



Universidad
Continental

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de
Ingeniería de Minas

Tesis

Optimización de los estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), empresa especializada MINCOTRALL S.R.L. - Minera aurífera Retamas S.A. - 2018

Fredy Barzola Ceras

Huancayo, 2019

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas



Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de [Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/2.5/peru/)

ASESOR

Ing. Benjamín Manuel Ramos Aranda

AGRADECIMIENTO

A Dios, por otorgarme la vida y una valiosa familia.

A mi padre Pedro Barzola Villaverde y a mi Madre María Ceras Rodríguez y a mis hermanos, quienes me brindaron su apoyo incondicional; son mi mayor motivación.

A la empresa MINCOTRALL S.R.L., por darme la oportunidad de ejercer mi carrera profesional y ampliar mi experiencia profesional.

Al Ing. Benjamín Ramos Aranda, quien me brindó la asesoría en la realización del presente trabajo.

DEDICATORIA

A mis padres, por su amor y apoyo incondicional, durante todos estos años, por ser mis guías y modelos a seguir.

ÍNDICE

PORTADA.....	I
ASESOR.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
DEDICATORIA	IV
ÍNDICE	V
LISTA DE TABLAS.....	VII
LISTA DE FIGURAS.....	VIII
RESUMEN	X
ABSTRACT	XI
INTRODUCCIÓN	XII
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	1
1.1. Planteamiento y formulación del problema	1
1.1.1. Planteamiento del problema	1
1.1.2. Problema general.....	4
1.2. Objetivos.....	4
1.2.1. Objetivo general	4
1.2.2. Objetivos específicos	4
1.3. Justificación e importancia	5
1.3.1. Justificación práctica	5
1.3.2. Justificación social.....	5
1.3.3. Justificación metodológica.....	5
1.4. HIPÓTESIS de la investigación	5
1.4.1. Hipótesis general	5
1.4.2. Hipótesis específicas	6
1.5. Variables de la investigación	6
1.5.1. Variable independiente	6
1.5.2. Variable dependiente	6
1.6. Operacionalización de variables	7
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO	8
2.1. Antecedentes del problema	8
2.2. Generalidades de la Unidad Minera Aurífera Retamas	10
2.2.1. Ubicación de la Unidad Minera Aurífera Retamas.....	10
2.2.2. Accesibilidad	10
2.2.3. Geología	11
2.2.4. Método de explotación.....	18
2.3. Bases teóricas	24
2.3.1. Diseño de malla de perforación y cálculo de voladura mediante el modelo matemático de (Holmberg)	24
2.3.2. Modelo matemático de Roger Holmberg	25
2.3.3. Análisis de la fragmentación	37
2.3.4. Análisis operacional de la constante de roca.....	39
2.4. Definición de términos	41
2.5. Consideraciones geomecánicas	43
2.5.1. Clasificación según GSI.....	44
2.5.2. Clasificación geomecánica según RMR	47
2.5.3. RQD (Rock Quality Designation)	47
CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	50

3.1.	Método y alcances de la investigación	50
3.1.1.	Tipo de investigación	50
3.1.2.	Nivel de investigación	50
3.1.3.	Método de investigación	50
3.2.	Diseño de la investigación	51
3.3.	Población y muestra	52
3.3.1.	Población	52
3.3.2.	Muestra.....	52
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	52
3.4.1.	Metodología empleada para desarrollar el crucero XC 10654-NW.....	54
3.4.2.	Procedimiento de recolección datos del crucero XC 10654-NW.....	55
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN		56
4.1.	Resultados de la evaluación geomecánica de macizo rocoso	56
4.2.	Resultados del análisis del corte cilíndrico	57
4.2.1.	Diseño del tipo de arranque de la malla de perforación anterior	57
4.2.2.	Diseño de arranque de la malla de perforación actual.....	58
4.3.	Resultado de la nueva malla de perforación	58
4.3.1.	Cálculo mediante el modelo matemático de Holmerg	58
4.3.2.	Parámetros de perforación y voladura en el XC 10654-NW	73
4.3.3.	Malla de perforación anterior.....	74
4.3.4.	Malla de perforación para sección de 2.40 x 2.40 m, 6' de longitud de perforación	76
4.4.	Resultado del consumo de explosivos.....	80
4.4.1.	Especificaciones técnicas de los explosivos a usar	80
4.4.2.	Consumo de explosivo mediante la aplicación de la malla de perforación anterior	80
4.4.3.	Consumo de explosivo mediante la aplicación malla de perforación propuesta	82
4.4.4.	Análisis de consumo de explosivo malla de perforación anterior vs malla de perforación propuesta 83	
4.5.	Resultado de la optimización de la perforación y voladura	85
4.5.1.	Estructura de precio unitario de la malla de perforación anterior	85
4.5.2.	Estructura de precio unitario para la nueva malla de perforación propuesta.....	86
4.5.3.	Resultados comparativos en el ciclo de minado	87
4.5.4.	Análisis económico del crucero XC10654-NW	88
4.5.5.	Indicadores	91
CONCLUSIONES		98
RECOMENDACIONES		99
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		100
ANEXOS		102

LISTA DE TABLAS

Tabla 1:	Operacionalización de variables	7
Tabla 2:	Plano de ubicación de Marsa	10
Tabla 3:	Factores de fijación y relación.....	36
Tabla 4:	Clasificación geomecánica según GSI (Grado de fracturamiento).....	44
Tabla 5:	Condición superficial de la roca (Minera Aurífera Retamas).....	45
Tabla 6:	Condición superficial de la roca (Minera Aurífera Retamas).....	47
Tabla 7:	RQD (Rock Quality Designation) (Minera Aurífera Retamas).....	49
Tabla 8:	Procedimiento de recolección de datos del cruceo XC 10654-NW.....	55
Tabla 9:	Parámetros de perforación y voladura en el XC 10654-NW.....	74
Tabla 10:	Distribución de la carga para la Malla de p.v. Nueva.....	78
Tabla 11:	Especificaciones técnicas de los explosivos.....	80
Tabla 12:	Consumo de explosivos mediante la aplicación de la malla de perforación anterior.....	81
Tabla 13:	Consumo de explosivos mediante la aplicación de la malla de perforación anterior.....	82
Tabla 14:	Estructura del precio unitario - Malla de perforación anterior.....	85
Tabla 15:	Estructura del precio unitario - Malla de perforación propuesta.....	86
Tabla 16:	Resultado comparativo en el ciclo de minado.....	87
Tabla 17:	Estructura de costo cruceo galería 8' x 8' convencional (Anterior).....	89
Tabla 18:	Estructura de costo cruceo galería 8' x 8' convencional (propuesta).....	90
Tabla 19:	Cumplimiento del programa mensual.....	91
Tabla 20:	Cantidad de disparos realizado por mes.....	92
Tabla 21:	Avance por disparo ejecutado y avance por disparo perdido.....	93
Tabla 22:	Eficiencia por hombre guardia.....	94
Tabla 23:	Incidencia disparos realizados.....	95
Tabla 24:	Cuadro de sobrerotura.....	97

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Plano de ubicación de Marsa.....	11
Figura 2: Geología Regional.	12
Figura 3: Geología local.	15
Figura 4: Preparación del block.....	19
Figura 5: Vista isométrica – Long Wall.....	20
Figura 6: Sección transversal – Long Wall.....	21
Figura 7: Preparación de chimenea central de sección de 8 pies x 5 pies.....	22
Figura 8: Ciclo de minado – Long Wall.	23
Figura 9: Block completamente explotado.	23
Figura 10: Block Rellenado.	24
Figura 11: Zonas de una voladura en un frente.....	26
Figura 12: Arranque cilíndrico.	28
Figura 13: Arranque de cuatro secciones.	30
Figura 14: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.	31
Figura 15: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.....	32
Figura 16: Influencia en la desviación de los taladros.	33
Figura 17: Geometría de los taladros de arrastres.	35
Figura 18: Características del Macizo Rocoso según GSI Modificado Labores Temporales (Minera Aurífera Retamas).	45
Figura 19: Características del Macizo Rocoso según GSI Modificado Labores Permanentes (Minera Aurífera Retamas).....	46
Figura 20: Flujograma empleada en la investigación del crucero XC 10654-NW.	54
Figura 21: Diseño de arranque de la malla de perforación anterior.....	57
Figura 22: Diseño de arranque de la malla de perforación propuesta.....	58
Figura 23: Malla de peroración y voladura para roca regular anterior.....	75
Figura 24: Malla de perforación para roca regular.	77
Figura 25: Descripción de taladros.....	78
Figura 26: Longitud de carga de la columna explosiva.....	79
Figura 27: Longitud de carga de la columna explosiva.....	79
Figura 28: análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación anterior.....	81
Figura 29: análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación propuesta.....	83
Figura 30: análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación propuesta.....	84
Figura 31: Resultado comparativo en el ciclo de minado.	88
Figura 32: Análisis económico de la malla de perforación anterior vs propuesta.....	91
Figura 33: Cumplimiento del programa mensual.	92
Figura 34: Cantidad de disparos realizados al mes.....	93
Figura 35: Avance por disparo ejecutado y avance por disparo perdido.....	94
Figura 36: Eficiencia por hombre guardia.	95
Figura 37: Incidencia disparos fallados.....	96
Figura 38: Cuadro de sobrerotura.	97

LISTA DE ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia.....	103
Anexo 2: Formato de reporte de operación	104
Anexo 3: Pintado de malla de perforación propuesta, pintado de la cuadrícula	105
Anexo 4: Uso de guidores durante la perforación, Simetría en el arranque de la malla de perforación propuesto	106
Anexo 5: Preparación del cebo, distribución de la carga en el arranque.....	107
Anexo 6: Preparación de tacos a base de detritos, uso de Bolsa de agua para carguío de la corona.....	108
Anexo 7: Frente listo para la iniciación del disparo, fragmentación obtenida con la malla de perforación propuesta	109
Anexo 8: Plano de ubicación del XC 10654 – NW (GAL 10602-N)	110

RESUMEN

Este trabajo de investigación se titula "OPTIMIZACIÓN DE LOS ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN EL CRUCERO XC 10654-NW (GAL 10602-N), EMPRESA ESPECIALIZADA MINCOTRALL S.R.L- MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A", el cual tiene como problema: ¿Cómo influye la optimización de estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos?, y planteándose como objetivo: Determinar en qué medida influye la optimización de estándares en perforación y voladura en la reducción de costos operativos, y la hipótesis a contrastar es: La optimización de estándares en perforación y voladura influyen directamente en la reducción de costos operativos.

La metodología de investigación es el método científico, tipo aplicada, nivel descriptivo - correlaciona y de diseño experimental; la población conformada por las labores de la zona de Valeria III NV 2570 y la muestra constituida por el cruceo XC 10654-N (GAL10602-N).

Como conclusión se formula que: A través de la optimización de los estándares de perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario total de Mina de 871.93 S/.m a 756.31 S/.m es decir una reducción del 13.26% en comparación con lo que se venía obteniendo.

Palabras claves: Optimización de estándares, perforación y voladura, costos operativos.

ABSTRACT

This research work is entitled "OPTIMIZATION OF DRILLING AND BLASTING STANDARDS IN THE REDUCTION OF OPERATING COSTS IN THE XC 10654-NW (GAL 10602-N), SPECIALIZED COMPANY MINCOTRALL SRL- MINERA AURIFERO RETAMAS SA", which has for aim to optimize drilling and blasting costs through mesh standardization. Which has as a problem: How does the optimization of drilling and blasting standards influence the reduction of operating costs, and raising the following objective: Determine to what extent the optimization of standards in drilling and blasting in reducing operating costs influences, and the hypothesis to be tested is: The optimization of drilling and blasting standards directly influence the reduction of operating costs.

The research methodology is the scientific method, applied type, descriptive-correlation level and experimental design; the population conformed by the works of the area of Valeria III NV 2570 and the sample constituted by the cruise XC 10654-N (GAL10602-N).

As a conclusion it is formulated that: Through the optimization of the drilling and blasting standards, the total Mine Unit Cost of 871.93 S / .ma 756.31 S / .m was reduced, that is, a reduction of 13.26% compared to what had been obtained.

Keywords: Optimization of standards, drilling and blasting, operating costs.

INTRODUCCIÓN

La empresa especializada Mincotrall S.R.L. viene ejecutando un proyecto de preparación de un cruce de 680 m de longitud y se ve en la necesidad de cumplir con el avance programado mensualmente en las labores de exploración optimizando costos mediante el buen uso de sus recursos, dichos trabajos deben realizarse de forma eficiente y manteniendo los estándares de costos establecidos por la empresa.

El presente trabajo de investigación describe el proceso de las actividades del diseño de malla de perforación voladura aplicando el modelo matemático Holmerg que constituye una de las etapas más importantes de las operaciones en una mina subterránea; para el desarrollo de este trabajo se ha dividido en cuatro capítulos los cuales se describen a continuación:

Capítulo I: en este capítulo hace referencia al planteamiento del problema, formulación del problema, objetivos, justificación e importancia, hipótesis y descripción de variables, operacionalización de variables.

Capítulo II: se hace referencia a los antecedentes del problema, aspectos generales de la unidad Minera Aurífera Retamas S.A. Seguimiento del marco teórico, definición de términos básicos, consideraciones geomecánicas.

Capítulo III: se expone la metodología de la investigación, población, muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos.

Capítulo IV: se detallan los resultados de la investigación, los cuales contienen los resultados de la evaluación geomecánica, resultados de la nueva malla de perforación, resultado del consumo de explosivos, resultado de la optimización de la perforación y voladura. Para finalizar se da a conocer las conclusiones, recomendaciones y referencias bibliográficas.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Compañía Minera Aurífera Retamas S. A. En la actualidad viene realizando sus operaciones en las zonas de Valeria I, Valeria II, Valeria III y Valeria IV. El crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), a estudiar se ubica en el Nivel 2570 zona Valeria III donde las operaciones mineras están a cargo de le empresa especializa Mincotrall S.R.L; este proyecto se realiza con fines de exploración para la explotación de la veta "Cachaco 2", cuya potencia aproximada es de 1m, la importancia de este crucero es que se tiene una reserva probable de mineral de 104,278,000 TM aproximadamente, con una ley promedio de 8.50 g/TM de Oro que está registrado según planeamiento, con un plano referencial del crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N) (Anexo 08).

La voladura es una operación elemental en la actividad minera y su diseño está basado en diversos modelos matemáticos planteados, pero aun hoy en día, las fallas en la voladura es un desafío que todos los mineros queremos superar. En la actualidad la empresa especializada Mincotrall S.R.L viene realizando sus operaciones en la zona de Valeria III NV 2570, en la zona mencionada se ubica el crucero en estudio que llegará a cortar a 680 m de longitud la veta "Cachaco 2", ante la necesidad del cumplimiento del programa de avance mensual a un costo menor se requiere realizar un

trabajo óptimo para alcanzar dicho objetivo, por lo que se realizará un trabajo de investigación donde se optimizarán los estándares en perforación y voladura.

En la ejecución del crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), durante su etapa inicial, se encontró deficiencias en los resultados de avances lineales a consecuencia que constantemente quedaban taladros cargados que no detonaban, a los que se les denomina disparos soplados, con un promedio mensual de 7 disparos fallados (3 disparos cortados y 4 disparos soplados). La causa fundamental de dichos resultados es un inadecuado diseño de la malla de perforación con demasiado número de taladros y con burden y espaciamiento incorrecto, a su vez no llevaban un buen paralelismo los taladros por falta de guíadores, todas estas deficiencias mencionadas hacen que se obtenga un disparo deficiente. Otro de los problemas observados fue que al generar el vale de explosivos se realizaba excesivo pedido de explosivos, dicho pedido realizaba el supervisor de turno con la finalidad de obtener un disparo eficiente.

Como consecuencias de estas deficiencias que se presentan en el frente del crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), se ha afrontado altos costos en perforación y voladura, por lo que ha surgido la necesidad urgente de optimizar los estándares en perforación y voladura, así como rediseñar la malla de perforación de acuerdo a los cálculos teóricos y a las características de la masa rocosa que se presenta en la ejecución del proyecto; mediante esta optimización se busca disminuir el número de taladros y adecuar las medidas exactas de burden y espaciamiento y de igual forma se plantea la nueva distribución de carga explosiva, para ello se utilizó dos tipos de explosivo dinamita SEMEXSA 65% 7/8"x7" y dinamita EXADIT 45% 7/8"x7", como accesorios; fanel, cordón detonante, mecha rápida y carmex.

1.1.1.1. Principales problemas observados en las operaciones de perforación y voladura en el frente de avance

a. Incumplimiento del diseño de la malla de perforación

“Se realizó un diseño para diferentes tipos de roca (Buena, Regular, Mala) y sobre el cual se ha realizado el presupuesto, sin embargo, no se cumple” [1].

b. Deficiencias en el modo de perforación

“Se observó que hace falta paralelismo en los taladros, longitud incompleta de los taladros perforados, variaciones en la inclinación de los taladros, inadecuada cara libre o insuficientes taladros de alivio, inadecuados espaciamiento y burden. El modo de Perforación está directamente relacionado a la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación (pintado de los puntos de perforación que conforman la malla de perforación)” [1].

c. Inadecuada columna explosiva

“Se observó que a los taladros se les cargaba con explosivo a más de 92% de su longitud llegando incluso al 100%. Esto lo realizaban creyendo que así se aseguraba obtener un buen disparo, lo recomendado es que la columna explosiva debe tener un promedio de los 2/3 de la longitud del taladro”. [1].

d. Mala distribución de la carga explosiva

“El problema se genera, cuando el supervisor realizaba o generaba el vale de pedido de explosivos siempre con las mismas cantidades y no analizaba u observaba detalladamente la malla de perforación y voladura que se dispararía”. [1].

e. Voladura secundaria

“Se realizaba voladuras secundarias producto de la presencia de tiros cortados y soplados, trayendo todo esto como consecuencia que los costos unitarios de perforación y voladura incidan negativamente en cuantos a los costos operativos. Lo explicado constituye un problema generalizado en la mina del presente estudio”. [1].ormulación del problema.

1.1.2. PROBLEMA GENERAL

¿Cómo influye la optimización de estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L. Minera Aurífera Retamas S.A.-2018?

1.1.2.1. Problemas específicos

- a. ¿Cuál es el resultado de la evaluación del macizo rocoso para la optimización de los costos operativos?
- b. ¿Cómo influye la implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos?
- c. ¿De qué manera incide la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos?
- d. ¿Cuál es el consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar en qué medida influye la optimización de estándares en perforación y voladura en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L – Minera Aurífera Retamas S.A- 2018.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a. Realizar la evaluación del macizo rocoso para la optimización de los costos operativos.
- b. Evaluar la implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos.
- c. Determinar la incidencia de la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos.

- d. Cuantificar el consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.3.1. JUSTIFICACIÓN PRÁCTICA

Con el desarrollo de la investigación se pretende solucionar el problema del consumo de barrenos, brocas, explosivos y daños al macizo rocoso que se vienen presentando en la empresa especializada Mincotrall S.R.L. – MARSA S.A.; y de esta manera reducir los costos operativos.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN SOCIAL

Desde el punto de vista empresarial, significará una contribución para obtener mayor rentabilidad con un menor costo.

1.3.3. JUSTIFICACIÓN METODOLÓGICA

La investigación se justifica en la parte metodológica debido a que para el desarrollo de la misma, el investigador creará tablas y metodologías propias para la recolección de datos, así como para el procesamiento y formular conclusiones las mismas que pueden servir de base para otras investigaciones similares.

1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

La optimización de estándares en perforación y voladura influyen directamente en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L – Minera Aurífera Retamas S.A- 2018.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- a. La evaluación del macizo rocoso influye en la sobre rotura la cual se vincula con la optimización de los costos operativos
- b. La implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación influye en la creación eficiente de la cara libre para la optimización de los costos operativos
- c. La aplicación de la nueva malla de perforación permite calcular mejor el burden y espaciamiento, lo que influye en la optimización de los costos operativos
- d. El consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación permite optimizar los costos operativos debido al menor consumo de explosivo.

1.5. VARIABLES DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

Perforación y voladura.

1.5.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Costos operativos

1.6. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Tabla 1: Operacionalización de variables

OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES			
VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	UNIDADES
VI: Perforación y Voladura	➤ Evaluación geomecánica	➤ RMR ➤ GSI ➤ RQD	Tipo de macizo rocoso Tipo de macizo rocoso %
	➤ Corte cilíndrico	➤ Taladros cargados ➤ Taladros de alivio	Nº, diámetro Nº, diámetro
	➤ Malla de perforación	➤ Burden ➤ Espaciamiento ➤ Taladros	cm cm Nº
	➤ Explosivos	➤ Factor de potencia	Kg/m ³
VD: Costos operativos	➤ Costo de perforación y voladura	➤ Avance	S/m

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Jáuregui Oscar, Alberto: (2009), “En la Pontificia Universidad Católica del Perú, elaboró y defendió la Tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, su objetivo fue obtener una reducción de los costos operativos de la empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las operaciones unitarias de Perforación y Voladura, el método de investigación fue experimental cuyas conclusiones fueron: Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura, y en general del ciclo de minado, son el seguimiento y control operativo, la capacitación y creación de conciencia de los trabajos en los temas de optimización de la perforación y voladura debe darse de manera constante, la mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 0.96 \$/tm (56% de la reducción total), seguido por la perforación 0.37 \$/tm (21.76% de la reducción total), voladura 0.28 \$/tm (16.47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.09 \$/tm (5.3% de la reducción total)”. [1].

Quezada Ubema, Wilmer (2017). “Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.50 m*3.00 m en roca tipo II veta Papagayo. Mina poderosa”. [7]. “La aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para diseñar adecuadamente la malla de perforación y distribuir la cantidad de explosivo en forma correcta en cada taladro

ha permitido reducir la cantidad de explosivo por disparo, reducción de consumo de aceros de perforación, reducción de disparos soplados, disparos anillados y tiros cortados, reducción de la cantidad de taladros a perforar; todo ello disminuyó el costo de estas operaciones unitarias por metro lineal de 715.55 US\$/m a 586.31 US\$/m además de incrementar el avance por disparo de 1.43 m a 1.7". [7].

Loza Caracas, Robert Antonio (2013). "Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A". "Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Facultad de Ingeniería, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas. Diseñar una malla de perforación y voladura en base a las clasificaciones geomecánicas, permite optimizar la distribución de energía, con mucha más precisión que de manera común o empleando otros modelos matemáticos. Las mediciones geomecánicas realizadas para este tipo de roca son: GSI=47; y RQD= 55,6% El ángulo de fricción interna varía entre 44° y 55°, El factor de seguridad es de 1,5. Se perfora 41 taladros (39 de producción y 02 de alivio) para este tipo de roca (regular - A), donde se realiza los trabajos de perforación y voladura, en el CX 1 O 111-Norte. El factor de energía es de 10,85 MJ/t. El factor de carga 1,7 Kg/m³. El avance del disparo se mejora en un 95%. Se demuestra que mejorando la malla de perforación se reduce la cantidad de fallas de la voladura en un 20 % a comparación de los años 2009 - 2010, con una disminución de 144 disparos fallados". [2].

Flores M. Richarth (2013): "Optimización de los Costos Operativos de las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura en la C.M. Chambi-Mina "Rinconada", presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano Puno. En su conclusión: el cuadro de diferencias de costes: con barrenos de 4 pies el costo anterior es de 812.27 US\$/disparo. Y al final se obtuvo 722.35 US\$/disparo. Y con una eficiencia lineal de perforación de 1.16 m/disp., a lo que era anteriormente de 1.04 m/disp. Y con los barrenos de 5 pies es 881.81 US\$/disp. Anteriormente y al finalizar se obtuvo un 791.81 US\$/disparo. Y con una eficiencia lineal de perforación anterior de 1.44 m/disparo de los que era anteriormente de 1.30 US\$/disparo". [14].

Chambi Flores, Alan. (2011). "Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A." "Cerro de Pasco. Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano, Puno. En su conclusión

número cinco menciona que la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad VINCHOS del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8,0 kg de explosivo por disparo”. [6].

2.2. GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA AURÍFERA RETAMAS

2.2.1. UBICACIÓN DE LA UNIDAD MINERA AURÍFERA RETAMAS

“Se encuentra ubicado el yacimiento aurífero en el anexo de Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de la Libertad; en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 km. hacia el este de la ciudad de Trujillo, a una altura de 3900 m.s.n.m”. [10].

Se encuentra enmarcada dentro de las siguientes coordenadas geográficas: [10].

- 08° 03'27" Latitud Sur.
- 77° 26'35" Longitud Oeste.

Asimismo, se encuentra enmarcada dentro de las siguientes coordenadas UTM:

- 9 108 500 Norte.
- 230 500 Este.

2.2.2. ACCESIBILIDAD

Tabla 2: Plano de ubicación de Marsa.

Tramo	Distancia	Medio de viaje	Estado
Lima – Trujillo	562 Km	Carretera	Asfaltado
Trujillo – Chirán	34 Km	Carretera	Asfaltado
Chirán - Chagual	307 Km	Carretera	Trocha carrozable
Chagual - Mina Gigante	70 Km	Carretera	Trocha carrozable
Lima – Pías	70 minutos	Aéreo	Comercial
Trujillo – Pías	45 minutos	Aéreo	Comercial

Fuente: Área de geología de Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 1: Plano de ubicación de Marsa.



Fuente: Área de geología de Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.2.3. GEOLOGÍA

2.2.3.1. Geología regional

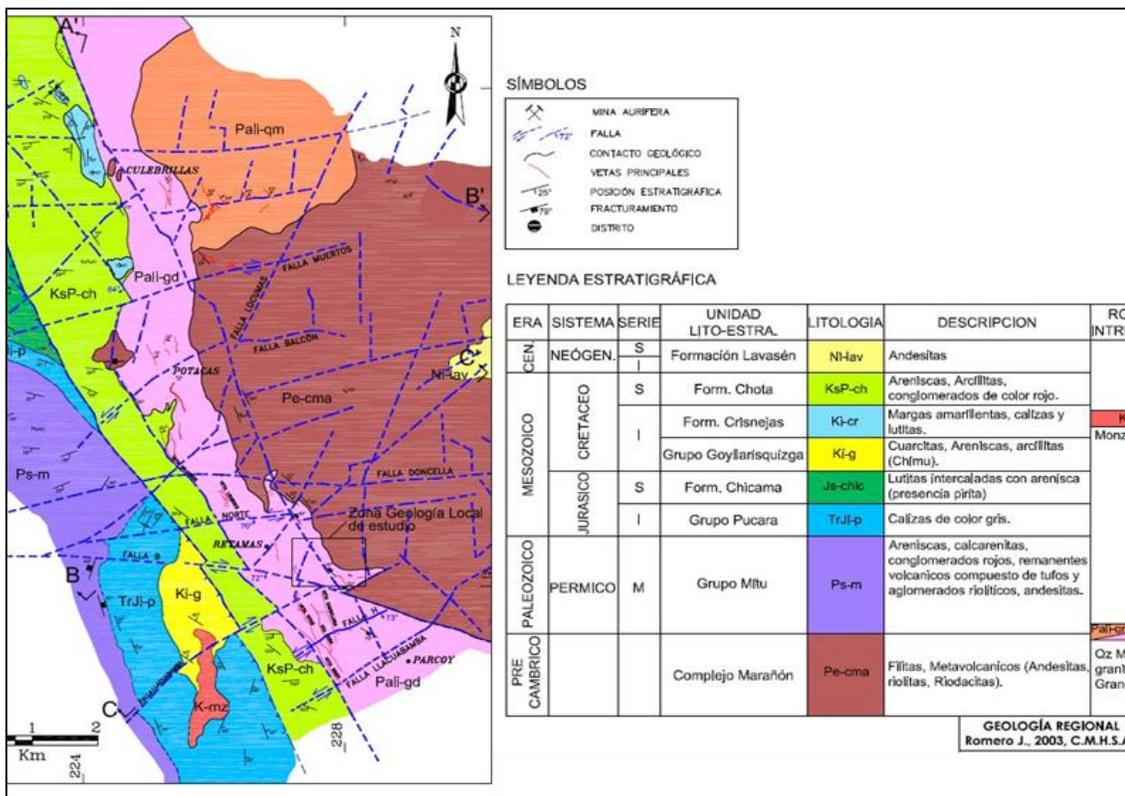
“La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo (considerado como distrito minero), está ligada a una faja de rocas intrusivas conocida como “Batolito de Pataz”, que cortan a los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas del Complejo del Marañón”. [10].

