

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la unidad minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.-2018

Presentado por:

Edison Peña Quispe
Robert Cárdenas Enciso

Para Optar el Título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2022



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

“INCREMENTO DE AVANCE EN LAS LABORES HORIZONTALES CON EL CAMBIO DE ACCESORIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, EN LA UNIDAD MINERA SAN ANDRES MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.-2018”

Presentado por **Edison Peña Quispe** y **Robert Cárdenas Enciso**, para optar el
Titulo de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 20 de setiembre del 2022, ante el jurado evaluador:

Presidente:



Ing. Walquer Huacani Calsin

Primer Miembro:



Ing. Darwin Duhamel Loayza Encalada

Segundo Miembro:



Ing. Hilario Carrasco Kolque

Asesor:



Mag. Franklin Aguirre Huillcas

Agradecimiento

Agradezco rotundamente a toda la plana docente de la Facultad de Ingeniería de Minas de la UNAMBA-APURIMAC y a los ingenieros de la minera “Aurífera Retamas S.A”. Que nos brindaron su apoyo para poder realizar el proyecto de investigación; así mismo a nuestro asesor que nos brindó sus consejos y su apoyo.

Robert Cárdenas Enciso

Mi agradecimiento rotundo a la UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC y a los catedráticos de la Escuela Académica profesional de Ingeniería de Minas por las enseñanzas brindadas.

A la “Minera Aurífera Retamas S.A” y a cada uno de sus ingenieros por darnos la oportunidad de realizar nuestras prácticas profesionales y así complementar nuestra formación profesional.

Edison Peña Quispe



Dedicatoria

Este proyecto de tesis va dedicada a mis queridos padres quienes siempre me motivaron e hicieron de mí un hombre justo, a quienes quiero demasiado y a mis hermanos por su apoyo incondicional.

Robert Cárdenas Enciso

Este trabajo de investigación está dedicado a mis padres y familiares por brindarme su incondicional apoyo, que solo la familia entiende, lo que es dar demasiado sin recibir nada a cambio.

Edison Peña Quispe



“Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la unidad minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.-2018”

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	4
ABSTRACT	5
CAPÍTULO I	6
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	6
1.1. Descripción del problema	6
1.2. Enunciado del Problema	7
1.2.1. Problema General	7
1.2.2. Problema Específico	7
1.3. Justificación	7
CAPÍTULO II	9
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	9
2.1. Objetivos	9
2.1.1. Objetivo General	9
2.1.2. Objetivo Específico	9
2.2. Hipótesis de la Investigación (si corresponde por el tipo de investigación)	9
2.2.1. Hipótesis General	9
2.2.2. Hipótesis Específicas	10
2.3. Operacionalización de variables (variable, dimensiones, indicador e índice)	10
CAPÍTULO III	11
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	11
3.1. Antecedentes	11
3.1.1. Nivel Internacional	11
3.1.2. Nivel Nacional	12



3.1.3. Nivel Local	13
3.2. Generalidades de la Zona de Investigación	13
3.2.1. Ubicación y accesibilidad	13
3.3. Marco Referencial.....	16
3.3.1. Mecánica De Rocas	16
3.3.2. Macizo Rocoso	16
3.3.3. Geomecánica.....	16
3.3.4. Perforación.....	29
3.3.5. Distribución y denominación de taladros	34
3.3.6. Modelos matemáticos para hallar en número de taladros.....	35
3.3.7. Explosivos y accesorios.....	37
3.3.8. Voladura	43
3.3.9. Costos	45
3.4. Definición de términos.....	46
CAPÍTULO IV.....	48
METODOLOGÍA.....	48
4.1. Tipo y Diseño de la Investigación	48
4.2. Población y Muestra	48
4.2.1. Población	48
4.2.2. Muestra	48
4.3. Procedimiento de la investigación	48
4.4. Material de Investigación.....	49
4.4.1. Instrumentos de investigación	49
CAPÍTULO V	50
RESULTADOS Y DISCUSIONES	50
5.1. Descripción de los Resultados	50
5.1.1. Perforación.....	50
5.1.2. Voladura	57



5.1.3. Avance obtenido por Disparo con Barrenos de 8 pies con el sistema Fanel	66
5.1.4. Número de Disparos	69
5.1.5. Análisis de Costos Directos en Perforación y Voladura.....	69
5.2. Discusión de Resultados	79
5.2.1. Avance por disparo	79
5.2.2. Costos directos en perforación y voladura.....	80
5.2.3. Factor de carga y potencia	82
5.2.4. Eficiencia de voladura	82
5.2.5. Distribución de los explosivos en la malla de perforación	84
CAPÍTULO VI.....	86
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	86
6.1. Conclusiones.....	86
6.2. Recomendaciones	87
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	88
ANEXOS	90



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Variables, dimensiones, indicadores y sus índices	10
Tabla 2 — Coordenadas de la concesión minera.....	13
Tabla 3 — Accesibilidad a la Unidad minera MARSA S.A	15
Tabla 4 — Índice de la calidad de la roca	16
Tabla 5 — Parámetros para determinar el índice Rock Mass Rating de calidad de roca.....	17
Tabla 6 — Valoración de la resistencia de roca	18
Tabla 7 — Parámetros de determinación RQD	19
Tabla 8 — Parámetros de las discontinuidades	19
Tabla 9 — Parámetros de las discontinuidades	20
Tabla 10 — Parámetros de agua subterránea	20
Tabla 11 — Orientación de las discontinuidades (grados).....	21
Tabla 12 — Orientación de las discontinuidades (grados).....	22
Tabla 13 — Factor de rugosidad de las discontinuidades	23
Tabla 14 — Factor de alteración de las discontinuidades	24
Tabla 15 — Factor de agua en las juntas	25
Tabla 16 — Factor Stress Reduction Factor (SRF)	25
Tabla 17 — Especificaciones de máquina perforadora Jack Leg 250X.....	29
Tabla 18 — Distancia entre taladros	36
Tabla 19 — Coeficiente de la roca	36
Tabla 20 — Características técnicas de mecha rápida.....	37
Tabla 21 — Características técnicas del fulminante N° 8	37
Tabla 22 — Escala de tiempos nominales – serie estándar	38
Tabla 23 — Escala de tiempos nominales – serie universal.....	39



Tabla 24 — Datos referenciales de la labor de muestra	51
Tabla 25 — Distancia entre taladros	52
Tabla 26 — Coeficiente de la roca	52
Tabla 27 — Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades	54
Tabla 28 — Parámetros geomecánicos de la roca XC 10654-NW, NV. 2570.....	55
Tabla 29 — Datos generales - labor XC 10654-NW, NV. 2570.....	55
Tabla 30 — Indicadores 2018 de avance por disparo con Long. Taladro de 6 pies XC 10654-NW, NV. 2570.....	57
Tabla 31 — Explosivos utilizados en la Unidad Minera y las características técnicas.....	58
Tabla 32 — RWSANFO de explosivos utilizados	59
Tabla 33 — Distribución de la energía explosiva (DE)	60
Tabla 34 — Concentración lineal de carga explosiva	60
Tabla 35 — Distribución de la carga explosiva para taladros de 8 pies con FANEL	61
Tabla 36 — Avance por disparo con barrenos de 8 pies.....	67
Tabla 37 — Comparación de avances por disparo con barrenos de 6 y 8 pies de longitud	67
Tabla 38 — Distribución de explosivos en taladros de 6 y 8 pies.....	68
Tabla 39 — Consumo de explosivos en taladros de 6 y 8 pies	68
Tabla 40 — Factor de carga y potencia	69
Tabla 41 — Parámetros operacionales	70
Tabla 42 — Costos de mano de obra.....	70
Tabla 43 — Implementos de protección personal	71
Tabla 44 — Herramientas.....	72
Tabla 45 — Aceros de perforación.....	73
Tabla 46 — Aceite y manguera.....	74
Tabla 47 — Equipo de perforación	74



Tabla 48 — Voladura	74
Tabla 49 — Resumen final de costos directos de perforación y voladura	75
Tabla 50 — Escala de tiempos nominales de retardo de FANEL Serie universal de periodo largo	76
Tabla 51 — Parámetros operacionales	76
Tabla 52 — Costo de aceros de perforación (S/)... ..	77
Tabla 53 — Voladura	77
Tabla 54 — Resumen final de costos directos con FANEL	78
Tabla 55 — Costo de equipo de perforación	78
Tabla 56 — Número de disparos para una longitud programada de 60 metros	79
Tabla 57 — Costos directos con barrenos de 6 pies con CARMEX y 8 pies con FANEL	80
Tabla 58 — Avance por disparo y producción con barrenos de 6 y 8 pies de longitud	81
Tabla 59 — Factor de carga y potencia	82
Tabla 60 — Eficiencia de voladura con barrenos de 6 y 8 pies de longitud	83



ÍNDICE DE FIGURA

Figura 1 —.Ubicación y accesibilidad de la mina marsa	14
Figura 2 — Tabla GSI para la Mina Marsa	27
Figura 3 — Tabla GSI para la mina marza.....	28
Figura 4 — Máquina perforadora Jack Leg 250X.....	30
Figura 5 — Formación de la cavidad de un frente	31
Figura 6 — Ubicación de taladros de arranque en un frente de perforación.....	31
Figura 7 — Corte en pirámide o diamante	32
Figura 8 — Corte en cuña o en “V”	32
Figura 9 — Corte en cuña de arrastre.....	33
Figura 10 — Corte quemado	33
Figura 11 — Corte cilíndrico	34
Figura 12. — Denominación de los taladros	35
Figura 13 — Sistema carmex y accesorios componentes	38
Figura 14 — Taladro periférico con material inerte.....	44
Figura 15 — Daños en voladura convencional y controlada	45
Figura 16 — Diseño de corte cilíndrico	53
Figura 17 — Diseño y nombres de los taladros	53
Figura 18 — Diseño de taladros labor XC 10654-NW, NV. 2570	56
Figura 19 — Fisuras en las proximidades del barreno	63
Figura 20 — Zonas del proceso de detonación	65
Figura 21 — Comparación de avance lineal con barrenos de 6 y 8 pies de longitud	79
Figura 22 — Costos directos en 60 metros con barrenos de 6 pies con CARMEX y 8 pies con FANEL	80



Figura 23 — Comparación de avance por disparo y producción con barrenos de 6 y 8 pies de longitud.....	81
Figura 24 — Comparación de factor de carga y potencia	82
Figura 25 — Comparación de eficiencia de voladura (%).....	84
Figura 26 — Comparación de Numero de cartuchos por disparo	85
Figura 27 — Distribución de taladros en una sección de 8 * 9 pies (XC 10654-NW, NV. 2570).....	92
Figura 28 — Distribución y carguío de taladros (XC 10654-NW, NV. 2570)	93
Figura 29 — Pintado de malla de perforación (XC 10654-NW, NV. 2570).....	93
Figura 30 — Carguío y amarre- sistema fanel (XC 10654-NW, NV.2570)	94
Figura 31 — Material fragmentado después del disparo (XC 10654-N	94
Figura 32 — Plano de labor (XC. 10654 NW, NV. 2570).....	95
Figura 33 — Plano de ubicación de la unidad minera San Andrés (MARSA. S. A).....	96



INTRODUCCIÓN

En la minería moderna la administración minera busca optimizar los resultados finales, para ello la tarea fundamental en la actualidad es aumentar la producción con los mismos recursos y obtener costos operativos cada vez menores; en tal sentido se tiene que buscar las herramientas adecuadas y aprovechar las características relacionando a las condiciones aceptables de la mina por tal razón se ha evaluado las condiciones geomecánicas, geométricas, operativos de la zona de estudio para poder aplicar los accesorios de perforación y voladura que permita mejorar el avance lineal para dar mayor dinámica de producción teniendo en cuenta que esta permita desarrollar las labores de preparación.

En la perforación y voladura afectará directamente en el consumo de los accesorios por los cambios en cada procedimiento que se utilizan tanto en la perforación y voladura, razón por la cual se hace un análisis de la situación actual y buscar alternativas que permitan salir del problema.

La presente tesis es una investigación que tiene como objetivo “Mejorar el avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.” Así mismo contiene los siguientes capítulos: Capítulo I planteamiento del problema, capítulo II objetivo e hipótesis, capítulo III marco teórico, capítulo IV diseño metodológico, capítulo V resultado y discusiones, capítulo VI conclusiones y recomendaciones.

El capítulo I contiene la descripción del problema, enunciado del problema y justificación que se desarrollan las siguientes: Descripción del problema; describe la necesidad de cumplir con los avances programadas mensualmente y optimizar el costo de perforación y voladura. Problema general y los específicos; en ello se mencionan si es posible y cómo influye el cambio de accesorios de perforación en el avance de labores lineales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A, además de costos de perforación y voladura y voladura controlada.

Enunciado del problema describe como se puede incrementar el avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura.



Justificación; se describe la importancia de realizar cambios en una empresa minera para lograr mejores indicadores de producción, finalmente se describe la delimitación teniendo en cuenta: Lo espacial, social, temporal y conceptual.

El capítulo II contiene los objetivos y hipótesis que desarrolla la siguiente: objetivo general y los específicos que se logran con el cambio de accesorios de perforación y voladura. definen las variables independientes y dependientes, operacionalización de los variables, hipótesis general y los específicos

Capítulo III; antecedentes de la tesis en el cual se describe los resultados en la producción y costos al hacer cambios en los parámetros de perforación y voladura a nivel internacional, nacional y local. En la base teórica se desarrolla los conceptos y fundamentos que permita hacer el cambio de accesorios de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales. Dentro del capítulo mencionado se describe la caracterización yacimiento geológico para su explotación. En la mecánica de rocas y geomecánica se describe las características del macizo rocoso y su clasificación por los diferentes sistemas dando su valoración a los parámetros geomecánicos y determinar el tipo de roca. Seguidamente en perforación y voladura se describe los mecanismos y principios de perforación, equipos a utilizar, condiciones de perforación, diseño de cortes para los taladros de arranque, fórmulas para calcular el número de taladros y la distribución, así mismo con respecto a los variables de voladura como: Tipo de explosivos utilizados, concentración de la carga explosiva, factor de carga y potencia, accesorios de voladura, eficiencia de voladura. Finalmente se desarrollan los cálculos de costos directos de perforación y voladura para accesorios utilizados y propuestos.

En este capítulo se definen los variables independientes y dependientes, operacionalización de los variables, hipótesis general y los específicos, tipo y diseño de investigación, población, muestra, procedimiento, material e instrumentos de investigación.

Capítulo IV; Se desarrolla diseño metodológico, población, muestra, procedimiento, material e instrumentos de investigación.

Capítulo V; Se desarrollan los procedimientos de como se ha obtenido los resultados para validar la hipótesis para ello se realizaron los cálculos de: Longitud de taladro, número de taladros, se diseña la distribución de taladros; en cuanto a voladura se calcula la concentración de carga explosiva, distribución de explosivo en la malla de perforación, factor de carga y potencia, con los resultados obtenidos se analizan los costos directos de perforación y voladura para el sistema Carmex con taladros de 6 pies de longitud y sistema Fanel con taladros de 8 pies

de longitud. Así mismo el capítulo contiene la validación de la hipótesis habiendo la encuesta realizada a los trabajadores de la empresa, finalmente se describe la discusión de los resultados.

Capítulo VI; La contratación de la hipótesis es importante para dar conclusiones y recomendaciones, que permitan la aplicación del presente trabajo de tesis.



RESUMEN

El presente trabajo de investigación Titulado “Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.-2018”, el problema que se observó es la reducción o baja producción al utilizar el barreno de 6 pies en perforación y al utilizar con el sistema Carmex y la mala distribución de la carga explosiva generando un alto costo en perforación y voladura, para ello la investigación le permitió una decisión de cambiar los accesorios de perforación (barreno de 8 pies) y también mejorar el diseño de la malla de perforación para luego reemplazar los accesorios del sistema Carmex al sistema fanel y así como también mejorar la voladura controlada. Se utilizó como tipo y diseño de investigación descriptivo experimental. La muestra estuvo conformada por la labor XC 10654-NW, NV. 2570 Zona Valeria III de sección de la labor 2.44 m por 2.74 m, la cual se recolecto la información por medio de los instrumentos de medición, guía de observación, guía de análisis documental, los cuales fueron procesados estadísticamente a través de gráficas, y tablas en Excel, así mismo se utilizó el programa AutoCAD y otros programas. Toda la metodología utilizada (comparativo y analítico) en la investigación le da a este informe el respaldo, sustento y seriedad respectiva. Finalmente, se obtuvo como resultados el incremento del avance lineal en un 20 % (equivalente a 0.61 m/turno) a un (2.44 m/turno) de avance lineal. Los resultados obtenidos se presentan por medio de tablas y gráficos enumerados, cada una con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis, si se diseña la perforación y voladura se incrementará el avance lineal en la labor XC 10654-NW, NV. 2570 Zona Valeria III de sección 2.44 m por 2.74 m, todo este trabajo permitió concluir que mediante el cambio de accesorios y diseño de la perforación y voladura que se realizó en el área de estudio, donde se logró incrementar el avance lineal de un 70% (equivalente a 1.83 m/turno) a un 90% (2.44 m/turno) de avance lineal. Y en los resultados finales se obtuvo las mejoras de 27.66 Tn/disparo a 34.70 Tn/disparo. En cuanto a los costos totales se incrementó los beneficios en S/. 307,12 de cada tramo de 60 metros lineales.

Palabras claves: *Avance lineal, accesorios, costos, diseño de malla, perforación.*



ABSTRACT

The present research work entitled "Increase of progress in horizontal work with the change of drilling and blasting accessories, in the San Andrés Minera Aurífera Retamas SA-2018 Mining Unit", the problem that was observed is the reduction or low production at use the 6-foot hole in drilling and when used with the Carmex system and the poor distribution of the explosive charge generating a high cost in drilling and blasting, for this the investigation allowed him a decision to change the drilling accessories (8-foot hole) and also improve the design of the perforation mesh. Replace the accessories of the Carmex system to the fanel system and also improve the controlled blasting. It was used as a type and experimental descriptive research design, they used methods such as the comparative and analytical method. The sample consisted of the work XC 10654-NW, NV. 2570 Valeria III Zone of 2.44mx 2.74m, which information was collected through measurement instruments, observation guide, document analysis guide and interview guide, which were statistically processed through graphs, and tables in Excel, likewise the AutoCAD and Arc gis program and other programs were used. All the methodology used in the investigation gives this report the support, support and respective seriousness. Finally, the results were an increase in linear advance by 20% (equivalent to 0.61m / turn) at a (2.44m / turn) of linear advance. The results obtained are presented by means of enumerated tables and graphs, each one with their respective analyzes that contributed to verify the hypothesis, if the drilling and blasting is designed, the linear advance in the work XC 10654-NW, NV will be increased. 2570 Valeria III Zone of 2.44mx 2.74m in the San Andrés Minera Aurífera Retamas SA Mining Unit, all this work allowed to conclude that by means of the change of accessories and design of the drilling and blasting that was carried out in the study area, where it was achieved increase linear advance from 70% (equivalent to 1.83m / shift) to 90% (2.44m / shift) of linear advance. And in the final results, improvements were obtained from 27.66 Tn / shot to 34.70 Tn / shot. Regarding total costs, benefits increased by S /. 307.12 of a section of 60 linear meters.

Keywords: *Linear feed, accessories, costs, mesh design, drilling.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La empresa Minera Mincotrall S.R.L. tiene como objetivo de cumplir con el avance programado mensualmente en las labores de exploración y preparación optimizando costos mediante el buen uso de sus recursos, dichos trabajos deben realizarse de forma eficiente y manteniendo los costos. La perforación y voladura son actividades primordiales dentro del ciclo de mina, es por ello que continuamente se van generando cambios con el fin de obtener una mejora.

En la empresa Minera Mincotrall SRL en la Unidad Minera San Andrés – MARSA se ejecutan operaciones de perforación y voladura en labores convencionales y se tiene deficiencia en el cumplimiento del avance del programa mensual en labores horizontales de sección de 2.4 m por 2.7 m con longitud de perforación de 6' utilizando el sistema carmex con explosivos dinamita semexa 65 y exadit 45.

