

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Optimización de las Operaciones Unitarias en la Construcción de la Rampa Patrick III, en la
Empresa Minera Marsa - La Libertad - 2019

Presentado por:

Franz Jhonatan Hilares Alvarez

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

**“OPTIMIZACIÓN DE LAS OPERACIONES UNITARIAS EN LA CONSTRUCCIÓN
DE LA RAMPA PATRICK III, EN LA EMPRESA MINERA MARSAS - LA
LIBERTAD - 2019”**

Presentado por **Franz Jhonatan Hilares Alvarez**, para optar el Título de:
INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 21 de diciembre del 2020, ante el jurado evaluador:

Presidente:



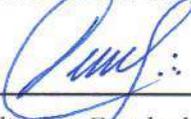
Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Primer Miembro:



Ing. Darwin Duhamel Loayza Encalada

Segundo Miembro:



Mstro. Feliciano Escobedo Silva

Asesor:



Dr. Pablo Rubén Zuloaga Candia



Agradecimiento

A Mi alma mater la “Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac”, Especialmente a la “Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas” con la cual estaremos eternamente agradecidas por permitir mi formación profesional en sus aulas, por ser un pilar de conocimientos y de sabiduría. Igualmente, mi agradecimiento a todos los docentes universitarios de esta casa de estudios por sus enseñanzas, consejos y orientaciones brindados me dieron la oportunidad conseguir la aspiración de mi profesión.

A la Unida Minera Tauro S.A.C.; Por haberme brindado la oportunidad de desarrollar el presente proyecto y por confiar en mi persona para contribuir al desarrollo de la empresa, al representante de la contrata Ovidio Jesús Zamudio Moreano y en especial al Ing. Marco salinas, por su apoyo incondicional durante este período.

A mi familia; En especial agradecimiento a mis padres, hermanos, por su apoyo y confianza sin ninguna restricción, quienes estuvieron en la penas y alegrías.



Dedicatoria

A Dios, por su bendición y guía en todo momento, a mis padres María Sabina Alvarez Arriola y Demetrio Hilaes Mateos por el apoyo incansable brindado y quienes han hecho posible la realidad de toda mi formación profesional, con cariño a mi hermano Demetrio y Yúrica que confiaron en mí.



“Optimización de las Operaciones Unitarias en la Construcción de la Rampa Patrick III, en la
Empresa Minera MARSA - La Libertad - 2019”

Línea de Investigación: Minería y Procesamiento de Minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1 Descripción del problema	4
1.2 Enunciado del Problema	5
1.2.1 Problema general	5
1.2.2 Problemas específicos	5
1.2.3 Justificación de la investigación	5
CAPÍTULO II	7
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	7
2.1 Objetivos de la investigación	7
2.2.1 Objetivo general	7
2.2.2 Objetivos específicos	7
2.2 Hipótesis de la investigación	7
2.2.3 Hipótesis general	7
2.2.4 Hipótesis específicas	7
2.3 Operacionalización de variables	8
CAPÍTULO III	9
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	9
3.1 Antecedentes	9
3.2 Aspectos Generales	10
3.2.1 Ubicación	10
3.2.2 Accesibilidad	11
3.2.3 Recursos Humanos	14

3.2.4	Clima.....	14
3.2.5	Flora.....	15
3.2.6	Fauna.....	15
3.2.7	Fisiografía y Topografía	16
3.2.8	Geología Regional	17
3.2.9	Geología Local.....	17
3.2.9.1	Rocas Intrusivas	20
3.2.9.2	Rocas Metamórficas.....	20
3.2.9.3	Rocas Sedimentarias	20
3.2.9.4	Depósitos Cuaternarios	21
3.2.10	Geología Estructural	21
3.2.11	Geometría de los Yacimientos	22
3.2.12	Reservas Minerales	22
3.2.13	Métodos de Explotación Subterránea	23
3.3	Marco Teórico.....	29
3.3.1	Definición Rampas.....	29
3.3.2	Características Técnicas de la Rampa.....	29
3.3.3	Tipos de Rampas.....	31
3.3.3.1	Rampa de Forma de Y	31
3.3.3.2	Rampa de Forma de Espiral	32
3.3.3.3	Rampa de Forma de Zig – Zag.....	32
3.3.3.4	Campos de Aplicación	33
3.3.4	Ciclo de Minado.....	33
1.	Perforación.....	33
1.1.	Principio de Perforación	34
1.2.	Accesorios de Perforación	34
1.3.	Malla de Perforación.....	35
2.	Voladura.....	35



2.1.	Esquema de Voladura	35
2.2.	Cálculo de Voladuras	36
2.3.	Modelo Matemático de Roger Holmberg	36
3.	Sostenimiento.....	43
3.1.	Consideraciones de Diseño de un Buen Sostenimiento	44
3.2.	Sostenimiento Utilizado en la Unidad Minera San Andrés	44
3.2.1.	Shotcrete	44
3.2.2.	Pernos en Roca.....	50
3.2.3.	Split Set.....	52
3.2.4.	Malla Electro-Soldadas	52
3.2.5.	Cimbras Metálicas	53
3.3.4.1	Acarreo y Transporte	55
3.3.4.2	Ventilación Como Servicio Auxiliar	56
3.4	Marco Conceptual	57
CAPÍTULO IV.....		59
METODOLOGÍA.....		59
4.1	Tipo y nivel de investigación	59
4.1.1	Tipo de Investigación.....	59
4.1.2	Nivel de Investigación	59
4.2	Diseño de la investigación	59
4.3	Población y muestra	60
4.4	Procedimiento	60
4.5	Técnica e instrumentos	60
4.5.1	Instrumentos de Investigación	60
4.6	Análisis estadístico.....	61
4.7	Parte Procedimental	61
4.7.1	Clasificación Geomecánica del Macizo Rocosó.....	61
4.7.2	Sostenimiento de Acuerdo a la Calidad del Macizo Rocosó	66



4.7.3	Capacidad de los Elementos de Sostenimiento.....	67
4.7.4	Metodología de Profundización de la Rampa Patrick III.....	68
1.	Perforación.....	69
2.	Voladura.....	73
2.1.	Resultados de Parámetros Perforación / Voladura Antes de la Optimización	75
2.2.	Diseño de Malla de Perforación.....	78
2.3.	Cálculos de Parámetros de Perforación y Voladura Según “Holmberg”	78
2.4.	Resultados de Parámetros Perforación / Voladura Optimizados	88
2.5.	Malla de Perforación Optimizada	90
2.6.	Control y Análisis de Datos de perforación y Voladura de la Rampa Patrick III....	93
2.7.	Análisis de Precios Unitario de Jumbo y Costo de Aceros de Perforación	94
3.	Acarreo en la Rampa.....	95
3.1.	Control de Tiempo y Análisis de la Acarreo en la Rampa Patrick III Antes de la Optimización.....	96
3.1.1.	Características de la Rampa Antes de la Optimización	98
3.1.2.	Características de la Rampa Optimizado	102
3.2.	Control de Tiempo y Resultados de Acarreo en la Rampa Patrick III Optimizado	105
3.3.	Análisis de Horas Cumplidas, Disponibilidad y Costo por Hora	107
4.	Sostenimiento.....	107
CAPÍTULO V		112
RESULTADOS Y DISCUSIONES		112
5.1	Costos Operativos en la Construcción de la Rampa Patrick III.....	112
5.1.1	Costo/día de Mano de Obra	112
5.1.2	Perforación y Voladura	113
5.1.3	Acarreo.....	120
5.1.4	Sostenimiento.....	121
5.1.5	Valorización de Equipos por Mes.....	122
5.2	Valorización del Proyecto de Construcción de la Rampa.....	125



5.3	Valorización de las Operaciones Mineras de la Empresa Minera MARSA	125
5.4	Discusión de Resultados	125
CAPÍTULO VI.....		127
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		127
6.1	Conclusiones	127
6.2	Recomendaciones	127
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		129
ANEXOS		135



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Operacionalización de Variables	8
Tabla 2 — Coordenadas de la Concesión de la Empresa Minera MARSА	11
Tabla 3 — Acceso a MARSА por Vía Terrestre	11
Tabla 4 — Acceso a MARSА por Vía Aérea	11
Tabla 5 — Distribución de Recursos Humanos de la Empresa Minera MARSА	14
Tabla 6 — Especies de Flora que Encuentran en el Cerro el Gigante	15
Tabla 7 — Especies de Flora que Encuentran en el Cerro el Gigante	16
Tabla 8 — Reservas de Mena de la Minera MARSА	22
Tabla 9 — Recursos Minerales de la Minera MARSА	23
Tabla 10 — Factores de Fijación y Relación	42
Tabla 11 — Dosificación de Shotcrete Vía Seca	48
Tabla 12 — Dosificación de Shotcrete Vía Húmeda	48
Tabla 13 — Resistencia del Shotcrete en función al Tiempo Transcurrido	49
Tabla 14 — Clasificación de la Roca Según el Valor de RMR	63
Tabla 15 — Tabla Geomecánica Según GSI	65
Tabla 16 — Sostenimiento por Tipo de Roca y Labores de Avance	66
Tabla 17 — Tiempos de Auto Sostenimiento por Tipo de Roca	67
Tabla 18 — Elementos de Sostenimiento	68
Tabla 19 — Control de Tiempo de Perforación y Cálculos	70
Tabla 20 — Control de Datos de Perforación y Voladura	72
Tabla 21 — Características del Explosivo Utilizados en la Rampa Patrick III	73
Tabla 22 — Presentación y Embalaje de los Explosivos Utilizados en la Rampa	73
Tabla 23 — Factor de Voladura o Carga (Kg/m ³)	74
Tabla 24 — Resumen Parámetros de Perforación y Voladura	75
Tabla 25 — Cantidad de Explosivos Utilizado / Disparo Antes de la Optimización	76
Tabla 26 — Costo de Explosivo y Accesorios por Disparo Antes de Optimizar	76
Tabla 27 — Tabla de Costos de perforación Antes de la Optimización	77
Tabla 28 — Coeficiente del Tipo de Roca	79
Tabla 29 — Resumen de los Cálculos de Burden para el Diseño de Malla	86
Tabla 30 — Resultado Obtenido de la Perforación y Voladura	88
Tabla 31 — Resultado Obtenido de la Perforación y Voladura	88
Tabla 32 — Costo de Explosivo y Accesorios por Disparo Optimizado	89
Tabla 33 — Tabla de Costos de P&V Optimizados	92



Tabla 34 — Control de Datos de Perforación y Voladura de la Rampa.....	93
Tabla 35 — Análisis de Precios Unitarios de Perforadora Jumbo	94
Tabla 36 — Costo Unitario de Aceros de Perforación	94
Tabla 37 — Relación de Equipos de Scoop Tram.....	95
Tabla 38 — El Uso de Equipo Depende de la Sección y Distancia	95
Tabla 39 — Control de Tiempo de Acarreo de la Rampa	96
Tabla 40 — Control del Acarreo en la Rampa Patrick III Antes de la Optimización	97
Tabla 41 — Costos por m ³ de Acarreo Antes de la Optimización	101
Tabla 42 — Análisis de Costos Optimizados por m ³ de Acarreo	104
Tabla 43 — Control de Tiempo Optimizado.....	105
Tabla 44 — Control de la Rampa Patrick III Optimizado.....	106
Tabla 45 — Horas Cumplidas por Día y la Disponibilidad	107
Tabla 46 — Horas Cumplidas por Guardia y Consumo de Combustible.....	107
Tabla 47 — Análisis de Precio Unitario por Hora de los Equipos.....	107
Tabla 48 — Análisis de Precio Unitario de Shotcrete de 1” Vía Seca por m ²	108
Tabla 49 — Resumen de Costo Unitario de Shotcrete Vía Seca.....	109
Tabla 50 — Análisis de Precio Unitario de Shotcrete 1” Vía Húmeda.....	110
Tabla 51 — Resumen de Costo Unitario de Shotcrete Vía Húmeda.....	111
Tabla 52 — Costos de Mano de Obra / día del Personal.....	112
Tabla 53 — Costos de Mano de Obra / día del Personal Operador de Equipos.....	113
Tabla 54 — Análisis de Explosivos y Accesorios de Voladura	114
Tabla 55 — Comparación de Voladura Anterior y Después	115
Tabla 56 — Resultado de Costos de Explosivos y Accesorios de Voladura por Disparo	116
Tabla 57 — Comparación de Numero de Taladros Anterior y Después.....	118
Tabla 58 — Comparación de la Perforación y Voladura Antes y Después.....	119
Tabla 59 — Análisis Contraste de Perforación y Voladura por Disparo	120
Tabla 60 — Comparativo de Acarreo de la Rampa.....	120
Tabla 61 — Costos de Sostenimiento de Shotcrete Vía Húmeda y Seca.....	122
Tabla 62 — Resumen de los Costos de Equipos por Hora.....	124
Tabla 63 — Resultado Comparativo de Metros de Avance de la Rampa Patrick III.....	126



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 — Anexo de Llacuabamba.....	12
Figura 2 — Mapa de Ubicación de la Mina	13
Figura 3 — Relieve de San Andrés – MARSA.....	16
Figura 4 — Plano Geológico Regional	18
Figura 5 — Plano Geológico y Estructural	19
Figura 6 — Rampa de Sección 4.00 m por 4.50 m	30
Figura 7 — Rampa de Sección 4.00 m por 4.50 m	31
Figura 8 — Esquema de Voladura en un Frente	36
Figura 9 — Arranque de Cuatro Secciones.....	37
Figura 10 — Diferentes Distancias de los Taladros Cargados y Vacíos.....	38
Figura 11 — Densidad Lineal de Carga en Relación al Burden Máximo para Distintos Diámetros de Broca	39
Figura 12 — Influencia en la Desviación de los Taladros	40
Figura 13 — Geometría de los Taladros de Arrastres.....	41
Figura 14 — Malla de Perforación y Voladura, por Metodología Sueca de Sección 4.50 m por 4.50 m.....	43
Figura 15 — Shotcrete por Vía Húmeda.....	45
Figura 16 — Shotcrete por Vía Seca.....	47
Figura 17 — Agregados “Suspendidos” en Chorro de Aire.....	48
Figura 18 — Transporte de la Cemento y Arena	49
Figura 19 — Proceso de Producción	49
Figura 20 — Preparación del Shotcrete.....	50
Figura 21 — Detalle de Pernos de Anclaje	51
Figura 22 — Detalle de Instalación de Perno, Según la Sección de Labor.....	52
Figura 23 — Sostenimiento con Malla Electrosoldada.....	53
Figura 24 — Colocación de Cimbras	54
Figura 25 — Acarreo de Mineral	56
Figura 26 — Jumbo Electro Hidráulico Rocket Boomer 282	69
Figura 27 — Corte para Roca Dura y Suave.....	70
Figura 28 — Control de la Perforación en la Rampa	71
Figura 29 — Malla de Perforación Anterior de la Rampa Patrick –III de Sección de 4.00 m x 4.50 m.....	74
Figura 30 — Malla de Perforación y Carguío de los Taladros.....	75



Figura 31 — Uso de Pentacord para la Corona y Cuadradores.....	89
Figura 32 — Carguío de los Taladros	89
Figura 33 — Malla de Perforación Optimizada	90
Figura 34 — Malla de Perforación Optimizada y Carguío de los Taladros, Taladros de Alivio en la Corona y Uso de Espaciadores (Tubos).....	91
Figura 35 — Distribución de Cartuchos de los Taladros de Corona (13 pies.).....	91
Figura 36 — Uso de Cañas.....	91
Figura 37 — Control de Longitud de Perforación (Promedio de 3.85 m)	94
Figura 38 — Proceso de Acarreo de Desmonte	95
Figura 39 — Ocmer y el Proceso de Sostenimiento con Shotcrete.....	109
Figura 40 — Análisis Comparativo de Explosivos y Accesorios de Voladura.....	114
Figura 41 — Comparación de Carga Explosiva Kg.....	115
Figura 42 — Comparación de Numero de Cartuchos por Taladro	116
Figura 43 — Análisis de Explosivo Usado en la Voladura.....	116
Figura 44 — Comparación de Costo de Explosivos y Accesorios Antes y Después de la Optimización	117
Figura 45 — Resultado Comparativo de Distribución de Taladros	118
Figura 46 — Comparación de Taladros Entes y Después	119
Figura 47 — Resultado Comparativo de Perforación y Voladura por Disparo	120
Figura 48 — Resultado Comparativo de Acarreo	121
Figura 49 — Resultado Comparativo de Acarreo	121
Figura 50 — Resultado Comparativo de Costos de Shotcrete por m ²	122
Figura 51 — Precio Unitario de los Equipos.....	125
Figura 52 — Comparación de Avance Lineal.....	126

INTRODUCCIÓN

La optimización de las operaciones unitarias es de gran importancia en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA, tiene la finalidad de optimizar los costos operativos mediante la estandarización de perforación, tronadura, acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, consiste en la proposición continua de mejorar los esquemas de trabajo de la perforación, tronadura, sostenimiento idónea, acarreo, el estudio de costos directos, la geomecánica de rocas y a la estabilidad laboral, examinando todas las fases del trabajo en mina, como la sucesión que conforma un solo procedimiento en el cual las actividades de perforación y tronadura es la base del sistema de la mina.

En la perforación y voladura con un diagnóstico de la situación actual y su respectiva relación con los costos operativos, requiere técnicas especializadas para cada condición o tipo de roca, para lo cual es necesario contar con el personal calificado, responsable y bien capacitado para el trabajo ya que de ello depende el avance de la rampa. Las empresas que venden explosivos en Perú colaboran en la capacitación de personal del área de perforación y voladura, centro de capacitación y centros tecnológicos, que se encuentren ubicados en las ciudades más importantes del Perú, como las empresas Famesa Explosivos S.A.C., Fabrica de Explosivos EXSA, etc.

En el desarrollo de la construcción de la rampa el acarreo es una de las operaciones unitarias de optimización que constituye una de las actividades más importantes, por eso es uno de los objetivos es el control del tiempo de acarreo, mantenimiento de la vía y control en el movimiento de los equipos para desarrollo de la rampa para alcanzar los óptimos rendimientos al menor costo posible.

RESUMEN

La Construcción de la Rampa Patrick III del nivel 2270 al nivel 2220, se tiene deficiencias en la perforación, tronadura, acarreo, como consecuencia mayor tiempo de perforación, carga explosiva inadecuada, generando costo elevado de la tronadura en la rampa que no se ajustan a las propiedades del macizo rocoso, por lo cual se utiliza demasiado explosivo en los taladros, mala fragmentación y sobre rotura de hastiales y corona. Con la finalidad de optimizar los costos de las operaciones unitarias de perforación, voladura, acarreo en la rampa Patrick III, implementando un registro permanente de los estándares de trabajo en las operaciones unitarias, la utilidad se reflejados en la optimización de los costos operativos directos e indirectos en todas las áreas que integran la mina.

La optimización del estándar de perforación y tronadura, para el desarrollo de la rampa Patrick III y lograr mayor avance lineal. La cantidad de taladros anteriormente determinado es de 49 taladros y lo propuesto es de 46 taladros con el diseño de la malla, reduciendo el consumo de explosivo de 101.108 kg a 86.357 kg. con una reducción de 14.741 kg /disparo y los costos de los explosivos y accesorios se obtuvieron de S/. 569.73 a S/. 488.360 con una reducción de S/. 81.370 / disparo, por consiguiente, se redujo los costos unitarios de perforación y voladura por metro de avance de S/. 540.68 a S/. 454.26, teniendo una diferencia de S/. 86.42 y costo por disparo es S/. 2022.14 a S/. 1744.37, con una reducción de S/. 277.78, de acuerdo al diseño propuesto de estándar de perforación y voladura en el frente de avance de la rampa Patrick III en la Unidad Minera San Andrés.

La optimización de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, Con el control del tiempo, mantenimiento de la vía y control en el movimiento de los equipos, con costo de acarreo es de S/. 463.740 / disparo a S/. 388.070 / disparo, con una reducción de S/. 75.67 / disparo.

Palabras clave: Optimización de costos, Perforación, Rampa Negativa, Voladura, Diseño de Malla, Acarreo.



ABSTRACT

The Construction of the Patrick III Ramp from level 2270 to level 2220, there are deficiencies in drilling, blasting, hauling, as a consequence of increased drilling time, inadequate explosive charge, generating high cost of blasting in the ramp that do not meet the properties of the rock mass, which is why too much explosive is used in the drills, poor fragmentation and excessive breakage of gables and crown. In order to optimize the costs of unit operations of drilling, blasting, hauling in the Patrick III ramp, implementing a permanent record of work standards in unit operations, the utility is reflected in the optimization of direct operating costs and indirect in all areas that make up the mine.

The optimization of the drilling and blasting standard, for the development of the Patrick III ramp and achieving greater linear progress. The number of holes previously determined is 49 holes and the proposal is 46 holes with the mesh design, reducing the explosive consumption from 101,108 kg to 86,357 kg. with a reduction of 14,741 kg /shot and the costs of explosives and accessories were obtained from S/. 569.73 to S/. 488,360 with a reduction of S/. 81,370 / shot, therefore, the unit costs of drilling and blasting per meter of progress were reduced from S/. 540.68 to S/. 454.26, having a difference of S/. 86.42 and cost per shot is S/. 2022.14 to S/. 1744.37, with a reduction of S/. 277.78, according to the proposed design of the drilling and blasting standard in the advance face of the Patrick III ramp in the San Andrés Mining Unit.

The optimization of haulage in the construction of the Patrick III ramp, with time control, track maintenance and control in the movement of equipment, with a haulage cost of S/. 463,740 / shot at S/. 388,070 / shot, with a reduction of S/. 75.67 / shot.

Keywords: Cost optimization, Drilling, Negative Ramp, Blasting, Mesh Design, Hauling.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del Problema

En la unidad minera San Andrés, en la actualidad viene ejecutando sus operaciones en el avance de la Rampa Patrick III para permitir realizar galerías, cruceros y cámara de apilamiento de minerales y desmonte, seguir con las exploraciones para alargar la vida de la mina.

En la Rampa Patrick III cerca de la Cámara 41 se percibe los siguientes problemas como: deficiencias en control de la perforación por su mala distribución de taladro como consecuencia se tiene un deficiente avance por disparo generando sobre roturas lo que incurren en deficiencias en la operación unitaria por los cuales se elevan los costos de operaciones, en el frente de perforación se realizan 49 taladros, se examinó que la perforación de taladros es deficiente, solo obtiene una eficacia de 87.65 % del barreno de 14 pies que es igual a 3.74 m además un deficiente paralelismo del frente de perforación, mal posicionamiento y habilidad del operador de la máquina de perforación, como efecto se observa una sobre excavación en el contorno del frente de disparo que generan penalidades de sobre rotura, uso excesivo de explosivo y otros. Por efecto de las condiciones mencionadas se incurre a un elevado costo de perforación y voladura, falta de control de los equipos de acarreo, en el tiempo de acarreo; también generan penalidades para las contratas mineras lo que ocasionan pérdida económica elevada.

En la perforación se observan deficiencias debido a las desviaciones en la perforación (por ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control) teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, lo que afecta el fracturamiento y al avance esperado; los espaciamientos irregulares entre taladros propician una fragmentación gruesa, o disparo soplado, la irregular longitud de los taladros influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción, la intercepción de taladros afectará a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper propiciando que se sople el disparo, insuficiente diámetro o número de taladros de alivio esto produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sople el disparo o que se produzcan tiros cortados.



En la operación de voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias, empezándose por un consumo excesivo de explosivos y una mala administración de los mismos, este problema operativo de mina se origina por una supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, solo por pedido del maestro perforista, y sin haber analizado minuciosamente la malla de voladura se realiza la tronadura. De la misma forma los bodegueros de los polvorines, proveen cantidades excesivas de explosivos sin un estándar técnico de control. Reflejándose en el consumo excesivo de explosivos en el indicador conocido como factor de potencia (factor de carga).

Por la mala gestión de explosivos por parte de logística de mina, se manifiesta en la distribución de lotes de explosivos y accesorios sin un idóneo control de la degradación de los mismos, ya que se encontraron lotes con vencimiento.

1.2 Enunciado del Problema

1.2.1 Problema General

¿De qué manera la optimización de las operaciones unitarias influirá en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA - La Libertad - 2019?

1.2.2 Problemas Específicos

- ¿De qué manera la optimización de los estándares de perforación dependerá del Costo de perforación en la Construcción de la Rampa Patrick III en la empresa minera MARSA - La Libertad -2019?
- ¿De qué manera la optimización de los estándares de voladura influirá en la reducción de los costó de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, en La Empresa Minera MARSA - La Libertad -2019?
- ¿De qué manera la optimización de acarreo influirá en los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA - La Libertad -2019?

1.2.3 Justificación de la Investigación

Uno de los problemas que se presentan en la preparación y continuidad del avance de la construcción de la Rampa Patrick III que permitiría acceder al yacimiento subterráneo, a la mineralización, mediante la preparación de la mina, para cumplir con los plazos de construcción de la rampa, es imprescindible optimizar el avance lineal con la optimización de las operaciones unitarias que

nos permitirá economizar los gastos operativos y de esta manera se maximizará las ganancias de la unidad minera.

Antes de tomar la decisión es imprescindible tener las siguientes consideraciones, en primer lugar, acceso al yacimiento, la profundidad del yacimiento, el tiempo requerido para su preparación, el tipo adecuado de transporte para el interior y extracción, el costo de la ejecución.

Generalmente el objetivo primordial de toda compañía es maximizar sus ganancias, por ello es fundamental la implementación de una mejora continua y optimización de los costos operativos.

Con el estudio y adaptación de este trabajo se podrá delinear e implementar acciones simultáneamente con las áreas de perforación, voladura y otros, proponiendo ideas y recomendación que nacen desde la experiencia y conocimiento del personal obrero de la contrata Minera Tauro S.A.C.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la Investigación

2.2.1 Objetivo General

Optimizar las operaciones unitarias en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSА - La Libertad – 2019.

2.2.2 Objetivos Específicos

- Determinar la optimización de los estándares de perforación que depende del costo de perforación en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.
- Evaluar la optimización de los estándares de voladura para la reducción de los costó de voladura en la construcción de la Rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.
- Determinar la optimización del acarreo influye en los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.

2.2 Hipótesis de la Investigación

2.2.3 Hipótesis General

Con la optimización de las operaciones unitarias se reducen costos en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad – 2019.

2.2.4 Hipótesis Específicas

- La optimización de los estándares de perforación mejora significativamente el costo de perforación en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.
- La optimización de los estándares de voladura se reducen el costo de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.
- Con la optimización del acarreo se mejora significativamente los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSА - La Libertad -2019.



2.3 Operacionalización de Variables

En la siguiente tabla se muestra las variables independientes y dependientes con sus correspondientes indicadores e índices.

Tabla 1 — Operacionalización de Variables

Variables	Dimensión	Indicadores	Escala
Independiente Optimización de las Operaciones Unitarias.	Estándares de perforación	<ul style="list-style-type: none"> • Diseño de malla. • Avance lineal. 	<ul style="list-style-type: none"> • N.º de taladros. • Metros lineales.
	Estándares de voladura	<ul style="list-style-type: none"> • Carga explosiva. • Factor de carga. 	<ul style="list-style-type: none"> • Kg. • Kg/m³
	Acarreo	<ul style="list-style-type: none"> • Volumen de material. • Tiempo de acarreo. 	<ul style="list-style-type: none"> • m³ • Minutos / viaje.
Dependiente. Construcción de la Rampa Patrick - III	Costo de perforación	• Costos unitarios.	• Soles / metro.
	Costos de voladura		• Soles / tonelada.
	Costos de acarreo		• Soles / tonelada.



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

a) A Nivel Internacional

- Sánchez Y. (2012), en su investigación titulada “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth” afirma que: “La no optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth no permitirá mejorar costos y tiempos en los procesos ya nombrados. Recomienda realizar ensayos de compresión simple periódicos para ir rediseñando la malla de perforación, y obtener dimensiones óptimas de burden y disminuir el tiempo de operación”.
“Concluye que las características de los explosivos junto con las características físico – mecánicas del macizo rocoso son importantes para el diseño de la malla de perforación, reduciendo el número de taladros se logró disminuir el tiempo de operaciones, consiguiendo con ello la optimización en los procesos de avance de la rampa en la mina Bethzabeth”.
- Caguana Gutiérrez (2013), en el trabajo denominado “Optimización de los Parámetros de Perforación y Voladura en la Cantera las Victorias”, con la finalidad de la “optimización de los parámetros de perforación y voladura”, de conforme al progreso de la investigación llegan al resultado que al analizar el tipo de roca en la cantera “Las Victorias” se determinó el diámetro del barreno de 36 mm podría ser inadecuado para las actividades de la producción y que según (Otoño.c, 2013), el barreno de 36 mm es inadecuado, inapropiado para este tipo de actividades.

b) A Nivel Nacional

- Carreón Q. Juvenal (2001), en su tesis titulada “Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael”. “Universidad Nacional del Altiplano”. Llega a la siguiente conclusión “el número de taladros de 60 (antes de optimizar) se redujo a 48 (en la etapa final de la optimización) y taladros cargados 56 a 44 respectivamente. En consecuencia, del consumo de explosivos también bajo 132.72 a 103.70 kg/disparo”.
- Melgarejo Guillermo, Serapio I. (2018), En su tesis titulada “Optimización del Avance Mediante el Diseño de la Perforación y Voladura de Rocas para Minimizar Costos Operacionales en la Construcción de la Rampa (-) Principal en la U.M.

Tambomayo CIA. de Minas Buenaventura S.A.A.” investigación de grado, “Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo” llegó a la conclusión.

1. El costo real de la perforación es de 133.48 US\$/ml, y el costo programado es de 166.54 US\$/ml, optimizando un ahorro de 33.06 US\$/ml, y el avance de 400 metros a US\$13.224.
 2. El costo real de la voladura es de 15.75 US\$/m³, y el costo programado es de 23.45 US\$/m³, con una diferencia de 7.7 US\$/m³, y en el avance de 400 metros de (4.00 m por 4.50 m o 4.00 m por 4.00 m).
- Chambi Flores, Alan. (2011), en su tesis titulada “Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco”. Investigación de grado, “Universidad Nacional del Altiplano, Puno”. En la conclusión quinto nombra que “la optimización obtenida en perforación y voladura en la ejecución de la rampa 740, de la unidad VINCHOS del Cerro de Pasco, es reducir dos taladros por frente y ahorrar 8,0 kg de explosivo por disparo”.
 - Zapata D. Mónica P. (2002), en su tesis titulada “Control de Costos de una Operación Minera Mediante el Método del Resultado Operativo”. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. El objetivo del estudio fue “aumentar la productividad y la calidad a través del mejoramiento continuo de las eficiencias y la efectividad en las operaciones”. Como instrumentos de investigación se realizó con el programa de actividad, curva “S” informes de producción y económico.
El resultado operativo nos permite conocer “si estamos adelantados o atrasados respecto al tiempo, evaluar si estamos ganando o perdiendo y porque, el método del resultado operativo es una herramienta de control que nos permite identificar y evaluar los costos operativos en los procesos productivos”.

3.2 Aspectos Generales

3.2.1 Ubicación

De acuerdo a la vigente división administrativa de la zona donde se ubicado el yacimiento aurífero Minera Aurífera Retamas S.A. pertenece Departamento de la Libertad, Provincia de Patate, distrito de Parcoyo, anexo de Llacubamba; está ubicado el Este de la ciudad de Trujillo a una distancia de 180.00 km, a una altura de 3900 m.s.n.m. para mayor detalle ver el plano de ubicación.

Sus coordenadas geográficas:

Latitud Sur: 08° 03'27"

Longitud Oeste: 77° 26'35".

Coordenadas (DATUM PSAD 56):

Tabla 2 — Coordenadas de la Concesión de la Empresa Minera MARSA

Vértice	Norte (m)	Este (m)
NE	9 111 000.000	231 000.000
SE	9 110 000.000	231 000.00
SO	9 110 000.000	230 000.00
NO	9 111 000.000	230 000.000

MARSA, la concesión tiene una extensión de 30 000 hectáreas de concesión minera ubicado en el cerró El Gigante y se va planificando programas de exploración y evaluación.

3.2.2 Accesibilidad

La vía a la compañía Minera Aurífera Retamas S.A. Es por el asfalto que parte de la ciudad de Lima hasta Trujillo, pasando por la cordillera occidental de los Andes, por el Rio de Marañón accediendo, por el flanco occidental de la cordillera central, como se muestra las tablas siguientes.

Por vía terrestre.

Tabla 3 — Acceso a MARSA por Vía Terrestre

Tramo	Distancia (km)	Tiempo (Horas)	Observación
Abancay -Lima	924.57	16.00	Asfaltado
Lima - Trujillo	562.00	9.00	Asfaltado
Trujillo - Huamachuco	8.44	4.00	Asfaltado
Huamachuco - MARSAS	181.00	12.00	Trocha

Por vía aérea.

Tabla 4 — Acceso a MARSAS por Vía Aérea

Tramo	Tiempo (Horas)	Observaciones
Cusco - Trujillo	1.083	Vuelo Charter
Lima - Trujillo	1.000	Vuelo Charter
Lima - Chagual	1.583	Vuelo Charter
Trujillo - Chagual	0.583	Vuelo Charter





Figura 1 — Anexo de Llacuabamba

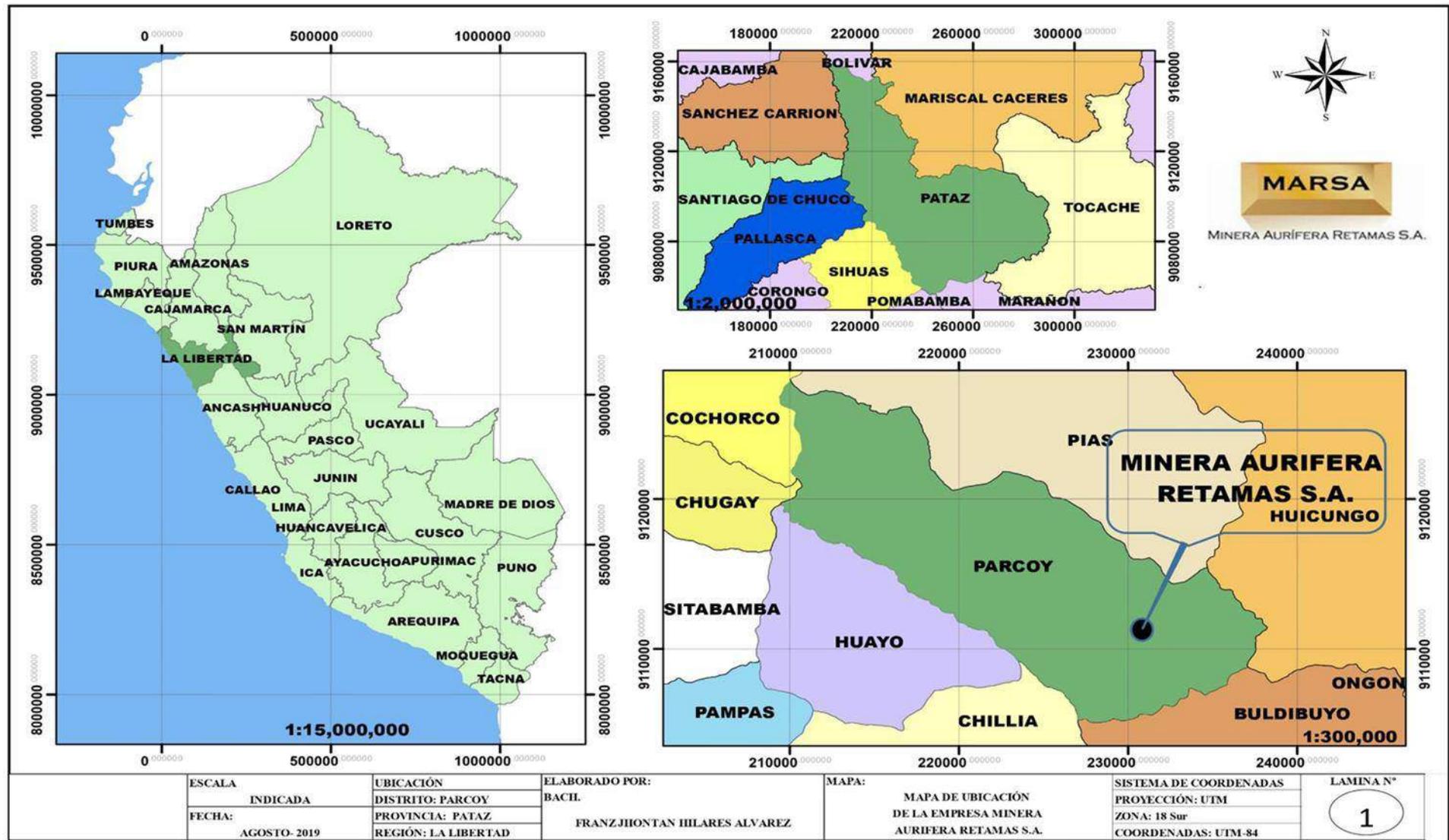


Figura 2 — Mapa de Ubicación de la Mina

3.2.3 Recursos Humanos

La empresa considera a sus trabajadores y personal como el activo imprescindible. Tiene como meta el alineamiento de las políticas de personal, con el sistema de la planificación, lo que consigue que el recurso humano se alinee e identifiquen con los estándares, objetivos y la finalidad de la empresa.

Busca inspirar permanentemente el cambio y generar un buen clima laboral, la mejora y la innovación gracias a la capacitación y al talento del personal de la mina, para lo cual provee a las áreas de la organización de personal calificado y de las mejores prácticas de recursos humanos que ayuden a cumplir los metas estratégicos de la empresa.

Se efectúa también una permanente capacitación especializada por área de trabajo a los trabajadores con la finalidad de mantenerlos actualizados en sus conocimientos y técnicas, de esa manera las metas de la empresa se cumplen con profesionalismo y eficiencia, mediante cursos de capacitación a cargo de importantes instituciones, universitarias y técnicas del país.

Anteriormente el personal obrero de la mina provenía de la zona sur y central del Perú, pero por política de la empresa, se está tomando personal obrero principalmente de la provincia de Pataz., como se detalla en la siguiente tabla (Serin Alvites , 2017).

Tabla 5 — Distribución de Recursos Humanos de la Empresa Minera MARSA

Sección	Personal Permanente	Personal Temporal	Total
Mina	1200.00	50.00	1250.00
Superficie	2200.00	50.00	2250.00
Total	3400.00	100.00	3500.00

Extraído de Análisis de Producción y Costos del Metodo Long Wall Mining sobre el Metodo Corte y Relleno Ascendente para su Aplicación en U.E.A. Minera Aurífera Retamas S.A. (Quispe Urquizo, 2014)

3.2.4 Clima

El clima es predominantemente frígido, típico de la región Puna o Jalca; presenta dos variantes climatológicas marcadas: noviembre a abril con lluvias constantes cambiando de mayo - octubre con heladas y frío durante las noches y en el día el sol, donde la temperatura oscila de 5°C a 20°C en el día y en las noches de 3°C a 10°C, estas dos estaciones son bien marcadas en la zona. La mina se encuentra a una cota de 3900 m.s.n.m. con una vegetación típica de la zona que es el ichu y el queñual y



otros arbustos pequeños, los habitantes del lugar son eminentemente dedicados a la minería aurífera.