“El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 Km. entre Vijus al norte y Buldibuyo al sur, con un ancho promedio de 2.5 Km., limitado por el E - NE con el Complejo del Marañón y Volcánicos Lavasén, y por el W - SW con las rocas sedimentarias mesozoicas de la Formación Crisnejas. Al NW del Batolito, afloran pequeños intrusivos de pórfido diorita-andesita,

que intruyen a las rocas paleozoicas, pertenecientes posiblemente al Cretáceo Superior”. [10].

“En el distrito minero, las zonas de fallamientos y fracturamientos pre-existentes dentro del intrusivo, han servido de canales de circulación de las soluciones mineralizantes hidrotermales, depositándose en las trampas estructurales, dando lugar a la formación de vetas; posteriormente, estas vetas han sido falladas y plegadas en más de dos eventos tectónicos; razón por la cual, se presentan muy irregulares en su comportamiento estructural y en continuidad. El relleno de las estructuras mineralizadas está constituido por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita-esfalerita, calcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre”. [10].

Figura 2: Geología Regional.



Fuente: Área de geología de Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.2.3.2. Geología local

“La zona se halla mayormente cubierta por depósitos cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas, a excepción de la Veta El Gigante – Esperanza que aflora el Cerro El Gigante”. [10].

“En la Mina El Gigante, bajo la cobertura cuaternaria se extiende el batolito de Pataz, intrusivo de composición félsica a mafélsica; en este intrusivo se hospedan las vetas auríferas”. [10].

“Al NE, cerca del Campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurrencias de areniscas, conglomerado arenoso, limolitas, y volcánicos”. [10].

“El intrusivo está constituido por dos facies plutónicas: La primera, constituida por microdiorita-diorita y la segunda, compuesta por granodiorita-granito. La primera posee las rocas más favorables para la depositación de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, que actualmente se hallan en exploración y explotación; las rocas de la segunda facie son poco favorables para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas y discontinuas”. [10].

“El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60° W y ancho promedio de 2.5 Km. El contacto NE con el Complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos elongados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la Falla Huinchus. Los contactos internos entre las diferentes facies de rocas intrusivas son gradacionales; algunas facies del intrusivo poseen diques aplíticos que se presentan como xenolitos alargados. Al Batolito de Pataz se le asigna una edad paleozoica (Carbonífero)”. [10].

“Existen pequeños intrusivos a manera de stocks y diques de pórfido granodiorítico a monzonítico y algunos de pórfido tonalita–diorita que

intruyen al Complejo del Marañón y al Batolito de Pataz, los cuales probablemente tengan una edad cretácica”. [10].

Rocas metamórficas

“Están presentes en el Complejo del Marañón, constituido por pizarras oscuras y filitas grisáceas, intercaladas con pequeñas capas de esquistos cloritizados y metavolcánicos que se hallan expuestos en el lado NE del “Batolito de Pataz “, en las quebradas: Ventanas, Mushmush, Molinetes, los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo. Asociados a este fallamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusivo”. [10].

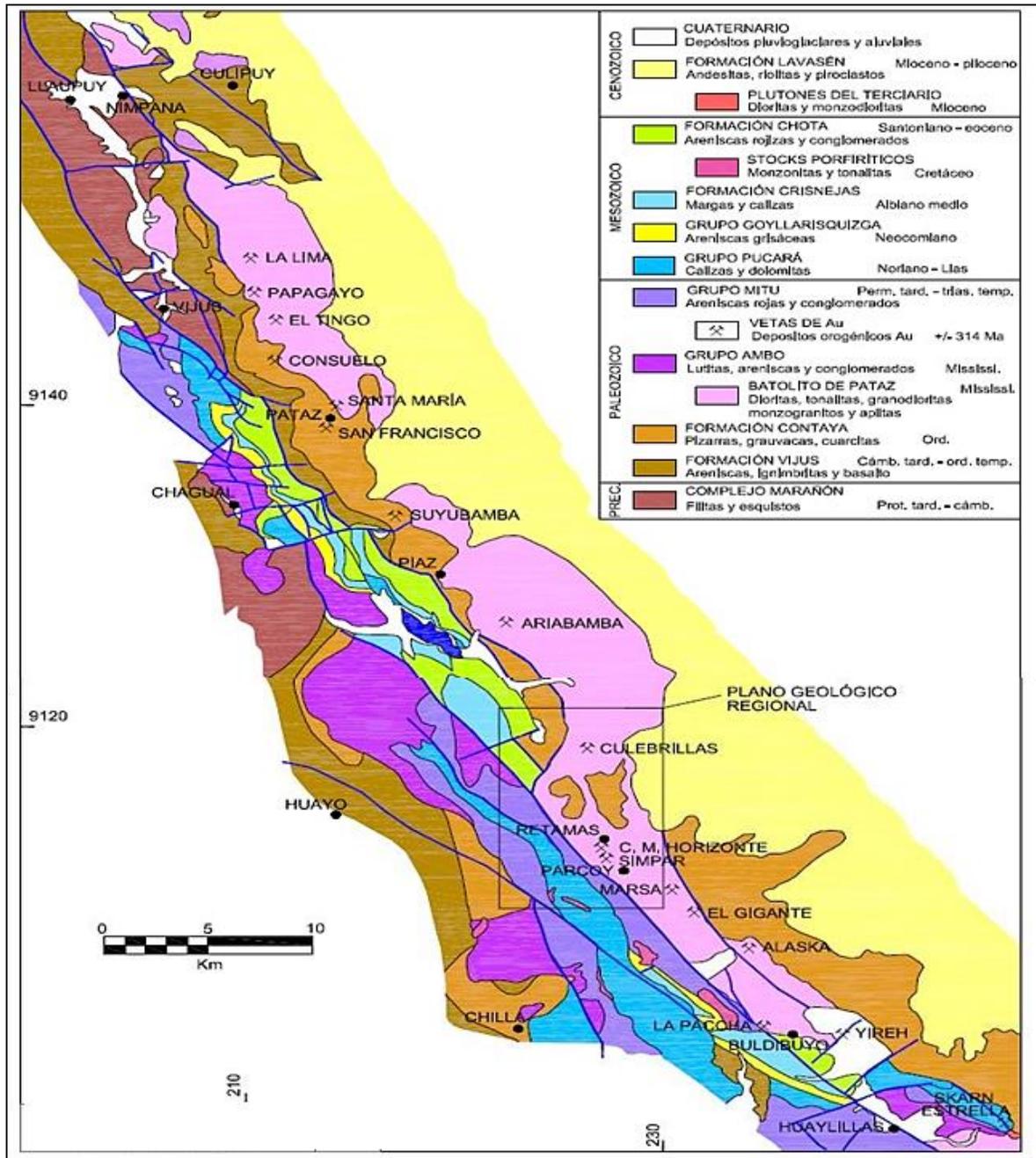
Sedimentarias

“Evidenciadas por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del “Batolito de Pataz”, desde Alaska por el sur hasta Cáchica por el norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad vulcano sedimentaria (areniscas, limolitas, microconglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas y dacitas), y calizas del Grupo Pucará (Triásico-Jurásico)”. [10].

Depósitos cuaternarios

“Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1m a 50m, formando un relieve abrupto con vegetación de Puna”. [10].

Figura 3: Geología local.



Fuente: Área de geología de Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.2.3.3. Geología estructural

“Distritalmente los rasgos más saltantes que se observan son: fallamientos fracturamientos y plegamientos en rocas intrusivas, metamórficas y sedimentarias”. [10].

Plegamiento

“De extensión regional, con ejes orientados de SE a NW; se presentan en las formaciones sedimentarias y metamórficas. La dirección probable de los esfuerzos de compresión que originaron estos plegamientos ha sido de NE a SW y viceversa. Las estructuras mineralizadas reconocidas como Natasha, Gigante Uno, Esperanza, Cachaco, Yanaracra Sur, etc., se presentan plegadas localmente, dificultando su exploración y explotación”. [10].

Fracturamiento

“Las rocas intrusivas del Batolito de Pataz y el Complejo del Marañón se hallan fuertemente fracturadas, debido a los múltiples eventos tectónicos. Estos fracturamientos siguieron un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos tectónicos. Se presentan formando sistemas de fracturamiento local, en forma paralela al sistema de fallas longitudinales, diagonales o paralelos a los esfuerzos de compresión que a la vez originaron microfallas. Las vetas comúnmente se presentan fracturadas y/o craqueladas”. [10].

Fallamiento

“La zona se halla muy perturbada por efectos de fallamientos y plegamientos. Se han diferenciado tres sistemas principales de fallamiento”: [10].

Sistema de Fallamiento NW-SE (Longitudinales)

“Son fallas post-mineralización, de rumbo subparalelo y/o paralelo a las vetas, que originan ensanchamientos (cabalgamiento), acuñamientos y discontinuidad local de las estructuras mineralizadas; muchos de éstos son de carácter normal sinextral e inversa dextral, con desplazamientos que van desde centímetros a varios metros. En las labores desarrolladas

sobre las vetas: Gigante Uno, Esperanza, Yanaracra Sur, Cachaco, Mano de Dios, Yanaracra Uno, etc., se observan este tipo de fallas”. [10].

Sistema de Fallamiento NE-SW a N-S (Diagonales)

“De rumbo promedio norte a noreste y alto buzamiento al oeste. Son fallas que se presentan muchas veces agrupadas en bloque (fallamientos gravitacionales), otras veces como estructuras aisladas relativamente. Las vetas en general se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal, inverso, sinextral o dextral. Es el caso de las fallas: Oeste Uno, Cabana Cuatro, Cinco, La Española, Sistema Chilcas, etc., con desplazamiento normal sinextral. Cuando las fallas son de bajo ángulo se presentan como sobre-escurrimientos locales”. [10].

Sistema de Fallamiento Principal E-W o Fallas Mayores (Transversales)

“De rumbo promedio EW y alto buzamiento al norte o sur. Dentro de este sistema tenemos: Falla Uno, E-1, Falla Veta Pumas Uno, Yanaracra Norte Uno, AB, Cinco, Cabana, San Vicente, etc. Las cuales desplazan hasta 100 m. en la vertical y 300 m. en la componente horizontal (sinextral) siendo el bloque norte el que cae o hunde”. [10].

“La Falla Uno es una estructura conocida por su extensión y persistencia. Por las observaciones de campo se deduce que es de movimiento inicial inverso-sinextral.

Muchas de estas fallas son pre-mineralización del sistema de vetas NW-SE, con reactivaciones post-mineralización”. [10].

Sistema de vetas

“Existen 2 sistemas de vetas emplazadas en el Intrusivo de Patáz, agrupadas dentro del Sistema NW - SE (Esperanza, Yanaracra Sur, Gigante, Cabana, Garfio, Daniela etc.) y en el Sistema N-S (Yanaracra 1, Yanaracra 2, Cachaco, Las Torres, Valeria, etc.), este último sistema posee estructuras tensionales del primero. Las vetas del Sistema NW-SE tienen rumbo N 20° - 50°W, con buzamiento de 10° a 40° en dirección NE;

pero por ejemplo la veta Garfio buza entre 55° y 70° NE. Con esto se evidencia que las variaciones del rumbo y buzamiento son consecuencia de los esfuerzos tensionales y compresivos que causaron plegamientos y fallamientos”. [10].

2.2.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

“Conocido también como Long Wall, se aplica en los depósitos en forma de estratos de potencia uniforme, normalmente en ocurrencias de grandes extensiones. Puesto que el área de trabajo debe ser bien soportada. Las minas de oro de Sudáfrica emplean este método en rocas duras, mientras que en rocas suaves se aplica en minas de carbón y en muchos lugares, sobretodo en Europa

y Norte América; en Perú, la mina Poderosa tiene Long Wall y “short Wall”, y se encuentra en el batolito de Pataz al igual que nuestro yacimiento”. [11].

Consideraciones y criterios generales

La elección del método minado depende de numerosos factores, tales como:

a. Geometría del yacimiento

Forma : Irregular.

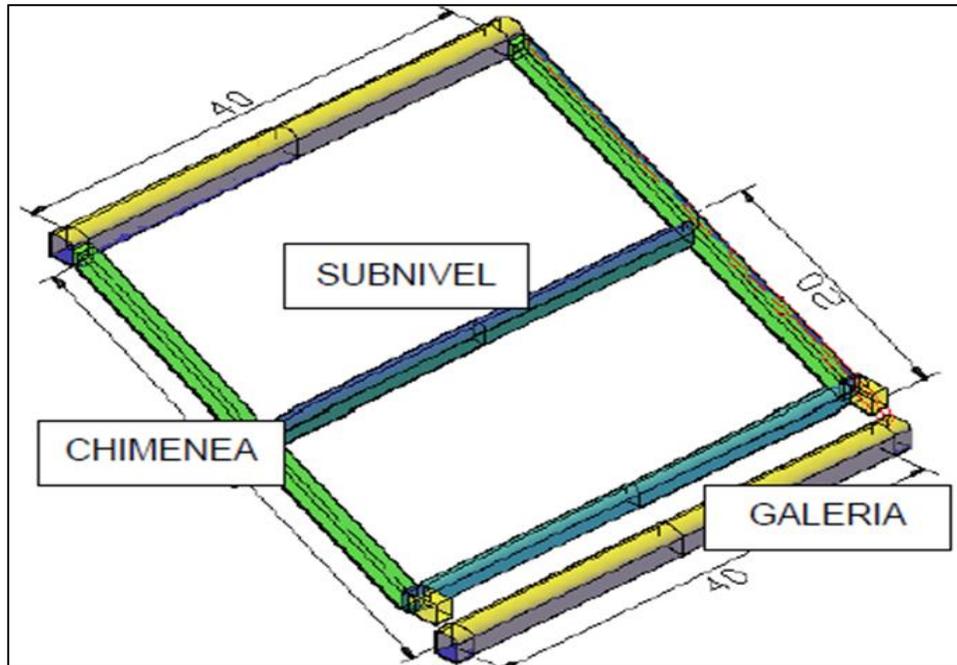
Potencia : Variable, 0.10 m. a 0.80 m.

Buzamiento : Sub horizontales con 30°.

Ley promedio : 11 gr/ton.

b. Preparación del block (40 m. x 20 m.)

Figura 4: Preparación del block.



Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Galería

“Se abren dos galerías (nivel inferior y superior) para definir el panel de 80 m de frente, ambas son desarrolladas con sección de 2.10 m x 2.40 m labores que avanzan a lo largo de la estructura mineralizada, y luego sirve para el transporte del mineral (galería inferior) y transporte de materiales (galería superior) y ambas para ventilación”. [11].

Chimeneas en mineral

“Se prepara las chimeneas con dirección al buzamiento y en veta de forma ascendente con sección de 1.50 m x 1.50 m (una de desarrollo y otra de exploración), distantes entre ellas 40 m, luego se ejecuta la chimenea intermedia con sección de 2.40 m x 1.50 m para dividir el block en dos partes y servirá de cara libre, a partir de este iniciar la rotura en dirección del rumbo y con salida hacia el subnivel”. [11].

Subniveles

“Se desarrolla cuatro subniveles de sección de 1.20 m x 1.80 m. El primer subnivel base se desarrolla encima de la galería inferior dejando un puente de 4 m y una corrida de 20 m”. [11].

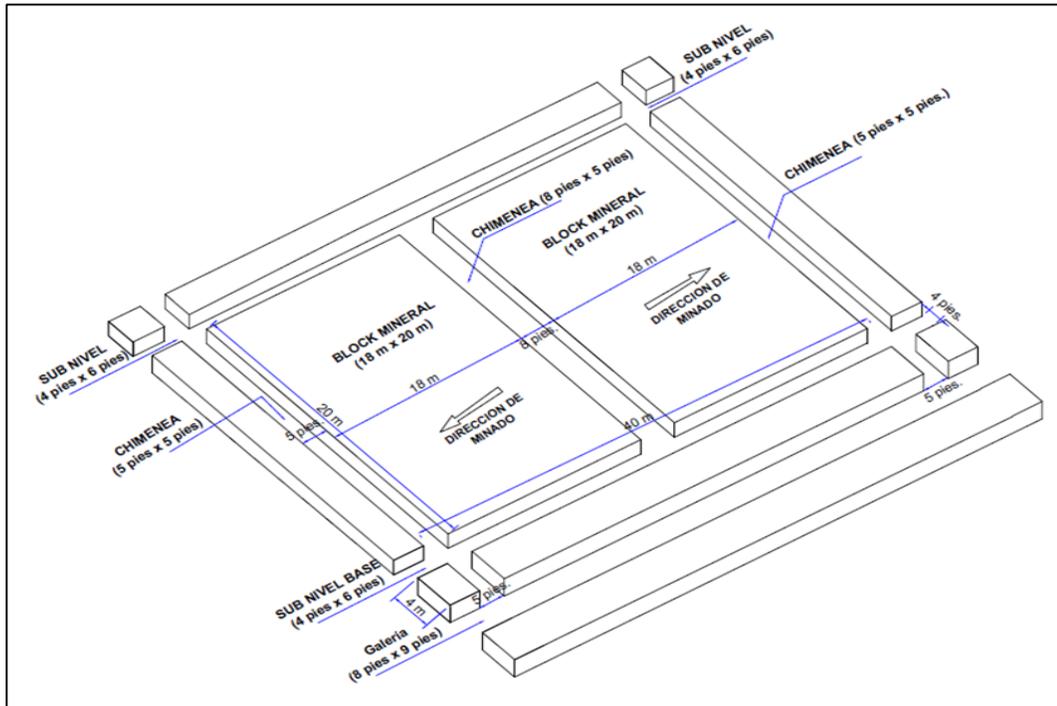
By-pass

“Labor horizontal con sección de 2.10 m x 2.40 m, que se desarrolla paralela a la veta, y que luego servirá para acceso al siguiente corredor de mineral, ya que la galería inferior se perderá al recuperar los puentes”. [11].

Chimeneas de operación

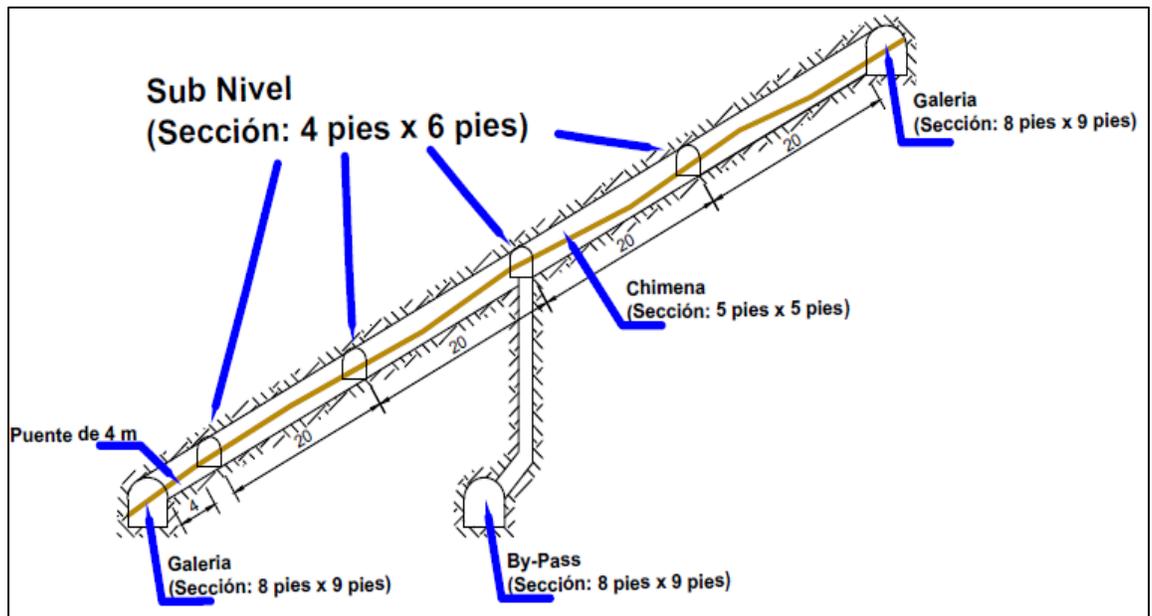
“Son chimeneas que salen del By-pass y que llegan al subnivel intermedio para dar más eficiencia a la explotación de los bloques de mineral encima de este subnivel”. [11].

Figura 5: Vista isométrica – Long Wall.



Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 6: Sección transversal – Long Wall.

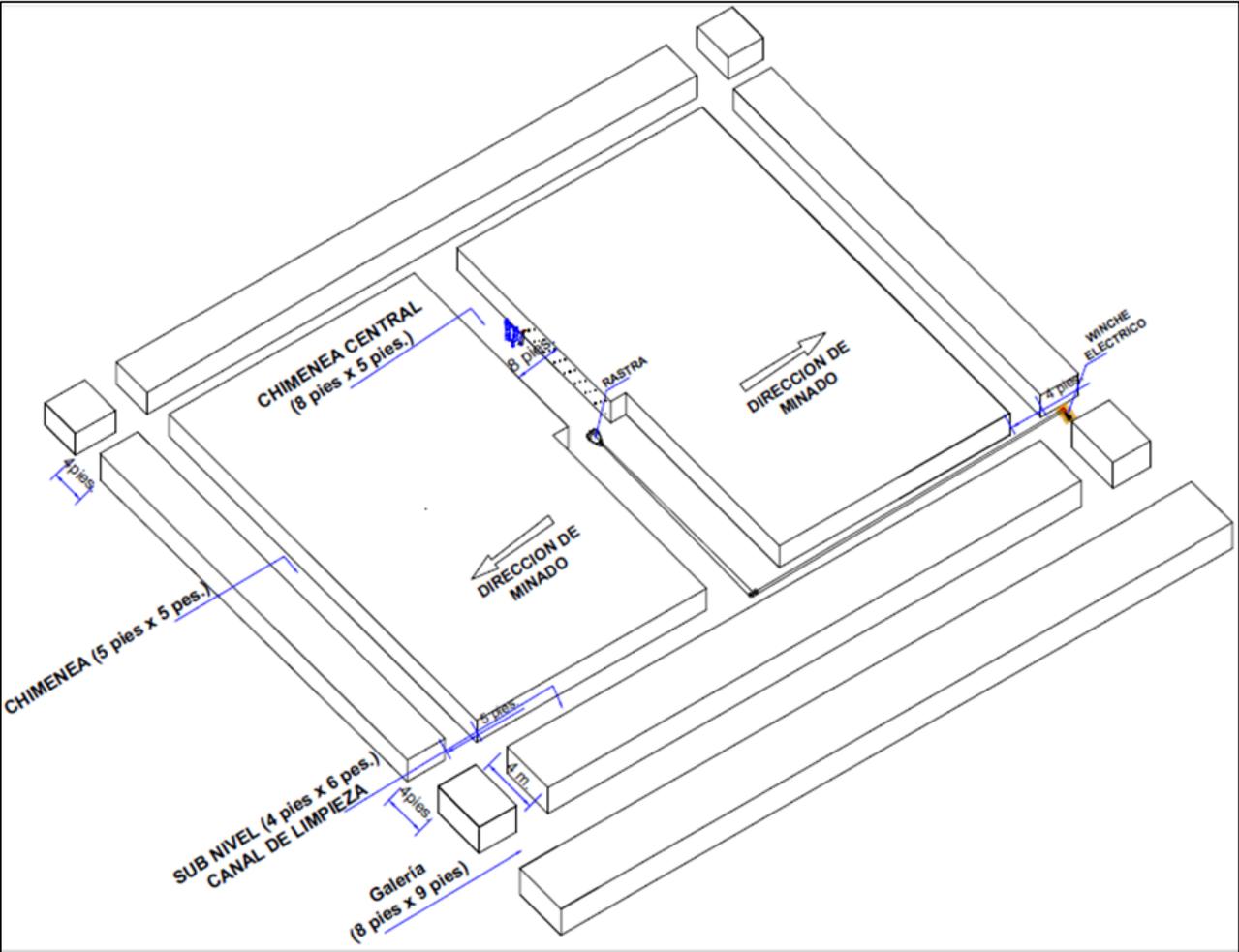


Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

c. Secuencia de explotación

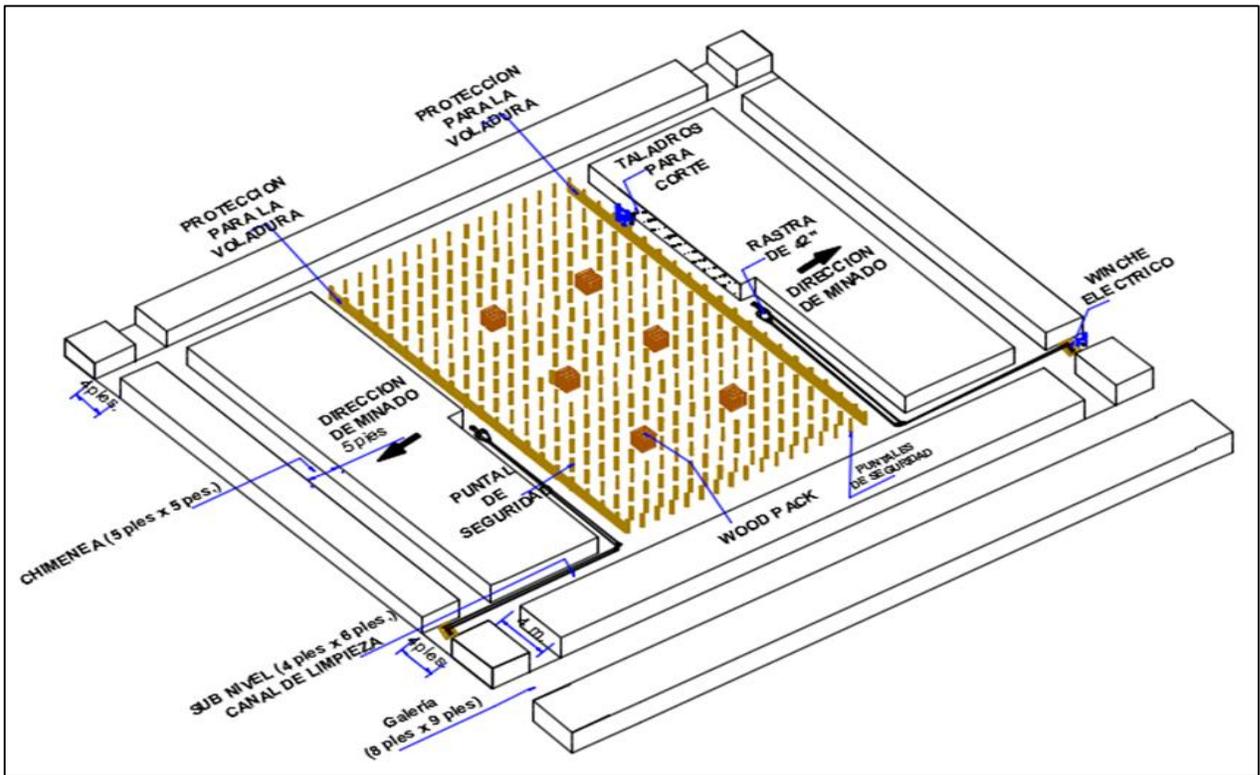
- Perforación y Voladura.
- Selectividad.
- Limpieza.
- Sostenimiento.
- Relleno

Figura 7: Preparación de chimenea central de sección de 8 pies x 5 pies.