Los principales problemas que se generan en los frentes de avance son debido a estas dos actividades (perforación y voladura) en las cuales se destaca los siguientes problemas:

- Deficiencias durante la perforación debido a la falta de paralelismo de los taladros y longitud incompleta de perforación del arranque.
- Deficiencia en el amarre de los taladros cargados en el frente.
- Índices elevados de disparos fallados.
- Sobre rotura en la sección de las labores horizontales, incumpliendo con la sección programada, generando mayor tiempo en el ciclo de limpieza y transporte del material y, por ende, dificultando el cumplimiento del plan mensual de avance.



1.2. Enunciado del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cómo se puede incrementar el avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?

1.2.2. Problema Específico

- ¿Cómo influirá el cambio de accesorios de perforación en el avance de labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?
- ¿De qué manera influirá el cambio de accesorios de voladura en el avance de labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?
- ¿En qué medida influirá los costos con el cambio de accesorios de perforación y voladura en el avance de labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?

1.3. Justificación

Este trabajo de tesis tiene como fin estudiar y alcanzar una solución al problema identificado, incrementar el avance y mejorar la efectividad de los disparos con la utilización y cambio de los accesorios de perforación y voladura y como también reducir los costos de la operación unitaria de perforación y voladura.

Este estudio pretende establecer una mejoría en la producción de la mina, medida con sus indicadores de avance (m/disp.), factor de carga (kg/m³), y el costo de la perforación y voladura (s/m), en el enfoque de una adecuada voladura.

Al incrementar las longitudes de los taladros de 6 a 8 pies se demostrará un incremento en los indicadores antes mencionados, consolidándose la reducción de los costos operativos y por ende el aumento de las utilidades.

Para optimizar los indicadores de avance, se aplicó el sistema fanel la voladura debido a que permitió el empleo de explosivos de baja velocidad de detonación y baja potencia explosiva en las coronas.

De igual modo con el sistema fanel en la voladura se generan contornos de superficies adecuadas y estables, que logro minimizar la vibración del proceso de voladura.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1. Objetivos

2.1.1. Objetivo General

Determinar el incremento de avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.

2.1.2. Objetivo Específico

- Determinar el cambio de accesorios de perforación para mejorar el avance en labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.
- Determinar el cambio de accesorios de voladura para mejorar el avance en labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.
- Determinar los costos, después de ejecutar el cambio de accesorios de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.

2.2. Hipótesis de la Investigación

2.2.1. Hipótesis General

Con el cambio de accesorios de perforación y voladura se logra mejorar el avance en labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A



2.2.2. Hipótesis Específicas

- Realizando el cambio de accesorios de perforación se alcanza mejorar el avance en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.
- Realizando el cambio de accesorios de voladura se alcanza mejorar el avance en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.
- Realizando el cambio de accesorios de perforación y voladura se logra reducir los costos en los avances en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.

2.3. Operacionalización de variables (variable, dimensiones, indicador e índice)

Tabla 1 — Variables, dimensiones, indicadores y sus índices

Variables	Dimensiones	Indicadores	Índice
V.I. Cambio de accesorios de perforación y voladura	Accesorios de perforación Accesorios de voladura	RQD Y RMR Tabla geomecánica Diámetro y longitud de taladro Número de taladros Factor de carga	Porcentaje Valoración de cálculos Comparaciones: Milímetros, pies y metros Taladro por disparo Kilogramos/m ³
V.D. Incremento de avance en labores horizontales.	Costos, con el cambio de accesorios de perforación y voladura	Avance por disparo Rendimiento Hombre por guardia Eficiencia por disparo Costos de accesorios de perforación y voladura	Metro por disparo Metros/hombre*guardia Porcentaje % Costos en soles

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1. Antecedentes

3.1.1. Nivel Internacional

Según CONDORI, (2017), es su trabajo de investigación detalla las soluciones para mejorar los rendimientos en las operaciones de perforación y voladura en el crucero 500 de la veta Troncal para llegar hacer más productivo el proceso con el objetivo de reducir los costos unitarios obtener mejores resultados y obtener un incremento en la producción.

Para DÍAZ, (2017), concluye que la falta de aditivos lubricantes en el proceso de perforación trae como consecuencia altos costos en el empleo de los haceros de perforación, lo cual está involucrada en los costos de los trabajos de operación en la actividad minera. Por esa razón la mina plantea mejorar el proceso productivo y tratar de reducir los costos y así incrementar sus utilidades.

Según AGUIRRE, (2016), concluye que la reducción del número de perforaciones por disparo en 8%, reducción de la sobre excavación de un 24,09% a un 6,61%, menor exposición al riesgo por desprendimientos y caídas de rocas, disminución de los tiempos de trabajo y disminución de los costos directos de perforación y tronadura. (MUSIC GARRIDO, 2007).

De acuerdo con SÁNCHEZ, (2012). En su investigación “Optimización en los Procesos de Perforación y Voladura en el Avance de Rampas en la Mina Bethzabeth” de tesis de grado, en la “Universidad Central del Ecuador Quito”; concluye que el uso de la malla de perforación, presentado para el franqueo de la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significa un ahorro de US\$ 85,12 en cada disparo porque se redujo el consumo de productos explosivos

3.1.2. Nivel Nacional

JAUREQUI, (2009). En la tesis: “Reducción de los Costos Operativos en Mina mediante la Optimización de los Estándares de las Operaciones unitarias de Perforación y Voladura”, presentada en la “Pontificia Universidad Católica del Perú”, concluye que la mayor reducción de costo operativo se obtuvo en los trabajos de sostenimiento 0,96 \$/TM (56% de la reducción total), seguido por los trabajos de perforación 0,37 \$/TM (21,76% de la reducción total), voladura 0,28 \$/TM (16,47% de la reducción total) y la limpieza-acarreo se redujo en 0,09 \$/TM (5,3% de la reducción total).

SOLANO, (2015). En la tesis “Reducción de Costos en Perforación y Voladura y Optimizando los Estándares de Perforación y Voladura en las labores de avance en la veta Jimena de la mina Papagayo - Poderosa”, concluye que aplicando la voladura controlada optimizaron los estándares de perforación y voladura con lo cual permitieron la reducción de costos en los trabajos de perforación, voladura, sostenimiento y acarreo; también se disminuyeron la dilución, aumentado los indicadores de producción.

En la tesis de grado “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael”. Concluye que el número de taladros se redujo de 60 (antes de optimizar) a 48 (optimizado) y taladros los cargados de 56 a 44 como corresponde. Así mismo el consumo de explosivos también bajo de 132,72 a 103,70 kg /disparo.

CHAHUARES, (2012). En su proyecto de tesis de grado “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE”. Concluye que empleando un nuevo diseño de malla de perforación para los trabajos de perforación se logra reducir el número de taladros, de 41 a 36 taladros, siendo la longitud de estos de 1,45 metros y en la voladura se redujo el consumo de explosivo de 18 kg /disparo a 15 kg/disparo teniendo así que el costo de explosivos se reduce US\$ 57,89 a US\$ 50,1 por disparo.



3.1.3. Nivel Local

ÁVILA, (2011). En la tesis “Aplicación de la voladura controlada en las labores lineales de sección de 7 x 8 pies en tipo de roca III y la relación con los costos de operación en la unidad minera aurífera retamas S.A.” concluye que llevar el control de la sección y así evitar material excedente y por lo tanto el movimiento innecesario de materia no programado. Lo que daría un ahorro considerable, si tenemos 40 disparos al mes, entonces el ahorro sería de S/.842,00 por labor en un mes, al año estimamos obteniendo un ahorro aproximado de S/.10104,00 por frente; Entonces sí solo consideramos un aproximado de 20 labores lineales en mina el ahorro sería de S/202080,00 al año.

3.2. Generalidades de la Zona de Investigación

3.2.1. Ubicación y accesibilidad

3.2.1.1. Ubicación

La Unidad Minera MARSAS S.A se encuentra ubicado geográficamente en el flanco Oeste de la Cordillera Oriental a 180 Km, hacia el Este de la provincia de Trujillo a una altitud de 3900 msnm, pertenece a la localidad de Llacuabamba, Distrito Parcoy, Provincia Pataz y Región La Libertad. Sus coordenadas UTM, Zona 18 referenciales son las siguientes, ver tabla N° O 1.

Tabla 2 — Coordenadas de la concesión minera

Puntos	COORDENADAS UTM	
	Norte	Este
1	9 110 000	231 000
2	9 110 000	231 000
3	9 111 000	230 000
4	9 111 000	230 000

Marsa, posee **30,000 hectáreas** de concesiones mineras ubicadas en el entorno de la zona en producción, y se va ejecutando programas de exploración y producción.





Figura 1 —.Ubicación y accesibilidad de la mina marsa

Extraído de, Administración de la Minera Aurífera Retamas (MARSA) S.A

3.2.1.2. Accesibilidad

Su accesibilidad es a través de 1887km. desde la ciudad de Abancay y de Lima 940 km tal como se señala en la tabla N° 03.-

Tabla 3 — Accesibilidad a la Unidad minera MARSA S.A

De Lima Hasta Retamas			
Tramo	Disntancia	Tiempo	Tipo de via
Lima a Trujillo	580km.	9hr.	Asfalto
Trujillo a Huamachuco	185km.	6hr.	Asfalto
Huamachuco a Retamas	220km.	10hr.	Trocha
TOTAL	985km.	25hr.	
De Abancay a Retamas			
Abancay a Lima	1050km.	16hr.	Asfalto
Lima a Trujillo	580km.	9hr.	Asfalto
Trujillo a Huamachuco	185km.	6hr.	Asfalto
Huamachuco a Retamas	220km.	10hr.	Trocha
TOTAL	2035km.	41hr.	

Es accesible también por vía aérea desde Lima y Trujillo hasta el aeródromo en Chagual a orillas del río Marañón, de donde se llega a la unidad minera por trocha en un trayecto de 70km.



3.3. Marco Referencial

3.3.1. Mecánica De Rocas

Es la disciplina que estudia el comportamiento del macizo rocoso y sus características físicas, tales son su dureza resistencia, diaclasas, etc. (RAMIREZ Y ALEJANO, 2004).

Un aspecto fundamental en mecánica de rocas es el estudio de las estructuras geológicas; los planos de discontinuidad y debilidad persistentes que controlan los procesos de deformación y fracturamiento de los macizos rocosos de cotas superficiales donde se realizan la gran mayoría de obras de ingeniería. (1).

Tabla 4 — Índice de la calidad de la roca

Clasificación	Dureza Escala de Mohs	Resistencia a la Compresión Simple
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Media dura	4 a 6	60 a 120
Media blanda	3 a 5	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Extraído de, López Jimeno 2003

3.3.2. Macizo Rocoso

Es el conjunto de roca en total con todos sus componentes caracterizados sus componentes como son sus fracturas, alteraciones, discontinuidades. (RAMIREZ Y ALEJANO, 2004).

3.3.3. Geomecánica

3.3.3.1. Clasificación geomecánica de roca en minería subterránea

Es la caracterización del macizo rocoso con las que se determinas el comportamiento geomecánica tales como la resistencia a la compresión simple del macizo rocoso, en esta clasificación entran a tallar las discontinuidades y su persistencia, la alteración, etc.



El diseño de las excavaciones de interior se realiza con las recomendaciones geomecánicas para controlar los peligros que pudieran existir en interior mina y así poder tomar decisiones de aplicar el tipo de sostenimiento. (INSTITUTO DE SEGURIDAD MINERA ISEM, 2013).

Los sistemas de Clasificación Geomecánica de la Roca son los siguientes:

- RMR (Rock Mass Rating) Clasificación de la masa rocosa, Bieniawski (1973, 1989).
- Q (Tunnel Quality Index) Índice de la calidad del túnel, BARTON ET AL (1974).
- clasificación según el índice de GSI.

3.3.3.2. Clasificación de bieniawski o rock mass rating (R.M.R.)

BIENIAWSKI (1972-1973), en sus trabajos desarrolló uno de los sistemas más importantes de clasificación y que en la actualidad es el más utilizado por los ingenieros geotécnicos, esta clasificación conocida como la clasificación RMR, sirve de base y guía para el mapeo y así determinar la excavación y el tipo de sostenimiento de labores mineras.

Tabla 5 — Parámetros para determinar el índice Rock Mass Rating de calidad de roca

Descripción	Valores
Resistencia de la roca	0-15
RQD (rock Quality Designation)	3-20
Espaciamiento de las discontinuidades	5-20
Estado de las discontinuidades	0-30
Presencia de agua	0-15
Orientación de las discontinuidades	0-12

Extraído de, Bieniawski Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”



- **Resistencia de la roca**

Tabla 6 —.Valoración de la resistencia de roca

Resistencia a compresión simple (MPa)	Ensayo de carga puntual (MPa)	Valores
>250	>10	15
100-250	4-10	12
50-100	2-4	7
25-50	1-2	4
5-25	-	2
1-5	-	1
<1	-	0

Tomado de Bieniawski Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **Índice de la calidad de roca (RQD)**

El RQD que fue desarrollado y trabajado por DEERE ET AL. (1967), para estimar de forma cuantitativa la calidad del macizo rocoso, basándose en el estudio de una probeta o testigo.

Esto depende directamente del número de fracturas observadas y del grado de alteración del macizo rocoso.

Las características físicas del testigo tienen que ser igual o superior a 57,4 mm en su diámetro y tiene que ser perforado con un doble tubo de extracción de testigo. El RQD no es más que el porcentaje de fragmentos de longitud superior a 10 cm, sobre la longitud total del testigo. Su expresión es:

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de fragmentos} \geq 10\text{cm}}{\text{longitud total perforado}} \times 100$$



Tabla 7 — Parámetros de determinación RQD

RQD	Rock mass quality (Calidad de la masa rocosa)
0-25%	Muy malo
25-50%	Malo
50-75%	Regular
75-90%	Bueno
90-100%	Muy bueno

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **Espaciamiento de las discontinuidades**

Como bien dice el enunciado puntúa el espaciamiento entre discontinuidades. La puntuación alcanza valores de 20 puntos para diaclasas separadas más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas espaciadas menos de 6 cm.

Tabla 8 —.Parámetros de las discontinuidades

Separación entre diaclasas	Puntuaciones
>2	20
0.6-2m	15
0.2-0.6m	10
0.06-0.2m	8
>0.06	5

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **Estado de discontinuidades**

Considera los siguientes parámetros:

Separación de los planos de las discontinuidades

Continuidad de las diaclasa o discontinuidad según su rumbo y buzamiento

Rugosidad

Dureza de las caras de la discontinuidad



Relleno de juntas.

Tabla 9 — Parámetros de las discontinuidades

Longitud de la discontinuidad	< 1m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m
Puntuacion	6	4	2	1	0
Abertura	Nada	<0.1mm	0,1-1mm	1-5mm	>5mm
Puntuacion	6	5	3	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
Puntuacion	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro <6mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm
Puntuacion	6	4	2	2	0
Alteracion	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
Puntuacion	6	5	3	1	0

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **Presencia de agua**

La influencia de agua es de gran importancia en un macizo rocoso diaclasado.

Tabla 10 — Parámetros de agua subterránea

Caudal por 10m de túnel	nulo	10 litros/milimetro	10-25 litros/minuto	25-125 litros/minuto	>125 litros/minuto
Relación: presión de agua/tensión principal mayor	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5
Estado general	Seco	Ligeramente seco	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo
puntuacion	15	10	7	4	0

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”



- **Orientación de las discontinuidades**

Tabla 11 – Orientación de las discontinuidades (grados)

Dirección perpendicular al eje del túnel		Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento		
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento		Buzamiento		
Buzamiento 45-90	Buzamiento 45-90	Buzamiento 45-90	Buzamiento 45-90	Buzamiento 45-90	Buzamiento 45-90	0-20° Cualquier dirección
Muy favorable	favorable	media	desfavorable	Muy desfavorable	Media	desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

3.3.3.3. Clasificación de Barton o sistema Q

El sistema Q de clasificación de macizos rocosos es un sistema de clasificación cuantitativa y es un sistema de ingeniería que facilita el diseño del sostenimiento de aperturas en la roca. El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

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

Dónde:

RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo

J_n: Número de familias de las fracturas

J_w: Factor de reducción por contenido de agua de las discontinuidades



Jr: Factor de rugosidad de discontinuidades.

Ja: Factor de alteración de discontinuidades.

SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso Stress Reducción

Factor: Factor de reducción por esfuerzos o tensiones. Los tres grupos formados con estos

Parámetros son:

RQD / Jn : Representa el macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de bloques.

- **Valores de Rock Quality Designation (RQD)**

En la tabla N°7 indican los valores del (RQD)

- **Número total de familias de fracturas (Jn)**

Jn: varía entre (0,5 -20) depende del número de todas las familias de juntas que en el macizo.

Tabla 12 — Orientación de las discontinuidades (grados)

Descripción	Valor
A. Roca masiva	0.5-1.0
B. Una familia de juntas	2
C-B. Juntas dispersas	3
D. Dos familias juntas	4
E.D – Juntas dispersas	6
F. Tres familias juntas	9
G.F – Juntas dispersas	12
H. Muy fracturado 4 o más familias juntas	15
J. Roca completamente fracturado (triturado)	20

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **Factor de rugosidad de las discontinuidades (Jr)**

Tabla 13 — Factor de rugosidad de las discontinuidades

Descripción	Jr
Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10cm	
Juntas discontinuas	4
Juntas rugosas o irregular ondulada	3
Suave ondulada	2
Espejo de falla ondulada	1,5
Rugosa o irregular, plana	1,5
Suave plana	1
Espejo de falla plana	0,5
No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	Jr
Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
Arenas gravas o zona fallada suficientemente para impedir el contacto entre las dos caras dela junta	1
NOTA: si el espaciado de las familias de juntas es mayor de 3m hay que aumentar el jr, en la unidad para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si esta están orientadas en la dirección de minima resistencia se puede usar Jr=0,5	

Extraido de BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classificaction”



- **Factor de alteración de las discontinuidades. (Ja)**

Tabla 14 — Factor de alteración de las discontinuidades

Descripción	Valor (Ja)	Angulo de Rozamiento (grados)
contacto entre las dos caras de la junta		
- Junta sellada dura sin reblandecimiento, impermeable, por ejemplo, cuarzo, paredes sanas.	0,75	25-35
- Caras de la junta únicamente manchadas	1	25-30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecidas, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, por ejemplo, caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc y pequeñas cantidades de arcilla expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2mm	4	8-16
Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10cm de desplazamiento		
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25-30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
- Sobreconsolidación media o baja reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos 5mm de espesor.	8	12-16
- Rellenos de arcilla expansivas, por ejemplo monomorillonita de espesor continuo de 5mm. El valor de ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
•No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta ha sufrido un desplazamiento constante		
- Zona o blandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla	6-8u 8-12	6-24
- Zonas blandas de arcilla lenosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla sin reblandecimiento.	5	6-24 6-24
- Miloniros arcillosos gruesos.	10-13 u13-20	

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”



- **Factor de reducción por contenido de agua en las discontinuidades (Jw)**

Tabla 15 — Factor de agua en las juntas

Descripción	Jw	Presión Agua Kg/cm ²
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, por ejemplo, menos de 51min localmente	1 0.66	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,33”	1-2,5 2,5-10
- Fluencia grandes o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,1-0,2”	>10
- Fluencia o presiones de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0,05 0,1”	>10
Los valores presentados con el signo “son solo valores estimativos. Si se instala elementos de drenaje, ay que aumentar jw. Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.		