3.2.5 Flora

La vegetación está en función a los pisos altitudinales como a la zona geográfica del del estudio.

El escenario vegetal está constituido por una abundante mezcla de gramíneas. Los cuales pasamos a detallar en la siguiente tabla.

Tabla 6 — Especies de Flora que Encuentran en el Cerro el Gigante

Familia	Especie	Nombre Común
Gramíneas	Stipa	Ichu
	Calamagrostis Vicunarum	Ñapa –pasto
Gramíneas	Distichilis humilis	Grama Salada
	Bromus Sp.	
	Trifolium Amabile	
Gramíneas	Muhlebergia ligularis	Grama Dulce
	Muhlebergia Peruviana	
	Alchemilla Pinnata	
	Poa Gynnanta	
	Poa annua	
	Paspalum Sp.	
	Bromus lanatus	
	Agrostis breviculmis	
	Luzula Racemosa	
	Hypochoeris elata	
	Hypochoeris stenocephala	
	Hypochoeris imayeniana	

Extraído de Área de Medio Ambiente Empresa MARSA (2010).

3.2.6 Fauna

En el área de estudio se tiene fauna fundamentalmente como aves que están de paso, así también anfibios anuros y mamíferos.



Tabla 7 — Especies de Flora que Encuentran en el Cerro el Gigante

Aves			
Orden	Familia	Especie	Nombre Común
Falconiformes	Accipitridae	Buteo Polyosoma	Aguilucho
	Falconidae	Falco sparverius	Halcón Americano
Apodiformes	Trochilidae	Lesbia nuna	Picaflor
		Metalura phoebe	Picaflor Negro
Passeriformes	Hirundinidae	Notiochelidosn murina	Golondrina
		Notiochelidosn cyanoleuca	Santa Rosita
	Fringillidae	Zonotrichia capensis	Gorrión Americano
Anfibios			
Anura	Bufo	Bufo sp.	Sapo
Mamíferos			
Carnívora	Mustelidae	Conepatus rex	Zorrillo
Rodentia	Chinchillidae	Lagidium peruvianum	Vizcacha

Extraído de Área de Medio Ambiente Empresa MARSA (2010).

3.2.7 Fisiografía y Topografía

El relieve del lugar es accidentada y abrupta, cuenta con fuertes pendientes que van de 50° a 60° aproximadamente, como las quebradas como Porvenir Molinetes, Pomachay, San Vicente, etc.

Los agentes erosivos o eventos tectónicos, son la erosión glacial y fluvial que han generado llanuras de fuerte pendiente de 20% hasta 35%, como por ejemplo circos glaciares, creando un drenaje detrítico en la zona. El tectonismo y la erosión fluvial han formado profundos valles que alternan con picos elevados. La mina tiene elevaciones que varía desde 1800 hasta 4260 m.s.n.m. (Cerro Yurinca.), (Berroa Suarez E., 2016).



Figura 3 — Relieve de San Andrés – MARSA

3.2.8 Geología Regional

La zona aurífera de Parcoy, Gigante y Buldibuyo está ligada a una faja de rocas intrusivas conocidas como “Batolito de Pataz”.

Tiene una extensión alrededor de 50 km, Vijus al norte y Buldibuyo al sur, con una latitud promedio de 2.50 km. Está limitado por el NE con el complejo Marañón y volcánico y por el SW con las rocas sedimentarias mesozoicas de la formación Criznejas. El intrusivo se presenta muy fracturado; sus zonas de debilitamiento y fracturamiento en un comienzo han servido de canales de transporte para las soluciones mineralizantes que dieron lugar a la formación de vetas.

En la unidad minera el sistema principal de vetas NW – SE, se formó como consecuencia del relleno de las soluciones mineralizantes a lo largo de los espacios vacíos de las fracturas y fallas del sistema; posteriormente estas vetas han sido falladas, plegadas en cuatro eventos tectónicos, razón por la cual se presentan muy irregulares en comportamiento y/o continuidad. (Ver la Figura 4), (Cáceres Navarro, 2017).

3.2.9 Geología Local

La zona se halla mayormente cubierta por depósitos Cuaternarios; las rocas y estructuras mineralizadas se encuentran poco expuestas.

En la Mina El Gigante, debajo de la cubierta Cuaternaria se extiende el intrusivo de Pataz, de naturaleza félsica en este se hospedan las vetas auríferas.

Al NE, cerca del campamento San Andrés, afloran rocas metamórficas del Complejo del Marañón, y al SW del Tambo, ocurrencias de arenisca limonitas – volcánicas (capas rojas), pertenecientes al grupo Mitú. (Ver la Figura 5), (Cáceres Navarro, 2017).

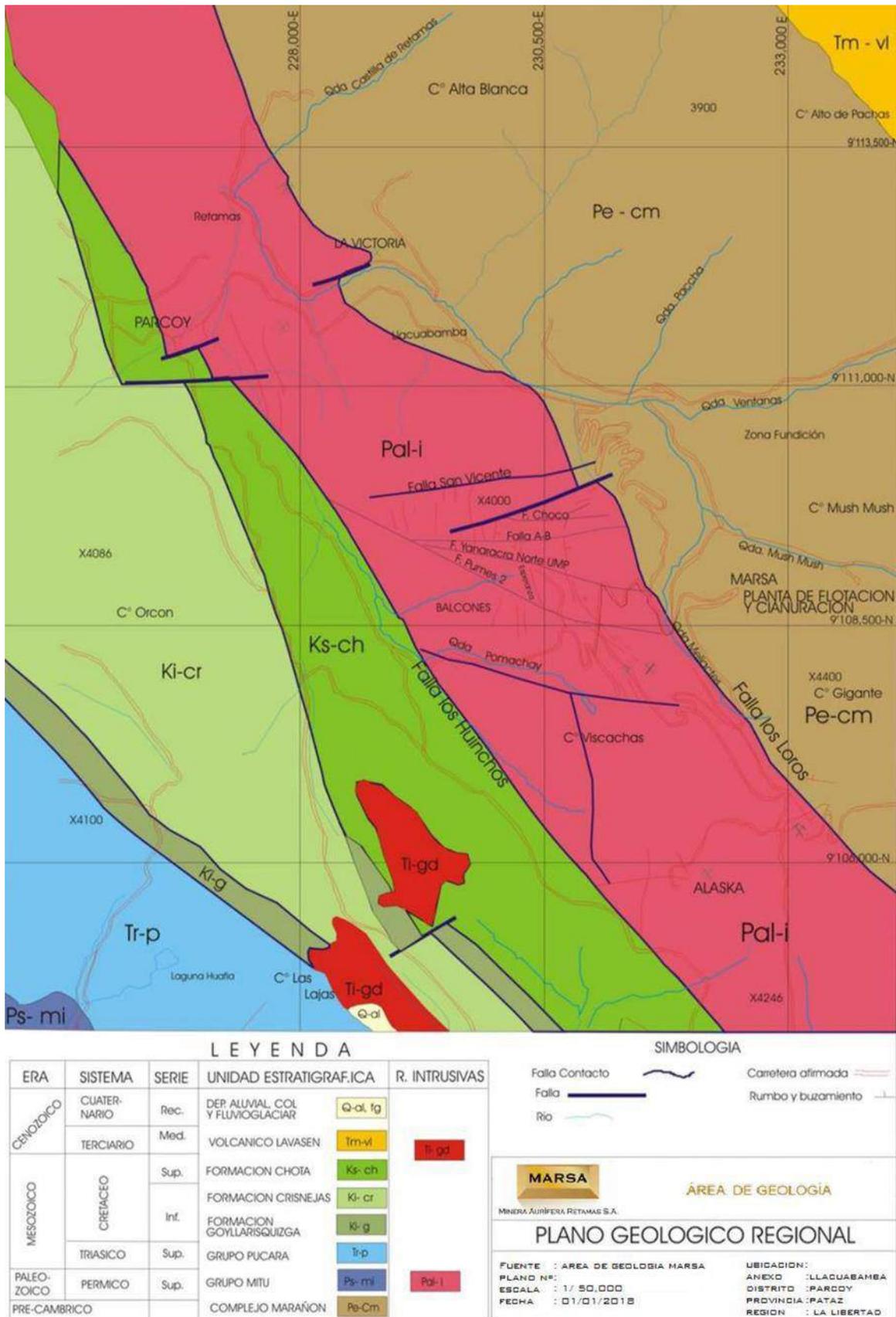


Figura 4 — Plano Geológico Regional

Extraído de Administración Mina



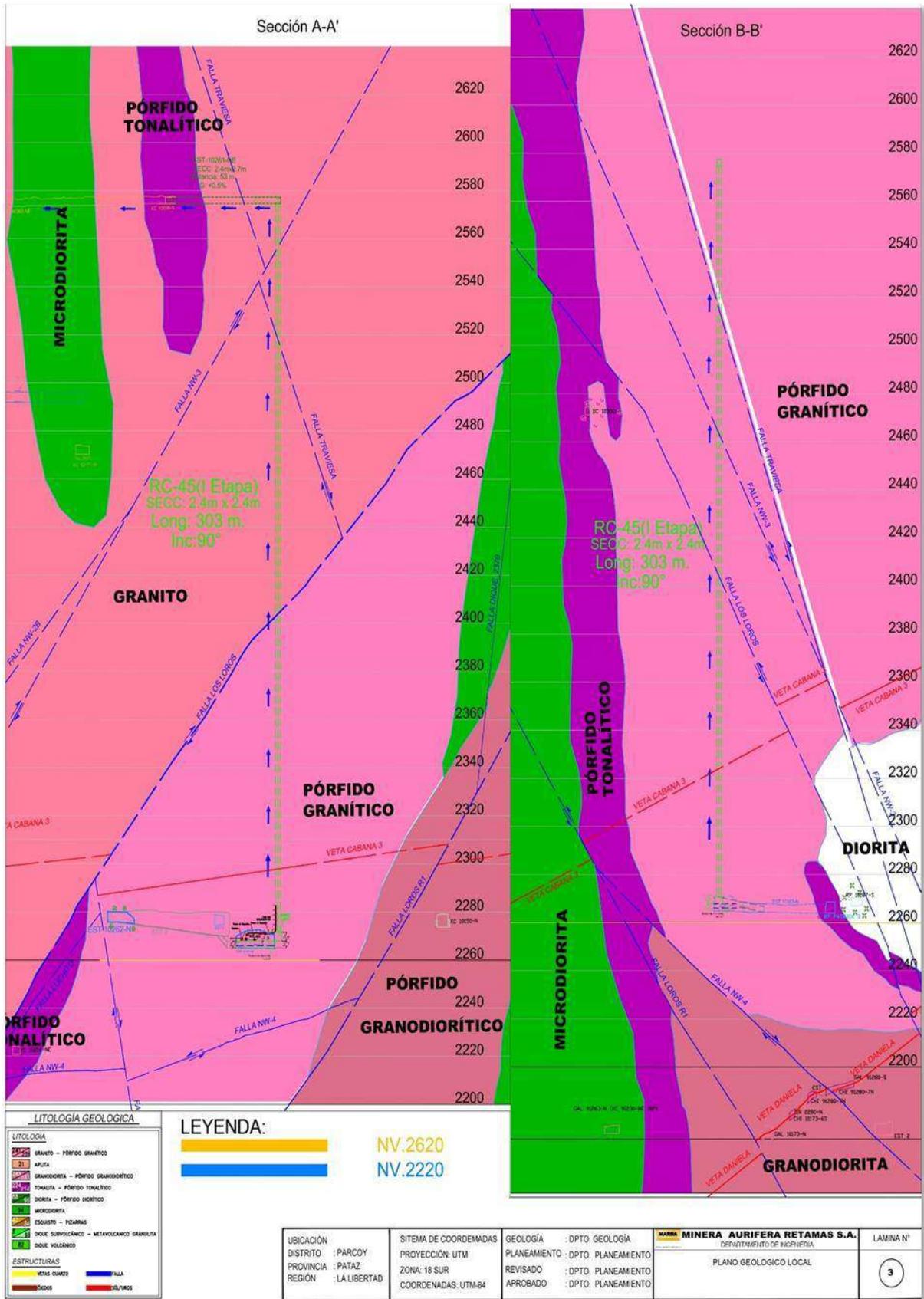


Figura 5 — Plano Geológico y Estructural

Extraído de Administración Mina



3.2.9.1 Rocas Intrusivas

El intrusivo está constituido por dos fases plutónicas: primera fase microdiorita – diorita; segunda fase granodiorita – granito.

La primera fase son las rocas más favorables para la deposición de las soluciones mineralizantes; en ellas se emplazan el mayor número y las principales estructuras mineralizadas, las que actualmente se hallan en exploración y explotación; la segunda fase, es poco favorable para la formación de estructuras mineralizadas, encontrándose vetas delgadas, ramaleadas (stockwork) y discontinuas.

El intrusivo de Pataz se extiende como una franja longitudinal de rumbo N 60°W y ancho promedio de 2.50 km. El contacto NE con el complejo del Marañón se caracteriza por una franja de enclaves de ancho variable, constituidos por fragmentos elongados de filitas-pizarras, metavolcánicos y microdiorita; mientras que el contacto SW está marcado por la falla Huinchus (Prado Palomino, 2017).

3.2.9.2 Rocas Metamórficas

Está formada por pizarras oscuras y filitas grisáceas, con presencia de pequeñas capas de esquistos cloritizadas y metavolcánicos. Se hallan expuestas en lado NE del Batolito de Pataz, en las quebradas, Mushmush, Molinetes, Los Loros y San Vicente; encontrándose plegadas, falladas y/o perturbadas por varios eventos de metamorfismo dinámico e ígneo; asociados a este fallamiento aparecen ciertas estructuras auríferas de características similares y/o diferentes a las estructuras emplazadas en el intrusivo (Prado Palomino, 2017).

3.2.9.3 Rocas Sedimentarias

Conformada por la secuencia sedimentaria del Paleozoico y Mesozoico que aflora al SW del “Batolito de Pataz”, desde Alaska por el Sur hasta Cachica por el Norte (correspondiente a nuestra zona de interés). Esta secuencia está constituida por la unidad volcánica sedimentaria (areniscas, limonitas, micro conglomerados a conglomerados, tobas riolíticas y brechas – aglomerados de riolitas dacitas), pertenecientes al grupo Mitú (Pérmico) y calizas del grupo Pucará (Triásico – Jurásico), (Prado Palomino, 2017).

3.2.9.4 Depósitos Cuaternarios

Los depósitos Cenozoicos, constituidos por suelos residuales, coluviales, fluvio-glaciares y aluviales, se extienden cubriendo gran parte del área con espesores que varían de 1.00 m a 50.00 m., formando un relieve abrupto con vegetación de puna (Prado Palomino, 2017).

3.2.10 Geología Estructural

Se estima que es una asociación tradicional mesotermal con temperaturas en el rango de 250°C – 350°C se muestra una secuencia de vetas auríferas con la intrusión calco – alcalina del batolito de Pataz, con una redesplazamiento de las rocas encajonantes.

Es primordial aclarar que los yacimientos de Pataz se deben a procesos hidrotermales postmagmáticos, es decir cuando la recristalización ha terminado como lo principal.

Minerales magmátogenos en función las condiciones de su formación están concurrente con los procesos geoquímicos en la parte profundas de la corteza terrestre. El sistema hidrotermal ha estado activo por mucho tiempo en varias etapas de reactivación tectónica y depósitos de cuarzo y sulfuros. (Cáceres Navarro, 2017).

a. Plegamientos

Es de extensión regional, con una dirección de SE a NW predominando en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección aproximada de estos esfuerzos es de NE a SW. (Quispe Urquizo, 2014).

b. Fracturamiento

El lugar se encuentra fuertemente fracturada a consecuencia del tectonismo, estas fracturas continúan un patrón estructural derivado de la dirección de los esfuerzos, se encuentra formando sistemas de fracturamiento local (Quispe Urquizo, 2014).

c. Fallamiento

Hay tres sistemas de fracturamiento en la zona aurífera de Parcoy:

- Sistema de fallamiento NW-SE (longitudinal); “son falla postminerales de rumbo paralelo y sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñamiento, etc. Son de carácter normal y siniestral e inversa”.
- Sistema de fallamiento NE-SW a NS (diagonal); “De rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (fallas gravitacionales). Las

vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.”.

- Sistema de fallamiento principal E-W o fallas mayores (transversal); “de rumbo promedio E-W. Dentro de este grupo se le agrupa a la falla”. Falla E-1, la falla Pumas, etc., “son estructuras que se desplazan alrededor de 100 m. en la vertical y 250 m en la horizontal” (Quispe Urquizo, 2014).

3.2.11 Geometría de los Yacimientos

El depósito de la mina Gigante es filoniano - cizalla; formado por relleno de fracturas, por acción de las soluciones mineralizantes hidrotermales, epigenético, de carácter primario, origen hipógeno, con temperaturas de formación de facies mesotermal a epitermal.

La formación mineralógica presenta lazos cimoides múltiples y compuestos, curvas cimoidales. Estructuralmente la mineralización económica se presenta en forma de ore shoots elongados, de magnitudes diferentes.

La génesis del yacimiento está relacionado al carácter magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, que han originado las asociaciones mineralógicas de tipo mesotermal - epitermal. Hay corrientes que interpretan que las vetas emplazadas en el batolito de Pataz son de origen orogénico (Huamaní B. y Soto M., 2018).

3.2.12 Reservas Minerales

Para la cubicación se consideran los criterios: la toma de muestras, condición del mineral, estructura y delimitación de blocks, determinación de áreas, volumen, peso unitario, densidad, tonelaje, ley del block, análisis de la dilución, ancho de minado, zona de tronadura, volumen extraído, volumen minado, ley de minado, la rentabilidad del yacimiento.

Reservas de mena y recursos minerales del yacimiento que se detallan en la siguiente tabla 8 y tabla 9.

Tabla 8 — Reservas de Mena de la Minera MARSA

Categoría	Reservas de Mena				
	TMS	Pot (m)	Ley (g/t Au)	Au (Oz)	Au (Kg)
Reserva Probada	888 955	1.51	16.03	458 100	14 249
Reserva Probable	98 293	1.38	21.28	67 264	2 092
Total de Reservas	987 2748	1.50	16.55	525 364	16 341

Extraído de Área de Geología de la Minera MARSA



Tabla 9 — Recursos Minerales de la Minera MARSA

Categoría	Recursos Minerales				
	TMS	Pot (m)	Ley (g/t Au)	Au (Oz)	Au (Kg)
Recurso Medido	1 574 825	0.71	9.34	472 978	14 711
Recurso indicado	4 159 895	0.74	15.30	2 045 740	63 630
Recurso Inferido	1 943 500	0.69	9.24	577,000	18 000

Extraído de Área de Geología de la Minera MARSA

3.2.13 Métodos de Explotación Subterránea

Los métodos de explotación que se emplean en la unidad minera San Andrés son:

- Minado por Tajeos Largos (Longwall).
- Método de Corte y Relleno Ascendente.
- Método de Cámaras y Pilares.

a. Minado por Tajeos Largos (Longwall)

El minado por longwall es para roca buena y regular bajo esta fundamento, el método de minado se aplica para explotación de la veta de la formación de batolito, en resistencia moderado a estables y mineral de ley de baja a media; por la alta recuperación de una mina de oro, con este método se selectividad, recuperación y control del sistema de sostenimiento de las cajas de la veta, además se control de la dilución, el factor seguridad es óptimo y controlado, la productividad es alta, mayor grado de mecanización y eficiencia alta del personal (Muriel Quispe, 2019).

Factores Determinantes para el Uso del Método Longwall Mining

Los factores que deben ser considerado antes de optar por el desarrollo y selección del método de minado “Longwall” son los siguientes.

- **Tamaño del Depósito.** Debe ser lo suficientemente grande para que justifique la inversión de capital y en el equipamiento, así como en el desarrollo.
- **Potencia de Veta.** La potencia del mineral el cual será exitosamente minado por el método Longwall varía en un rango de 0.60 m. a más de 6.00 m. y estas deben ser de forma tabular.
- **Buzamiento.** Las vetas deben tener un buzamiento de 0° a 45°, para permitir que el mineral fluya con facilidad.

- **Frente de Tajeo.** En frentes mayores de 2.44 m de alto, el tajeo es un problema para la seguridad como así para la producción.
- **Tipo de Roca.** Propiedades físico y mecánicas del mineral y roca de caja competente (roca buena).
- **Soporte y Estabilidad.** En estratos mayores a 4.20 m se debe tomar en consideración la estabilidad y el soporte, muchas veces se emplean gatas hidráulicas.
- **Techo Artificial.** Se emplean en explotaciones cuando es en retirada y por hundimiento.
- **Mano de Obra.** No requiere de mucho mano de obra ya que estas son altamente mecanizados, se utilizan personal altamente capacitado.
- **Manipuleo de Materiales.** Este método requiere más capacitación de izaje que otros métodos. El manipuleo de materiales en los frentes es por medio de rieles. (Llanque Maquera, 1999).

Diseño e Ingeniería

- Preparación del Block.
- Sellar sobre veta de las chimeneas de sección 8 pies por 5 pies, cada 40.00 m.
- Área del block a explotar de 38.50 m de largo por 20.00 m de alto.
- Ejecutar un by pass paralelo a la galería y alineado con el subnivel superior para tener acceso a dos labores.
- Realizar subniveles de área de 4 pies por 6 pies de altura como mínimo, un subnivel base por encima y paralelo a la galería dejado un puente en relación al estudio geomecánica en el rumbo de la veta y otro subnivel a una distancia de 20.00 m.
- Desde el by pass construir las chimeneas de área 5 pies de ancho por 5 pies de altura con dirección al subnivel intermedio del block, con buzamiento no menor a 40°.
- Si se construye un nivel intermedio, se obviará el by pass.

Ventajas

- El método aplicable a gran escala.
- Ciclos de operaciones casi simultáneos, alta productividad.
- Bajo costo de explotación.

- Disminución de los tiempos muertos.
- Método seguro por construir en zonas no explotadas, por ser un método en retirada.
- Tiene un alcance alto grado de mecanización, trabajabilidad óptima de los equipos.
- Preparación y entrenamiento rápido de los trabajadores.
- Operaciones concentradas, facilitando la limpieza, transporte y ventilación.
- La recuperación es aproximadamente al 100%, y de los pilares.
- Se consigue minimizar la dilución.

Desventajas

- Reducción del personal.
- Colapsos y subsidencias pasan en grandes áreas, cerca del 10%-80% del área explotada, pero es manejable.
- Método muy adaptable e inflexible en su diseño y elaboración; no selectivo, al explotar el bloque en rebanadas, los cortes se trabajan en zonas de alta y baja ley.

b. Método de Corte Relleno Ascendente

También denominado “over cut and fill”. El mineral es arrancado en forma tajadas horizontales y/o verticales comenzando por la parte inferior de un tajo y ejecutado verticalmente. Cuando se termina con la extracción, se rellena el volumen correspondiente desmonte proveniente de las labores, superficie y ralves de las plantas (relleno), que es para el piso en el trabajo del siguiente arranque y extracción de tajada de mineral. y paralelamente se pueden ser sostenida las paredes y el techo a veces.

Característica del Método

La explotación de corte y relleno puede ser empleado en yacimientos que cumplan con las condiciones siguientes:

- Buzamiento Pronunciado, mayor a 50° de pendiente.
- En cualquier depósito y macizo rocoso de tipo de vetas.
- El mineral debe tener buena ley.
- Caja pueden ser irregulares y no competentes del yacimiento.

Diseño e Ingeniería

- El cruce de ingreso en el nivel base para la extracción e inicio de la rampa ya sea con gradiente negativa o positiva con una sección de 2.40 m por 2.70 m.
- Construcción del echadero de mineral es en estéril de acuerdo al diseño y a una distancia del filo de la rampa al menos de 8.00 m.
- El by pass de extracción debe estar alejado de la galería de desarrollo a una distancia de acuerdo a la recomendación de geomecánica.
- La rampa de acceso debe estar al piso de la veta y con una pendiente mínima de 15%.
- Construir refugios en curva a 30.00 m distancia y cada 50.00 m en recta.
- Construir cámaras de volteo para scoop perpendicular a la rampa y a lado opuesto de la veta a una distancia mayor a 2.00 m de longitud del equipo de máxima capacidad con un nicho en el hastial tope de la estocada.
- Los tajos deben contar con al menos una chimenea de ventilación la cual estará ubicada dentro del tajeo o de una rampa la cual se comunica con estocadas desde la rampa.
- Cuando se deje una ventana inferior para iniciar otra superior esta se colocará tabiques reforzados de acuerdo a la evaluación.
- Las ventanas de acceso a los tajos tendrán inicialmente a la misma sección de la rampa y debe ser proyectada con un pendiente máximo de 15% negativa y una vez que estas suban con la explotación se realizarán batido hasta una pendiente máxima de 15% positiva.
- Si hay factibilidad de desmonte en el nivel superior se construirá una chimenea echadero de desmonte el cual servirá para rellenar los cortes de los tajos. Esta se ubicará a una distancia mínima de 10.00 m alejado del filo de la rampa y a un costado del tope.
- De acuerdo a la evaluación económica y geomecánica se construirá una loza antes de empezar con la explotación del primer corte.

Ventajas

- La recuperación del mineral es cercana al 100%.
- Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- Buena ventilación.



- Facilidad de cambio de método.
- Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- Alto grado de mecanización.

Desventajas

- Costo elevado de explotación.
- Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- Mayor cantidad de mano de obra.
- Mantenimiento de chimeneas es costoso por requerimiento elevado de materiales de sostenimiento.

c. Método de Cámara y Pilares

El método está basado en función al estudio geomecánico efectuado, en el plan de minado debe considerarse las condiciones más favorables de la masa rocosa del depósito mineralizado, que contemple el menor riesgo que permita la seguridad de los trabajadores y equipos.

Consideraciones para su Aplicación.

- En cuerpos con buzamiento horizontal, usualmente no debe exceder de 30°.
- El yacimiento y la roca de la caja tiene que ser relativamente competentes.
- Minerales que no requieren de clasificación en la explotación.
- En yacimiento es gran potencia y tamaño grande.
- En terrenos competentes se realizan cámaras de mayor dimensión y si el terreno es malo se debe dejar pilares de mayor dimensión.
- La estabilidad también depende de las dimensiones y geometría de las cámaras y pilares.
- Los ciclos de minado son más rápidos con que se arranca el mineral.

Diseño e Ingeniería

- Los estudios geomecánicos se actualizan mensualmente.
- El diseño de accesos y explotación será de acuerdo a la evaluación geológica.
- La rampa de ingreso al tajo tendrá una sección de 2.70 m por 2.70 m o 3.00 m por 3.00 m dependiendo del equipo a utilizar y una pendiente no mayor

a 15%, la cual siempre será construida sobre desmonte para no afectar la explotación de la misma.

- La cámara principal de ingreso y vía para el acarreo del mineral deberá tener conexión a algún echadero previamente construido.
- Los tajos cámaras serán perpendiculares al cámara principal construidos en dirección del buzamiento de la veta, dejando pilares intermedios.
- Las chimeneas de ventilación y/o servicios serán construidas hasta el nivel superior.

Operación

- Equipo de limpieza es scoop tram diésel o eléctrico.
- La distancia entre cuadros será de acuerdo a la evaluación geomecánica.
- Las cámaras concluidas serán rellenadas previo barrido y lavado.
- La explotación de los pilares intermedios se iniciará cuando el relleno este percolado.

Ventajas

- Se adapta en bien en yacimientos estrechos de 3.00 m a 10.00 m, incluso con inclinación no muy elevada.
- No se necesita madera.
- Alto grado de flexibilidad, se adapta a grandes cambios en el plan de minado.
- Se pueden llegar a recuperar el mineral en el orden de 80% a 90 %
- Las irregularidades del yacimiento afectan poco a la explotación.
- Este método es selectivo hasta cierto punto, se pueden dejar las zonas de baja ley.
- El método permite un alto grado de mecanización, el mantenimiento es más simple y escaso gasto de conservación.
- Fácil regulación de en la extracción del mineral.

Desventajas

- La ventilación es deficiente.
- Los pilares son difíciles de recuperar.
- El consumo de madera o pernos de roca puede ser mayor cuando el techo es inestable.
- Mayor número de galerías preparación.

- Dilución por caída de rocas de los hastiales.
- A medida que se incrementa el tamaño de las cámaras la caída de roca causa mayor daño.
- Los trabajadores pueden caer fácilmente en los echaderos o parrillas.

3.3 Marco Teórico

3.3.1 Definición Rampas

Son labores similares a las galerías, pero con una inclinación positiva o negativa sobre un 5% que permite servir de entrada principal a una mina para el ingreso a los diferentes niveles de trabajo, que están a distintas cotas. Se diferencian de los túneles por su forma de construcción. Pueden ser circulares, elípticas, zigzag, rectas. La pendiente para el tránsito de equipos es de 10 a 12%. De considerable pendiente a fin de ganar longitud y altura se desarrolla fuera de la veta, sobre roca o material estéril como acceso de la superficie a interior mina o para unir dos o más labores horizontales o niveles subterráneos de diferentes cotas y usualmente están dirigidas hacia abajo

3.3.2 Características Técnicas de la Rampa

- La sección de la rampa es de 4.00 m por 4.50 m y 4.00 m por 4.00 m.
- Gradiente negativa o positiva con pendiente máxima de 12 % en las rectas.
- Sobre excavación permisible 10% (en alto y/o ancho).

En Curvas

- Gradiente máximo es de 8 %.
- Radio de curvatura mínimo es de 25.00 m.
- Peralte de 0.5%
- Ancho en curvatura adicional de 0.50 m.
- Los equipos que ingrese a rampa tienen las siguientes dimensiones como máximo 3.20 m de altura y un ancho de 2.60 m.
- Los refugios se encuentran cada 50.00 m al lado opuesto de la cuneta con medidas de 1.50 m de ancho por 1.80 m de alto por 1.50 m a lo largo de la construcción.
- En las curvas los refugios están ubicados cada 30m, ver figura 6.
- Las Cámaras de carguío está ubicado cada 200.00 m a ambos lados de la Rampa. Con una sección de 4.00 m de ancho x 4.50 m de alto y longitudes de 12.00 m y

15.00 m respectivamente, con radio de curvatura no menor a 10.00 m y realce para el carguío hasta una altura de 7.00 m, ver figura 6.

- La cámara para la subestación eléctrica está al lado opuesto de la cuneta. A una distancia de 50.00 m como mínimo de la cámara de carguío (figura 6).
- La cámara de bombeo en la rampa se ubicará al lado de la cuneta, con medidas de 3.50 m de ancho por 3.00 m de alto por 10.00 m de largo, con una pendiente negativa de 15 % y a una distancia como mínimo a 50.00 m con respecto a la subestación eléctrica. El último refugio se utilizará como nicho para el tablero eléctrico de avance.

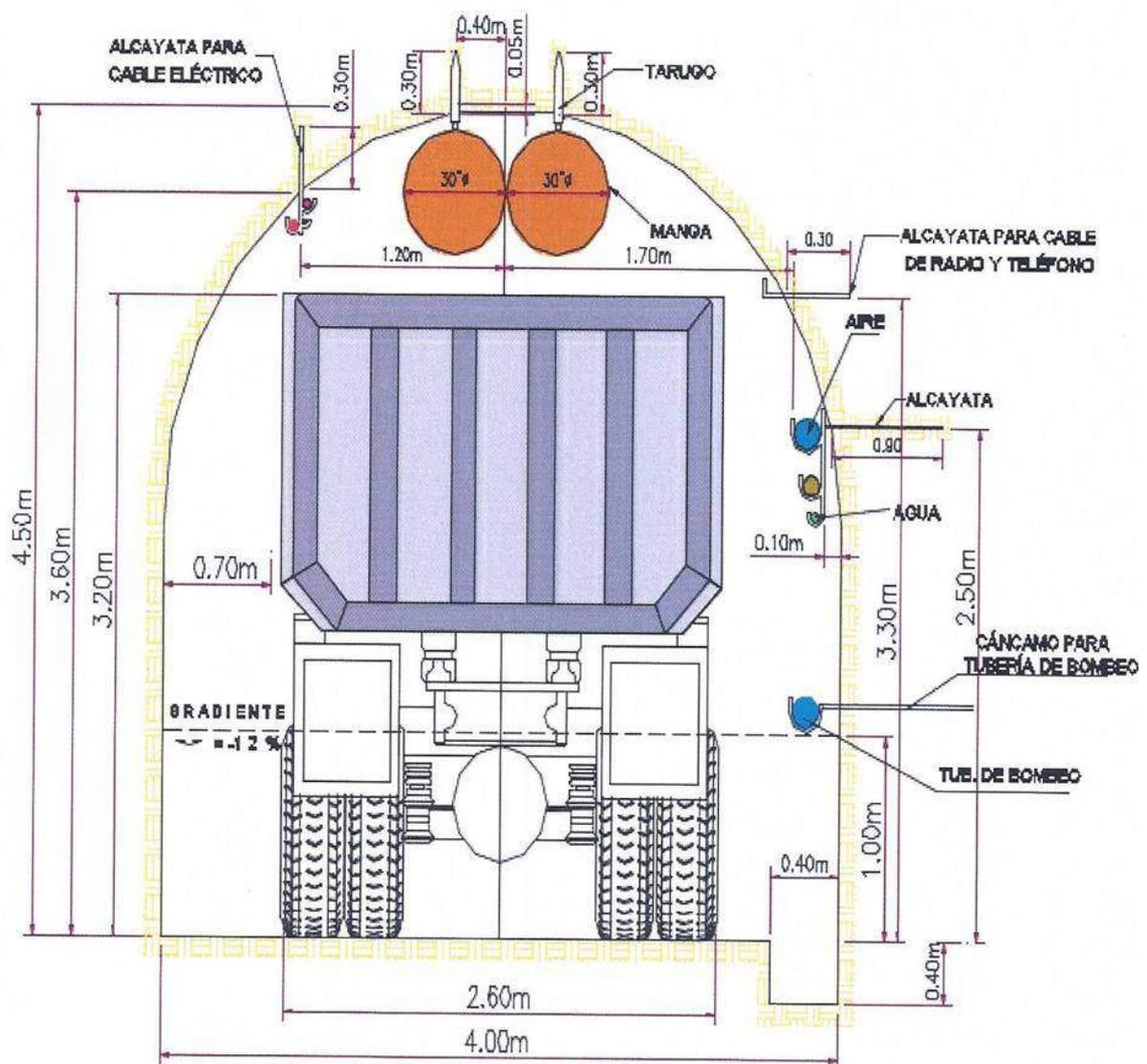


Figura 6 — Rampa de Sección 4.00 m por 4.50 m

Extraído de “SGI-MARSA”



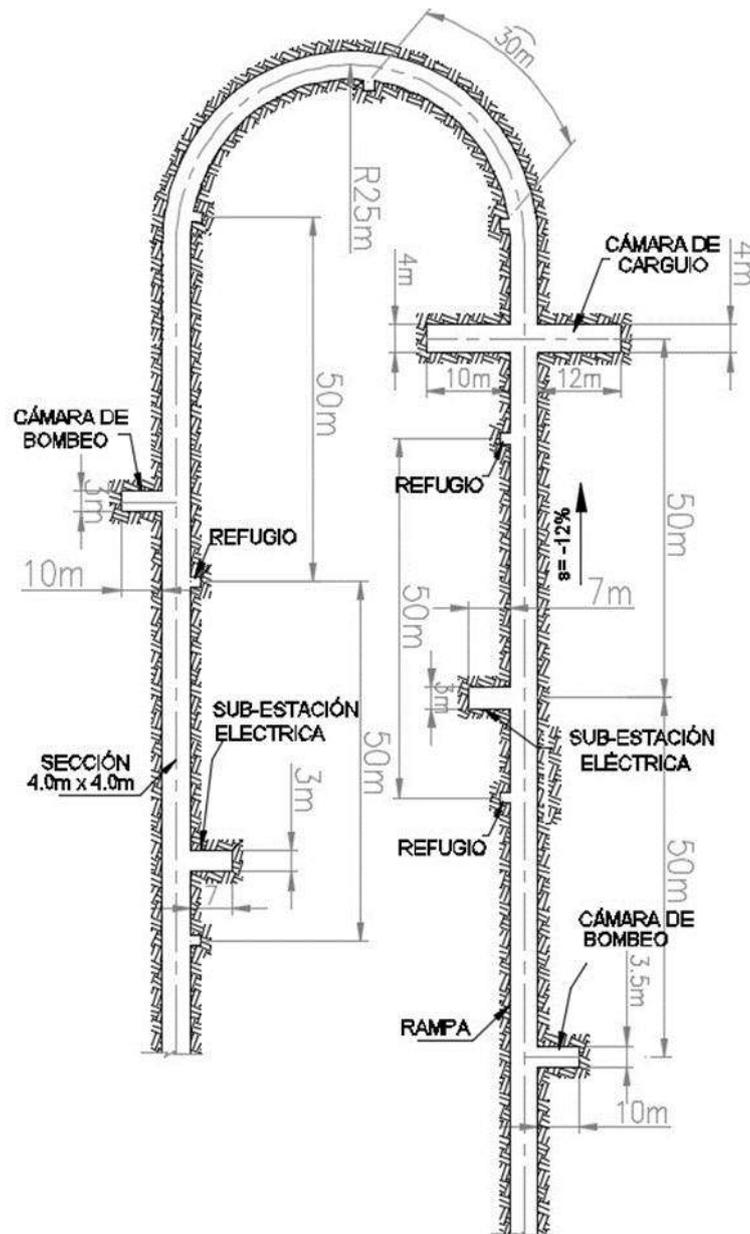


Figura 7 — Rampa de Sección 4.00 m por 4.50 m

Extraído de “SGI-MARSA”

3.3.3 Tipos de Rampas

Las rampas más frecuentemente construidas en minería subterránea son de tres tipos: En forma de "Y", "Zig-Zag" y “Espiral”.

3.3.3.1 Rampa de Forma de Y

Estas rampas son muy poco usadas o casi nada en el Perú, generalmente es aplicable dentro de pequeñas vetas o cuerpos de mineral. Consiste en hacer una rampa superior para acceso de materiales y otros servicios, en especial relleno; y otra rampa inferior donde se espera la descarga del mineral extraído

de los tajeos. Estas rampas son de rápido desarrollo y poca preparación (Berroa Suarez E., 2016).

3.3.3.2 Rampa de Forma de Espiral

Es el principal tipo de rampa que se construyen en nuestro país, Es un sistema que une 2 niveles, se construye dentro del yacimiento, por donde circula todo el equipo y maquinaria, nos sirve como medio de transporte y para la secuencia de minado. En los extremos de esta rampa se hacen ventanas, para la actividad de minado.