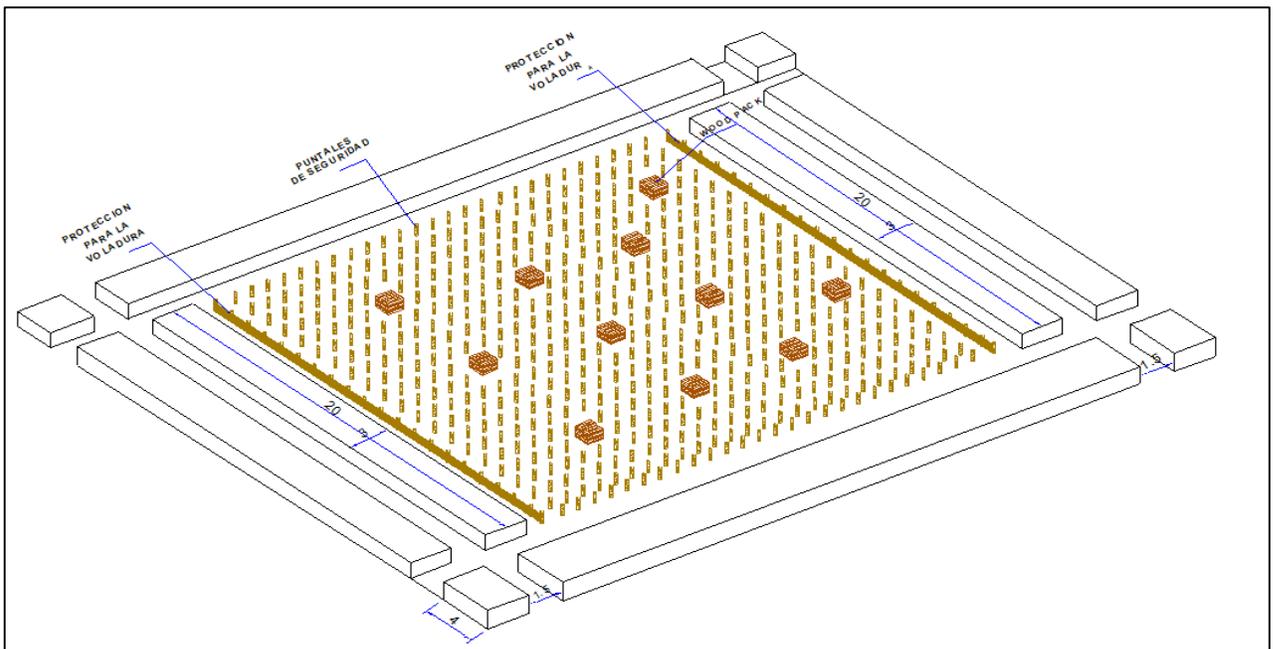
Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 8: Ciclo de minado – Long Wall.



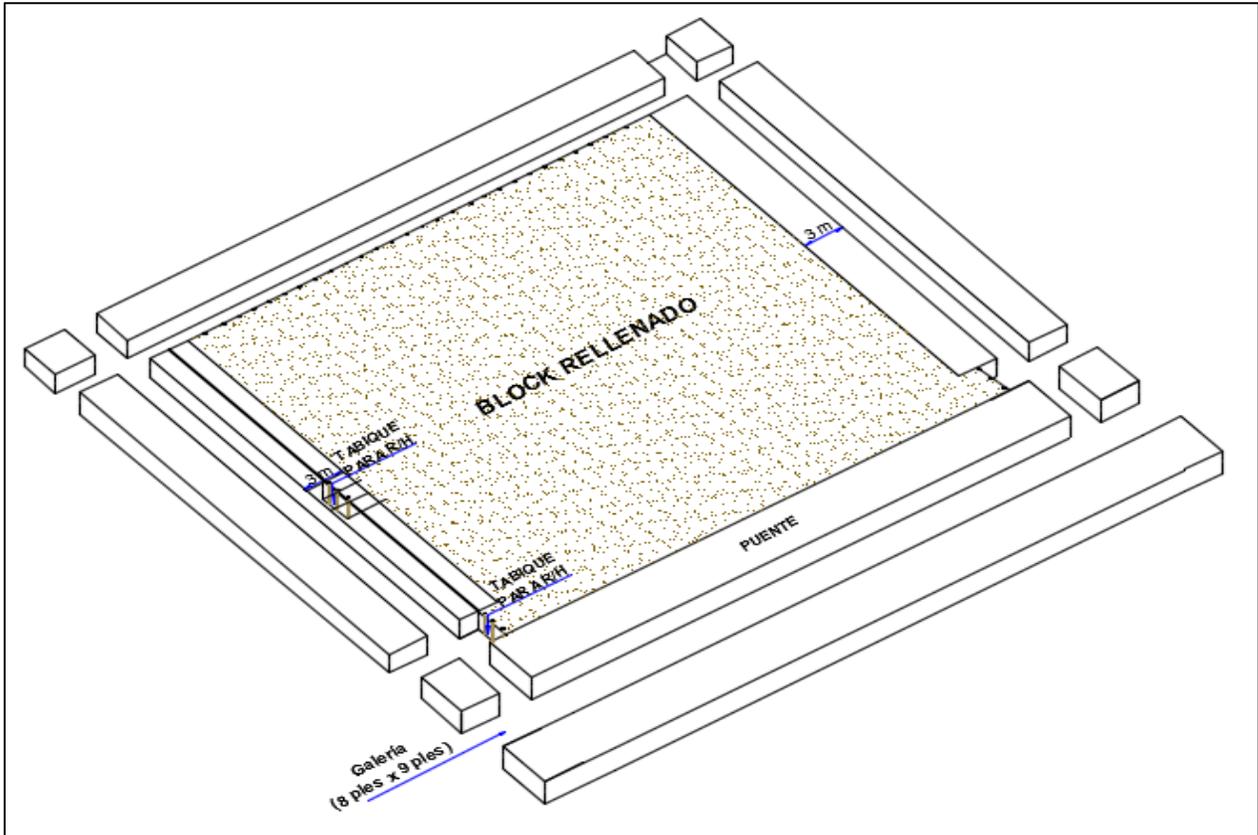
Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 9: Block completamente explotado.



Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 10: Block Rellenado.



Fuente: Área Planeamiento Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.3. BASES TEÓRICAS

2.3.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y CÁLCULO DE VOLADURA MEDIANTE EL MODELO MATEMÁTICO DE (HOLMBERG)

2.3.1.1. Diseño de la malla de perforación

“Es el esquema que indica la distribución de los taladros con detalle de distancias, cargas de explosivo y secuencia de encendido a aplicar. El conjunto de taladros que se perforan en el frente tiene una ubicación, dirección, inclinación y profundidad determinada”. [4].

Los objetivos del diseño de malla de perforación son:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos.
- Obtener un buen avance.
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme.
- Determinar el orden y salida de los taladros. [4].

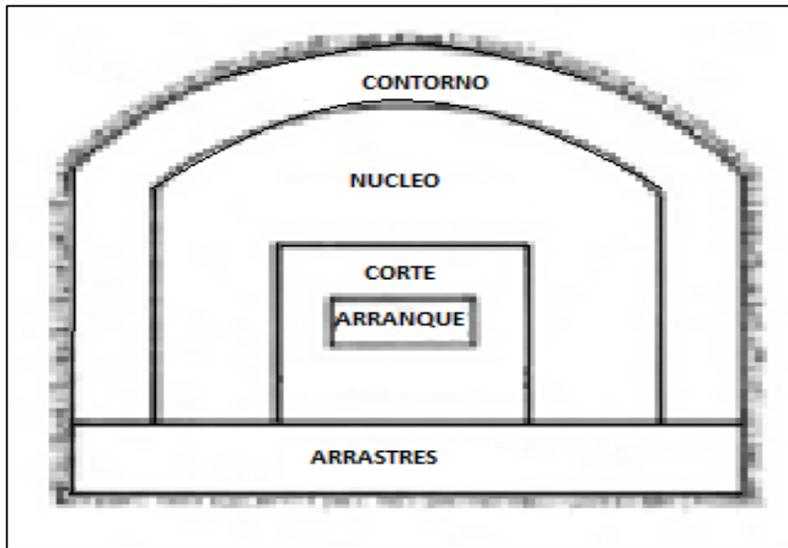
2.3.1.2. Cálculo de la voladura

“Conjunto de modelos y/o fórmulas matemáticas que permiten obtener un diseño óptimo de voladura, más sencillo y rápido teniendo en consideración las condiciones geológicas, geomecánicas, tipo de explosivo y características de los equipos a usar”. [4].

2.3.2. MODELO MATEMÁTICO DE ROGER HOLMBERG

“Para facilitar los cálculos tanto en minería subterránea como en túneles, Holmberg ha dividido el frente en secciones diferentes, cada una de estas secciones deben ser tratadas en forma especial durante los cálculos. (Holmberg, 1982). Las secciones divididas en los frentes de perforación por este método se aprecian en la figura 11”: [13].

Figura 11: Zonas de una voladura en un frente.



Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

“La operación más importante en el proceso de voladura en túneles es la creación de la cara libre en el frente del túnel. El éxito o fracaso de la voladura de rocas en tunelería está en función directa de la creación de caras libres; esto significa: que el arranque o corte debe ser diseñado. La disposición y secuencia de retardos en el corte deben ser tal que permitan hacer una abertura con un incremento gradual en su tamaño hasta que los taladros de ayuda puedan tener caras libres apropiadas. El tipo de corte será elegido de acuerdo al equipo de perforación disponible, al ancho del túnel y el avance deseado”. [8].

2.3.2.1. Tipos de arranque con taladros paralelos

“El mismo Carlos López Jimeno/Emilio López Jimeno, (2003), dice que las voladuras en frentes subterráneos son mucho más complejas que las voladuras en banco, debido como ya se ha indicado, que la única superficie libre es el frente de excavación. Los consumos específicos son elevados y el confinamiento de las cargas alto. Por otro lado, las dimensiones del burden en el arranque son pequeñas, por lo que los explosivos deben ser lo suficientemente insensibles para evitar la transmisión de la detonación por simpatía, pero poseer una velocidad de

detonación lo suficientemente elevada, superior a los 3000 m/s, para evitar el efecto canal en los explosivos encartuchados dentro de los taladros de mayor diámetro. Este fenómeno consiste en que los gases de explosión empujan el aire alojado entre la columna de explosivo y la pared del taladro, comprimiendo a los cartuchos por delante del frente de la onda de choque destruyendo así los puntos calientes o aumentando excesivamente la densidad del explosivo”. [3].

“Debido a que cada día las minas se mecanizan más, se emplea equipos sofisticados en lo que es la perforación (jumbos), y para ello perforar en ángulo sería algo complejo, por tanto, la perforación con taladros paralelos es lo más adecuado, además de ser mucho más fáciles de perforar, ya que no hay necesidad de cambiar el ángulo de las deslizaderas, y los avances no están tan condicionados por la anchura de la labor como en el caso de los arranques en ángulo”. [3].

2.3.2.2. Arranque cilíndrico

“Actualmente es el tipo de arranque que se utiliza con más frecuencia en la excavación de labores subterráneas, con independencia de las dimensiones de estas. Se considera que es una evolución o perfeccionamiento del arranque quemados que se comentarán más adelante. Consta de uno o dos taladros vacíos o de expansión, hacia los que rompen escalonadamente los taladros cargados. Los taladros de gran diámetro (65 a 175 mm) se perforan con brocas escariadoras”. [3].

“Todos los taladros dentro del arranque se sitúan muy próximos alineados y paralelos, por lo que es muy habitual usar jumbos dotados con paralelismo automático. El tipo de arranque más empleado es el de cuatro secciones. Ya que es el más sencillo de replanteo y ejecución, la metodología de cálculo de esquemas y cargas de este arranque y el resto de las zonas de un frente corresponde a las teorías suecas actualizadas recientemente por Roger Holmberg (1982) y simplificada por Oloffsson (1990), y se estudian seguidamente. Por último, se indican otros tipos de

arranques cilíndricos que se han utilizado con éxito y están bien experimentados”. [3].

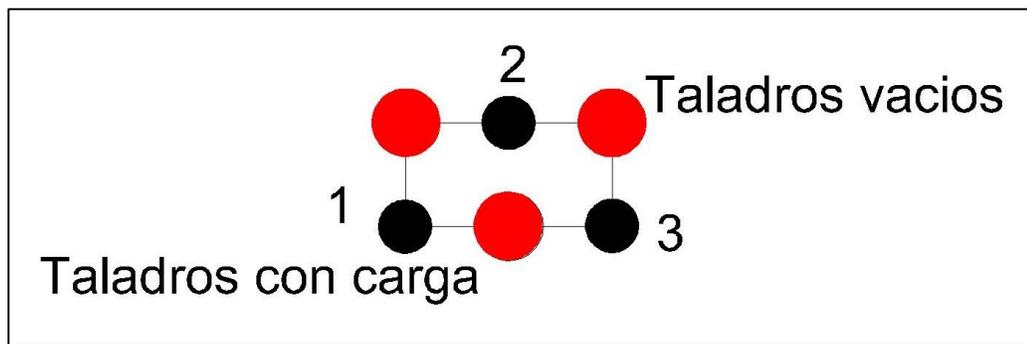
2.3.2.3. Arranque propuesto por Hagan

“Algunos problemas que se presentan en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por pre-compresión dinámica. El primer fenómeno puede aparecer en un taladro adyacente al que esté detonando. Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario, la desensibilización por pre-compresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y particularmente en el ANFO, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte”. [3].

“Los problemas de desensibilización pueden atenuarse con el correcto diseño de las secuencias de encendido, haciendo que la detonación sucesiva de cada taladro se realce con un retraso suficiente para que la onda de choque de la detonación anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normales”. [3].

“La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga”. [3].

Figura 12: Arranque cilíndrico.



Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

2.3.2.4. Cálculo de la voladura

Avancé por disparo

“El avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Siempre que esta última se mantenga por debajo del 2% los avances medios “H” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros (L)”. [2].

$$H = (0.92) * (L)$$

“En los arranques de cuatro secciones la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión”: [2]

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2$$

Donde:

ϕ_2 = diámetro del taladro vacío (m).

“Cuando se utilizan arranques de “NB” taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida”: [2].

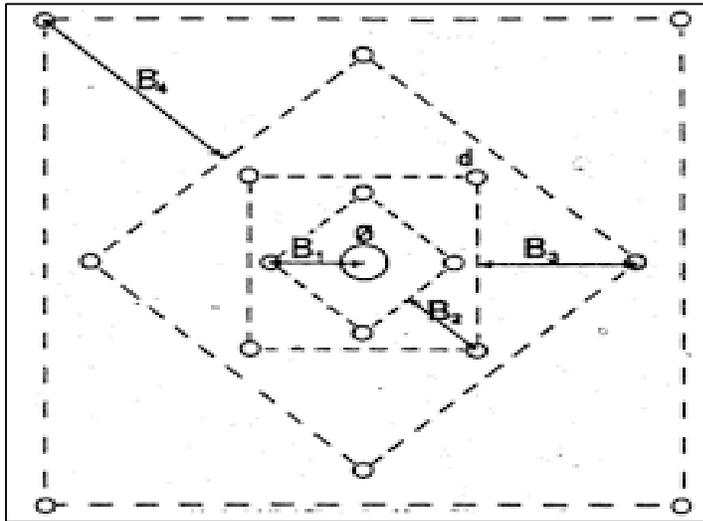
$$\phi_2 = (\phi'_2) (\sqrt{NB})$$

ϕ'_2 = es el diámetro del taladro vacíos de menor diámetro. [2,3].

Arranque de las cuatro secciones

“El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 13, la distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7 ϕ_2 ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío”. [7].

Figura 13: Arranque de cuatro secciones.

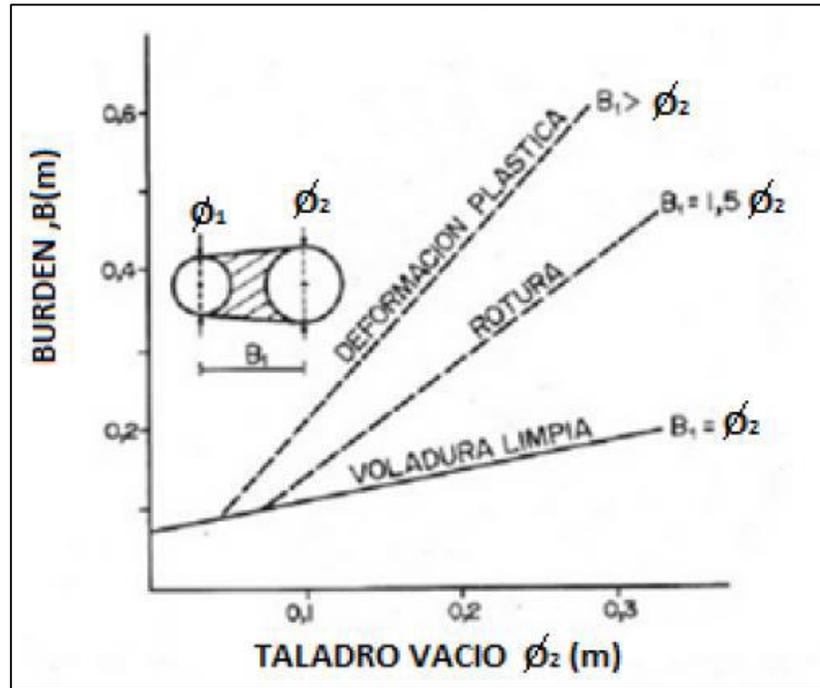


Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

“Para los burden mayores a “ $2\phi_2$ ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre los dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “ ϕ_2 ”, pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada y el fallo del arranque, por eso se recomienda que el burden en el primer cuadrante se calcule teniendo en consideración el diámetro tal y como se define en la siguiente fórmula”: [7].

$$B1 = 1.5 \phi_2$$

Figura 14: Resultados para diferentes distancias de los taladros cargados a los vacíos y diámetros de estos.



Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

Cuando la desviación de perforación es superior al 1%, El burden práctico se calcula

a partir de:

$$B_1 = 1.7\phi_2 - E_p = 1.7\phi_2 - (\alpha \cdot L + e)$$

Donde:

E_p = Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

e = Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$q_1 = 55\phi_1 \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} * \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \frac{1}{RWS ANFO}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

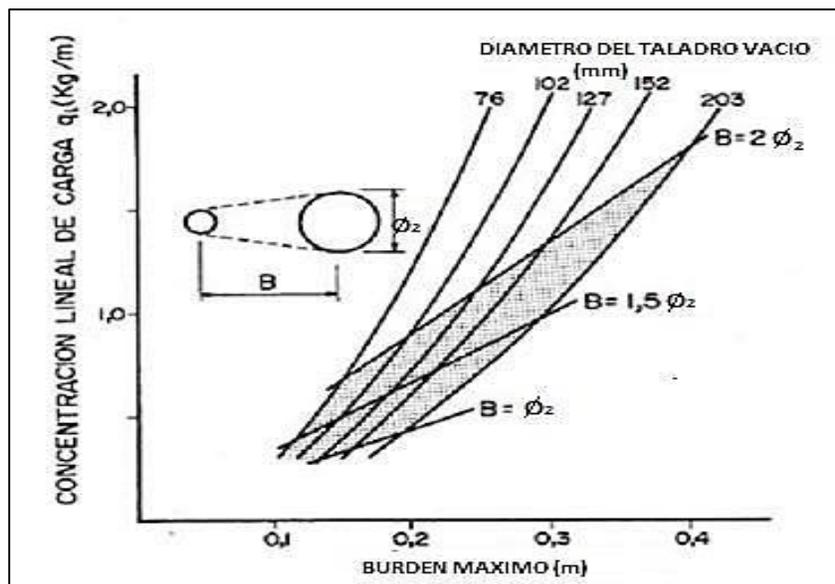
B = Burden

C = Constante de roca

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

“Frecuentemente, los valores posibles de las concentraciones lineales de carga están bastante limitados, por cuanto no existe una variedad amplia de explosivos encartuchados”. [7].

Figura 15: Concentración lineal de carga en función al burden máximo para diferentes diámetros de broca.



Fuente: Larsson y Clark.

“Para calcular el resto de las secciones se considera que ya existe unos huecos rectangulares de anchura “Ah” y que se conocen las concentraciones lineales de carga “ q_1 ” el valor del burden se calculará a partir de”: [7].

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q_1 \times RWS \times ANFO}{\phi_1 \times C}}$$

“Cuando existe un error de perforación tal y como se muestra en la figura 16 la

superficie libre “Ah” difiere de la distancia “A’h” en la primera sección, por lo que”: [7].

$$Ah = \sqrt{2} (B_1 - F)$$

Y sustituyendo este valor en la ecuación anterior resulta:

$$B = 10.5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - Ep) q_1 \times RWS \times ANFO}{\phi_1 \times C}}$$

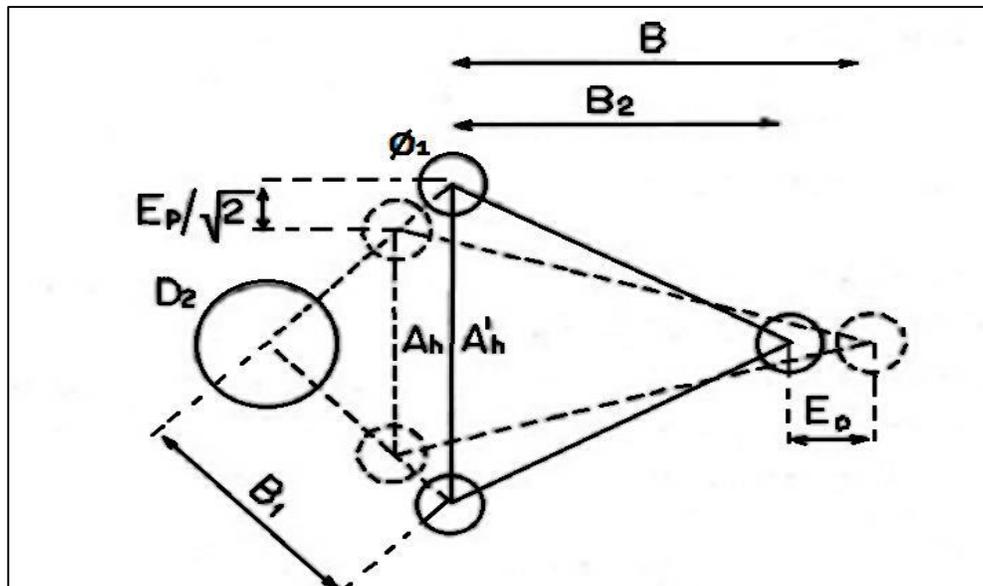
“Este valor tiene que reducirse con la desviación de los taladros para obtener el burden práctico”. [7].

$$B_2 = B - F$$

“Existen algunas restricciones en cuanto a “B2” ya que debe satisfacer”: [7].

$$B_2 \leq 2 Ah.$$

Figura 16: Influencia en la desviación de los taladros.



Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

“Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración lineal de carga calculándola con”:
[7].

$$q1 = \frac{5400 * \emptyset 1 * C * Ah}{RWS ANFO}$$

“Si la restricción de deformación plástica no es satisfactoria, es mejor normalmente elegir un explosivo de menor potencia, con el fin de optimizar la fragmentación. El ángulo de apertura debe ser también menor de 1,6 radianes (90°), pues sino el arranque pierde su carácter de arranque de cuatro secciones. Esto significa que”:
[7].

$$B2 > 0,5 Ah$$

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B2 = 0.7B$$

“Una regla de dedo para determinar el número de secciones, es que la longitud del

lado de la última sección “B” no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo del resto de las secciones es el mismo que el aplicado para la segunda sección. La longitud del retacado se puede calcular con la ecuación”:
[7].

$$T = 10 \emptyset 1$$

Arrastres.

“El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula, básicamente con la misma fórmula que emplea las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo”.
[7].

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q1 * RWS ANFO}{\bar{C}xf\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = "Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros". [7].

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = Constante de roca corregida

$\bar{C} = c + 0.05$ para burden ≥ 1.4 m

$\bar{C} = c + 0.07/B$ para burden < 1.4 m

"En los taladros de arrastre es necesario considerar el ángulo de realce "y" o inclinación que se precisa para proporcionar un hueco adecuado a la perforadora para realizar el emboquille del próximo disparo (Figura 17). Para un avance de 3 m un ángulo de 3° , que equivale a 5 cm/m". [7].

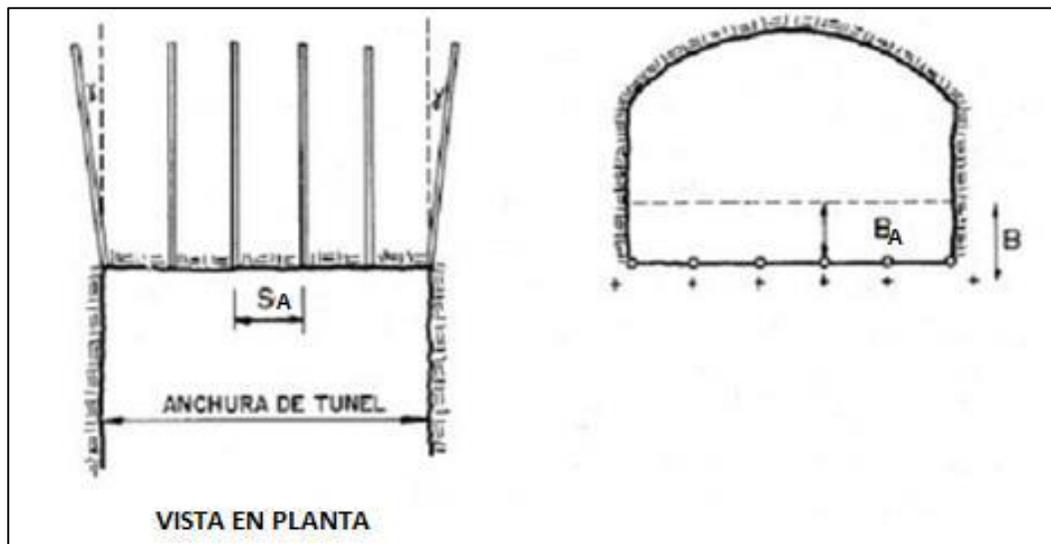
El número de taladros vendrá dado por:

$$NT = \text{Número entero de } \left[\frac{AT + 2L * \text{sen}Y}{B} + 2 \right]$$

Dónde:

AT = anchura de la labor (m)

Figura 17: Geometría de los taladros de arrastres.



Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

“El espaciado práctico para los taladros del rincón será”:[2].

$$S'A = SA - L * Seny$$

El burden práctico “BA” se obtiene a partir de:

$$B_A = B - L * Seny - F$$

“En la práctica, generalmente, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero lo que si debe cumplirse es la condición: $B \leq 0,6 L$ ”.
[2].

Núcleo

“El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para las de arrastre, aplicando únicamente unos valores distintos del factor de fijación y relación espaciado/ burden (Tabla 2)”.
[2].

Factores de fijación y relación

Tabla 3: Factores de fijación y relación.

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación “f”	Relación S/B
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia Abajo	1.20	1.25

Fuente: Carlos López Jimeno, Manual de perforación y voladura de rocas.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser igual al 50% de la concentración de la carga de fondo.