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

- **SRF: Parámetro que considera el estado tensional en el macizo rocoso Stress Reducción Factor**

Tabla 16 — Factor Stress Reduction Factor (SRF)

Excavación atravesado por zonas blandas de roca que pueden ocasionar descompresión o desprendimiento de roca al excavar el túnel			
Descripción	Valor srf		
Muchas zonas débiles, con arcilla o roca desintegrada, roca muy descomprimida	10		
Zonas individuales débiles, con arcilla o roca truncada profundidad ≤50m	5		
Zonas individuales débiles, con arcilla o roca truncada profundidad >50m	2.5		
Muchas zocas de cizallamiento en roca competente, sin arcilla descomprimida	7.5		
Zona individuales de cizallamiento en roca competente, sin arcilla profundidad ≤50m	5		
Zona individuales de cizallamiento en roca competente, sin arcilla profundidad >50m	2.5		
Juntas abiertas muy diaclasada	5		
Roca competente, problemas de la tensión en la roca			
Descripción	RC/	RT/	Valor srf
Baja tensión cerca de la superficie	>200	>13	2.5
Tensión media	10_200	0.66-13	1
Alta tensión, roca resistente	5-10	0.33-0.66	0.5-2
Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas	2,5-5	0.16-0.33	5-10
Explosiones grandes de roca masiva	<2.5	<0.16	10-20
Roca fluente o plástica			
Descripción	Valor srf		
Poca presión de fluencia	5-10		
Presión grande de fluencia	10-20		
Roca expansiva			
Descripción	Valor srf		
Poca presión de hinchamiento	5-10		
Presión grande de hinchamiento	10-20		

Extraído de, BIENIAWSKI Z.T. “Engineering Rock Mass Classification”

3.3.3.4. Correlación entre (RMR) Y (Q)

Bieniawski en los años 1976 y 1989, establece la relación de los índices RMR y Q que se expresa en:

$$\text{RMR} = 9 \log Q + 44$$

3.3.3.5. Clasificación geological strength index (G.S.I.)

Últimamente se está utilizando con mucha frecuencia el índice de calidad GSI, desarrollado por Hoek y Brown, con el cual se puede determinar los parámetros de corte. La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad del macizo rocoso, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno).

La clasificación según su estructura varía de:

- Muy fracturada (MF), 12 a 20 fracturas/m
- Intensamente fracturada (IF), mayor de 20 fracturas/m
- Triturada (T)
- Levemente fracturado (LF)
- Fracturada (F)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

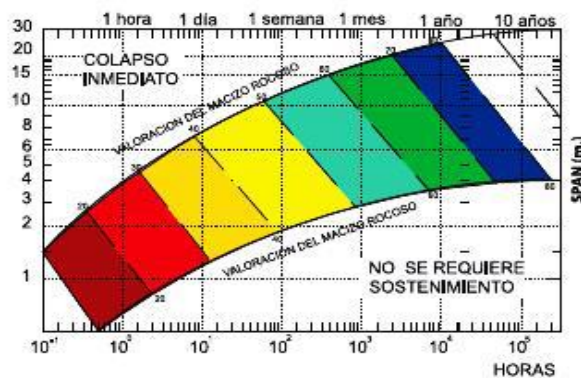
- Muy buena (MB)
- Regular (R)
- Muy pobre (MP)
- Pobre (P)



CAPACIDAD DE LOS ELEMENTOS DE SOSTENIMIENTO

ELEMENTO DE SOSTENIMIENTO	CAPACIDAD	CONSIDERACIONES
Perno Helicoidal (Perno de roca)	≥ 6.6 t/m	
Perno Hydrabolt (Perno de fricción)	≥ 9 t	Capacidad en toda su extensión.
Perno Split Set (Perno de fricción)	≥ 3.3 t/m	Diámetro de perforación -38 mm.
Cimbras Viga 4H13 4" x 4" x 1/4"	10.5 t/m ²	Sección 2.70 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	12 t/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m
Cimbras Omega Ω-N21	7 t/m ²	Sección 3 m x 3 m
Cimbras Omega Ω-N29	14 t/m ²	Sección 3 m x 3 m
Cuadros de madera	≥ 10 t/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m
Anillado (Wood Crib)	22 t/m ²	Altura máxima 3 veces el ancho de la base.
Puntal de 20 cm x 1.50 m	30.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm ² .
Puntal de 15 cm x 1.50 m	16.5 t	Resistencia promedio 110 Kg/cm ² .
Par de Puntal 20 cm x 2.50 m	56 t	Cuando la altura es mayor a 2 m.
Shotcrete	≥ 200 kg/cm ²	Resistencia a 14 días.
Malla electro-soldada	1000 - 1300 kg	En cuatro puntos de apoyo.

TIEMPO DE AUTO SOPORTE USANDO LA CLASIFICACIÓN DE RMR



SPAN (M): Longitud máxima expuesta sin sostenimiento, considerar la máxima longitud entre el ancho y el largo de la excavación.



Figura 2 — Tabla GSI para la Mina Marsa

Extraído de, Minera Aurífera Retamas (MARSA) S.A

TABLA GEOMECÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

TABLA GEOMECÁNICA SEGÚN GSI MODIFICADO

Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de ésta.

Para estimar la clasificación del GSI primero se tiene que determinar el número de fracturas por metro lineal en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras conadas (Resistencia).

Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 10 fracturas/metro y las condiciones superficiales de estas estructuras se inscribe superficialmente, entonces, esta intersección clasifica al macizo rocoso como Moderadamente Fracturada / Mala (F/M) y el valor del RMR = 40 = 50 (instr. anexo).

CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)

- SOLO SE ABSTIENE CON GOLPES DE PIEDRA (V) MUY BUENA (EXTREMADAMENTE BUENA) (NB)
- SE ROMPE CON 3 O MAS GOLPES DE PIEDRA (F) BUENA (RESISTENTE LEVEMENTE) (B)
- SE ROMPE CON 1 O 2 GOLPES DE PIEDRA (F) REGULAR (BUO, RESISTENTE AVANZADA) (R)
- SE ROMPE SUPERFICIALEMENTE (F) MUY REGULAR (BUENA) (B)
- SE ROMPE MAS DE 5 cm. (B) MUY MALA (MUY BUENA, EXTRA BUENA) (MM)

ESTRUCTURA	95	90	85	80	75	70	65	60	55
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) 0 - 6 Fract./metro. Tres o menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre si. (RQD 75 - 90)	LF/FMB	LF/B	LF/R	LF/M	LF/MM				
MOD. FRACTURADA (F) 07 - 12 Fract./metro. Muy bien trabada, no distribuida, bloques cilíndricos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75)	F/FMB	F/B	F/R	F/M	F/MM				
MUY FRACTURADA (MF) (11 - 20 Fract./metro) Moderadamente trabada, parcialmente distribuida, formadas por 4 ó mas familias de discontinuidades (RQD 25 - 50)	MF/FMB	MF/B	MF/R	MF/M	MF/MM				
IF, FRACTURADA (IF) (21 - 30 Fract./metro) Fraguante y/o fragmentada con muchas discontinuidades interrumpidas formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 10 - 25)	IF/FMB	IF/B	IF/R	IF/M	IF/MM				
TENDIDA O BREGADA (T) Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente desagregables, angulosos y redondeados.	T/FMB	T/B	T/R	T/M	T/MM				

FACTORES INFLUYENTES



Modo de aplicación:

Franja superior: corresponden a labores sin la presencia de agua

Franja inferior: corresponden a labores con la presencia de agua

TABLA DE EQUIVALENCIA GSI Y RMR

TIPO DE ROCA	RMR BJENIAWSKI	CLASIFICACIÓN DE LA ROCA
II	71 - 80	BUENA "A"
	61 - 70	BUENA "B"
III	51 - 60	REGULAR "A"
	41 - 50	REGULAR "B"
IV	31 - 40	MALA "A"
	21 - 30	MALA "B"
V	0 - 20	MUY MALA

Figura 3 — Tabla GSI para la mina marza

Extraído de, Minera Aurífera Retamas (MARSA) S.A



3.3.4. Perforación

3.3.4.1. Principio de perforación

Para fracturar la roca se realizan dos operaciones básicamente: la penetración (perforación) y la fragmentación de la roca (voladura). La primera se realiza a través de un orificio, generalmente por medios mecanizados e hidráulicos, con el objetivo de alojar explosivos dentro de los taladros u otros propósitos, lograr la apertura de una galería, tunel o pozo, para extraer un mineral de dimensión y forma deseado, etc.

Existen una gran cantidad de métodos de perforación de acuerdo a los equipos empleados, los sistemas de perforación más utilizados en la minería subterránea metálica, se ubican dentro del ataque mecánico, el cual se basa en la utilización de energía. (ARTIGAS Z., 2011).

3.3.4.2. Equipos de perforación

Existe una gran cantidad de equipos de perforación, uno de acuerdo para sus fines, en minería subterránea el más utilizado es el equipo Jack Leg

Tabla 17 — Especificaciones de máquina perforadora Jack Leg 250X

Características	Sistema Métrico	Sistema USA
Diámetro del cilindro	79.4mm	3.125"
Carrera de pistón	73.25mm	2.875"
Carrera útil de pistón	66.7mm	2.625"
Frecuencia de impacto	2250.00gm	2250.00bpm
Longitud de la perforadora	686.0mm	27.0"
Peso de la perforadora	33.0Kg	72.75 Lbs
Peso de la pierna	15.0Kg	33.00 Lbs
Carrera de la pierna de avance	1270.0mm	50.00"
Diámetro interior del cilindro de avance	67.0mm	2.625"
Consumo de aire(620KPa/90psi)	4.0m ³	170 cfm
Tamaño de barreno (estándar)	22mm x 108mm	7/8"x41/4"
revoluciones	225R.P.M	225 R.P.M

Extraído de, RNP-México





Figura 4 — Máquina perforadora Jack Leg 250X

Extraído de, RNP-México

3.3.4.3. Condiciones para la Perforación

Este trabajo para que tenga buenos resultados tiene que tener buenos criterios de distribución tomando en cuenta las fracturas de roca, humedad, diámetro de taladros etc.

En un escenario normal los taladros que son perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, estabilidad y rectitud. (MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA EXSA EDICIÓN ESPECIAL)

- **Diámetro**

Esto depende de la aplicación del taladro en el frente, este espaciamiento es muy importante por que determinará el factor confinamiento de los explosivos

- **Longitud**

Es la distancia o profundidad del taladro perforado, usualmente suele ser el 90% de la longitud de broca (profundidad del taladro).

- **Rectitud**

Es el paralelismo que debe de mantener un taladro con otro

- **Estabilidad**

Estas aberturas deben de mantenerse abiertos hasta el momento del alojado de la carga explosiva, estos no desmoronándose antes de este procedimiento, sea el caso de rocas sueltas.

3.3.4.4. Trazos de Arranque

Es el diseño de corte de taladros de inicio de la voladura, este tiene un taladro de alivio la cual sirve como cara libre, este diseño de taladros nos permite generar cara libre para los demás taladros que están en el diseño de salida, generando buenas condiciones de salida de la apertura de la cavidad (MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA EXSA, 2001).

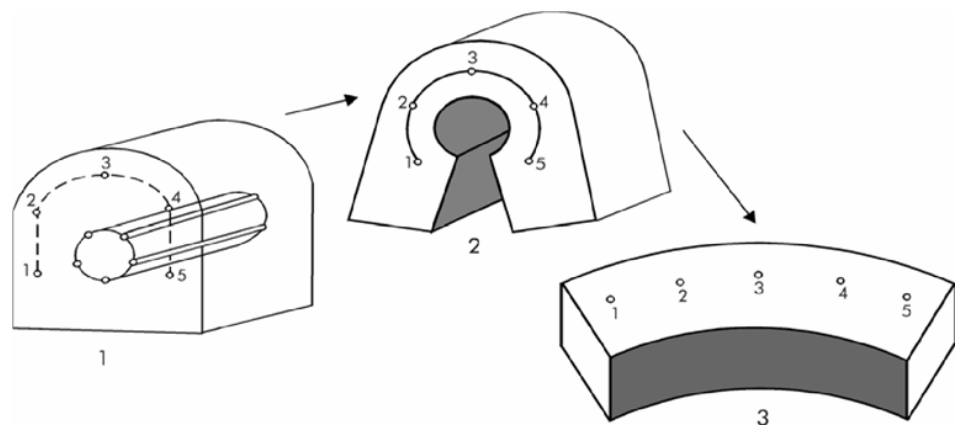


Figura 5 — Formación de la cavidad de un frente

Extraído de, Manual de voladura – EXSA, 2001

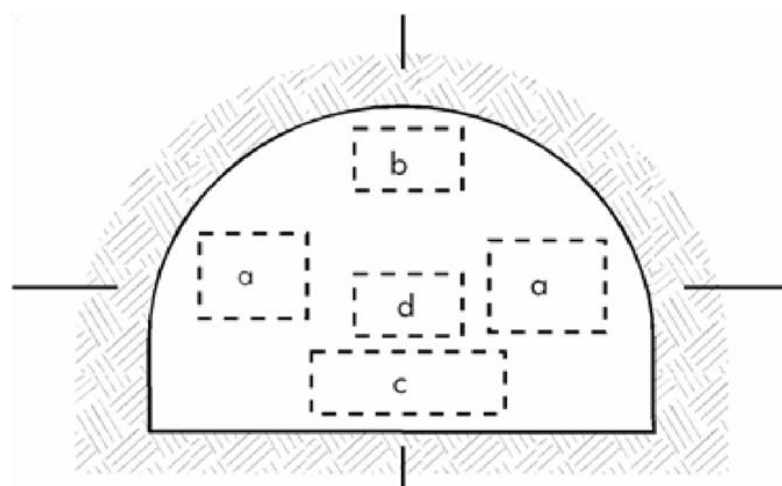


Figura 6 — Ubicación de taladros de arranque en un frente de perforación

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001

3.3.4.5. Corte en Pirámide (Centre Cut)

Consiste en la perforación de cuatro o más taladros que al fondo se comunican en un punto en común, este trabajo requiere de mucha precisión y de alta concentración (EXSA, 2001).

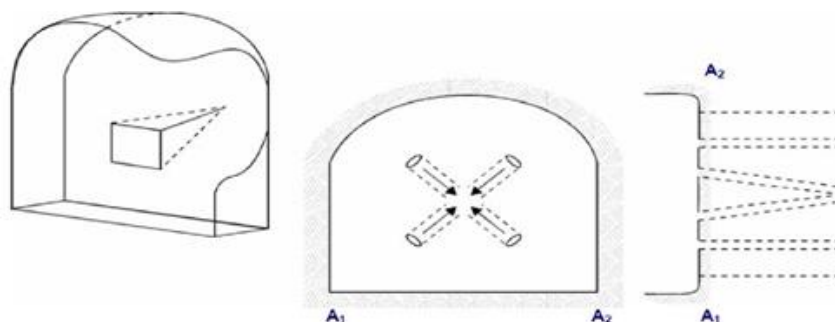


Figura 7 — Corte en pirámide o diamante

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001

3.3.4.6. Corte en Cuña 0 en "V" (Wedge Cut)

Consiste en la construcción de 4 o 6 taladros los cuales estos se comunican de par en par en los diferentes niveles tal como se muestra en la siguiente figura.

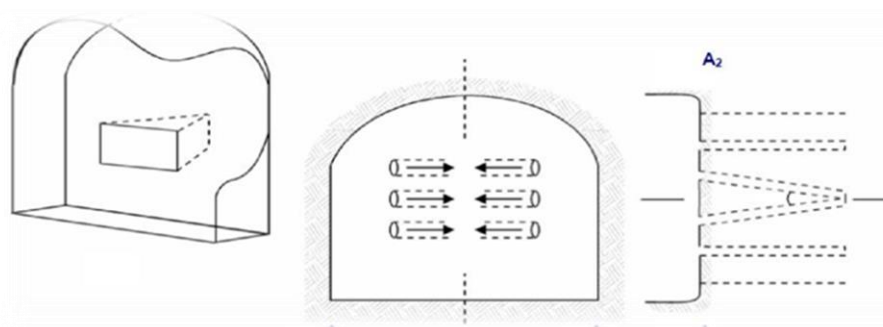


Figura 8 — Corte en cuña o en "V"

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001

3.3.4.7. Corte en Cuña de Arrastre (Drag O Draw Cut)

Es la construcción de taladros en cuña con dirección al piso, este tipo de diseño se emplea poco en la construcción de túneles y de ser el caso se emplea en rocas suaves

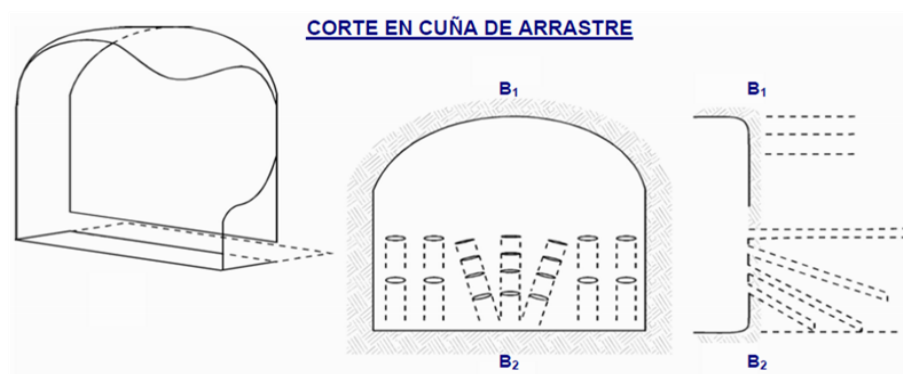


Figura 9 — Corte en cuña de arrastre

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001

3.3.4.8. Corte Quemado (Burn Cut)

Son diseños de arranque para la apertura de una labor minera, el cual está comprendido por uno o más taladros de alivio, los cuales sirven como cara libre para el inicio de voladura, el diseño del corte quemado comprende la calidad de roca.

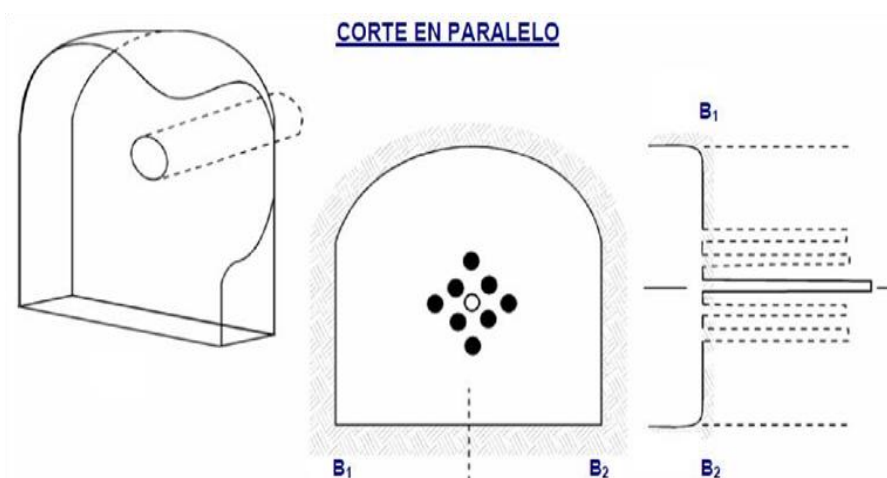


Figura 10 — Corte quemado

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001



3.3.4.9. Corte Cilíndrico

Este es muy parecido al diseño de corte quemado, puede tener uno o más taladros de alivio, con la diferencia de que los taladros de alivio son de mayor diámetro.

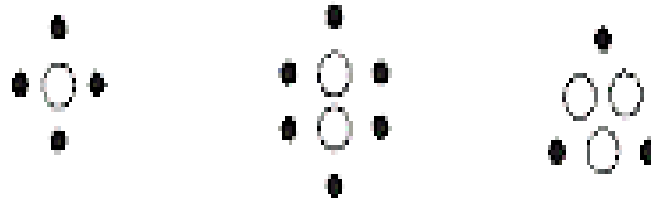


Figura 11 — Corte cilíndrico

Extraído de, Manual de perforación y voladura – EXSA 2001

3.3.5. Distribución y denominación de taladros

Esta distribución se configura con el diseño de la malla de perforación y la secuencia de salida de los taladros.

- **Taladros de arranque**

Son taladros que dan inicio a la voladura, estos contienen más carga explosiva que los demás, de 1.3 a 1.5 veces (FERNANDEZ SOTELO, 2012).

- **Taladros de ayuda**

Son taladros que están próximos a los taladros de arranque, estos taladros salen después de los taladros de arranque, siguiendo el diseño de salida.

- **Taladros cuadradores**

Son taladros laterales los cuales llegan a configurar los astiles de la labor en interior mina.