Las gradientes para estas rampas son entre 7% a 12% y no mayor porque sería esforzar mayor la maquinaria, por lo cual no podrían restituir fuerza al equipo por mantenerse la misma pendiente en toda la longitud de la rampa, de un nivel a otro nivel.

Desventajas:

- Poca visibilidad del operador de los equipos.
- Poca seguridad del personal y maquinaria.
- Aumento del desgaste de los equipos.
- El diseño de las rampas.
- La maquinaria da problemas de dirección.

La experiencia demuestra que una rampa en espiral tiene limitaciones para su empleo, pero se puede ejecutar de manera óptima solo hasta un desnivel de cota de 30 m de un nivel a otro (Berroa Suarez E., 2016).

3.3.3.3 Rampa de Forma de Zig – Zag

Actualmente la mayoría de las empresas minera en el Perú están empleando el sistema de minería mecanizada (Trackless), construyen las rampas en forma de Zig-Zag, que tiene las siguientes características:

- a. La construcción por lo general comienza de la superficie a lado de la zona mineralizada y la dimensión de la rampa va a depender de la longitud de la veta y la profundización.
- b. La rampa comienza con una pendiente en promedio de 12% y se reduce la pendiente en las curvas a 8%.
- c. Se elabora en material estéril o rocas resistente y competente de acuerdo a la recomendación geomecánica.
- d. Es recomendable en lo posible desarrollar paralela a la dirección de la veta o cuerpo, es decir en una de las cajas, de lo posible en la caja piso.



- e. La sección está de acuerdo a varios factores que son maquinaria a emplear, equipos de transporte, estudio geomecánico y las labores de desarrollo y exploración (Berroa Suarez E., 2016).

3.3.3.4 Campos de Aplicación

El sistema de rampas es básicamente aplicado cuando las operaciones se desarrollan dentro de un sistema de minado sin rieles. Esta modalidad es una parte de la mecanización, puesto que para perforación se realiza con jumbos de 1 a 2 brazos de acuerdo a las necesidades de la mina (sección de la rampa y condiciones para su utilización), los cuales se desplazarán sobre llantas propias.

Para la explotación dentro de los tajeos serán de uso corriente y conveniente equipos Load Haul Dump (LHD= Carga Transporte Descarga) y Trucks o camiones para uso subterráneo de perfil bajo con los que se agiliza el transporte de mineral a la planta de beneficio, ya sea mediante un echadero principal a un nivel general a un chute para su transporte en camiones al exterior, o desde la misma labor cargando a los camiones (Berroa Suarez E., 2016).

Ventajas y Desventajas

Ventajas

- Mayor visibilidad en el desplazamiento de maquinaria, materiales y obrero.
- Mayor seguridad en el desplazamiento de personal y equipos.
- Mayor tonelaje de extracción.

Desventajas

- El tiempo de construcción es más elevado en comparación con un pique para la profundización.
- El costo de construcción es más elevado en comparación con el de un pique para la profundización.

3.3.4 Ciclo de Minado

1. Perforación

La perforación es la primera operación de una voladura. Su propósito es abrir huecos cilíndricos denominados taladros y están destinados a alojar el explosivo y sus accesorios iniciadores.



El principio de la perforación se basa en el efecto mecánico de avance o empuje, percusión y rotación, cuya acción de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca (López Jimeno, 2003).

1.1. Principio de Perforación

Para la rotura de la roca se realizan dos operaciones fundamentales: la penetración (perforación) y la fragmentación de la roca (tronadura). La primera se ejecuta a través de un orificio o corte, generalmente por medios mecanizados, hidráulicos o térmicos, con la finalidad de introducir explosivos dentro de los mismos u otros propósitos, lograr la apertura de un túnel, galería o pozo, para extraer un mineral de tamaño y forma específicamente deseado, etc., la segunda busca aflojar y fragmentar grandes masas de material, convencionalmente mediante energía química, hidráulica, entre otras. Antes de entrar en el campo de los explosivos y del diseño de las voladuras en la explotación es necesario desarrollar los conceptos de perforación de las rocas para entender los mecanismos que se llevan a cabo. Existen varios métodos de perforación de las rocas, los cuales pueden ser clasificados de diversas maneras en función de ciertas características. De acuerdo con los parámetros de los equipos de perforación, dimensión del barreno, método de montaje del equipo de perforación y fuente de energía. 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 mecánicas a la roca por medio de dos esquemas básicos, acción percusiva (percusión) o acción rotativa (rotación). Combinando los dos métodos se tiene híbridos, tales como, la roto-percusión (Artigas Z., María T., 2011).

1.2. Accesorios de Perforación

Brocas. Son las herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de material muy duro resistentes a la abrasión (Carburo de tungsteno), (López Jimeno, 2003).

Barras o Barrenos. Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto del martillo a la broca, ubicada en uno de sus extremos, las barras pueden ser tubulares, hexagonales, rígidas etc. y su acoplamiento de rosca corrida, cono roscado, cono de embone liso, etc. (López Jimeno, 2003).

1.3. Malla de Perforación

Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros (Frisancho T., 2006).

2. Voladura

La perforación y voladura forman un conjunto. El hueco perforado correctamente no sirve de nada, si en la fase de voladura este se carga con explosivos de potencia y cantidad equivocadas. Lo mismo ocurre cuando la carga del explosivo es adecuada pero el taladro en su profundidad, paralelismo y densidad no es el correcto.

Los explosivos comerciales son mezclas conteniendo nitrato de amonio y/o nitroglicerina como el principal ingrediente explosivo. Se clasifican en Dinamitas, Gelatinas y Agentes Explosivos. Las dinamitas pueden ser regulares (basadas en nitroglicerina) o amoniacaes (basadas en nitrato de amonio).

Los explosivos gelatinosos son dinamitas regulares o amoniacaes que han sido gelificadas mediante la aplicación de nitrocelulosa para que adquiera una textura gomosa y darle mayor resistencia a la acción del agua (Prado Palomino, 2017).

2.1. Esquema de Voladura

La voladura subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna cara libre de salida salvo el propio frente de avance. El principio de ejecución es crear un hueco libre con los taladros de arranque hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección. Dicho hueco tiene, generalmente, una superficie de 1 a 2 m². Para diámetros de perforación grandes se alcanzan hasta los 4 m². En los arranques en abanico los taladros del arranque llegan a cubrir la mayor parte de la sección.

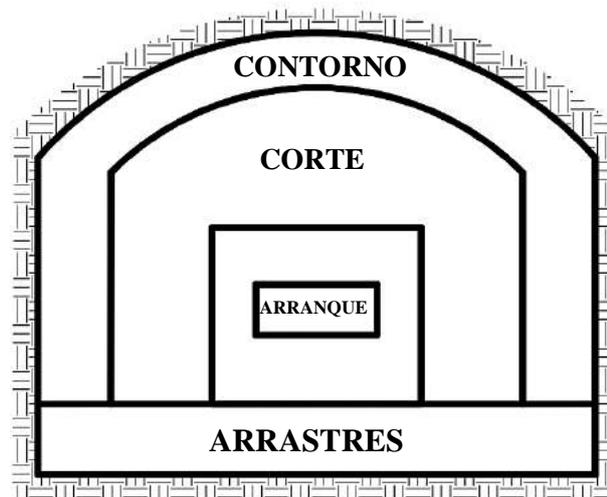


Figura 8 — Esquema de Voladura en un Frente

Extraído de Manual P&V (López Jimeno, 1994)

En cuanto a la ubicación del arranque, esta influye en la proyección del escombro, fragmentación, número de taladros. De las tres secciones: en rincón, centrada inferior y centrada superior, se elige normalmente esta última, ya que se evita la caída libre del material, el perfil del escombro es más tendido, menos compacto y mejor fragmentado (López Jimeno, 1994).

2.2. Cálculo de Voladuras

Conjunto de modelos y/o fórmulas matemáticas que permiten obtener un diseño óptimo de voladura, más sencillo y rápido teniendo en consideración las condiciones geológicas, geomecánicas, tipo de explosivo y características de los equipos a usar. (EXSA, 2008).

2.3. Modelo Matemático de Roger Holmberg

Para facilitar los cálculos de perforación y voladura para en minería subterránea, también en túneles, Holmberg ha dividido el frente hasta en 5 áreas diferentes, cada una es independiente para diseño una malla de perforación y cada sesión deben ser tratadas en forma especial durante los cálculos y en su conjunto (Holmberg. R., 2001).

a) Avance por Disparo

El avance depende del diámetro del taladro alivio y la desviación de los taladros cargados. Siempre cumpliendo que la desviación sea menor del 2% los avances medios “X” se puede lograr hasta el 95% de la profundidad de los taladros “L” (Camac Torres, 2005).

$$X = 0.95 \times L \quad (\text{Ecu. 3.1})$$

La profundidad de los taladros con arranques de cuatro secciones se calcula con la expresión:

$$L = 0.15 + 34.1\phi_2 - 39.4\phi_2^2 \quad (\text{Ecu. 3.2})$$

Dónde:

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

Para arranques de “NB” los taladros de alivio, con uno solo de mayor diámetro y las demás de menor diámetro, con la ecuación:

$$\phi_2 = \phi'_2 \times \sqrt{NB} \quad (\text{Ecu. 3.3})$$

Dónde:

ϕ'_2 = Diámetro del taladro vacíos de menor diámetro.

(López Jimeno, 1994).

b) Arranque de Cuatro Secciones

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros de paralelos se indica en la figura 9. La distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección, no debe exceder de “1,7 ϕ'_2 ” para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kilhstrom, 1963), las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre el taladro cargado y el vacío (López Jimeno , 2003).

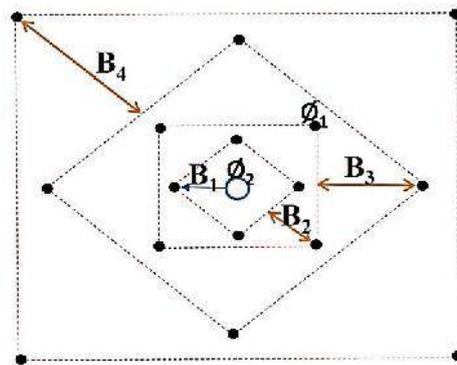


Figura 9 — Arranque de Cuatro Secciones

Extraído de Manual de P&V López Jimeno (1994)

Para los burden mayores “2 ϕ'_2 ” el ángulo de salida es demasiado pequeño y se produce una deformación plástica de la roca entre dos taladros. Incluso si el burden es inferior a “ ϕ'_2 ”, pero la concentración de carga es muy elevada se producirá la sinterización de la roca fragmentada

y el fallo del arranque, por eso se propone que el burden se determine sobre la base de:

$$B_1 = 1,5\phi_2 \quad (\text{Ecu. 3.4})$$

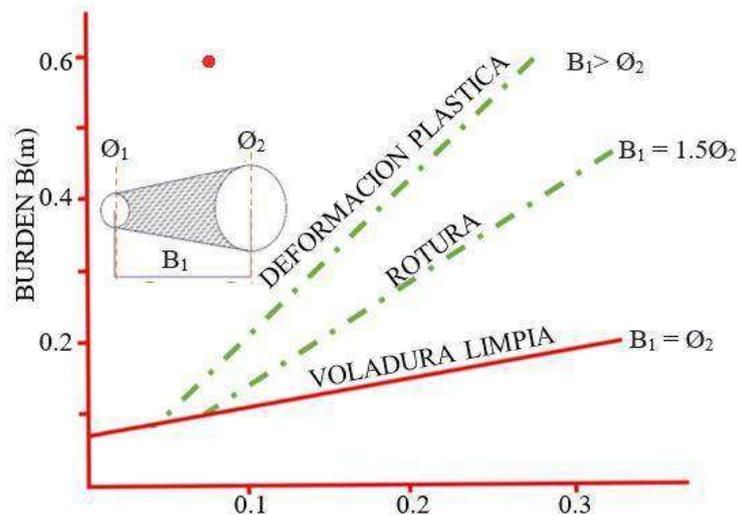


Figura 10 — Diferentes Distancias de los Taladros Cargados y Vacíos

Extraído de Manual de P&V(López Jimeno, 1994)

En el caso que la desviación de perforación es superior al 1.00 %, el burden práctico se determina a partir de:

$$B_1 = 1,7\phi_2 - EP = 1,7\phi_2 - (\alpha * L + e) \quad (\text{Ecu. 3.5})$$

Dónde:

EP = Error de perforación (m).

α = Desviación angular (m/m).

L = Profundidad de los taladros (m).

e= Error de emboquille (m).

La concentración lineal de carga se determina partir de la siguiente ecuación:

$$q_1 = 55\phi_1 \left(\frac{B}{\phi_2}\right)^{1.5} \times \left(B - \frac{\phi_2}{2}\right) \times \left(\frac{c}{0,4}\right) \times \left(\frac{1}{RWSANFO}\right) \quad (\text{Ecu. 3.6})$$

Dónde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

ϕ_1 = Diámetro de perforación (m)

ϕ_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca



RWSANFO = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO. Con la ecuación anterior, con una concentración lineal dado fijado, se puede calcular la dimensión del burden y espaciamiento, mediante los cálculos que es un poco dificultoso.

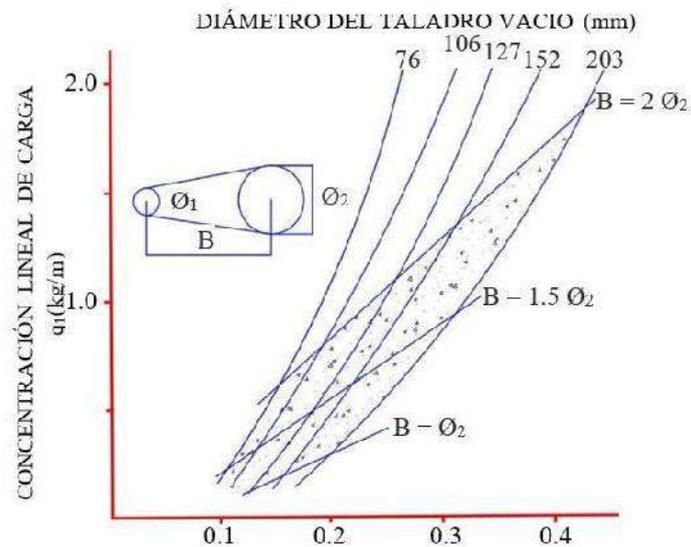


Figura 11 — Densidad Lineal de Carga en Relación al Burden Máximo para Distintos Diámetros de Broca

Extraído de Larsson y Clark (1987)

Para determinar el burden del de los demás se considera que ya existe el valor de, huecos rectangulares de anchura “Ah” y la carga explosiva lineal de las concentraciones de explosivos “q₁” el valor del burden se determina con la siguiente formula:

$$B = 8,8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{Ah q_1 \times RWSANFO}{\phi_{1xc}}} \quad (\text{Ecu. 3.7})$$

Cuando hay error de perforación como se muestra en la figura 12 la cara libre “Ah” difiere de la distancia “Ah” en la primera sección, para lo cual:

$$Ah = \sqrt{2} (B_1 - Ep) \quad (\text{Ecu. 3.8})$$

y reemplazando este valor en la ecuación anterior se tiene.

$$B = 10,5 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - Ep) \times q_1 \times RWSANFO}{\phi_{1xc}}} \quad (\text{Ecu. 3.9})$$

Este valor tiene que ajustar la desviación de los taladros para así obtener el burden práctico.

$$B_2 = B - EP \quad (\text{Ecu.3.10})$$

Existen algunas condiciones con respecto a “B₂” ya que debe satisfacer la ecuación:



$$B_2 \leq 2 Ah$$

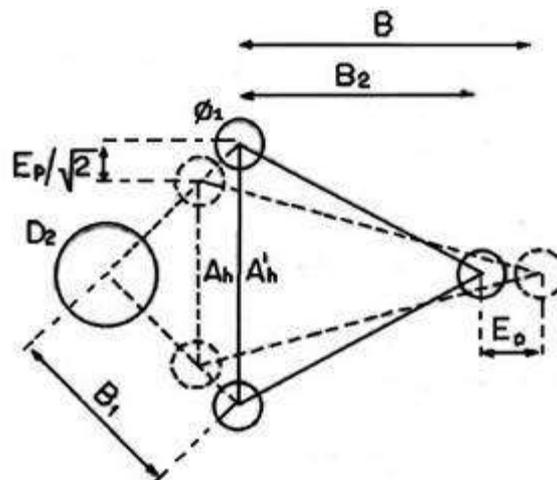


Figura 12 — Influencia en la Desviación de los Taladros

Extraído de Manual P&V López Jimeno (1994).

Para que no se produzca solo la deformación plástica. Si esto no se cumple, se modificará la concentración de la carga lineal calculándola con la ecuación:

$$q_1 = \frac{540\phi_1 x c x A_h}{RWSANFO} \quad (\text{Ecu. 3.11})$$

Si la condición de deformación plástica no es adecuada, es mejor seleccionar un explosivo de menor potencia, con el objetivo de obtener una buena fragmentación.

El ángulo de apertura del arranque debe ser menor de 1.60 radianes (90°), pues sino el arranque no cumple con las cuatro secciones. Esto se determina con:

$$B_2 > 0.5 Ah$$

Gustafsson (1973), recomienda que el burden para cada sección se analice con la ecuación:

$$B_2 = 0.7B \quad (\text{Ecu. 3.12})$$

“Una regla para calcular el número de secciones, está en relación a la longitud del lado de la última sección “B” tiene que ser menor que la raíz cuadrada del avance”. El cálculo para los demás de las secciones es el mismo que para la segunda sección. (López Jimeno, 1994).

La longitud del taco se puede determinar con la expresión, según López Jimeno:

$$T = 10 \phi_1 \quad (\text{Ecu. 3.13})$$



c) **Arrastre**

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se determinan, en función con la misma fórmula que se emplea en la tronadura de banco, considerando que la altura de esta última es igual al avance del disparo.

$$B=0.9 \sqrt{\frac{q1xRWSANFO}{\hat{c} xf(S/B)}} \quad (\text{Ecu. 3.14})$$

Dónde:

f = Factor de fijación (se toma 1.45 para efecto gravitacional y el tiempo de retardo de los taladros).

S/B = Relación entre el espaciamiento y burden (se sugiere tomar un valor de 1).

\hat{c} = Constante de roca corregida

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

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

En la perforación de taladros de arrastre es primordial considerar el ángulo de realce “ γ ” para facilitar un hueco adecuado para realizar el emboquille del siguiente disparo (Figura 13). Para un avance de 3.00 m un ángulo de 3°, que equivale a 5 cm/m, es suficiente, aunque dependerá lógicamente de las características del macizo rocoso y del equipo.

El número de taladros esta dado por:

$$NT = \text{Numero Entero de } \left(\frac{AT+2Lx \text{sen}\gamma}{B} + 2 \right) \quad (\text{Ecu. 3.15})$$

Dónde:

AT: Anchura de la labor (m)

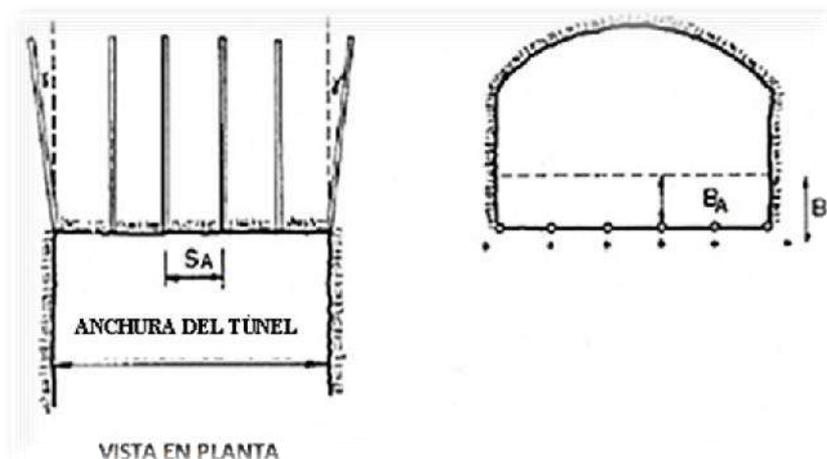


Figura 13 — Geometría de los Taladros de Arrastres

Extraído de Manual P&V (López Jimeno, 1994)

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será de acuerdo a la ecuación:

$$\acute{S}A = SA - Lx \text{ sen}\gamma \quad (\text{Ecu. 3.16})$$

El burden práctico “BA” resulta a partir de:

$$BA = B - Lx \text{ sen}\gamma - EP \quad (\text{Ecu. 3.17})$$

En la práctica, experiencia, se utiliza longitudes de carga de fondo y columna igual, pero cumplirse con la condición: $B \leq 0,6 L$. (López Jimeno, 1994).

d) Núcleo

El procedimiento para calcular el esquema de los taladros del núcleo es semejante al cálculo del arrastre, solo varia el factor de fijación y relación espaciamiento/ burden.

Tabla 10 — Factores de Fijación y Relación

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

Extraído de Manual P&V López Jimeno (1994)

La concentración de carga de columna, para los dos tipos de taladro es igual al 50% de la concentración de la carga de fondo. (López Jimeno, 1994).

e) Contorno

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

Factor de fijación $f = 1.2$

Relación S/B $S/B = 1.25$

Concentración de la carga de columna $q_c = 0.5 q_f$

Donde:

q_f = Concentración de carga de fondo.

Para realizar tronadura controladas, los espaciamientos entre taladros se calculan con la siguiente ecuación:

$$SC = K \phi_1 \quad (\text{Ecu. 3.18})$$



Dónde:

K = Constante [15,16]

\varnothing_1 = Diámetro de taladro (m).

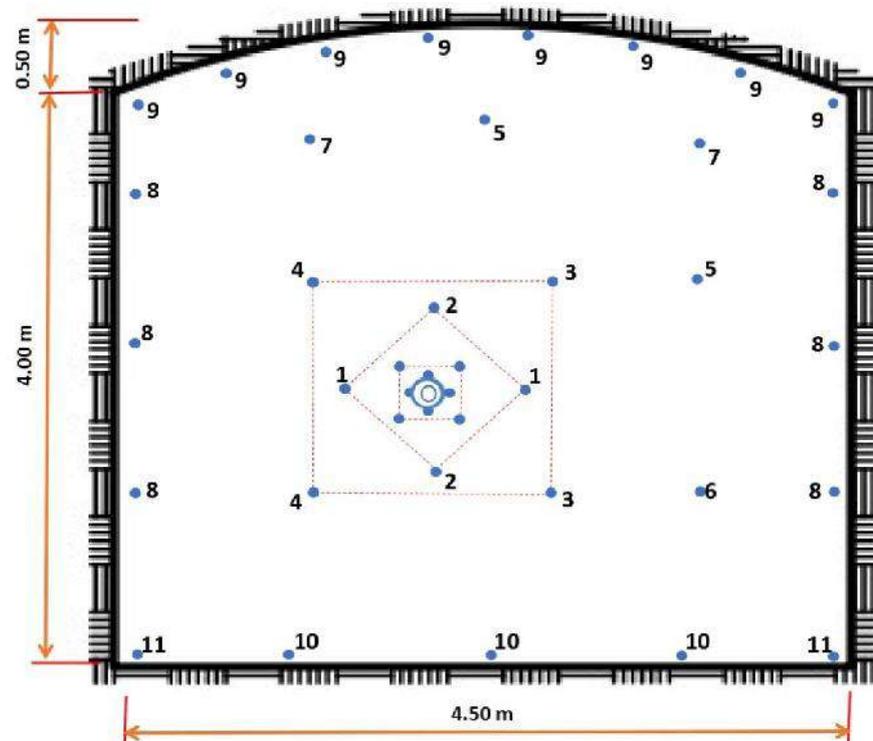


Figura 14 — Malla de Perforación y Voladura, por Metodología Sueca de Sección 4.50 m por 4.50 m

Extraído de Manual P&V (López Jimeno, 1994)

3. Sostenimiento

En toda explotación minera subterránea, el sostenimiento es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad del avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para la seguridad del personal y equipos (Vargas Niquín, 2010).

Refuerzo de Roca: Consiste en sistemas de empernado o cables que proveen un refuerzo a la masa rocosa, aumentando así la resistencia friccional entre bloques que lo componen (Charles Ivey, 2012).

Soporte de la Roca: Consiste en cerchas de acero o concreto, shotcrete, cuadros de madera y/o metálicos que son diseñados para estabilizar la masa rocosa del colapso progresivo o deformación de la misma.

En una forma concreta el refuerzo es un sistema activo y el soporte un pasivo, además contribuye en.

- Restablecer las propiedades de estabilidad de las excavaciones.

- Optimizar la aplicación del soporte.
- Evitar el deterioro del soporte.

(Charles Ivey , 2012).

3.1. Consideraciones de Diseño de un Buen Sostenimiento

- Geometría de la excavación de las labores.
- Condiciones de la masa rocosa y agua subterránea.
- Control de la estabilidad de la labor está en función del estudio geomecánica de la roca y económico de los tajeos individuales y conjunta.
- Desarrollar conveniente esquemas y secuencias de disparo para reducir perturbación de la masa rocosa.
- Proximidad de excavaciones adyacentes.
- Tener en cuenta las vibraciones generadas por el minado en las labores cercanas.
- Interpretar la información geología estructural, mapeo geomecanico de la zona.
- Reforzamiento temporal o permanente.
- Experiencia previa, Costo y disponibilidad.

Todo tipo de macizo rocoso sin excepción poseen, en mayor o menor grado resistencia, propiedades físicos-mecánicos que no están en función con sus propiedades inherentes (Berroa Suarez E., 2016).

3.2. Sostenimiento Utilizado en la Unidad Minera San Andrés

Se realiza el análisis del macizo rocoso antes de la excavación que encuentra en equilibrio, pero cuando se realiza construcciones de rampas, galerías, by pass y otros se altera este equilibrio del terreno, en consecuencia, al análisis de tipo de soporte a emplearse es importante, ya que el objetivo es contener bloques y material alterado del macizo rocoso, para evitar este proceso de deformabilidad de la roca mediante el soporte artificial y para evitar la desestabilidad de la excavación.

3.2.1. Shotcrete

Concreto lanzado es el nombre común del concreto cuyos materiales componen son cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo (dramix), los cuales son aplicados neumáticamente y

compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie de la labor sostener.

Hay dos métodos de concreto lanzado: por vía seca (se añade el agua de hidratación en la boquilla de proyección), y por vía húmedo (la mezcla transportada contiene ya el agua necesaria para la hidratación). Ambos tienen sus ventajas y desventajas, la selección de uno u otro dependerá de los requisitos del de la labor, dimensiones y de la experiencia del personal encargado de ejecutarlo. Son empleados en la industria de la construcción y minería (Serin Alvites , 2017).

Métodos de Aplicación del Shotcrete

a. Método de Shotcrete Vía Húmeda

En el método vía húmeda todos los insumos son premezclados y agregados en una bomba y se bombean a mediante las mangueras hasta una boquilla. La proyección del material se realiza con aire comprimido a la boquilla.

Gracias al avance de la tecnología de la industria de la actualidad es totalmente posible producir shotcrete por vía húmeda que tenga una resistencia a la compresión a los 28 días mayor a 60 MPa.

En la boquilla del extremo de la manguera, se agrega aire al concreto a razón de 7- 15 m³/min y la presión de 7 bars, según la forma de aplicación ya sea manual o mecanizada. Además, en la boquilla se agregan acelerantes de fraguado (Vargas Niquín , 2010).



Figura 15 — Shotcrete por Vía Húmeda

Extraído de Shotcrete - Guía Chilena del Hormigón Proyectado (2015).

Ventajas

Se describen las ventajas del método de shotcrete vía húmeda utilizado en comparación del método de shotcrete vía seca:

- Bajo rebote (5 – 10%): por el uso de equipos apropiados y por el personal calificado.
- Mejores condiciones de trabajo, por la reducción del polvo, mayor visibilidad.
- Capas homogéneas debido a la efectiva mezcla de materiales.
- El rebote es mínimo y no se requiere vibración ni compactación adicional por presión de lanzado.
- Mayor control en la dosificación de agua (agua/cemento).
- Mejor adherencia y compactación.
- Mayor rendimiento en la producción, por lo tanto, más rentable.
- Uso de refuerzos metálicas y aditivos.

Inconvenientes

- Mayor exigencia en el diseño y control de mezclas.
- Tiempo de manipuleo es limitado.
- Solo se permiten interrupciones limitadas.
- Mayores demandas en calidad de agregado.
- Distancia de transporte limitada (máximo 300 m).

b. Método de Shotcrete Vía Seca

En el lanzado de shotcrete por vía seca únicamente se premezcla los materiales secos, la mezcla se envía por medio de mangueras mediante aire comprimido, el agua necesaria para la hidratación es aplicada en la boquilla.

En el método por vía seca se puede agregar un acelerante en la boquilla (en líquido) o también se puede agregar al material como polvo seco antes del bombeo, (Vargas Niquín , 2010).



Figura 16 — Shotcrete por Vía Seca

Extraído de Shotcrete - Guía Chilena del Hormigón Proyectado (2015).

Ventajas

- Fácil manipuleo para volúmenes pequeños.
- La maquinaria para lanzadores es más económica.
- Se adecua con facilidad a las condiciones del terreno, sobre todo cuando hay presencia de agua.
- El agua requerida para la hidratación de la mezcla, se controla en la boquilla y la consistencia de la mezcla.
- Se utilizan en espacios limitado o de sección pequeña.
- Menor razón de dosificación de agua/cemento.
- Transporte de la mezcla a mayor distancia.

Inconvenientes

- Alta generación de polvo durante el desarrollo de lanzado.
- Mayor porcentaje de rebote.
- Mayor contaminación, por la permanencia del personal en el frente del lanzado.
- Control de agua y consistencia variables a depender del criterio del operador.
- Pérdida de mezcla por rebote hasta 35%.
- La producción es baja en comparación a al otro método.

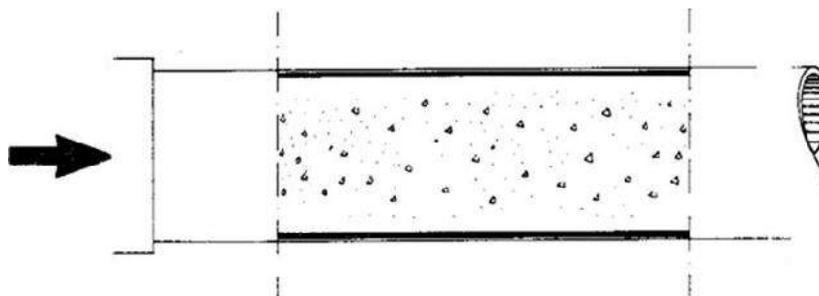


Figura 17 — Agregados “Suspendidos” en Chorro de Aire
 Extraído de Operaciones Mina MARSA.

Dosificación

El diseño o dosificación en el método por vía seca y vía húmeda de la mezcla recomendada será:

Relación agua cemento 0.50 como se muestra en las siguientes tablas 11, 12,13.

Tabla 11 — Dosificación de Shotcrete Vía Seca

Para 1m ³ de shotcrete	
Cemento (10 bolsas)	425 kg/m ³ (Portland tipo 1 de 42.5 kg)
Agregados (1m ³)	1800 kg/m ³
Fibra metálica (kg)	30 kg/m ³
Rehomac	15 a 18 kg/m ³
Relación de agua	0.35 a 0.40 (Promedio 200 litros)
Calibrador	Malla electro soldada cortada.

Extraído de SGI-MARSA

Tabla 12 — Dosificación de Shotcrete Vía Húmeda

Para 1m ³ de shotcrete	
Cemento (10 bolsas)	425 kg/m ³ (Portland tipo 1 de 42.5 kg)
Agregados (1m ³)	1800 kg/m ³
Fibra metálica (kg)	30 kg/m ³
Plastificante	4 a 6 litros
Aditivo	18 litros /m ³
Relación de agua	0.35 a 0.40 (Promedio 200 litros)
Estabilizador	1 a 2.5 litros / m ³
Calibrador	Malla electro soldada cortada.

Extraído de SGI-MARSA



Tabla 13 — Resistencia del Shotcrete en Función al Tiempo Transcurrido

Tiempo (horas)	Resistencia (kg/cm ²)
2	14 a 18
12	50 a 56
24	>100

Extraído de Operaciones MARSA.

Las dosificaciones varían en función al agregado (% de humedad) y las condiciones del macizo de la labor a sostener. la recomendación para un m³ de mezcla que se prepara se requiere como máximo 30 Kg de Carmix.

Planta o Cámara de Preparación del Shotcrete

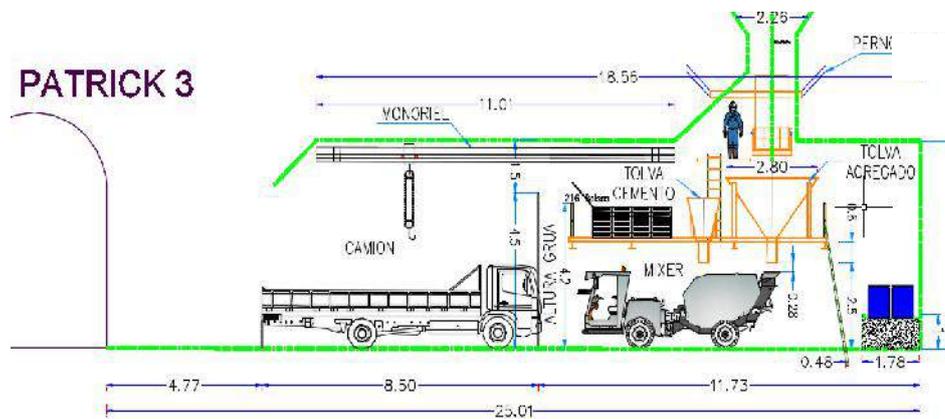


Figura 18 — Transporte de la Cemento y Arena

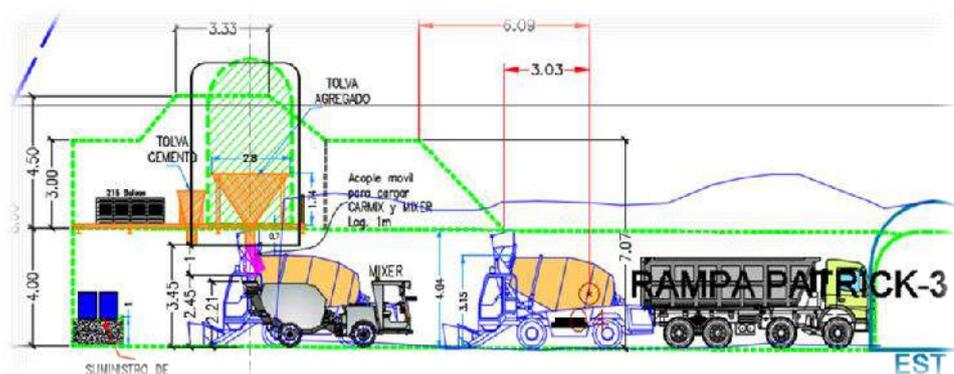


Figura 19 — Proceso de Producción

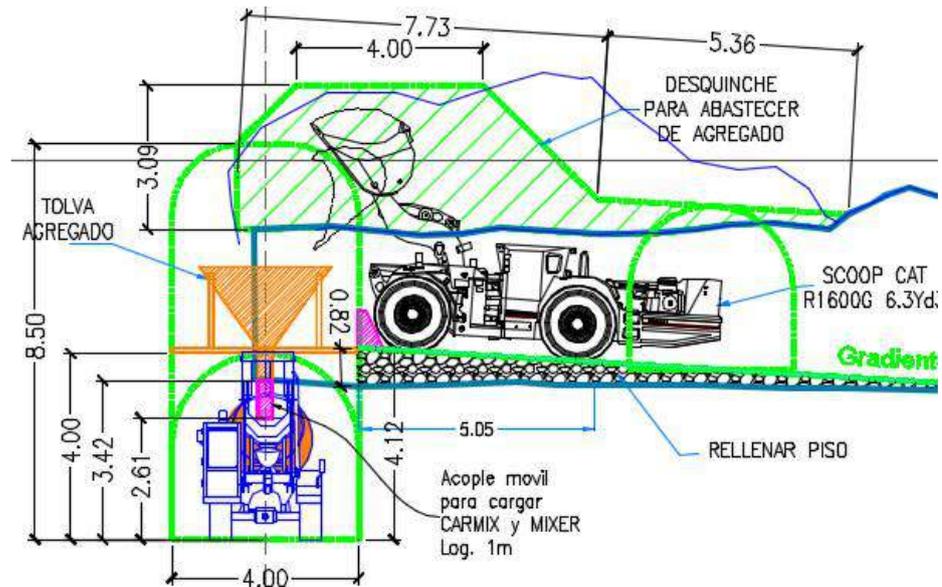


Figura 20 — Preparación del Shotcrete

3.2.2. Pernos en Roca

En la construcción de las labores mineras horizontales, inclinadas y otras se procederá a su sostenimiento inmediato, sobre la base de los estudios geomecánicos, antes de realizar la perforación en el frente de avance, aplicado al principio de labor avanzada, labor sostenida, en lo que sea aplicable.

La instalación de los pernos se realiza de acuerdo al estudio geomecánico in – situ y la distribución de los pernos será según la sección de la labor.

Instalar los pernos orientados de forma perpendicular al sistema de fracturas o fallas, en caso de realizar el sostenimiento combinado de perno y malla electro – soldada como sostenimiento primario, más shotcrete como sostenimiento definitivo, se deberá conservar una distancia de avance con el sostenimiento primario de acuerdo a la evaluación geomecánica para aplicar el sostenimiento definitivo de la labor.

Tipos de Pernos

a. Pernos Helicoidales

Cuando se hace sostenimiento con pernos de anclaje de 6 pies se emplean 3 cartuchos de cencho y 1 cartucho de resina. Para pernos de 8 pies se usan 5 cartuchos de cencho y 2 cartuchos de resina y la longitud de la colilla está en función de la altura como se indica a

continuación para una altura de 1.80 m la longitud es 5 cm y para una altura mayor es 10 cm.

Características y Especificaciones Técnicas de los Pernos Helicoidales

- Debe conservar el diámetro de 19 mm con longitudes que varían entre 1.5 m a 3.0 m biseladas en uno de los lados de 45°.
- La platina de acero debe conservar dimensiones de 15 cm x 15 cm x 5mm de espesor y una tuerca con cabeza esférica para pernos de 19 mm.
- Cartucho de resina (28 mm x 305 mm) de fraguado rápido de 1 a 3 minutos.
- Cartucho de cemento o cenco (30 mm x 305 mm) de fraguado lento de 6 horas.
- Para pernos de 1.50 m de longitud, usar 01 cartucho de resina y 05 cartuchos de cemento.
- Para pernos de 2.40 m de longitud, usar 02 cartucho de resina y 07 cartuchos de cemento.
- Para pernos de 3.00 m de longitud, usar 02 cartucho de resina y 09 cartuchos de cemento.
- La longitud de la colilla de mantenerse en rango entre 3 a 5 cm medido desde la tuerca.
- El diámetro óptimo del taladro es de 36 mm a 38 mm para el uso de resina y cartuchos de cemento.
- La longitud perforación debe ser 10 cm menor a la longitud del perno.