Contorno

En caso que en la excavación no se utilice la voladura controlada, los esquemas se calculan de acuerdo con lo indicado para los taladros de arrastres con los siguientes. [7].

valores:

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación Espaciamento/ Burden $S/B = 1.25$

En el caso de realizar voladuras controladas el espaciamento entre taladros se calcula a partir de:

$$SC = K \phi_1$$

Donde:

K = constante [15,16]

ϕ_1 = diámetro de taladro (m). (9).

2.3.3. ANÁLISIS DE LA FRAGMENTACIÓN

“El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución de una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra, tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla”. [7].

El Modelo Kuz-Ram.

“Una relación entre el tamaño medio del fragmento y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica) ha sido desarrollada por Kuznetsov (1973) en función del tipo de roca. Su ecuación es la siguiente”: [7].

$$X = A * \left(\frac{V_0}{QT}\right)^{0.8} (Qe)^{1/6}$$

$$X = A * \left(\frac{V_0}{Qe}\right)^{0.8} (Qe)^{1/6} \left[\frac{115}{RWS ANFO}\right]^{-19/30}$$

Donde:

\bar{x} =” Tamaño medio de los fragmentos, cm”. [7].

A = "Factor de roca (Índice de Volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras, altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas". [7].

V0 = "Volumen de roca (m3) a romper = Burden x Espaciamiento x Longitud de Taladro". [7].

Qe = "Masa del explosivo utilizado (kilogramo)" [7].

RWSANFO = "Fuerza relativa por peso del explosivo ANFO (ANFO = 100)". [7].

QT = "Masa (kilogramo) de TNT que contiene la energía equivalente de la carga explosiva en cada taladro". [7].

Si se sabe que:

$$\frac{V0}{Qe} = \frac{1}{K}$$

Donde:

K = "Factor Triturante (consumo específico de explosivo) = kg/m3.

Generalizando tenemos": [7].

$$X = A(K)^{0.8} (Qe)^{1/6} \left[\frac{115}{RWS ANFO} \right]^{19/30}$$

También

$$K = \left[\frac{A}{X} (Qe)^{1/6} \left(\frac{115}{RWS ANFO} \right)^{19/30} \right] 1.25$$

"Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es A = 8 y el límite superior es A = 12

La combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rossin Rammler es el llamado modelo de la fragmentación del Kuz-Ram, para aplicar este método se debe tener en cuenta lo siguiente": [7].

"La iniciación y la sincronización deben ser ajustados para aumentar razonablemente la fragmentación y evitar fallas o tiros cortados". [7].

"El explosivo debe producir una energía cercana a la potencia relativa por peso calculado". [7].

“El fracturamiento y la homogeneidad del terreno requieren una evaluación cuidadosa la fragmentación se realiza a menudo en la estructura de la roca, especialmente cuando la separación del fracturamiento es más pequeña que el modelo de perforación”. [7].

2.3.4. ANÁLISIS OPERACIONAL DE LA CONSTANTE DE ROCA

“Mediante la aplicación de la constante de roca nos permitirá a estudiar, los parámetros para el diseño adecuado de mallas de perforación y voladura de rocas con el propósito de reducir los costos unitarios y a la vez mejorar la calidad de estas operaciones”. [2].

a. Constante de roca “C” propuesto por Langefors (1978)

“Langefors propone un factor para representar la influencia de la roca y lo definió por C_0 , cuando se refiere a una carga de límite (zero throw condition). “C” indica el valor del factor incluyendo un margen técnico para una satisfactoria rotura y se da por $C = 1,2 \times C_0$. “ C_0 ” tiene un valor de $0,17 \text{ kg/m}^3$ para un granito cristalino (que es el encuentro de una serie de pruebas de explosiones en granito cristalino frágil) y tiene un valor entre 0,18 a $0,35 \text{ kg/m}^3$ para otras rocas. Para los diseños de voladura se toma un valor de $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$. Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock ($0,4 \text{ kg/m}^3$) puede variar hasta 25%”. [2].

“Relaciona la cantidad de kilogramos de explosivo usado para romper un metro cúbico de roca. Para los diseños de voladura se toma un valor de $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$. Larson (1974) propuso que normalmente el valor constante de rock ($0,4 \text{ kg/m}^3$) puede variar hasta 25%”. [7].

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

b. Factor de roca “A” (rock factor).

“Es necesario resaltar que este valor debe tener una variación de entre 6 a 14, así como lo recomienda la investigación de Sanchidrián, y para ello se ha encontrado una relación polinómica de tercer grado con el consumo específico de explosivo (C.E)”. [7].

$$A = 96.667(C.E)^3 - 138.5 (C.E)^2 + 75.883 (C.E) - 4.41$$

c. Factor de energía.

“Lilly (1986, 1992) definió el Índice de Volabilidad “BI” (Blastability Index) obtenido como suma de los 5 parámetros geomecánicos”. [2].

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

Donde:

RMD = Descripción del macizo rocoso.

JPS = Espaciamiento entre planos de las juntas.

JPO = Orientación de los planos de juntas.

SGI = Influencia del peso específico.

RSI= Influencia de la resistencia.

Tomando la ecuación se puede obtener que:

$$BI = \frac{CE}{0.004}$$

d. Consumo específico de explosivo (C.E)

“El consumo específico de explosivo “C.E” se calcula a partir de la ecuación de Ashby modificado”. [7].

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

Donde:

ρ_r = densidad de roca.

GSI= Índice de resistencia geológica

RQD= Designación de la calidad de roca

e. Índice de Volabilidad (Blastability Index).

“Este factor indica la energía requerida por unidad de peso (MJ/t). Se puede calcular con la siguiente fórmula”: [7].

$$FE = 30 (C.E)$$

2.4. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

Malla de perforación: “Es un esquema, el cual se realiza mediante cálculos matemáticos, el cual genera como resultado una distribución de taladros, carga explosiva óptima”. [12].

Optimización: “Es un proceso mediante el cual se busca la mejora, ya sea en una actividad, un método, un proceso, un sistema, etc. Con el fin de obtener un mayor rendimiento empleando menos recursos y reduciendo costos”. [11].

Estándar: “Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de Carguío y acarreo”. [11].

Crucero: “Labor minera subterránea horizontal que se desarrolla para intersectar una veta y se ejecuta a través de material estéril”. [11].

Costos directos: “Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos”. [11].

Costos indirectos: “Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida”. [11].

Rendimiento: “En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización”. [11].

Perforación en breasting: “Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación”. [12].

Velocidad de detonación: “La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases”. [12].

Espaciamiento: “Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación”. [12].

Burden: “Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El Burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear”. [12].

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”. [12].

Geomecánica: “Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades”. [12].

Perno Split set: “Es un tipo de perno que trabaja a fricción, consiste en un tubo de acero con una ranura longitudinal, de diámetro algo mayor que perforación donde se introducirá. Su diámetro disminuye al introducirlo a barreno, generando presiones de fijación por efecto elástico”. [12].

Perno helicoidal de sostenimiento: “Es una barra de acero helicoidal cuya sección transversal es ovalada, con resaltes en forma de un hilo helicoidal izquierdo, que actúa en colaboración con un sistema de fijación formado por una placa de acero perforada y una tuerca de fundición nodular, las cuales actúan de forma complementaria para reforzar y preservar la resistencia natural del macizo rocoso”. [12].

Malla electro soldadas: “Elemento de sostenimiento tipo refuerzo o pasivo, estas son fabricadas en acero laminado en frío, en alambres o barras, lisas o corrugadas. Estos alambres o barras, se cruzan entre sí de forma perpendicular y están soldadas en todas sus intersecciones permitiendo una distribución de los esfuerzos en el elemento estructural”. [12].

Cartuchos de Resina: “El cartucho de resina GROUND LOCK es un sistema para la fijación de pernos de anclaje compuesto por dos componentes: una pasta de resina poliéster y catalizador (ubicado dentro del cartucho) debidamente separados”. [12].

Cartuchos de Cemento Cem-Con: “Los cartuchos de cemento “CEM-CON” están diseñados especialmente para la instalación de pernos de anclaje utilizados en el

sostenimiento de terrenos, para anclar con varillas corrugadas, pernos de rosca continua o anclajes de cables inclusive”. [12].

El Factor de Potencia y/o Factor de carga: “Es la relación entre el número de kilogramos de explosivos empleados en una voladura determinada y el número de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³”. [12].

Disparo soplado: “Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explotó”. [12].

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”. [12].

Tiros cortados y soplados: “Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla de voladura explotó”. [12].

La Distribución de la 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”. [12].

2.5. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS

“Todos los trabajos de minería están emplazados en contacto con la roca; por consiguiente, es necesario un pleno conocimiento del comportamiento de esta frente a la excavación de que va a ser sujeto. El uso de estas técnicas permite conocer suficiente conocimiento y entendimiento de las condiciones de la roca con el objeto de asegurarse que la obra de ingeniería pueda ser diseñada, ejecutada y, consecuentemente, pueda operar con una economía máxima y completa seguridad”. [12].

“A la fecha, la mejor manera de conocer, cuantificar y controlar el comportamiento del macizo rocoso con fines de excavación es mediante el uso de técnicas, arriba referidas, conocidas como clasificaciones geomecánicas, las cuáles son sistemas empíricos en los que se integran distintos factores geológicos y de propiedades mecánicas. Mediante descripciones cualitativas y semicuantitativas, y una formulación paramétrica de índices de calidad, se llegan a establecer ciertas

categorías que describen un comportamiento al que se le puede asociar determinadas propiedades e, incluso, correlacionar con parámetros de diseño y procedimientos de elementos de sostenimiento de acuerdo con criterios empíricos”. [12].

2.5.1. CLASIFICACIÓN SEGÚN GSI

“El índice de resistencia geológica, GSI, fue desarrollado por Hoek (1994) para subsanar los problemas detectados con el uso del índice RMR para evaluar la resistencia de macizos rocosos según el criterio generalizado de Hoek-Brown.

Para la estimación de la calidad de la roca y la masa rocosa, se debe considerar los parámetros geomecánicos siguientes”. [12].

“La estructura de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, según esto, las cinco categorías consideradas se definen así”: [12].

Tabla 4: Clasificación geomecánica según GSI (Grado de fracturamiento).

Grado de fracturamiento	Símbolo
Masiva o levemente fracturada	LF
Moderadamente fracturada	F
Muy fracturada	MF
Intensamente fracturada	IF
Triturada o brechada	T

Fuente: Área geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

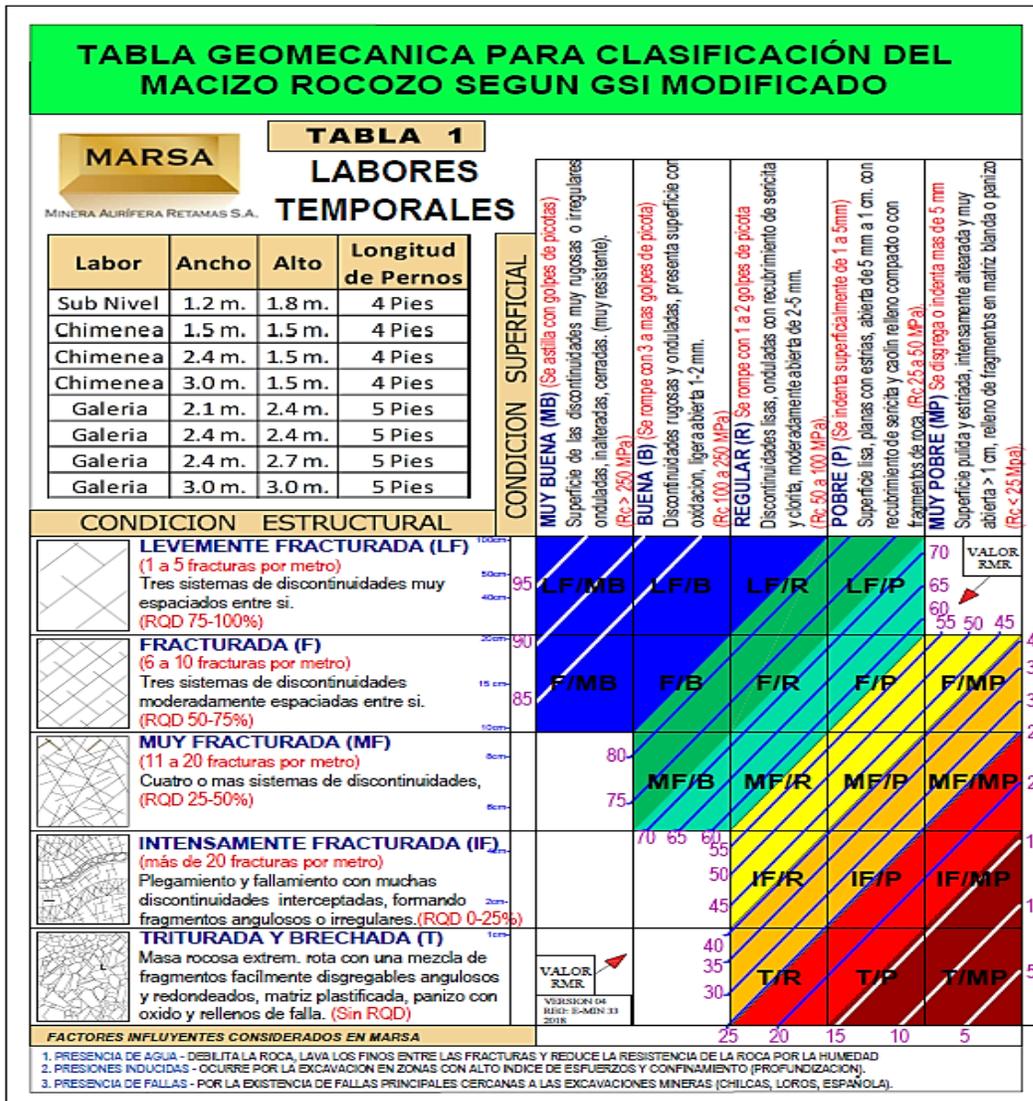
“La condición superficial de la masa rocosa involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías consideradas se definen así”: [12].

Tabla 5: Condición superficial de la roca (Minera Aurífera Retamas).

Condición superficial	Símbolo
Buena	MB
Regular	B
Regular moderada	R
Mala	M
Muy Mala	MM

Fuente: Área geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 18: Características del Macizo Roco según GSI Modificado Labores Temporales (Minera Aurífera Retamas).



Fuente: Área Geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

Figura 19: Características del Macizo Roco según GSI Modificado Labores Permanentes (Minera Aurífera Retamas).

TABLA GEOMECANICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOZO SEGUN GSI MODIFICADO					
MARSA		TABLA 2			
MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.		LABORES PERMANENTES			
Labor	Ancho	Alto	Longitud de Pernos		
Crucero, By Pass	2.1 m.	2.4 m.	5 Pies		
Crucero, By Pass	2.4 m.	2.4 m.	5 Pies		
Crucero, By Pass	2.4 m.	2.7 m.	5 Pies		
Crucero, By Pass, Rampa	3.0 m.	3.0 m.	5 Pies		
Rampa	4.0 m.	4.0 m.	8 Pies		

CONDICION ESTRUCTURAL		CONDICION SUPERFICIAL				
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (1 a 5 fracturas por metro) Tres sistemas de discontinuidades muy espaciados entre si. (RQD 75-100%)	100cm 50cm 40cm	95	95	95	95	95
FRACTURADA (F) (6 a 10 fracturas por metro) Tres sistemas de discontinuidades moderadamente espaciadas entre si. (RQD 50-75%)	20cm 15cm 10cm	90	85	85	85	85
MUY FRACTURADA (MF) (11 a 20 fracturas por metro) Cuatro o mas sistemas de discontinuidades, (RQD 25-50%)	5cm 5cm	80	75	75	75	75
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) (más de 20 fracturas por metro) Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas, formando fragmentos angulosos o irregulares. (RQD 0-25%)	2cm 2cm 1cm	70	65	65	65	65
TRITURADA Y BRECHADA (T) Masa rocosa extrem. rota con una mezcla de fragmentos facilmente disgregables angulosos y redondeados, matriz plastificada, panizo con oxido y rellenos de falla. (Sin RQD)	1cm	40	35	35	35	35
FACTORES INFLUYENTES CONSIDERADOS EN MARSA		25	20	15	10	5

CONDICION SUPERFICIAL	MUY BUENA (MB) (Se astilla con golpes de picotas) Superficie de las discontinuidades muy rugosas o irregulares onduladas, inalteradas, cerradas. (muy resistente). (Rc > 250 MPa)	BUENA (B) (Se rompe con 3 a mas golpes de picota) Discontinuidades rugosas y onduladas, presenta superficie con oxidación, ligera abierta 1-2 mm. (Rc 100 a 250 MPa)	REGULAR (R) (Se rompe con 1 a 2 golpes de picota) Discontinuidades lisas, onduladas con recubrimiento de sericita y clorita, moderadamente abierta de 2-5 mm. (Rc 50 a 100 MPa)	POBRE (P) (Se indenta superficialmente de 1 a 5mm) Superficie lisa, planas con estrias, abierta de 5 mm a 1 cm. con recubrimiento de sericita y caolin relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa)	MUY POBRE (MP) (Se disgrega o indenta mas de 5 mm) Superficie pulida y estrada, intensamente alterada y muy abierta > 1 cm, relleno de fragmentos en matriz blanda o panizo (Rc < 25 MPa)
LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	70 65 60 55 50 45
F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	40 35 30 25
MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	20 15 10
IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	5 10 15
T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP	5

VALOR RMR	VERSION 04 REVIS: 6-MIN 31 2018
70	VALOR RMR
65	VALOR RMR
60	VALOR RMR
55	VALOR RMR
50	VALOR RMR
45	VALOR RMR
40	VALOR RMR
35	VALOR RMR
30	VALOR RMR

- PRESENCIA DE AGUA - DEBILITA LA ROCA, LAVA LOS FINOS ENTRE LAS FRACTURAS Y REDUCE LA RESISTENCIA DE LA ROCA POR LA HUMEDAD
- PRESIONES INDUCIDAS - OCURRE POR LA EXCAVACION EN ZONAS CON ALTO INDICE DE ESFUERZOS Y CONFINAMIENTO (PROFUNDIZACION).
- PRESENCIA DE FALLAS - POR LA EXISTENCIA DE FALLAS PRINCIPALES CERCANAS A LAS EXCAVACIONES MINERAS (CHILCAS, LOROS, ESPAÑOLA).

Fuente: Área geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.5.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA SEGÚN RMR

“El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z. T. Bieniawski durante los años 1972 – 73, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones”. [12].

“El RMR se obtiene de unas puntuaciones que corresponden a valores de cada uno de los seis parámetros. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuando mejor es la calidad de la roca. Bienawski distingue cinco tipos o clase de roca según el valor de RMR”. [12].

Tabla 6: Condición superficial de la roca (Minera Aurífera Retamas).

CLASE	CALIDAD	RMR
I	Muy buena	81-100
II	Buena	61-80
III	Regular	41-60
IV	Mala	21-40
V	Muy mala	0-20

Fuente: Área geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

2.5.3. RQD (ROCK QUALITY DESIGNATION)

“El RQD (Rock Quality Designation) fue desarrollado por Deere en 1967 y es el índice más usado para medir el grado de fracturación de un macizo rocoso. Nos ofrece una idea del número y condiciones de las fracturas que afectan a los materiales. Es ampliamente utilizado en las clasificaciones geomecánicas como la Q de Barton, RMR de Bieniawski o SMR de Romana para el estudio de túneles, presas o taludes rocosos”. [12].

Este índice viene definido por la fórmula RQD expuesta a continuación: (12).

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de los trozos de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

“El RQD se mide en porcentaje y solo puede medirse en testigos de sondeo con un diámetro mínimo de 55 mm y en los cuales el grado de meteorización es aceptable (grado de meteorización \geq IV). En estos casos, el RQD se considera igual a 0. Las roturas causadas por las maniobras de perforación no deben tenerse en cuenta y frecuentemente se pintan con spray para distinguirlas del resto. Hay que prestar especial hincapié en que el RQD se suele medir por longitud de maniobra de sondista y no en tramos de 60 o 100cm”. [12].

“En algunos casos, no existe la posibilidad de medir el % RQD por lo que puede recurrirse a correlaciones empíricas para su determinación a partir de medidas realizadas en los afloramientos rocosos. Algunas de estas correlaciones son las expuestas a continuación”: [12].

$$RQD = 115 - 3,3 (Jv)$$

Donde:

Jv = número de fisuras por metro cúbico.

RQD (Rock Quality Designation Palmstrom (1975)) (Minera Aurífera Retamas). (12).

“El Jv se calcula sumando el número de fisuras por metro que corten de manera independiente a cada uno de los 3 ejes de un cubo imaginario en el cuerpo rocoso materia de análisis”. [12].

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

“El cálculo del RQD en función del número de fisuras por metro, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área o zona predeterminada de la operación minera”. [12].

Dónde: λ = Nro. De Fisuras / Espacio (Span).

“RQD (Rock Quality Designation Priest y Hudson, 1976)”. [12].

A partir del RQD, la calidad del macizo rocoso podría definirse como:

Tabla 7: RQD (Rock Quality Designation) (Minera Aurífera Retamas).

Índice de calidad RQD (%)	CALIDAD
<25 (%)	Muy pobre
25-50 (%)	Pobre
75-90 (%)	Aceptable
75-90 (%)	Buena
90-100 (%)	Muy buena

Fuente: Área geomecánica Marsa (Minera Aurífera Retamas).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

La presente tesis realizada en la empresa especializada Mincotrall S.R.L. toma como referencia a Oseda, Dulio (2008:117), “El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer el problema para plantear una solución.

3.1.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación de la presente tesis es el explicativo correlacional. Según Restituto, S. (2002) “las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”. [20].

3.1.3. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

3.1.3.1. Método general

La presente tesis desarrollada en la unidad Minera Aurífera Retamas, “utilizó el método científico como método general. En la actualidad según Cataldo, (1992:26)”: “El estudio del método científico es objeto de estudio

de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”. [15].

A decir de Kerlinger, F., y otros (2002:124) “el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica”. [16].

Además, el mismo Kerlinger enfatiza “La aplicación del método científico al estudio de problemas pedagógicos da como resultado a la investigación científica”. [16].

3.1.3.2. Método específico

El Método Experimental. Según Mayer, J. (2005:32): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá”? [18].

Asimismo, se hará uso del método estadístico. Según Ary, Donald (1993:76) “Los métodos estadísticos describen los datos y características de la población o fenómeno en estudio. Este nivel de Investigación responde a las preguntas: quién, qué, dónde, cuándo y cómo” [19].

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

“Según (Kerlinger, F. y otros, 2002:345), el diseño descriptivo simple es la observación de la muestra o de la población”. [16].

M \longrightarrow O

Donde:

M: Muestra

O: Observación

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

La población para el presente trabajo de investigación son las labores de la zona de Valeria III NV 2570.

3.3.2. MUESTRA

La muestra se eligió de manera no probabilística, por consiguiente, no aleatoria; está constituida por el crucero XC 10654-N (GAL10602-N).

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

- **Reporte diario de operación diaria.**
 - a. Labores disparadas.
 - b. Control de perforación.
 - c. Cantidad de taladros perforados.
 - d. Cantidad de explosivo usado.
- **Reporte de operación mensual.**
 - a. Cumplimiento mensual del programa.
 - b. Promedio de disparos realizados al mes.
 - c. Promedio de avance obtenido durante el mes.
 - d. Promedio de rendimiento mensual por hombre guardia.
- **Instrumentos e equipos**
 - a. Libreta de notas.
 - b. Flexómetro.
 - c. Distanciómetro.
 - d. Spray color rojo.
 - e. AutoCAD.
 - f. Microsoft Excel

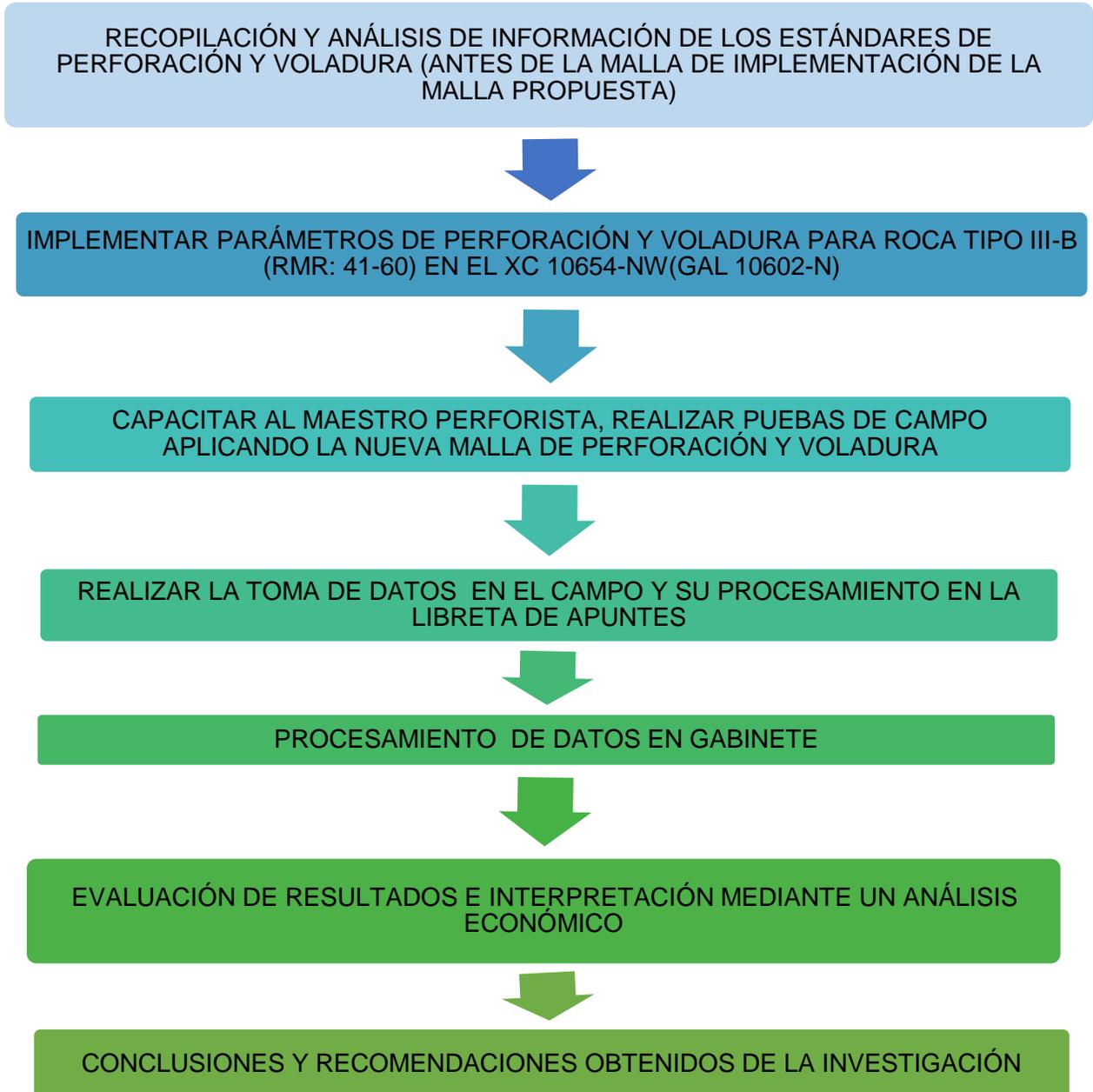
g. Cámara fotográfica.

Mediante el uso de estas técnicas y equipos se llegó a obtener los datos del cruce en estudio diariamente, dichos datos son procesados para que posteriormente sean interpretados, cuyo fin , hacer ver las deficiencias que se han llevado en las operaciones de perforación y voladura, teniendo en cuenta el tipo de roca para el diseño de malla y así poder obtener la longitud de perforación, factor de carga óptimo para nuestras operaciones.