- **Taladros de alza o techos**

Son taladros que están en su diseño en el techo que dan forma a la bóveda de la labor., “taladros periféricos”.

- **Taladros de arrastre o piso**

Son taladros que diseñan el piso de la labor, estos taladros en el diseño de salida son los últimos en salir o ser detonados.

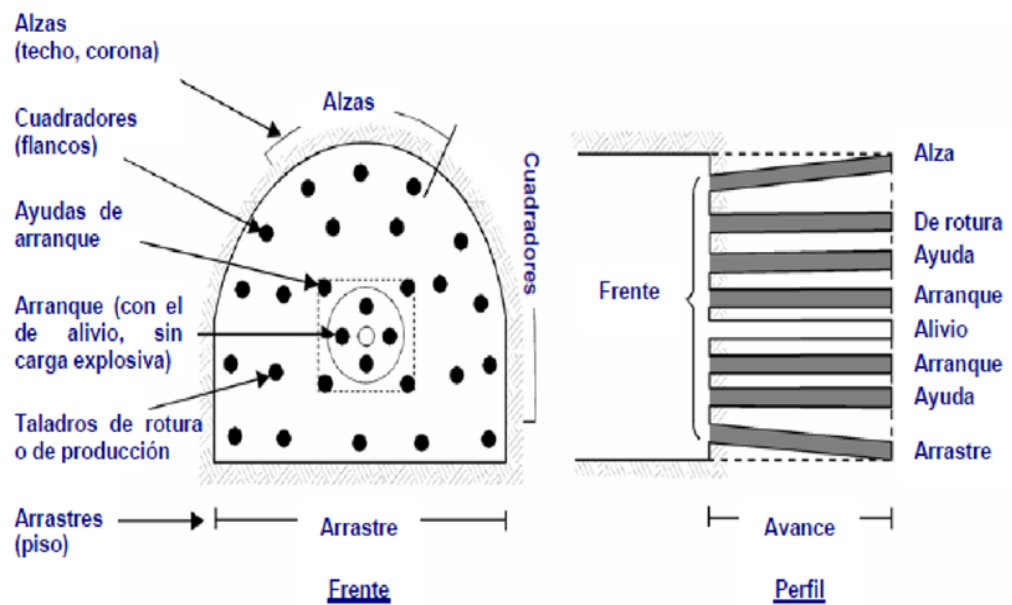


Figura 12.— Denominación de los taladros

Extraído de, Manual Práctico de voladura – EXSA, 2001

3.3.6. Modelos matemáticos para hallar en número de taladros

Existen varios modelos matemáticos otros que solo como datos requieren la sección de la labor y otros que requieren más datos como los factores de calidad de roca y entre otros

a) Forma empírica

$$N^{\circ}\text{tal} = 10\sqrt{(A \times H)}$$

Dónde:

A: ancho de labor.

H: altura del labor.

b) Por el perímetro

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (c \times S)$$

Dónde:

S: sección en m² (cara libre)

P: perímetro en m, se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\sqrt{A}$$

dt: distancia entre los taladros periféricos.

Tabla 18 — Distancia entre taladros

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

Extraído de, Manual perforación y voladura – EXSA

c : coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tabla 19 — Coeficiente de la roca

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2
Intermedia	1.5
Friable	1

Extraído de, Manual perforación y voladura – Exsa

c) Formula del geólogo

$$N^{\circ} tal = 2.7 \sqrt{\frac{RC}{S}} \times (S)$$

RC: Resistencia a la compresión de la roca (kg /cm²)

S: Sección de labor (m²)



3.3.7. Explosivos y accesorios

Es una mezcla química que con la acción de un agente externo estos se activan liberando una gran fuerza de rotura u onda de choque. (EXSA, 2001).

3.3.7.1. Explosivos Accesorios

- Dinamita Semexa 65%
- Dinamita Semexa 45%
- Exadit 45%

3.3.7.2. Accesorios

- Sistema Carmex (Detonador Ensamblado)
- Conectores
- Mecha Rápida

Tabla 20 — Características técnicas de mecha rápida

Características	Z-18
Peso promedio de material pirotécnico	3,4 (g/m)
Tiempo promedio de combustión	35 (s/m)
Diámetro externo promedio	1.8 (mm)
Peso total promedio	6.5 (g/m)
Cobertura exterior	Plástico

Extraído de, www.famesa.com.pe

- Fulminante N° 8

Tabla 21 — Características técnicas del fulminante N° 8

Características	N° 8
Longitud	45 mm
Diámetro exterior	6.3 mm
Peso neto /100 und	0.145 kg
Resistencia a la humedad relativa del 100%	24
Potencia relativa volumen Trauzl mínimo cm ³	23
Resistencia al impacto (2Kg/1 metro)	No detona
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Si
Prueba de Esopo diámetro de perforación(mm)	10

Extraído de, www.famesa.com.pe





Figura 13 — Sistema carmex y accesorios componentes

Extraído de, www.famesa.com.pe “Explosivos y accesorios de voladura”

- **Sistema Fanel**

Tabla 22 — Escala de tiempos nominales – serie estándar

Periodo corto		Periodo largo	
N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (s)
0	0	1	0.5
1	25	2	1.0
2	50	3	1.5
3	75	4	2.0
4	100	5	2.5
5	125	6	3.0
6	150	7	3.5
7	175	8	4.0
8	200	9	4.5
9	225	10	5.0
10	250	11	5.6
11	300	12	6.2
12	350	13	6.8
13	400	14	7.4
14	450	15	8.0
15	500	16	8.6
16	600		
17	700		
18	800		
19	900		
20	1000		

Extraído de, Explosivos y accesorios de voladura (famesa)

Tabla 23 — Escala de tiempos nominales – serie universal

Periodo corto		Periodo largo	
N° serie	TDR (ms)	N° serie	TDR (s)
0	0	0	0.0
1	25	1	0.2
2	50	2	0.4
3	75	3	0.6
4	100	4	1.0
5	125	5	1.4
6	150	6	1.8
7	175	7	2.4
8	200	8	3.0
9	250	9	3.8
10	300	10	4.6
11	350	11	5.5
12	400	12	6.4
13	450	13	7.4
14	500	14	8.5
15	600	15	9.6
16	700		
17	800		
18	900		
19	1000		
20	1100		
21	1200		

Extraído de, Explosivos y accesorios de voladura (famesa)

3.3.7.3. Cálculo y Distribución de la Carga Explosiva

- **Columna explosiva**

Se denominada longitud de carga donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro. Es importante la distribución de explosivo a lo largo del

taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC) (LOPEZ, Y OTROS, 2000).

- **Carga de fondo**

Es la carga explosiva de mayor potencia y densidad requerida al fondo del taladro para realizar la rotura al fondo, junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones.

$$CF = 1,3 \times B$$

Dónde:

CF = Carga de fondo.

B = Burden.

No debe ser menor de 0,6 B para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia del macizo rocoso y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo fluctuara entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para muy dura. (LOPEZ, Y OTROS, 2000).

- **Carga de columna**

Se posiciona sobre la carga de fondo y puede ser de menor densidad y potencia ya que el confinamiento de la roca en esta zona del taladro es menor.



Pesado en equivalencia de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se calcula por la diferencia entre la longitud del taladro y la suma la carga de fondo más el taco. (LÓPEZ JIMENO, 2003).

$$CC = L - (CF + T)$$

Donde:

CC = Carga de columna.

T = Taco

L = Longitud del taladro.

CF = Carga de fondo:

- **Estimación de cargas**

Volumen a fragmentar por cada taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = (m^3) \text{ por taladro.}$$

Dónde:

V = Volumen a romper por taladro.

H = Altura del taladro.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

Tonelaje: volumen x densidad de la roca.

- **Volumen de explosivo**

Longitud de la columna explosiva (columna continua) por diámetro de taladro o por la suma de las cargas segmentadas.

$$Ve = (\emptyset \times Ce)$$

Dónde:

Ve = Volumen de explosivo.

Ce = Columna explosiva.

\emptyset = Diámetro del taladro.



- **Factor de carga**

Es la relación entre el volumen de material roto y el peso de explosivo utilizado.

$$FC = (We/V)$$

Dónde:

FC = Factor de carga.

V = Volumen del material fragmentado.

We = Peso del explosivo

- **Tonelaje roto**

El tonelaje fragmentado es igual al volumen del material roto por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje roto} = (V \times \rho)$$

Dónde:

V = Volumen del material fragmentado

ρ = Densidad del material fragmentado

- **Perforación específica**

Es el número de metros o pies programados a perforar para cada de roca volada.

$$PE = (L/H) / (B * E) \quad \text{Ecuación 2.14}$$

Dónde:

PE = Perforación específica.

L = Profundidad del taladro.

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.



- **Cálculo general para carguío de taladro**

Carga en el taladro = $(0,34 \times \varnothing^2 \times \rho_e)$, en lb/pie

Dónde: 0,34=Factor.

ρ_e = Densidad del explosivo a usar en g/cm

\varnothing = Diámetro del taladro, en pulgadas.

- **Densidad de carga**

$$DC = 0,57 \times \rho_e \times \varnothing^2 \times (L - T)$$

Dónde:

C = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = Factor.

T = Taco.

\varnothing = Diámetro del taladro

ρ_e = Densidad del explosivo.

L = Longitud de perforación.

3.3.8. Voladura

Son trabajos de fragmentación roca empleando diferentes agentes o materiales para conseguir este fin. (MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA – EXSA, 2001)

3.3.8.1. Voladura Convencional

Estos trabajos se realizan básicamente aplicando la experiencia y criterio para obtener los resultados esperados.

3.3.8.2. Voladura Controlada

La voladura controlada se ejecuta con el empleo de cargas explosivas de baja energía posicionadas en taladros muy proximos entre sí, que se disparan en forma simultánea. Además, se controla la formación de una grieta o plano de fragmentacion, que limite la superficie final de un corte o excavación.

Las condiciones para realizar una voladura controlada son:



Condiciones en la perforación

- El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual al de la voladura principal.
- Buen alineamiento y paralelismo de los taladros.
- El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de la voladura convencional.

3.3.8.3. Esquemas de Voladura Controlada

Diseñados en taladros periféricos con cartuchos de dinamita espaciados con material inerte o aire libre y cordón detonante.

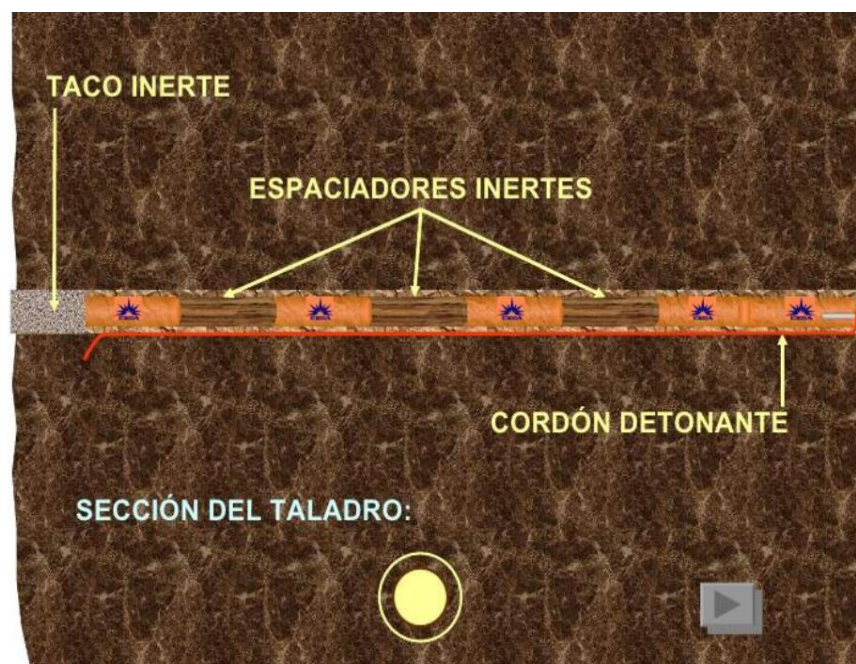


Figura 14 — Taladro periférico con material inerte

Extraído de, Manual práctico de voladura, EXSA-2000

3.3.8.4. Comparación entre la Voladura Convencional y la Controlada

La voladura convencional hace que el diseño del frente salga irregular con daños a las paredes, en cambio la voladura controlada realiza una sección más perfilada y con menor daño a las paredes.

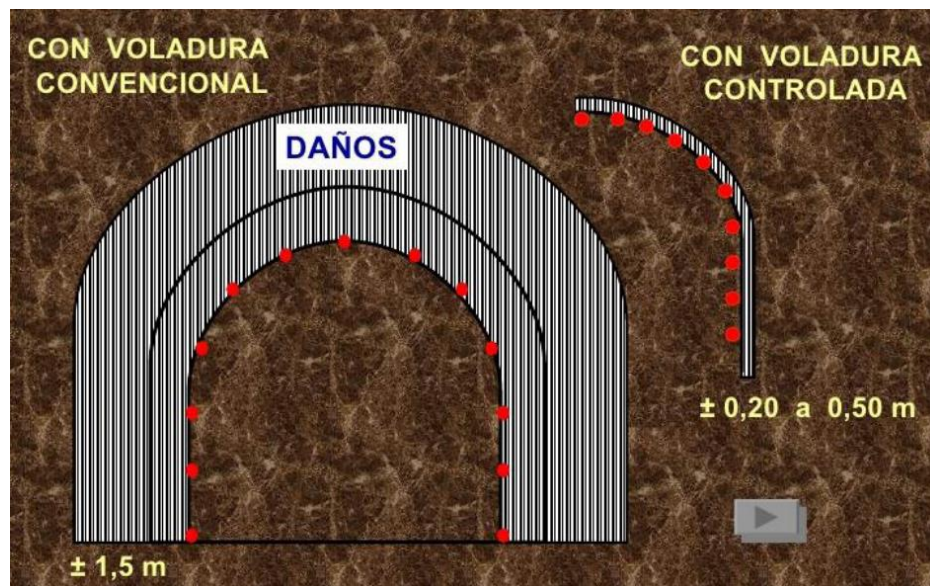


Figura 15 — Daños en voladura convencional y controlada

Extraído de, Manual práctico de voladura, EXSA – 2000

3.3.9. Costos

La economía de una empresa depende del valor de sus productos, el que a su vez está en función de los precios internacionales y de sus costos de sus actividades primarias.

Las empresas deben analizar la composición de su propia cadena de valor en términos económicos y formular un plan realista y con visión de medio plazo; en el Anexo 1 se muestra un esquema de factores que afectan el costo de operación de una mina.

3.3.9.1. Índice de Productividad y Costos

a) Mano de obra:

Son aquellos costos donde está involucrada el trabajo o la mano de obra directa en la actividad minera

b) Disponibilidad mecánica del quipo

Obedece a la utilización o la disponibilidad que cuenta un equipo para cumplir un determinado trabajo, en muchos casos los equipos no se encuentran disponibles ya sea por averías, falta de operador o otros factores que dificulten a la operatividad.

c) Unidad de costos en mina

Son todos aquellos costos que están involucrados en la operación tales sean como la perforación, ventilación, limpieza, sostenimiento, etc.

d) Materiales directos

Son aquellos costos que están dentro de los servicios o materiales utilizados para realizar trabajos en interior mina

3.3.9.2. Costos de Accesorios de Perforación

- a) Son los costos que están en el consumo de aceros de perforación y sus accesorios para ser utilizados, tales sean acoples, niples, brocas, barras, etc.

3.4. Definición de términos

- **Accesorios:** son partes que componen un total, en el caso minero se pueden referir a accesorio de perforación como las brocas, barrenos, perforadora, etc., y en la otra parte puede ser los accesorios de la voladura como son la mecha de seguridad, retardos cordón detonante, etc.
- **Arranque:** son taladros que dan inicio a una voladura, a estos también se le denomina corte quemado.
- **Burden:** es el espaciamiento del taladro cargado a la cara libre, en este caso es el taladro de alivio.

- **Cara libre o taladro de alivio:** es el taladro que va sin carga, pueden ser uno o más taladros, estos taladros suelen ser de mayor diámetro.
- **Costos directos:** son los costos que van a ser directamente empleados en las operaciones tales pueden ser la perforación, voladura, pago personal, etc.
- **Costos indirectos:** estos costos son aquellos costos que se realizan indirectamente a las operaciones.
- **Disparo soplado:** estos disparos son aquellos que, si detonaron, pero por el mal confinamiento o el mal atacado estos suelen soplarse.
- **Espaciamiento:** es la separación de taladros que existe en la secuencia de taladros, estos también obedecen a un criterio geomecánica o criterio por experiencia.
- **Estándar:** Es un patrón que se determina con la constancia laboral o la continuidad de condiciones de trabajo, esto hace que los trabajos sean más prácticos y fáciles de realizar.
- **Frente:** Es el lugar de trabajo donde se realizan los trabajos de minado.
- **Malla de perforación:** es el diseño de la distribución de taladros en el frente de operaciones,
- **Matriz rocosa.** Es el conjunto de la roca en total que esta compuesta por la roca intacta y sus discontinuidades.
- **Paralelismo:** en la precaución de linealidad que los taladros deben de tener uno del otro.
- **Perforación:** son trabajos donde se realizan los agujeros para que estos puedan alojar a la carga explosiva
- **Voladura:** son trabajos de fragmentación de roca empleando agentes de voladura o carga explosiva.

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1. Tipo y Diseño de la Investigación

El siguiente trabajo de investigación es de tipo descriptivo, aplicado, porque trata la descripción de los estándares de perforación y voladura y su aplicación a la realidad.

4.2. Población y Muestra

4.2.1. Población

Para este trabajo de investigación está conformada por las labores horizontales de la E.C.M Mincotrall S.R.L. en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.

4.2.2. Muestra

Está constituida por la labor: XC 10654-NW, NV. 2570 Zona Valeria III E.C.M Mincotrall S.R.L. en la Unidad Minera MARSA S.A.

4.3. Procedimiento de la investigación

En primer lugar, se identificó el problema, posteriormente se toman datos con la documentación fotográfica y libreta de campo.

Seguidamente se buscó alternativas de solución en los trabajos de gabinete. Para ello se emplearon lo siguiente.

- Estructura del trabajo de tesis
- Desarrollo de los objetivos planteados en la investigación
- Identificas los resultados
- Discutes los resultados con los antecedentes citados en el presente trabajo de tesis.
- Desarrollas las conclusiones y recomendaciones

4.4. Material de Investigación

Para el desarrollo del presente trabajo se empleó los siguientes materiales y equipos. Se utilizaron los diferentes programas de minería para realizar los cálculos:

- La documentación del trabajo (fotografías y libreta de campo)
- Procesadores de los Textos.
- Bases de datos
- Hojas de Cálculo
- Diseñadores: Autocad, Autocad civil 3d, etc.

4.4.1. Instrumentos de investigación

Los instrumentos empleados para realizar este trabajo de tesis con los que se tomaron. Datos son los siguientes

- a) instrumentos de documentación.
 - Libreta de campo.
 - Cámara fotográfica.
- b) instrumentos de medición
 - flexómetro
 - distanciómetro
 - brújula
 - cordel
 - inclinómetro
- c) instrumentos de determinación de calidad de roca.
 - Picota
 - Tabla geomecánica

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Descripción de los Resultados

En el presente capítulo se describe el procedimiento de los cálculos respecto al tema de tesis para obtener resultados verídicos que justifiquen el cambio de accesorios de perforación y voladura, para ello se utilizaron bases teóricas desarrolladas en la presente tesis que sustentan los conceptos y los modelos matemáticos que permiten cambiar los accesorios de perforación y voladura para mejorar los avances en labores lineales.

