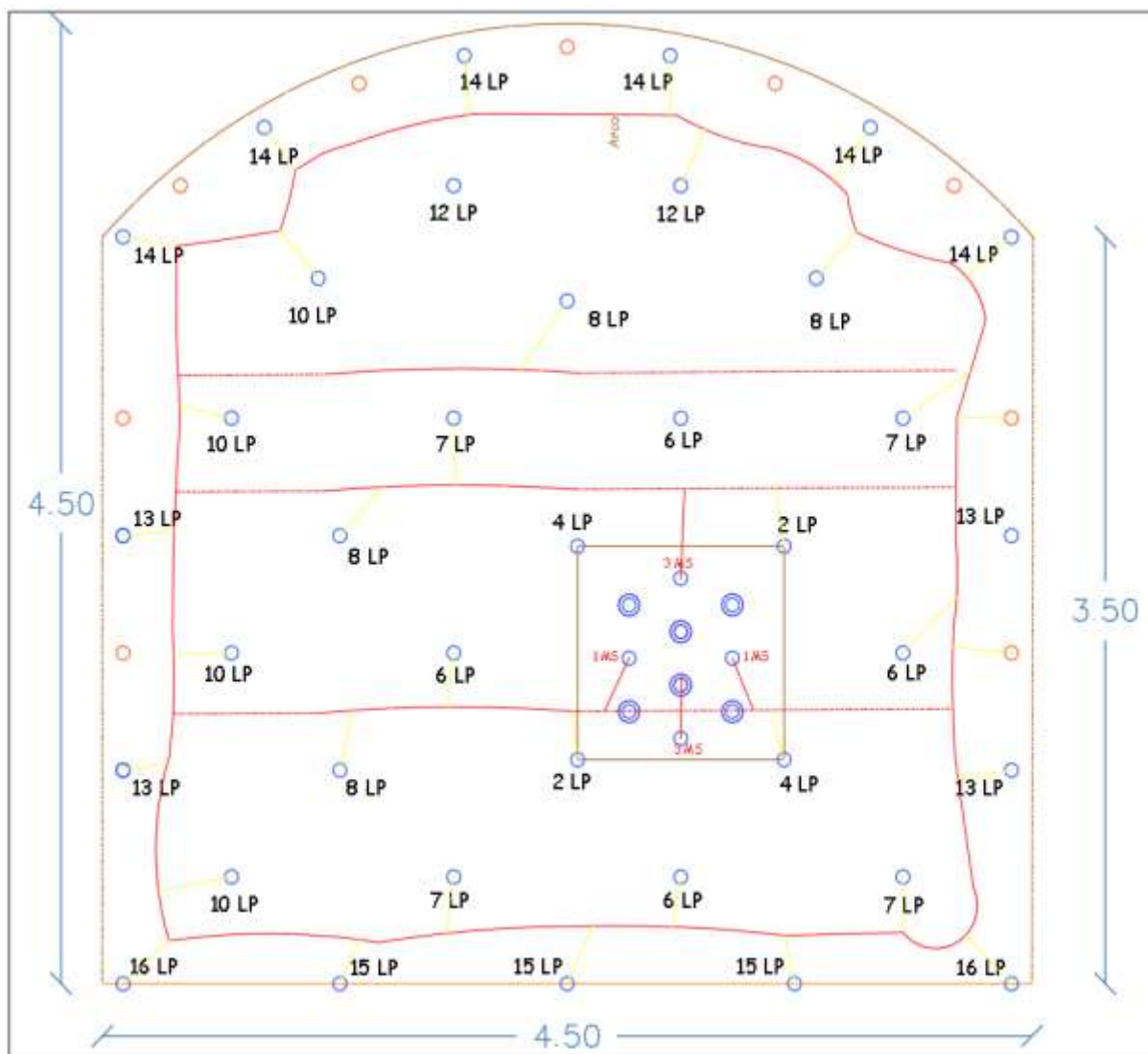


Figura 18 — Secuencia de salida de malla propuesta

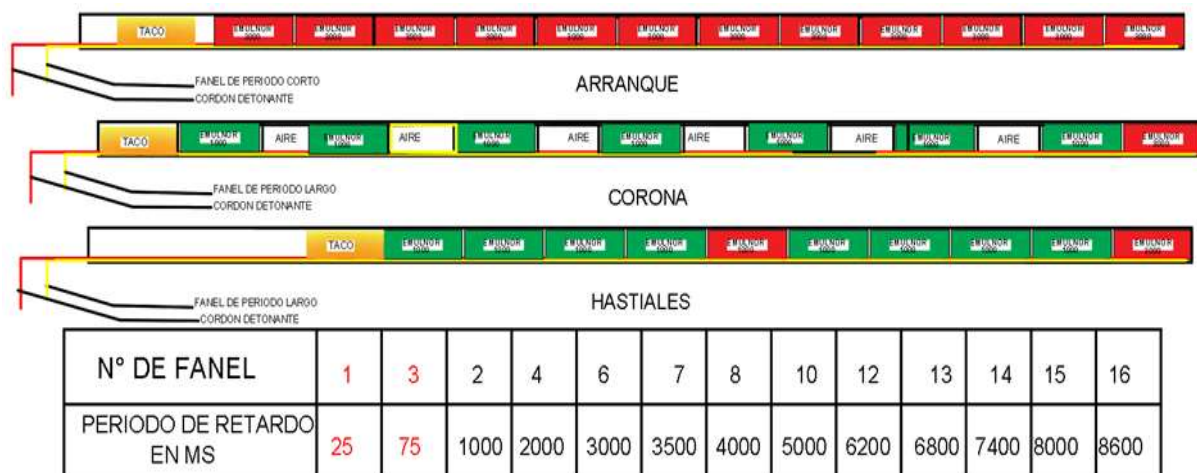


Figura 19 — Distribución de carga explosiva en los taladros

En la nueva malla de carguío, se considera en los taladros de arranque números de faneles de periodo corto de menor número (1 y 3) para evitar el retorno plástico del macizo, así como incrementar el uso de cañas en la corona y hastiales.

Tabla 28 — Indicadores de diseño de voladura

Indicadores de voladura	uni	14 pies
Avance	m	3.5
Eficiencia de Avance	%	92%
Factor de Carga	kg/m ³	1.7
Factor de Avance	kg/m	31.6
Factor de Potencia	kg/TM	0.68

Los parámetros de la Tabla 28, son indicadores objetivos que nos servirán para realizar un análisis comparativo de la eficiencia de los disparos.

5.3.4 Aplicación de la malla propuesta en campo

La realización de esta fase, se capacitó en campo al personal sobre los principales controles operativos adecuados a tener en cuenta durante la perforación y el carguío. Para la aplicación de la nueva malla y alcanzar la máxima eficiencia en la perforación y voladura, después de la limpieza y desquince, se siguieron los siguientes procedimientos.

Sostenimiento. El sostenimiento se realiza de acuerdo con las recomendaciones geomecánicas. Durante nuestra investigación, se aplicó lo siguiente: shotcrete de 2 pulgadas + pernos split set de 7 pies con espaciamiento de 1.0m por 1.0m + shotcrete de 2 pulgadas.

Control de agua en la rampa: Para el control de agua subterránea en la construcción de la rampa negativa, se utilizan bombas sumergibles para extraer el agua acumulada y mantener condiciones secas dentro de la excavación. El agua extraída se bombea hacia una poza principal, desde donde es enviada a la planta de tratamiento de aguas subterráneas. Posteriormente, el agua tratada regresa al interior de la mina para su uso industrial.



Marcado de la malla de perforación: Para el marcado del arranque, se utilizaron moldes proporcionados por la empresa consultora EPC Andina S.A.C. Dado que se trata de una labor en avance, se cuenta con el apoyo del área de topografía, que se encarga del marcado de la dirección y la gradiente. Posteriormente, se realiza el control del contorno y el piso, asegurando que todo cumpla con el diseño de la rampa.



Figura 20 — Capacitación en el marcado de malla

Equipo de peroración: El equipo utilizado para la peroración es jumbo Epiroc S1d de un solo de brazo con una barra de perforación 14 pies.

Control topográfico: Se realizó un levantamiento topográfico para controlar el avance y el contorno, lo que permitió visualizar en gabinete el cumplimiento con el diseño. Posteriormente, se midió el avance del disparo y, con esa información, se envió el control de avance al área de perforación y voladura para su respectivo seguimiento.

5.3.5 Análisis de resultados de la malla propuesta

El segundo análisis de tomarán los datos obtenidos de con la aplicación de la nueva malla de perforación y voladura implementada, con el tipo arranque Hexagonal.