Estos resultados obtenidos durante la investigación nos permitirán determinar la importancia de tener un estándar de perforación y voladura teniendo en cuenta los parámetros geomecánicos, dichas consideraciones permitirá optimizar costos en la ECM Mincotral S.R.L.

3.4.1. METODOLOGÍA EMPLEADA PARA DESARROLLAR EL CRUCERO XC 10654-NW

Figura 20: Flujograma empleada en la investigación del crucero XC 10654-NW.



Fuente: Elaboración propia.

3.4.2. PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DATOS DEL CRUCERO XC 10654-NW

Tabla 8: Procedimiento de recolección de datos del crucero XC 10654-NW.

LABOR	DESCRIPCIÓN DEL LUGAR	VALORACIÓN
	<i>Labor / Zona</i>	
	<i>Tipo de roca</i>	
	<i>Ancho de labor (m)</i>	
	<i>Alto de labor (m)</i>	
DATOS DE CAMPO	PARÁMETROS DE LA ROCA	
	<i>RMR</i>	
	<i>GSI</i>	
	<i>RQD</i>	
	<i>Resistencia a la compresión</i>	
	<i>Densidad de la roca</i>	
	PARÁMETROS DE LA PERFORACIÓN	
	<i>Diámetro de la broca (mm)</i>	
	<i>Diámetro de la broca rimadora (mm)</i>	
	<i>Longitud del barrenado (pies)</i>	
	<i>Eficiencia de la perforación (%)</i>	
	<i>Porcentaje de acoplamiento</i>	
	<i>Ángulo de los taladros de contorno (°)</i>	
	<i>Desviación angular</i>	
	<i>Error de emboquille</i>	
DATOS DEL EXPLOSIVO	PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO	
	<i>Peso de explosivo (Semexa 65%7/8"X7) (kg/cm3)</i>	
	<i>Peso de explosivo (Exadit % 45%7/8"X7) (kg/cm3)</i>	
	<i>Potencia relativa en peso de explosivo referida al ANFO***(%)</i>	
	<i>Presión de detonación (Kbar)</i>	
	<i>Energía (kcal/kg)</i>	
	<i>Potencia relativa en volumen***(%)</i>	
	<i>Diámetro del cartucho Semexa 65%7/8"X7" (mm)</i>	
	<i>Longitud del cartucho Semexa 65%7/8"X7 (mm)</i>	
	<i>Diámetro del cartucho Exadit 45%7/8"X7" (mm)</i>	
	<i>Longitud del cartucho Exadit 65%7/8"X7 (mm)</i>	
<i>Volumen de gases (L/kg)</i>		

Fuente: Elaboración propia.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE MACIZO ROCOSO

De acuerdo a la evaluación del macizo rocoso efectuada por el departamento de geomecánica nos proporcionaron los siguientes valores tanto para la cartilla GSI y RMR.

GSI = 48

RMR = 47

RQD = 52 %

Ancho de labor = 2.4 m

Alto de labor = 2 .4 m

Resistencia a la compresión = 64.07 MPa

Densidad de la roca = 2,7 t/m³

Diámetro de broca (ϕ_1) = 38 mm

Diámetro de broca rimadora (ϕ'_2) = 64,0 mm

% de acoplamiento = 80 %

Eficiencia de perforación = 92%

Longitud del barreno (LB) = 6 pies

Distancia a una zona crítica = 100 m.

Ángulo de los taladros de contorno "γ" = 3°

Desviación angular "α" = 10 mm/m.

Error de emboquille "e" = 20 mm.

Potencia relativa en peso de explosivo referida al ANFO (%) = 116

Longitud del cartucho Semexa 65%7/8"X7 (mm)=182

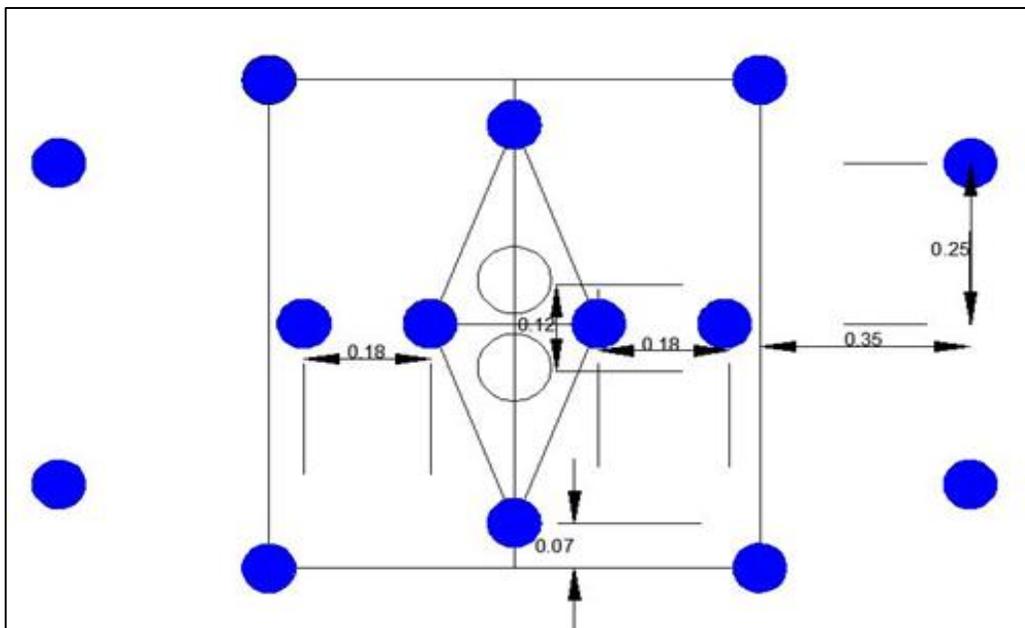
Longitud del cartucho Exadit 45%7/8"X7" (mm)=182

4.2. RESULTADOS DEL ANÁLISIS DEL CORTE CILÍNDRICO

4.2.1. DISEÑO DEL TIPO DE ARRANQUE DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR

El siguiente grafico muestra el arranque de la malla de perforación empleada anteriormente, así como las medidas y la distribución de los taladros, donde el tipo de arranque es rombo con cuatro taladros perforados de 38 mm los cuales son cargados y dos taladros rimados con brocas de 64 mm, los taladros rimados son la cara libre para el disparo.

Figura 21: Diseño de arranque de la malla de perforación anterior.

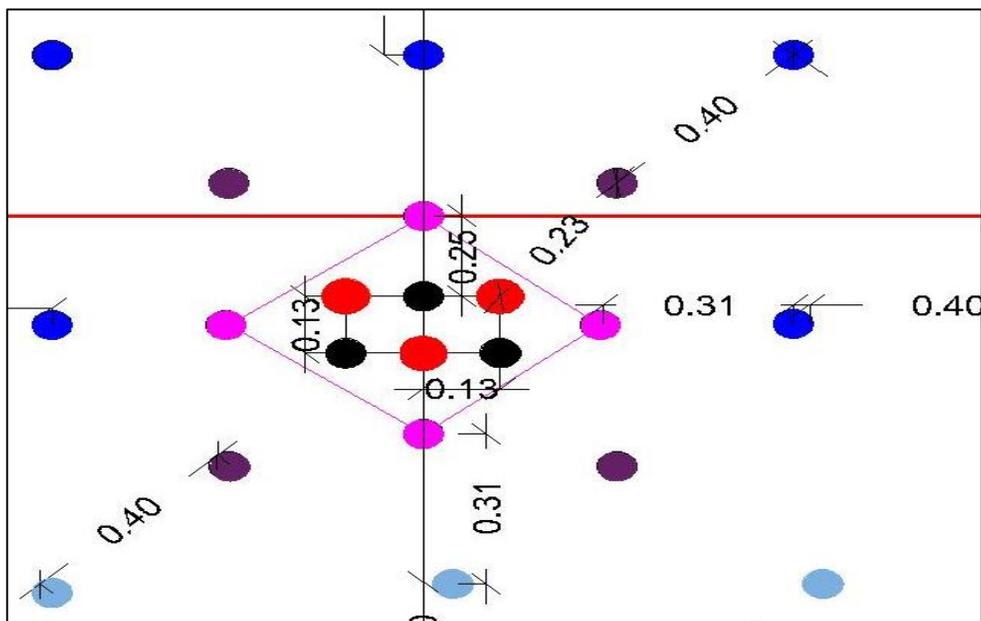


Fuente: Elaboración propia.

4.2.2. DISEÑO DE ARRANQUE DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ACTUAL

EL siguiente grafico muestra el arranque de la malla de perforación empleado actualmente, así como las medidas y la distribución de los taladros, donde el tipo de arranque es cilíndrico con tres taladros perforados de 38 mm los cuales son cargados y tres taladros rimados con brocas de 64 mm, los taladros rimados son la cara libre para el disparo.

Figura 22: Diseño de arranque de la malla de perforación propuesta.



Fuente: Elaboración propia.

4.3. RESULTADO DE LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN

4.3.1. CÁLCULO MEDIANTE EL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMERG

a. Avance por disparo

Avance real por disparo según la longitud del barreno y eficiencia de perforación.

$$H = (0.92) * (6) * (0.3048)$$

$$H = 1.68 \text{ m}$$

“Se diseñará una malla de perforación que nos permita tener buenos resultados, tanto para barrenos de 6 pies, por lo tanto, el arranque que se usará es de corte cilíndrico” [7], “consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga” [3]. (ver figura N° 24)

b. Cálculo del diámetro equivalente

Para realizar la perforación haremos uso de la broca rimadora, calcularemos el diámetro equivalente en función del diámetro del taladro y la cantidad de taladros vacíos del arranque.

$$\phi_e = (\phi'_2) * (\sqrt{NB})$$

$$\phi_e = (0.064) * (\sqrt{3})$$

$$\phi_e = 0.111$$

Mediante el uso de la broca rimadora se llegará a obtener el avance que se está buscando, la cual es de 1.68 m, este avance está dentro de los parámetros del precio unitario.

c. Cálculo del error de perforación

$$F = (\alpha.L + e)$$

Donde:

F = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (m/m) = 0,01 m

L = Profundidad de los taladros (m)

e = Error de emboquille (m).

“En la unidad aurífera retamas se monitoreó el error de perforación llegando a determinar en 3 cm/m, este error es netamente de alineación de taladros (paralelismo), el error máximo para el tipo de perforación en Marsa debe ser 2 cm/m ya que se utiliza barrenos rígidos y la longitud de taladros son cortos (1,80 m, 2,40 m máximo), por tanto, será suficiente un buen emboquillado y paralelismo de taladros”. [12].

“Actualmente, la empresa especializada Mincotrall S.R.L. está en proceso de estandarización de mallas de perforación, a raíz de que se detectó disparos deficientes por cada mes, esto porque se empleaba mallas a criterio del maestro perforista y supervisores muchas veces sin ningún criterio técnico”. [12]

Cálculo del primer cuadrante:

Para realizar el cálculo del primer cuadrante de la malla de perforación se aplicará la siguiente ecuación.

$$B \text{ Max} = \frac{\pi * B}{2}$$

$$B \text{ Max} = \frac{3.1416 * 0.111}{2}$$

$$B \text{ Max} = 0.174 \text{ m}$$

Burden Práctico (BI)

$$BI = B \text{ Max} - F$$

Donde:

F = Error de perforación (m)

α = Desviación angular (m/m) = 0,01 m

L = Profundidad de los taladros (m)

$$F = (\alpha \cdot L + e)$$

$$F = (0.01 * 1.68 + 0.02)$$

$$F = 0.037$$

Entonces calculando el burden práctico 1 (Bp_1):

$$Bp_1 = 0.174 - 0.037$$

$$Bp_1 = 0.133 \text{ m}$$

Cálculo de la constante de roca "C" y otros factores.

Para realizar el cálculo de la constante de roca primeramente se calcula el consumo específico de explosivo (CE) con la fórmula modificada de Ashby.

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

Donde:

$$\rho_r = 2.7 \text{ t/m}^3$$

$$GSI = 48$$

RQD= 52

$$CE = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{48+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-52}{3.3}}}$$

$$CE = 0.35 \text{ kg/ m}^3$$

Calculamos la constante de roca (C):

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.35 + 0.0052$$

$$C = 0.31 \text{ kg/ m}^3$$

Cálculo del factor roca mediante la siguiente ecuación:

Para más adelante predecir la fragmentación es necesario conocer el factor de roca "A"

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.35)^3 - 138.5(0.35)^2 + 75.883(0.35) - 4.41$$

$$A = 9.33$$

"Cunningham (1983) indica que en su experiencia el límite más bajo para "A" incluso en tipos de roca muy débiles es A=8 y el límite superior es A = 12. Pues en este caso tiene razón pues se puede decir que es geomecánicamente incompetente". [7].

"Para complementar se calcula los siguientes factores": [7]

Índice de volabilidad de Lilly (BI)

$$BI = \frac{CE}{0.004}$$

$$BI = \frac{0.35}{0.004}$$

$$BI = 87.5$$

Factor de energía (FE)

$$FE = 30 * (CE)$$

$$FE = 30 * (0.35)$$

FE = 10.5 MJ/t

Cálculo de concentración de carga lineal de explosivo (q_1)

El cálculo se hará según la ecuación:

$$q_1 = 55 \phi_1 \left(\frac{B}{\phi_2} \right)^{1.5} * \left(B - \frac{\phi_2}{2} \right) * \left(\frac{C}{0.4} \right) * \frac{1}{RWS \text{ ANFO}}$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m) = 0,038

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m) = 0,111

B = Burden (m) = 0,174

C = Constante de roca = 0,31

RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO.

En este caso, se usará como explosivo el SEMEXA 65% (RWSANFO = 116 % = 1,16

Ahora reemplazando se tiene:

$$q_1 = 55 * 0.038 \left(\frac{0.174}{0.111} \right)^{1.5} * \left(0.174 - \frac{0.111}{2} \right) * \left(\frac{0.31}{0.4} \right) * \frac{1}{1.16}$$

$q_1 = 0.32 \text{ kg/m}$

Se sabe que la longitud de carga (L_c) es:

$$L_c = (\text{profundidad del taladro} - \text{longitud de taco})$$

Longitud de taco = $10 \phi_1$

Longitud de taco = $10 * (0,038) = 0,38 \text{ m}$

Entonces:

$L_c = (1.68 - 0,38) = 1,30 \text{ m}$

Cálculo del número de cartuchos que será cargado por taladro (N° cart.)

Para el carguío de los taladros perforados se hará uso del explosivo Dinamita SEMEXSA 65% 7/8"x7".

$$Nc/Tal. = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$Ncart. = \frac{1.30}{0.18}$$

$$Ncart. = 7 \text{ cartuchos /taladro}$$

Predicción de la fragmentación

Aquí entra a tallar el modelo Kuz-Ram,

Para realizar el cálculo aplicamos la ecuación.

$$X = A(K)^{0.8} (Qe)^{1/6} \left[\frac{115}{RWS \ ANFO} \right]^{19/30}$$

También:

$$K = \left[\frac{A}{X} (Qe)^{1/6} \left(\frac{115}{RWS \ ANFO} \right)^{19/30} \right] 1.25$$

X = Tamaño medio de los fragmentos, cm = 8" = 20 cm

A = Factor de roca = 8,68

Qe= Masa del explosivo utilizado / taladro (kg) =

Qe= (q₁ x Lc) = 0,320 *1.68= 0,53 kg

RWSANFO = Fuerza relativa por peso del explosivo con respecto al ANFO (SEMEXSA 65%) = 1,16

K = Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³ = C.E = 0,620

Reemplazando en la ecuación se tiene:

$$X = 8.68(0.35)^{0.8} (0.62)^{1/6} \left[\frac{115}{RWS \ ANFO} \right]^{19/30}$$

$$X = 6.30 \text{ cm}$$

"Mediante el cálculo realizado, observamos que la fragmentación en el arranque está por muy debajo de 20 cm (8"), que es la longitud de la parrilla

de los echaderos. De manera técnica se podría decir que el 50% del material roto son menores o iguales a 6.30 cm". [7].

Espaciamiento

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (B_{Max})$$

$$E_1 = (\sqrt{2}) * (0.174)$$

$$E_1 = 0.25 \text{ m}$$

Cálculo de las cuatro secciones del arranque o corte

Segundo cuadrante:

Ancho de taladros con desviación (A_2)

$$A_2 = (B_1 - F) * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = (0.24 - 0.037) * (\sqrt{2})$$

$$A_2 = 0.30 \text{ m}$$

Burden máximo

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{A_2 \times q_1 \times RWS \text{ ANFO}}{\emptyset 1 \times C}}$$

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.30 \times 0.32 \times 1.16}{0.038 \times 0.31}}$$

$$B_{Max} = 0.27 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_{P2} = B_{Max} - F$$

$$B_{P2} = 0.27 - 0.037$$

$$B_{P2} = 0.23 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E2 = (B2 + \frac{E1}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E2 = (0.23 - \frac{0.25}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E_2 = 0.50 \text{ m}$$

Para el segundo cuadrante realizamos el cálculo del Número de cartuchos por taladro, mediante la siguiente ecuación, los cartuchos a cargar serán Dinamita Semexsa 65% 7/8"x7".

$$N_{cart.} = \frac{\textit{longitud de carga}}{\textit{longitud del explosivo}}$$

$$N_{cart.} = \frac{1.30}{0.182}$$

$$N^{\circ}c / Tal = 7 \text{ cartuchos/taladro}$$

Cálculo del Tercer cuadrante

Ancho de taladros con desviación (a_3)

$$A3 = (B2 + \frac{E1}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$A3 = (0.23 + \frac{0.25}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$A_3 = 0.50 \text{ m}$$

Burden máximo

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q1 \times RWS \text{ ANFO}}{\phi 1 \times C}}$$

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.50 \times 0.32 \times 1.16}{0.038 \times 0.31}}$$

$$B_{Max} = 0.35 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_{P3} = B_{Max} - F$$

$$B_{P3} = 0.35 - 0.037$$

$$B_{P3} = 0.31 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E3 = (B2 + \frac{E2}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E3 = (0.31 + \frac{0.50}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$E3 = 0.79 \text{ m}$$

Para el tercer cuadrante realizamos el cálculo del número de cartuchos por taladro, mediante la siguiente ecuación, los cartuchos a cargar serán Dinamita Semexsa 65% 7/8"x7".

$$Nc/Tal. = \frac{\textit{longitud de carga}}{\textit{longitud del explosivo}}$$

$$Nc/Tal. = \frac{1.30}{0.182}$$

$$N^{\circ}c / Tal = 7 \text{ cartuchos/taladro}$$

Cálculo del Cuarto cuadrante

Ancho de taladros con desviación (A₄)

$$A4 = (B2 - \frac{E3}{2}) * (\sqrt{2})$$

$$A4 = \left(0.31 - \frac{0.50}{2}\right) * (\sqrt{2})$$

$$A_4 = 0.79 \text{ m}$$

Burden máximo

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah \times q1 \times RWS \text{ ANFO}}{\emptyset 1 \times C}}$$

$$B_{Max} = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.79 \times 0.32 \times 1.16}{0.038 \times 0.31}}$$

$$B_{Max} = 0.44 \text{ m}$$

Burden práctico:

$$B_{P4} = B_{Max} - F$$

$$B_{P4} = 0.44 - 0.037$$

$$B_{P4} = 0.40 \text{ m}$$

Espaciamiento

$$E4 = \left(B2 + \frac{E2}{2}\right) * (\sqrt{2})$$

$$E4 = \left(0.40 + \frac{0.79}{2}\right) * (\sqrt{2})$$

$$E_4 = 1.10 \text{ m}$$

$$Nc/Tal. = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud del explosivo}}$$

$$Nc/Tal. = \frac{1.30}{0.182}$$

$$N^{\circ}c / Tal = 7 \text{ cartuchos/taladro}$$

Diseño de los taladros de arrastre

“Se estima con la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo”. [7].

Donde:

$$B = 0.9 \sqrt{\frac{q1 * RWS ANFO}{\bar{C}xf\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

Donde:

f = Factor de fijación, generalmente se toma 1.45 para tener en cuenta el efecto

gravitacional y el tiempo de retardo entre taladros.

S/B = Relación entre el espaciamiento y el burden. Se suele tomar igual a 1.

\bar{C} = Constante de roca corregida

\bar{C} = c + 0.05 para burden ≥ 1.4 m

\bar{C} = c + $\left(\frac{0.07}{B_{max}}\right)$ para burden < 1.4 m

Donde:

$$B_{max} \leq 1.4$$

Entonces:

$$B_{max} = (0.6) * (H)$$

$$B_{max} = (0.6) (1.68)$$

$$B_{max} = 1.008$$

$$\bar{C} = 0.31 + \left(\frac{0.07}{1.008}\right)$$

$$\bar{C} = 0.38$$

$$Barr = 0.9 \sqrt{\frac{0.32 * 1.16}{0.38 * 1.45 * 1}}$$

Barr= 0.70 cm

El número de taladros vendrá dado por:

$$N^{\circ}tal = \left[\frac{AT + 2L * SenY}{B} + 2 \right]$$

$$N^{\circ}tal. = \left[\frac{2.4 + 2 * 1.68 * sen (3^{\circ})}{0.7} + 2 \right]$$

N° tal = 6 taladros

Nota: Mediante el cálculo realizado el número de taladros a emplear en el arrastre es de 6; por las consideraciones geomecánicas del macizo rocoso con un RMR de 47, se opta por reducir un taladro habiendo analizado los resultados prácticos en campo.

Espaciamiento

$$EARR = \left[\frac{AT + 2L * SenY}{NT - 1} \right]$$

$$EARR = \left[\frac{2.4 + 2 * 1.68 * Sen 3^{\circ}}{5 - 1} \right]$$

E_{ARR} = 0.60 m

Espaciamiento para los taladros de la esquina de los arrastres

$$EAC = EARR - L * SenY$$

$$E_{AC} = 0.60 - 1.68 * Sen3^{\circ}$$

E_{AC} = 0.50 m

Burden práctico en función a Y

$$B_a = B_{ARR} - L * \text{Sen} Y - F$$

$$B_a = 0.6 - 1.68 * \text{Sen} 3^\circ - 0.037$$

$$B_a = 0.50 \text{ m}$$

Diseño de los taladros de contorno de techo-corona

Para realizar los cálculos, haremos uso de factores teniendo en cuenta que realizaremos una voladura controlada, para ello se hará uso un explosivo de baja potencia, dicho explosivo es Exadit 45% 7/8"x7" en la corona también se usaron espaciadores de agua.

$$f = 1.2$$

$$S/B = 0.8$$

$$K = 15$$

Calculamos el espaciamiento en la corona

$$E_c = K * \emptyset$$

$$E_c = 15 * 0.038$$

$$E_c = 0.60 \text{ m}$$

Calculamos el burden nominal en la corona

$$B_c = \left[\frac{E_c}{0.8} \right]$$

$$B_c = \left[\frac{0.60}{0.8} \right]$$

$$B_c = 0.75 \text{ m}$$

Burden práctico en la corona

$$B_{pc} = B_c - L * \text{Sen} Y - F$$

$$B_{PC} = 0.75 - 1.68 * \text{Sen} 3^\circ - 0.037$$

$$B_{PC} = 0.60 \text{ m}$$

Cálculo de la concentración mínima de carga en la corona “q_{1c}” a partir de la ecuación.

$$q_{1c} = 90 * \emptyset^2$$

$$q_{1c} = 90 * (0.038)^2$$

$$q_{1c} = 0.129 \text{ kg/m}$$

Realizaremos el cálculo mediante el uso del Exadith 45%

$$q_{45\%} = \rho \times \pi \frac{\emptyset^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q_{45\%} = 1020 \pi \frac{22^2}{4} \times 10^{-6}$$

$$q_{45\%} = 0.39 \text{ kg/m}$$

Cálculo del número de taladros en el contorno

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left[\frac{AT + 2L * \text{Sen}Y}{Bpc} + 2 \right]$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left[\frac{2.4 * 2 * 1.68 * \text{sen} (3^{\circ})}{0.60} + 2 \right]$$

$$N^{\circ} \text{ tal} = 5 \text{ taladros}$$

Número de cartuchos que se utilizará en el contorno:

$$N^{\circ} \text{ cart} = \left[\frac{\text{longitud de avance} - \text{taco}}{\text{longitud exadit 45\%}} \right]$$

$$N^{\circ} \text{ c/tal} = \left[\frac{1.68 - 0.37}{0.18} \right]$$

$$N^{\circ} \text{c/Tal} = 7 \text{ cartuchos / taladro}$$

Nota: Mediante la aplicación del modelo matemático de Holmerg se determinó 7 cartuchos a cargar por taladro, por las consideraciones

geomecánicas del macizo rocoso con un RMR de 47, se opta por reducir un cartucho por taladro habiendo analizado los resultados prácticos in-situ.

Diseño de los taladros de contorno

Realizaremos el cálculo del burden nominal para los taladros de contorno

$$B_{cp} = 0.9 \sqrt{\frac{q1 * RWS ANFO}{\bar{C}xf\left(\frac{S}{B}\right)}}$$

$$B_{cp} = 0.9 \sqrt{\frac{0.32 * 1.16}{0.38 * 1.20 * 1.25}}$$

$$B_{cp} = 0.70 \text{ m}$$

Burden práctico (Bcp)

$$B_{cp} = 0.70 - H * (\text{Seny}) - F$$

$$B_{cp} = 0.70 - 1.68 * \text{Sen } 3^\circ - 0.037$$

$$B_{cp} = 0.60 \text{ m}$$

Calculo de longitud de la pared (Lp)

$$L_p = H \text{ labor} - (B \text{ arrastre} - B \text{ corona})$$

$$L_p = 2.40 - (0.50 + 0.60)$$

$$L_p = 1.30 \text{ m}$$

Cálculo del número de taladro en la pared

$$N^\circ \text{ tal} = \left[\frac{L_p}{B_{pc} * 1.25} + 2 \right]$$

$$N^\circ \text{ tal} = \left[\frac{1.30}{0.6 * 1.25} + 2 \right]$$

N° tal = 3 taladros

Nota: Mediante el cálculo realizado el número de taladros a emplear en el arrastre es de 3; por las consideraciones geomecánicas del macizo rocoso con un RMR de 47, se opta por reducir un taladro habiendo analizado los resultados prácticos en campo.

Espaciamiento en la pared

$$Ep = \left[\frac{LP}{NT - 1} \right]$$

$$Ep = \left[\frac{1.30}{3 - 1} \right]$$

$$Ep = 0.6 \text{ m}$$

4.3.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EL XC 10654-NW

Mediante la Aplicación del Modelo matemático de Holmberg en el crucero XC 10654-NW, se tiene un burden y espaciamento teórico, el cual se ha ajustado mediante pruebas realizadas, cabe resaltar que las medidas mostradas en el siguiente cuadro son para un tipo de roca III-B (RMR = 47). El cual está sujeto a cambios según sea necesario.

Tabla 9: Parámetros de perforación y voladura en el XC 10654-NW.