5.1.1. Perforación

5.1.1.1. Longitud de perforación

El resultado depende principalmente de la longitud de barreno utilizado, lo que se propone es cambiar la longitud de barreno de perforación de 6 pies con barreno de 8 pies. La ecuación matemática que justifica el cambio de profundidad del taladro es la siguiente expresión:

$$L=0.15+34.1\phi_2-39.4\phi_2^2 \text{ (modelo matemático Holmberg)}$$

Donde:

L: Profundidad del taladro

ϕ_2 = diámetro del taladro vacío (m)

El diámetro de taladros alivios, según López Jimeno Carlos “Manual de Perforación y voladura”, página. 440 es: $0.05 \leq \phi_2 \leq 0.25$ m

En la empresa minera mencionada el diámetro de los taladros vacíos es 64 mm, reemplazando en la ecuación resulta:

$$L=0.15+34.1*0.064-39.4*0.064^2$$

$$\mathbf{L=2.17 \text{ m}}$$

- Otra ecuación que justifica cambiar la longitud de taladro de 6 a 8 pies es la siguiente expresión:

La perforación en galerías, cruceros, rampas y subniveles, su máxima longitud del taladro es:

$$L \leq \sqrt{As}$$

Donde:

As = Área de la sección del labor

$$L \leq \sqrt{2.4384 * 2.7432} \text{ m}^2 \text{ (Sección de la labor de la tabla N° 30)}$$

$$L \leq 2.586 \text{ m}$$

Tabla 24 — Datos referenciales de la labor de muestra

Labor exploración	XC 10654-NW, NV. 2570 Zona Valeria III
Sección (pies, metros)	8x9, (2.4384x2.7432)
Tipo de roca granito	Bueno

5.1.1.2. Número y diseño de taladros

El cambio de accesorios de perforación y voladura para mejorar el avance en labores lineales, se realiza en base al número de taladros calculado con la siguiente fórmula:

Por el perímetro

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (c \times S) \text{ (Método de los perímetros)}$$

Dónde:

S: dimensión de la sección de la labor en m² (cara libre)

P: perímetro de la sección de la labor (m), que se obtiene con la fórmula:

$$P = 4\sqrt{A}$$

$$P = 4\sqrt{6.69} = 10.35 \text{ m}$$

dt: distancia entre los taladros periféricos que usualmente es de:



Tabla 25 — Distancia entre taladros

Dureza de Roca	Distancia entre Taladros (m)
Tenaz	(0.50 a 0.55)
Intermedia	(0.60 a 0.65)
Friable	(0.70 a 0.75)

Extraído de, Manual perforación y voladura – Exsa

c: coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Tabla 26 — Coeficiente de la roca

DUREZA DE ROCA	COEFICIENTE DE ROCA (m)
Tenaz	2
Intermedia	1.5
Friable	1

Extraído de, Manual perforación y voladura – Exsa

$$N^{\circ} \text{ tal} = \left(\frac{10.4}{0.5} \right) + (2 \times 6.69) = 34 \text{ tal}$$

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a fragmentar, del grado de confinamiento del frente de avance, del grado de fragmentación que se desea alcanzar y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear¹. Teniendo en consideración esta teoría, para el diseño y distribución de los taladros en el frente de perforación en la presente tesis se ha considerado 40 taladros cargados incluido para la cuneta y tres taladros de alivio.

5.1.1.3. Trazos de arranque

El corte seleccionado para el diseño de perforación de los taladros es el corte cilíndrico, con tres taladros de alivio

Manual práctico de voladura- EXSA “Edición especial”

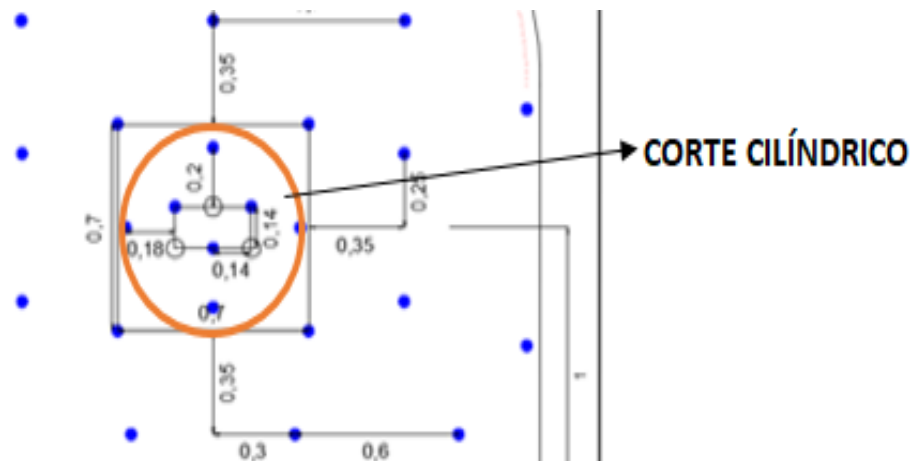


Figura 16 — Diseño de corte cilíndrico

Extraído de, Área de perforación y voladura- MARS

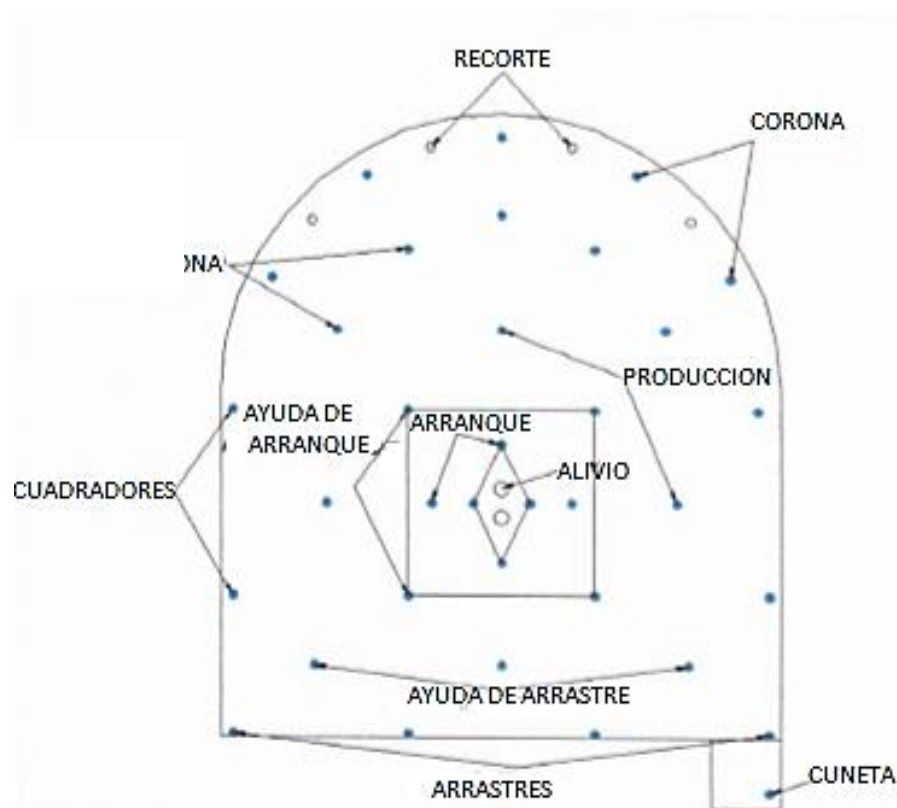


Figura 17 — Diseño y nombres de los taladros

Extraído de, Área de perforación y voladura- MARS

5.1.1.4. Burden

En la presente tesis se ha aplicado el factor de volabilidad de Kv determinado para cada tipo de roca. Del que resulta la fórmula para calcular burden:

$$B_1 \text{ (metros)} = 1.7 \text{ } \varnothing_2 \text{ (Kv+1)} - F_{\text{modelo matemático Holmberg}}$$

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

Donde:

F: Error de perforación

L: Profundidad de los taladros (m).

e : Error de emboquille (m).

α : Desviación angular (m/m).

$$F = 0.02 \cdot 2.31 + 0.02 = 0.06 \text{ m}$$

El error de perforación es para la perforación efectiva de 2.31 metros obtenidos de 8 pies de longitud del taladro.

Borquez (1981) determina el factor de volabilidad KV de la fórmula de Pearce para calcular la piedra a partir de RQD corregido por un constante de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las discontinuidades en función de apertura de estas y el tipo de relleno. La ERQD se calcula con la siguiente expresión.

$$ERQD = JSF \cdot RQD$$

El valor de JSF es 0.9 para una roca regular o media

Tabla 27 — Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades

Estimacion de calidad de roca	Jsf
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Extraído de, LÓPEZ JIMENO C. “Manual de perforación y voladura de rocas.

Página 306

Tabla 28 — Parámetros geomecánicos de la roca XC 10654-NW, NV. 2570

Propiedades	Datos
Tipo de roca	Buena
Densidad de roca (gr/cm ³)	2.7
Indice de calidad de roca (RQD)	79
RQD equivalente (ERQD)	72
Factor de volabilidad (K _v)	0.81
Factor de corrección para resistencia de las discontinuidades de la roca (JSF)	0.9 (roca regular)

Extraído de, Área de perforación y voladura – MARSA

$$ERQD = 0.9 * 79 = 72$$

$$K_v = 1.96 - (0.27 * \ln(ERQD))$$

$$K_v = 1.96 - (0.27 * \ln(72)) = 0.80$$

$$B = 1.7 * 0.064(0.80 + 1) - 0.06$$

$$B1 = 0.14 \text{ m}$$

Tabla 29 — Datos generales - labor XC 10654-NW, NV. 2570

Sección (pies)	8x9
Tipo de roca	buena
Longitud de perforación (pies)	8
Número de taladros	43
Taladros cargados	40
Diámetro de taladro producción (mm)	38
Diámetro de taladro de alivio (mm)	64

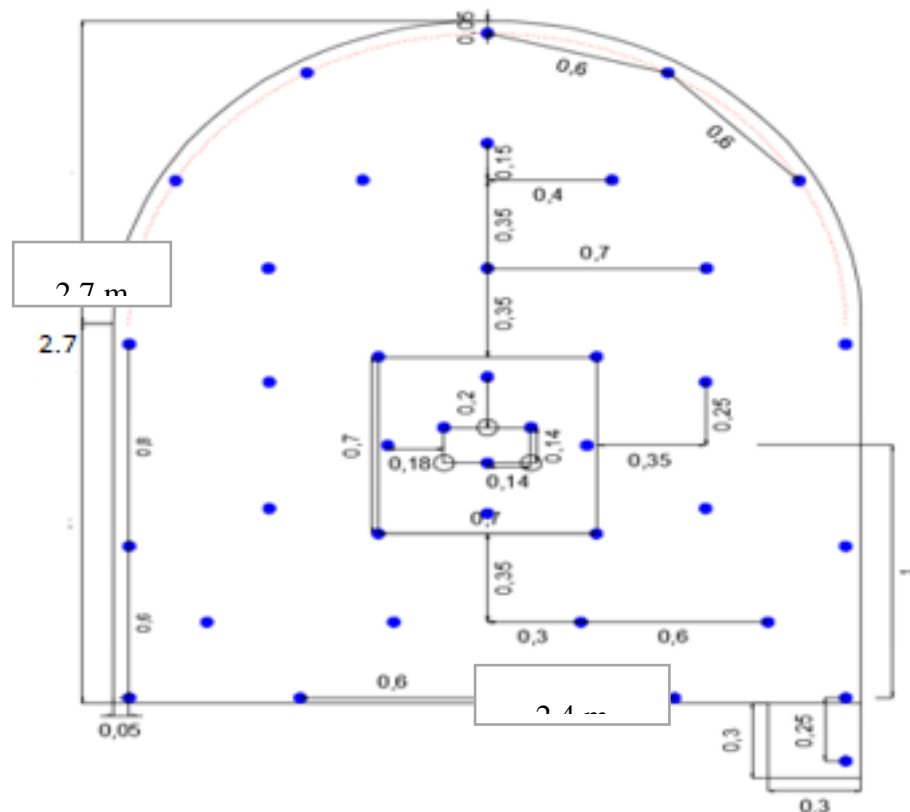


Figura 18 — Diseño de taladros labor XC 10654-NW, NV. 2570

Extraído de, Área de perforación y voladura- MARSA

5.1.1.5. Avance por Disparo

Los avances medidos “x” pueden llegar al 95% de la profundidad de los taladros “L”.

$$X = 0,95 \times L$$

El cuadro N° 30 muestra los indicadores mensuales de avances por disparo en las labores lineales de sección de 8x9 pies con barreno de 6 pies de longitud.

Tabla 30 — Indicadores 2018 de avance por disparo con Long. Taladro de 6 pies XC 10654-NW, NV. 2570

Mes	Avance/disparo (m)
Febrero	1.69
Marzo	1.70
Abril	1.72
Mayo	1.72
Junio	1.72
Julio	1.72
Agosto	1.69
Setiembre	1.69
Octubre	1.69
Noviembre	1.68
Promedio	1.70

5.1.2. Voladura

5.1.2.1. Carguío de explosivos

El carguío de explosivos en los taladros se realizan en funcion al tipo de roca donde se ubica una labor minera, en la malla de perforación los taladros se sub ubican como indica la figura N° 17 donde cada grupo de taladros cargados tiene la función de realizar la fragmentación mediante la presión de dotación correspondiente a la potencia del explosivo almacenado. El objetivo es obtener resultados como:

- Optimizar la debilitación del área circundante de la labor
- Minimizar el sobre rotura
- Fragmentación optima

- Proyección adecuada para facilitar el proceso de carguío en el acarreo
- Minimizar los gases nitrosos

Tabla 31 — Explosivos utilizados en la Unidad Minera y las características técnicas

ESPECIFICACIONES	GELATIN A 75	SEMEXA 65	EXADIT 45
Dimensiones (mm) (pul)	22x180(7/8 "x7")	22x180(7/8 "x7")	22x180(7/8 "x7")
Densidad (g/cm ³)	1.38	1.12	1.00
Resistencia al agua	Excelente	Muy buena	Bajo
Peso (kg)	0.088	0.0812	0.0762
Velocidad de detonación (m/s)	5500	4200	3400
Vida útil (meses)	18	18	18
Presión de detonación (Kbar)	140	94	73
Presión de taladro (MPa)	4523.6977	2375.8177	1464.2667
Presión de explosión (Kbar)	52	24.5	14.5
Energía del explosivo en carga continua (MPa)	5218.13	2469.60	1445.00

Extraído de, FAMESA

5.1.2.2. Concentración lineal de carga explosiva

$$q_1 = 55\phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1.5} X \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] X \left[\frac{C}{0.4} \right] X \frac{1}{RWS_{ANFO}} \quad \text{modelo matemático Holmberg}$$



Donde:

q_1 : Concentración lineal de carga (kg/m)

\varnothing_1 : Diámetro de perforación de taladro de producción (m)

B: Burden (m)

\varnothing_2 : Diámetro del taladro vacío (m)

C: Se refiere a la cantidad de explosivo necesario para romper un m^3 de roca, Según López Jimeno C. el valor de $C= 0.2-0.3 \text{ Kg}/m^3$. Para un índice de volabilidad de 80 – 85, para la presente tesis se utiliza $0.3 \text{ kg}/m^3$

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

Tabla 32 — RWSANFO de explosivos utilizados

Explosivos	RWSANFO (%)
Gelatinas 75%	103
Semexa 65%	92
Exadit 45 %	86

Extraído de, Área de perforación y voladura - MARSA

$$q_1 = 55 * 0.038 \left[\frac{0.14}{0.064} \right]^{1.5} X \left[0.14 - \frac{0.064}{2} \right] X \left[\frac{0.3}{0.4} \right] X \frac{1}{1.03}$$

$$q_1 = 0.53 \text{ kg/m}$$

- **Longitud de carga/taladro** = longitud efectiva de perforación (al 95 %) – Taco

$T=10 \varnothing_P$ (fuente: Carlos y Emilio López Jimeno, voladura en túneles y galerías)

$$T=10*0.038 =0.38 \text{ m.}$$

Longitud de carga/taladro=2.31-0.38=1.93 m

Kg/tal = q (Long. Perf. -T) *0.9 = 0.53(1.93) *0.9 =0.92 kg

- **N°. Cartuchos /taladro** =0.92/0.088=10 cartuchos/taladro

Para calcular la carga explosiva por taladro se toma en cuenta el siguiente cuadro

Tabla 33 — Distribución de la energía explosiva (DE)

Usando el concepto de la distribución de energía (DE)		
DE	(90-95 %)	Taladros de arranque
DE	(80-85 %)	Taladros de ayuda
DE	(70-75 %)	Otros taladros
DE	80 %	Taladros en piso
DE	50 %	Taladros en corona y hastiales

Extraído de, LÓPEZ JIMENO CARLOS

.. Tabla 34 — Concentración lineal de carga explosiva

Tipo de explosivo	q (kg/m)	Kg/taladro	N°. Cartuchos/taladro
Gelatinas 75%	0.53	1.02	10
Semigelatina 65%	0.59	1.14	10
Pulverulento 45%	0.64	1.23	8

De acuerdo a los resultados antes obtenidos, la distribución de los explosivos son variables como: Exadit 45%, semexa 65% y gelatina 75% en cantidades adecuadas y de acuerdo a la ubicación de los taladros dentro de la malla de perforación.



5.1.2.3. Carguío de explosivos según la distribución de taladros

La distribución de los taladros cargados como se observa en la figura N°17 son:

- Taladros de arranque
- Taladros de ayuda de arranque
- Taladros de producción
- Taladros cuadro dores
- Taladros de ayuda de contorno
- Taladros de contorno
- Taladros de ayuda de arrastre
- Taladros de arrastre

La eficiencia de voladura obedece la secuencia de salida de los taladros en tiempos mínimos, debido a ello cada grupo de taladros es cargado de acuerdo al trabajo que va a realizar la carga explosiva (potencia relativa y velocidad de detonación del explosivo), en este caso no todos los taladros realizan la misma presión para fragmentar y proyectar el material. El carguío de explosivos en la labor XC 10654-NW, NV. 2570 se determina como indica en la figura N° 18.

Tabla 35 — Distribución de la carga explosiva para taladros de 8 pies con FANEL

Taladros		Cebo		Carga. Columna	
Nombre	N° Taladros	Cantidad	Tipo	Cantidad	Tipo
Arranque	7	1	G	9	G
Ayuda	4	1	S	9	S
Producción	6	1	S	8	S
Cuadradores	4	1	S	8	S
Ayuda de arrastre	4	1	S	8	S
Arrastre	5	1	S	8	S
Ayuda de corona	4	1	S	8	S
Corona	5	1	S	8	S
Cuneta	1	1	S	7	S



S: Semexa 65 %

Ex: Exadit 45%

G: Gelatinas 75%

5.1.2.4. Accesorios de voladura utilizados anteriormente Sistema Carmex: Componentes

- Carmex
- Conectores
- Fulminante N° 8
- Mecha rápida

5.1.2.5. Cambio de Sistema Carmex a Sistema Fanel (Propuesto)

La eficiencia de voladura con el sistema Carmex depende mucho de la calidad de amarre con mecha rápida en toda la malla de perforación, el cual influye en los tiempos de salida secuencial de los taladros cargados. Durante el tiempo de secuencia de salida hay fracturamiento y proyección del material a volar donde en el proceso de detonación de cada taladro cargado ejerce presiones diferentes de acuerdo a las presiones contrarias de la roca el cual ha sido fracturado por la carga explosiva detonada del anterior taladro cargado en un diferencial de tiempo. En este proceso de secuencia de salida de taladros es indispensable la pérdida de la eficiencia de voladura de los taladros subsiguientes debido a la debilitación del área de influencia del anterior taladro detonado (figura N° 19), porque las ondas de choque y gases de expansión producidas por la detonación del siguiente taladro se disipa por las micro fisuras producidas en el área de influencia del anterior taladro detonado.