En el análisis de avance por disparo se recolectó la data sobre el levantamiento topográfico de los últimos disparos de la rampa negativa 7300, donde se tiene las mismas características geomecánicas.



Tabla 29 — Promedio semanal de los indicadores

Semana	N.º Disparo	Promedio de Avance	Promedio de carga de explosivo (Kg.)	Promedio de f.p (kg/Tn)	Promedio de f.c.l. (Kg./m.l.)	Promedio de sobretura (%)
14	8	3.40	110.62	0.62	32.75	9.10%
15	6	3.37	110.59	0.62	32.94	9.56%
16	4	3.35	110.66	0.64	33.05	7.34%
18	6	3.42	110.50	0.63	32.55	6.61%

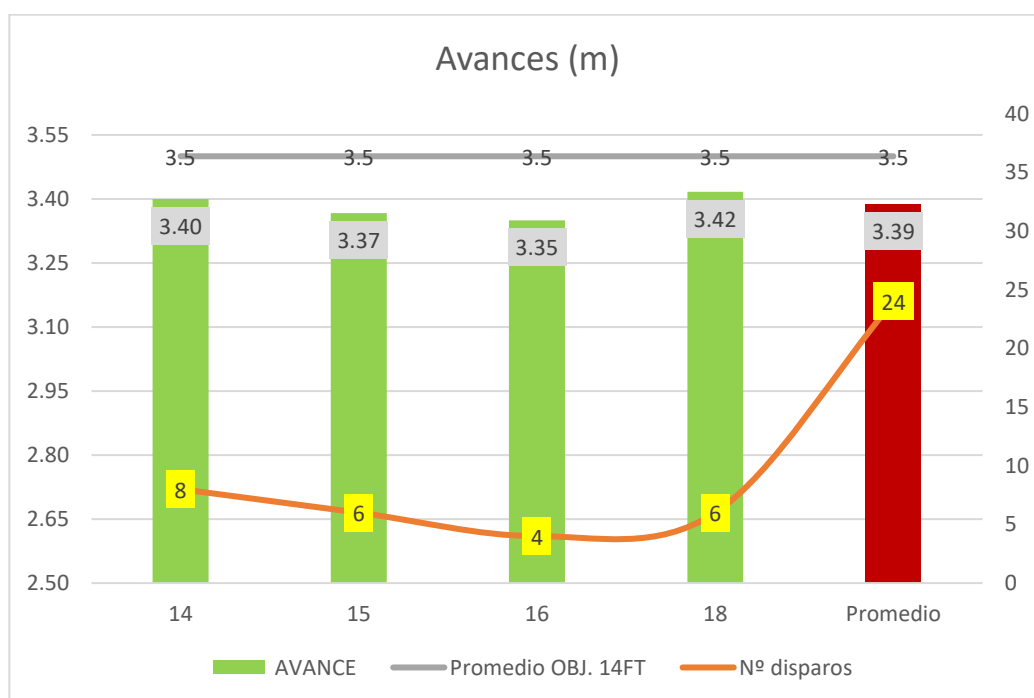


Figura 21 — Promedio de avances por semana con la malla propuesta

En la Figura 21; Se muestra el comparativo de todo el proyecto de avance total de la rampa negativa 7300, del cual se puede notar el incremento de avance con la malla de perforación y voladura implementada.



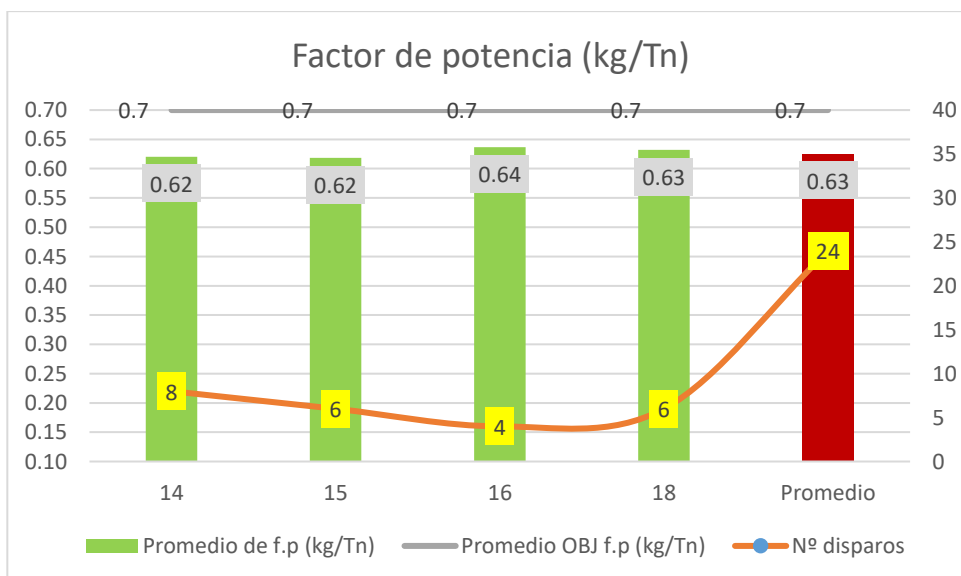


Figura 22 — Factor de potencia promedio con la malla propuesta

De la Figura 22; El factor de potencia promedio en la malla con arranque hexagonal es de 0.63 kg/Tn lo cual indica que estamos por debajo del estándar según el indicador establecido, que es de 0.70.

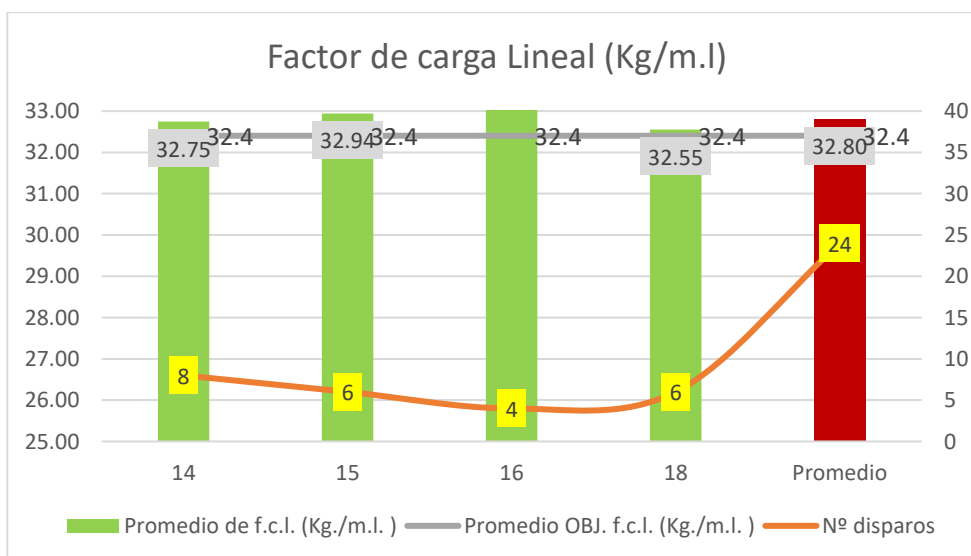


Figura 23 — Factor de carga lineal con la malla propuesta

De la Figura 23; El factor de potencia lineal promedio en la malla con la malla planteada es de 32.55 kg/m lo cual indica que estamos por encima de 32.40 kg/m, que es el estándar en la unidad minera.



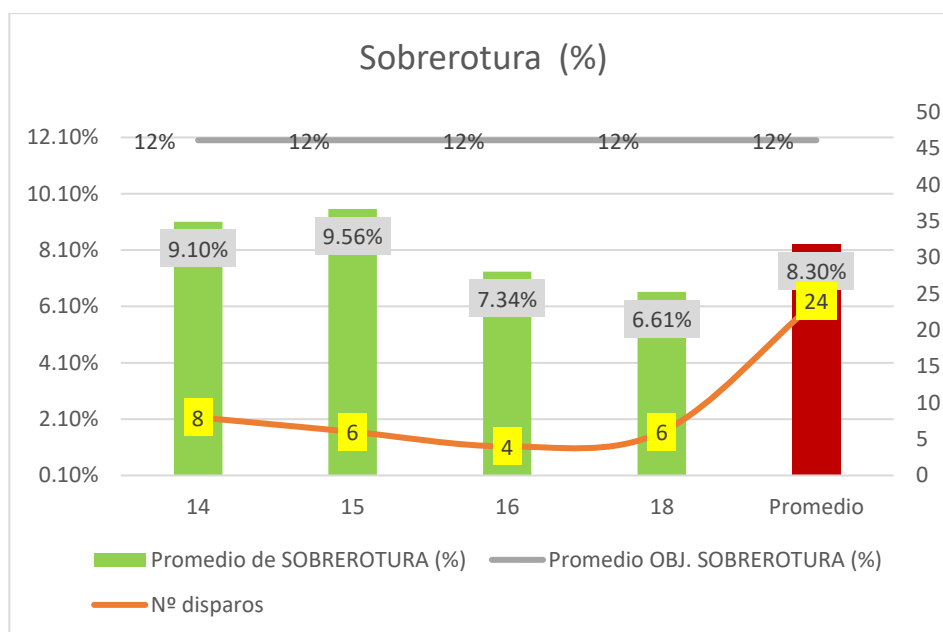


Figura 24 — Promedio de sobrerotura con la malla propuesta

En la Figura 24; En la sobrerotura aplicando la malla propuesta de perforación y voladura con el arranque del tipo hexagonal resulta con 8.30%, resultado que está por debajo del porcentaje de penalidad.