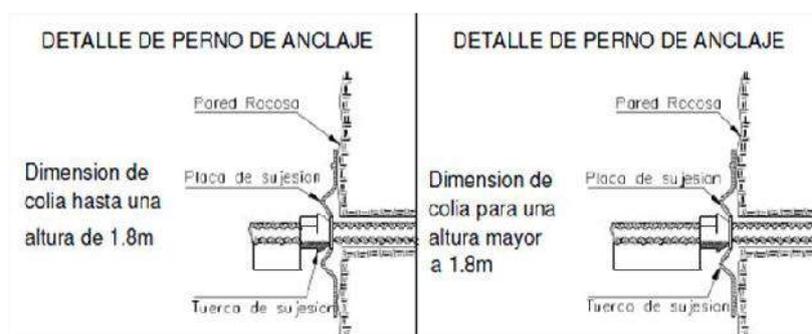


Figura 21 — Detalle de Pernos de Anclaje

Extraído de Estándar Mina – MARSА.

3.2.3. Split Set

Son pernos de acero ranurado en toda su longitud y uno de sus extremos es coneadado para su fácil inicio del perno que se introduce a presión y trabajan por fricción generado una presión radial en las paredes de la labor, su capacidad de soporte es de 1.0 Ton/pie de longitud del perno.

Características y Especificaciones Técnicas de los Perno Split Set

- Tubo ranurado de 39.5 mm +/- 0.5 mm de diámetro con longitudes que varían entre 1.2 m y 2.1 m un extremo cuenta con un anillo soldado para soportar la plantilla de acero y el otro extremo esta aguzado de 10 cm a 15 cm de longitud.
- La platina de acero debe tener de espesos 15 cm x 15cm x 5 mm de espesor.
- El diámetro óptimo del taladro es de 35mm a 37mm.
- Los pernos split set de 0.30m de longitud (para traslape de malla) cumplen con los puntos, se colocan dentro de los split set ya instalados.
- La instalación debe lograr el contacto placa y roca o entre placa y malla electrosoldada.

El perno Split set instalado debe cumplir la resistencia 1 Tn/pie instalado.

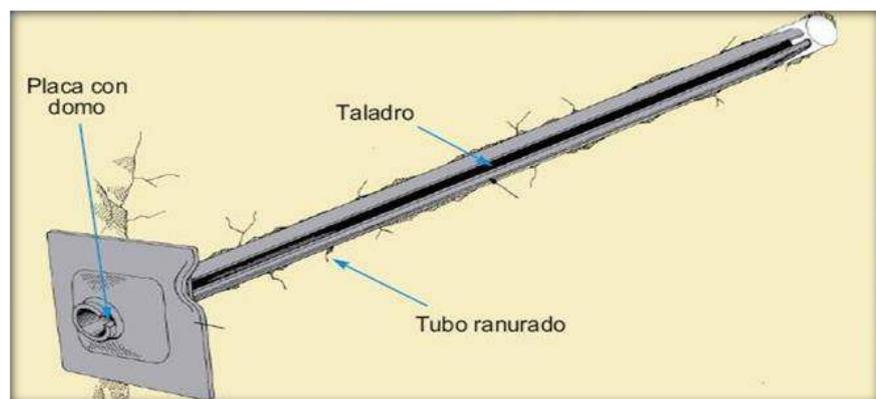


Figura 22 — Detalle de Instalación de Perno, Según la Sección de Labor

Extraído de Área de Geomecánica – MARSA.

3.2.4. Malla Electro-Soldadas

Se utiliza para evitar la caída de bloques de roca en el área sin influencia en combinación con los pernos; que está determinada por el tipo de

material el uso con el cual están elaborada puede ser utilizado como cerco perimétrico y como material de sostenimiento. Se elaboran de cero galvanizados, de fierro electrosoldado, de fierro corrugado de 1/4”.

Características de la Malla Electro-Soldadas

- La malla electro-soldadas de cocada 10 cm x 10 cm de alambre de # 08 no galvanizado.
- El uso de la malla es según la calidad del macizo rocoso, si el RMR es > 41 el uso de la malla será solamente en la corona.

Las dimensiones de traslape entre paños de malla, extremos hacia a los hastiales y extremo hacia al frente debe conservar una longitud de 0.20 m.



Figura 23 — Sostenimiento con Malla Electrosoldada

Extraído de Operaciones Mina.

3.2.5. Cimbras Metálicas

Para tipo de roca IV-B y V-A, espaciados entre 1.20 m a 1.50 m y 1.00 m a 1.20 m respectivamente, las cimbras utilizadas son de tipo H y OMEGA, siendo esta última de presentar más resistencia debido al diseño que presenta en forma de arco. Se agrega los “bolsacretes” conteniendo material detrito o cemento más arena y su respectivo entablado con tablas de 3”x8”x1.50m. El sostenimiento con cimbras se utiliza frecuentemente en labores lineales de avance o rehabilitación entre de desarrollo y preparación.

Diseño de Cimbras

- Utilizar tablas de 3” de espesor, 8” de ancho y longitud según la distancia entre cimbras o planchas acanaladas tipo trapecoidal dependiendo del tiempo de existencia y las condiciones de la labor.

- Utilizar los tirantes de acero corrugado de $\frac{3}{4}$ " de diámetro según la distancia entre cimbras y dobladas 0.12 m en cada extremo.
- Instalar 5 tirantes por cada arco de acero.
- Las cimbras serán de 03 piezas; 02 postes y 01 arco tipo baúl y se acondiciona una base para las instalaciones de servicio.
- Soldar en la base del pote de las cimbras el patín de riel según diseño.

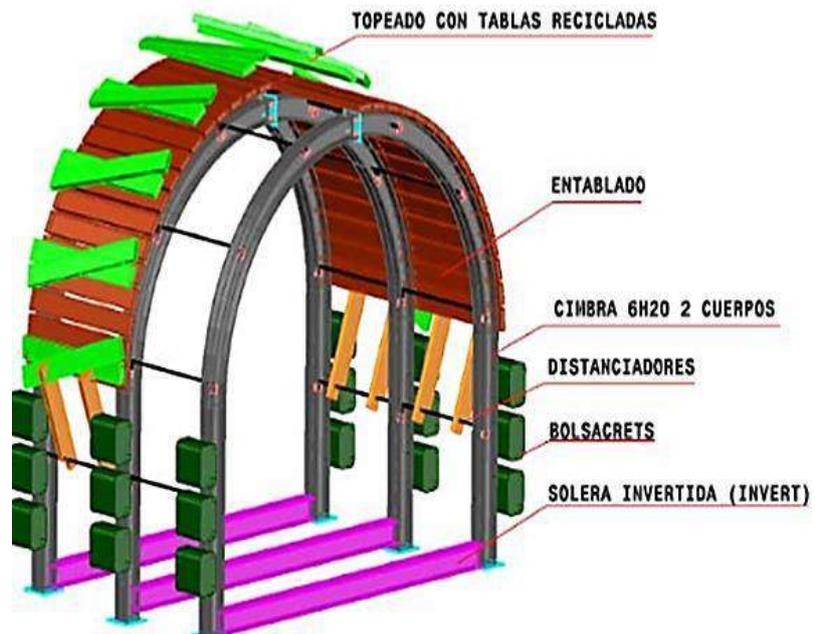


Figura 24 — Colocación de Cimbras

Extraído de Operaciones Mina.

Tipos de Cimbra

a. Cimbras Rígida Tipo H

- Utilizar cimbra H6" x 29 kg/m para labores de sección mayores a 4.00 m x 4.00m.
- Utilizar cimbras H6" x 20 kg/m para labores de sección menores o iguales a 3.00 m x 3.00 m.
- Los espaciamientos entre cimbras serán instalados según la geomecánica.
- Utilizar 4 pernos por cada unión.

b. Cimbras Tipo Omega

- Utilizar en terrenos sueltos y asociados de mayor esfuerzos, deformaciones y discontinuidades de fallas mayores.

- Utilizar cimbras con perfil N-29 (29 kg/m) para labores de sección mayores a 4.00 m x 4.00 m o para zonas de alta deformación.
- Utilizar cimbras con perfil N-21 (21 kg/m) para labores de sección menores o iguales a 3.00 m x 3.00 m.
- El traslape entre arco y pata de la cimbra es de 0.40 m a 0.60 m para labores de 8 pies x 9 pies y entre 0.7 m a 0.85 m para labores ≥ 4.00 m x 4.00 m.
- El distanciamiento entre cimbras de tipo omega se instalará según evaluación geomecánica.

3.3.4.1 Acarreo y Transporte

Se denomina acarreo al transporte corto de material roto de mina y el transporte consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para trasladar los materiales, minerales, desmonte, de un punto de carga hasta su destino de descarga o tienen determinado radio de acción y están ubicados en los frentes de operación. Las funciones que debe realizar el acarreo son las siguientes:

- Transporte de materiales desde los sitios de excavación o avance hasta los sitios de disposición o aplicación.
- Transportar el estéril que se produce como consecuencia de la explotación de la mina.
- Desplazar material necesario para realizar las labores mineras: madera, cuadros, etc.
- Desplazar maquinaria y útiles necesarios para efectuar el arranque con garantías y seguridad.
- Mover el material de aprovechamiento de huecos.
- Transportar al personal necesario para cumplir con las labores necesarias en la mina.
- Un factor muy importante incluye el mantenimiento de instalaciones y equipos de acarreo para garantizar su funcionamiento de la mina.

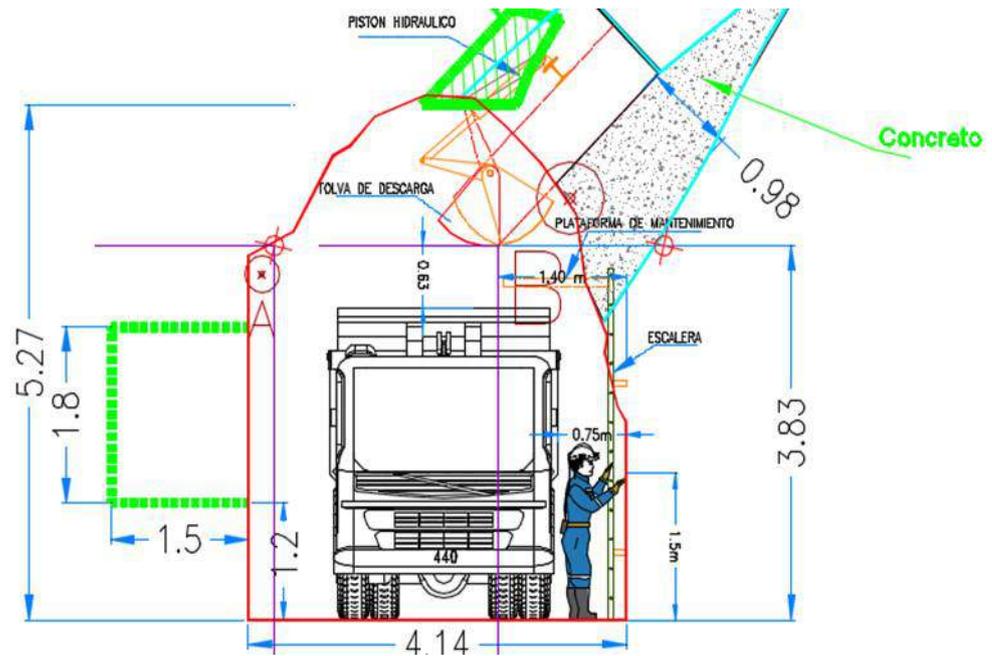


Figura 25 — Acarreo de Mineral

3.3.4.2 Ventilación Como Servicio Auxiliar

La ventilación en una mina subterránea es un proceso primordial mediante el cual se suministra de aire necesario para asegurar una atmosfera respirable y segura para el desarrollo de los trabajos y de acuerdo a las necesidades de los trabajadores, la ventilación se realiza estableciendo un circuito de ventilación para la suministrar aire a todas las labores para evacuar gases, humos, polvo suspendido. Para ello es primordial que la mina cuente con dos labores de acceso independientes: dos socavones y pozos, un pozo y un socavón, en las labores que solo tienen un acceso por ejemplo (galería en avance, rampa) es necesario ventilar con ayuda de una tubería se coloca entre la entrada y el final de la labor , conocida como ventilación secundaria, en oposición a la que recorre toda la mina que se conoce como principal, los ventiladores son los responsables del transportar el aire, en la ventilación principal y secundaria. Generalmente los ventiladores principales se colocan en el exterior o superficie de la mina (De La Cuadra, 1974).

a. Clasificación de los Ventiladores

Con el avance de la ciencia aerodinámica, en los años subsiguientes a la segunda guerra mundial se fabricaron los primeros ventiladores de flujo axial, es decir, los ventiladores axiales, los cuales son utilizados con más frecuencia, en la actualidad y a nivel mundial, para transportar grandes caudales de aire para la ventilación subterráneos, los ventiladores se

operan tanto en interior mina, como en superficie. Los ventiladores de tipo centrífugo, los Sistemas de Ventilación Industrial son las más utilizados en la actualidad, con capacidad de generar altas caídas de presión con caudales relativamente bajos. Los ventiladores se dividen en tres tipos que son:

- Ventilador de Hélice.
- Ventilador Centrifugo
- Ventilador Axial.

Cada tipo de ventiladores se pueden disponer con variedad de posiciones de descarga y distintos tipos de accionamiento del rodete (Zitron, 2010).

3.4 Marco Conceptual

a) Rampa

Un túnel o una galería inclinados que sirve de acceso a las labores mineras, desde la superficie, o como conexión entre niveles de una mina subterránea (Manual de minería, 1993).

b) Perforación

Es la actividad primordial que consiste en hacer taladros u orificios en mineral o roca con la finalidad que en su interior se pueda almacenar explosivo, que al detonar sean capases de arrancar, fracturar y triturar el material ya sea roca o mineral (Camac Torres, 2005).

c) Explotación

Trabajo que consiste en extraer el mineral de las labores de avance de la mina. Las explotaciones mineras pueden dividirse genéricamente en dos grandes grupos: que son a cielo abierto y subterráneas. Existen casos en los cuales se pueden combinar o coexisten técnicas propias de cada uno de los métodos y se dice que son explotaciones mixtas (López Jimeno, 2003).

d) Mina Trackles

En mina subterráneo donde se realizan los trabajos con maquinaria pesada o maquinaria sobre ruedas como scoop, jumbos, wincha de arrastre, volquetes, etc. Denominada mina subterránea mecanizada.

e) Frente

Es el lugar en donde se emplea personal y máquina para realizar trabajos de perforación para realizar el avance de una rampa, galería o crucero, mediante perforación y voladura (Universidad Nacional de Ingeniería, (S/N)).



f) Parámetros

Se define así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo (D. F. Coates, 1973).

g) Burden

Espaciamiento desde el barrenado al frente libre de la roca, medida perpendicular al eje del taladro. “También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara, distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura” (Jay A. Rodgers, 2002).

h) Explosivos

Son productos químicos que contienen gran potencial de energía, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia. Se fabrican con diferentes características (potencias, dimensiones y resistencia al agua), según se requiera las empresas mineras (EXSA, 2008).

i) Voladura

Es la acción de triturar un trozo de roca o mineral mediante el empleo de explosivos (EXSA, 2008).

j) Costos Operativos o de Producción Mina

“Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción” (Ricardo N. Alonso, 1995).

k) Costo de Operación

Los costos de operación son aquellos generados durante el funcionamiento de una de una empresa minera de forma continua y están directamente ligados a la producción, dividiéndose o categorizarse en costos directos e indirectos (Melgarejo Guillermo S. I., 2018).

l) Rendimiento

En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento se define “como una referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización” (López Jimeno, 2003).



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y Nivel de Investigación

4.1.1 Tipo de Investigación

El tipo de estudio de la presente investigación es de tipo descriptivo – aplicativo, el estudio se refiere a la reducción de costos mediante la optimización de la operación unitaria de perforación, voladura y acarreo en la construcción de la rampa Patrick III. El presente trabajo es tipo descriptivo, mediante el cual se realiza una explicación detallada de la situación actual en los procesos de desarrollo de perforación, voladura y acarreo en la construcción de la rampa.

El estudio es de tipo aplicativo, porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos (fundamental) y se enfoca en el estudio de diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la eficiencia en el avance por disparo durante la construcción de la rampa Patrick III.

El diseño de la investigación consistirá en la evaluación de las operaciones unitarias de perforación, voladura y acarreo posteriormente optimizar y reducir los costos operativos, estimando los parámetros siguientes: cantidad de numero de taladros, la carga explosiva utilizada, tiempo de acarreo, finalmente estos resultados se compararán para encontrar una mayor eficiencia en los avances lineales por disparo y la reducción de los costos operativos de las operaciones unitarias.

4.1.2 Nivel de Investigación

El nivel de investigación es el explicativo. Según Fidias G. Arias (2006). "las investigaciones explicativas buscan el porqué de los hechos mediante el establecimiento de relaciones causa- efecto. Pueden ocuparse tanto de la determinación de las causas (investigación post facto), como de los efectos (investigación experimental), mediante prueba de hipótesis. ". Porque describe la relación de la variable independiente de la variable dependiente.

4.2 Diseño de la Investigación

Según la naturaleza de la investigación del estudio es de tipo descriptivo y a nivel básico, el estudio se refiere a la optimización de las operaciones unitarias para la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSÁ - La Libertad, se determinará el análisis de estándares en perforación, voladura y acarreo, con lo cual se reducirá los costos operativos en el proceso de producción.



4.3 Población y Muestra

Población

La población para este trabajo de investigación estará constituida por las labores de preparación y desarrollo en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA).

Muestra

La muestra está constituida por la rampa Patrick III del nivel 2270 al nivel 2220, con una sección de 4.00 m por 4.50 m en la Empresa Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA).

4.4 Procedimiento

Procesamiento de Datos

Se procesan mediante instrumentos y análisis estadísticos de acuerdo a lo siguientes datos.

- Cuadros y gráficos estadísticos.
- Revisión de datos del área de perforación y voladura, geomecánica.
- Reporte diario de perforación y voladura (cantidad de carga explosiva y metros perforados).
- Información de reporte diario de los equipos (horas por guardia).

Técnicas de Análisis de Datos

Se utilizó los datos obtenidos de campo para determinar los siguientes resultados.

- Cálculo de eficiencia, rendimiento y costos unitarios en perforación y voladura, costos de limpieza y acarreo.
- Los tiempos de cada actividad en la construcción de la rampa.

4.5 Técnica e Instrumentos

4.5.1 Instrumentos de Investigación

Se recolectaron los datos mediante la observación directa por que la mayor parte de la investigación se realiza em campo, los registros, reportes, y por las entrevistas de los ingenieros y personal obrero a través de preguntas a los que están directamente relacionado en la construcción de la rampa.

Instrumentos de Recolección de Datos

Reporte Operacional Mensual

- Cantidad de carga explosiva utilizado
- Metros perforados
- Horas de trabajo de los equipos

Reporte Diario de Operación

- Secuencia de disparo de la Rampa.
- Explosivos utilizados.

- Número de taladros por disparo.
- Número de horas operadas de los equipos.

4.6 Análisis Estadístico

Las técnicas de muestreo en la presente investigación se basan en la recolección de datos de la construcción de la rampa, las observaciones, reporte de los trabajadores, por ende, el tipo de estudio es no probabilístico.

La información y procedimiento usadas en la presente investigación serán: (información de campo, reporte diarias, mensual y los análisis directos, entrevista los ingenieros y obreros) El área de geomecánica, perforación y tronadura dispone de la información técnica del siglo de minado y características de las rocas.

4.7 Parte Procedimental

4.7.1 Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso

Las clasificaciones geomecánicas tienen por objetivo conocer los tipos de roca que se presentan en el macizo rocoso en función de una serie de parámetros físicos, mecánicos y químicos que se le asigna un cierto valor. Por medio de la clasificación se llega a calcular un índice característico de la roca que es brindado por el área de geomecánica considerando en el minado de las labores de preparación y desarrollo encontrando los tipos de macizo rocoso (III-A, III-B, IV-A.).

La determinación de la resistencia compresiva del macizo rocoso está basada en el criterio empírico de rotura, para determinar los parámetros de resistencia del macizo rocoso que se presenta en la construcción de la rampa Patrick III en la profundización.

1. Propiedades Mecánicas de las Rocas

Estas propiedades son de índice cualitativo que tiene por objetivo predecir el comportamiento mecánico del macizo rocoso para determinar los diversos parámetros que componen el modelo geológico para que se puedan utilizarse en los cálculos propios del modelo matemático. Para construir el modelo geomecánica de una mina se parte de las propiedades mecánicas de las rocas y de las discontinuidades que se encuentran en el avance de la labor, de las que es esencial conocer su resistencia del corte para estimar estabilidad de la labor. Es necesario conocer las propiedades mecánicas, físicas y químicas del macizo rocoso en cuanto a su resistencia y su deformabilidad.

2. Estabilidad del Macizo Rocoso

Para la estabilidad general en minería se emplea un criterio de rotura no lineal (fallas, diaclasas, juntas de estratificación). Desde el punto de vista geomecánico

se refiere al grado de seguridad o estabilidad que se exige de la roca que circunda a una abertura subterránea es decir igual en el tiempo y una modificación razonable pequeña de las condiciones iniciales no altera significativamente en el futuro la situación de la rampa.

- Inestabilidad ocasiona por la geología estructural.
- Inestabilidad debido al esfuerzo exagerado.
- Inestabilidad ocasionada por la meteorización.
- Inestabilidad a consecuencia a las presiones de flujo excesivo de agua.

El nivel del factor de seguridad (FS) antes de aplicar el sostenimiento adecuado deberá ser mayor a la unidad (depende de la variación del proyecto) para cumplir con las condiciones de estabilidad.

3. Zonificación Geomecánica

En la zona de Valeria IV de la mina San Andrés, así como en cualquier mina subterránea, la zonificación comprende el desarrollo de una serie de etapas que en conjunto permite evaluar de manera precisa y detallar la descripción de los parámetros de caracterización geológica y geomecánicas en el área de geomecánica de la mina, Esto quiere decir que cada zona, labor y cada formación geológica presenta sus propias particularidades, las mismas que debería ser considerado en el diseño.

En la zona de Valeria IV la zonificación se hizo en base a las características que se cuenta en el avance de la rampa la cual determina la calidad del macizo rocoso, la cual está definida por el RMR se obtiene como de unas puntuaciones que corresponden a valores de cada uno de los cinco tipos de roca que se muestra en la tabla 14. El valor del RMR oscila entre 0 y 100, y es mayor cuando mejor es la calidad de la roca.

Todas las labores cuentan con un plano de mapeo geomecánico y las recomendaciones de geomecánica para su adecuado sostenimiento, el cual es una representación simplificada de las características geológicas y mapeos geomecánicos del macizo rocoso, estos planos geomecánicos se actualizan mensualmente, la calidad del macizo rocoso Bienawski distingue cinco tipos o clase de roca según el valor de RMR como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 14 — Clasificación de la Roca Según el Valor de RMR

Tipo de Roca		RMR	Tipo de Roca
I		>80	Muy buena
II	II-A	71 - 80	Buena "A"
	II-B	61 - 70	Buena "B"
III	III-A	51 - 60	Regular "A"
	III-B	41 - 50	Regular "B"
IV	IV-A	31 - 40	Mala "A"
	IV-B	21 - 30	Mala "B"
V	V-A	0 - 20	Muy mala

Extraído de Área de Geomecánica MARSA

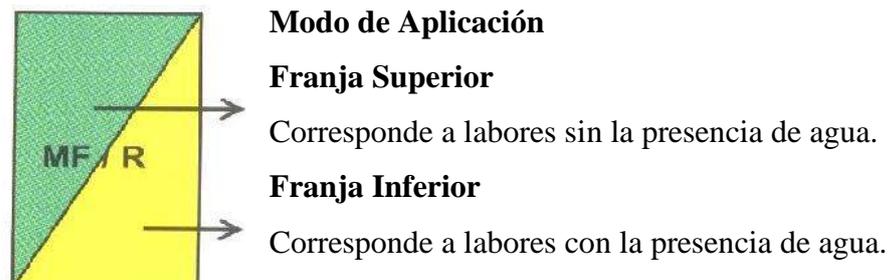
4. Metodología para la Clasificación del Macizo Rocoso

Para establecer la calidad del macizo rocoso y el tipo de soporte adecuado que se debe emplear es de acuerdo a la tabla geomecánica según GSI (índice de resistencia geológica).

Factor Influyente

En la tabla geomecánica, la clasificación de la calidad del macizo rocoso se representa en dos franjas, en el cual se diferencian por la presencia de agua como factor influyente.

Figurara Factor Influyente



Extraído de Área de geomecánica MARSA.

Factor Metodología de Aplicación

Para el análisis adecuado de las tablas geomecánicas examinar los siguientes parámetros.

a) Determinar In-Situ los Sigüientes Parámetros

- **Estructura:** La cantidad de fracturas por metro cuadrado se determinará con el uso del flexómetro.
- **Condición Superficial**



- **Resistencia:** Realizar golpes con la punta de la picota de geólogo o barretilla, a un trozo de roca intacta (ubicada en el hastial o frente) y verificar la huella que deja el elemento.

En caso de no generar huellas

- Golpear con el lado martillo de la picota y determinar en cuantos golpes se rompe.
- Golpear con la barretilla e identificar la generación de fracturas o astillamiento.

b) Establecer los Parámetros In-Situ

Verificar la presencia del factor influyente y determinar la calidad del macizo rocoso y el tipo de sostenimiento a aplicar de acuerdo al uso y sección de la labor ver la tabla 15.

5. Cartilla Geomecánica

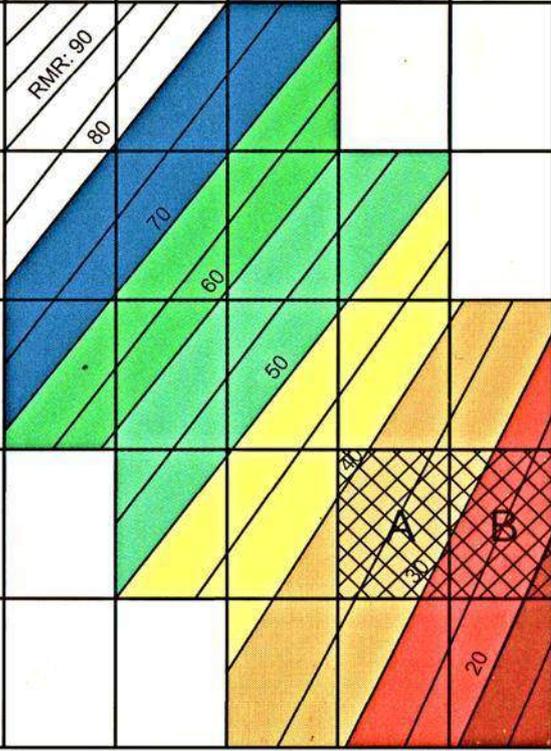
Se emplea para evaluar el tipo de soporte a usar en las labores de la mina San Andrés, ya sea en labores de producción o labores permanentes. Esta cartilla está basada en el estudio del índice de resistencia geológica (GSI).

Para la utilización adecuada de esta tabla se determina "in situ" lo siguiente:

- Parámetro de estructura, en relación a la cantidad de fracturas por metro lineal medidas con el flexómetro.
- Parámetro de condiciones de discontinuidades cuyos factores se determinan con golpes de la picota en las paredes de la discontinuidad en la labor, además de analiza las formas de las fracturas y su relleno.

A continuación, se presenta la cartilla geomecánica desarrollada en la mina San Andrés en las tablas 15, 16.

Tabla 15 — Tabla Geomecánica Según GSI

 TABLA GEOMECAÁNICA SEGÚN GSI						
<p>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 éstas.</p> <p>Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinarse el número de fracturas por metro cuadrado en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras contadas (Resistencia).</p> <p>Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 21 fracturas/metro cuadrado y la condición de estas estructuras deja una huella superficial y no existe filtración de agua, entonces esta intersección clasificará al macizo rocoso como Intensamente Fracturada / Regular (IF/R) y el valor del RMR = 40 - 50 (color amarillo).</p>		CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)				
↓ ESTRUCTURA →						
		SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB)				
		SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)				
		HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) (R)				
		HUELLA MAS DE 5 mm CON PICOTA / BARRETILLA MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)				
		SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)				
	LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (1 - 6 Fract./ metro cuadrado) Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre sí.					
	MOD. FRACTURADA (F) (7 - 12 Fract./ metro cuadrado) No disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.					
	MUY FRACTURADA (MF) (13 - 20 Fract./ metro cuadrado) Parcialmente disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.					
	INT. FRACTURADA (IF) (más de 20 Fract./ metro cuadrado) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares.					
	TRITURADA O BRECHADA (T) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.					
Trabada : Cuando existen fracturas que forman cuñas que se auto-sostienen entre sí. Zona A : No considerar la franja amarilla. Zona B : No considerar la franja naranja.						

Extraído de Administración Mina



4.7.2 Sostenimiento de Acuerdo a la Calidad del Macizo Rocoso

Tabla 16 — Sostenimiento por Tipo de Roca y Labores de Avance

T.R.	Labores de Avance
II-A	Sin sostenimiento.
II-B	Sostenimiento puntual.
III-A	<p>Labores \geq a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 2.4 m de largo, a una distancia de 1.2 m a 1.5 m (ocasionalmente malla electro-soldada.)</p> <p><i>En intersección usar pernos de 3.0 m.</i></p>
III-B	<p>Labores \geq a 4.0 m x 4.0 m: Pernos de roca de 2.4 m de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada, reforzar con shotcrete de 5 cm (según evaluación geomecánica).</p> <p><i>En intersección usar pernos de 3.0 m.</i></p>
IV-A	<p>Labores \leq a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 1.5 m de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. más malla electro-soldada, reforzar con shotcrete de 5 cm de espesor (según evaluación geomecánica).</p> <p><i>En intersección usar pernos de 2.1 m.</i></p> <p>Labores \geq a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca de 2.4 m de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada, reforzar con shotcrete de espesor \geq 5 cm, previamente lanzar una capa de shotcrete de 2.5 cm de espesor con 20 kg de fibra /m³.</p> <p><i>En intersección usar pernos de 3.0 m.</i></p>
IV-B	<p>Labores \leq a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas, espaciados de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 7.5 cm de espesor (en corona) y tablas de 7.5 cm en hastiales espaciados a 20 cm, topear y encribar.</p> <p><i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m.</i></p> <p>Labores \geq a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas, espaciados de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado.</p> <p><i>En intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m.</i></p>
V	<p>Labores \leq a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 7.5 cm de espesor (en corona)</p>

<p>y tablas de 7.5 cm en hastiales espesor a 20 kg de fibra/m³ o marchavantes con gaurdacabeza.</p> <p><i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.</i></p> <p>Labores ≥ a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado.</p> <p><i>Previamente una capa de shotcrete de 2.5 cm de espesor a 20 kg de fibra/m³ y/o marchavantes con guardacabeza.</i></p> <p><i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.</i></p>
--

Extraído de Administración Mina

Obs. El espaciamiento de cuadros o cimbras está referido a la luz entre postes.

Tiempo de Auto Sostenimiento

No es muy conocido el comportamiento del macizo rocoso, el tiempo de auto soporte en el cual la excavación permanece estable, está de acuerdo a la calidad del macizo rocoso y el área de apertura de la excavación como se aprecia en la tabla 17, Esto depende del tipo de roca que se muestra en el avance de la rampa, tal como se muestra.

Tabla 17 — Tiempos de Auto Sostenimiento por Tipo de Roca

Tipo de Roca		R.M.R.	Tiempo de Auto sostenimiento
I	I	81 – 100	> 2 Años
II	II	61 – 80	2 Años
III	III – A	51 – 60	3 Meses
	III – B	41 – 50	1.5 Semanas
IV	IV – A	31 – 40	1 Día
	IV – B	21 – 30	8 Horas
V	V	0 – 20	Colapso Inmediato

Extraído de Excavaciones Subterráneas (Hoek & Brown, 1995)

Se considera una guardia de Trabajo de Sostenimiento.

4.7.3 Capacidad de los Elementos de Sostenimiento

Los componentes de sostenimiento están en función a sus características, se clasifican en sostenimiento pasivo y activo, tienen las siguientes características ver la siguiente tabla.

Tabla 18 — Elementos de Sostenimiento

Elementos de sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Capacidad	Unidad	Consideraciones
Barra helicoidal	Activo	$\geq 6,6$	t/m	
Perno haydrabolt	Activo	≥ 9	t	Capacidad en toda su extensión.
Perno Split set	Activo	≥ 3.3	t/m	Diámetro de perforación de 36 mm a 38 mm
Cimbras viga 4H13 4"x4"x1/4"	Pasivo	10.5	t/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m.
Cimbras omegas Ω -N21	Pasivo	12	t/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m.
Cimbras omegas Ω -N21	Pasivo	7	t/m ²	Sección 3.00 m x 3.00 m.
Cimbras omegas Ω -N29	Pasivo	14	t/m ²	Sección 3.00 m x 3.00 m.
Cuadros de madera	Pasivo	≥ 10	t/m ²	Sección 2.40 m x 2.70 m.
Arco noruego	Activo/Pasivo	5.8	t/m ²	
Anillado de madera	Pasivo	22	t/m ²	Altura máxima 3 veces al ancho de la base
Puntual de 20 cm x 1.50 m	Pasivo	30.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm ²
Puntual de 20 cm x 1.50 m	Pasivo	16.5	t	Resistencia promedio 110 kg/cm ²
Puntual de 20 cm x 2.50 m	Pasivo	56	t	Cuando la altura es mayor a 2 m.
Concreto lanzado	Pasivo	≥ 280	Kg/cm ²	Resistencia a 28 día
Malla electro-soldada (cocada 4"x4")	Pasivo	1000-1300	kg	En cuatro puntos de apoyo

Extraído de Administración Mina

4.7.4 Metodología de Profundización de la Rampa Patrick III

Es los trabajos del siglo de minado realizados en la rampa en la progresiva 7+ 490 m a la progresiva 7+ 650 m (ver el anexo N.º 02), del nivel 2270 hasta el nivel 2220 (ve el anexo N.º 03), con una longitud de nivel a nivel de rampa 200 m aproximadamente de avance como se puede ver en el anexo N.º 02 se desarrollan una cámara para acumulación y carguío del material estéril (el acarreo se realiza con camiones de bajo perfil Dumper de 35 Tn de capacidad), pozas de bombeo.

Las operaciones unitarias que se realizan para el desarrollo del proyecto de construcción de la rampa Patrick III, se realizan empleando el Método Mecanizado (trackless), por empleo equipo jumbo de un brazo en la perforación, el acarreo se

realiza con 02 Scoop tram de 6.00 yd³ y un Scoop tram de 4.2 yd³ para los cruceros y otros.

1. Perforación

La perforación de rocas es una de las operaciones unitarias mineras básicas y principales en la construcción de la rampa, se desarrolla con un Jumbo Electro Hidráulico (modelo Rocket Boomer 282), con un motor eléctrico 55 KW (75 HP) que se instala en posición a lo largo del avance de la rampa, el jumbo se ubica en el centro a la misma distancia de ambos hastiales derecho e izquierdo. Para tener la estabilidad óptima y empezar la perforación con el emboquillado, se basa en los principios de la perforación roto percusiva que consta de 4 elementos como son: percusión, avance, rotación y barrido dado por el barreno de 14 pies de longitud con un avance requerido de 13 pies en los frentes de avance con una sección de 4 x 4.5 m. Se perforar todos los taladros necesarios de acuerdo al diseño de malla del frente, controlando el paralelismo entre los taladros perforados con los guidores. Se tomará el control de tiempos en la perforación desde el inicio, posicionamiento del equipo, emboquillado, tiempos muertos; es decir antes, durante y después de la perforación del frente de avance de la rampa.



Figura 26 — Jumbo Electro Hidráulico Rocket Boomer 282

Extraído de Operaciones Mina

a. Cálculo y Diseño de Malla de Perforación

El diseño de malla inicial, fue elaborado por el personal técnico del área de perforación o por los mismos maestros perforistas que lo realizaron según su práctica y experiencia propia, las cuales no fueron actualizados de acuerdo al tipo de roca que se presenta en el avance de la rampa ya que las características del macizo rocoso cambian, no siendo esta la adecuada para el frente de

perforación, generando como consecuencia elevados costos, generando por ello pérdidas.

b. Corte Cilíndrico

El corte realizado en la rampa consiste en perforar 4 taladros de alivio de 102 mm de diámetro y los demás taladros de diámetro de 45 mm (con carga explosiva); el principio es perforar, cargar con una baja concentración de explosivos y voladura, taladros de diámetro pequeño o taladros con carga explosiva en puntos cercanos dispuestos adecuadamente alrededor de los taladros de alivio (sin carga explosiva).

Dentro de los cortes cilíndricos utilizados en la unidad minera de San Andrés son los siguientes: Corte Coromant, Corte Michigan, Corte en Doble Espiral, Corte de cuatro secciones.