DESCRIPCIÓN		ABREVIATURA	TEÓRICO	REAL	UNIDAD
PRIMER CUADRANTE	Burden	Bp ₁	0.17	0.13	m
	Espaciamiento	E ₁	0.13	0.25	m
SEGUNDO CUADRANTE	Burden	Bp ₂	0.26	0.22	m
	Espaciamiento	E ₂	0.25	0.50	m
TERCER CUADRANTE	Burden	Bp ₃	0.34	0.30	m
	Espaciamiento	E ₃	0.50	0.79	m
CUARTO CUADRANTE	Burden	Bp ₄	0.43	0.39	m
	Espaciamiento	E ₄	0.79	1.10	m
ARRASTRE	Burden	Bp _{Arr}	0.67	0.60	m
	Espaciamiento	E _{ARR}	0.60	0.60	m
CORONA	Burden	Bpc	0.71	0.60	m
	Espaciamiento	Ec	0.6	0.60	m
HASTIALES	Burden	Bcp	0.65	0.60	m
	Espaciamiento	Ep	0.60	0.60	m

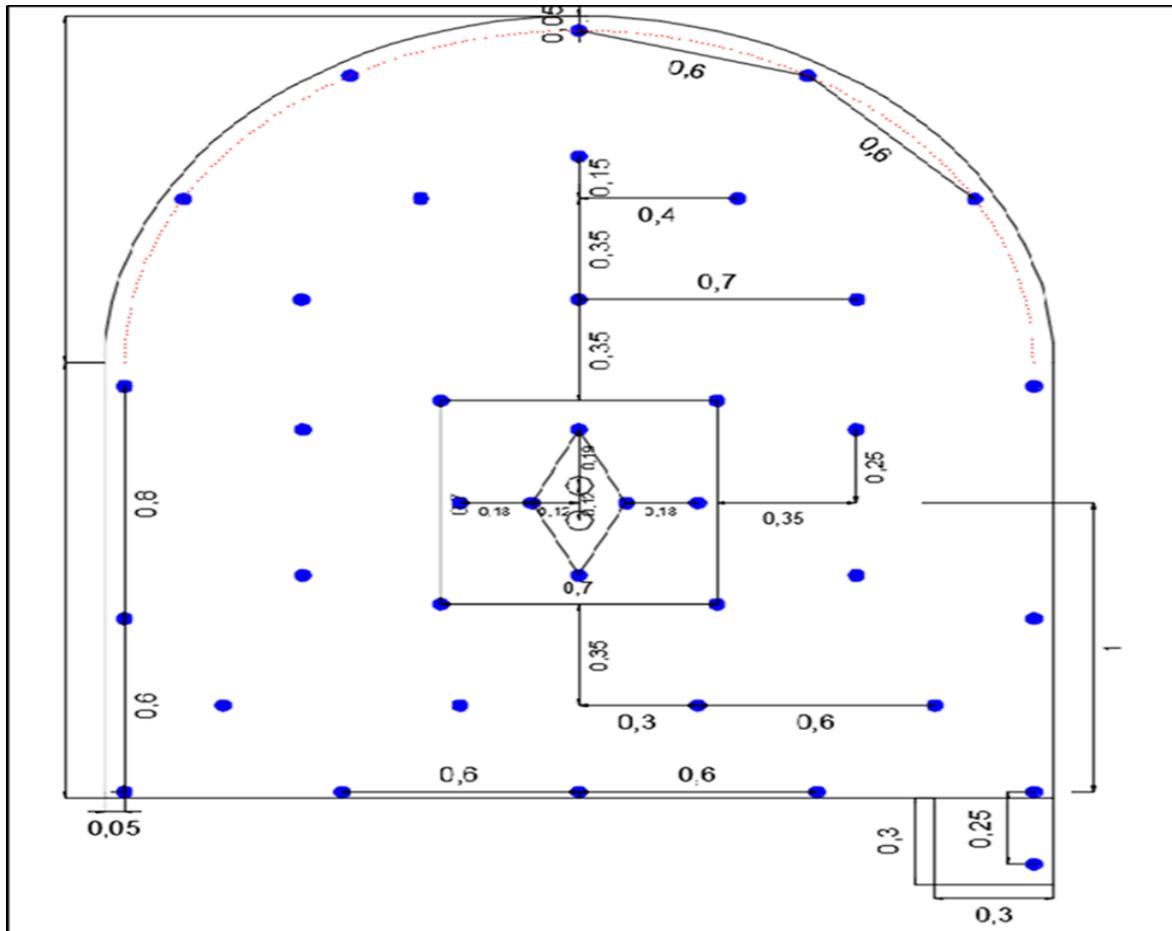
Fuente: Elaboración propia.

4.3.3. MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR

La malla de perforación y voladura que se muestra en la figura N° 23 es la que se venía aplicando en las labores de 2.40 m x 2.40 m para un tipo de roca regular con una longitud de perforación de 6 pies, se realizaba la perforación con 41 taladros donde 39 taladros son cargados y dos taladros vacíos también se menciona la distribución de la carga.

Malla de Perforación para Sección 2.40 m x 2.40 m, 6' de longitud de perforación

Figura 23: Malla de perforación y voladura para roca regular anterior.



DISTRIBUCIÓN DE CARGA PARA ROCA REGULAR (LONG. PERF. 6 PIES)

DATOS GENERALES

SECCIÓN (m):	2.40 x 2.40
TIPO DE ROCA:	Regular
LOG. PERF:	6' pies
F.C.(Kg/m ³):	2.18
N° TALADROS:	41
TAL. CARGADOS:	39
Ø DE TALADRO:	38 mm
Ø DE TAL. ALIVIO:	64 mm
ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS	
PENTACORD	15 m
CARMEX 2.1	2 uni.
EXADIT 45%	25 cart.
SEMEXSA 65%	245 cart.
FANEL	39 Pza
MECHA RAPIDO	15 Pza
N° CART:	270 cart.

DISTRIBUCIÓN DE CARGA	N° TAL.	CEBO		COLUMNA	
		Cart.	Tipo	Cart.	Tipo
Arranque	6	1	S	7	S
Ayu. Arranque	4	1	S	6	S
Producción	5	1	S	6	S
Cuadradores	4	1	S	5	S
Ayu. Arrastre	4	1	S	6	S
Arrastre	5	1	S	6	S
Ayu. Corona	5	1	S	5	S
Corona	5	1	S	5	EX
Cuneta	1	1	S	6	S
Total	39				

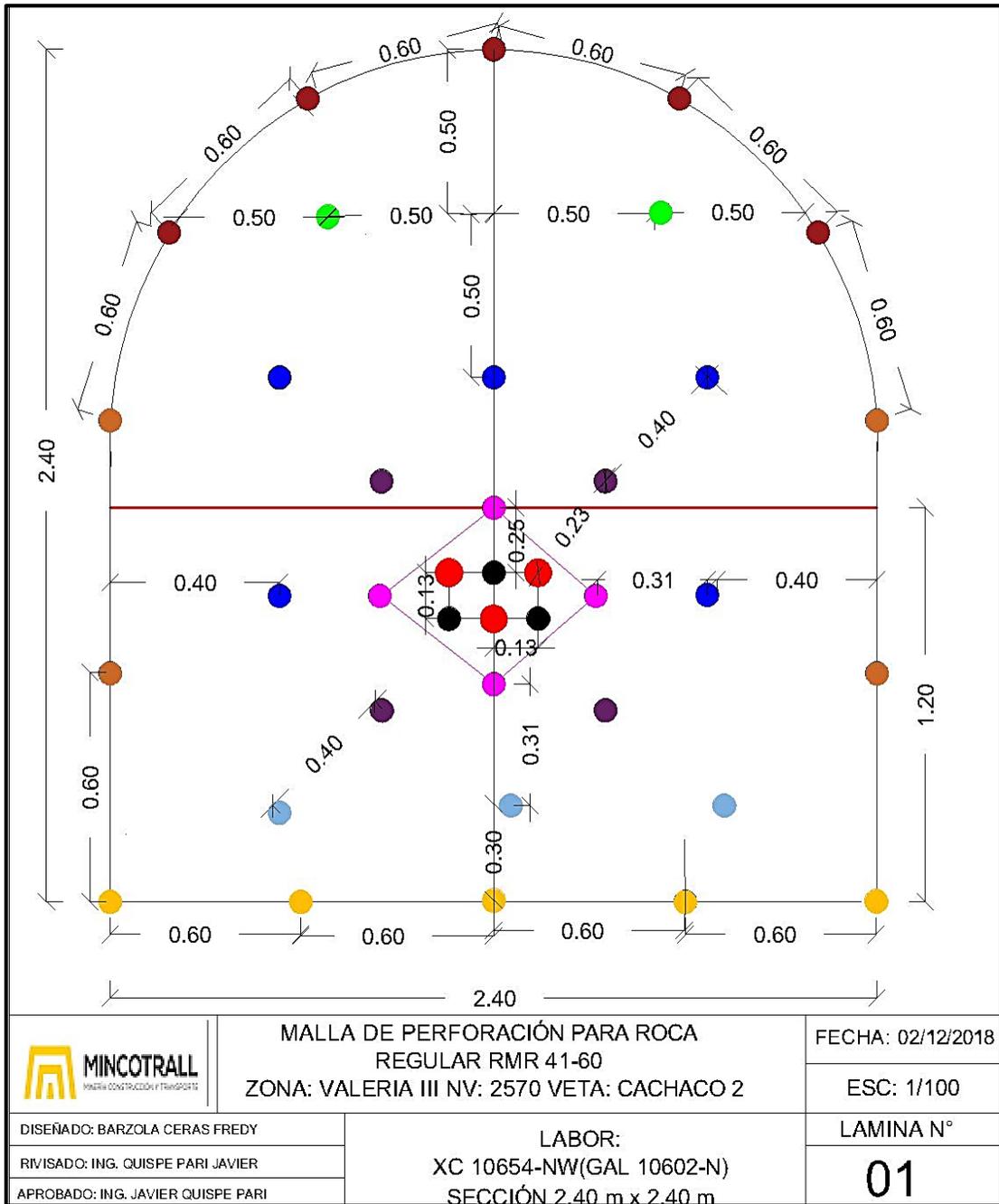
Fuente: Área de perforación y voladura (Minera Aurífera Retamas S.A.).

4.3.4. MALLA DE PERFORACIÓN PARA SECCIÓN DE 2.40 X 2.40 M, 6' DE LONGITUD DE PERFORACIÓN

La figura N° 24 muestra la malla de perforación actualmente empleada en la labor, en la malla actual se realizó el arranque de corte cilíndrico, así como la disminución de los taladros perforados la cual son 38 taladros donde 35 taladros son cargados y 3 taladros vacíos que vienen a ser la cara libre.

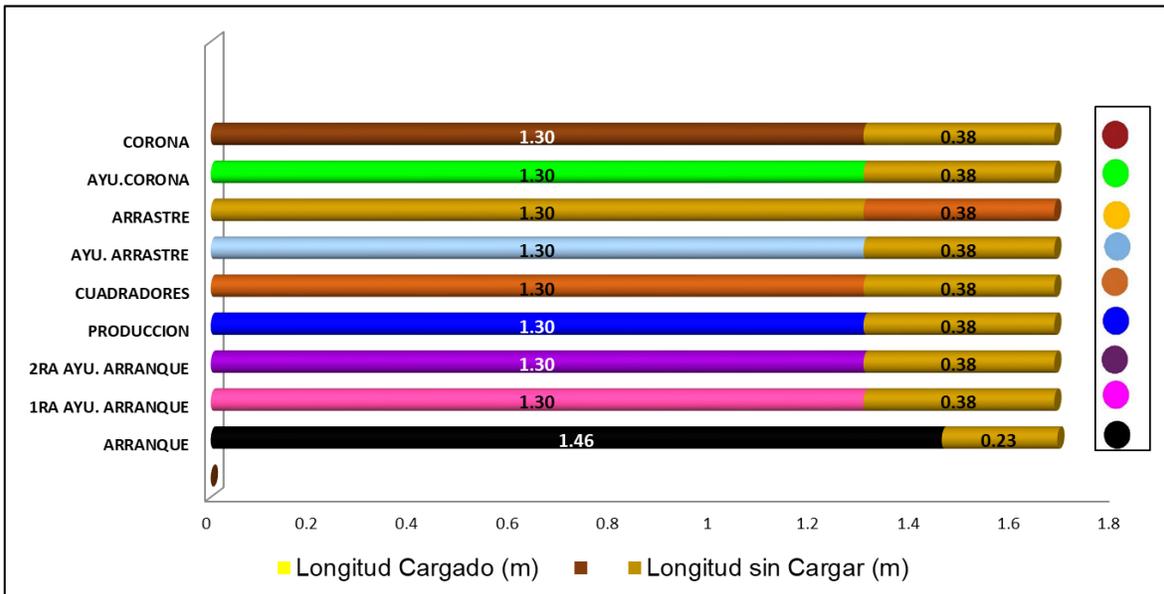
Nueva malla de Perforación para Sección 2.40 m x 2.40 m, 6' de longitud de perforación

Figura 24: Malla de perforación para roca regular.



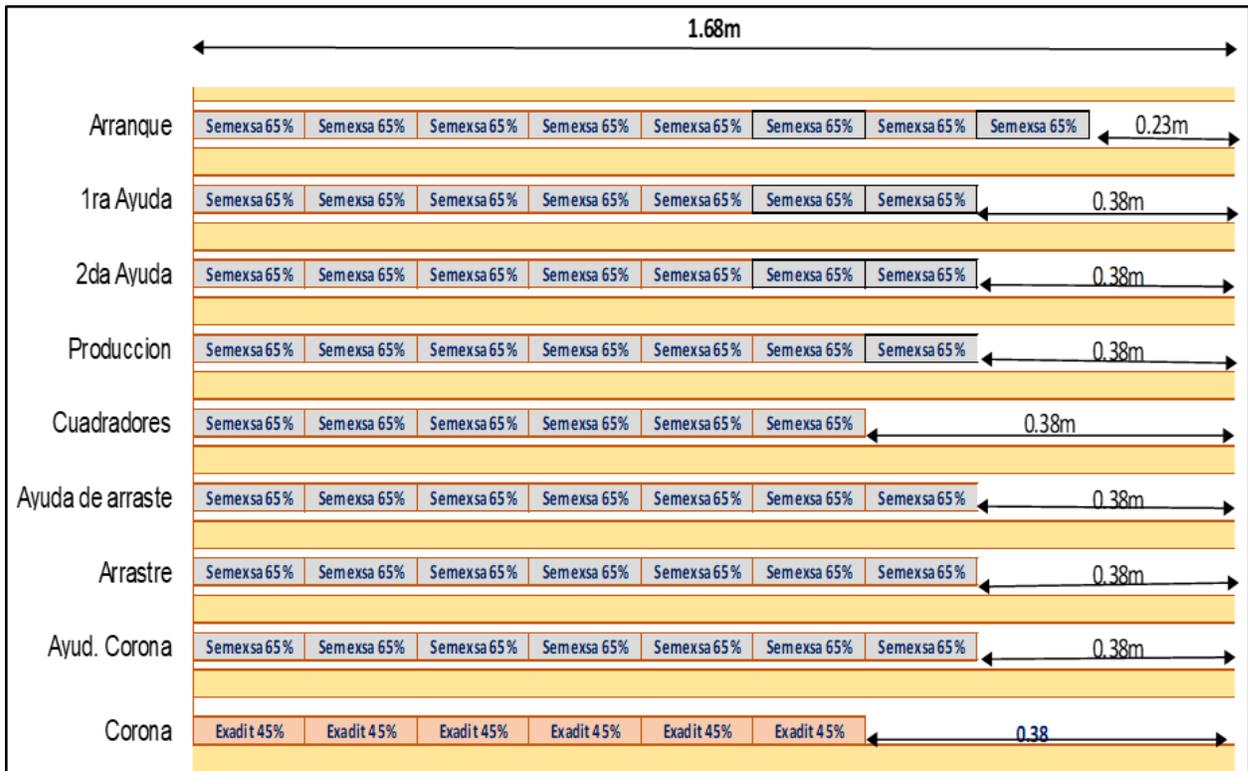
Fuente: Elaboración propia.

Figura 26: Longitud de carga de la columna explosiva.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 27: Longitud de carga de la columna explosiva.



Fuente: Elaboración propia.

4.4. RESULTADO DEL CONSUMO DE EXPLOSIVOS

4.4.1. ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DE LOS EXPLOSIVOS A USAR

La tabla N°11 muestra las especificaciones técnicas del explosivo que se empleará en el XC 10654-NW.

Tabla 11: Especificaciones técnicas de los explosivos.

DATOS TÉCNICOS DEL EXPLOSIVO A USAR			
DATOS	Unidades	SEMEXSA 65%	EXADIT 45%
Densidad	(gr/cm ³)	1.12+-3%	1.02+-3%
VOD	(m/s)	4200+-200	3400+100
Presión de detonación	(Kbar)	94	73
Energía	(KJ/Kg)	3130	3000
RWS	%	85	82
RBS	%	116	100
Resistencia al agua		Mala	Nula
Categoría de humos		1 era	1 era

Fuente: Elaboración propia.

4.4.2. CONSUMO DE EXPLOSIVO MEDIANTE LA APLICACIÓN DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR

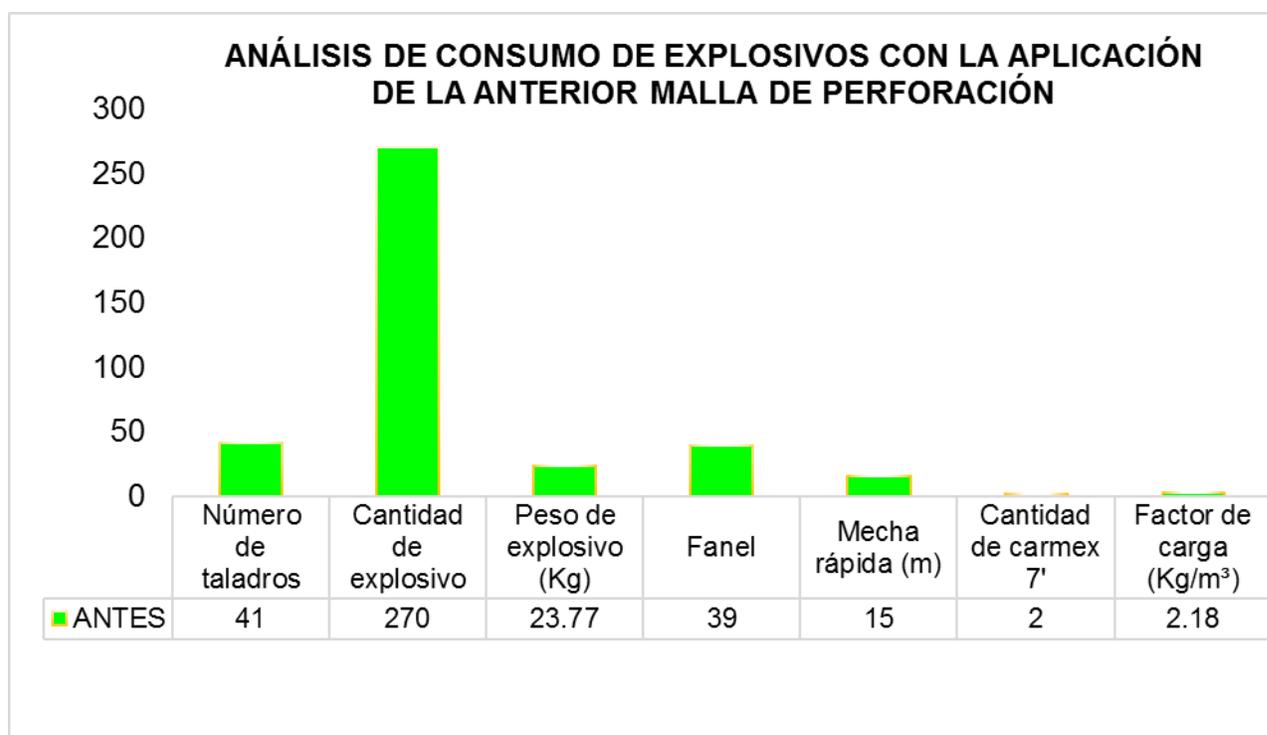
La tabla N° 12 describe el precio unitario de los explosivos, así como de sus accesorios, también hace referencia al consumo de explosivos de la malla de perforación anterior y el costo total es de S/. 271.96 nuevos soles.

Tabla 12: consumo de explosivos mediante la aplicación de la malla de perforación anterior.

VOLADURA	Unidad	S./Unid.	Unid./Tal.	S./Tal	S/. x DISP.	S/. x DISP.
DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	Car	0.60	25	15.06	15.06	
DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	Car	0.70	245	171.60	171.60	
FANEL	pza	5.02	39	195.83	195.83	
CARMEX DE 7" (2.10 M)	pza	2.18	0	0.00	0.00	
CARMEX DE 7" (2.40 M)	pza	2.35	2	4.69	4.69	
CORDON DETONANTE 5 P	Mto	0.79	15	11.86	11.86	
MECHA RAPIDA	pza	1.50	15	22.49	22.49	
TOTAL VOLADURA					421.53	271.96 79.52

Fuente: Elaboración propia.

Figura 28: análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación anterior.



Fuente: Elaboración propia.

4.4.3. CONSUMO DE EXPLOSIVO MEDIANTE LA APLICACIÓN MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA

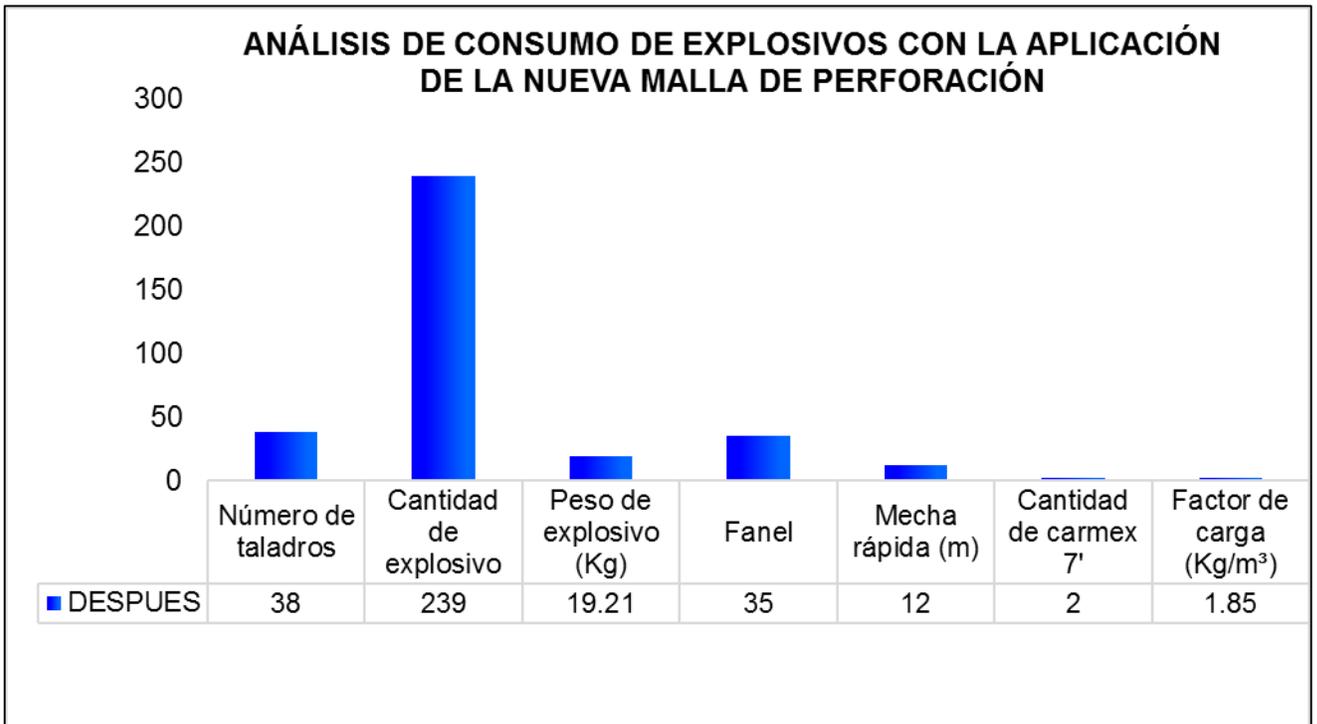
La tabla N° 13 describe el consumo de explosivos de la malla de perforación actual, así como la cantidad y el costo total es de S./ 216.04 nuevos soles.

Tabla 13: Consumo de explosivos mediante la aplicación de la malla de perforación anterior.

VOLADURA	Unidad	S./Unid.	Unid./Tal.	S./Tal	S/. x DISP.	\$/. x DISP.
DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	Car	0.60	30	18.07	18.07	
DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	Car	0.70	196	137.28	137.28	
FANEL	pza	5.02	35	175.74	175.74	
CARMEX DE 7" (2.10 M)	pza	2.18	2	4.36	4.36	
CARMEX DE 7" (2.40 M)	pza	2.35	0	0.00	0.00	
CORDON DETONANTE 5 P	Mto	0.79	12	9.49	9.49	
MECHA RAPIDA	pza	1.50	12	18.00	18.00	
TOTAL VOLADURA					362.94	216.04 63.17

Fuente: Elaboración propia.

Figura 29: Análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación propuesta.

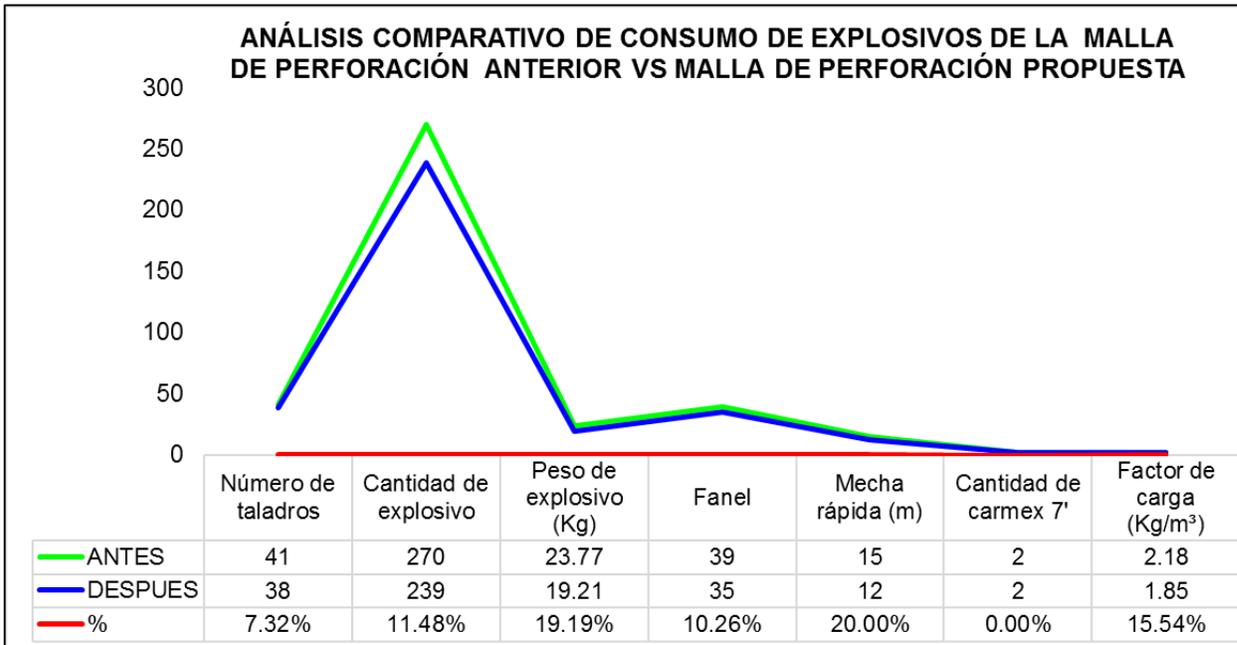


Fuente: Elaboración propia.

4.4.4. ANÁLISIS DE CONSUMO DE EXPLOSIVO MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR VS MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA

Mediante el siguiente gráfico se muestra la cantidad de número de taladros reducidos en el frente de avance la cual es 3 taladros, la cantidad de explosivos de 270 cartuchos a 239 cartuchos, así como los accesorios de voladura y el factor de carga.