Análisis de costos de perforación y voladura propuesta

Tabla 30 — Costos unitarios de la malla propuesta

Descripción	s/disparo	s/m	US\$/ disparo	US\$/m
1. Mano de obra	524.29	154.66	134.43	39.66
2. Aceros de perforación	416.96	123.00	106.91	31.54
3. Herramientas y otros	153.77	45.36	39.43	11.63
4. Implementos de seguridad	63.58	45.36	16.30	11.63
5. Equipos	1304.71	384.87	334.54	98.68
Sub-total costos directos	2463.31	778.67	631.62	199.66
Utilidad		77.87		19.97
Total costos directos		856.54		219.63
6. Explosivos y accesorios	288.46		288.46	85.09
COSTO TOTAL				304.72

El costo promedio por disparo durante la aplicación de la malla estandarizada es de 304.72 US\$ por metro.

5.4 Comparación de resultados entre la malla estandarizada y la propuesta

Se llevó a cabo un seguimiento de los 24 disparos en campo para analizar los resultados del nuevo diseño malla de perforación y la nueva distribución de carga explosiva, lo que permitió determinar la eficiencia al implementar la nueva malla con arranque hexagonal.

Se presentan los resultados de las pruebas realizadas con la malla de perforación y voladura estandarizada, así como con la malla propuesta para la optimización. Se detalla la diferencia en los promedios de los parámetros y costos de perforación y voladura durante la construcción de la rampa negativa 7300.

Tabla 31 — Análisis comparativo antes y después de perforación y voladura

OPERACIÓN	UNIDAD	ANTES	DESPUES	Δ
Sección		4.50X4.50	4.50X4.50	
Tipo de roca	Según GSI	III B	III B	
Longitud de barra de perforación	pies	14	14	
Longitud efectiva de perforación	metro	3.96	3.96	
Tipo de Arranque		Circular	Hexagonal	
Taladros rimados	taladros	6	6	
taladros de alivio de re cortes	taladros	9	9	0.00
Taladros cargados	taladros	43	41	2.00
Taladros perforados	taladros	58	56	2.00
Metros perforados por disparo	metros	229.68	221.76	7.92
Emulsión 3000 de 1 1/4" x 12"	kilogramos	65.43	61.97	3.46
Emulsión 1000 de 1 1/4" x 12"	kilogramos	50.25	48.75	1.50
Explosivos Kg/disparo	kilogramos	115.68	110.72	4.96
Avance promedio	metros	3.10	3.39	0.29
Sobrerotura	%	19.70%	8.30%	11.40%
Eficiencia de voladura	%	78.28%	85.61%	7.32%
Volumen promedio por disparo	m3	68.63	72.8	-4.17
Factor de carga lineal	kg/m	37.6	32.8	4.80
Factor de carga promedio	kg/Tn	0.65	0.58	0.07
Costo de perforación y voladura	\$/m	359.69	304.72	54.97

a) Primer objetivo

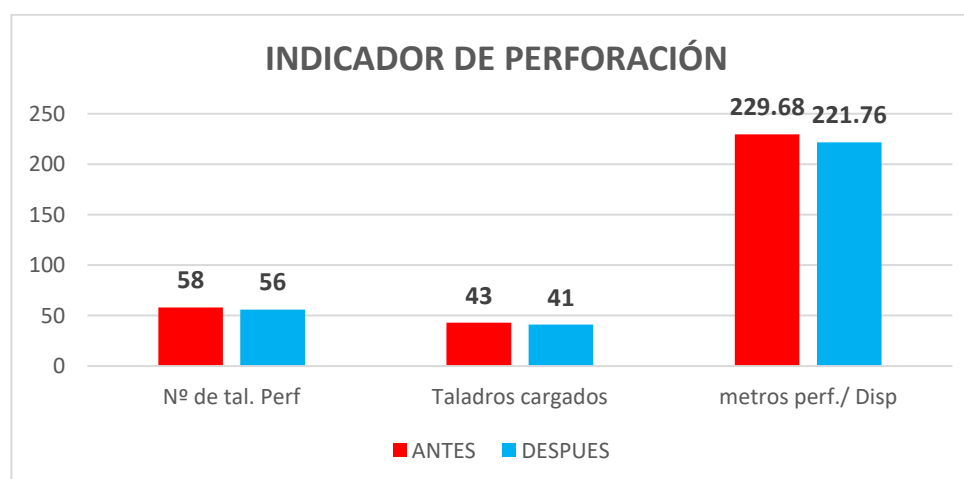


Figura 25 — Indicadores de pre y post diseño de malla de perforación

La figura presenta la diferencia entre el pre y el post diseño de la malla de perforación. Se observa que el número de taladros perforados por disparo disminuyó de 58 a 56. Del mismo modo, los taladros cargados con explosivo se redujeron de 43 a 41, con una diferencia de 2 taladros con carga. En cuanto a los metros perforados, se llegó una reducción de 229.68 m a 221.76 m, con una diferencia de 7.92 m.

b) Segundo objetivo

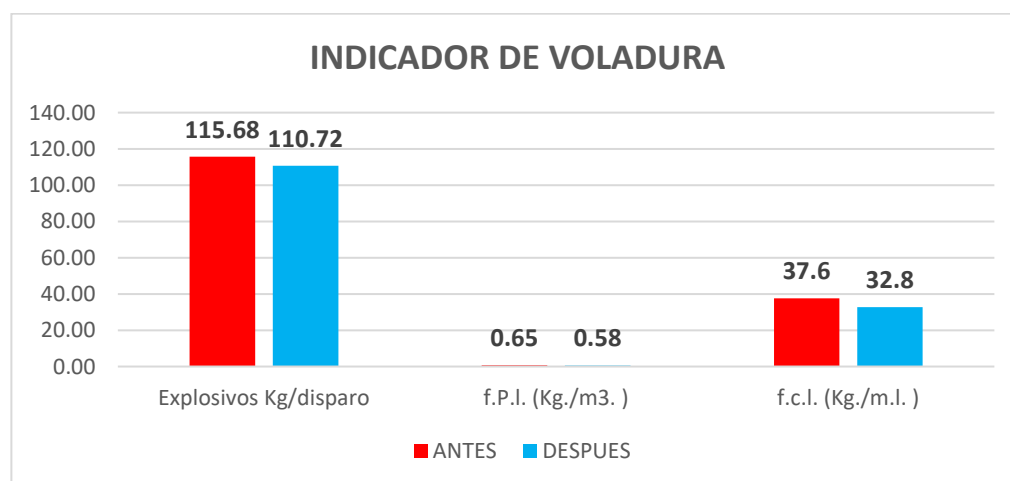


Figura 26 — Indicadores de pre y post de nuevo distribución de explosivo

En la figura, respecto al uso de explosivos, se determinó que la cantidad disminuyó de 115.68 a 110.72 kg/disparo, con una diferencia de 4.96 kg/disparo. El factor de potencia se redujo de 0.65 a 0.58 kg/m³. Asimismo, el factor de carga lineal con diseño disminuyó de 37.32 a 32.8 kg/metro, con una variación de 4.80 kg por metro de avance.