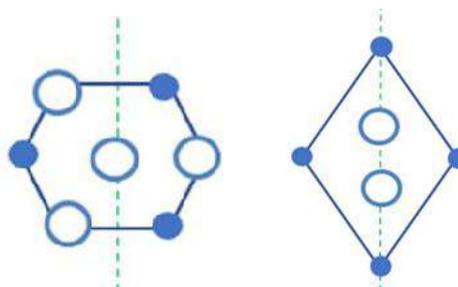


Figura 27 — Corte para Roca Dura y Suave

c. Datos Tomados de Campo

Tabla 19 — Control de Tiempo de Perforación y Cálculos

N.º tal.	Diámetro Broca (mm)	Maniobra (Min)	Emboquillado (Min)	Perforación (Min)	Retorno Barra (Min)	Barrido (Min)
49	45	7	2.5	96.08	2.3	2.3
	102	0.77	2.5	10.76	3.8	3.8
Total	131.81 min.	7.77	5	106.84	6.1	6.1

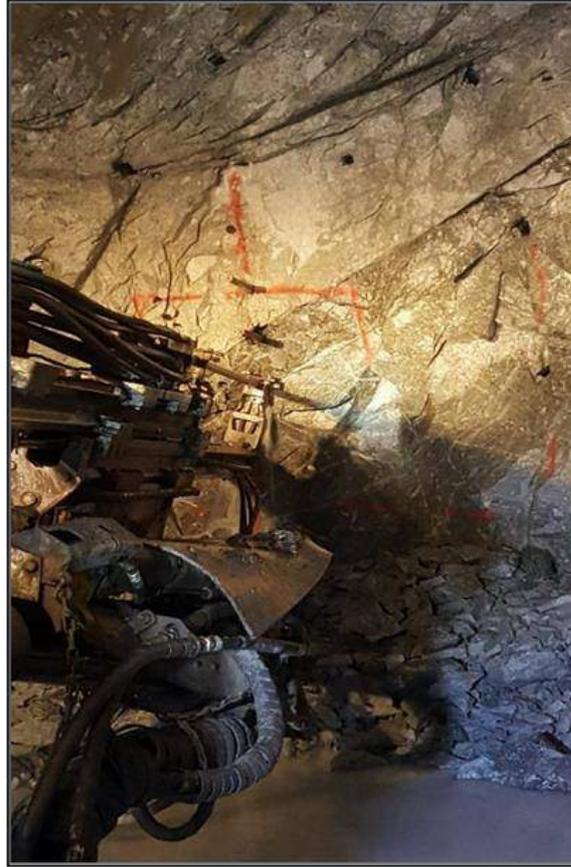


Figura 28 — Control de la Perforación en la Rampa

Tabla 20 — Control de Datos de Perforación y Voladura

Control de Datos de Perforación y Voladura de la Rampa.															
Datos:															
Sección Programada (m ²)				16.28 m ²											
Densidad del Material				2.70 Tn/m ³											
N.º Disparos	N.º Tal. Producción.	N.º Tal. De Alivio	Longitud Perforación Requerida (m.)	Avance (m) 3.80	Explosivos			Resultados				F.C.L. (Kg./m.l.)	Sección Real (m ²)	Sobre Rotura (%)	
					Dinamita 75	Semexsa	Exsablok	Total (Kg.)	% De Avance	Volumen Roto (m ³)	Volumen roto + F.E				F.C. (Kg./m ³)
N.º 1	43	8	3.96	3.74	357	290	40	101.12	94.44	72.86	102.01	1.39	27.04	19.48	19.67%
N.º 2	40	8	3.96	3.75	260	380	30	94.40	94.70	71.28	99.80	1.32	25.17	19.01	16.76%
N.º 3	43	8	3.96	3.80	270	310	50	89.38	95.96	72.73	101.82	1.23	23.52	19.14	17.56%
N.º 4	45	8	3.96	3.72	357	290	40	101.12	93.94	70.39	98.55	1.44	27.18	18.92	16.24%
N.º 5	40	8	3.96	3.67	291	266	30	85.82	92.68	68.19	95.46	1.26	23.38	18.58	14.12%
N.º 6	41	8	3.96	3.76	395	224	56	101.09	94.95	68.73	96.22	1.47	26.88	18.28	12.27%
N.º 7	40	8	3.96	3.68	357	290	40	101.12	92.93	69.64	97.49	1.45	27.48	18.92	16.24%
N.º 8	41	8	3.96	3.76	357	290	40	101.12	94.95	71.96	100.74	1.41	26.89	19.14	17.56%
N.º 9	45	8	3.96	3.77	390	270	30	103.50	95.20	71.34	99.88	1.45	27.45	18.92	16.24%
N.º 10	40	8	3.96	3.73	357	290	40	101.12	94.19	69.78	97.69	1.45	27.11	18.71	14.92%
Resultados Promedios				3.74				97.98	94.42	70.93	99.31	1.39	26.21	18.97	16.52%

2. Voladura

La voladura es óptima cuando cumple los estándares de voladura establecidos por el área de perforación y voladura. La voladura está directamente relacionada con la perforación y con la carga explosiva adecuada y balanceada de acuerdo al tipo de roca, en este caso no cumple con los estándares, con la carga explosiva, diseño de malla de perforación.

Parámetros de Voladura

El análisis de parámetros de voladura de la rampa Patrick III, se describe en forma detallada en las siguientes tablas 21, 22, 23 y la figura 29, 30.

Tabla 21 — Características del Explosivo Utilizados en la Rampa Patrick III

Especificaciones Técnicas	Unidad	Gelatina Espacial 75	Semexsa 65	Exsablock
Densidad	g/cm ²	1.38 +/- 3%	1.12 +/- 3%	0.91 +/- 5%
Velocidad de detonación	m/s	5 500 +/- 200	4 200 +/- 200	2 800 +/- 200
Presión de detonación	kbar	157	94	23
Energía	Kj/kg	3 971	3 433	1 720
RWS	%	105	92	45
RBS	%	182	127	54
Volumen de gases	l/kg	973	1 015	771
Resistencia del agua	-	Excelente	Muy buena	Nula
Categoría de humos	-	1 era		

Tabla 22 — Presentación y Embalaje de los Explosivos Utilizados en la Rampa

Explosivos				
Producto	Pulgada		Un/caja	Masa g/un
Gelatina Esp. 75	1 1/8	8	144	174
Semexsa 65	1 1/8	7	308	124
Exsablock	7/8	7	276	91

Tabla 23 — Factor de Voladura o Carga (Kg/m³)

Tipo de Roca	Factor de Carga (K), (Kg/m ³)	Factor de Carga (C), (Suecia) (kg/m ³)	UCS (MPA)
Muy dura	3	0.6	240
Dura	2.5	0.5	140
Media	2	0.4	80
Débil	1.5	0.3	60
Muy débil	1	0.2	20

Malla de Perforación

Malla de perforación anterior del frente de avance de la rampa Patrick III. (ver la figura 29 y la figura 30).

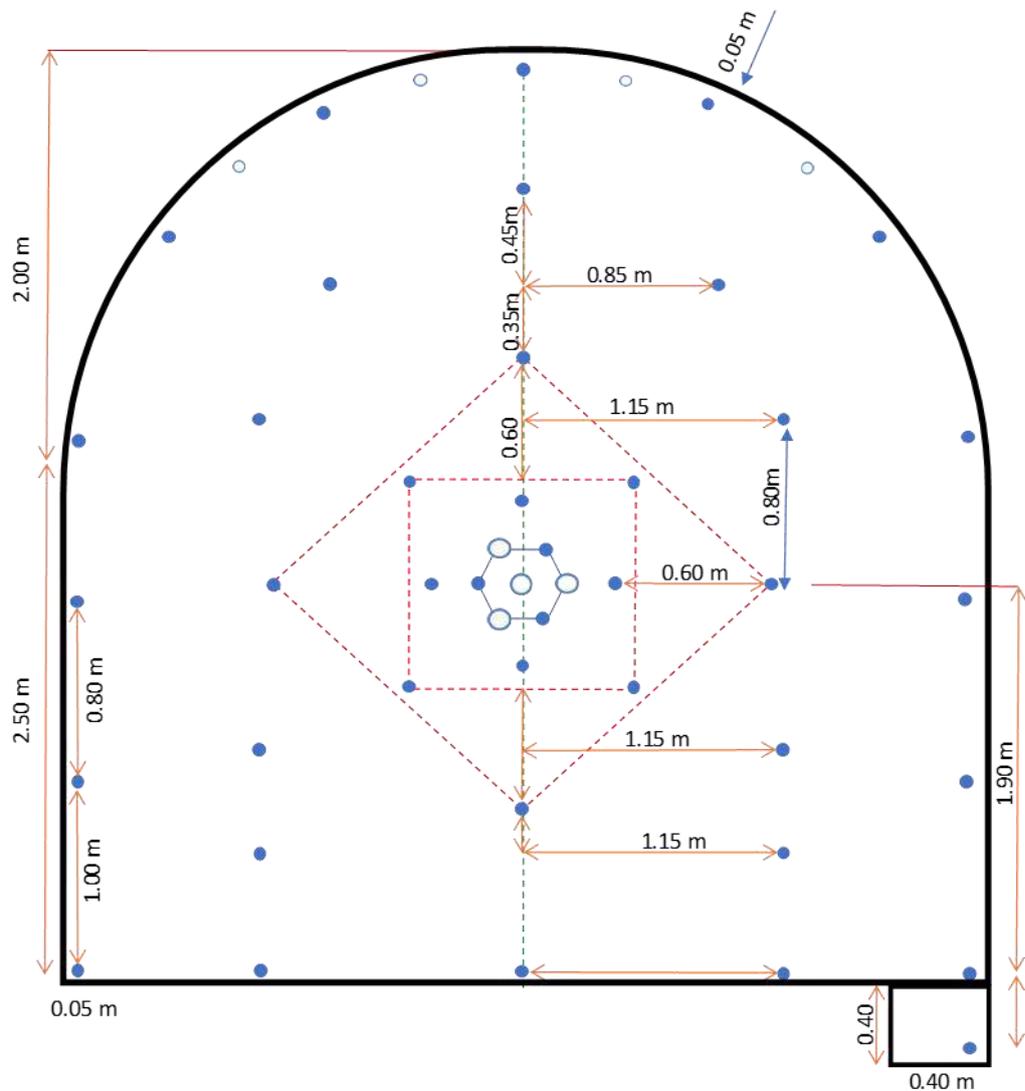


Figura 29 — Malla de Perforación Anterior de la Rampa Patrick –III de Sección de 4.00 m x 4.50 m

Extraído de Administración Mina



Figura 30 — Malla de Perforación y Carguío de los Taladros

2.1. Resultados de Parámetros Perforación / Voladura Antes de la Optimización

Ver las siguientes tablas 24, 25, 26, 27.

Tabla 24 — Resumen Parámetros de Perforación y Voladura

Parámetros	Resultados
Tiempo de perforación por taladro	2.69 min / tal
Tiempo total de perforación por disparo	2.197 h (131.81 min / disp.)
Velocidad perforación	1.41 m / min
Cantidad de explosivo por disparo	101.108 kg
Volumen roto por disparo	72.27 m ³
Toneladas rotas por disparo	195.129 Tn
Factor de potencia	2.70 Ton / m ³
Factor de carga	1.408 kg / m ³

Tabla 25 — Cantidad de Explosivos Utilizado / Disparo Antes de la Optimización

Datos Generales						
Sección : 4.0 X 4.5	Distribución de Carga	N.º Tal.	Cebo		Columna	
			N.º Cart.	Tipo	N.º Cart.	Tipo
Long. Perf : 13`	Arranque	7	1	S	19	G
Tipo De Roca : Buena	Ayud. Arranque	8		S	18	G
F.P. (Kg/m ³) : 1.27	Producción	4		S	17	S
N.º Taladros : 49	Cuadradores	6		S	15	S
Tal. Cargados : 41	Ayud. Arrastres	2		S	16	S
Φ de Taladro : 45 mm	Arrastres	5		S	16	G
Φ de Taladro : 102 mm	Ayud. Corona	3		S	16	S
Accesorios y Explosivos	Coronas	5		S	8	Eb
Mecha Rápida : 0.50 m	Cuneta	1		S	11	S
Carmex : 02 Und.						
Fanel : 41 Und.						
Cordón Detónante : 55 m	Explosivo por Disparo Kg		Total, Kg de Explosivo			
Gelatina (G) : 357 Cart.	61.975	Kg	101.108	Kg		
Semexsa (S) : 290 Cart.	35.525	Kg				
Exsablock (Eb) : 40 Cart.	3.608	Kg				
Total de Cartuchos : 687 Cart.						

Tabla 26 — Costo de Explosivo y Accesorios por Disparo Antes de Optimizar

Descripción	Unidades	Costo Unitario (S/.)	Cantidad por Disparo	Costo por Disparo (S/.)
Mecha rápida	m	1.52	0.5	0.76
Carmex	Und.	2.07	2	4.14
Fanel	Und.	1.39	41	56.99
Cordón detonante	m	0.04	55	2.20
Gelatina (G)	Cart.	0.82	357	292.74
Semexsa (S)	Cart.	0.65	290	188.50
Exsablock (Eb)	Cart.	0.61	40	24.40
Costo Total por Disparo				569.73



Tabla 27 — Tabla de Costos de perforación Antes de la Optimización

I. COSTOS DIRECTOS							
1.1 MANO DE OBRA							
	Jornal S/.	Cant.trab	Tareas	S/./tarea	S/	S/. m	
Maestro Perforista	65.55	1	8.00	65.55			
Ayudante Perforista	57.35	1	8.00	57.35			
Peon	56.35	1	8.00	56.35			
Operador de jumbo	87.15	1	2.57	28.00	245.42		
Operador de scissor	69.5	1	1.50	13.03			
Ayudante Jumbo	56.35	1	2.57	18.10			
Bodeguero	56.35	1	1.00	7.04			65.62
Ing. Residente	10466	1		22.32			
Ing. de Seguridad	7099	1		17.86	75.66		
Ing. Jefe de Guardia	7099	1		25.18			
Capataz	2500	1		10.30			20.23
Administrador	4086	1	0.02	5.29			
Asistente social	3266	1	0.02	4.23			
Mecánico	1906.5	1	0.07	4.93	23.96		
Chofer	1795	1	0.10	4.65			
Lamparero	1690.5	1	0.10	4.38			
Personal apoyo-Logística	1906.5	1	0.10	0.49			6.41
1.2 PERFORACION							
	Und	cant.	S/.x und	S/.			
Jumbo	hora	2.57	146.2900	375.97	592.40		
Scissor	hora	1.50	144.2900	216.44			158.40
1.3 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
	Und	Precio	Guardias	% Uso	Costo/Gdia		
Casco	pza	37.25	360.0	100%	0.10		
Correa de Barbilla (Barbiquejo) D'Elastico	pza	3.73	90.0	100%	0.04		
Taflete	pza	14.28	180.0	100%	0.08		
Guantes de cuero	pza	8.00	30.0	100%	0.27		
Guante de Nitrilo de 10"	pza	4.98	15.0	100%	0.33		
Correa portalámpara	pza	9.87	360.0	100%	0.03		
Botas de jebe	pza	45.93	90.0	100%	0.51	2.69	
Mameluco	pza	46.27	180.0	100%	0.26		
Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	40.70	180.0	100%	0.23		
Cartuchos P-100 contra Polvos	pza	5.69	12.0	100%	0.47		
Retenedor para filtro de alta eficiencia 3M	pza	5.67	90.0	30%	0.02		
Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	19.30	30.0	30%	0.19		
Protector Auditivo tipo Tapon	pza	2.07	30.0	100%	0.07		
Lentes de Seguridad	pza	16.44	180.0	100%	0.09		0.72
1.4 HERRAMIENTAS							
	Vida Util	Consumo	Costo Unit.				
		Por Gdia.	del Recurso				
Combo De 12 Lbs.	180	1	10.17	0.06			
Combo De 8 Lbs.	180	1	8.96	0.05			
Lampa Tipo Cuchara	60	1	5.58	0.09			
Llave Stilson N° 14	60	1	28.43	0.47			
Llave Stilson N° 18	90	1	43.04	0.48			
Pico Minero	60	1	6.03	0.10			
Manguera De 1"	250	25	2.35	0.24			
Manguera De 1/2"	250	25	1.03	0.10			
Broca 45 mm	457.2	183.26	298	119.45	207.58		
Broca 102 mm	457.2	183.26	16.02	6.42			
Barra De Perforacion De 14'	2743.2	183.26	915	61.13			
Shank Adapter, Hidrastar 300 R-38	1000	183.26	84.93	15.56			
Acople Tope Central 79994 3655	1000	183.26	10.34	1.89			
Baretilla De Barreno De 6'	60	2	15.00	0.50			
Baretilla De Barreno De 8'	60	2	16.00	0.53			
Barretilla De Aluminio de 1"X10	90	1	45.19	0.50			55.50
1.5. MATERIALES PARA ROTURA							
	Und	cant.	S/.x und	S/.			
Dinamita 75%	car	357.00	0.82	292.74			
Semexsa 65%	car	290.00	0.65	188.50			
Exsablok	car	40.00	0.61	24.40			
Cordon Detonante	m	55.00	0.04	2.20	569.73		
Fanel	und.	41.00	1.39	56.99			
Mecha Rapida	m	0.50	1.52	0.76			
Carmex	und.	2	2.07	4.14			152.33
II. COSTOS INDIRECTOS							
2.1 UTILES DE CAMPAMENTO							
		Tar./guard.	S/./tarea	S/.			
Camarote		6.76	0.499	3.373			
2.2 ALIMENTACIÓN							
		Tareas	S/.x und	S/.			
Empleados		5.34	18.54	99.00			
Obreros		1.42	13.90	19.74	170.83		
2.3 SERVICIOS							
	N° de guardias	cant.	S/.	S/./guardia			
Transporte de personal camioneta	28.0	6.76	160	38.63			
	28.0	1	10	10.09			45.68
III. OTROS							
	%	Soles		S/./guardia			
Gastos Generales	0.1	41.83		41.83			
Imprevistos	0.1	29.28		29.28	133.86		
Utilidad	0.2	62.75		62.75			35.79
Costo Total po Metro de Avanse				S/. m			540.68
Costo Total por Disparo				S/.			2022.14



2.2. Diseño de Malla de Perforación

La perforación es óptima cuando cumple con los estándares de perforación y voladura, con el uso adecuado de carga explosiva de esta manera permitir el incremento en la productividad, conseguir un avance eficiente en cuanto a los metros lineales. De acuerdo a las condiciones de macizo rocoso para cumplir con el avance lineal programado al mes establecido por la compañía y cumpliendo los estándares de trabajo establecidos en la empresa minera MARSA para lo cual se usa 1 jumbo de 14 pies (4.20 m) de barreno siendo el avance requerido es 13 pies en la rampa Patrick III (4.00 m x 4.50 m.).

Siendo las Sigüientes Características que se Describen a Continuación:

Selección del frente: 4.00 m x 4.50 m

Equipo de perforación: jumbo

Número de brazos: 1

Longitud del barreno: 4.20 m. (14 pies)

Diámetro del escariador: 102 mm

Diámetro del taladro: 45 mm

Densidad de la roca: 2.70 Tn/ m³

2.3. Cálculos de Parámetros de Perforación y Voladura Según

“Holmberg”

Cálculo del Área de la Sección de Túnel (m²)

Datos:

r: 2.00 m

A: 4.00 m

H: 4.50 m

$$\text{Área (S)} = \left(\frac{\pi r^2}{2} \right) + r(A-2r) + A(H-r)$$

$$\text{Área (S)} = \left(\frac{\pi 2^2}{2} \right) + r(4-2*2) + 4(4.5-2)$$

$$\text{Área (S)} = 16.28 \text{ m}^2$$

Número de Taladros

Cálculo de Número de Taladros por frente Según el “Manual de explosivos de Química sol S.A.”, para un frente sin cara libre.

$$N = \frac{\sqrt{S}}{C} .4 + K.S.fcg$$

Dónde:

S: Sección del frente.

Fcg: Factor de corrección geométrica (90 %).

C: Distancia media entre taladros en función al tipo de roca (m).

K: Coeficiente en función al tipo de roca.

Tabla 28 — Coeficiente del Tipo de Roca

Coeficiente	C	k
Roca dura	0.5	2
Roca intermedia	0.6	1.5
Roca suave y blanda	0.7	1

Extraído de Manual Práctico de Voladura (EXSA, 2008)

Remplazando datos

S: 16.28 m²

C: 0.60

K: 1.5

Fcg: 0.80

$$N = \frac{\sqrt{S}}{C} \cdot 4 + K \cdot S \cdot f_{cg}$$

$$N = \frac{\sqrt{16.28}}{0.60} \cdot 4 + 1.5 \cdot 16.28 \cdot 0.8$$

Numero de taladros / frente= 38 taladros + 8 taladros de alivio

Numero de taladros / frente= 46 taladros

Cálculo del Diámetro Equivalente de los Taladros de Alivio (Ø₂)

Datos:

Ø₁: 0.102 m

N: 4 unidades

$$\bar{\text{Ø}}_2 = \text{Ø}_1 \cdot \sqrt{N}$$

$$\text{Ø}_2 = 0.102 \cdot \sqrt{4}$$

$$\text{Ø}_2: 0.204 \text{ m}$$

Calculamos la Longitud del Taladro. Según el Diámetro Equivalente “Ø₂”

Datos:

Ø₂: 0.204 m

$$L_e = 0.15 + 34.1(\text{Ø}_2) - 29.4(\text{Ø}_2)^2$$



$$L_e = 0.15 + 34.1(0.204 \text{ m}) - 29.4(0.204 \text{ m})^2$$

$$L_e: 5.46 \text{ m}$$

Calculamos Longitud de Avance Requerido por Disparo "L"

Datos:

H_{LBE} : 13 pies

$$L = 0.95 * H \text{ Longitud de Barra Efectiva}$$

$$L = 0.95 * 13 \text{ pies} * 0.3048$$

$$L: 3.76$$

Calculamos Error de Perforación "Ψ"

Datos:

L: 3.76 m

α : 0.015 m/m

e: 0.02 m/m

$$\Psi = (\alpha * L) + e$$

$$\Psi = (0.015 * 3.76) + 0.02$$

$$\Psi: 0.076 \text{ m}$$

Cálculo para el Diseño de Arranque – Primer Cuadrante

Cálculo de "B_{p1}" Burden

Datos:

$\emptyset_2 = 0.204$

$$B_{e \text{ max}} = 1.7 * \emptyset_2$$

$$B_{e \text{ max}} = 1.7 * 0.204$$

$$B_{e \text{ max}} = 0.34 \text{ m}$$

Cálculo de "B_{p1}" Burden Practico

Datos:

$B_{e \text{ max}} = 0.34 \text{ m}$

$\Psi = 0.076$

K = 1.232

$$B_{p1} = (B_{e \text{ max}} - \Psi) * k$$

$$B_{p1} = (0.34 - 0.076) * 1.232$$

$$B_{p1} = 0.325 \text{ m}$$

Calculamos Longitudes de X_a y X_b, para Cálculo de Ancho de Abertura "Ah₁"

Datos:

$X_a = X_b = 0.325 \text{ m}$

$$X_a = X_b = B_{p1}$$



$$X_a = X_b = B_{p1} = 0.325 \text{ m}$$

$$B_{p1} = 0.325 \text{ m}$$

Cálculo de Ancho de Abertura "Ah₁"

Datos:

$$X_a = X_b = 0.325 \text{ m}$$

$$A_{h1} = \sqrt{X_a^2 + X_b^2}$$

$$A_{h1} = \sqrt{0.325^2 + 0.325^2}$$

$$A_{h1} = 0.46 \text{ m}$$

Cálculo de Consumo Especifico de Explosivo "C.E." Formula Modificada de Ashby

Datos:

$$P_r: 2.70 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{GSI}: 55$$

$$\text{RQD}: 65$$

$$C.E. = \frac{0.56 * P_r * \text{Tan}\left(\frac{\text{GSI}+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-\text{RQD}}{0.3}}}$$

$$C.E. = \frac{0.56 * 2.70 * \text{Tan}\left(\frac{55+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-65}{0.3}}}$$

$$C.E.: 0.427 \text{ kg/m}^3$$

Cálculo de la Constante de Roca "C" Suecia por la Siguiete Formula

Datos:

$$C.E.: 0.427 \text{ kg/m}^3$$

$$C = 0.88784 * (C.E.) + 0.052$$

$$C = 0.88784 * (0.427) + 0.052$$

$$C: 0.43 \text{ kg/m}^3$$

Para Predecir el Grado de Fragmentación de la Roca Calculamos el Factor de Roca (AF Roca)

Datos:

$$C.E.: 0.427 \text{ kg/m}^3$$

$$A_{F \text{ roca}} = 96.667(C.E.)^3 - 138.5(C.E.)^2 + 75.883(C.E.) - 4.41$$



$$A_{F \text{ roca}} = 96.667(0.427)^3 - 138.5(0.427)^2 + 75.883*(0.427) - 4.41$$

$$A_{F \text{ roca}}: 10.27 \text{ cm}$$

Cálculo de los Factores de Índice de volabilidad de Lilly "B.I."

Datos:

$$\text{C.E.} = 0.427 \text{ kg/m}^3$$

$$0.004 = \text{Constante}$$

$$\text{B.I.} = \frac{\text{C.E.}}{0.004}$$

$$\text{B.I.} = \frac{0.427 \text{ kg/m}^3}{0.004}$$

$$\text{B.I.} = 106.75$$

Cálculo de Factor de Energía (F.E.)

Se Determina de Acuerdo a la Siguiete Formula

Datos:

$$\text{C.E.} = 0.427 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{F.E} = 30*(\text{C.E.})$$

$$\text{F.E} = 30*(0.427 \text{ kg/m}^3)$$

$$\text{F.E.} = 12.81 \text{ MJ/TON}$$

Cálculo de la Densidad de Carga Lineal en el Primer Cuadrante

"q₁"

Datos:

$$\emptyset_0 = 0.045 \text{ m}$$

$$\emptyset_2 = 0.204 \text{ m}$$

$$B_e = 0.325 \text{ m}$$

$$C = 0.43 \text{ m}$$

$$\text{PRP} = 1.02$$

$$q_1 = 55 * \emptyset_0 * \left(\frac{B_e}{\emptyset_2}\right)^{1.5} * \left(B_e - \frac{\emptyset_2}{2}\right) * \left(\frac{C}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{\text{RWS}_{\text{ANFO}}}\right)$$

$$q_1 = 55 * 0.045 * \left(\frac{0.325}{0.204}\right)^{1.5} * \left(0.325 - \frac{0.204}{2}\right) * \left(\frac{0.43}{0.4}\right) * \left(\frac{1}{1.02}\right)$$

$$q_1 = 1.11 \text{ kg/m.} = 0.856 \text{ kg/m.}$$

Cálculo de la Longitud de Taco con la Siguiete Expresión

Datos:

$$\emptyset_0 : 0.045 \text{ m}$$

$$L_{\text{taco}} = (10 * \emptyset_0)$$



$$L_{\text{taco}} = (10 * 0.045)$$

$$L_{\text{taco}}: 0.45 \text{ m} = 0.30 \text{ m}$$

Cálculo de (Lc) Longitud de Carga en el Arranque

Datos:

L: Longitud del taladro

L_{taco} : Longitud que ocupa el taco

$$L_{\text{Carga}} = L - L_{\text{taco}}$$

$$L_{\text{Carga}} = 3.96 - 0.30$$

$$L_{\text{Carga}}: 3.66$$

Cálculo de N.º de Cartuchos / Taladro para el Arranque en el Primer Cuadrante

Datos:

L_{carga} : 3.80 m

q_1 : 0.85 kg/m.

P_{Cartucho} : 0.174 kg

$$\text{N.º de cartuchos} = \frac{q_1 * l_{\text{carga}}}{\text{peso del cartucho empleado}}$$

$$\text{N.º de cartuchos} = \frac{0.85 * 3.50}{0.174}$$

$$\text{N.º de cartuchos}: 17.09 = 17 \text{ Cartuchos}$$

Cálculo de la Masa Explosiva “Q_e” Utilizado por Taladro en el Arranque

Datos:

L_{Carga} : 3.66 m

q_1 : 0.85 kg/m.

$$Q_e = q_1 * l_{\text{carga}}$$

$$Q_e = 0.85 * 3.66$$

$$Q_e: 3.11 \text{ kg}$$

Cálculos para el 2º Cuadrante

Cálculo de Burden “B_{max 2}” en el Segundo Cuadrante

Datos:

$A_{h1,2,3,4}$: 0.46 ,0.89, 1.44 m

q_1 : 0.85 kg/m.

\emptyset_1 : 0.045 m



C: 0.43

RWSANFO: 1.02

Ψ : 0.076 m

K: 1.20, 0.17 m

$$B_{\max 2} = 0.088 \left(\sqrt{\frac{A_{h1} * q_1 * RWS_{ANFO}}{\phi_1 * C}} \right)$$

$$B_{\max 2} = 0.088 \left(\sqrt{\frac{0.46 * 0.85 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

$B_{\max 2}$: 0.40 m

Cálculo de Burden Practico “ B_{p2} ”

$$B_{p2} = (B_{\max 2} - \Psi) * k$$

$$B_{p2} = (0.406 - 0.076) * 1.20$$

$$B_{p2} = 0.40 \text{ m}$$

Cálculo de Burden “ $B_{\max 3}$ ” en el Tercer Cuadrante

$$B_{\max 3} = 0.088 \left(\sqrt{\frac{0.89 * 0.85 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

$B_{\max 3}$: 0.557 m

Cálculo de Burden Practico “ B_{p3} ”

$$B_{p3} = (0.557 - 0.076) * 0.17$$

$$B_{p3} = 0.57 \text{ m}$$

Cálculo de Burden “ $B_{\max 4}$ ” en el Cuarto Cuadrante

$$B_{\max 4} = 0.088 \left(\sqrt{\frac{1.44 * 0.85 * 1.02}{0.045 * 0.43}} \right)$$

$B_{\max 4}$: 0.706 m

Cálculo de Burden Practico “ B_{p4} ”

$$B_{p4} = (0.706 - 0.076) * 1.20$$

$$B_{p4} = 0.75 \text{ m}$$

Cálculo de Burden Máximo para Taladros de Ayuda de Corona

Datos:

q_1 : 0.85 kg/m

RWS_{ANFO}: 1.02



f: 2.50

S/B: 0.80

C': 0.47

$$B_{\text{max ayuda corona}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{q_1 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$

$$B_{\text{max ayuda corona}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{0.85 * 1.02}{0.47 * 2.50 * 0.80}} \right)$$

B_{max ay. corona}: 0.86 m

Cálculo de Espaciamiento en Taladros de Corona

Datos:

K = 16

Ø1 = 0.045 m.

$$S_{\text{CORONA}} = K * \text{Ø}_1$$

$$S_{\text{CORONA}} = 16 * 0.045$$

$$S_{\text{Corona.}} = 0.72 \text{ m}$$

Cálculo de Burden Máximo para Taladros de Corona

$$\frac{S}{B} = 0.80$$

$$B_{\text{max corona}} = \frac{S}{0.80}$$

$$B_{\text{max corona}} = \frac{0.72}{0.80}$$

$$B_{\text{Max. corona}} = 0.90 \text{ m}$$

Cálculo de Burden Máximo para Taladros de Hastiales

$$B_{\text{max hast.}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{q_1 * RWS_{\text{ANFO}}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$

$$B_{\text{max hastial}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{0.85 * 1.02}{0.47 * 2.50 * 0.80}} \right)$$

B_{max hastial} = 0.86 m



Cálculo del Burden Practico para los Taladros de Hastiales

Datos:

A_{Tunnel} : 4.00 m.

$$B_{p \text{ hast.}} = \frac{0.2755 * A_{Tunnel}}{2}$$

$$B_{p \text{ hast.}} = \frac{0.2755 * 4}{2}$$

$$B_{p \text{ hastial}} = 0.551 \text{ m}$$

Cálculo de Burden Máximo para los Taladros de Arrastre o Piso

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C' * f * \left(\frac{S}{B}\right)}} \right)$$

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.9 \left(\sqrt{\frac{0.85 * 1.02}{0.47 * 2.50 * 0.80}} \right)$$

$$B_{\text{max arrastre}} = 0.86 \text{ m}$$

Tabla 29 — Resumen de los Cálculos de Burden para el Diseño de Malla

Sección del Corte	Burden Max.	Burden Practico	Unidad
Primera	0.34	0.325	m
Segunda	0.40	0.40	m
Tercera	0.557	0.57	m
Cuarta	0.706	0.75	m
Corona	0.82	0.90	m
Hastiales	0.76	0.551	m
Arrastre	0.86		m

Velocidad de Perforación (VP)

$$VP = \frac{\text{Long. taladro}}{\text{Tiempo efectivo /taladro}}$$

$$VP = \frac{3.80}{2.69}$$

$$VP = 1.41 \text{ m/min.}$$

Tiempo de Total de Perforación por Disparo

$$TP = \frac{N^{\circ} \text{ de taladros} \times \text{long. taladros}}{\text{Velocidad de perforación}}$$



$$TP = \frac{46 \cdot 3.80}{1.41}$$

$$TP = 2 \text{ h. } 3 \text{ min.}$$

Eficiencia de Perforación

$$\text{Eficiencia perf.} = \left(\frac{\text{Long. taladro}}{\text{Long. barreno}} \right) * 100$$

$$\text{Eficiencia perf.} = \left(\frac{3.96}{4.20} \right) * 100$$

$$\text{Eficiencia de perf.} = 94.28 \%$$

Eficiencia de la Voladura

$$\text{Eficiencia vol.} = \left(\frac{\text{Long. taladro}}{\text{Avance efectivo}} \right) * 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = \left(\frac{3.80}{3.96} \right) * 100$$

$$\text{Eficiencia vol.} = 95.95\%$$

Cantidad de Carga por Disparo

$$\text{Semexsa } 75\% = \frac{327}{0.174} = 56.898 \text{ kg}$$

$$\text{Semexsa } 65\% = \frac{219}{0.123} = 26.937 \text{ kg}$$

$$\text{Exsablock} = \frac{30}{0.091} = 2.73 \text{ kg}$$

$$\text{Cantidad total de explosivos} = 56.898 + 26.937 + 2.73 = 86.357 \text{ kg}$$

Cantidad de Carga Promedio por Taladro

$$\frac{\text{Carga}}{\text{Taladros}} = \frac{\text{Cantidad total de explosivos}}{\text{Taladros}}$$

$$\frac{\text{Carga}}{\text{Taladros}} = \frac{86.357}{38}$$

$$\frac{\text{Carga}}{\text{Taladros}} = 2.27 \frac{\text{kg}}{\text{Taladros}}$$



2.4. Resultados de Parámetros Perforación / Voladura Optimizados

Ver las siguientes tablas 30, 31, 32, 33, 34 y las figura 31 y 32.

Tabla 30 — Resultado Obtenido de la Perforación y Voladura

Datos Generales	
Sección	4.00 m x 4.50 m.
Tipo de roca	Media
Longitud de barreno	14 pies
Numero de taladros	42
Taladros cargados	38
Numero de cartuchos	576
Cantidad total de explosivos	86.357 kg
Longitud efectiva de perforación	13 pies
Tiempo de perforación por frente	2.06 h (123.74 min/disparo)
Metros perforados	161.70 m.

Tabla 31 — Resultado Obtenido de la Perforación y Voladura

Datos Generales							
Sección	: 4.0 X 4.5	Distribución de Carga	N.º Tal.	Cebo		Columna	
				N.º Cart.	Tipo	N.º Cart.	Tipo
Long. Perf	: 13`	Arranque	7	1	G	17	G
Tipo de Roca	: Buena	Ayud.					
F.P. (Kg/m³)	: 1.39	Arranque	8		G	16	G
N.º Taladros	: 42	Producción	2		G	15	S
Tal. Cargados	: 38	Cuadradores	4		G	14	S
Φ de Taladro	: 45 mm	Ayud. Arrastres	3		G	15	S
Φ de Taladro	: 102 mm	Arrastres	5		G	16	G
Accesorios y Explosivos		Ayud. Corona	3		G	13	S
Mecha Rápida	: 0.50 m	Coronas	5		S	6	Eb
Carmex	: 02 Und.	Cuneta	1		G	11	S
Fanel	: 38 Und.	Total	38				
Cordón Detónate	: 55 m						
Gelatina (G)	: 327 Cart.	Explosivo por Disparo Kg		Total, Kg de Explosivo			
Semexsa (S)	: 219 Cart.	56.767	Kg	86.357	Kg		
Exsablock (Eb)	: 30 Cart.	27.827	Kg				
Total de Cartuchos	: 576 Cart.	2.706	Kg				

Tabla 32 — Costo de Explosivo y Accesorios por Disparo Optimizado

Descripción	Unidad	Costo Unitario (S/.)	Cantidad por Disparo	Costo por Disparo (S/.)
Mecha rápida	m	1.52	0.5	0.76
Carmex	Und.	2.07	2	4.14
Fanel	Und.	1.39	38	52.82
Cordón detonante	m	0.04	55	2.20
Gelatina (G)	Cart.	0.82	327	268.14
Semexsa (S)	Cart.	0.65	219	142.14
Exsablock (Eb)	Cart.	0.61	30	18.16
Costo Total por Disparo				488.36



Figura 31 — Uso de Pentacord para la Corona y Cuadradores



Figura 32 — Carguío de los Taladros

2.5. Malla de Perforación Optimizada

En la malla de perforación optimizada se muestra la reducción de número de taladros perforados y la reducción de la carga explosivos como se puede ver en la figura 33 y la figura 34.