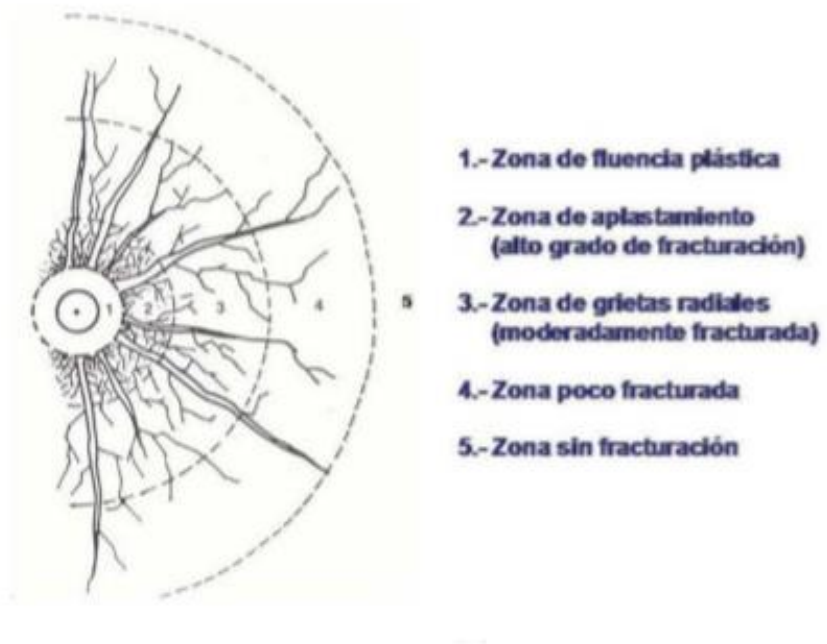


Figura 19 — Fisuras en las proximidades del barreno

Extraído de, Perforación y voladura de rocas en minería - E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid

- **Fanel:** Usando el accesorio eliminamos el proceso de amarre con la mecha rápida, la secuencia de salida ya no se realiza a través de amarre sino mediante la serie de números de fanel, la secuencia de salida es en milisegundos en ese proceso se aprovecha mejor la capacidad o poder rompedor del explosivo en conjunto direccionados hacia la cara libre (taladros de alivio), es la razón por la cual se cambia el carmax por fanel porque el mecanismo de detonación del explosivo y el mecanismo de fragmentación de la roca tiene origen en el proceso de iniciación de la voladura. Es importante señalar el concepto del mecanismo de detonación del explosivo y fragmentación de la roca.

- **Mecanismo de la detonación**

Para comprender el funcionamiento del fenómeno de la detonación, es necesario conocer cómo son las diferentes zonas de reacción que se producen durante la misma. Si se considera una carga cilíndrica que se detona por unos de sus lados, se pueden diferenciar las zonas siguientes (figura N° 19):

La zona de explosivo que aún no ha detonado.

Un área de reacción primaria, que se expande a una velocidad de varios miles de metros por segundo (velocidad de detonación), en la cual tienen lugar las reacciones más rápidas y violentas, que producen un movimiento energético de las partículas próximas. Este movimiento se propaga en forma de onda de choque de muy alta presión a todo el medio circundante. Dicha presión se denomina presión de detonación.

Un área de reacción secundaria, donde se juntan los productos de explosión, más lentos en su desplazamiento que la onda de choque, y se producen una serie de reacciones complementarias que se piensa dan lugar a gran parte de los gases producidos en la reacción. Se caracteriza por una presión inferior a la anterior, que se denomina presión de explosión o presión de burbuja, originada por la expansión de todos estos productos gaseosos.

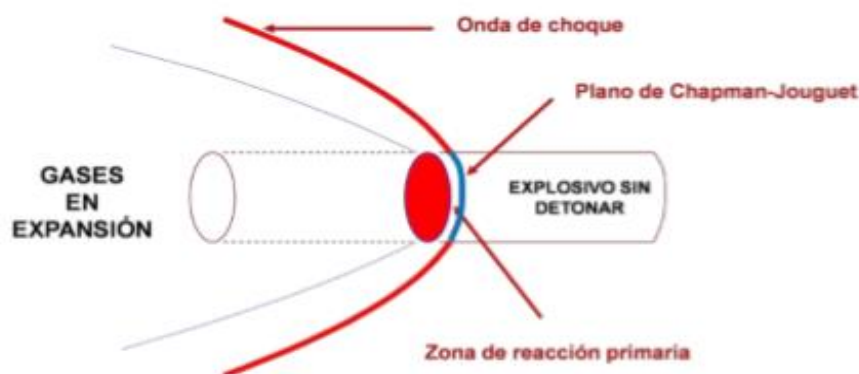


Figura 20 — Zonas del proceso de detonación

Extraído de, Perforación y voladura de rocas en minería - E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid

La composición química y propiedades físicas del explosivo, ente otras variables, determinan la velocidad de detonación, así como las presiones de explosión y detonación. Un explosivo de base nitroglicerina, por ejemplo, tendría alta velocidad de detonación, y también alta presión de detonación. En cambio, el relativamente menor volumen de gases que produce la reacción de detonación de la nitroglicerina determina que la presión de burbuja o explosión sea también baja. Por el contrario, un explosivo de base nitrato amónico, cuya detonación es más lenta, pero produce mayor cantidad de gases, tendría una presión de detonación más baja, pero una presión de burbuja más elevada.

- **Mecanismo de Fragmentación de la Roca**

En la detonación de un explosivo podrían diferenciarse dos fases:

Una primera fase, representada por la presencia de una onda de detonación de mayor o menor velocidad, característica representativa en gran medida del poder rompedor del explosivo, y

Una segunda fase, representada por la formación de un gran volumen de gases a elevada temperatura.

Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un taladro y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3 000 y 5 000 m/s.

Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la Figura 4.5, para el caso de un taladro perforado en una masa rocosa sin cara libre. La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción.

- **Sistema fanel de periodo corto (detonador no eléctrico):**

Componentes

Fulminante de retardo N°12

Manguera fanel o tubo de choque

Etiqueta

Conector plástico tipo J

Cordón detonante 3p

5.1.3. Avance obtenido por Disparo con Barrenos de 8 pies con el sistema Fanel

El avance por disparo con barrenos de 8 pies con el sistema fanel se aprecia en la siguiente tabla

Tabla 36 — Avance por disparo con barreno de 8 pies

Fecha	Labor	sección	Long. Per. (pies)	Avance (m)	Eficiencia %
16/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.10	86.12
17/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.00	82.02
18/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.15	88.17
19/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.00	82.02
20/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.20	90.22
21/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.20	90.22
22/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.20	90.22
22/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.15	88.17
23/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.15	88.17
24/12/2018	XC 10654 (GAL 10602-N)	8x9	8	2.20	90.22

Tabla 37 — Comparación de avances por disparo con barrenos de 6 y 8 pies de longitud

Sección	Area transvers al	6 pies			8 pies		
		Avance (m)	Volume n (m ³)	Tonelad as	Avance (m)	Volum en (m ³)	Toneladas
8x9	6.02	1.69	10.17	27.47	2.10	12.64	34.13
8x9	6.02	1.70	10.23	27.63	2.00	12.04	32.51
8x9	6.02	1.72	10.35	27.96	2.15	12.94	34.95
8x9	6.02	1.72	10.35	27.96	2.00	12.04	32.51
8x9	6.02	1.72	10.35	27.96	2.20	13.24	35.76
8x9	6.02	1.72	10.35	27.96	2.20	13.24	35.76
8x9	6.02	1.69	10.17	27.47	2.20	13.24	35.76
8x9	6.02	1.69	10.17	27.47	2.15	12.94	34.95
8x9	6.02	1.69	10.17	27.47	2.15	12.94	34.95
8x9	6.02	1.68	10.11	27.31	2.20	13.24	35.76
Promedio		1.70	10.25	27.66	2.14	12.85	34.70

(Densidad de la roca= 2.7kg/tn)

Tabla 38 — Distribución de explosivos en taladros de 6 y 8 pies

Taladros	6 Pies					8 Pies				
	N°. Tal.	Cf		Cc		N°. Tal.	Cf		Cc	
		canti dad	tipo	Cantidad	tipo		cantidad	tipo	Cantid ad	tipo
Arranque	3	1	S	8	S	7	1	G	9	G
Ayudas	4	1	S	7	S	4	1	S	9	S
Sobre Ayuda	4	1	S	6	S					
Producción	9	1	S	6	S	6	1	S	8	S
Cuadradore s	4	1	S	6	S	4	1	S	8	S
Ayuda de arrastre	3	1	S	7	S	4	1	S	8	S
Arrastre	4	1	S	8	S	5	1	S	8	S
Ayuda de corona	3	1	S	6	S	4	1	S	8	S
Corona	5	1	S	4	Ex	5	1	S	8	S
Cuneta	1	1	S	6	S	1	1	S	7	S
TOTAL	40	40		251		40	40		330	

Cf: Carga del fondo

Cc. Carga de columna

Tabla 39 — Consumo de explosivos en taladros de 6 y 8 pies

Explosivo	Peso/cartucho (kg)	6 pies		8 pies	
		N°. Cartucho	Consumo (Kg)	N°. Cartucho	Consumo (Kg)
S	0.081	271	21.95	300	24.30
Ex	0.076	20	1.52	0	0
G	0.149	0	0	70	6.16
TOTAL		291	23.47	370	30.46

Tabla 40 — Factor de carga y potencia

	6 pies	8 pies
Volumen volado (m3)	10.25	12.85
Tonelaje volado	27.66	34.70
Consumo. Explosivo (kg)	23.47	30.46
Factor. Carga (kg/m3)	2.29	2.37
Factor. Potencia (kg/tn)	0.85	0.88

5.1.4. Número de Disparos

El número de disparos programados es de acuerdo al avance programado por el área de planeamiento en la unidad minera. El avance programado para XC 10654 (GAL 10602-N) en el mes de diciembre de 2018 es de 60 metros.

$$\begin{aligned} \text{N}^\circ. \text{ Disparos con 6 pies} &= \text{Av. Programado} / \text{avance} / \text{disparo} \\ &= 60\text{m} / 1.70\text{m} \\ &= 35 \text{ disparos} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{N}^\circ. \text{ Disparos con 8 pies} &= 60\text{m} / 2.14 \text{ m} \\ &= 28 \text{ disparos} \end{aligned}$$

5.1.5. Análisis de Costos Directos en Perforación y Voladura

Los cálculos realizados están en soles por metro de avance lineal (S/. Metro)

5.1.5.1. Con Barrenos de 6 pies con Sistema Carmex

Tabla 41 — Parámetros operacionales

PARÁMETROS OPERACIONALES	DATOS
Longitud de taladro (pies)	6
Nº. Taladros	43
Nº tal. Cargados	40
Pies perforados	258
Avance/disparo (m)	1.7
Barras cónica (pies)	3
	4
	6
Barra Piloto H22 (Pies)	4
	6
Diámetro de Brocas (mm)	36 y 38
	64

Tabla 42 — Costos de mano de obra

Personal	Cantidad	Salario (S/)	leyes sociales	Incidencia	S/ Disparo	S/ Metro
Maestro perforista	1	64.03	87.32	1.00	151.35	243.82
Ayudante de perforista	1	56.67	77.29	1.00	133.96	
peon mina	1	54.65	74.53	1.00	129.18	
TOTAL	3	175.35	239.14		414.49	



Tabla 43 — Implementos de protección personal

Implementos de seguridad	U.M	Cantidad	P.U (S/)	V.U Tareas	S/ Disparo	S/ Metro
Mameluco	pza	3.00	52.30	180.00	0.87	10.11
Ropa de agua	jgo	3.00	150.00	60.00	7.50	
Bota de jebe	par	3.00	58.89	90.00	1.96	
Correa seguridad	pza	3.00	6.62	360.00	0.06	
Guante de Neoprene 14" p/perforista	par	3.00	8.06	15.00	1.61	
Casco minero T/ sombrero color rojo	pza	3.00	29.33	360.00	0.24	
Protector auditivo min 25 db reusable 3m 1270	pza	3.00	2.52	30.00	0.25	
Correa de barbilla (Barbiquejo)	pza	3.00	2.83	90.00	0.09	
Tafilete para protector	pza	3.00	9.11	180.00	0.15	
Lentes de seguridad Malla	pza	3.00	4.57	180.00	0.08	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	3.00	58.19	180.00	0.97	
Cartuchos P-100 contra polvos	par	3.00	7.90	12.00	1.98	
Polo de Malla con Cinta Reflexiva Manga Larga	pza	3.00	6.83	90.00	0.23	
Short de Drill (Pantalón Corto Bermudas con Cinta Reflexiva	pza	3.00	16.16	180.00	0.27	
Cargador de Lámpara Minera (+ 30% mantenimiento)	pza	3.00	51.68	730.00	0.21	
Lámpara minera	pza	3.00	172.28	730.00	0.71	
TOTAL					17.18	

Tabla 44 — Herramientas

Herramientas	U.M	Cantidad	P.U (S/)	V.U Tareas	S/ x Disparo	S/ Metro
Abrazadera de 1"	pza	1.00	6.30	30.00	0.21	3.55
Abrazadera de 1/2"	pza	1.00	4.70	30.00	0.16	
Atacador	pza	1.00	10.50	60.00	0.18	
Barretilla (6, 8, 10 pies)	jgo	2.00	144.00	180.00	1.60	
Cizalla	pza	1.00	86.43	180.00	0.48	
Comba	pza	2.00	17.26	180.00	0.19	
Cucharilla	pza	1.00	3.00	200.00	0.02	
Flexometro metálico de 5m	pza	1.00	10.11	45.00	0.22	
Llave stillson 14"	pza	1.00	80.00	360.00	0.22	
Pico de Acero de dos puntas	pza	1.00	29.15	180.00	0.16	
Pintura Spray Rojo	lat	1.00	7.84	7.00	1.12	
Punzon cebo	pza	1.00	5.34	180.00	0.03	
Sacabarreno	pza	1.00	7.00	200.00	0.04	
Soplete	pza	1.00	120.00	360.00	0.33	
Lampa Minera tipo cuchara	pza	2.00	15.84	60.00	0.53	
Guiador	pza	3.00	10.50	60.00	0.53	
Encendedor	pza	1.00	1.00	45.00	0.02	
TOTAL					6.03	

Tabla 45 — Aceros de perforación

Aceros de perforación	U.M	P.U (S/)	V. U (P.P)	P.P disparo	S/ Dispar o	S/ metro
Broca Cónica 11° de 36 mm N/P 90509968	pza	63.926 8	350	258	47.12	106.49
Broca Cónica 11° de 38 mm N/P 90509966	pza	67.479 8	350	258	49.74	
Broca Rimadora 6 64 mm N/P 90510459	pza	644.23 5	400	18	28.99	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	pza	217.52 28	1200	86	15.59	
Barra Cónica H22 x 11" x 3' N/P 90504864	pza	193.03	1200	86	13.83	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504868	pza	284.79 47	1200	86	20.41	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	pza	438.10 33	1500	12	3.50	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300	pza	460.63 5	1500	6	1.84	
TOTAL					181.04	

P.U. Precio unitario

V.U: Vida útil

P.P: Pies perforados

U.M: Unidad de medida



Tabla 46 — Aceite y manguera

Accesorios	U.M	P.U (S/)	V.U	S/ Disparo	S/ Metro
Manguera 1" (25 m)	m	6.25	90.00	0.07	7.58
Manguera 1/2" (25 m)	m	2.85	90.00	0.03	
Aceite de perforación	gl	24.79	1.94	12.78	
TOTAL				12.88	

Tabla 47 — Equipo de perforación

Equipo	U.M	Precio. Adquisición (S/.)	Costo total (S/.)	V.U (pp)	S/ Disparo	S/ Metro
Perforadora	pza	12,436.59	21,142.20	100,000.00	54.55	32.09
Mantenimiento (70%)	70%	8,705.61				

Tabla 48 — Voladura

Explosivos accesorios	P.U (S/.)	U.M	Cantidad	S/ Disparo	S/ Metro
Semexa 65%	0.7	cartucho	271	189.70	187.59
Exadit 45%	0.6	cartucho	20	12.00	
Carmex 2.10	2.18	Pza	40	87.20	
Mecha rápida	1.5	m	20	30.00	
Total				318.90	



Tabla 49 — Resumen final de costos directos de perforación y voladura

Componentes	Costo/disparo (S/)	Costo/metro (S/)
Mano de obra	414.49	243.82
Implementos de protección personal	17.18	10.11
Herramientas	6.03	3.55
Aceros de perforación	181.04	106.49
Aceite y manguera	12.88	7.58
Equipo de perforación	54.55	32.09
Voladura	318.90	187.59
Subtotal costos directos (S/.)	1005.07	591.22
Artículos de dormir(para 3 personas y 0.5 por disparo	1.50	0.88
Medicina (2% de mano de obra)	8.29	4.88
Imprevisto (5% de Sub total)	50.25	29.56
utilidad (10% de Sub total)	100.51	59.12
TOTAL COSTOS DIRECTOS	1165.62	685.66

5.1.5.2. Con Barrenos de 8 pies con Sistema Fanel

Los costos por disparo de: Mano de obra, implementos de seguridad, herramientas, aceite y manguera son iguales con los del sistema carmex. Lo que cambia es el costo por metro de avance lineal en todas las partidas, excepto el costo de equipo de perforación, aceros de perforación y voladura es diferente tanto para costos por disparo y metro lineal.

Tabla 50 — Escala de tiempos nominales de retardo de FANEL
Serie universal de periodo largo

N° de Serie	Tiempo de retardo (s)
0	0
1	0.2
2	0.4
3	0.6
4	1.0
5	1.4
6	1.8
7	2.4
8	3.0
9	3.8
10	4.6
11	5.5
12	6.4
13	7.4
14	8.5
15	9.6

Extraído de, www.famesa.com.pe

Tabla 51 — Parámetros operacionales

parámetros operacionales	datos
Longitud de taladro (pies)	8
N°. Taladros	43
N° tal. Cargados	40
Pies perforados	344
Avance/disparo (m)	2.14
Barras cónica (pies)	4
	6
	8
Barra Piloto H22 (pies)	4
	8
Diámetro de Brocas (mm)	36 y 38
	64

Tabla 52 — Costo de aceros de perforación (S/)

Aceros de perforación	U.M	P.U (S/)	V. U (P.P)	P.P disparo	S/ Disparo	S/ metro
Broca Cónica 11° de 36 mm N/P 90509968	pza	63.93	350	344	62.83	115.01
Broca Cónica 11° de 38 mm N/P 90509966	pza	67.48	350	344	66.32	
Broca Rimadora 64 mm N/P 90510459	pza	644.24	400	24	38.65	
Barra Cónica H22 x 11" x 4' N/P 90504865	pza	217.52	1200	129	23.38	
Barra Cónica H22 x 11" x 6' N/P 90504864	pza	284.79	1200	129	30.62	
Barra Cónica H22 x 11" x 8' N/P 90504868	pza	303.86	1500	86	17.42	
Barra Piloto H22 x 4' N/P 9000297	pza	438.10	1500	12	3.50	
Barra Piloto H22 x 6' N/P 90000300		460.64	1500	6	1.84	
Barra Piloto H22 x 8' N/P 90000300	pza	465.75	1800	6	1.55	
TOTAL					246.13	

Tabla 53 — Voladura

Explosivos accesorios	U.M	Cantidad	P.U (S/)	S/ disparo	S/ metro
Semexa 65%	cartucho	300	0.70	210.00	228.24
Gelatina 75%	cartucho	70	0.89	62.30	
Mecha rápida	metro	1	1.50	1.50	
Carmex	Pza	2	2.18	4.36	
Pentacord 3p	metro	12	0.79	9.48	
Fanel	Pza	40	5.02	200.80	
TOTAL				488.44	



Tabla 54 — Resumen final de costos directos con FANEL

Componentes	Costo/disparo (S/)	Costo/metro (S/)
Mano de obra	414.49	193.69
Implementos de protección personal	17.18	8.03
Herramientas	6.03	2.82
Aceros de perforación	246.13	115.01
Aceite y manguera	12.88	6.02
Equipo de perforación	72.73	33.99
Voladura	488.44	228.24
Subtotal costos directos	1257.88	587.80
Artículos de dormir(para 3 personas y 0.5 por disparo)	1.50	0.70
Medicina (2% de mano de obra)	8.29	3.87
Imprevisto (5% de Sub total)	62.89	29.39
utilidad (10% de Sub total)	125.79	58.78
TOTAL COSTOS DIRECTOS (S/.)	1456.36	680.54

Tabla 55 — Costo de equipo de perforación

Equipo	U.M	Precio. Adquisición (S/.)	Costo total (S/)	V.U (pp)	S/ Disparo	S/ Metro
Perforadora	pza	12,436.59	21,142.20	100,000.00	72.73	34.07
Mantenimiento (70%)	70%	8,705.61				



5.2. Discusión de Resultados

5.2.1. Avance por disparo

Para dar la mayor velocidad de avances lineales en las labores mineras con secciones mayores a 8x9 (galerías, cruceros, bay pass) es necesario utilizar accesorios de perforación que optimicen el tiempo de ejecución para minimizar los costos operativos directos, el cual también permite planificar las labores de preparación. El presente cuadro demuestra la ventaja utilizando barrenos de 8 pies de longitud para XC 10654 (GAL 10602-N, en una longitud programada de 60 metros lineales.