c) Tercer objetivo

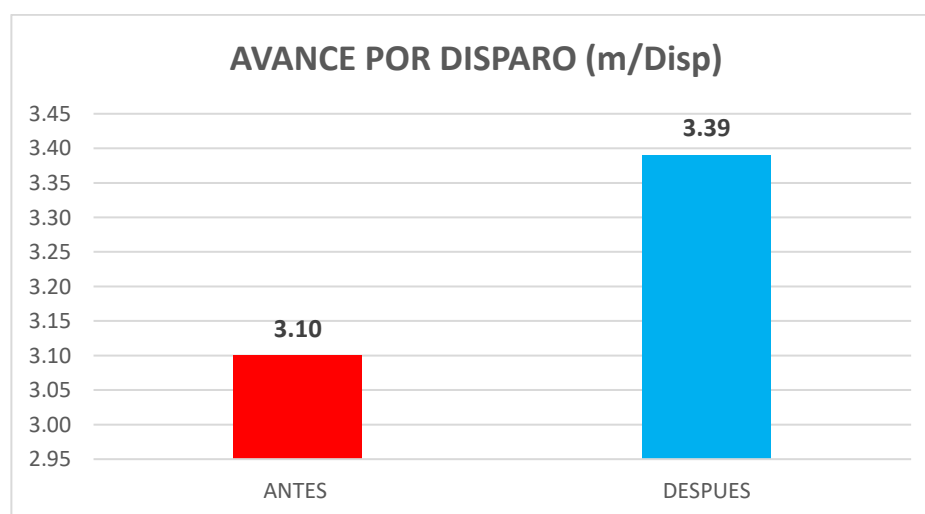


Figura 27 — Avance por disparo de pres y post implantación de la nueva malla

En la malla estandarizada con tipo arranque circular se tenía un avance promedio de 3.10 metros con 25 muestras en campo, posteriormente se realizó el rediseño de malla

con arranque tipo hexagonal llegando a un avance promedio de 3.39 metros con 24 muestras. La eficiencia del avance con la nueva malla de perforación fue 0.29 metros con respecto del anterior diseño de perforación y voladura.

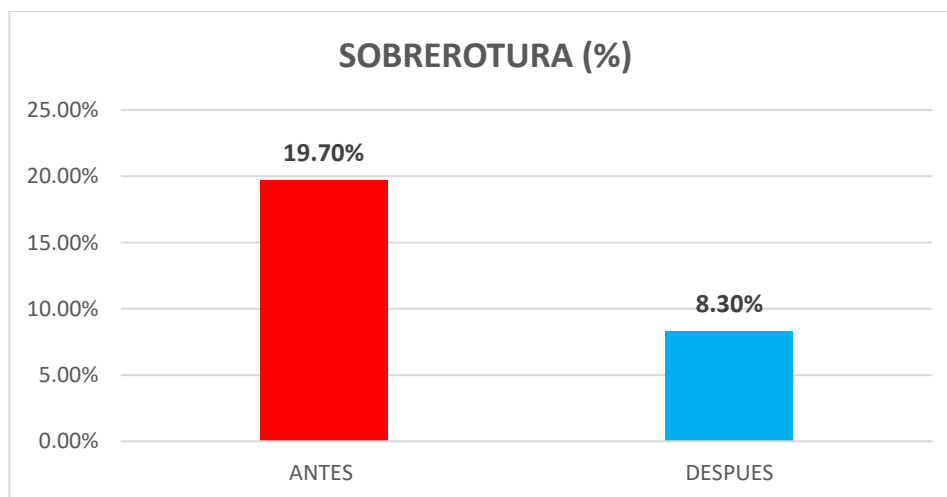


Figura 28 — Sobrerotura de pres y post implantación de la nueva malla

Como resultado, se observa una menor sobrerotura con la nueva malla implementada con arranque hexagonal, con un 8.30%, en comparación con la malla con arranque circular, que alcanza el 19.70%, estando sujeto a penalización. De esta manera, se logró una reducción del 11.4%.

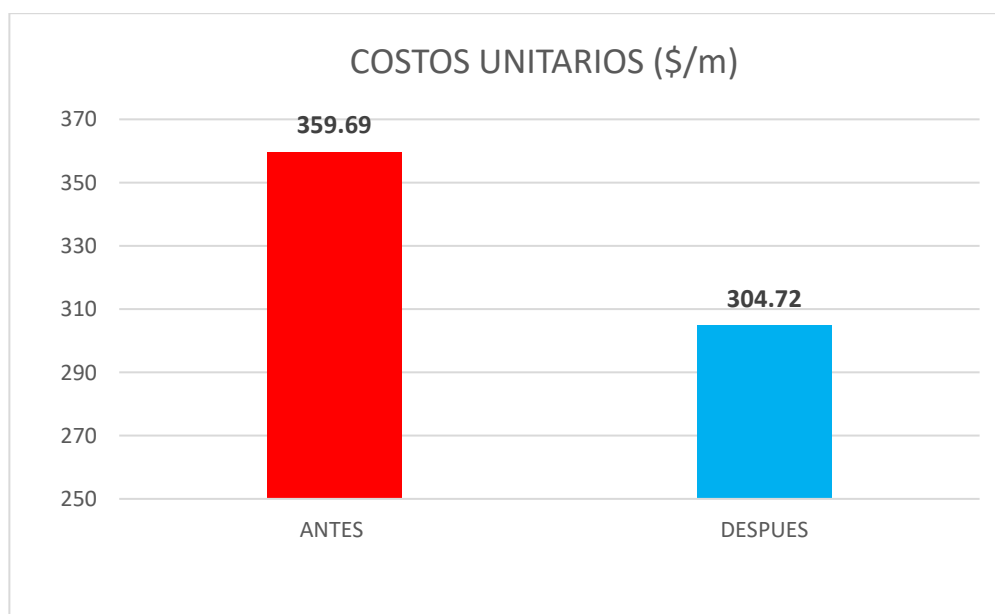


Figura 29 — Costo por disparo de pres y post implantación de la nueva malla

El seguimiento de costos de perforación en relación con los metros de avance mostró que el uso de la nueva malla de perforación con arranque hexagonal, en lugar de la



circular, permitió reducir el costo unitario de 359.69 \$/m a 304.72 \$/m, logrando un ahorro de 54.97 \$/m en costos.

5.5 Discusión

En la presente investigación se tuvo la finalidad de conocer de qué manera optimización de la perforación y voladura influye en la construcción de la rampa negativa 7300, en ese entender se desarrolla la contrastación o comparación con otras investigaciones similares o iguales de la siguiente manera.

Para el estudio desarrollado por MAMANI (2022) el trabajo de tesis titulado “Rediseño de la malla de perforación y voladura en frentes de avance nivel 0 para reducir los costos de operación SM Esperanza- Secocha”. Introducción: comenzó como resultado de un mal diseño de la malla de perforación en Sociedad Minera. Reducir los costes de explotación rediseñando la red de perforación. Objetivo: Reducir los costes operativos en Sociedad Minera Esperanza - Secocha mediante el rediseño de la malla de perforación y voladura de los frentes de avance de nivel 0. Concluyendo: Al rediseñar la rejilla de perforación mediante simulaciones matemáticas, fue posible reducir los costes a 207,39 US\$/m por cada metro de avance y un nuevo factor de carga, 3,12 kg/m³, sustancialmente inferior al antiguo, permitieron reordenar y disminuir los agujeros. Por otro lado, en nuestra investigación, se implementó un arranque tipo hexagonal con un burden de 0.25 metros, lo que ofrece más alternativas de iniciación en comparación con el arranque circular. Esta modificación permitió un incremento de 0.29 metros en el avance, lo que, a su vez, optimizó el proceso y redujo significativamente el costo unitario de perforación y voladura desde 359.72\$/m a 304.72\$/m, generando un ahorro de 54.97\$/m, lo que se traduce en una mayor eficiencia.

Por lo tanto, podemos afirmar que al proponer un nuevo diseño de malla de perforación y voladura que considera los aspectos geomecánicos, se logra optimizar el proceso de perforación y voladura en la ejecución de una labor minera.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

La optimización de perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 permitió reducir la longitud de perforación en 7.92 m por disparo, Asimismo, se logró disminuir el factor de carga lineal desde 37.32 a 32.8 kg/metro, con una variación de 4.80 kg por metro de avance. Estos resultados reflejan una mejora significativa en la eficiencia del proceso, permitiendo que la ejecución del proyecto sea más rentable y técnicamente optimizada.

En la tesis se optimizó la malla de perforación mediante la implementación de un arranque tipo hexagonal con un burden de 0.25 metros, lo que permitió obtener más alternativas de iniciación en comparación con el arranque circular. Además, se logró reducir el número total de taladros de 58 a 56. Del mismo modo, la cantidad de taladros cargados con explosivo disminuyó de 43 a 41, representando una reducción de 2 taladros con carga.

En la tesis se optimizó el diseño de carga de voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera immaculada, Ayacucho 2023. Reduciendo la carga explosiva de 115.68 kg a 110.72 kg por disparo, lo que resultó en un ahorro de 9.85 kg por disparo.

Se determinó que la optimización de la perforación y voladura tuvo un impacto significativo en el incremento del avance promedio, pasando de 3.10 metros a 3.39 metros, lo que representa una mejora de 0.29 metros. Asimismo, la sobrerrotura se redujo del 19.70% al 8.30%, equivalente a una disminución del 11.40%. Además, esta optimización permitió reducir el costo unitario de perforación y voladura, disminuyendo de 359.69 \$/m a 304.72 \$/m, lo que generó un ahorro de 54.97 \$/m.