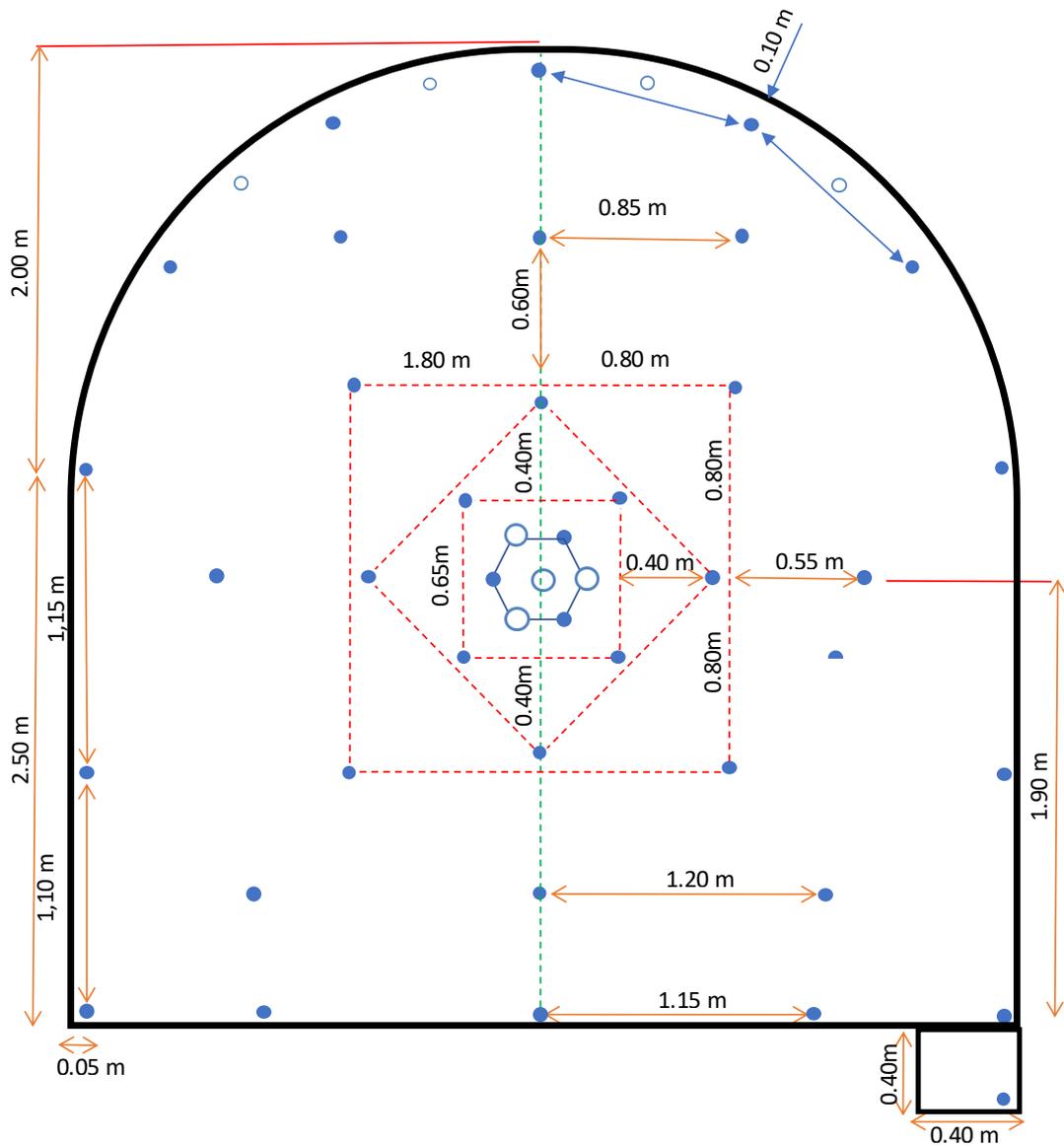


Figura 33 — Malla de Perforación Optimizada

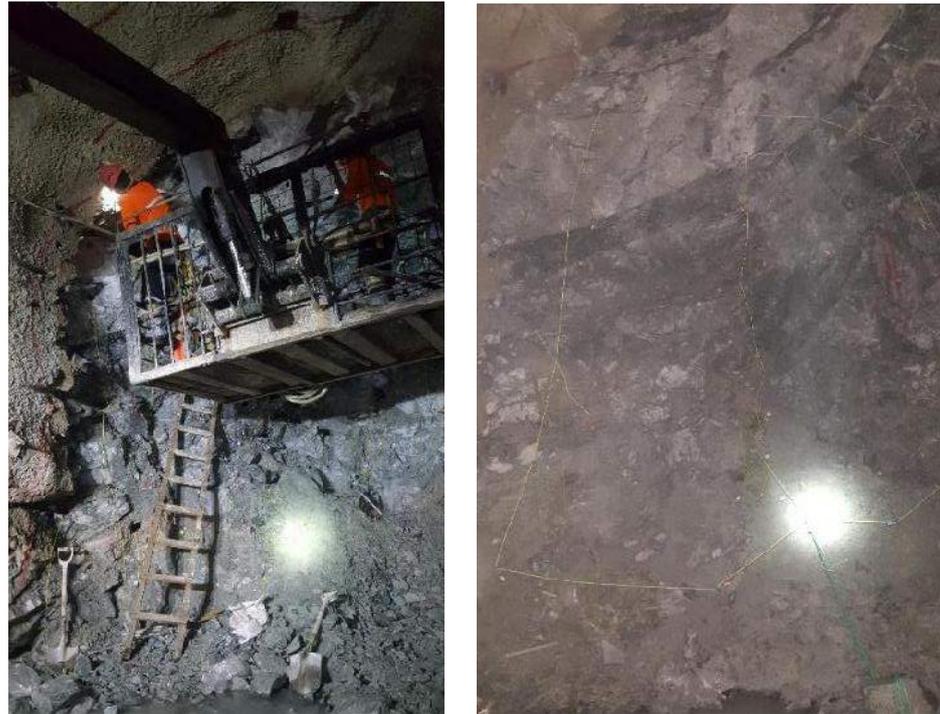


Figura 34 — Malla de Perforación Optimizada y Carguío de los Taladros, Taladros de Alivio en la Corona y Uso de Espaciadores (Tubos)

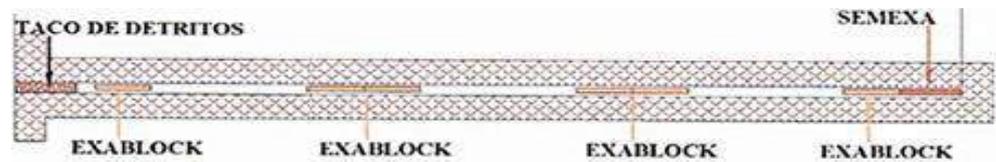


Figura 35 — Distribución de Cartuchos de los Taladros de Corona (13 pies.)



Figura 36 — Uso de Cañas

Tabla 33 — Tabla de Costos de P&V Optimizados

I. COSTOS DIRECTOS						
I.1 MANO DE OBRA						
	Jornal S/.	Cant.trab	Tareas	S/./tarea	S/	S/. m
Maestro Perforista	65.55	1	8.00	65.55		
Ayudante Perforista	57.35	1	8.00	57.35		
Peon	56.35	1	8.00	56.35		
Operador de jumbo	87.15	1	1.88	20.48	228.70	
Operador de scissor	69.5	1	1.00	8.69		
Ayudante Jumbo	56.35	1	1.88	13.24		
Bodeguero	56.35	1	1.00	7.04		59.56
Ing. Residente	10466	1		22.32		
Ing. de Seguridad	7099	1		17.86	75.66	
Ing. Jefe de Guardia	7099	1		25.18		
Capataz	2500	1		10.30		19.70
Administrador	4086	1	0.02	5.29		
Asistenta social	3266	1	0.02	4.23		
Mecánico	1906.5	1	0.07	4.93	23.96	
Chofer	1795	1	0.10	4.65		
Lamparero	1690.5	1	0.10	4.38		
Personal apoyo-Logística	1906.5	1	0.10	0.49		6.24
I.2 PERFORACION						
	Und	cant.	S/x und	S/.		
Jumbo	hora	1.88	146.2900	275.46	419.75	
Scissor	hora	1.00	144.2900	144.29		109.31
I.3 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD						
	Und	Precio	Guardias	% Uso	Costo/Gdia	
Casco	pza	37.25	360.0	100%	0.10	
Correa de Barbilla (Barbiquejo) D'Elastico	pza	3.73	90.0	100%	0.04	
Tafilete	pza	14.28	180.0	100%	0.08	
Guantes de cuero	pza	8.00	30.0	100%	0.27	
Guante de Nitrilo de 10"	pza	4.98	15.0	100%	0.33	
Correa portálampara	pza	9.87	360.0	100%	0.03	
Botas de jebe	pza	45.93	90.0	100%	0.51	2.69
Mameluco	pza	46.27	180.0	100%	0.26	
Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	40.70	180.0	100%	0.23	
Cartuchos P-100 contra Polvos	pza	5.69	12.0	100%	0.47	
Retenedor para filtro de alta eficiencia 3M	pza	5.67	90.0	30%	0.02	
Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	19.30	30.0	30%	0.19	
Protector Auditivo tipo Tapon	pza	2.07	30.0	100%	0.07	
Lentes de Seguridad	pza	16.44	180.0	100%	0.09	0.70
I.4 HERRAMIENTAS						
	Vida Util	Consumo	Costo Unit.			
		Por Gdia.	del Recurso			
Combo De 12 Lbs.	180	1	10.17	0.06		
Combo De 8 Lbs.	180	1	8.96	0.05		
Lampa Tipo Cuchara	60	1	5.58	0.09		
Llave Stilson N° 14	60	1	28.43	0.47		
Llave Stilson N° 18	90	1	43.04	0.48		
Pico Minero	60	1	6.03	0.10		
Manguera De 1"	250	25	2.35	0.24		
Manguera De 1/2"	250	25	1.03	0.10		
Broca 45 mm	457.2	176.64	298	115.13	200.19	
Broca 102 mm	457.2	176.64	16.02	6.19		
Barra De Perforacion De 14'	2743.2	176.64	9.15	58.92		
Shank Adapter, Hidrastar 300 R-38	1000	176.64	84.93	15.00		
Acople Tope Central 79994 3655	1000	176.64	10.34	1.83		
Baretilla De Barreno De 6'	60	2	15.00	0.50		
Baretilla De Barreno De 8'	60	2	16.00	0.53		
Barretilla De Aluminio de 1"X10	90	1	45.19	0.50		52.13
I.5. MATERIALES PARA ROTURA						
	Und	cant.	S/x und	S/.		
Dinamita 75%	car	327.00	0.82	268.14		
Semexsa 65%	car	219.00	0.65	142.35		
Exsablock	car	30.00	0.61	18.30		
Cordon Detonante	m	55.00	0.04	2.20	488.71	
Fanel	und.	38.00	1.39	52.82		
Mecha Rapida	m	0.50	1.52	0.76		
Carmex	und.	2	2.07	4.14		127.27
II. COSTOS INDIRECTOS						
2.1 UTILES DE CAMPAMENTO						
		Tar./guard.	S/./tarea	S/.		
Camarote		6.76	0.499	3.373		
2.2 ALIMENTACIÓN						
		Tareas	S/x und	S/.		
Empleados		5.34	18.54	99.00		
Obreros		1.42	13.90	19.74	170.83	
2.3 SERVICIOS						
	N° de guardias	cant.	S/.	S/./guardia		
Transporte de personal camioneta	28.0	6.76	160	38.63		
	28.0	1	10	10.09		44.49
III OTROS						
	%	Soles	S/./guardia			
Gastos Generales	0.1	41.83	41.83			
Imprevistos	0.1	29.28	29.28	133.86		
Utilidad	0.2	62.75	62.75			34.86
Costo Total por Metro de Avance				S/. m		454.26
Costo Total por Disparo				S/.		1744.37



2.6. Control y Análisis de Datos de perforación y Voladura de la Rampa Patrick III

Tabla 34 — Control de Datos de Perforación y Voladura de la Rampa

Control de Datos de Perforación y Voladura de la Rampa															
Datos															
Sección Programada			16.28 m ²												
Densidad del Mineral			2.70 Tn/m ³												
N.º Disparos	N.º Tal. Producción.	N.º Tal. De Alivio	Longitud Perforación (m)	Avance (3.80 m)	Explosivos				Resultados						
					Dinamita Especial 75	Semexsa 65	Exsablock	Total (Kg.)	% de Avance	Volumen Roto (m ³)	Volumen + F.E.	F.C. (Kg. /m ³)	F.C.L. (Kg. /m.l.)	Sección Real (m ²)	Sobre Rotura (%)
												1.19	25		10%
N.º 1	38	8	3.96	3.85	327	219	30	86.35	97.22	69.88	97.83	1.23	22.26	18.15	11.49%
N.º 2	40	8	3.96	3.95	260	380	30	94.40	99.75	72.72	101.81	1.30	23.90	18.41	13.08%
N.º 3	38	8	3.96	3.95	327	219	30	86.35	99.75	71.06	99.48	1.21	21.85	17.99	10.50%
N.º 4	40	8	3.96	3.80	295	266	40	87.42	95.96	69.31	97.04	1.26	23.01	18.24	12.04%
N.º 5	38	8	3.96	3.75	327	219	30	86.35	94.70	67.43	94.40	1.28	23.02	17.98	10.44%
N.º 6	38	8	3.96	3.78	327	219	30	86.35	95.45	68.95	96.53	1.25	22.83	18.24	12.04%
N.º 7	38	8	3.96	3.94	295	266	30	86.52	99.49	71.08	99.51	1.22	21.96	18.04	10.81%
N.º 8	38	8	3.96	3.78	327	219	30	86.35	95.45	67.66	94.73	1.28	22.83	17.90	9.95%
N.º 9	38	8	3.96	3.92	327	219	30	86.35	98.99	70.36	98.51	1.23	22.02	17.95	10.26%
N.º 10	38	8	3.96	3.80	327	219	30	86.35	95.96	68.32	95.65	1.26	22.71	17.98	10.44%
N.º 11	38	8	3.96	3.78	327	219	30	86.35	95.45	68.99	96.58	1.25	22.83	18.25	12.10%
Resultados Promedios				3.85					97.11	69.61	97.46	1.25	22.66	18.10	11.20%



Figura 37 — Control de Longitud de Perforación (Promedio de 3.85 m)

2.7. Análisis de Precios Unitario de Jumbo y Costo de Aceros de Perforación

Los cuales se están detallando en las siguientes tablas 35 y 36 a continuación.

Tabla 35 — Análisis de Precios Unitarios de Perforadora Jumbo

Equipos Trackless	Precio Und S./Hr.	Horas Mínimas	D.M. %	Horas PU Tauro	Horas Servicios Compañía	Horas Comp. HM Compañía	Horas Total del mes
J001 - Jumbo S1D - Rampa	146.29	100	91%	60.05	38.35		139.75
J004 - Jumbo T1D	179.43	100	85%	101.40	21.61	18.34	100.00

Extraído de Administración Mina

El costo de jumbo SID por hora es S/. 146.29, tenemos las horas acumuladas durante el mes es de 139.75 horas en la rampa Patrick de lo cual la valorización mensual es S/. 20 444. 027 de alquiler del equipo.

Tabla 36 — Costo Unitario de Aceros de Perforación

N.º	Acero De Perforación	N.º Tal.	Long. Tal. (Pies)	Pies Perf.	Vida Útil (P.P)	Precio Unitario (S/.)	S/ P.P.	Costo (S/.)
1	Barra R32 - H28- R28x9	459	14	1377	9,000	915	0.102	139.96
2	Broca B R28 X 37 Mm N/P 90505296	459	14	1377	1,500	298	0.199	273.80
3	Coupling Sleeve R38 N/P 7994-3655	459	14	1377	9,000	138	0.015	21.15
4	Shank R38 Hlx5/T D45 L500 N/P 7804-7585-01	459	14	1377	9,000	672	0.075	102.74
Total							S/.	537.67

Se detallan los costos de la barra y broca por pies perforado y los pies perforados acumulados.

3. Acarreo en la Rampa

La construcción de la rampa Patrick III es mecanizado de acuerdo a la sección (4.00 m x 4.50 m) y la gradiente negativa (12%) se cuenta con cuatro equipos, Scoop tram diésel y eléctrico, se detalla en las siguientes tablas 37 y 38.

Tabla 37 — Relación de Equipos de Scoop Tram

N.º	Equipo	Código	Marca	Modelo	Capacidad	Año de Fabricación
1	Scoop tram	T015	Sandvik	LH203 D N°5	2.2 Yd ³	2013
2	Scoop tram	T016	Cat	R1600 G	6.0 Yd ³	2014
3	Scoop tram Elect	T017	Sandvik	LH202E - N°2	1.5 Yd ³	2008
4	Scoop tram Elect	T018	Sandvik	LH202E - N°4	2.2 Yd ³	2014

La extracción de mineral, desmote y acarreo de material se hará con los siguientes equipos dependiendo de las secciones de la labor y la distancia máxima de acarreo se establece dependiendo del equipo.

Tabla 38 — El Uso de Equipo Depende de la Sección y Distancia

N.º	Equipo	Secciones Mínimas de la Labor	Distancia Máxima de Acarreo
1	Scoop de 0.75 yd ³	2.40 m x 2.70 m.	100.00 m
2	Scoop de 2.20 yd ³	2.40 m x 2.70 m.	150.00 m
3	Scoop de 4.20 yd ³	3.00 m x 3.00 m.	200.00 m
4	Scoop de 6.00 yd ³	4.00 m x 4.00 m.	200.00 m



Figura 38 — Proceso de Acarreo de Desmote

3.1. Control de Tiempo y Análisis de la Acarreo en la Rampa Patrick III

Antes de la Optimización

(Ver la Tabla 39 y la Tabla 40)

Tabla 39 — Control de Tiempo de Acarreo de la Rampa

Control de Tiempo Sin Optimizar						
N.º de Viajes	Distancia (m)	Tiempo de Retorno		Tiempo de Ida		Tiempo de Maniobra (Minutos)
		Tiempo (Minutos)	Velocidad (km/h)	Tiempo (Minutos)	Velocidad (km/h)	
1	100.00	1.69	3.55	1.24	4.84	1.00
2	100.00	1.70	3.53	1.26	4.76	1.00
3	100.00	1.75	3.43	1.23	4.88	1.00
4	100.00	1.72	3.49	1.25	4.80	1.00
5	100.00	1.77	3.39	1.27	4.72	1.00
6	100.00	1.74	3.45	1.23	4.88	1.00
7	100.00	1.76	3.40	1.25	4.80	1.00
8	100.00	1.82	3.30	1.25	4.80	1.00
9	100.00	1.75	3.43	1.28	4.69	1.00
10	100.00	1.79	3.35	1.22	4.92	1.00
11	100.00	1.80	3.33	1.26	4.76	1.00
12	100.00	1.76	3.41	1.28	4.69	1.00
13	100.00	1.74	3.45	1.22	4.92	1.00
14	100.00	1.78	3.37	1.24	4.84	1.00
15	100.00	1.74	3.45	1.23	4.88	1.00
16	100.00	1.80	3.33	1.25	4.80	1.00
17	100.00	1.80	3.33	1.25	4.80	1.00
18	100.00	1.83	3.28	1.20	5.00	1.00
19	100.00	1.75	3.43	1.26	4.76	1.00
20	100.00	1.72	3.49	1.20	5.00	1.00
21	100.00	1.76	3.41	1.29	4.65	1.00
22	100.00	1.78	3.37	1.30	4.62	1.00
Promedio		1.76	3.40	1.25	4.80	1.00



Tabla 40 — Control del Acarreo en la Rampa Patrick III Antes de la Optimización

Control del Acarreo en la Rampa Patrick III Antes de la Optimización													
N.º Disparos	Densidad Material (Tn/m ³)	Distancia (m)	Sección		Avance (m)	Capacidad de Lampón (m ³)	Resultados						
			Prog. Labor (m ²)	Sección Real (m ²)			Volumen Roto (m ³)	Volumen + F. E.	Número de Viajes	Rendimiento (m ³ /h)	Tiempo (h)	Velocidad (km/h)	
				3.80								Retorno	Ida
N.º 1	2.70	100.00	16.28	19.19	3.74	4.58	71.77	100.48	21.94	68.35	1.47	3.40	4.80
N.º 2	2.70	103.74	16.28	19.01	3.76	4.58	71.47	100.06	21.85	65.62	1.52	3.40	4.80
N.º 3	2.70	107.50	16.28	19.14	3.80	4.58	72.73	101.82	22.23	64.43	1.58	3.40	4.80
N.º 4	2.70	111.30	16.28	18.92	3.72	4.58	70.39	98.55	21.52	60.24	1.64	3.40	4.80
N.º 5	2.70	115.02	16.28	18.58	3.67	4.58	68.19	95.46	20.84	56.46	1.69	3.40	4.80
N.º 6	2.70	118.69	16.28	18.28	3.76	4.58	68.73	96.22	21.01	55.15	1.74	3.40	4.80
N.º 7	2.70	122.45	16.28	18.92	3.68	4.58	69.64	97.49	21.29	54.16	1.80	3.40	4.80
N.º 8	2.70	126.13	16.28	19.14	3.76	4.58	71.96	100.74	22.00	54.34	1.85	3.40	4.80
N.º 9	2.70	129.89	16.28	18.92	3.77	4.58	71.34	99.88	21.81	52.31	1.91	3.40	4.80
N.º 10	2.70	133.66	16.28	18.71	3.73	4.58	69.78	97.69	21.33	49.72	1.96	3.40	4.80
Promedio				18.88	3.74		70.60	98.84	21.58	58.08	1.72	3.40	4.80

3.1.1. Características de la Rampa Antes de la Optimización

La toma de datos se realizó mediante el control de tiempos para el acarreo se en campo.

Sección: 19.19 m²

Avance: 3.74 m

Factor de esponjamiento: 40 %

Distancia: 100 m

Capacidad del equipo LHD = 6 yd³ (4.58 m³).

Cálculos para el Acarreo

a. Volumen del Material

$$V = S * L_p$$

Donde:

S: Área

L_p: longitud de avance

$$V = 19.19 * 3.74 \text{ m}^3$$

$$V = 71.77 \text{ m}^3$$

b. Volumen de Esponjamiento

$$V_e = V + V * F_e$$

Donde:

V: Volumen de material

F_e: Longitud de avance

$$V_e = 71.77 + 71.77 * 0.4$$

$$V_e = 100.478 \text{ m}^3$$

c. Velocidad del LHD

Velocidad de retorno con carga: 3.4 km/h

Velocidad de ida sin carga: 4.8 km/h

d. Cálculo de Tiempo

- Cálculo de Tiempo de Retorno con Carga Tr.

$$T_r = \frac{D}{V_r}$$

Donde:

Tr: Tiempo de retorno con carga

D: Distancia recorrida en km

Vr: Velocidad recorrida con carga



$$Tr = \frac{0.10 \text{ km}}{3.4 \text{ km/h}}$$

$$Tr = 1.76 \text{ min}$$

• **Cálculo de Tiempo de Ida Sin Carga Ti.**

$$Ti = \frac{D}{Vi}$$

Donde:

Ti: Tiempo de ida sin carga

D: Distancia recorrido en km

Vi: Velocidad recorrida sin carga

$$Ti = \frac{0.10 \text{ km}}{4.8 \text{ km/h}}$$

$$Ti = 1.25 \text{ min}$$

• **Calculo para Maniobras Totales**

Se tomo dato en ínsito que es 1 minuto.

e. Ciclo de Acarreo

$$Ca = Ti + Tr + Tm$$

$$Ca = 1.76 \text{ min} + 1.25 \text{ min} + 1 \text{ min}$$

$$Ca = 4.01 \text{ min}$$

f. Calculo para Número de Ciclos

$$Nc = \frac{Ve}{CS}$$

Donde:

Nc: Número de ciclos

Ve: Volumen esponjado m³

CS: Capacidad del lampón

$$Nc = \frac{100.478 \text{ m}^3}{4.58 \text{ m}^3}$$

$$Nc = 21.93 = 22 \text{ ciclos}$$

g. Cálculo de Tiempo total de Acarreo

$$TI = Nc * Ca$$

Donde:

TI.: Tiempo total de acarreo

Nc: Número de ciclos

Ca: Ciclo total de acarreo

$$TI = 22 * 4.01$$



$$TI = 88.22 \text{ min}$$

$$TI = 1.47 \text{ h}$$

h. Rendimiento para el Equipo

$$Rs = \frac{Ve}{TI}$$

Donde:

TI.: Tiempo total de acarreo

Ve: Volumen esponjado m³

$$Rs = \frac{100.478 \text{ m}^3}{1.47 \text{ h}}$$

$$Rs = 68.352 \text{ m}^3/\text{h}$$



Tabla 41 — Costos por m³ de Acarreo Antes de la Optimización

I PARAMETROS							
1.1	Unidad de medida	m ³	(Metro cubico)	1.09	Ancho de Labor	4.00	m
1.2	Long-Barra	14	pies 4.20 m.	1.10	Altura de Labor	4.50	m
1.3	Tipo de material	Desmante		1.11	m3 por Disparo	71.77	m ³
1.4	Incluye	Equipos, Limpieza hasta los 100 m.		1.12	Toneladas por disparo	193.78	Tn/Disp.
1.5	Horas por guardia :	9.00	Hr / guardia	1.13	m ³ /Disparo+Espojamineto	100.9	
1.6	Densidad promedio	2.70	ton / m ²	1.14	Equipo Limpieza	Pala Neumatica	
1.7	Avance x Disparo	3.85	m	1.15	Rendimiento de la pala	68.65	m ³ /Hr.
1.8	Sobrerotura	10%		1.16	Tipo de cambio	3.39	S./
II COSTOS DIRECTOS							
2.1 MANO DE OBRA							
		Jornal S/.	Cant.trab	N° labores	Tareas	BB.SS.	S/.tarea S/ x m ³
	Operador de Scoop	1 77.15	1	1.0	1.40	115.41%	89.04
					1.40		89.04 0.88
	Supervisión	Sueldo S/.					
	Ing. Residente	10466	1	50.0	0.02	94.12%	22.32
	Ing. de Seguridad	7099	1	50.0	0.02	94.12%	17.86
	Ing. Jefe de Guardia	7099	1	15.0	0.07	94.12%	25.18
	Capataz	2500	1	10.0	0.10	94.12%	10.30
					1.23		75.66 0.75
	Administración y Apoyo						
	Administrador	1 4086	1	50.0	0.02	94.12%	5.29
	Asistenta social	1 3266	1	50.0	0.02	94.12%	4.23
	Mecánico	1 1906.5	1	25.0	0.04	137.41%	6.04
	Chofer	1 1795	1	25.0	0.04	137.41%	5.68
	Lamparero	1 2690.5	1	25.0	0.04	137.41%	8.52
	Personal apoyo-Logística	0.2 1906.5	1	50.0	0.02	137.41%	0.60
					0.33		30.35 0.30
2.2 LIMPIEZA							
				Und	Horas	S/.x und	S/.
	Scoop 6.00 Yd ³			m	1.47	157.44	231.44
							231.44 2.29
2.3 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
		Und	Precio	Guardias		% Uso	Costo/Gdia
	Casco	pza	37.25	360.0		100%	0.10
	Correa de Barbilla (Barbiquejo) D'Elastico	pza	3.73	90.0		100%	0.04
	Tafilete	pza	14.28	180.0		100%	0.08
	Guantes de cuero	pza	8.00	30.0		100%	0.27
	Guante de Nitrilo de 10"	pza	4.98	15.0		100%	0.33
	Correa portalámpara	pza	9.87	360.0		100%	0.03
	Botas de jebe	pza	45.93	90.0		100%	0.51
	Mameluco	pza	46.27	180.0		100%	0.26
	Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	40.70	180.0		100%	0.23
	Cartuchos P-100 contra Polvos	pza	5.69	12.0		100%	0.47
	Retenedor para filtro de alta eficiencia 3M	pza	5.67	90.0		30%	0.02
	Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	19.30	30.0		30%	0.19
	Protector Auditivo tipo Tapon	pza	2.07	30.0		100%	0.07
	Lentes de Seguridad	pza	16.44	180.0		100%	0.09
							2.69 0.03
III COSTOS DIRECTOS							
				%	Soles	S/.guardia	S/ x m ³
	Gastos Generales			10%	0.43	0.43	
	Imprevistos			6%	0.26	0.26	
	Utilidad			15%	0.64	0.64	
						1.32	0.34
	Costo Total (directo + indirecto)					S/ x m ³	4.60
	Costo Total por Disparo					S/	463.74



3.1.2. Características de la Rampa Optimizado

La toma de datos se realizó mediante el control de tiempos para el acarreo se tomó los datos en in-situ.

Sección: 17.90 m²

Avance: 3.85 m

Factor de esponjamiento: 40 %

Distancia: 100 m

Capacidad del equipo LHD = 6 yd³(4.58 m³)

Cálculos para el Acarreo Optimizado

a. Volumen del Material

$$V = S * L_p$$

Donde:

S: Área

L_p: Longitud de avance

$$V = 17.90 * 3.85 \text{ m}^3$$

$$V = 68.915 \text{ m}^3$$

b. Volumen de Esponjamiento

$$V_e = V + V * F_e$$

$$V_e = 68.915 + 68.915 * 0.4$$

$$V_e = 96.481 \text{ m}^3$$

c. Velocidad del LHD

Velocidad de retorno con carga: 4.4 km/h

Velocidad de ida sin carga: 5.6 km/h

d. Cálculo de Tiempo

• Cálculo de Tiempo de Retorno con Carga Tr.

$$T_r = \frac{D}{V_r}$$

$$T_r = \frac{0.10 \text{ km}}{4.4 \text{ km/h}}$$

$$T_r = 1.36 \text{ min}$$

• Cálculo de Tiempo de Ida Sin Carga Ti.

$$T_i = \frac{D}{V_i}$$

$$T_i = \frac{0.10 \text{ km}}{5.6 \text{ km/h}}$$



$$T_i = 1.07 \text{ min}$$

• **Calculo para Maniobras Totales**

Se tomo dato en ínsito que es 1 minuto.

e. Ciclo de Acarreo

$$C_a = T_i + T_r + T_m$$

$$C_a = 1.36 \text{ min} + 1.07 \text{ min} + 1 \text{ min}$$

$$C_a = 3.43 \text{ min}$$

f. Calculo para Número de Ciclos

$$N_c = \frac{V_e}{CS}$$

$$N_c = \frac{96.481 \text{ m}^3}{4.58 \text{ m}^3}$$

$$N_c = 21.06 = 21 \text{ ciclos}$$

g. Cálculo de Tiempo Total de Acarreo

$$T_I = N_c * C_a$$

$$T_I = 21 * 3.43 \text{ min}$$

$$T_I = 72.03 \text{ min}$$

$$T_I = 1.201 \text{ h}$$

h. Rendimiento para el Equipo

$$R_s = \frac{V_e}{T_I}$$

$$R_s = \frac{96.481 \text{ m}^3}{1.201 \text{ h}}$$

$$R_s = 80.33 \text{ m}^3/\text{h}$$



Tabla 42 — Análisis de Costos Optimizados por m³ de Acarreo

I PARAMETROS							
1.1	Unidad de medida	m ³	(Metro cubico)	1.09	Ancho de Labor	4.00	m
1.2	Long- Barra	14	pies 4.20 m.	1.10	Altura de Labor	4.50	m
1.3	Tipo de material	Desmante		1.11	m ³ por Disparo	68.92	m ³
1.4	Incluye	Equipos, Limpieza hasta los 100 m.		1.12	Toneladas por disparo	186.07	Tn/Disp.
1.5	Horas por guardia	9.00	Hr / guardia	1.13	m ³ /Disparo+Espojamineto	96.5	
1.6	Densidad promedio	2.70	ton / m ²	1.14	Equipo Limpieza	Pala Neumatica	
1.7	Avance x Disparo	3.80	m	1.15	Rendimiento de la pala	80.33	m ³ /Hr.
1.8	Sobrerotura	10%		1.16	Tipo de cambio	3.39	S./\$
II COSTOS DIRECTOS							
2.1 MANO DE OBRA							
		Jornal S/.	Cant.trab	N° labores	Tareas	BB.SS.	S/.tarea S/ x m ³
	Operador de Scoop	1 77.15	1	1.0	1.33	115.41%	89.04
					1.33		89.04 0.92
	Supervisión	Sueldo S/.					
	Ing. Residente	10466	1	50.0	0.02	94.12%	22.32
	Ing. de Seguridad	7099	1	50.0	0.02	94.12%	17.86
	Ing. Jefe de Guardia	7099	1	15.0	0.07	94.12%	25.18
	Capataz	2500	1	10.0	0.10	94.12%	10.30
					1.23		75.66 0.78
	Administración y Apoyo						
	Administrador	1 4086	1	50.0	0.02	94.12%	5.29
	Asistenta social	1 3266	1	50.0	0.02	94.12%	4.23
	Mecánico	1 1906.5	1	25.0	0.04	137.41%	6.04
	Chofer	1 1795	1	25.0	0.04	137.41%	5.68
	Lamparero	1 2690.5	1	25.0	0.04	137.41%	8.52
	Personal apoyo-Logística	0.2 1906.5	1	50.0	0.02	137.41%	0.60
					0.33		30.35 0.31
2.2 LIMPIEZA							
				Und	Horas	S/.x und	S/.
	Scoop 6.00 Yd ³			m	1.20	157.44	189.09
							189.09 1.96
2.3 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD							
		Und	Precio	Guardias		% Uso	Costo/Gdia
	Casco	pza	37.25	360.0		100%	0.10
	Correa de Barbilla (Barbiquejo) D'Elastico	pza	3.73	90.0		100%	0.04
	Tafilete	pza	14.28	180.0		100%	0.08
	Guantes de cuero	pza	8.00	30.0		100%	0.27
	Guante de Nitrilo de 10"	pza	4.98	15.0		100%	0.33
	Correa portálampara	pza	9.87	360.0		100%	0.03
	Botas de jebe	pza	45.93	90.0		100%	0.51
	Mameluco	pza	46.27	180.0		100%	0.26
	Respirador Media Cara de Silicona 3M	pza	40.70	180.0		100%	0.23
	Cartuchos P-100 contra Polvos	pza	5.69	12.0		100%	0.47
	Retenedor para filtro de alta eficiencia 3M	pza	5.67	90.0		30%	0.02
	Cartuchos contra Gases y vapores organicos	pza	19.30	30.0		30%	0.19
	Protector Auditivo tipo Tapon	pza	2.07	30.0		100%	0.07
	Lentes de Seguridad	pza	16.44	180.0		100%	0.09
							2.69 0.03
							4.01
III COSTOS DIRECTOS							
				%	Soles	S/.guardia	S/ x m ³
	Gastos Generales			10%	0.40	0.40	
	Imprevistos			6%	0.24	0.24	
	Utilidad			15%	0.60	0.60	
							1.24 0.01
	Costo Total(directo + indirecto)					S/ x m ³	4.02
	Costo Total por Disparo					S/	388.07



3.2. Control de Tiempo y Resultados de Acarreo en la Rampa Patrick III Optimizado

(Ver las Sigüientes Tabla 43 y Tabla 44)

Tabla 43 — Control de Tiempo Optimizado

Control de Tiempo Optimizado						
N.º de Viajes	Distancia (m)	Tiempo de Retorno		Tiempo de Ida		Tiempo de Maniobra
		Tiempo (minutos)	Velocidad (km/h)	Tiempo (minutos)	Velocidad (km/h)	
1	100.00	1.34	4.48	1.03	5.83	1.00
2	100.00	1.36	4.41	1.11	5.41	1.00
3	100.00	1.35	4.44	1.06	5.66	1.00
4	100.00	1.37	4.38	1.15	5.22	1.00
5	100.00	1.35	4.44	1.12	5.36	1.00
6	100.00	1.28	4.69	1.02	5.88	1.00
7	100.00	1.36	4.41	1.07	5.61	1.00
8	100.00	1.37	4.38	1.00	6.00	1.00
9	100.00	1.40	4.29	1.10	5.45	1.00
10	100.00	1.36	4.41	1.14	5.26	1.00
11	100.00	1.34	4.48	1.12	5.36	1.00
12	100.00	1.35	4.44	1.09	5.50	1.00
13	100.00	1.38	4.35	1.04	5.77	1.00
14	100.00	1.36	4.41	1.00	6.00	1.00
15	100.00	1.39	4.32	1.13	5.31	1.00
16	100.00	1.36	4.41	1.07	5.61	1.00
17	100.00	1.38	4.35	1.02	5.88	1.00
18	100.00	1.37	4.38	1.00	6.00	1.00
19	100.00	1.38	4.35	1.11	5.41	1.00
20	100.00	1.39	4.32	1.13	5.31	1.00
21	100.00	1.38	4.35	1.06	5.66	1.00
Promedio		1.36	4.40	1.07	5.60	1.00



Tabla 44 — Control de la Rampa Patrick III Optimizado

Control de la Rampa Patrick III Optimizado												
Sección Programada (m²)					16.28							
Densidad del Material (Tn/m³)					2.7							
N.º de Disparos	Distancia (m)	Sección Programada (m ²)	Sección Real (m ²)	Avance (m)	Capacidad de la Pala (m ³)	Resultados						
						Volumen Roto (m ³)	Volumen + F. E	Número de Viajes	Rendimiento (m ³ /h)	Tiempo (h)	Velocidad (km/h)	
											Retorno	Ida
N.º 1	133.66	16.28	18.15	3.85	4.58	69.88	97.83	21.36	81.46	1.20	4.40	5.60
N.º 2	137.51	16.28	18.41	3.95	4.58	72.72	101.81	22.23	82.40	1.24	4.40	5.60
N.º 3	141.46	16.28	17.99	3.95	4.58	71.06	99.48	21.72	78.27	1.27	4.40	5.60
N.º 4	145.41	16.28	18.24	3.8	4.58	69.31	97.04	21.19	74.27	1.31	4.40	5.60
N.º 5	149.21	16.28	17.98	3.75	4.58	67.43	94.40	20.61	70.41	1.34	4.40	5.60
N.º 6	152.96	16.28	18.24	3.78	4.58	68.95	96.53	21.08	70.23	1.37	4.40	5.60
N.º 7	156.74	16.28	18.04	3.94	4.58	71.08	99.51	21.73	70.65	1.41	4.40	5.60
N.º 8	160.68	16.28	17.9	3.78	4.58	67.66	94.73	20.68	65.61	1.44	4.40	5.60
N.º 9	164.46	16.28	17.95	3.92	4.58	70.36	98.51	21.51	66.66	1.48	4.40	5.60
N.º 10	168.38	16.28	17.98	3.80	4.58	68.32	95.65	20.89	63.22	1.51	4.40	5.60
N.º 11	172.18	16.28	18.25	3.78	4.58	68.99	96.58	21.09	62.42	1.55	4.40	5.60
Promedios			18.10	3.85		69.61	97.46	21.28	71.42	1.37	4.40	5.60

3.3. Análisis de Horas Cumplidas, Disponibilidad y Costo por Hora

Se detallan a continuación en las siguientes tablas 45, 46, 47. el análisis del scoop para el acarreo.

Tabla 45 — Horas Cumplidas por Día y la Disponibilidad

Equipos	Horas Trabajadas	Horas Trabajadas/Día	Disponibilidad Mecánica	% Utilización
Scoop Diésel (T-15)	218.60	9.50	84%	84%
Scoop Diésel (T-16)	197.00	8.57	89%	82%
Scoop Eléctrico (T-17)	73.50	3.20	91%	35%
Scoop Eléctrico (T-19)	54.20	2.36	48%	32%

Tabla 46 — Horas Cumplidas por Guardia y Consumo de Combustible

Equipos	Horas Trabajadas	Horas Trabajadas/Guardia	Consumo Combust.	Gls/Hora
Scoop Diésel (T-15)	218.60	4.75	292.00	1.34
Scoop Diésel (T-16)	197.00	4.28	530.10	2.69
Scoop Eléctrico (T-17)	73.50	1.60	0.00	-
Scoop Eléctrico (T-19)	54.20	1.18	58.10	1.07

Tabla 47 — Análisis de Precio Unitario por Hora de los Equipos

Equipos Trackless	Precio Und\$/Hr.	Horas Mínimas	D.M. %	Horas PU Tauro	Horas PU Contratas	Horas Servicios Contrata	Horas Servicios Compañía	Horas Comp. HM Compañía	Horas mes a Considerar
Scoop T016 CAT- 6 yd ³	157.44	250	93%	16.18			322.62		338.80
Scoop T015 - 2.2 yd ³	90.48	200	94%	84.63			271.07		355.70
Scoop T019 - 2.2 yd ³	40.27	150	94%		23.17	68.23		58.60	150.00
Scoop T017- 1.5 yd ³	52.62	150	90%			78.20		71.80	150.00

El costo por mes del Scoop T016 - CAT- 6 yd³ Es las horas acumuladas por precio de alquiler por hora que es S/. 53 340.672 por mes.

4. Sostenimiento

Los tipos de sostenimiento utilizados en la construcción de la rampa son los siguientes, pernos Helicoidales Split Set, Mallas Electrosoldadas, Cimbras y



Shotcrete, según corresponda al tipo de terreno que se presenta en el avance de la rampa, a continuación, se detallaremos costos de sostenimiento de cimbras y shotcrete.

Determinación del Costo de Sostenimiento con Shotcrete por m²

Para la construcción de la Rampa Patrick III, se utilizó Shotcrete vía húmeda y en ocasiones se utiliza Shotcrete Vía Seca de acuerdo a las dimensiones de las labores, el análisis de costos de sostenimiento con shotcrete se muestra en las siguientes tablas 48, 49, 50, 51.

a. Análisis de Costo de Shotcrete Vía Seca por m²

La contrata Minera Tauro S.A.C., realiza el sostenimiento con Shotcrete a todo costo, ya este método es la más utilizada en la empresa en labores de pequeñas dimensiones como son las galerías, cruceros, bay pass, etc., continuación se detallan los precios unitarios del sostenimiento en las tablas 48 y 49.