Tabla 56 — Número de disparos para una longitud programada de 60 metros

Parámetros	6 pies	8 pies
Longitud programada	60	60
Avance/disparo	1.7	2.14
N°. Disparos	35.29	28.04

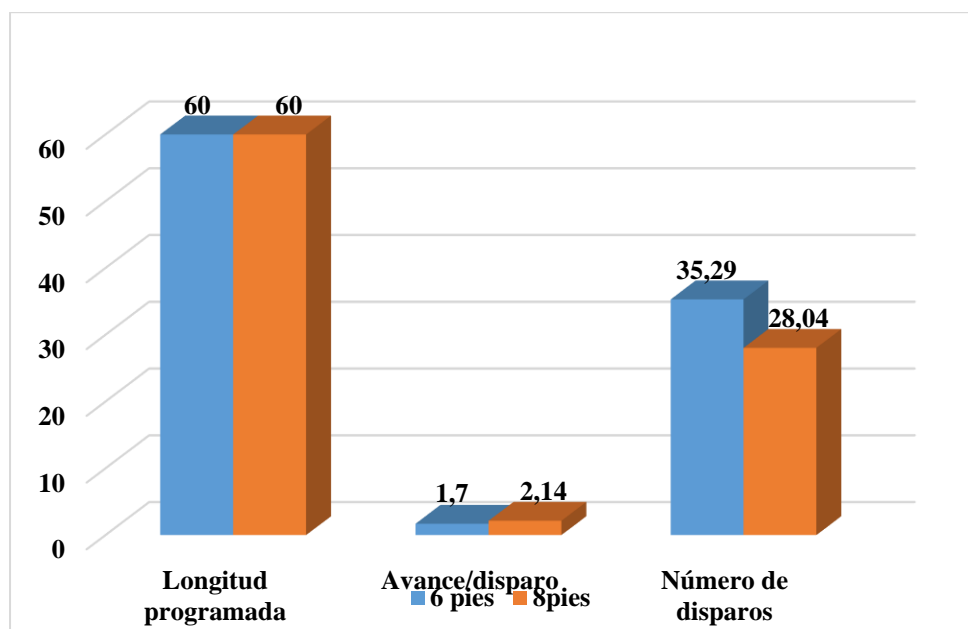


Figura 21 — Comparación de avance lineal con barrenos de 6 y 8 pies de longitud



5.2.2. Costos directos en perforación y voladura

El costo por disparo utilizando barrenos de 8 pies de longitud es relativamente mayor que el de 6 pies, pero lo que justifica es el menor costo por metro de avance y este resultado es lo que se toma en cuenta en un proyecto; lo óptimo es ejecutar una distancia programada con menor costo.

Tabla 57 — Costos directos con barrenos de 6 pies con CARMEX y 8 pies con FANEL

Parámetros	6 pies con CARMEX	8 pies con FANEL
Numero de disparos	35.29	28.04
Costo/disparo	1165.62	1456.36
Costo/metro	685.66	680.54
Costo total de ejecución para 60 metros lineales (S/.)	41139.56	40832.44

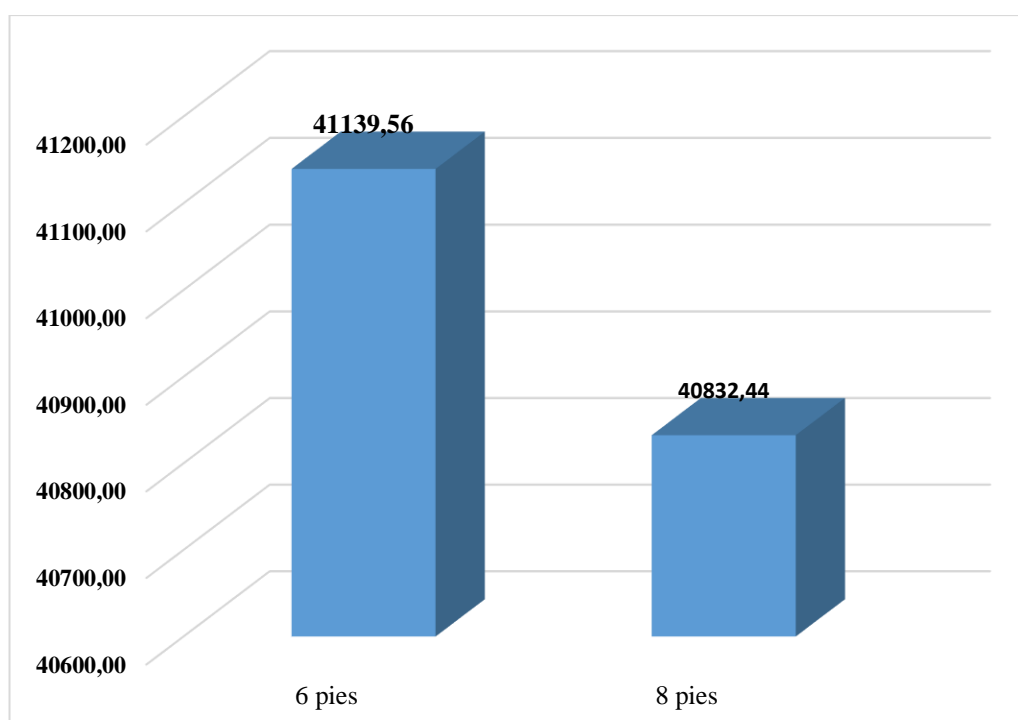


Figura 22 — Costos directos en 60 metros con barrenos de 6 pies con CARMEX y 8 pies con FANEL



- La diferencia de costos utilizando los accesorios de perforación y voladura propuesta será más notable cuando se aplican en todas las labores con secciones de 8x9 (pies), la sumatoria de costos es mucho menor que con los accesorios de perforación y voladura utilizada anteriormente (se recomienda estandarizar).
- Se realiza en menor tiempo una longitud programada mensualmente.
- Facilita planificar mayor velocidad de producción y aumentar la capacidad de la planta de proceso.
- La velocidad de avance lineal permite aumentar la valorización mensual por lo tanto aumenta la utilidad con el mismo costo fijo.
- Otra ventaja es la mejora de producción cuando se aplica en galerías (labor en la estructura mineralizada).

Tabla 58 — Avance por disparo y producción con barrenos de 6 y 8 pies de longitud

Parámetros	6 pies con CARMEX	8 pies con FANEL
Avance/disparo	1.7	2.14
Volumen volado	10.25	12.85
Toneladas/disparo	27.66	34.70

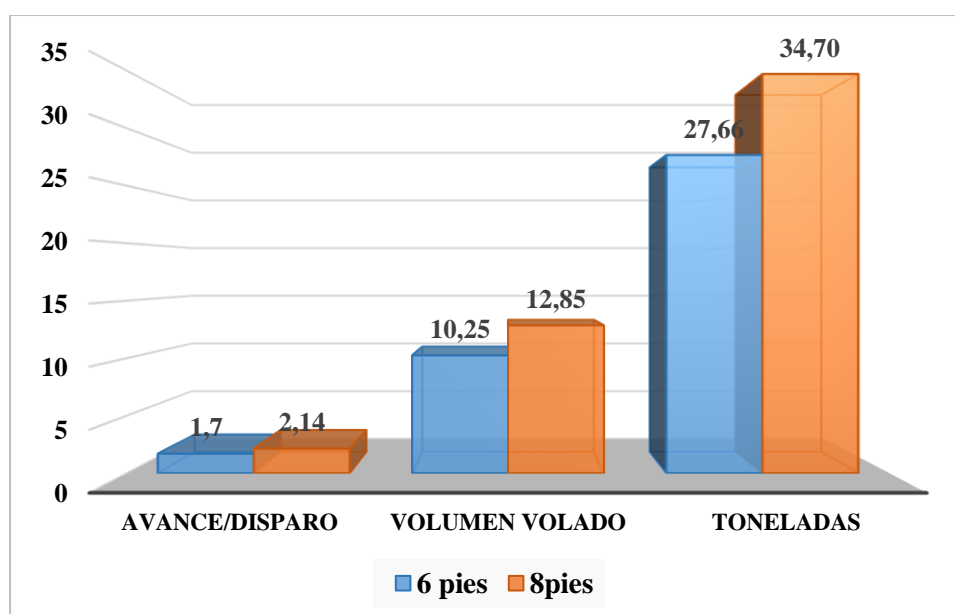


Figura 23 — Comparación de avance por disparo y producción con barrenos de 6 y 8 pies de longitud

5.2.3. Factor de carga y potencia

Tabla 59 — Factor de carga y potencia

Parámetros	con 6 pies	con 8 pies
Factor de carga	2.29	2.37
Factor de potencia	0.85	0.88

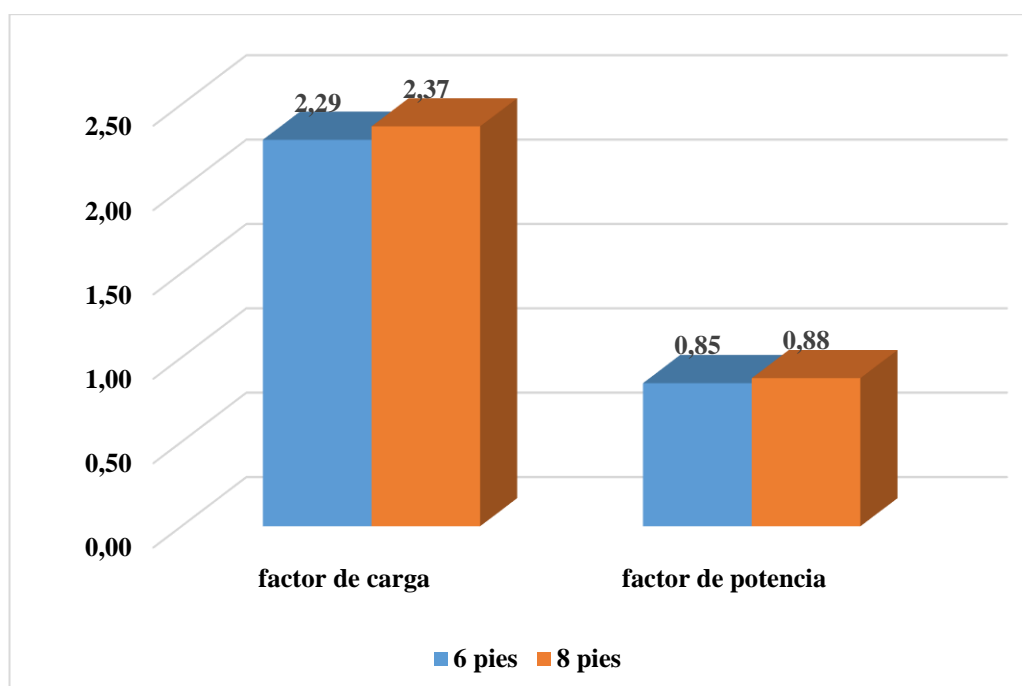


Figura 24 — Comparación de factor de carga y potencia

5.2.4. Eficiencia de voladura

Para mejorar la eficiencia de voladura con barrenos de 8 pies de longitud se tiene que cumplir estrictamente el procedimiento de perforación y voladura, la falta de supervisión y compromiso de los trabajadores influye en los resultados obtenidos. Los controles que se deben de tomar en cuenta durante y después de la perforación son:

- Longitud efectiva de los taladros
- Desviación de los taladros
- Paralelismo de los taladros



- Distribución de la malla de perforación de acuerdo al tipo de roca
- Distribución de los explosivos

El cuadro siguiente muestra que la eficiencia utilizando barrenos de 8 pies de longitud con fanel es relativamente menor que el de 6 pies con carmex sin embargo el resultado de los costos directos es menor, por lo tanto, si se sigue mejorando el avance por disparo resultará óptimo la eficiencia de voladura.

Tabla 60 — Eficiencia de voladura con barrenos de 6 y 8 pies de longitud

6 pies con CARMEX			8 pies con FANEL		
Avance/disparo	Long. Barreno	Eficiencia (%)	Avance/disparo	Long. Barreno	Eficiencia (%)
1.69	1.83	92.35	2.10	2.44	86.07
1.70	1.83	92.90	2.00	2.44	81.97
1.72	1.83	93.99	2.15	2.44	88.11
1.72	1.83	93.99	2.00	2.44	81.97
1.72	1.83	93.99	2.20	2.44	90.16
1.72	1.83	93.99	2.20	2.44	90.16
1.69	1.83	92.35	2.20	2.44	90.16
1.69	1.83	92.35	2.15	2.44	88.11
1.69	1.83	92.35	2.15	2.44	88.11
1.68	1.83	91.80	2.20	2.44	90.16

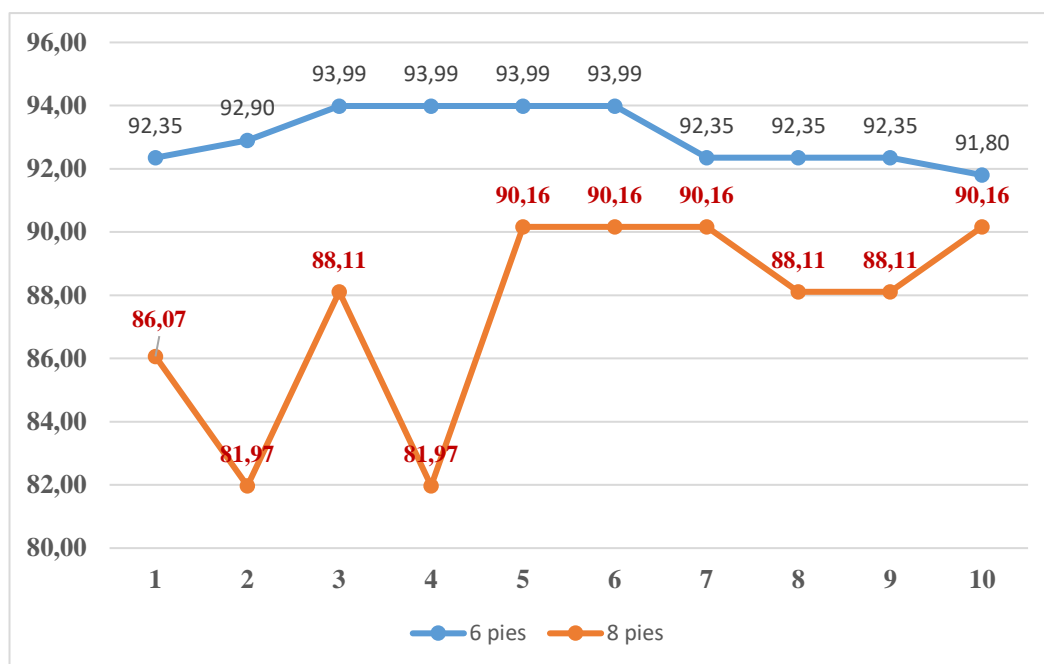


Figura 25 — Comparación de eficiencia de voladura (%)

5.2.5. Distribución de los explosivos en la malla de perforación

La calidad de la corona o bóveda de una labor depende mucho del explosivo utilizado en ello, porque el trabajo realizado por los explosivos en los taladros de corona es menor que el otro taladro debido a las presiones confinadas de la roca es perturbado por los taladros detonados, por tal razón los explosivos en los taladros de corona deben ser de menor potencia como exadit 45% para no dañar el área circundante o producir la sobre rotura. El siguiente cuadro muestra que no se ha utilizado exadit 45 % en los taladros de corona, una evaluación estricta induce a utilizar el cual disminuye el costo de explosivo.



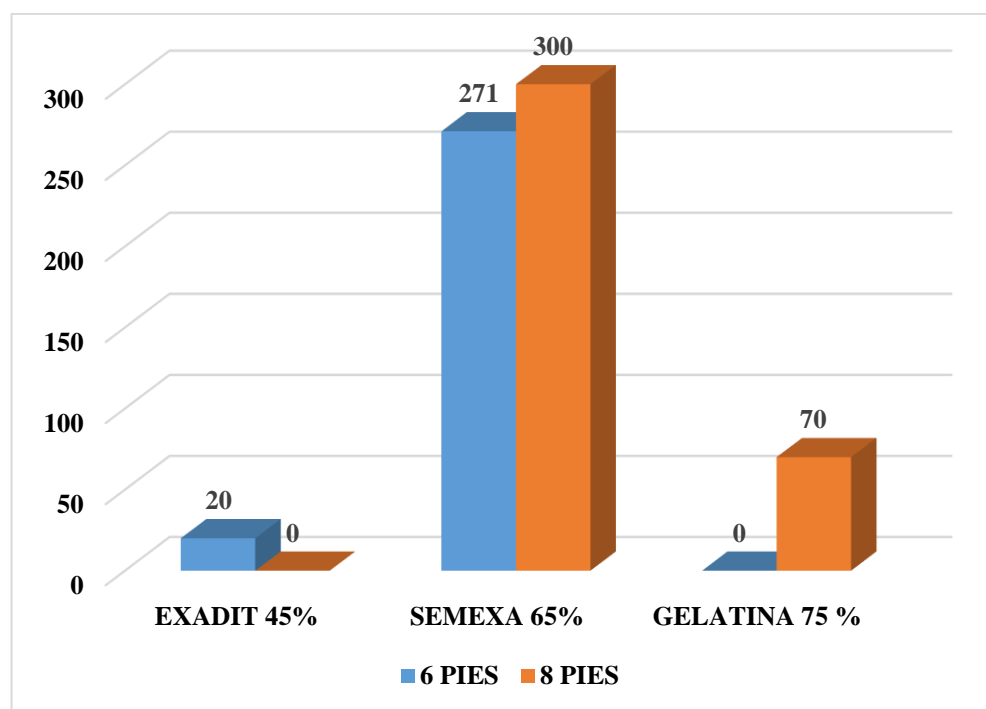


Figura 26 — Comparación de Numero de cartuchos por disparo

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

- Los cambios de accesorios en la perforación, se logró mejorar el avance en labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A. en resultados finales se obtuvo el incremento en metros cúbicos por disparos de 10.25 M3 a 12.85 M3, equivalente en toneladas por disparo de 27.66 Tn/disparo a 34.70 Tn/disparo.
- Con el sistema FANEL con longitud de taladro de 8 pies se logró incrementar el avance horizontal de la labor y es más óptimo que el de sistema CARMEX con longitud de taladros de 6 pies. En un avance programado de 60 metros mensual, con sistema FANEL se realizan 28 disparos mientras con sistema CARMEX es 35 disparos.
- Con el cambio de accesorios de perforación y voladura propuesta se logra reducir los costos directos de perforación y voladura para avances programadas mensualmente. El sistema propuesto se puede estandarizar en todas las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A. El costo total para cumplir el plan mensual de 60 m horizontales utilizando barreno de 6 pies con el sistema carmex es de S/. 41139.56, mientras que utilizando barreno de 8 pies con el sistema fanel es de S/40832.44, obteniéndose un incremento de las utilidades en S/. 307.12 de cada labor en un tramo de 60 m horizontales.

6.2. Recomendaciones

- Se recomienda aplicar el cambio de accesorios de perforación y voladura en todos los frentes de avance en la unidad minera, debido que se determinó que con el cambio de accesorios de perforación y voladura se mejoró el avance en labores horizontales.
- Se recomienda utilizar el sistema FANEL en todos los frentes de avance de la unidad minera debido a que se determinó que es más óptimo que el sistema CARMEX.
- Se recomienda estandarizar esta práctica en todas las labores horizontales de sección 8x9 pies de la Unidad Minera Marsa S. A. por qué los costos operacionales se reducen significativamente.



REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- AVILA MENDEZ, LUIS ALBERTO.** “Aplicación de la voladura controlada en las labores lineales de sección de 7 x 8 pies en tipo de roca III y la relación con los costos de operación en la unidad minera aurífera retamas S.A.”. 2011.
- ARTIGAS Z., MARIA T.** Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresa PMG S.A. el callao, estado bolívar. Tesis de grado, Universidad Central de Venezuela: Caracas. Caracas : s.n., 2011.
- BIENIAWSKI Z., T.** ENGINEERING ROCK MASS CLASSIFICATION. 1972-1973.
- CONDORI ZAMBRANO, EXALTACION.** Diseño de construcción de rampa subterráneo, para cortar los mantos inferiores del nivel I mina Ana María Rinconada. Puno : s.n., 2010.
- CHAHUARES SAIRITUPA, FELIX CIPRIANO.** “Nuevo diseño de la malla para mejorar la perforación y voladura en proyectos de explotación y desarrollo, Mina EL COFRE”. Puno : s.n., 2012.
- Clasificación geomecánica de roca en minería subterránea. **ISEM.** 20 de Noviembre de 2013, INSTITUTO DE SEGURIDAD MINERA .
- EXSA.** Manual parctico de voladura . Peru : s.n., 2001.
- EXSA.** Manual de Perforacion y Voladura. 2002.
- FERNADEZ SOTELO, RICARDO JULIO.** "Voladura para la instalación de ductos enterrados". Lima : s.n., 2012.
- JUVENAL, CARREON Q.** “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 sistema mecanizado mina San Rafael”. Puno : s.n., 2001.
- JAUREQUI AQUINO, OSCAR ALBERTO.** "Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones unitarias dePerioración y Voladura". s.l. : Lima, 2009.
- SANCHEZ VILLARREAL , YADIRA VANESSA.** OPTIMIZACIÓN EN LOS PROCESOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA. Quito : s.n., 2012.



SOLANO, CARLOS VIDAL. “Reducción de Costos en Perforación y Voladura y Optimizándolos Estándares de Perforación y Voladura en las Labores de Avance en la Veta Jimena de la Mina Papagayo - Poderosa”. Trujillo : s.n., 2015.

OJEDA MESTAS, RENE WILFREDO. "DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA SUBTERRÁNEA APLICANDO UN MODELO MATEMATICO DE AREAS DE INFLUENCIA". 2008.

Optimización de explotación en vetas angostas, hace mención al uso de pernos y mallas y voladura masiva aplicada en Quiruvilca. (IIMP), **El Instituto de Ingeniero de Minas del Peru.** Peru : s.n., 2014.

LOPEZ JIMENO, CARLOS Y GARCIA BERMUDEZ, PILAR. IMPACTO DE LA FRAGMENTACION DE LAS ROCAS EN VOLADURA SOBRE EL RENDIMIENTO DE LOS EQUIPOS DE CARGA. 2005. 1136-4785.

MUSIC GARRIDO, ANDRES ALEJANDRO. “DIAGNOSTICO Y OPTIMIZACION DE DISPAROS EN DESARROLLO HORIZONTAL, MNA EL TENIENTE”. Santiago de Chile : s.n., 2007.

PONCE R. , FREDY. "Costos, presupuestos y valorizacion en las operaciones mineras. Arequipa : s.n., 2014.

RAMIREZ OYANGUREN, PEDRO Y ALEJANO MONGE, LEANDRO R. MECANICA DE ROCAS-FUNDAMENTOS E INGENIERIA DE TALUDES. 2004.

LOPEZ JIMENO, CARLOS Y GARCIA BERMUDEZ, PILAR. Metodos empiricos para el calculo del consumo especifico de explosivo en las voladuras a cielo abierto. 2000.

ZAPATA DEGREGORI, MONICA PAOLA. "Control de Costos de una Operacion Minera Mediante el Metodo del Resultado Operativo". Lima : s.n., 2003.



ANEXOS



MATRIZ DE CONCISTENCIA

Incremento de avance en las labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la unidad minera san Andrés minera aurífera retamas s.a.-2018

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	DIMENCIONES	INDICADORES	POBLACIÓN Y MUESTRA	DISEÑO Y MÉTODO
<p>Problema General. ¿Cómo se puede incrementar el avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?</p> <p>Problemas específicos</p> <p>a) ¿Cómo influirá el cambio de accesorios de perforación en el avance de labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?</p> <p>b) ¿De qué manera influirá el cambio de accesorios de voladura en el avance de labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?</p> <p>c) ¿En qué medida influirá los costos con el cambio de accesorios de perforación y voladura en el avance de labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.?</p>	<p>Objetivo general Determinar el incremento de avance en labores horizontales con el cambio de accesorios de perforación y voladura, en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>Objetivos específicos</p> <p>a) Evaluar el cambio de accesorios de perforación para mejorar el avance en labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>b) Evaluar el cambio de accesorios de voladura para mejorar el avance en labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>c) Determinar los costos, luego de ejecutar el cambio de accesorios de perforación y voladura para mejorar el avance en labores horizontales en la en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p>	<p>Hipótesis General Con el cambio de accesorios de perforación y voladura se logra mejorar el avance en labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>Hipótesis Específicos</p> <p>a) Realizando el cambio de accesorios de perforación se alcanza mejorar el avance en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>b) Realizando el cambio de accesorios de voladura se alcanza mejorar el avance en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p> <p>c) Realizando el cambio de accesorios de perforación y voladura se logra reducir los costos en los avances en las labores horizontales en la Unidad Minera San Andrés Minera Aurífera Retamas S.A.</p>	<p>V.I. Cambio de accesorios de perforación y voladura</p> <p>V.D. Incremento de avance en labores horizontales</p>	<p>Accesorios de perforación Accesorios de voladura</p> <p>Costos, con el cambio de accesorios de perforación y voladura</p>	<p>RQD Y RMR Tabla geomecanica Diámetro y longitud de taladro Numero de taladros Factor de carga</p> <p>Avance por disparo Rendimiento hombre por guardia Eficiencia por disparo Costos de accesorios perforación y voladura</p>	<p>Población Labores horizontales (primordiales) de la mina San Andrés</p> <p>Muestra Cruceros XC 10654-NW, NV. 2570 Zona Valeria III</p>	<p>Tipo y nivel Descriptivo, Correlacional Aplicativa.</p> <p>Método y diseño Comparativo, inductivo y experimental. Datos estadísticos para lograr el objetivo del trabajo de investigación</p>

Distribución de taladros en una sección de 8 * 9 pies (XC 10654-NW, NV. 2570)

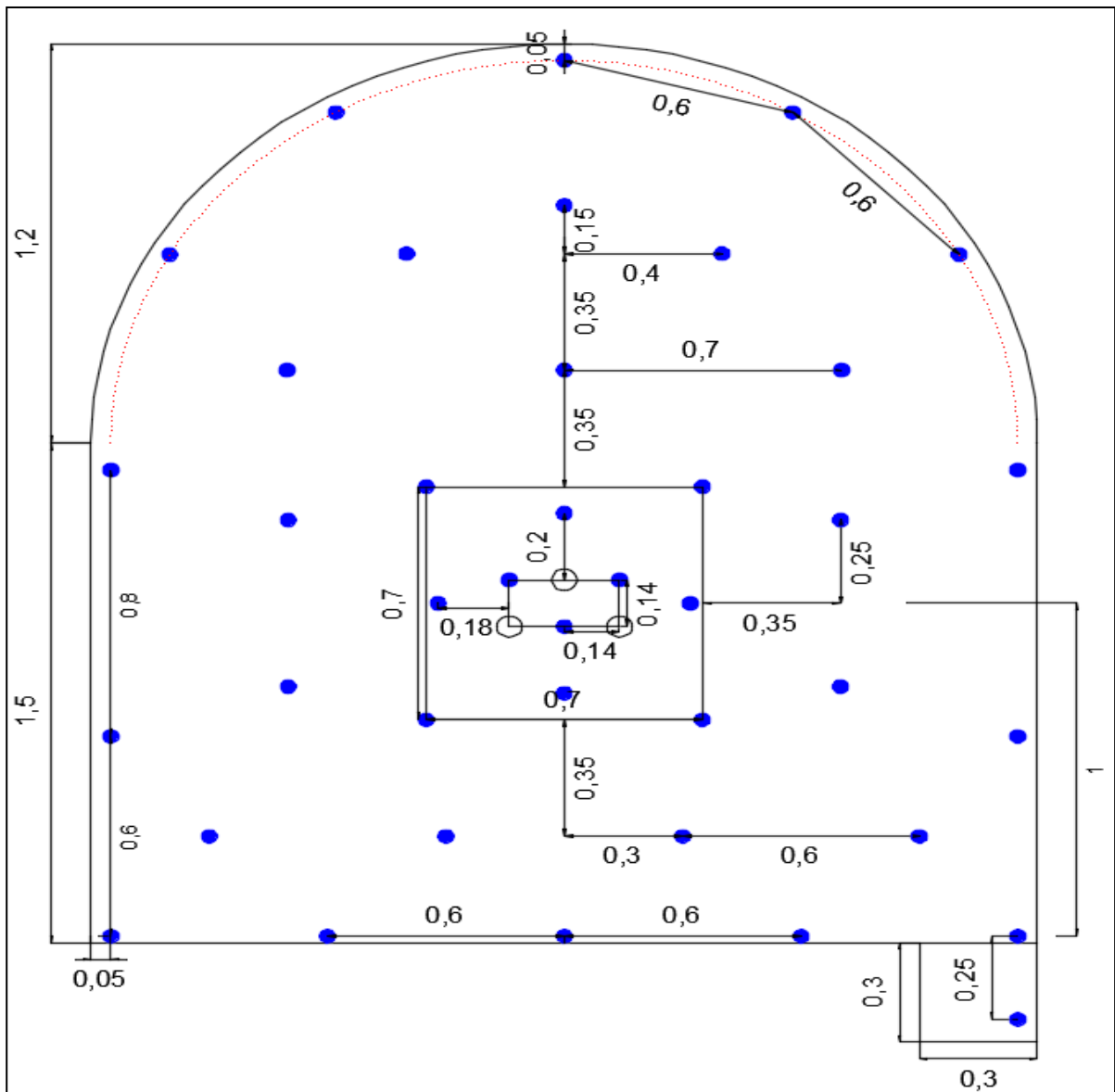


Figura 27 — Distribución de taladros en una sección de 8 * 9 pies (XC 10654-NW, NV. 2570)

Extraído de, Empresa Contratista Mincotral S.R.L. en la minera MARSA

TIPO DE ROCA BUENA 8 pies

DISTRIBUCION DE CARGA	N° TAL.	CEBO		COLUMNA	
		Cant.	Tipo	Cant.	Tipo
ARRANQUE.	7	1	S	7	S
AYUD. ARRANQUE.	4	1	S	7	S
PRODUCCION.	6	1	S	6	S
CUADRADORES.	4	1	S	6	S
AYUD. ARRASTRE.	4	1	S	6	S
ARRASTRE.	5	1	S	6	S
AYUD. CORONA.	4	1	S	6	S
CORONA.	5	1	S	5	S
CUENETA.	1	1	S	6	S

SECCION (pies):	8' x 9'
TIPO DE ROCA:	Buena
LONG. PERF:	8'
F.P. (kg/m3):	2.58
N° TALADROS:	43
TAL. CARGADOS:	40
Ø DE TALADRO:	38 mm.
Ø DE TALADRO ALIVIO:	64 mm.
Mecha Rapida	1 m.
Carmex	2 und.
Gelatina semexa75%	70 m.
Fanel	40 und.
Semexsa 65% (S)	300 cart.
Pentacord 3P	12 m.
N° CART.	370 cart.

ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS

Figura 28 — Distribución y carguío de taladros (XC 10654-NW, NV. 2570)

Extraído de, Empresa Contratista Mincotral S.R.L. en la minera MARSA.



Figura 29 — Pintado de malla de perforación (XC 10654-NW, NV. 2570)

Extraído de, Empresa Contratista Mincotral S.R.L. en la minera MARSA.



Figura 30 — Carguío y amarre- sistema fanel (XC 10654-NW, NV.2570)

Extraído de, Empresa Contratista Mincotrall S.R.L. en la minera MARSA.



Figura 31 — Material fragmentado después del disparo (XC 10654-N

Extraído de, Empresa Contratista Mincotrall S.R.L. en la minera MARSA

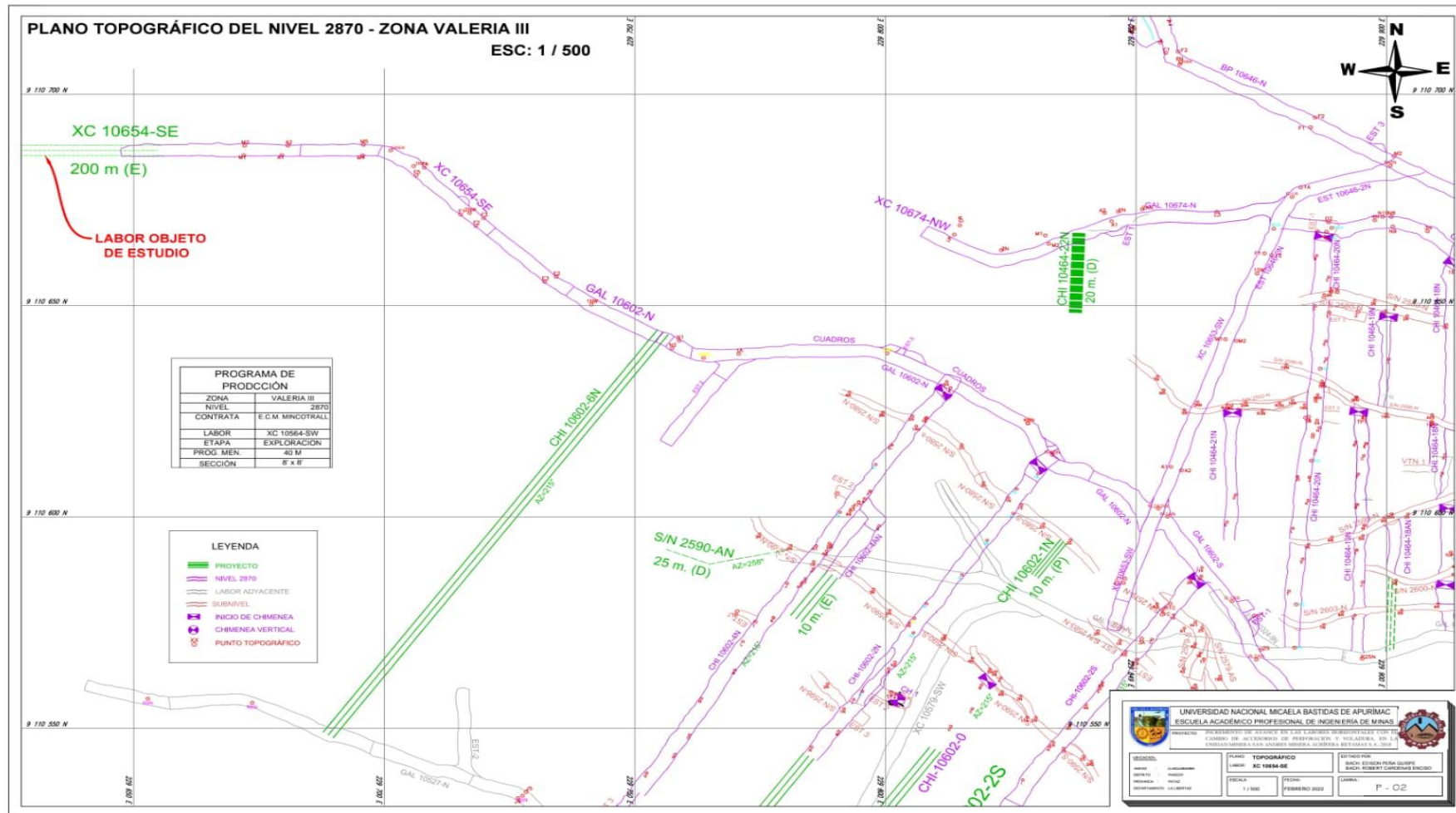


Figura 32 — Plano de labor (XC. 10654 NW, NV. 2570)

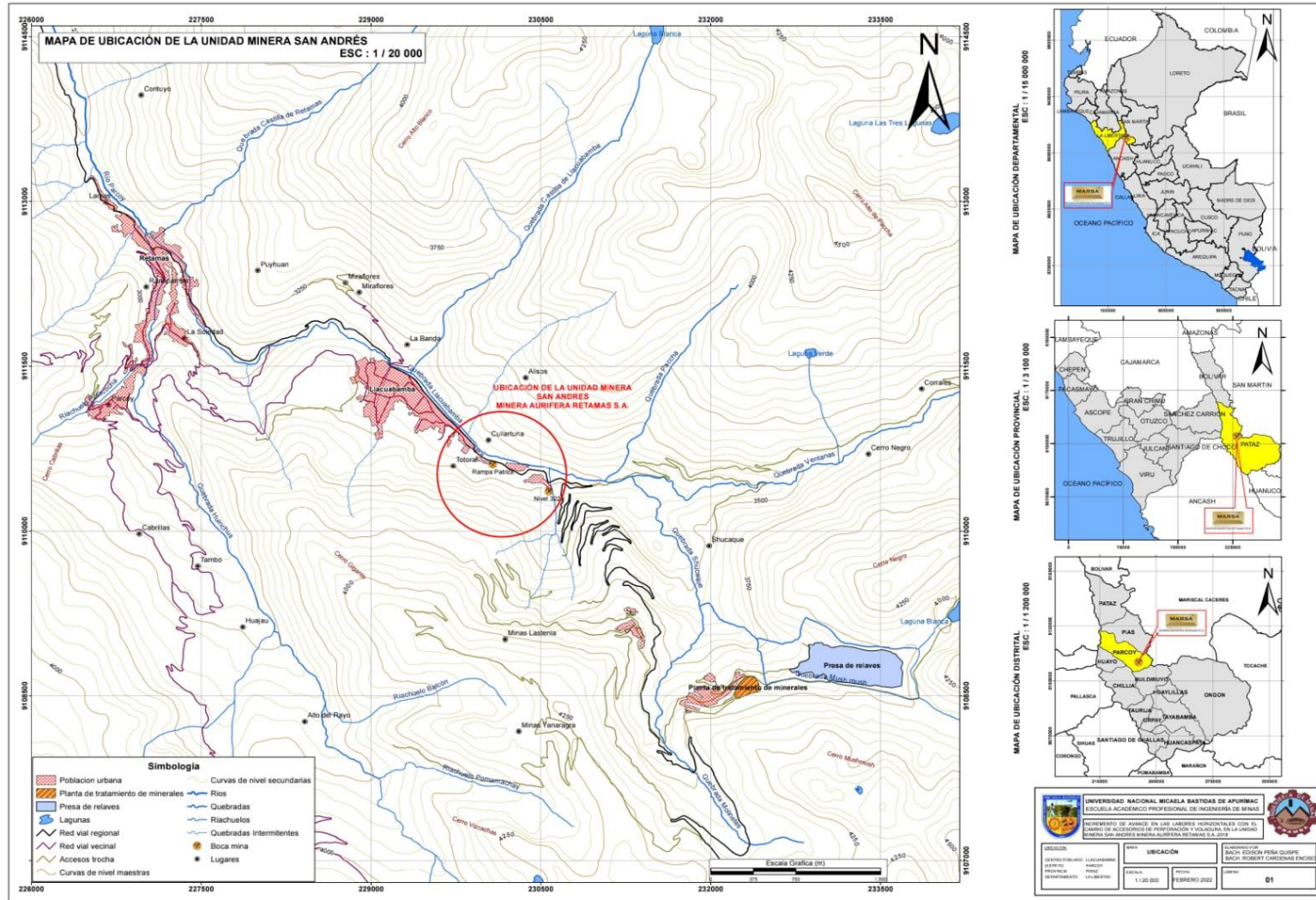


Figura 33 — Plano de ubicación de la unidad minera San Andrés (MARS.A. S. A)