6.2 Recomendaciones

El diseño de malla de perforación con arranque de tipo hexagonal se debe de aplicar en la mayoría de frentes de trabajo debido a que se tiene mayores alternativas de taladros de arranque en el caso de que no haya paralelismo en parte de los rimados.

Para el diseño y marcado de la malla, es fundamental tener en cuenta las recomendaciones geomecánicas en los frentes de avance.

Se recomienda realizar un reajuste en la distribución de la carga de explosivos según las condiciones geomecánicas de la labor minera, con el objetivo de aprovechar al máximo su potencia explosiva.

Para reducir la sobrerotura en la sección de labor, se recomienda disminuir la carga explosiva en la corona. Además, para mejorar el avance, se sugiere utilizar un diseño de arranque que incluya al menos dos taladros de inicio del disparo.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ARTEAGA, Ricardo, y otros. 1991.** *Manual de evaluación técnico - económica de proyectos mineros.* Madrid : s.n., 1991.
- BEJARANO, Jorge L. 2021.** *Voladura Controlada Y sus Influencias en la Disminución de Sobreroturas en Labores Subterráneas- Mineras Reatamas S.A.* Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2021.
- BELANDRIA, Norly y BONGIORNO, Francisco. 2012.** *Clasificaciones geomecánica de los macizos rocosos según: Bieniawski. Barton. Hoek Y Brown. Romana.* Condinamarca : Universidad de los andes, 2012.
- BIENIASWSKI, Z T. 1989.** *Engineering Rock Mass Classifications.* s/e. 1989.
- CALDERON, Marco A. 2015.** *Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa).* Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015.
- CARDENAS, Elio. 2018.** *Topografía minera subterránea con estación total.* [https://www.linkedin.com] 2018.
- CASTAÑEDA, Nilo. 2019.** *Reducción de la sobrerotura mediante la mejora de los parámetros de voladura en la profundización de la rampa 2705, en la unidad minera de Parcoy de Consorcio Minero Horizonte s.a. –La Libertad.* Cusco : UNSAAC, 2019.
- CCOSCO, Wilfredo. 2019.** *Optimización en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata - Ayacucho.* CUSCO : UNSAAC, 2019.
- CONDORI, Miguel A y VELAZCO, Jhorian L. 2021.** *Optimización de perforación y voladura por el método de Roger Holmberg en minera aurífera Estrella de Chaparra S.A.* Arequipa : UTP-Institucional, 2021.
- DEPARTAMENTO DE PETROLOGÍA Y GEOQUIMICA. 2014.** *Atlas de roca Ígneas.* [En línea] 2014. [Citado el: 1 de Enero de 2025.] <https://petroigneas.wordpress.com/rocas-volcanicas/andesita/>.
- DS N° 023_EM. 2017.** *Ministerio de Energía y Minas.* [En línea] 7 de setiembre de 2017. https://minem.gob.pe/minem/archivos/file/Mineria/LEGISLACION/2016/RSSO_2017.pdf.
- EPIROC. 2023.** *Equipos de perforacion.* 2023.
- ESPINOZA, Luis F y VASQUEZ, Juan C. 2019.** *Estudio de viabilidad Técnica del Incremento del metraje de Avance por Disparo en Secciones 4x4 en Mina Condestable.* Lima-Peru : Pontificia Univeersidad Catolica del Perú, 2019.
- EXSA. 2014.** *Manual de Voladura . s.l. : EXSA, 2014.*



- FAMESA. 2023.** FAMESA. [En línea] 11 de 07 de 2023. [Citado el: 02 de 12 de 2024.] <https://www.famesaexplosivos.com/wp-content/uploads/2024/01/FT-EMULNOR.pdf>.
- . **2019.** Manual de Famesa explosivos. [En línea] 2019. [Citado el: 15 de 12 de 2021.] <http://www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/dinamita-famesa-semigelatina/>.
- FEIJOO, Ernesto P y CORONEL, Carlos A. 2019.** *Optimización de los procesos de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación “Nivel H” de la mina Agua Dulce, Portovelo - El Oro.* Cuenca-Ecuador : s.n., 2019.
- GONZALES, Alonso. 2016.** *Mejora continua de las voladuras de desarrollo en la mina Ernest Henry.* s.l. : University of Queensland, 2016.
- HOLMBERG, Roger. 1982.** *Charge Calculations for Tunneling.* 1982.
- HUAMÁN, Armando y ARDILES, Rolando. 2017.** *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.* 2017.
- LÓPEZ, Carlos. 2004.** *Manual de perforación y voladura de rocas.* Madrid : Instituto Tecnológico Geominero de España, 2004.
- . **2001.** *Manual de túneles y obras subterráneas.* Madrid : E.T.S.I. Minas, Universidad Politécnica de Madrid, 2001.
- LUNA, Wiber. 2021.** *Optimización de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla en la ejecución del BY PASS 4200 N de la unidad minera Inmaculada- Hochschild Mining -Ayacucho.* Puno : Universidad Nacional del Altiplano, 2021.
- MAMANI, Frank Berly. 2022.** *Rediseño de la malla de perforación y voladura en frentes de avance nivel 0 para reducir los costos de operación SM Esperanza Secocha.* Arequipa-Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2022.
- MAYHUIRE, John y PUMACAYO, Job. 2021.** *Implementación de la geomecánica para la mejora de la perforación y voladura en labores de desarrollo en la Compañía Minera Sotrami S.A.* 2019. Abancay : UNAMBA, 2021.
- MINING ALATI. 2024.** MINING ALATI. [En línea] 9 de agosto de 2024. [Citado el: 1 de febrero de 1.] <https://noticias.miningalati.com/disenio-de-mallas-de-perforacion-fragmentacion/>.
- OJEDA, Rene W. 2007.** *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia.* Perú : s.n., 2007.
- OLLERO, Josué V. 2021.** *Reducción de vibraciones en el Municipio de Santo Domingo con la aplicación de un nuevo diseño de voladura en el tajo 333–311 Mina Jabalí.* Lima : UNDAC, 2021.



PUMA, Kleber J y LLERENA, Joffre A. 2021. *Optimización del proceso de perforación y voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad la Fortuna, Ponce Enríquez.* Guayaquil-Ecuador : s.n., 2021.

RIJALBA, Fredy. 2019. *Tratado de ingeniería de explosivos, perforación y voladura de rocas. en obras civiles y mineras.* España : Garceta grupo editorial, 2019.

RÍOS, Roger R. 2017. *Metodología para la investigación y redacción.* Málaga, España : Servicios Académicos Intercontinentales S.L., 2017.

RIVERA, Harry A. 2019. *Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en el proyecto central hidroeléctrica San Gabán III.* Puno : Universidad Nacional del Altiplano, 2019.

SÁNCHEZ, Yadira V. 2012. *Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth.* Quito : Universidad Central Del Ecuador, 2012.

SERNAGEOMIN. 2013. *Guia de operacion para la pequeña mineria- Perforacion y voladura* . Chile : Ministerio de Minería, 2013.

WESTREICHER, Guillermo. 2020. Economipedia. [En línea] 1 de mayo de 2020. [Citado el: 04 de Febrero de 2025.] <https://economipedia.com/definiciones/optimizacion.html>.