Tabla 48 — Análisis de Precio Unitario de Shotcrete de 1” Vía Seca por m²

Labor promedio:				Resistencia a la compresión		
Ancho:	4.00	m	> 200 Kg/cm ²			
Alto:	4.50	m	Para 1 m ³ de mezcla de shotcrete			
Perímetro:	13.00	m	Cemento	10	Bolsas	
Avance:	3.80	m	Aditivo o Acelerante	23	Kg.	
Área shotcretada pagada	49.40	m ²	Fibra	30	Kg.	
Rendimiento por guardia	49.40	m ²	Arena	0.84	m ³	
1.00 Pulgadas	0.0254	m				
% de Rugosidad	27.00%		Rendimiento (m ² /m ³):			18.51
Perímetro con rugosidad:	16.51		Mezcla de shotcrete colocado			2.02 m ³
Avance con rugosidad:	4.83		% de Rebote			31.89%
Are shotcretada:	79.68	m ²	Mezcla de shotcrete requerido			2.67 m ³

Ítem	Descripción	Unid.	Cant. (Persona)	Rend.	Costo Unit. S./Unidad	Costo Parcial S./	Costo Total S./m ²
1	Costo Directo						
1.1	Mano de Obra		5.63			341.04	6.90
	Maestro shotcretero	Gdia	1.00	1.13	65.55	73.74	
	Maestro shotcretero	Gdia	1.00	1.13	65.55	73.74	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
1.2	Materiales e insumos					1,416.42	28.67
	Aditivo Acelerante	KG		62.62	3.67	229.81	
	Cemento	BLS		26.69	28.56	762.32	
	Dramix	KG		80.08	5.02	401.98	
	Calibradores	PZA		79.68	0.28	22.31	



1.3	Herramientas y EPP				104.44	2.11
	Implementos de Seguridad	Gdia	5.00	10.93	54.65	
	Herramientas	Gdia	5.00	9.72	48.61	
	Lámparas Mineras	Gdia	5.00	0.24	1.18	
Sub Total Costo Directo (S/. /m ²)						37.69
2	Costo Indirecto					
	Artículos de dormir		5.63	0.499		2.81
	Medicinas		2%			0.75
	Utilidad Costo Directo		10%			3.77
Sub Total Costo Indirecto (S/. /m ²)						7.33
Costo Total (S/. /m ²)						45.02

Tabla 49 — Resumen de Costo Unitario de Shotcrete Vía Seca

Material	Unidad	Cantidad	Precio / m ² (S/)	Área / pagar (S/)	Precio /disparo (S/)
Shotcrete 1”	m ²	1	45.02	49.40	2223.988
Shotcrete 1.5”	m ²	1	60.82	49.40	3004.508
Shotcrete 2”	m ²	1	73.63	49.40	3637.322

Para mejor apreciación ver el Anexo N.º 05, Valorización Mensual Shotcrete MARSA.



Figura 39 — Ocmer y el Proceso de Sostenimiento con Shotcrete

b. Análisis de Costo de Shotcrete Vía Húmeda por m²

La contrata Minera Tauro S.A.C., realiza el sostenimiento con Shotcrete a todo costo, como se detallan en las siguientes tablas 50 y 51.

Tabla 50 — Análisis de Precio Unitario de Shotcrete 1” Vía Húmeda

Labor promedio:				Resistencia a la compresión	
	Ancho:	4.20	m	> 200 Kg/cm ²	
	Alto:	4.60	m	Para 1 m ³ de mezcla de shotcrete	
	Perímetro:	13.40	m	Cemento	10 Bolsas
	Avance:	3.80	m	Aditivo o Acelerante	23 Kg.
Área shotcretada pagada		50.92	m ²	Fibra	30 Kg.
Rendimiento por guardia		44.22	m ²	Plastificante	6.6 Kg.
1.00 Pulgadas		0.0254	m	Arena	0.84 m ³
% de Rugosidad		27.00%		Rendimiento (m ² /m ³)	
Perímetro con rugosidad		17.02			18.51
Avance con rugosidad		4.19		El Equipo lanzador de concreto y el Mixer con sus respectivos operadores serán pagados por hora de equipos trabajados.	
Are shotcretada		71.32	m ²		
Mezcla de shotcrete colocado		1.81	m ³		
% de Rebote		31.89%			
Mezcla de shotcrete requerido		2.39	m ³	La arena lo proporciona la Compañía.	

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad (Personas)	Rend.	Costo Unit. S./Unid	Costo Parcial S./	Costo Total S./m ²
1	Costo Directo						
1.1	Mano de Obra		5.63			341.04	8.88
	Maestro shotcretero	Gdia	1.00	1.13	65.55	73.74	
	Maestro shotcretero	Gdia	1.00	1.13	65.55	73.74	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
	Ayudante shotcretero	Gdia	1.00	1.13	57.35	64.52	
1.2	Materiales e insumos					1,229.75	32.02
	Aditivo Acelerante	KG		48.68	3.67	178.64	
	Cemento	BLS		20.75	28.56	592.57	
	Dramix	KG		62.25	5.02	312.47	
	Plastificante	KG		13.69	9.40	128.72	
	Calibradores	PZA		61.94	0.28	17.34	
1.3	Herramientas y EPP					104.44	2.72
	Implementos de Seguridad	Gdia	5.00		10.93	54.65	
	Herramientas	Gdia	5.00		9.72	48.61	
	Lámparas Mineras	Gdia	5.00		0.24	1.18	
	Sub Total Costo Directo (S./m²)						43.63
2	Costo Indirecto						
	Artículos de dormir		5.63		0.499		2.81
	Medicinas		2%				0.87
	Utilidad		10%				4.36
	Sub Total Costo Indirecto (S./m²)						8.04
	Costo Total (S./m²)						51.67



Tabla 51 — Resumen de Costo Unitario de Shotcrete Vía Húmeda

Material	Unidad	Cantidad	Precio / m ² (S/)	Área /pagar (S/)	Precio /disparo (S/)
Shotcrete 1”	m ²	1	51.67	38.40	1984.128
Shotcrete 1.5”	m ²	1	67.64	38.40	2597.376
Shotcrete 2”	m ²	1	87.03	38.40	3341.952

Para mejor apreciación ver el Anexo N.º 05 Valorización Mensual Shotcrete MARSA.

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Costos Operativos en la Construcción de la Rampa Patrick III

Los costos de las operaciones unitarias son todos aquellos que están directamente involucrados en la construcción de la rampa Patrick III y estos comprenden las operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, sostenimiento, la excavación, el acarreo, y el costo de mano de obra.

La modalidad de la ejecución por la parte de la contrata Minera Tauro S.A.C. “es compartido”, significa que la contrata pondrá sus equipos, materiales y personal, pero algunas actividades son realizadas directamente por la compañía que involucran materias, equipos y personal etc.

5.1.1 Costo/día de Mano de Obra

Los salarios de mano de obra están en función al área de costos para los ingenieros, supervisor, operadores de equipos, maestro, ayudante y peón es el mínimo de acuerdo a ley, pero además cuentas con los incentivos por el número de disparos realizados durante el mes, gratificaciones entre otras.

Los costos de mano de obra del personal para la construcción de la rampa Patrick III en la profundización, se detallan a continuación los salarios por día, en la siguiente tabla 52 para el personal y tabla 53 el salario de los operadores de equipos.

Tabla 52 — Costos de Mano de Obra / día del Personal

Jornal Personal Obrero Mina 2019		
Categoría		Jornal S/. / día
Ingeniero de Guardia		S/. 198.88
Supervisor		S/.79.22
Maestro Operación 1		S/. 63.65
Maestro Operación 2		S/. 61.65
Maestro Servicio 1		S/. 61.65
Maestro Servicio 2		S/. 59.45
Ayudante 1		S/. 55.45
Ayudante 2	Jornal 1	S/. 54.45
Peón Mina	Jornal 1	S/. 52.75

Tabla 53 — Costos de Mano de Obra / día del Personal Operador de Equipos

Personal Operador de Equipos 2019	
Cargo	Jornal S/. / día
Operador de Jumbo	S/. 89.05
Operador de Bolter	S/. 89.05
Operador de Scoop 4 yd ³ A 6 yd ³	S/. 79.05
Operador de Scoop 2.2yd ³	S/. 75.55
Operador de Scoop 1.5 yd ³	S/. 71.55
Operador de Lanzador de Shotcrete	S/. 76.55
Operador de Mixer	S/. 76.55
Operador de Scissor	S/. 71.55

De acuerdo al área de costos el sueldo de los maestros, ayudantes, operadores es el mínimo de acuerdo a la ley, pero sin embargo cuentan con los incentivos por disparos realizados durante el mes y sobre horas trabajadas por el cual no permite definir la cantidad de pago por mes que se les da a sus trabajadores.

5.1.2 Perforación y Voladura

a. Resultados Comparativos de la Voladura

Carga Explosiva Anterior

En la voladura anterior se utilizó los siguientes explosivos gelatina 75% para los arranques, ayuda de arranque y arrastres, semexsa 65% para los demás taladros y exsablock para corona y de más accesorios, generando costo en los explosivos y asesorías era de S/. 569.73 soles por disparo, debido por la mala distribución de los taladros, que no son adecuado al tipo de roca que se presenta en el avance de la rampa por lo cual mayor cantidad de carga explosiva en el carguío, como se muestra en la siguiente tabla 54. La cantidad de accesorios (unidad) y explosivos (kg y cartuchos) utilizados por disparo.

Carga Explosiva Optimizada

Según las características geomecánicas y geologías del macizo rocoso se ha se utilizó explosivos gelatina 75% para los arranques, ayuda de arranque y arrastres, semexsa 65% para los demás taladros y exsablock para corona y de más accesorios, como se muestra en las tablas 54, 55, 56 y comparación entre la carga explosiva antes (costo de S/. 569.73 soles de explosivos y accesorios) y después

de la optimización (costo de S/. 488.36 soles de explosivos y accesorios), como se muestra en la figura 40, 41, 42 y 43.

Tabla 54 — Análisis de Explosivos y Accesorios de Voladura

Análisis de Explosivos y Accesorios de Voladura			
Cantidad de explosivos	Unidad	Anterior	Optimizada
Semexsa 75%	Cart.	357	327
Semexsa 65%	Cart.	290	219
Exsablock	Cart.	40	30
Fanel	Und.	41	38
Mecha rápida	m	0.50	0.5
Kg/disparo	Kg	101.108	86.357
Factor de carga	kg/m	26.76	19.89

Análisis de Explosivos y Accesorios de Voladura

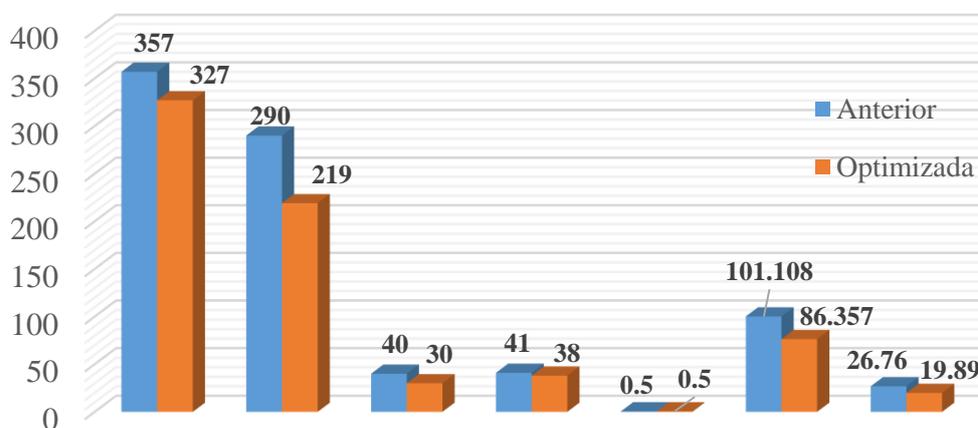


Figura 40 — Análisis Comparativo de Explosivos y Accesorios de Voladura



Tabla 55 — Comparación de Voladura Anterior y Después

Ítem	N.º De Cartuchos /Tal.		Explosivos Kg		Diferencia
	Antes	Después	Antes	Después	Explosivos Kg
Arranque	19	17	23.956	21.526	2.430
Ayuda de arranque	18	16	25.990	23.212	2.777
Producción	17	15	8.826	3.923	4.903
Cuadradores	15	14	11.769	7.356	4.413
Ayuda de arrastres	16	15	4.168	5.884	-1.716
Arrastres	16	16	14.508	14.508	0
Ayuda de corona	16	13	6.252	5.149	1.102
Coronas	8	6	4.228	3.326	0.902
Cuneta	11	11	1.471	1.471	0
Total			101.108	86.357	14.744

Comparación de Carga Explosiva Kg

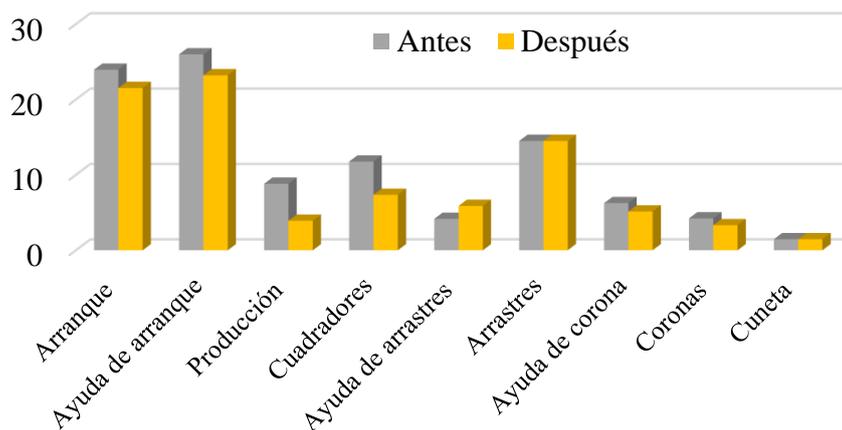


Figura 41 — Comparación de Carga Explosiva Kg

Se puede observar una diferencia entre la cantidad de carga explosiva utilizada antes (101.108 kg) y después de la optimización (86.357 kg) con una reducción de 14.744 kg, por lo tanto, con una reducción los costos de explosivos y asesorías en S/. 81.37 soles por disparo.



Comparación de Numero de Cartuchos por Taladro

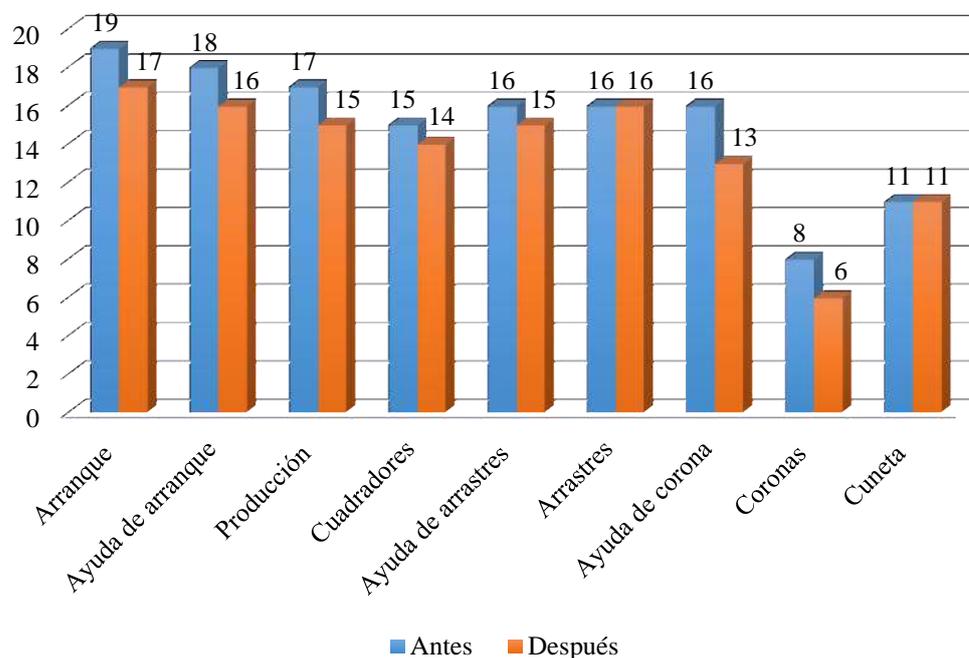


Figura 42 — Comparación de Numero de Cartuchos por Taladro

Kilogramo de Explosivo por Disparo

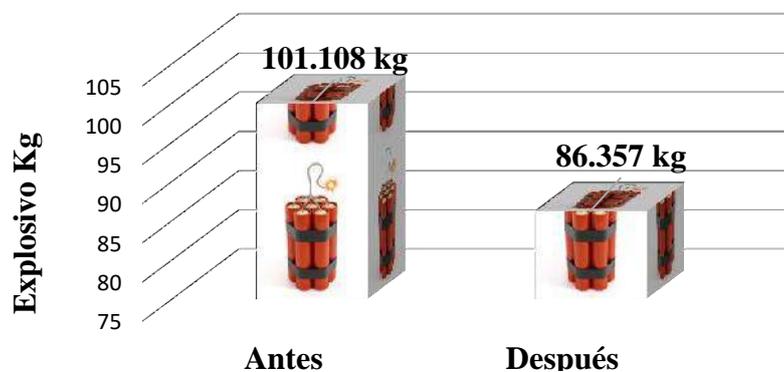


Figura 43 — Análisis de Explosivo Usado en la Voladura

Tabla 56 — Resultado de Costos de Explosivos y Accesorios de Voladura por Disparo

Descripción	Costo por disparo		Diferencia (S/.)
	Anterior (S/.)	Optimizado (S/.)	
Explosivos	505.64	428.44	77.20
Accesorios de voladura	64.09	59.92	4.17
Total	569.73	488.36	81.37



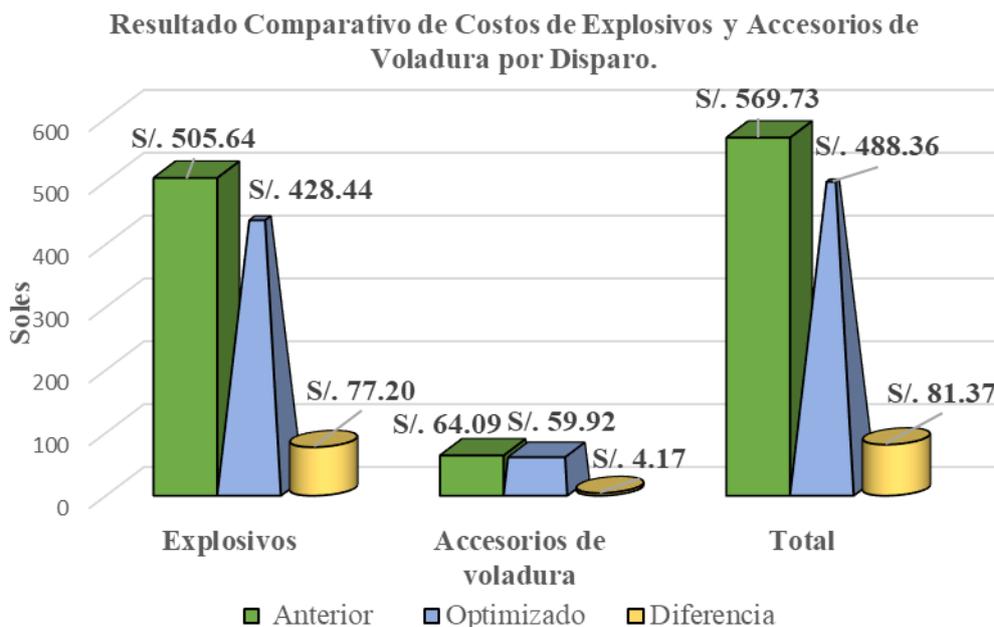


Figura 44 — Comparación de Costo de Explosivos y Accesorios Antes y Después de la Optimización

b. Costos de Perforación y Voladura Anterior

En la perforación y voladura anterior se observa que los costos de perforación y voladura son muy elevados a causa de falta de control de los estándares de perforación que no cumplen con las características del macizo rocoso, por lo cual se utilizaba mucha carga explosiva en el carguío de los taladros y por falta de control del supervisor de perforación y voladura, teniendo como consecuencia mala fragmentación y sobre rotura de la roca esto afecta directamente en el ciclo de extracción de desmonte y esto repercute en los costos operacional de perforación y voladura era de S/.540.68 por metro lineal de avance y el costo por disparo era de S/.2022.14 en la construcción de la rampa Patrick III.

c. Costos de Perforación y Voladura Optimizada

Teniendo los costos de perforación y voladura de antes y después de la optimización, se ha obtenido una reducción en los costos de perforación, carga explosivos, mano de obra, equipos y aceros, un rendimiento de avance óptimo en la rampa Patrick III en el nivel 2270 a 2220 de la empresa minera MARSA se ha reducido los costos de perforación y voladura a S/. 86.42 por metro de avance y por disparo es de S/. 277.78 en la construcción de la rampa Patrick III y la comparación de la perforación y voladura, entes y después de la optimización que se muestra en las tablas 57, 58, 59 y en las figuras 45, 46, 47.



Tabla 57 — Comparación de Numero de Taladros Anterior y Después

	Numero de taladros		Diferencia Taladros
	Antes	Después	
Alivio	8	8	0
Arranque	7	7	0
Ayuda de arranque	8	8	0
Producción	4	2	2
Cuadradores	6	4	2
Ayuda de arrastres	2	3	-1
Arrastres	5	5	0
Ayuda de corona	3	3	0
Coronas	5	5	0
Cuneta	1	1	0
Total	49	46	3

Resultado Comparativo de Distribucion de Taladro

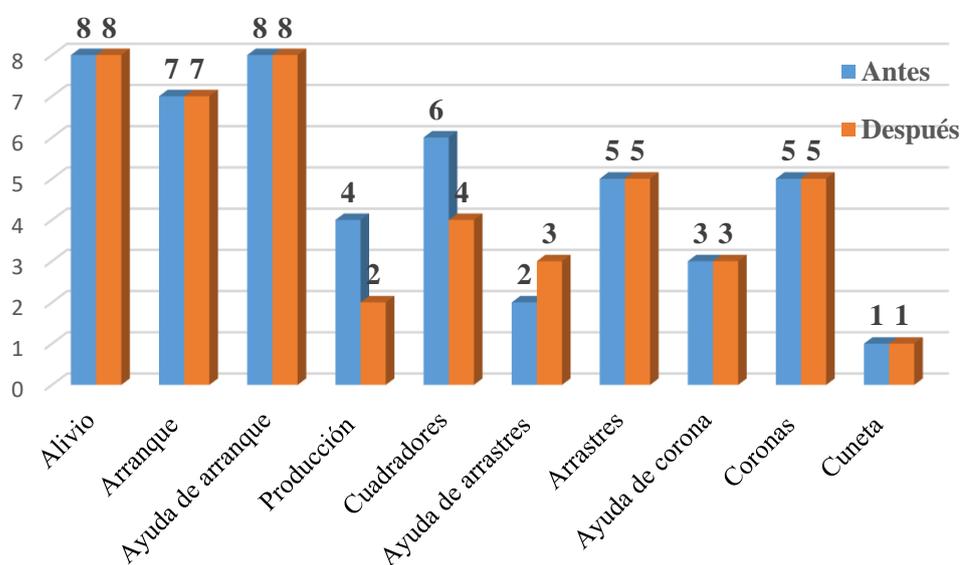


Figura 45 — Resultado Comparativo de Distribución de Taladros

Tabla 58 — Comparación de la Perforación y Voladura Antes y Después

Comparación de la p & v antes y después				
Ítem	Antes	Después	Diferencia	Unidad
Taladros perforados	49	46	3	Tal
Taladros cargados	41	38	3	Tal
Carmex	2	2	0	Und.
Mecha rápida	0.50	0.50	0	m
Fanel	41	38	3	Und.
Cordón detonante	55	55	0	m
Kg/disparo	101.108	86.357	14.744	kg
Factor de carga	26.76	22.49	4.27	Kg/m
Factor de potencia	1.408	1.253	0.14	Kg/m ³
Avance lineal	3.74	3.84	0.10	m
Avance mensual lineal	37.40	42.24	4.84	m
Tiempo total de perforación	2.19	2.06	0.13	Horas

En la malla de perforación anterior se ha utilizado 42 taladros de producción y 8 de alivio en la malla de perforación optimizado se utilizó 38 taladros de producción y 8 de alivio obteniendo una reducción de costos de perforación y voladura.

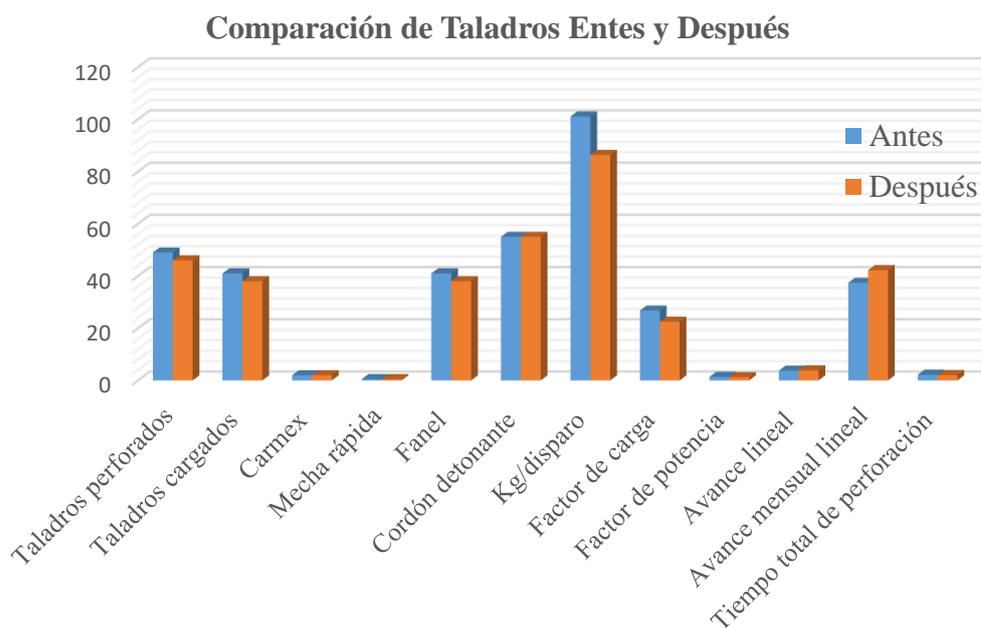


Figura 46 — Comparación de Taladros Entes y Después



Tabla 59 — Análisis Contraste de Perforación y Voladura por Disparo

Ítem	Anterior	Optimizado
Costo por metro lineal (S/.)	540.68	454.26
Costo por disparo (S/.)	2022.14	1744.37
Diferencia (S/.)	86.42	277.78

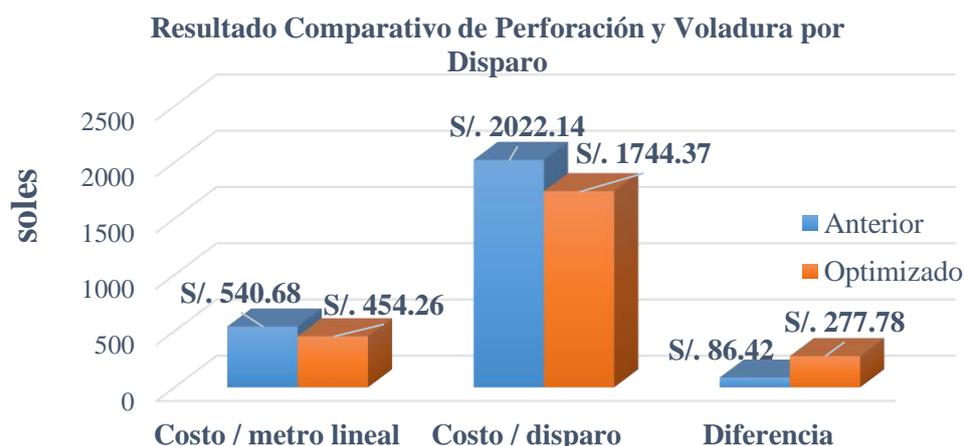


Figura 47 — Resultado Comparativo de Perforación y Voladura por Disparo

5.1.3 Acarreo

El acarreo se realiza con scoop tram de 6.00 yd³, distancia de descarga del equipo es 100.00 m y la cámara de carga y descarga del desmorte cuentan con ventilación forzados y los costos por disparo es de S/. 388.07 soles cuando las condiciones favorables, se detallan los resultados comparativos del acarreo de antes de la optimización y después ver la tabla 60 y figura 48.

Tabla 60 — Comparativo de Acarreo de la Rampa

Comparativo de Acarreo				
Ítem	Unidades	Antes	Después	Diferencia
Volumen	m ³	71.770	68.915	2.855
Volumen esponjado	m ³	100.478	96.481	3.997
Velocidad de retorno con carga	Km/h	3.400	4.400	-1
Velocidad de ida sin carga	Km/h	4.800	5.600	-0.8
Ciclo de acarreo	Min.	4.010	3.430	0.58
Numero de ciclos	Ciclos	22.00	21.000	1
Tiempo total de acarreo	horas	1.47	1.20	0.27
Rendimiento del equipo	m ³ /h	68.352	80.330	-11.978



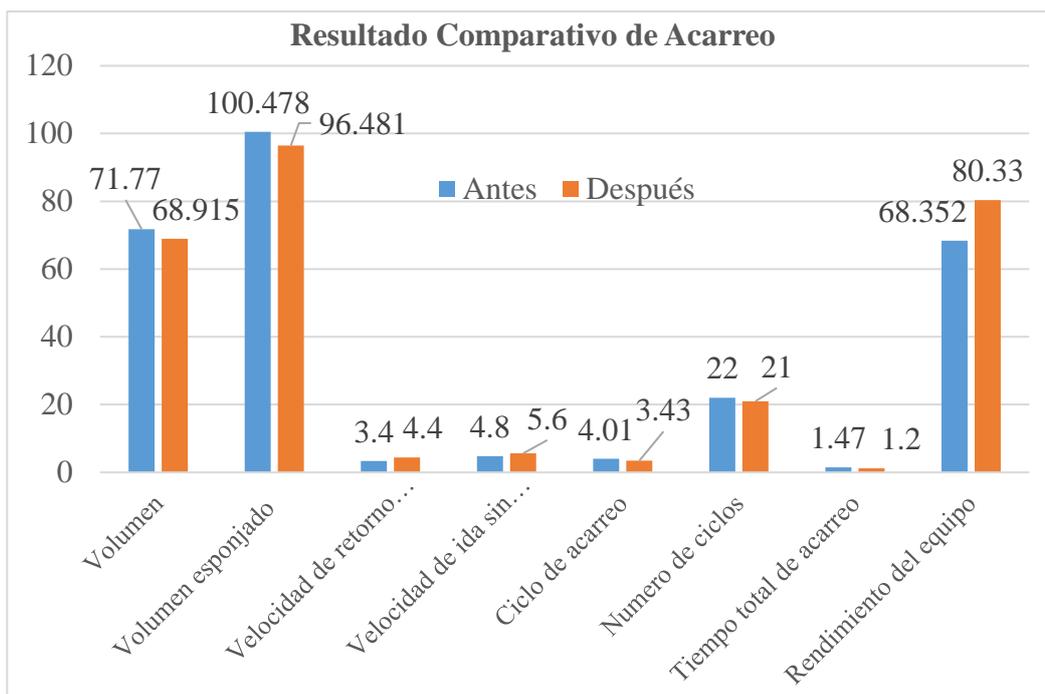


Figura 48 — Resultado Comparativo de Acarreo

Análisis de costos de acarreo antes (S/. 463.740) y después de la optimización (S/. 388.070) en la construcción de la rampa Patrick III, se concluye que los costos de acarreo se reducen en S/. 75.67 soles por disparo, como se muestra en la figura 49.



Figura 49 — Resultado Comparativo de Acarreo

5.1.4 Sostenimiento

La estabilidad del macizo rocoso se pueden evaluar de distintas maneras, pero la que se utiliza el índice de roca relacionando con los valores designado por la RMR, se toma el tipo de roca III-A y III-B donde el tiempo de auto soporte es de 3 meses y 15 semanas y también se encontró fallas donde el tipo de roca es IV-A donde el tiempo de auto sostenimiento es de 1 día, entonces en función de la cartilla

geomecánica se evalúa el tipo de sostenimiento adecuado la cual le corresponde al área de geomecánica.

a. Shotcrete

El sostenimiento con shotcrete es ante todo en terrenos fracturados, clasificación Tipo Roca D y E (según la evaluación geomecánica de la Mina San Andrés). Se realiza por vía húmeda y ocasionalmente se emplea en la rampa el método de shotcrete vía seca, de acuerdo a las dimensiones de la labor y los costos por metro cuadrado de sostenimiento de la rampa se puede ver la tabla 61 y figura 50 y la valorización mensual del shotcrete ver el anexo N.º 05. Tanto vía húmeda como seca.

Tabla 61 — Costos de Sostenimiento de Shotcrete Vía Húmeda y Seca

Material	Unidad	Cantidad	Vía Seca (S/)	Vía Húmeda (S/)
Shotcrete 1”	m ²	1	45.02	51.67
Shotcrete 1.5”	m ²	1	60.82	67.64
Shotcrete 2”	m ²	1	73.63	87.03



Figura 50 — Resultado Comparativo de Costos de Shotcrete por m²

Las pérdidas se generan mayormente por las penalidades en shotcrete por falta de calibrador, shotcrete craquelado y ver anexo N.º 05 donde se detallan la valorización del shotcrete por mes.

5.1.5 Valorización de Equipos por Mes

La valorización de costo de equipos del scoop tram, jumbo, Putzmeister, Carmix, Manipulador Telescopico, es la acumulación de horas de servicio de los equipos durante un mes, el costo es horas acumuladas en un mes por el costo de alquiler por



hora dando un promedio de S/. 267 570.22. por mes cómo se detallan en la tabla 62 y la figura 51. para mayor referencia ver el anexo N.º 06 donde se puede apreciar a la valorización anual de los equipos y de la mina.



Tabla 62 — Resumen de los Costos de Equipos por Hora

Equipos Trackless	Precio Unitarios S/. /Hora	Horas Mínimas Hr	D.M. %	Horas PU Tauro	Horas PU Contratas	Horas Servicios Contrata	Horas Servicios Compañía	Horas Comp HM Compañía	Horas mes a Considerar	Valorización S/.
Limpieza con scoop Alquilado a Marsa									1,909.44	
Scoop T016 - CAT - 6 yd ³	157.44	250	93%	16.18			322.62		338.80	S/. 53,340.67
Scoop T009-Diésel - 4.2 yd ³	127.92	250	93%		42.35	162.07	68.10		272.52	S/. 34,860.76
Scoop T007-Diesel -2.5 yd ³	90.48	200	92%	103.65			242.45		346.10	S/. 31,315.13
Scoop T008-Diesel - 2.2 yd ³	90.48	200	91%			170.12	126.20		296.32	S/. 26,811.03
Scoop T015-Diesel- 2.2 yd ³	90.48	200	94%	84.63			271.07		355.70	S/. 32,183.74
Scoop T019-Eléctrico-2.2 yd ³	40.27	150	94%		23.17	68.23		58.60	150.00	S/. 6,040.50
Scoop T017-Eléctrico - 1.5 yd ³	52.62	150	90%			78.20		71.80	150.00	S/. 7,893.00
Perforación con Jumbo									239.75	
J001 - Jumbo S1D - Tauro	146.29	100	91%	101.40			38.35		139.75	S/. 20,443.49
J004 - Jumbo T1D	179.43	100	85%	60.05			21.61	18.34	100.00	S/. 17,943.00
Abastecedores, Lanzadores, Elevador									470.00	
P002 -Lanzador de Concreto Putzmeister	123.77	120	92%				30.69	89.31	120.00	S/. 14,852.40
C001 - Carmix 5.5 XL	77.07	150	96%				148.30	1.70	150.00	S/. 11,560.50
M001 -Manipulador Telescopico	51.63	200	87%				147.53	52.47	200.00	S/. 10,326.00
Costo Total del Mes										S/. 267,570.22

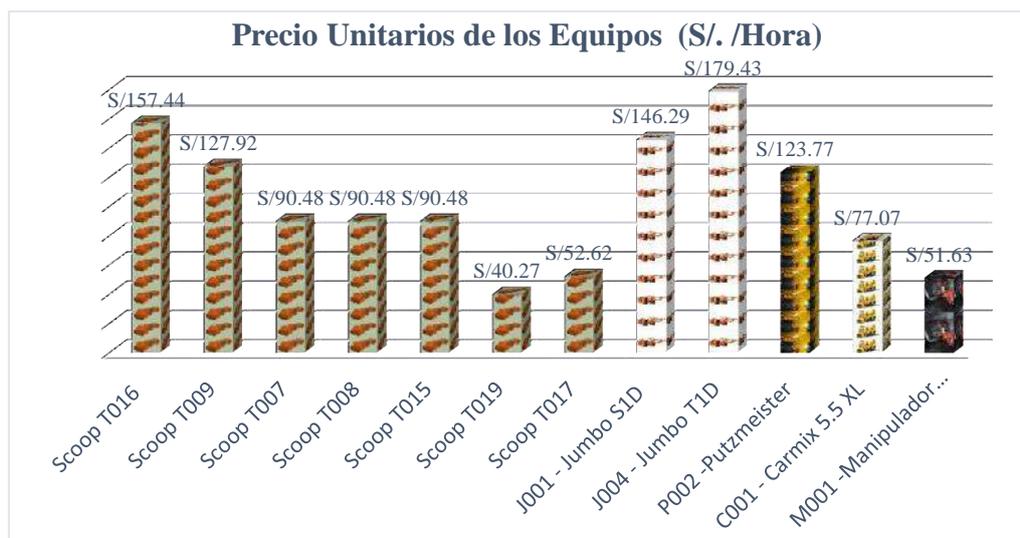


Figura 51 — Precio Unitario de los Equipos

5.2 Valorización del Proyecto de Construcción de la Rampa

El proyecto de la construcción de la rampa Patrick III consiste en trabajos de construcción de cámaras de carguío, cámaras de acumulación, cámaras de refugios y pozas de bombeo como se puede ver en el anexo N.º 02. El sostenimiento de la rampa es con malla electro soldada, con pernos helicoidales intercalados con Split set, shotcrete, cimbras, instalaciones eléctricas, etc.

5.3 Valorización de las Operaciones Mineras de la Empresa Minera MARSA

El costo que se emplea en la construcción de la rampa Patrick III, tiene por objetivo la exploración, preparación, explotación de nivel 2270 al nivel 2220, consiste en trabajos de desarrollo de cámaras de carguío y acumulación, refugios, pozas de bombeo, etc.

Los costos de la construcción de la rampa Patrick es un parte de las operaciones mineras como la producción (tajos, sub niveles, chimeneas, cruceros, bay pass, galerías y otros) con todos los costos se llega a la valorización de las operaciones unitarias en el avance de la construcción de la rampa, ver el Anexo N.º 06, donde se detallan la valorización anual de la mina.