Figura 30: Análisis del consumo de explosivo de la malla de perforación propuesta.



Fuente: Elaboración propia.

4.5. RESULTADO DE LA OPTIMIZACIÓN DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA

4.5.1. ESTRUCTURA DE PRECIO UNITARIO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN ANTERIOR

Tabla 14: Estructura del precio unitario - Malla de perforación anterior.

ESTRUCTURA DE COSTOS CRUCERO,GALERIA 8' x 8' CONVENCIONAL LIMPIEZA C/PALA 21 B (EN DESMONTE)							
Unidad Operativa							
Sección de Crucero	2.40	2.40			T. de Cambio	3.42	
Longitud de Barra	6	pies			Tipo de Roca	III B	
Longitud de perforacion	1.55	pies			Pies Perforados	246	Pies
Taladros Perforados.	41	tal			Eficiencia de Per	92%	
Taladros de alivio	3	tal			Eficiencia de Vo	92%	
Taladros de servicio	2	tal			Peso específico	2.70	Ton/m3
Taladros Cargados	39	tal			Volumen Dispar.	8.93	m3
Longitud Efectiva Avance	1.55	m			Toneladas por D	24.11	tms
Leyes sociales Obreros	136.38%				Factor de Carga	1.860	kg/m3
Leyes Sociales Empleados	0.00%				Factor de Carga	14.05	kg/m
1.- MÃO DE OBRA	CANT	Salario (\$/-)	B+BB+SS	Inc.(%)	S/. X DISP.	S./m	US\$/M
Personal directo.							
Maestro Perforista	1	64.03	87.32	100%	151.35		
Ayudante Perforista	1.75	56.67	77.29	100%	234.42		
Peon Mina	1	54.65	74.53	100%	129.18		
TOTAL MANO DE OBRA					514.96	332.23	97.14
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Unidad	CNT/Tareas	P.U. S./	Rend/Tareas	S/. X DISP.		
Mameluco	pza	3.75	52.30	180.00	1.09		
Ropa de agua	jgo	3.75	150.00	60.00	9.38		
Bota de jebe	par	3.75	58.89	90.00	2.45		
Correa seguridad	pza	3.75	6.62	360.00	0.07		
Guante de Neoprene 14" p/perforista	par	3.75	8.06	15.00	2.02		
Casco minero T/ sombrero color rojo	pza	3.75	29.33	360.00	0.31		
Protector auditivo min 25 db reusable 3m 1270	pza	3.75	2.52	30.00	0.32		
Correa de barbilla (Barbiquejo)	pza	3.75	2.83	90.00	0.12		
Tafilite para protector	pza	3.75	9.11	180.00	0.19		
Lentes de seguridad Malla	pza	3.75	4.57	180.00	0.10		
Cartucho para respirador	pza	3.75	8.02	12.00	2.51		
Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	3.75	58.19	180.00	1.21		
Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	3.75	24.74	30.00	3.09		
Cargador de Lampara Minera (+ 30% mantto)	pza	3.75	51.68	730.00	0.27		
Lampara	pza	3.75	172.28	730.00	0.89		
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					23.99	15.48	4.53
3.- VOLADURA	Unidad	S./Unid.	Unid./Tal.	S./Tal	S/. X DISP.		
DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	Car	0.60	25	15.06	15.06		
DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	Car	0.70	245	171.60	171.60		
FANEL	pza	5.02	39	195.83	195.83		
CARMEX DE 7" (2.10 M)	pza	2.18	0	0.00	0.00		
CARMEX DE 7" (2.40 M)	pza	2.35	2	4.69	4.69		
CORDON DETONANTE 5 P	Mto	0.79	15	11.86	11.86		
MECHA RAPIDA	pza	1.50	15	22.49	22.49		
TOTAL VOLADURA					421.53	271.96	79.52
4.- PERFORACIÓN	Unidad	P.U. S./	V.U.(pies)	P.Perf	S/. X DISP.		
Broca Conica 11º de 36 MM N/P 90509968	PP	63.93	350.00	246.00	17.97		
Broca Conica 11º de 38 MM N/P 90509966	PP	67.48	350.00	246.00	28.46		
Broca Rimadora 6 64MM N/P 90510459	PP	644.24	400.00	18.00	28.99		
Barra Conica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217.52	1200.00	246.00	26.76		
Barra Conica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193.03	1200.00	6.00	0.97		
Barra Conica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284.79	1200.00	246.00	23.35		
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438.10	1500.00	18.00	3.15		
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460.64	1500.00	18.00	2.21		
Manguera 1" (25 m)	m	156.25	90.00	1.00	1.74		
Manguera 1/2" (25 m)	m	71.25	90.00	1.00	0.79		
Aceite perforacion	Gln	24.79	500.00	246.00	12.20		
TOTAL PERFORACIÓN					146.58	94.57	27.65
5.- HERRAMIENTAS	Unidad	CNT	P.U. S./	Rend.(# disp)	S/. X DISP.		
Abrazadera de 1"	pza	1	6.30	30.00	0.21		
Abrazadera de 1/2"	pza	1	4.70	30.00	0.16		
Atacador	pza	1	10.50	60.00	0.18		
Barretilla (6, 8, 10 pies)	jgo	2	144.00	180.00	1.60		
Comba	pza	2	17.26	180.00	0.19		
Cucharilla	pza	1	3.00	200.00	0.02		
Flexometro metalico de 5m	pza	1	10.11	45.00	0.22		
Llave 14"	pza	1	80.00	360.00	0.22		
Pico de Acero de dos puntas	pza	1	29.15	180.00	0.16		
Pintura Spray Rojo	lat	1	7.84	7.00	1.12		
Punzon cebo	pza	1	5.34	180.00	0.03		
Sacabarreno	pza	1	7.00	200.00	0.04		
Soplete	pza	1	120.00	360.00	0.33		
Lampa Minera tipo cuchara	pza	2	15.84	60.00	0.53		
Guiador	pza	3	10.50	60.00	0.53		
Encendedor	pza	1	1.00	45.00	0.02		
TOTAL HERRAMIENTAS					5.55	3.58	1.05
6.- EQUIPOS	Unidad	Cant	Precio	Rend.(# disp)	S/. X DISP.		
Perforadora	PP	12436.59	100000.00	246.00	30.59		
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705.61	100000.00	246.00	21.42		
TOTAL MATERIALES					52.0	33.55	9.81
SUB TOTAL DE COSTOS DIRECTOS					1,164.62	751.37	219.70
Articulos de Dormir	3.75			0.499	1.27		0.35
Medicinas	2%			515.0	10.30		1.94
Imprevistos	5%			1164.6	58.23		10.98
Utilidad	10%				75.14		21.97
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS					120.56		35.25
COSTO UNITARIO DIRECTO S./M						871.93	254.95

Fuente: Elaboración Propia.

4.5.2. ESTRUCTURA DE PRECIO UNITARIO PARA LA NUEVA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA

Tabla 15: Estructura del precio unitario - Malla de perforación propuesta.

ESTRUCTURA DE COSTOS CRUCERO, GALERIA 8' x 8' CONVENCIONAL LIMPIEZA C/PALA 21 B (EN DESMONTE)							
Unidad Operativa							
Sección de Crucero	2.40	2.40		T. de Cambio	3.42		
Longitud de Barra	6	pies		Tipo de Roca	III B		
Longitud de perforacion	1.68	pies		Pies Perforados	228	Pies	
Taladros Perforados.	38	tal		Eficiencia de Perforac	92%		
Taladros de alivio	3	tal		Eficiencia de Voladura	92%		
Taladros de servicio	2	tal		Peso especifico	2.70	Ton/m3	
Taladros Cargados	35	tal		Volumen Disparado	9.68	m3	
Longitud Efectiva Avance	1.68	m		Toneladas por Disparc	26.13	tms	
Leyes sociales Obreros	136.38%			Factor de Carga	2.08	kg/m3	
Leyes Sociales Empleados	0.00%			Factor de Carga Linea	10.55	kg/m	
1.- MANO DE OBRA	CANT	Salario (S./)	B+BB+S\$	Inc.(%)	S/. X DISP.	S./m	US\$/M
Personal directo.							
Maestro Perforista	1	64.03	87.32	100%	151.35		
Ayudante Perforista	1.75	56.67	77.29	100%	234.42		
Peon Mina	1	54.65	74.53	100%	129.18		
MANO DE OBRA					514.96	306.52	89.63
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Unidad	CNT/Tareas	P.U S./	Rend/Tareas	S/. X DISP.		
Mameluco	pza	3.75	52.30	180.00	1.09		
Ropa de agua	jgo	3.75	150.00	60.00	9.38		
Bota de jebe	par	3.75	58.89	90.00	2.45		
Correa seguridad	pza	3.75	6.62	360.00	0.07		
Guante de Neoprene 14" p/perforista	par	3.75	8.06	15.00	2.02		
Casco minero T/ sombrero color rojo	pza	3.75	29.33	360.00	0.31		
Protector auditivo min 25 db reusable 3m 1270	pza	3.75	2.52	30.00	0.32		
Correa de barbilla (Barbiquejo)	pza	3.75	2.83	90.00	0.12		
Taflete para protector	pza	3.75	9.11	180.00	0.19		
Lentes de seguridad Malla	pza	3.75	4.57	180.00	0.10		
Cartucho para respirador	pza	3.75	8.02	12.00	2.51		
Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	3.75	58.19	180.00	1.21		
Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	3.75	24.74	30.00	3.09		
Cargador de Lampara Minera (+ 30% manto)	pza	3.75	51.68	730.00	0.27		
Lampara	pza	3.75	172.28	730.00	0.89		
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					23.99	14.28	4.18
3.- VOLADURA	Unidad	S./Unid.	Unid./Tal.	S./Tal	S/. x DISP.		
DINAMITA EXADIT AL 45% DE 7/8" X 7"	Car	0.60	30	18.07	18.07		
DINAMITA SEMEXSA AL 65% DE 7/8" X 7"	Car	0.70	196	137.28	137.28		
FANEL	pza	5.02	35	175.74	175.74		
CARMEX DE 7" (2.10 M)	pza	2.18	2	4.36	4.36		
CARMEX DE 7" (2.40 M)	pza	2.35	0	0.00	0.00		
CORDON DETONANTE 5 P	Mto	0.79	12	9.49	9.49		
MECHA RAPIDA	pza	1.50	12	18.00	18.00		
TOTAL VOLADURA					362.94	216.04	63.17
4.- PERFORACIÓN	Unidad	P.U. S./	V.U.(pies)	P.Perf	S/. X DISP.		
Broca Conica 11° de 36 MM N/P 90509968	PP	63.93	350.00	228.00	16.66		
Broca Conica 11° de 38 MM N/P 90509966	PP	67.48	350.00	228.00	26.37		
Broca Rimadora 6 64MM N/P 90510459	PP	644.24	400.00	18.00	28.99		
Barra Conica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	PP	217.52	1200.00	228.00	24.80		
Barra Conica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	PP	193.03	1200.00	6.00	0.97		
Barra Conica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	PP	284.79	1200.00	228.00	21.64		
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	PP	438.10	1500.00	18.00	3.15		
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	PP	460.64	1500.00	18.00	2.21		
Manguera 1" (25 m)	m	156.25	90.00	1.00	1.74		
Manguera 1/2" (25 m)	m	71.25	90.00	1.00	0.79		
Aceite perforacion	Gln	24.79	500.00	228.00	11.30		
TOTAL PERFORACIÓN					138.63	82.52	24.13
5.- HERRAMIENTAS	Unidad	CNT	P.U. S./	Rend.(# disp)	S/. X DISP.		
Abrazadera de 1"	pza	1	6.30	30.00	0.21		
Abrazadera de 1/2"	pza	1	4.70	30.00	0.16		
Atacador	pza	1	10.50	60.00	0.18		
Barretilla (6, 8, 10 pies)	jgo	2	144.00	180.00	1.60		
Comba	pza	2	17.26	180.00	0.19		
Cucharilla	pza	1	3.00	200.00	0.02		
Flexometro metalico de 5m	pza	1	10.11	45.00	0.22		
Llave 14"	pza	1	80.00	360.00	0.22		
Pico de Acero de dos puntas	pza	1	29.15	180.00	0.16		
Pintura Spray Rojo	lat	1	7.84	7.00	1.12		
Punzon cebo	pza	1	5.34	180.00	0.03		
Sacabarreno	pza	1	7.00	200.00	0.04		
Soplete	pza	1	120.00	360.00	0.33		
Lampa Minera tipo cuchara	pza	2	15.84	60.00	0.53		
Guiador	pza	3	10.50	60.00	0.53		
Encendedor	pza	1	1.00	45.00	0.02		
TOTAL HERRAMIENTAS					5.55	3.30	0.97
6.- EQUIPOS	Unidad	Cant	Precio	Rend.(# disp)	S/. X DISP.		
Perforadora	PP	12436.59	100000.00	228.00	28.36		
Mantenimiento Perforadora (70%)	PP	8705.61	100000.00	228.00	19.85		
TOTAL MATERIALES					48.2	28.69	8.39
SUB TOTAL DE COSTOS DIRECTOS					1,094.27	651.35	190.45
Articulos de Dormir	3.75			0.499	1.87	1.11	0.33
Medicinas	2%			515.0	10.30	6.13	1.79
Imprevistos	5%			1094.3	54.71	32.57	9.52
Utilidad	10%					65.14	19.05
TOTAL DE COSTOS DIRECTOS						104.95	30.69
COSTO UNITARIO DIRECTO S./M						756.30	221.14

Fuente: Elaboración Propia.

4.5.3. RESULTADOS COMPARATIVOS EN EL CICLO DE MINADO

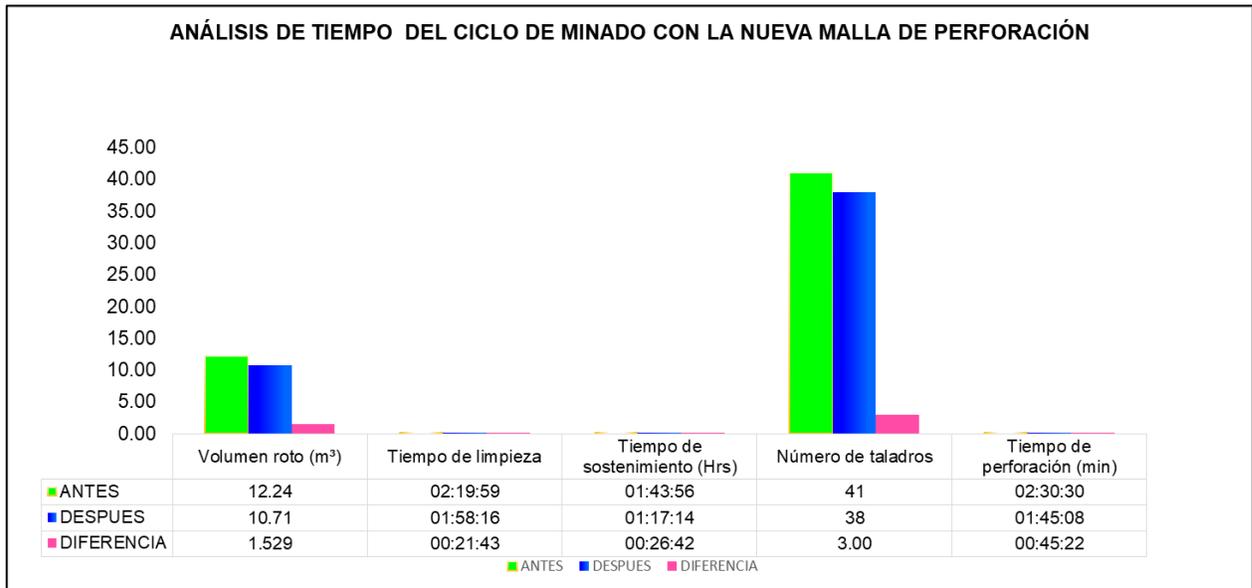
Mediante la aplicación de la nueva malla de perforación se llegó a obtener resultados óptimos, dicho resultado nos permite reducir tiempos en las actividades del ciclo de minado y de esta manera se llegó a optimizar los costos en las operaciones. En el siguiente cuadro podremos observar la reducción de tiempos que se dio en algunas actividades y los controles que se dieron en perforación y voladura.

Tabla 16: Resultado comparativo en el ciclo de minado.

DESCRIPCIÓN	ANTES	DESPUÉS	DIFERENCIA	%
Volumen roto (m ³)	12.24	10.71	1.529	12.50%
Tiempo de limpieza	02:19:59	01:58:16	00:21:43	15.51%
Tiempo de sostenimiento (Hrs)	01:43:56	01:17:14	00:26:42	25.69%
Número de taladros	41	38	3.00	7.32%
Tiempo de perforación (min)	02:30:30	01:45:08	00:45:22	30.14%
Cantidad de explosivo	270	239	31	11.48%
Peso de explosivo (Kg)	23.77	19.21	4.56	19.19%
Fanel	39	35	4.00	10.26%
Mecha rápida (m)	15	12	3	20.00%
Cantidad de carmex 7'	2	2	0	0.00%
Factor de carga (Kg/m ³)	1.94	1.79	0.15	7.65%

Fuente: Elaboración propia.

Figura 31: Resultado comparativo en el ciclo de minado.



Fuente: Elaboración propia.

4.5.4. ANÁLISIS ECONÓMICO DEL CRUCERO XC10654-NW

El proyecto en ejecución, crucero XC 10654-NW, tiene en cuenta el análisis económico, dicho análisis permite analizar la estructura de los costos dando a lugar los cambios necesarios en cuanto a su realización, en la tabla N° 13 se muestra los resultados obtenidos con la malla de perforación trabajada anteriormente y el propuesto, dichos costos están expresados en soles por metro lineal.

4.5.4.1. Estructura del precio unitario de la malla anterior

Tabla 17: Estructura de costo crucero galería 8' x 8' convencional (Anterior).

ESTRUCTURA DE COSTO CRUCERO GALERÍA 8' x 8' CONVENCIONAL (ANTERIOR)		
LIMPIEZA C/PALA 21 B (EN DESMONTE)		
	DESCRIPCIÓN	TOTAL S./m
1.- MANO DE OBRA		
	COSTO DE MANO DE OBRA - OBREROS	332.23
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		
	TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	15.48
3.-VOLADURA		
	TOTAL VOLADURA	271.96
4.-PERFORACIÓN		
	TOTAL PERFORACIÓN	94.57
5.-HERRAMIENTAS		
	TOTAL HERRAMIENTAS	3.58
6.- EQUIPOS		
	TOTAL EQUIPOS	33.55
SUB TOTAL DE COSTOS DIRECTOS		
	TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	120.56
COSTO TOTAL UNITARIO DIRECTO S./m		871.928

Fuente: Elaboración propia.

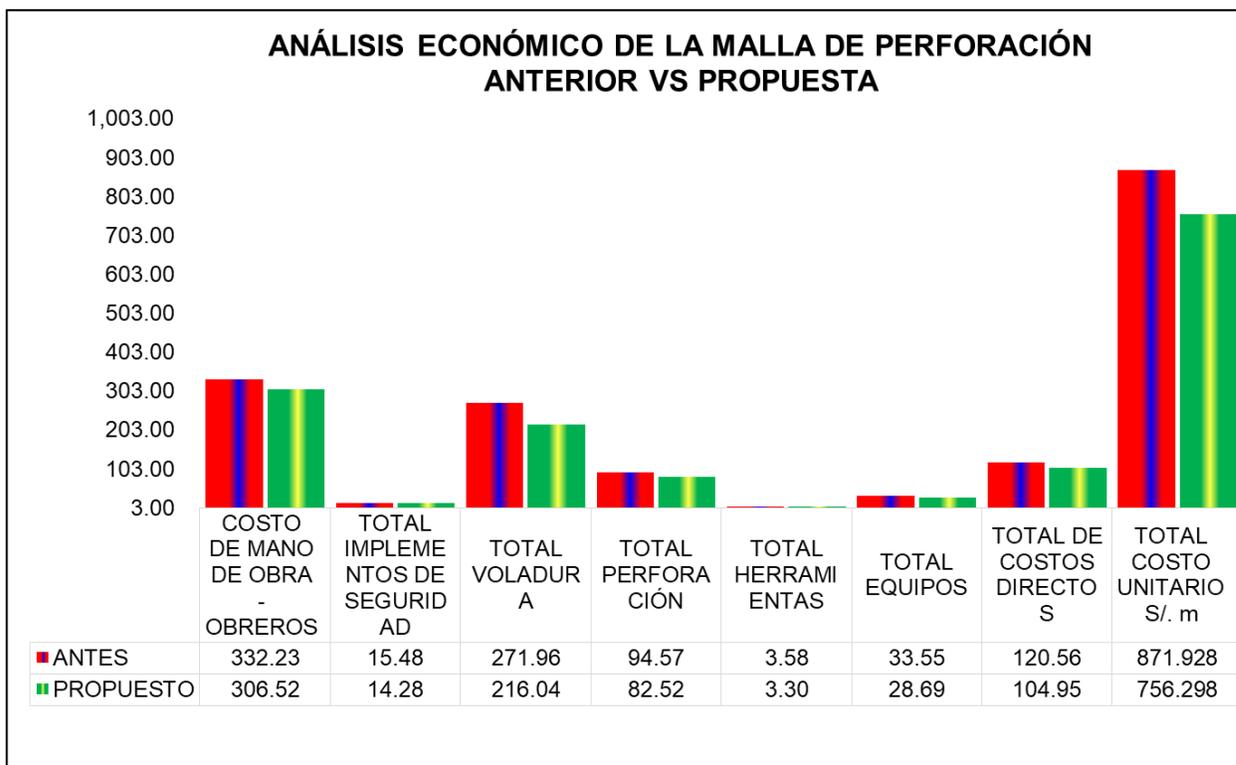
4.5.4.2. Estructura del precio unitario de la malla de perforación propuesta

Tabla 18: Estructura de costo crucero galería 8' x 8' convencional (propuesta).

ESTRUCTURA DE COSTO CRUCERO GALERÍA 8' x 8' CONVENCIONAL (PROPUESTA)		
LIMPIEZA C/PALA 21 B (EN DESMONTE)		
DESCRIPCIÓN		TOTAL S./m
1.- MANO DE OBRA		
	COSTO DE MANO DE OBRA - OBREROS	306.52
2.- IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		
	TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	14.28
3.-VOLADURA		
	TOTAL VOLADURA	216.04
4.-PERFORACIÓN		
	TOTAL PERFORACIÓN	82.52
5.-HERRAMIENTAS		
	TOTAL HERRAMIENTAS	3.30
6.- EQUIPOS		
	TOTAL EQUIPOS	28.69
SUB TOTAL DE COSTOS DIRECTOS		
	TOTAL DE COSTOS DIRECTOS	104.95
TOTAL COSTO UNITARIO S/. m		756.30

Fuente: Elaboración propia.

Figura 32: Análisis económico de la malla de perforación anterior vs propuesta.



Fuente: Elaboración Propia.

4.5.5. INDICADORES

a. Cumplimiento del programa mensual

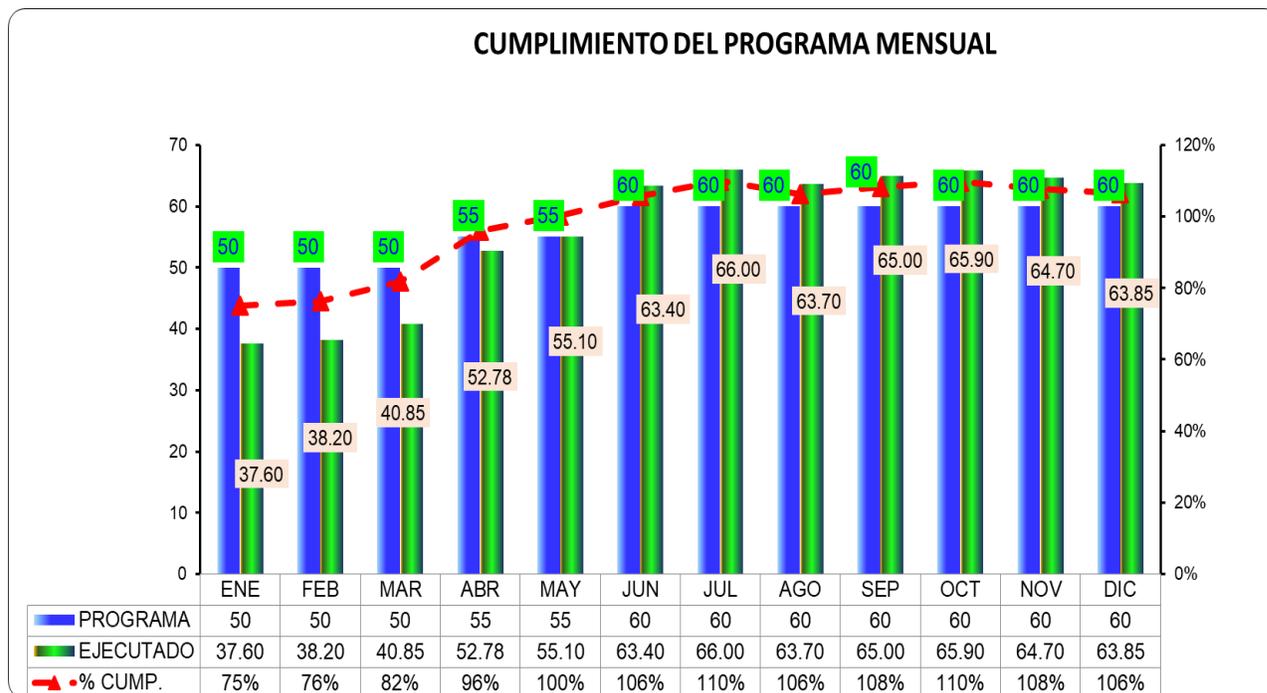
Con el nuevo diseño de malla de perforación aplicada en el cruce Xc 10654-NW, durante los 8 meses de trabajo se obtuvieron mejoras en cumplimiento del programa mensual.

Tabla 19: Cumplimiento del programa mensual.

DESCRIPCIÓN	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
PROGRAMA	50	50	50	55	55	60	60	60	60	60	60	60
EJECUTADO	37.60	38.20	40.85	52.78	55.10	63.40	66.00	63.70	65.00	65.90	64.70	63.85
% CUMP.	75%	76%	82%	96%	100%	106%	110%	106%	108%	110%	108%	106%

Fuente: Elaboración propia.

Figura 33: Cumplimiento del programa mensual.