ANEXOS



ANEXO I. MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 32 — Matriz de consistencia

“OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA NEGATIVA 7300 EN LA UNIDAD MINERA INMACULADA, AYACUCHO 2023”					
Problema	Objetivos	Hipótesis	variables	Dimensiones	Indicadores
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Independiente		
¿Cómo optimizar la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023?	Determinar la optimización de la perforación y voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023.	La optimización de la perforación y voladura influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.	optimización de la perforación y voladura	Malla de perforación	Número de taladros
					Burden y espaciamento
				Carguío de voladura	Kg/disparo
					Factor de potencia
					Factor de carga lineal
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Dependiente		
¿Cómo optimizar la malla de perforación en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023?	Determinar la malla de perforación, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.	La optimización malla de perforación influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.	Construcción rampa negativa 7300	Avance por disparo	metros/disparo

<p>¿Cómo optimizar el carguío de voladura en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera Inmaculada, Ayacucho 2023?</p>	<p>Determinar el carguío de voladura, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.</p>	<p>La optimización carguío de voladura influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en la unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.</p>	<p>Sobrerotura</p>	<p>Porcentaje %</p>
<p>¿Cómo optimizar el avance, la sobrerotura y el costo por disparo en la construcción de la rampa negativa 7300 en la Unidad Minera Inmaculada, Ayacucho 2023?</p>	<p>Determinar el avance, sobrerotura y costos por disparo, para optimizar la construcción de la rampa negativa 7300 en unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.</p>	<p>La optimización del avance, sobrerotura y costos por disparo influirá positivamente en la construcción de la rampa negativa 7300 en unidad minera inmaculada, Ayacucho 2023.</p>	<p>Costo por disparo</p>	<p>\$/disparo</p>

ANEXO II. PANEL FOTOGRÁFICO



Figura 30 — Marcado de la malla de perforación estandarizada con tipo arranque circular



Figura 31 — Malla de perforación estandarizada con tipo arranque circular

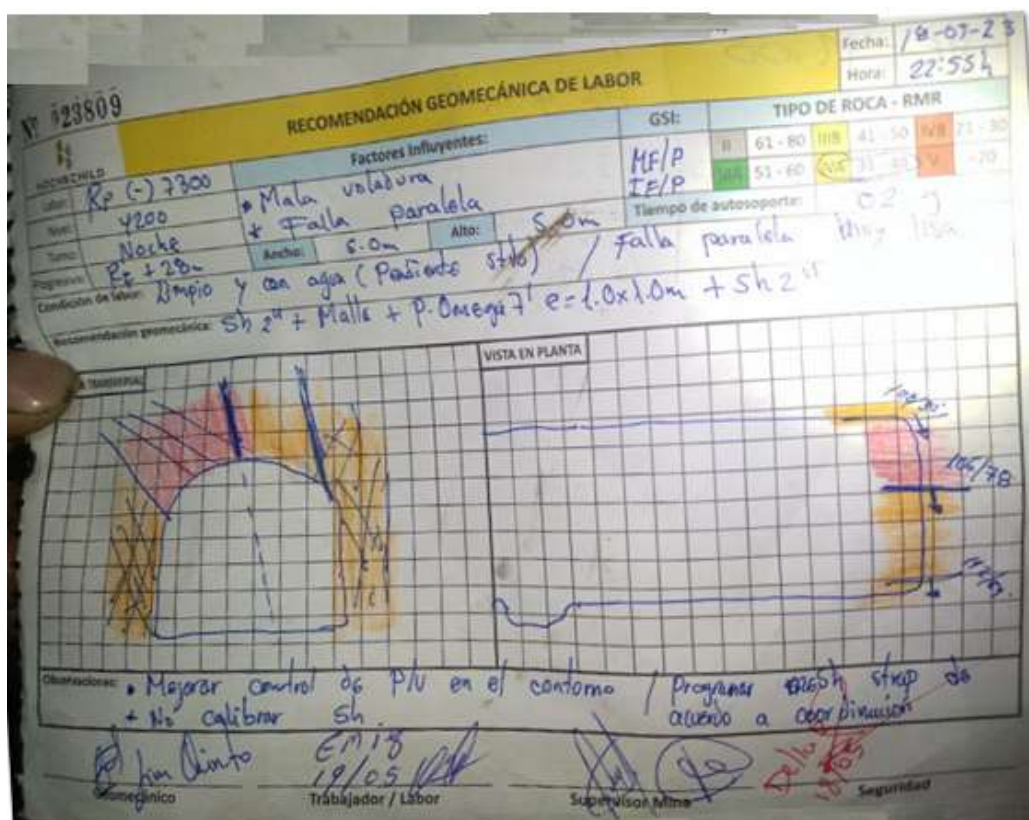
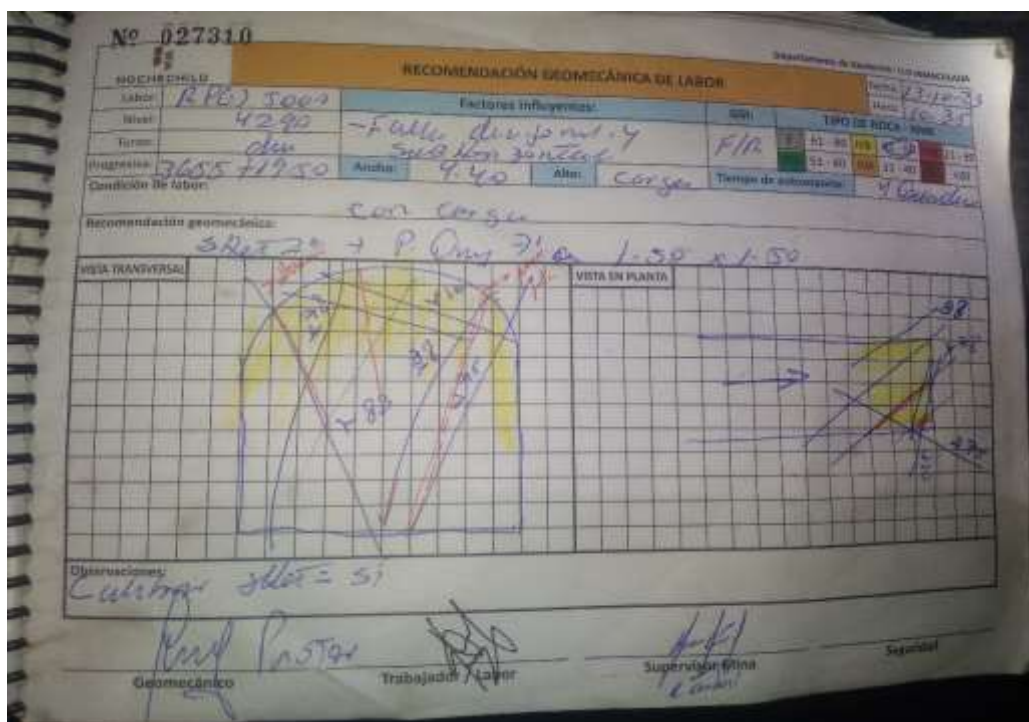


Figura 32 — Mapeos y recomendaciones geomecánicas de la labor



Figura 33 — Demostración de marcado de malla propuesta al personal



Figura 34 — Perforación del arranque Tipo Hexagonal de la malla propuesta



Figura 35 — Marcado final de la nueva malla estandarizada



Figura 36 — Preparación de cañas



Figura 37 — Instalación de cañas



Figura 38 — Amarre de taladros



Figura 39 — Resultado del disparo con la nueva malla



Figura 40 — Supervisando en el área de trabajo

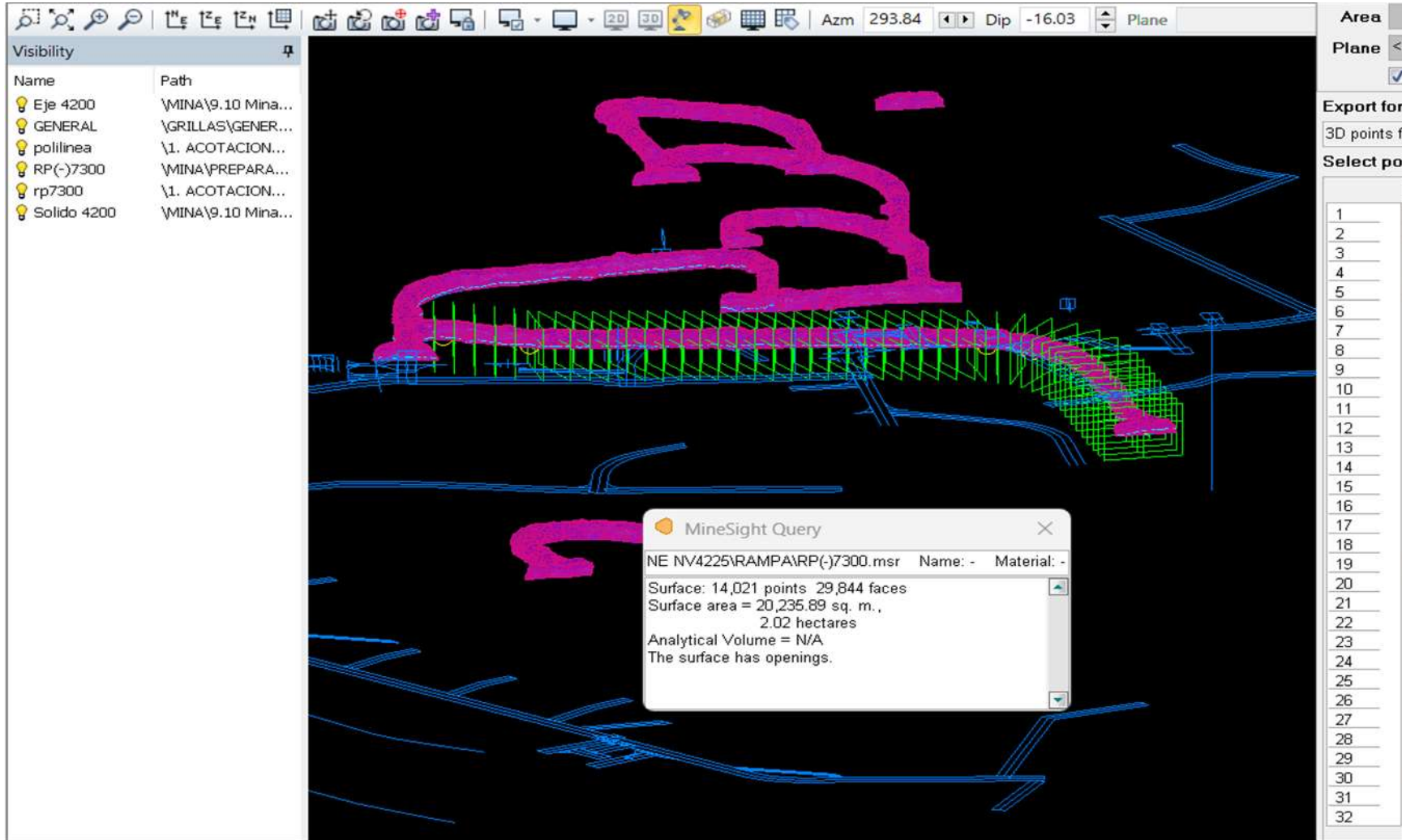


Figura 41 — Visualización en 3d de la rampa negativa 7300

Tabla 33 — Costo unitario de perforación y voladura estandarizado

Costo unitario de perforación y voladura Labor: Rampa negativa Mecanizado de 4.5 x 4.5 (Tipo Roca IIIB)								
Sección:	4.5	x	4.5	Tipo de roca :		Regular	III	
# Taladros perforados	58			Longitud de barra perforación (pies)		14	pies	
# Taladros disparados	43			Eficiencia de perforación (pies)		91%	12.74	
# Taladros alivio	9			Eficiencia de voladura		91%		
# Taladros Rimados	6			Avance/disparo (nominal):		3.53		
Densidad	2.5			Eficiencia de # de disparos		86%		
Humedad	10%			Avance/disparo:		3.03	9.94	
				Horas x guardia		10.5		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNIT. S/	VIDA UTIL	PIES PERFORADOS	COSTO X DISPARO	x UNIT. S//m	
1. MANO DE OBRA DIRECTA								
Operador de Jumbo	Tarea	0.55	299.24			164.58		
Ayudante Jumbero	Tarea	0.55	214.47			117.96		
Maestro Cargador	Tarea	0.55	227.72			125.25		
Ayudante Cargador	Tarea	0.55	211.82			116.50		
		2.20				524.29	173.03	
2. ACEROS DE PERFORACION								
Shank Cop 1838/1638	UND	1.00	598.73	6,500.00	662.48	61.02		
Coupling HM38 S/B 055 191	UND	1.00	185.71	5,000.00	662.48	24.61		
Barra 14 pies ROD TUN MM 4915 DM35	UND	1.00	1,364.81	10,000.00	662.48	90.42		
Broca 45 mm / THD 051 DM35	UND	1.00	198.34	900.00	662.48	146.00		
Adaptador piloto R32	UND	1.00	635.50	1,600.00	76.44	30.36		
Rimadora 4" / BIT BTN RET PILOT 102 DM35	UND	1.00	672.49	1060.00	76.44	48.50		
Cuneta (aceros perf)	p.p.	26.00	0.57	1.00	Disp	14.82		
Servicios (aceros perf)	p.p.	9.75	0.57	1.00	Disp	5.56		
						421.27	139.03	
3. HERRAMIENTAS Y OTROS								
Tubo PVC SEL 1 1/2 X 3 MTS.	PZA	20.00	6.00	1.00	Disp	120.00		
Taco de arcilla	UND	20.00	1.70	1.00	Disp	34.00		
Cucharilla FO Corrugado 1/2	PZA	2.00	20.50	180.00	Disp	0.23		
Atacador de madera 1 3/8 X 3 MTS	PZA	1.00	16.40	10.00	Disp	1.64		
Punzón de cobre 1/4	PZA	1.00	40.00	360.00	Disp	0.11		
Guiador de Madera 1 1/4 X 3.00 MTS	PZA	3.00	16.40	30.00	Disp	1.64		
						157.62	52.02	
4:IMPLEMENTOS SEGURIDAD								
EPP - Cargador / Ayudante	Tarea	1.18	24.09			28.43		
EPP - Perforista / Ayudante	Tarea	1.18	29.79			35.15		
						63.58	20.98	
5.EQUIPOS								
Jumbo S1D	Hr	2.90	449.90			1,304.71		
						1,304.71	430.60	
SUB-TOTAL COSTOS DIRECTOS							815.67	
UTILIDAD							10%	81.57
SUB-TOTAL COSTO							S//m	897.23
6. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS								
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	Kg.	63.30	2.14			135.46		
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	Kg.	52.25	2.00			104.50		
Carmex x 2.10 MTS	Pza.	2.00	0.66			1.32		
Mecha Rapida Z-18	m.	0.50	0.45			0.23		
Fanel MS	Pza.	5.00	1.59			7.95		
Fanel LP	Pza.	38.00	1.59			60.42		
Cordon Detonante 3P	m.	60.00	0.22			13.20		
Cordon Detonante 5P	m.	60.00	0.23			13.80		
						323.07	106.62	



Tabla 34 — Costo de perforación y voladura de la nueva malla propuesta

costo unitario de perforacion y voladura Labor: Rampa negativa Mecanizado de 4.5 x 4.5 (Tipo Roca IIIB)							
Sección:	4.5	x	4.5	Tipo de roca :	Regular	IIIB	
# Taladros perforados	57			Longitud de barra perforación (pies)	14	pies	
# Taladros disparados	42			Eficiencia de perforación	91%	12.74	
# Taladros alivio	9			Eficiencia de voladura	91%		
# Taladros Rimados	6			Avance/disparo (nominal):	3.53		
Densidad	2.5			Eficiencia de # de disparos	96%		
Humedad	10%			Avance/disparo:	3.39	11.12	
Longitud limpieza máxima	125			Horas x guardia	10.5		
DESCRIPCIÓN	UNIDAD	CANTIDAD	PRECIO UNIT. S/	VIDA UTIL	PIES PERFORADOS	COSTO x DISPARO	COSTO x UNIT. S//m
1. MANO DE OBRA DIRECTA							
Operador de Jumbo	Tarea	0.55	299.24			164.58	
Ayudante Jumbiero	Tarea	0.55	214.47			117.96	
Maestro Cargador	Tarea	0.55	227.72			125.25	
Ayudante Cargador	Tarea	0.55	211.82			116.50	
		4.12				524.29	154.66
2. ACEROS DE PERFORACION							
Shank Cop 1838/1638	UND	1.00	598.73	6,500.00	649.74	59.85	
Coupling HM38 S/B 055 191	UND	1.00	185.71	5,000.00	649.74	24.13	
Barra 14 pies ROD TUN MM 4915 DM35	UND	1.00	1,364.81	10,000.00	649.74	88.68	
Broca 45 mm / THD 051 DM35	UND	1.00	198.34	900.00	649.74	143.19	
Adapatador piloto R32	UND	1.00	635.50	1,600.00	76.44	30.36	
Rimadora 4" / BIT BTN RET PILOT 102 DM35	UND	1.00	672.49	1060.00	76.44	48.50	
Cuneta (aceros perf)	p-p.	28.40	0.57	1.00	Disp	16.19	
Servicios (aceros perf)	p-p.	10.65	0.57	1.00	Disp	6.07	
						416.96	123.00
3. HERRAMIENTAS Y OTROS							
Tubo PVC SEL 1 1/2 X 3 MTS.	PZA	19.50	6.00	1.00	Disp	117.00	
Taco de arcilla	UND	19.50	1.70	1.00	Disp	33.15	
Cucharilla FO Corrugado 1/2	PZA	2.00	20.50	180.00	Disp	0.23	
Atacador de madera 1 3/8 X 3 MTS	PZA	1.00	16.40	10.00	Disp	1.64	
Punzón de cobre 1/4	PZA	1.00	40.00	360.00	Disp	0.11	
Guiador de Madera 1 1/4 X 3.00 MTS	PZA	3.00	16.40	30.00	Disp	1.64	
						153.77	45.36
4:IMPLEMENTOS SEGURIDAD							
EPP - Cargador / Ayudante	Tarea	1.18	24.09			28.43	
EPP - Perforista / Ayudante	Tarea	1.18	29.79			35.15	
						63.58	
5.EQUIPOS							
Jumbo S1D	Hr	2.90	449.90			1,304.71	
						1,304.71	384.87
SUB-TOTAL COSTOS DIRECTOS							707.88
UTILIDAD							10%
SUB-TOTAL COSTO							778.67
6. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS							
Emulnor 3000 1 1/4 x 12	Kg.	58.00	2.14			124.12	
Emulnor 1000 1 1/4 x 12	Kg.	45.50	2.00			91.00	
Carmex x 2.10 MTS.	Pza.	2.00	0.66			1.32	
Mecha Rapida Z-18	m.	0.50	0.45			0.23	
Fanel MS	Pza.	4.00	1.59			6.36	
Fanel LP	Pza.	37.00	1.59			58.83	
Cordon Detonante 3P	m.	30.00	0.22			6.60	
Cordon Detonante 5P	m.	40.00	0.23			9.20	
						288.46	85.09