Fuente: Elaboración Propia.

b. Número de disparos realizados

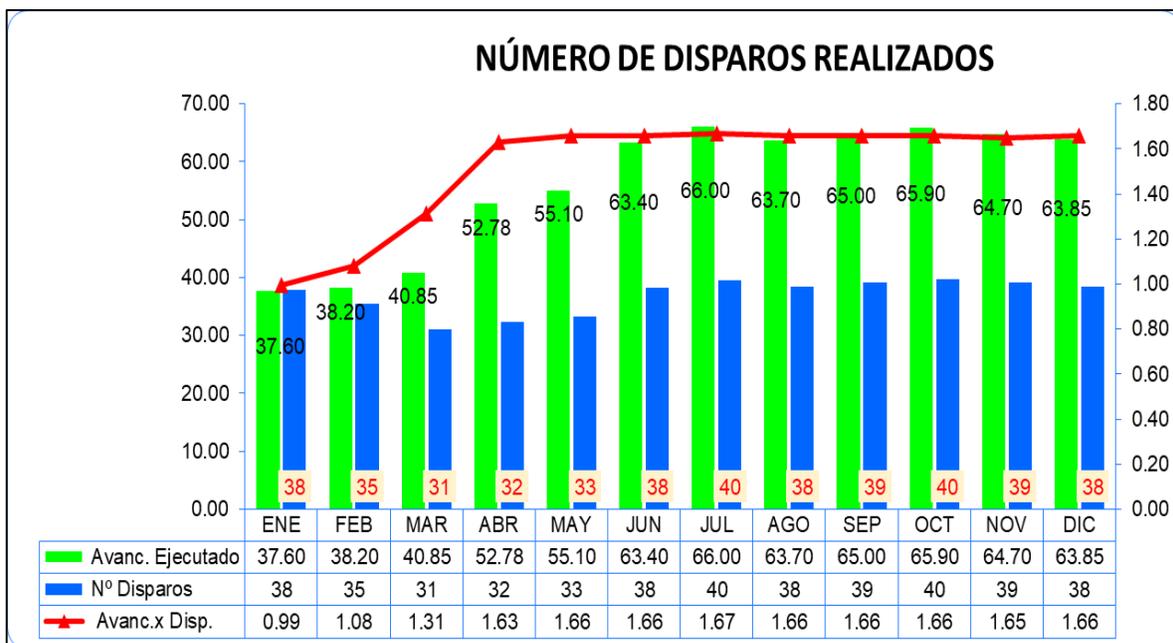
Mediante la aplicación de la nueva malla de perforación se consiguió mayor número de disparos efectivos, estos disparos influirán directamente en el avance lineal, estos resultados harán que se tenga una valorización mensual rentable en cuanto al avance lineal.

Tabla 20: Cantidad de disparos realizado por mes.

Descripción	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
Avanc/ Disp	37.60	38.20	40.85	52.78	55.10	63.40	66.00	63.70	65.00	65.90	64.70	63.85
Nº Disp.	38	35	31	32	33	38	40	38	39	40	39	38

Fuente: Elaboración propia.

Figura 34: Cantidad de disparos realizados al mes.



Fuente: Elaboración Propia.

c. Avance por disparo ejecutado y avance por disparo perdido

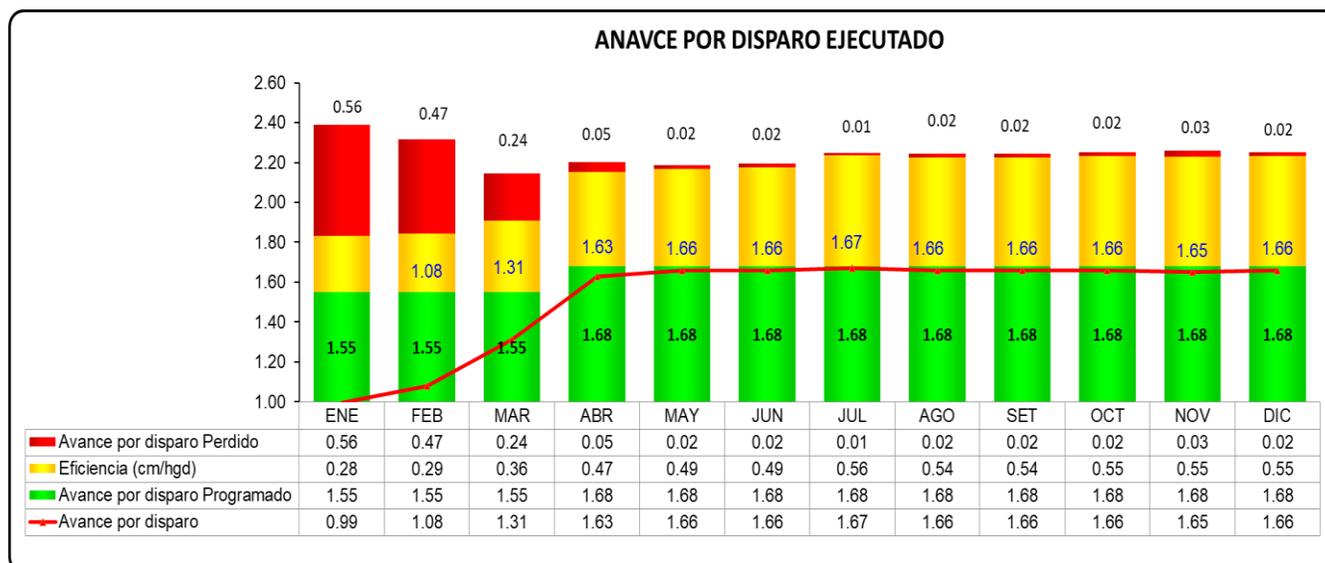
Mediante este indicador se puede observar el avance programado a obtener en la labor por disparo, también muestra el avance promedio perdido durante los primeros 4 meses es de 0.26 cm, durante los siguientes ocho meses se tiene una pérdida promedio de 0.02 cm por mes.

Tabla 21: Avance por disparo ejecutado y avance por disparo perdido.

Descripción	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
Avance por disparo	0.99	1.08	1.31	1.63	1.66	1.66	1.67	1.66	1.66	1.66	1.65	1.66
Avance por disparo Programado	1.55	1.55	1.55	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68	1.68
Eficiencia (m/hgd)	0.28	0.29	0.36	0.47	0.49	0.49	0.56	0.54	0.54	0.55	0.55	0.55
Avance por disparo Perdido	0.56	0.47	0.24	0.05	0.02	0.02	0.01	0.02	0.02	0.02	0.03	0.02

Fuente: Elaboración propia.

Figura 35: Avance por disparo ejecutado y avance por disparo perdido.



Fuente: Elaboración Propia.

d. Eficiencia por hombre guardia

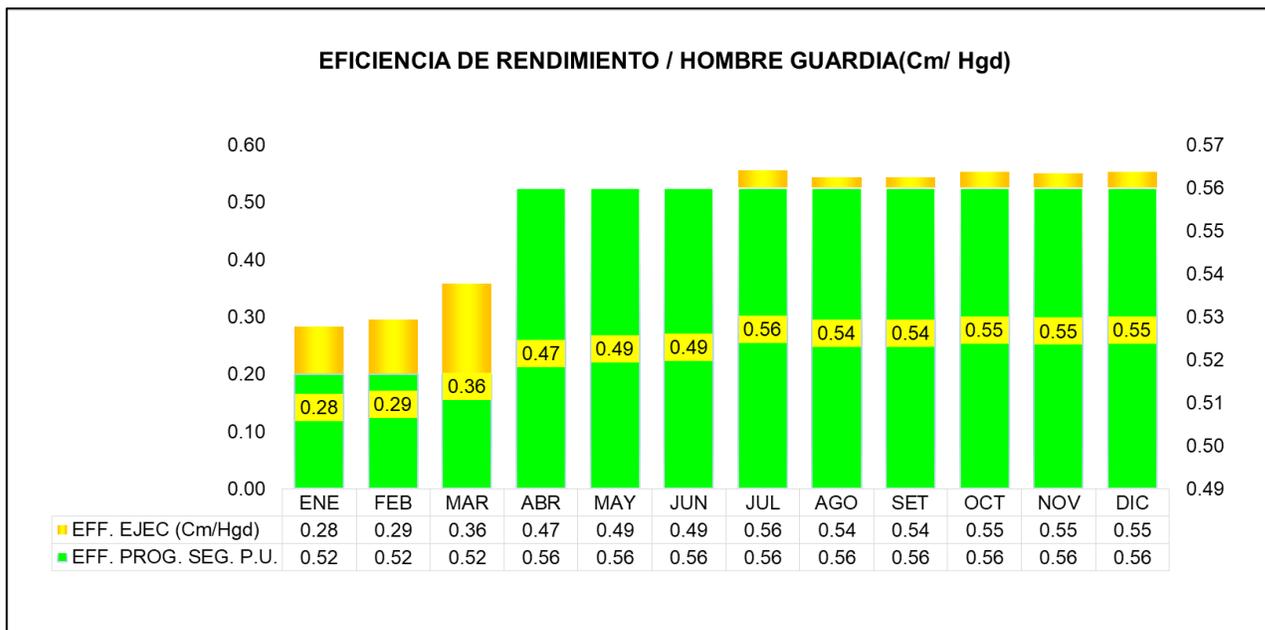
La eficiencia por guardia es un indicador de mucha importancia, ya que dicha eficiencia nos muestra el rendimiento que tiene cada hombre en el cruceo XC 10654-NW, según nuestro precio unitario en los primeros meses de ejecución del proyecto estamos por debajo con una eficiencia del 79%, los ocho meses siguientes se ve un crecimiento, alcanzado el 92% el cual es óptimo.

Tabla 22: Eficiencia por hombre guardia.

DESCRIPCIÓN	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC
EFF. EJEC (m/Hgd)	0.28	0.29	0.36	0.47	0.49	0.49	0.56	0.54	0.54	0.55	0.55	0.55
EFF.PROG (m/Hgd)	0.33	0.36	0.44	0.54	0.55	0.55	0.56	0.55	0.55	0.55	0.55	0.55

Fuente: Elaboración propia.

Figura 36: Eficiencia por hombre guardia.



Fuente: Elaboración Propia.

e. Incidencia de disparo fallado

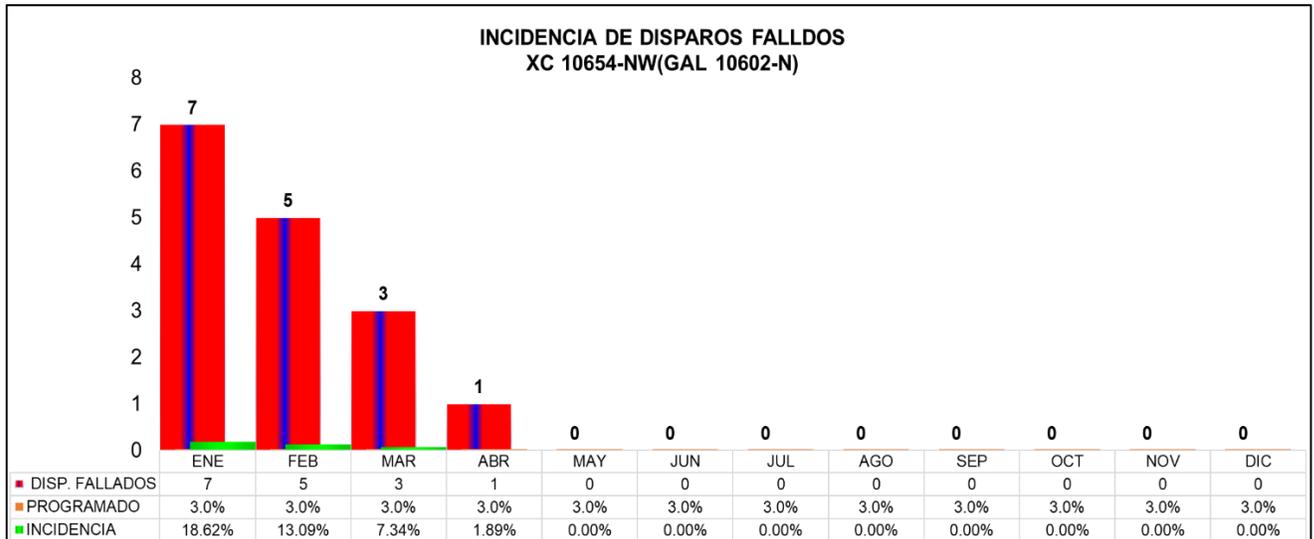
La incidencia de disparos fallados es un factor importante, el cual nos permite conocer la calidad del diseño de malla y el control de la carga explosiva que se está llevando, en los últimos meses se ha podido controlar, debido a las capacitaciones brindadas, obteniendo como resultado una incidencia menor al 3% en los ocho últimos meses.

Tabla 23: Incidencia disparos realizados.

DESCRIPCIÓN	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC
DISP. FALL.	7	5	3	1	0	0	0	0	0	0	0	0
PROGRAMADO	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%	3.0%
INCIDENCIA	18.62%	13.09%	7.34%	1.89%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%	0.00%

Fuente: Elaboración propia.

Figura 37: Incidencia disparos fallados.



Fuente: Elaboración Propia.

f. Sobrerotura

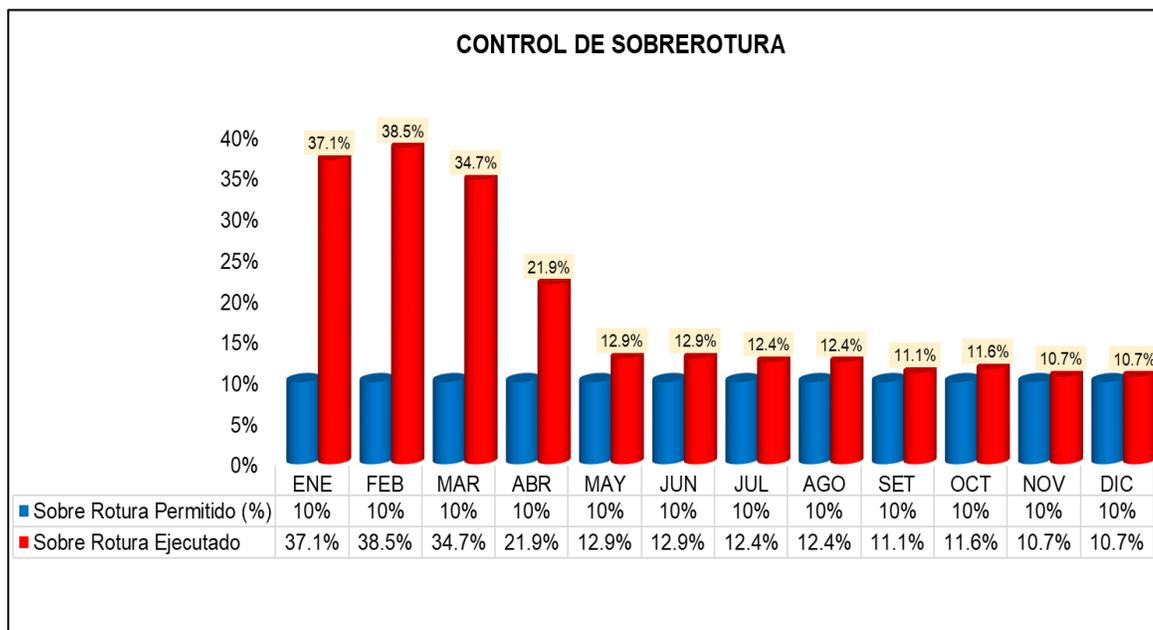
Controlar la sobre rotura generada al realizar una excavación está ligada a la malla de perforación empleada y a la cantidad de explosivo utilizado, todo ello teniendo en cuenta el tipo de roca. El control de la sobre rotura en los últimos meses nos ha ayudado a agilizar el ciclo de minado, debido a la reducción de tiempos en desatado y limpieza del frente.

Tabla 24: Cuadro de sobrerotura.

Mes	LABOR: XC 10654-NW(GAL 10602-N)				SOBRE ROTURA	
	Sección programada		Sección ejecutada		Sobre Rotura Permitido (%)	Sobre Rotura Ejecutado
	Ancho (m)	Alto (m)	Ancho (m)	Alto (m)		
ENE	2.40	2.40	2.79	2.83	10%	37.1%
FEB	2.40	2.40	2.80	2.85	10%	38.5%
MAR	2.40	2.40	2.77	2.80	10%	34.7%
ABR	2.40	2.40	2.66	2.64	10%	21.9%
MAY	2.40	2.40	2.55	2.55	10%	12.9%
JUN	2.40	2.40	2.56	2.54	10%	12.9%
JUL	2.40	2.40	2.52	2.57	10%	12.4%
AGO	2.40	2.40	2.50	2.59	10%	12.4%
SET	2.40	2.40	2.50	2.56	10%	11.1%
OCT	2.40	2.40	2.52	2.55	10%	11.6%
NOV	2.40	2.40	2.50	2.55	10%	10.7%
DIC	2.40	2.40	2.49	2.56	10%	10.7%

Fuente: Elaboración propia.

Figura 38: Cuadro de sobrerotura.



Fuente: Elaboración propia.

CONCLUSIONES

1. A través de la optimización del estándar de perforación y voladura, se logró reducir el costo unitario total de mina de 871.93 S/.m a 756.31 S/.m es decir una reducción del 13.26% en comparación con lo que se venía obteniendo, además se controla mejor la sobre rotura; esto nos permite cumplir mejor el programa mensual de avance.
2. De acuerdo a la evaluación geomecánica del macizo rocoso se determinó el tipo de roca, la cual es un III B de RMR 47, estos datos obtenidos se tomarán para realizar un diseño de malla de perforación y la selección del explosivo en el XC 10654-NW, dando a lugar al control de la sobrerotura de un promedio de 36.8% a 11.8%, durante la ejecución del proyecto.
3. En el nuevo diseño de malla de perforación se implementó el arranque cilíndrico con tres taladros rimados de un diámetro de 64 mm y tres taladros perforados para ser cargos de un diámetro de 38 mm, el cual permite generar mejor la cara libre para la etapa de voladura.
4. Mediante la aplicación del modelo matemático de Holmerg se logró una mejor distribución de taladros, lo cual influyó en la reducción de tres taladros, de un total de 41 se pasó a 38 taladros, asimismo se mejoró el rendimiento por hombre guardia con un promedio de 0.55 m/Hgd dichos indicadores están dentro de los parámetros del precio unitario, lo cual incide en la reducción de los costos unitarios.
5. Con la implementación del nuevo diseño de la malla se ha logrado reducir el consumo de explosivos de S/.271.96 a S/. 216.04 así como la disminución del factor de carga de 1.94 Kg/m³ a 1.79 Kg/m³.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda la revisión de los diferentes estándares que incidan en la producción, ya que por medio de estos se podrá evaluar y detectar las falencias en nuestras operaciones.
2. Realizar mapeos y estudios geomecánicos permanentemente, con el fin de obtener datos actualizados del macizo rocoso; dichos datos inciden en la malla adecuada de perforación para obtener un avance eficiente.
3. Se recomienda realizar cálculos con modelos matemáticos para determinar el burden y espaciamiento, luego diseñar la malla de perforación.
4. Para obtener un buen resultado es recomendable realizar el seguimiento y control en cuanto a perforación y voladura, además, el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remanente.
5. Hacer uso de explosivo de baja potencia en la corona con el fin de evitar que se realce la labor (sobrerotura) y produciendo condiciones inseguras, además de generar un mayor tiempo en algunas actividades para cumplir el ciclo de minado.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Jáuregui, O. Reducción de los costos operativos en Mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura: Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Pontificia Universidad Católica del Perú Lima ,2009.
2. Loza, R. Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa minera aurífera Retamas S.A. La Libertad: Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann Tacna ,2013.
3. Llanco, J. y Yasser, S. Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CIA Consorcio Minero Horizonte-U/P Culebrita: Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional de Huancavelica, 2012.
4. EXSA, (2005). "Manual Práctico de Voladura", Lima-Perú, 4ta Edición estudio Capítulo 10-12-14.
5. Ojeda, M. Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia, 2007.
6. Chambi, A. Optimización de perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.C. Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional del Altiplano, 2011.
7. Quezada, U. Optimización de perforación y voladura aplicando el modelo matemático de Roger Holmberg en frentes de 3.50 m x 3.00 m en roca tipo II veta Papagayo. mina poderosa: Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad de Trujillo, 2017.
8. De La Cruz, G. "Optimización de costos en perforación y voladura estandarizando malla para sección 2.40m. x 2.40m. en La Empresa Cáncer E.I.R.L. – MARSÁ": Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad de Trujillo, 2018.
9. López Jimeno. Manual de Perforación y Voladura de Rocas, 2003.
10. Geología. Geología Regional, Local, Estructural, Minera Aurífera Retamas S.A., 2017.
11. Planeamiento Mina. Costos Unitarios de laboreo, Minera Aurífera Retamas S.A., 2017.
12. Geomecánica Mina. Perforación y Voladura, Minera Aurífera Retamas S.A., 2018.
13. Holmberg, R. Cálculos de carga para túneles, Underground Mining Methods Handbook, SME, Nueva York, 1982.
14. Flores, M. Optimización de los costos operativos de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la C.M. Chambi-Mina Rinconada: Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional del Altiplano, 2013.
15. Cataldo, A. Manuel de Investigación científica. Ed, Eximpress. Lima. pp .32, 1992.
16. Kerlinger, F. Investigación del comportamiento. Ed. Interamericano. México. pp. 114, 2002.
17. Oseda, D. Metodología de la Investigación. Ed. Pirámide. pp. 117, 2008.
18. Mayer, J. Metodología experimental. pp. 27, 2005.

19. Ary, D. Metodología estadística. pp. 68, 1993.
20. Restituto, S. Tesis doctoral u trabajo de investigación científica. Ed. Paraninfo. México. pp. 211, 2002.

ANEXOS

ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 25: Matriz de consistencia

MATRIZ DE CONSISTENCIA			
VARIABLES	PROBLEMA DE INVESTIGACION	OBJETIVOS	HIPÓTESIS
VI: perforación y voladura	¿Cómo influye la optimización de estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L – Minera Aurífera Retamas S.A.-2018?	Determinar en qué medida influye la optimización de estándares en perforación y voladura en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L - Minera Aurífera Retamas S.A – 2018.	La optimización de estándares en perforación y voladura influye significativamente en la reducción de costos operativos en el crucero XC 10654-NW (GAL 10602-N), Empresa especializada Mincotrall S.R.L - Minera Aurífera Retamas S.A – 2018.
	PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPÓTESIS ESPECIFICAS
VD: costos operativos	¿Cuál es el resultado de la evaluación del macizo rocoso para la optimización de los costos operativos?	Realizar la evaluación del macizo rocoso para la optimización de los costos operativos.	La evaluación del macizo rocoso influye en la sobre rotura la cual se vincula con la optimización de los costos operativos.
	¿Cómo influye la implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos?.	Evaluar la implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos.	La implementación del corte cilíndrico en la nueva malla de perforación influye en la creación eficiente de la cara libre para la optimización de los costos operativos.
	¿De qué manera incide la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos? ¿Cuál es el consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos?.	Determinar la incidencia de la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos. Cuantificar el consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación para la optimización de los costos operativos.	La aplicación de la nueva malla de perforación permite calcular mejor el burden y espaciamento lo que influye en la optimización de los costos operativos. El consumo de explosivos con la aplicación de la nueva malla de perforación permite optimizar los costos operativos debido al menor consumo de explosivo.

Fuente: Elaboración propia

ANEXO 2: FORMATO DE REPORTE DE OPERACIÓN

Figura 37: Formato de reporte de operación.



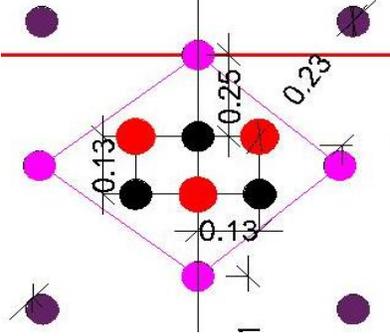
MINCOTRALL
MINERÍA CONSTRUCCIÓN Y TRANSPORTE

FORMATO DE REPORTE DE OPERACIÓN

FECHA: _____
 GUARDIA: _____
 LABOR:.....
 ZONA:.....
 NIVEL:.....
 LONG. PERF:.....
 LONG. AVANC:.....

PERSONAL	
CARGO	NOMBRE
MAESTRO PERFORISTA	
MAESTRO PERFORISTA	
AYUDANTE PERFORISTA	

DIAGRAMA DEL ARRANQUE



TIPO DE ROCA REGULAR 6 PIES

DATOS GENERALES			DISTRIBUCIÓN DE CARGA		CEBO		COLUMNA	
			N° TAL.	Cart.	Tipo	Cart.	Tipo	
SECCIÓN (m):	2.40 x 2.40		ARRANQUE	3	1	S	7	S
TIPO DE ROCA:	Regular		1 RA AYU. ARRANQUE	4	1	S	6	S
LOG. PERF:	1.68	m	2 DA AYU. ARRANQUE	4	1	S	6	S
F.C. (Kg/m3):	1.79		PRODUCCIÓN	5	1	S	6	S
N° TALADROS:	38		CUADRADORES	4	1	S	5	S
TAL. CARGADOS:	35		AYU. ARRASTRE	3	1	S	6	S
Ø DE TAL. ALIVIO:	64	mm	ARRASTRE	5	1	S	6	S
ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS			AYUD. CORONA	2	1	S	6	S
PENTACORD	12	m	CORONA	5	1	S	5	EX
CARMEX 2.1	2	uni.	TOTAL	35				
EXADIT 45%	30	cart.						
SEMEXSA 65%	209	cart.						
FANEL	35	Pza						
MECHA RAPIDO	12	Pza						
N° CART:	239	cart.						

Fuente: Elaboración propia.

ANEXO 3: PINTADO DE MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA, PINTADO DE LA CUADRÍCULA



Fuente: Foto propia.



Fuente: Foto propia.

ANEXO 4: USO DE GUIADORES DURANTE LA PERFORACIÓN, SIMETRÍA EN EL ARRANQUE DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTO



Fuente: Foto propia.



Fuente: Foto propia.

ANEXO 5: PREPARACIÓN DEL CEBO, DISTRIBUCIÓN DE LA CARGA EN EL ARRANQUE



Fuente: Foto propia.



Fuente: Foto propia

ANEXO 6: PREPARACIÓN DE TACOS A BASE DE DETRITOS, USO DE BOLSA DE AGUA PARA CARGUÍO DE LA CORONA

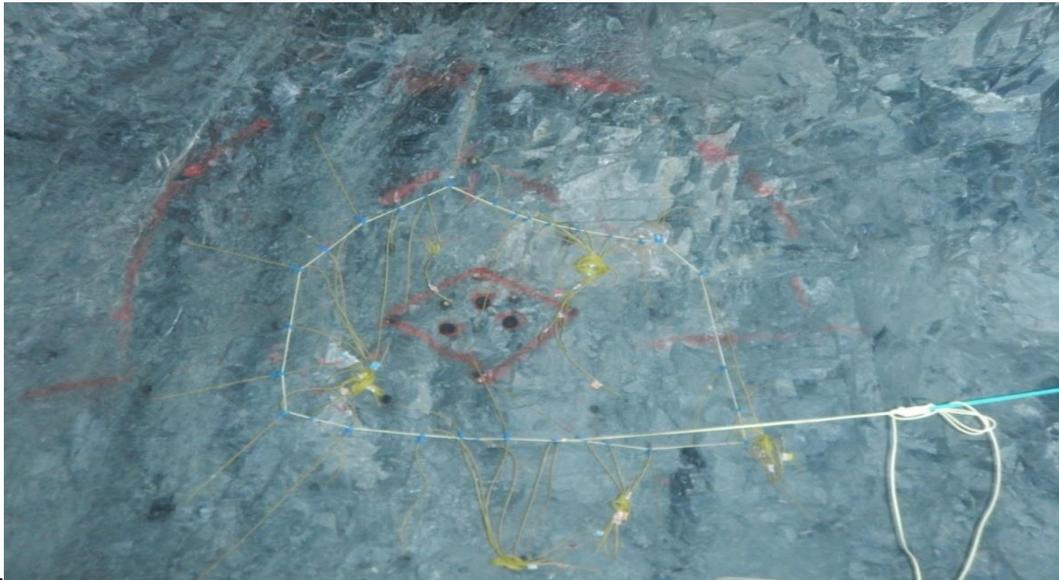


Fuente: Foto propia



Fuente: Foto propia.

ANEXO 7: FRENTE LISTO PARA LA INICIACIÓN DEL DISPARO, FRAGMENTACIÓN OBTENIDA CON LA MALLA DE PERFORACIÓN PROPUESTA



Fuente: Foto propia.



Fuente: Foto propia.

ANEXO 8: PLANO DE UBICACIÓN DEL XC 10654 – NW (GAL 10602-N)

ANEXO 1. MATRIZ DE CONSISTENCIA