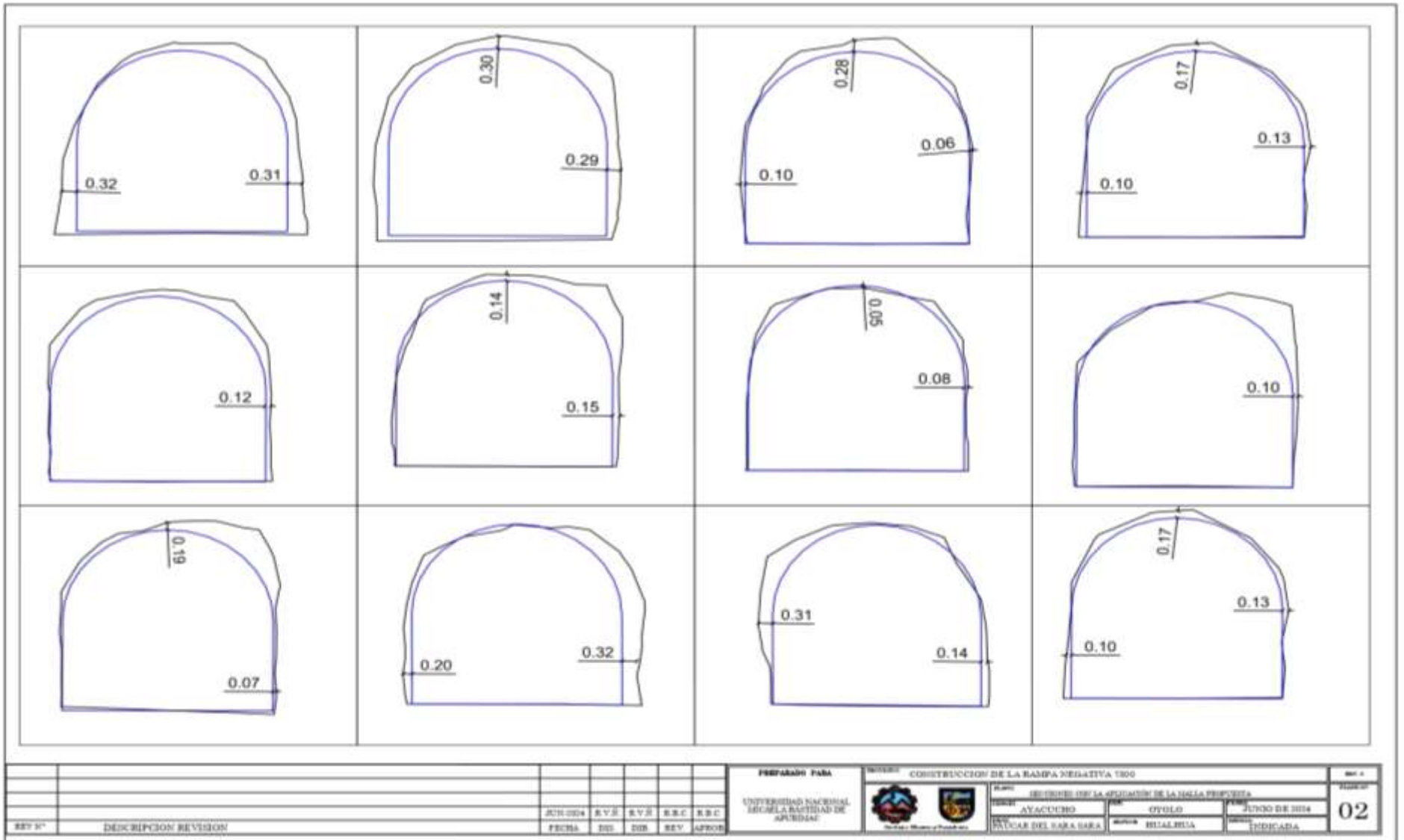


Figura 43 — Secciones con la aplicación de la malla propuesta

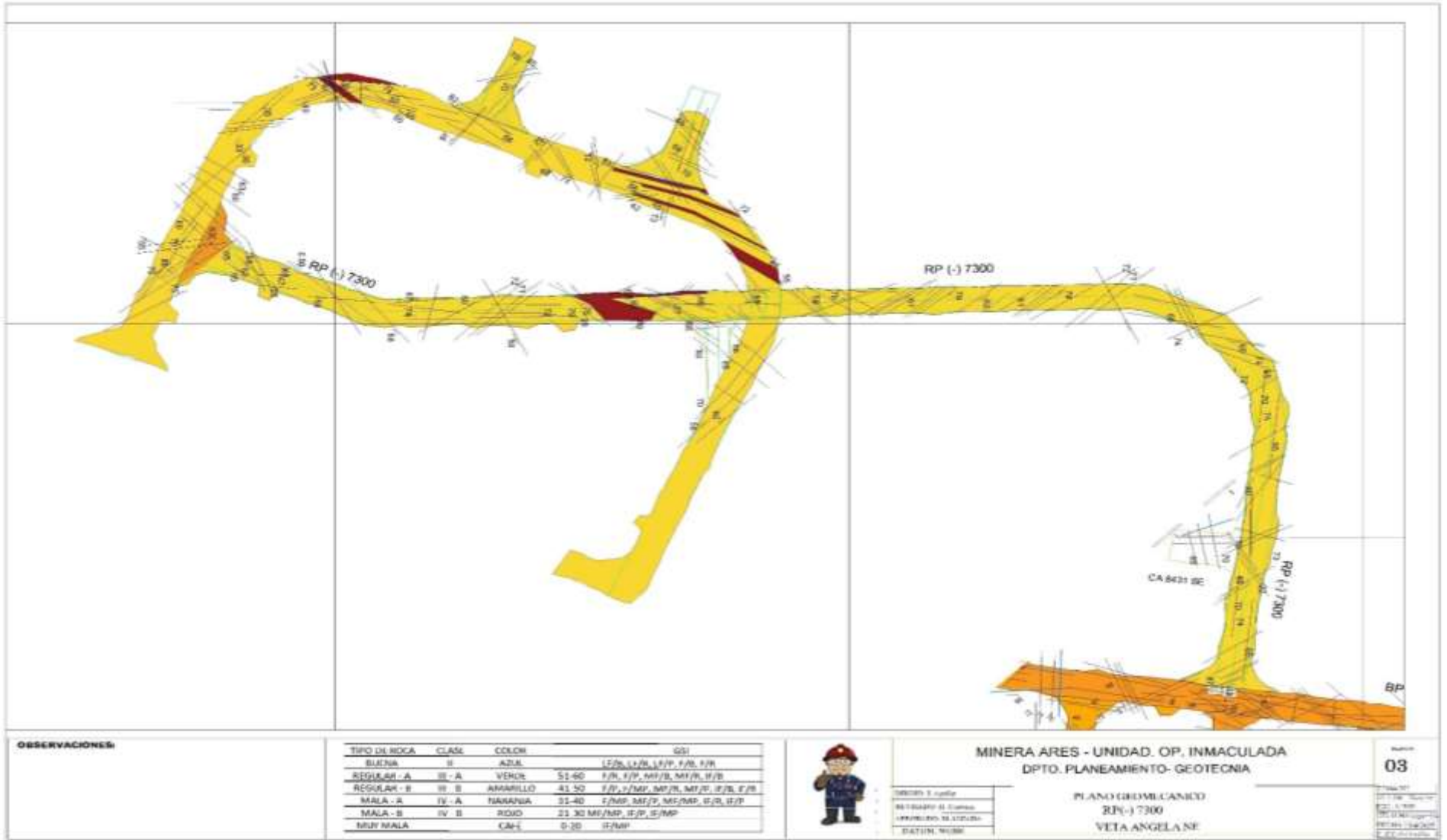


Figura 44 — Plano geomecánico