5.4 Discusión de Resultados

Los resultados del análisis comparativo de los costos de perforación y voladura de antes y después de la optimización se refleja, que hay una diferencia de costos unitarios en la construcción de la rampa Patrick III en el nivel 2270 al nivel 2220 de la unidad minera San Andrés.

Lo costos de acarreo se reflejan en los costos de operaciones unitarios de en la construcción de la rampa con la optimización de, costo de acarreo, tiempo de acarreo.



Los costos de sostenimiento como son pernos helicoidales, sept set, cimbras y shotcrete se reflejan en los costos unitarios construcción de la rampa Patrick III.

El cumplimiento de los avances lineales está en relación al programa mensual de la contrata Minera Tauro S.A.C. para el avance de la rampa en comparación con el avance anterior, avance después de la optimización y el avance programado como se detalla en la siguiente tabla 63 y la figura 52.

Tabla 63 — Resultado Comparativo de Metros de Avance de la Rampa Patrick III

Zona	Labor	Avance anterior, después de la optimización, programado mensual.			
		Programado Mes (m)	Acumulado Anterior Mes (m)	Acumulado Optimizado Mes (m)	Diferencia (m)
Valeria IV	Rampa Patrick III	40	37.38	42.03	4.65

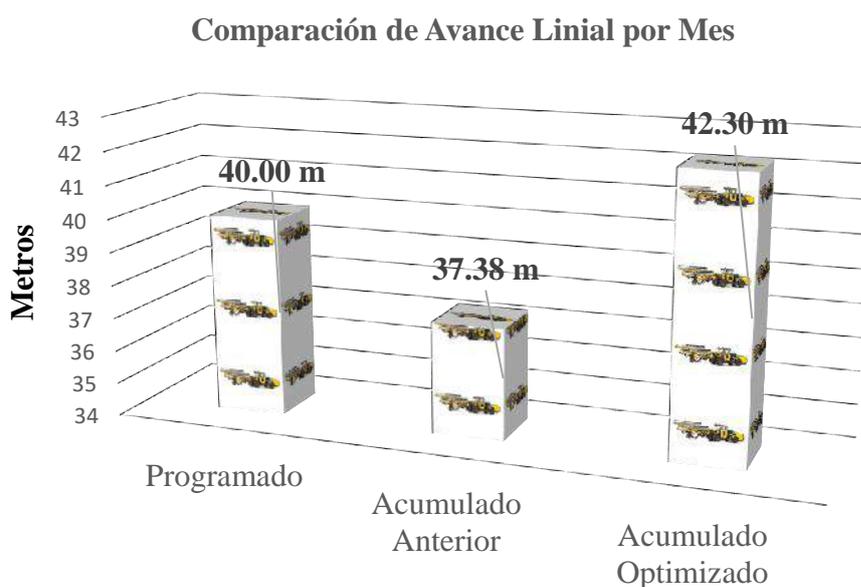


Figura 52 — Comparación de Avance Lineal



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- Con la optimización de las operaciones unitarias en la construcción de la rampa Patrick III, se reduce los costos de perforación, voladura y acarreo, reduciendo número de taladros, sobre rotura, tiempo de perforación, cantidad de carga explosiva, tiempo de acarreo, entre otros. Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se pudo maximizar la programación mina en metros lineal de avance mensual y reduciendo el volumen de desmonte por disparo en la construcción de la rampa.
- Con la optimización de los estándares de perforación se reducen los costos de perforación en la construcción de la rampa Patrick III, con la optimización por metro de avance de S/. 540.68 a S/. 454.26, teniendo una diferencia de S/. 86.42 por metro lineal y costo por disparo es S/. 2022.14 a S/. 1744.37, con una diferencia de S/. 277.78 por disparo y el avance lineal de la rampa se mejora considerablemente de 37.38 m a 42.30 m, de avance mensual.
- Con la optimización de los estándares de voladura se redujo los costos de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, de S/. 569.73 a S/. 488.360 con una diferencia de S/. 81.370 por disparo, a partir de la reducción de consumo de explosivos de 101.108 kg a 86.357 kg. con una diferencia de 14.741 kg, prescindiéndose de la gelatina 75% por el Semexsa 65% y Exsablock. Obteniendo una voladura controlada con un promedio de sobre rotura en 10 % y mayor control de la corona, y además teniendo una buena fragmentación para una mejor limpieza y acarreo de material.
- Con la optimización del acarreo se reduce los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, se ha logrado reducir el tiempo de acarreo de 1.47 horas a 1.20 hora reduciendo 16.2 minutos por limpieza y con el equipo mecanizado de scoop tram de capacidad de 6.00 yd³ en la Rampa, se logra una optimización de costo de acarreo de S/. 463.740 a S/. 388.070 con una diferencia de S/. 75.67 limpieza por disparo.

6.2 Recomendaciones

- Tener una constante capacitación y supervisión al personal obrero, y mayor control en la hora de la perforación y al momento de carguío de la carga explosiva, para así controlar las dificultades de la voladura.



- Para obtener buenos resultados de la perforación y voladura se debe marcar el frente, distribuir bien los taladros de arranque y alivio según la nueva malla, tipo de roca y se obtendrá un buen avance lineal.
- Realizar los controles y mapeos geomecánicos periódicamente, para tener datos actualizados y tener mayor control en la perforación y voladura.
- Se recomienda realizar la perforación en compañía de supervisor de perforación y voladura para mayor control del aire, paralelismo, carga explosiva y un óptimo tiempo de perforación.
- Para la construcción de la rampa con secciones de 4.00 m por 4.50 m es recomendable la vital importancia que representa la capacitación continua al personal obrero en las técnicas de perforación y voladura, sostenimiento y sobre todo la motivación y retroalimentación al personal que ejecutan la rampa, que depende de su desempeño en los trabajos.
- Cuando las condiciones de trabajo presenta filtraciones de agua por lo que se sugiere hacer pozas de bombeo auxiliares para contar con un sistema de bombeo más eficiente para así proporcionar las condiciones adecuadas en el carguío de los taladros de arrastre en el frente.
- El personal asignado de la rampa o de todas las labores debe usar en forma obligatoria su equipo de protección personal (EPP) sin excepción y en todo momento durante la guardia, lo cual no se cumple debido a las elevadas temperaturas (gradiente térmica).

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Area de Medio Ambiente de la Empresa MARSÁ (2010). Modificación del Estudio de Impacto Ambiental (EIA) del proyecto "Adecuación de la Red de Vertimiento y Efluentes de la UEA Retamas a ECA y a LMP". Anexo de Llacuabamba.. Consulta: 16 de julio de 2019.
http://intranet2.minem.gob.pe/web/archivos/dgaam/inicio/resumen/re_2052158.pdf.

Artigas Z., María T. (2011). "Diseño de patrones de perforación y voladura, para normalizar la fragmentación del material resultante de la mina choco 10 empresas PMG S.A. el callao, estado Bolívar.". (Tesis de grado), Universidad Central de Venezuela, Caracas. Consulta: 17 de julio de 2019.
<http://saber.ucv.ve/handle/123456789/15512?mode=full>

Berroa Suarez E. (2016). "Optimización de las Operaciones Mineras Mediante la Profundización de la Rampa Negativa entre los Niveles 2900-2650 Vankar Eirl S.A.C." (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa. Consulta: 16 de julio de 2019.
<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3061/MIbesuea.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Cáceres Navarro, L. (2017). "Optimización De La Perforación Y Voladura Con Nuevo Diseño De Malla En El Crucero 10014 De La Empresa Minera Marsa". (Tesis De Pregrado). Universidad Nacional Del Altiplano, Puno. Consulta: 23 de julio de 2019.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/4491/C%c3%a1ceres_Navarro_Ludwin.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Camac Torres, A. (2005). "Voladura de rocas" (Texto guía). Editorial Mantaro: Puno. Consulta: 24 de julio de 2019.

Carreón Q. , J. (2001). "Optimización de Perforación y Voladura en la Rampa Principal 523 Sistema Mecanizado Mina San Rafael". (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano Puno, Perú. Consulta: 24 de julio de 2019.
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/8225/Mamani_Choque_Juan_Carlos.pdf.txt?sequence=3



Chambi Flores, A. (2011). “Optimización de Perforación y Voladura en la Ejecución de la Rampa 740 – unidad VINCHOS – VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco”. (Tesis de grado), Universidad Nacional del Altiplano, Puno. Consulta: 28 de julio de 2019.

http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/5545/Huarcaya_Ccopa_Elmer_Rene.pdf.txt?sequence=5

Charles Ivey . (2012). “Enfoque a pequeños mineros artesanales”. Perú. Consulta: 1 de agosto de 2019.

D. F. Coates. (1973). ” Fundamentos de Mecánica de Rocas”. . Dirección de Minas, Ministerio de Energía, Minas y Recursos Naturales, Canadá. Consulta: 3 de agosto de 2019.

<https://www.todocoleccion.net/libros-segunda-mano/mecanica-rocas-fundamentos-d-f-coates-madrid-1973~x31255715>

De La Cuadra, I. (1974). Curso de Laboreo de Minas. ISBN. Universidad Politécnica de Madrid, Madrid. Consulta: 3 de agosto de 2019.

EXSA. (2008). “Manual Práctico de Voladura”. Edición Especial. Lima – Perú. Consulta: 6 de agosto de 2019.

Fidias G. Arias. (2006). Mitos y errores en la elaboración de Tesis y Proyectos de Investigación. Caracas - Venezuela: Editorial Episteme. Consulta: 15 de agosto de 2019.

<https://luiscastellanos.files.wordpress.com/2016/04/mitos-y-errores-en-tesis-fidias-g-arias.pdf>

Frisancho T. , G. (2006). ” Diseño de Mallas de Perforación en Minería Subterránea “. Abancay. Consulta: 20 de agosto de 2019.

Guzmán Zúñiga, C. (2008). “Sostenimiento con shotcrete Vía Húmeda en la Mina Cobriza”. (Tesis de pregrado). Universidad Ricardo Palma, Perú. Consulta: 20 de agosto de 2019.

<http://www.dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/9406/VARGAS%20NIQU%C%8DN%2C%20EVER.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Hoek & Brown. (1995). Support of Underground Excavations in Hard Rock. Ed. Balkema. Rotterdam., Holanda. Consulta: 25 de agosto de 2019.



[https://books.google.com.pe/books?hl=es&lr=&id=T0tZDwAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&d=Hoek+%26+Brown.++\(1995\).+Support+of+Underground+Excavations+in+Hard+Rock.+Ed.+Balkema.+Rotterdam&ots=3qDGuhhb0S&sig=1ff20CqSNiNYGGAe7dyvhliOy_k#v=onepage&q&f=false](https://books.google.com.pe/books?hl=es&lr=&id=T0tZDwAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&d=Hoek+%26+Brown.++(1995).+Support+of+Underground+Excavations+in+Hard+Rock.+Ed.+Balkema.+Rotterdam&ots=3qDGuhhb0S&sig=1ff20CqSNiNYGGAe7dyvhliOy_k#v=onepage&q&f=false)

Holmberg. R. (2001). "Charge calculations fortunneling". underground Mining Methods, New York. Consulta: 10 de agosto de 2019.

http://oa.upm.es/53764/1/JUAN_NAVARRO_MIGUEL_2.pdf

Huamaní B. y Soto M. (2018). "Aplicación De Voladura Controlada Para Reducir El Porcentaje De Dilución Y Costos En Tajos Convencionales (Corte Y Relleno Ascendente Y Tajos Largos) Utilizando Explosivo Exablock Y Cojin De Agua, Minera Aurífera Retamas S.A Marsa 2017". (Tesis De Pregrado). Universidad Nacional Micaela Bastidas De Apurímac., Abancay.

Consulta: 1 de setiembre de 2019.

http://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/684/T_0402.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Guía chilena del hormigón proyectado. (2015). Instituto del cemento y del hormigón de Chile, Santiago-Chile. Consulta: 25 de agosto de 2019.

https://issuu.com/ich_mkt/docs/guia_shotcrete_segunda_edicion

Jay A. Rodgers. (2002). "Técnicas eficiente para tronaduras". Consulta: 25 de agosto de 2019.

<https://es.scribd.com/document/396710855/Efficient-20blasting-20techniques3-1-pdf>

Larsson y Clark. (1987). Manual de perforación y voladura de roca. Madrid. Consulta: 10 de setiembre de 2019.

<https://topodata.com/wp-content/uploads/2019/10/Manual-de-Perforacio%CC%81n-y-Voladura-de-Rocas.pdf>

Llanque Maquera, O. (1999). Explotacion Subterranea Metodos y Casos Practicos. Puno: Peru Offset Editores. Consulta: 10 de setiembre de 2019.

<https://es.scribd.com/document/409104005/Explotacion-Subterranea-Metodos-y-Casos-Practicos-oscar-Llanque-Maquera-c>



López Jimeno , C. (2003). “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”, U.D. Proyectos E.T.S.I. Minas – U.P.M. Madrid. Consulta: 18 de setiembre de 2019.

<https://topodata.com/wp-content/uploads/2019/10/Manual-de-Perforacio%CC%81n-y-Voladura-de-Rocas.pdf>

López Jimeno, C. (1994). “Manual de Perforación y Voladura de Rocas”. U.D. Proyectos E.T.S.I. Minas – U.P.M. Madrid. Consulta: 25 de setiembre de 2019.

<https://topodata.com/wp-content/uploads/2019/10/Manual-de-Perforacio%CC%81n-y-Voladura-de-Rocas.pdf>

Mamani Ttito, G. (2017). “Optimización de Costos de Producción en las Operaciones Unitarias de la Empresa Minera Cori Puno S.A.C. - Untuca”. (Tesis de grado), Universidad Nacional del Altiplano Puno, Puno. Consulta: 18 de setiembre de 2019.

<https://1library.co/document/qvIm24ry-optimizacion-costos-produccion-operaciones-unitarias-empresa-minera-untuca.html>

Manual de minería. (1993). “Estudios Mineros del Perú S.A.C.”. Lima-Perú. Consulta: 25 de setiembre de 2019.

https://issuu.com/isemvirtual/docs/_3__manual_de_miner__a__estudios_mi

Melgarejo Guillermo, S. (2018). “Optimización del Avance Mediante el Diseño de la Perforación y Voladura de Rocas para Minimizar Costos Operacionales en la Construcción de la Rampa (-) Principal en la U.M. Tambomayo CIA. de Minas Buenaventura S.A. Tambomayo. Consulta: 25 de setiembre de 2019.

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2437/T033_31659200_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Melgarejo Guillermo, S. I. (2018). “Optimización del Avance Mediante EL Diseño De La Perforación Y Voladura De Rocas Para Minimizar Costos Operacionales En La Construcción De La Rampa (-) Principal En La U.M. Tambomayo Cia. De Minas Buenaventura S.A.A.”.

(Tesis De Pregrado) Universidad Nacional “Santiago Antúnez De Mayolo”, Huaraz. Consulta: 25 de setiembre de 2019.

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2437/T033_31659200_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y



Mendo Escalante S. . (2010). “Acarreo y Limpieza”. Perú. Consulta: 15 de setiembre de 2019.

Muriel Quispe, J. B. (2019). “Aplicación del Metodo de Explotación Long Wall en la Veta Cabana 3h, Nivel 2770, Minera Aurifera Retamas S.A. Pataz La Libertad - 2016”. (Tesis de Grado) Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, Cusco. Consulta: 1 de octubre de 2019.

<http://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/UNSAAC/4433>

Oseda D. (2008). ¿Cómo aprender y enseñar investigación científica? . Huancavelica: UNH. 1 de octubre de 2019.

<https://es.scribd.com/document/345132968/Como-aprender-y-ensenar-investigacion-cientifica-Varios-pdf>

Prado Palomino, P. (2017). “Reducir El Porcentaje de Dilución, Mediante Voladura Controlada en los Tajos de Producción en la Mina”. (Tesis de grado), Universidad Nacional De Trujillo, Trujillo. Consulta: 1 de octubre de 2019.

<http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/10026/Serin%20Alvites%2c%20Roger%20Genix.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Quispe Urquizo, J. (2014). “Análisis De Producción Y Costos Del Metodo Long Wall Mining Sobre El Metodo Corte Y Relleno Ascendente Para Su Aplicación En U.E.A. Minera Aurífera Retamas S.A.". (Tesis De Pregrado). Universidad Nacional De San Agustín De Arquipa, Arquipa. Consulta: 5 de octubre de 2019.

<http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3917/MIquurjc078.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Ricardo N. Alonso. (1995). Diccionario minero: glosario de voces utilizadas por los mineros de Iberoamérica. Madrid: Editorial CSIC - CSIC Press. Consulta: 1 de octubre de 2019.

S.N.M.P. (2004). Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas. Comité de Seguridad Industrial, Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía. DCR



Ingenieros S.R.Ltda. Consulta: 6 de octubre de 2019.

<http://www.mediafire.com/file/3eh92vvvghrf1fh/Manual-Geomecanica-Aplicada-Prevencion-Accidentes-Caida-Rocas.pdf/file>

Sánchez Y. (2012). “Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth”. (Tesis de pregrado). Universidad Central de Ecuador, Ecuador. Consulta: 12 de octubre de 2019.

<http://www.dspace.uce.edu.ec/handle/25000/217>

Serin Alvites , R. (2017). “Reducir el Porcentaje de Dilución, Mediante Voladura Controlada en los Tajos De Producción en la Mina MARSARetamas”. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo – Perú. Consulta: 12 de octubre de 2019.

<https://1library.co/document/7qv0o6gy-reducir-porcentaje-dilucion-mediante-voladura-controlada-produccion-retamas.html>

Universidad Nacional de Ingeniería. ((S/N)). “Metodología de Costo de Operación en Minería”. Consulta: 15 de octubre de 2019.

Vargas Niquín , E. (2010). “Optimización del sostenimiento con shotcrete usando desmote zarandeado como agregado, en la construcción de la rampa principal - MARSARetamas”. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo – Perú. Consulta: 20 de octubre de 2019.

<http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/unitru/9406/vargas%20niquin%20c3%8dn%2c%20e%20er.pdf?sequence=1&isallowed=y>

Zapata D. y Mónica P. (2002). “Control de Costos de una Operación Minera Mediante el Método del Resultado Operativo”. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima-Perú. Consulta: 20 de octubre de 2019.

https://www.academia.edu/36389421/universidad_nacional_mayor_de_san_marcos_facultad_de_ingenieria_industrial.

Zitron. (2010). “Ventilación De Minas”. Gijón – España. Consulta: 30 de octubre de 2019.

<https://es.slideshare.net/OoTtAaXx/libro-ventilaciondeminas>



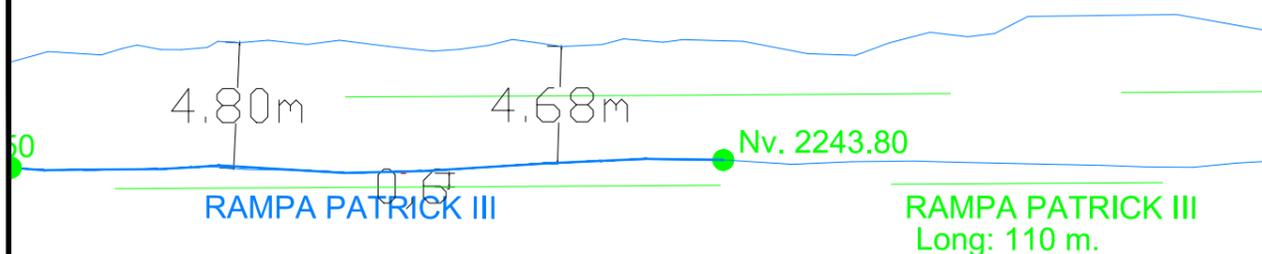
ANEXOS



Anexo N.º 01: Matriz de Consistencia

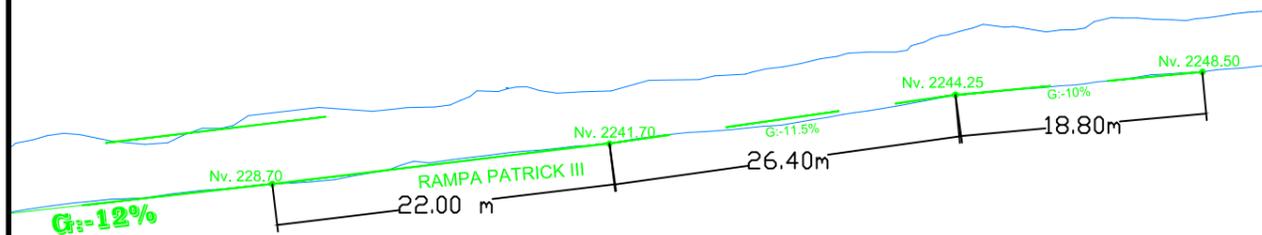
"Optimización de las Operaciones Unitarias para la Construcción de la Rampa Patrick –III en la Empresa Minera MARSA S.A. - La Libertad - 2019".							
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Metodología	Población y Muestra
Problema General ¿De qué manera la optimización de las operaciones unitarias influirá en la construcción de la rampa Patrick - III en la empresa minera MARSA S.A. - La Libertad - 2019?	Objetivos General Optimizar las operaciones unitarias en la construcción de la rampa Patrick - III en la empresa minera MARSA S.A. - La Libertad – 2019.	Hipótesis General Con la optimización de las operaciones unitarias se reducen costos en la construcción de la rampa Patrick - III, en la empresa minera MARSA S.A. - La Libertad – 2019.	Variable independiente La construcción de la rampa Patrick – III.	Estándares de perforación	• Diseño de malla. • Avance lineal	Tipo de investigación Descriptivo y aplicativo Nivel de investigación Explicativo Método investigación Descriptivo Diseño investigación Descriptivo básico.	Población La población para este trabajo de investigación estará constituida por las labores de preparación y desarrollo en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA).
			Estándares de voladura.	• Carga explosiva. • Factor de carga.			
			Acarreo	• Volumen de material • Tiempo de acarreo			
			Variable dependiente. Optimización de las operaciones unitarias.	Costo de perforación	• Costos unitarios		
				Costos de voladura			
				Costos de acarreo			
¿De qué manera la optimización de los estándares de perforación dependerá del costo de perforación en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019?	Objetivos Especifico Determinar la optimización de los estándares de perforación que depende del costo de perforación en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad - 2019.	Hipótesis Especifico La optimización de los estándares de perforación mejora significativamente el costo de perforación en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019.					Muestra La muestra está constituida por la rampa Patrick-III del nivel 2270 al nivel 2220, con una sección de 4.00 m por 4.50 m en la empresa Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA).
¿De qué manera la optimización de los estándares de voladura influirá en la reducción de los costó de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019?	Evaluar la optimización de los estándares de voladura en la construcción de la rampa Patrick III para la reducción de los costó de voladura, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019.	La optimización de los estándares de voladura se reduce el costo de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad - 2019.					
¿De qué manera la optimización de acarreo influirá en los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019?	Evaluar la optimización de los estándares de voladura para la reducción de los costó de voladura en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad -2019.	Con la optimización del acarreo se mejora significativamente los costos de acarreo en la construcción de la rampa Patrick III, en la empresa minera MARSA S.A.- La Libertad - 2019.					

SECCION A-A'



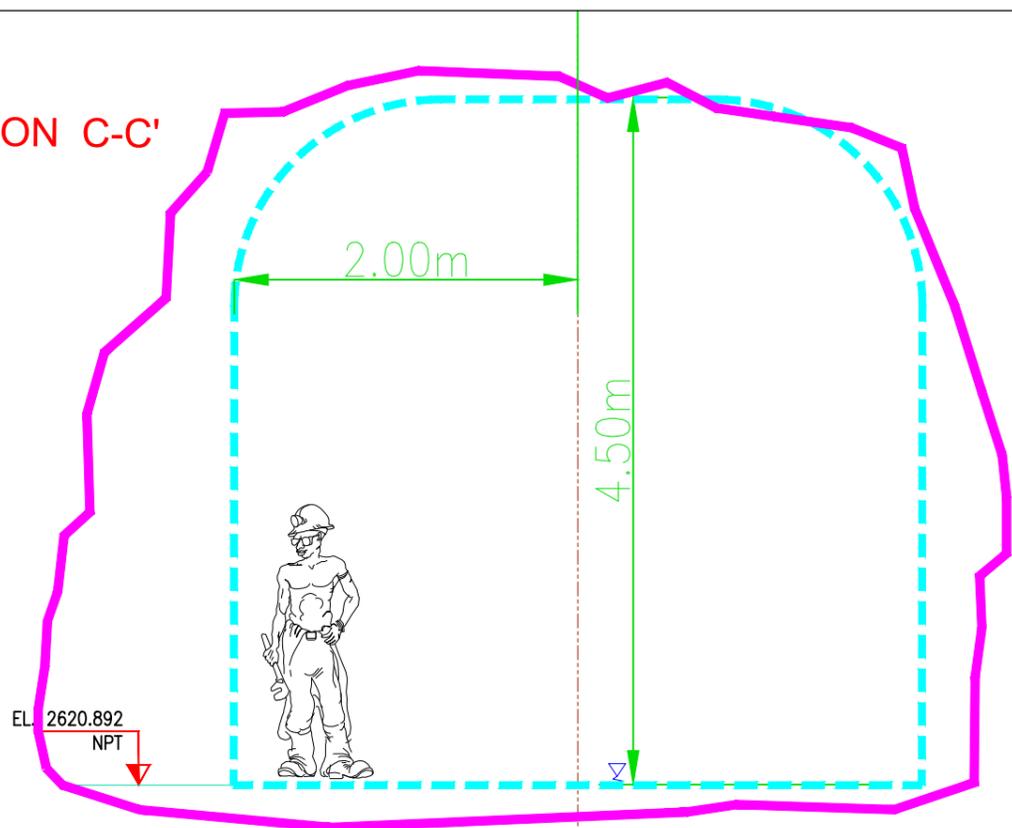
ESCALA : 1:500

SECCION B-B'



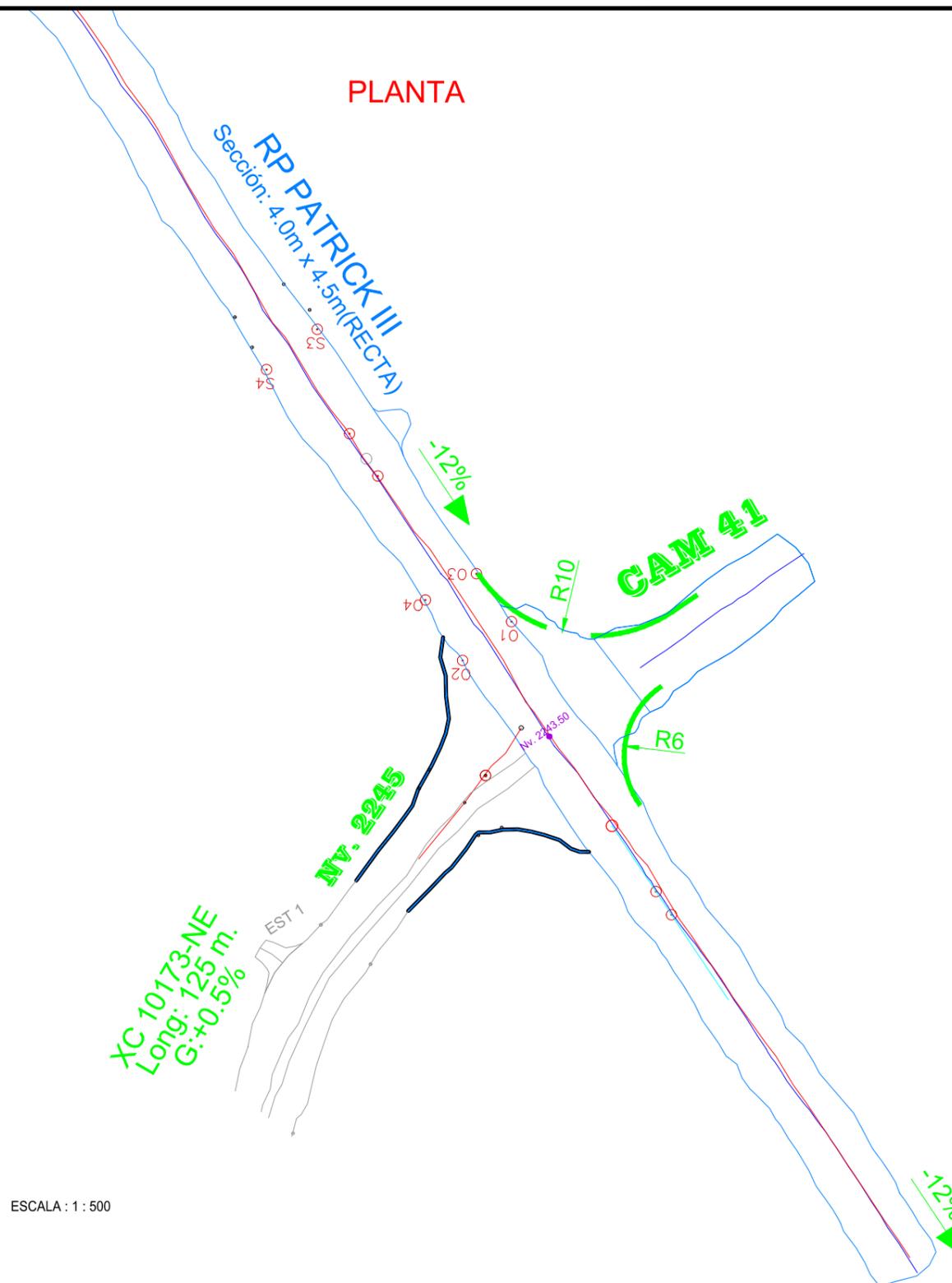
ESCALA : 1: 250

SECCION C-C'



ESCALA : 1: 50

PLANTA



ESCALA : 1 : 500

LEYENDA

- PROYECTO
- CHIMENEAS
- SUB NIVELES
- RP PATRICK
- INICIO DE CHIMENEA
- CHIMENEA VERTICAL



MARSA <small>MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.</small>		UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC FACULTAD DE INGENIERÍA	
PLANO TOPOGRÁFICO DE LA RAMPA PATRICK III			
UBICACIÓN	ANEXO : LLACUABAMBA	APROBADO POR:	LAMINA N°
DISTRITO : PARCOY	PROVINCIA : PATAZ	DPTO. DE PLANEAMIENTO	6
REGIÓN : LA LIBERTAD	FECHA: MARZO-2019	ESCALA: INDICADA	

Anexo N.º 05: Valorización Mensual de Shotcrete

TIPO LABOR		ENERO-19			FEBRERO-19			MARZO-19			ABRIL-19			MAYO-19			TOTAL-2019		
SHOTCRETE	Unid	M2	P.U	92,756.72	M2	P.U	65,914.94	M2	P.U	57,863.36	M2	P.U	223,113.41	M2	P.U	108,789.69		548,438.12	
Ocmer - Shotcrete 1"	m2				463.87	30.64	14,212.98	258.52	30.65	7,923.64				2,435.54	30.64	74,624.95	3,157.93	96,761.56	
Ocmer - Shotcrete 1.5"	m2	1,092.00	45.71	49,915.32	761.12	45.71	34,790.80				726.01	45.71	33,185.92	502.57	45.71	22,972.47	3,081.70	140,864.51	
Ocmer - Shotcrete 2"	m2				278.97	60.62	16,911.16	823.68	60.63	49,939.72	2,909.80	60.62	176,392.08	184.63	60.62	11,192.27	4,197.08	254,435.23	
Spraycom - Shotcrete 1"	m2										10.62	30.19	320.62				10.62	320.62	
Spraycom - Shotcrete 1.5"	m2										182.44	45.28	8,260.88				182.44	8,260.88	
Spraycom - Shotcrete 2"	m2	710.00	60.34	42,841.40							82.10	60.34	4,953.91				792.10	47,795.31	
COSTOS																			
		ENERO-19			FEBRERO-19			MARZO-19			ABRIL-19			MAYO-19			TOTAL-2019		
REMUNERACIONES																			
Lanzador de shotcrete		6	63.55	18,037.78	6	63.55	18,037.78	6	63.55	18,037.78	6	63.55	18,037.78	6	63.55	18,037.78		90,188.89	
Ayudante Lanzador de shotcrete		6	56.35	15,994.16	6	56.35	15,994.16	6	56.35	15,994.16	6	56.35	15,994.16	6	56.35	15,994.16		79,970.79	
Total Remuneraciones	S/.			34,031.94	S/.		34,031.94	S/.		34,031.94	S/.		34,031.94	S/.		34,031.94		170,159.68	
MATERIALES																			
		Cant.	Precio (s/.)	Costo (s/.)	Cant.	Precio (s)	Costo (s/.)	Cant.	Precio (s)	Costo (s/.)	Cant.	Precio (s)	Costo (s/.)	Cant.	Precio (s/.)	Costo (s/.)			
CEMENTO PACASMAYO TIPO MS		4,160.00	27.58	114,730.03	3,932.00	28.90	113,653.96	4,085.00	27.58	112,661.05	4,679.00	27.58	129,043.08	3,855.00	27.58	106,317.81		576,405.93	
Cemento - obras civiles		280.00	27.60	7,727.41	154.00	28.92	4,453.07	286.00	27.56	7,881.30	487.00	27.61	13,446.00	523.00	27.58	14,424.98		47,932.76	
Cemento en shotcrete		3,880.00		107,002.62	3,778.00		109,200.89	3,799.00		104,779.75	4,192.00		115,597.08	3,332.00		91,892.83	18,981.00	528,473.17	
FIBRA METALICA DRAMIX 3D RC 65		4,000.00	4.91	19,641.73	3,200.00	4.90	15,664.96	6,520.00	4.91	32,027.10	4,720.00	4.93	23,286.12	6,600.00	4.61	30,446.40		121,066.31	
Dramix (Pagado en Valorización)				19,611.60			15,687.68			32,026.89			23,288.48			30,378.48		120,993.13	
				30.13			-22.72			0.21			-2.36			67.92		73.18	
ADITIVO DE FRAGUA SURESHOF AF		12,972.00	3.24	42,077.59	10,200.00	2.95	30,090.00	15,600.00	2.95	46,020.00	9,600.00	2.95	28,320.00	10,500.00	2.95	30,975.00	58,872.00	177,482.59	
Total Materiales	S/.			149,110.34	S/.		139,268.17	S/.		150,799.96	S/.		143,914.72	S/.		122,935.75		706,028.94	
Total Gastos				183.142			173.300			184.832			177.947			156.968		876.188.62	
SALDO				-90.386			-107.385			-126.969			45.167			-48.178		-327.751	

Extraído de Área de Costos se la Empresa Minera MARSA S.A.



Anexo N.º 06: Valorización Anual de la Mina

1.- TRABAJOS MINA								
ZONA	TIPO LABOR	Año 2013	Año 2014	Año 2015	Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019
SAN VICENTE	LINEAL	376,272.54	-	-	-	-	-	-
	TAJO	432,759.28	-	-	-	-	-	-
Total SAN VICENTE		809,031.8	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
TRACKLES	LINEAL	2,366,052.16	1,627,965.72					
Total TRACKLES		2,366,052.2	1,627,965.72	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
VALERIA IV	LINEAL	1,185,039.01	1,668,836.95	3,554,706.10	3,933,629.01	4,732,263.29	3,397,605.52	2,920,462.31
	TAJO	712,177.55	487,567.91	2,423,297.76	3,186,637.34	4,507,309.02	3,475,091.62	1,960,316.89
CASA GEREN.	LINEAL (RC)		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	548,806.73
Total VALERIA I		1,897,216.6	2,156,404.86	5,978,003.86	7,120,266.35	9,239,572.31	6,872,697.14	5,429,585.93
VALERIA II	LINEAL	1,389,554.73	849,784.47	89,472.83	0.00	0.00	0.00	0.00
	TAJO	785,191.26	1,371,482.39	161,703.54	0.00	0.00	0.00	0.00
Total VALERIA II		2,174,746.0	2,221,266.9	251,176.4	0.00	0.00	0.00	0.00
Total general		7,247,046.51	6,005,637.44	6,229,180.23	7,120,266.35	9,239,572.31	6,872,697.14	5,429,585.93
2.- TRABAJOS DE ENMADERADO								
ZONA	TIPO LABOR	Año 2013	Año 2014	Año 2015	Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019
SAN VICENTE	LINEAL	104,014.38	-	-	-	-	-	-
	TAJO	148,128.28	-	-	-	-	-	-
Total SAN VICENTE		252,142.7	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
TRACKLES	LINEAL	384,649.68	340,225.45					
Total TRACKLES		384,649.7	340,225.4	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
VALERIA IV	LINEAL	355,348.26	610,143.32	1,317,927.98	1,975,168.19	2,434,070.77	3,600,855.83	4,378,446.40
	MADERA		0.00	0.00	654,661.12	834,098.54	2,049,008.82	2,926,440.90
	PERNO, SPLIT SET Y MALLA		0.00	0.00	443,941.39	1,582,456.29	1,319,231.68	919,842.03
	SHOTCRETE		0.00	0.00	0.00	17,515.94	232,615.33	532,163.47
	TAJO	270,291.32	276,197.92	1,646,491.45	2,916,520.69	3,033,236.85	3,953,506.65	2,357,355.91
	MADERA		0.00	0.00	1,395,933.83	2,121,725.15	3,447,425.54	2,153,286.00
	PERNO, SPLIT SET Y MALLA		0.00	0.00	221,922.23	718,436.73	185,663.03	16,874.92
	PIRCAS Y RUMAS		0.00	0.00	55,712.81	118,866.21	276,215.62	184,239.88
			625,639.6	886,341.2	2,964,419.4	4,891,688.9	3,846,941.9	
	LINEAL		170,604.58	402,643.16	126,555.55			
	TAJO		362,422.67	865,809.02	79,294.45			
			533,027.3	1,268,452.2	205,850.0			
	SHOTCRETE		0.00	0.00	0.00	74,208.76	44,202.46	2,955.11
CASA GEREN.	RC- 43		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	562,655.63
	PERNO, SPLIT Y MALLA.		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	224,747.40
	SHOTCRETE (RC)		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	195,751.27
	OTROS (RC)		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	142,156.96
Total general		1,795,459.17	2,495,018.88	3,170,269.44	4,891,688.88	5,467,307.62	7,554,362.49	7,298,457.94
		Año 2013	Año 2014	Año 2015	Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019
3.- SERVICIOS ADICIONALES		4,384,949.15	5,374,779.43	6,761,373.30	8,449,074.99	10,068,272.33	9,140,788.19	6,722,177.64
TOTAL OPERACIÓN		13,427,454.8	13,875,435.7	16,160,823.0	20,461,030.2	24,775,152.3	23,567,847.8	19,450,221.5
4.- REINTEGROS		1,215,962.08	766,837.66	44,879.38	316,704.37	1,162,573.57	1,005,186.10	1,465,558.84
5.- OTROS		6,195,478.17	6,317,341.23	7,761,272.31	9,313,760.18	9,938,775.44	9,134,269.82	11,067,464.69
5.1.- INCENTIVOS		584,019.41	657,405.95	683,492.17	860,799.37	922,810.46	662,261.08	496,610.24
5.2.- GASTOS GENERALES		3,089,877.80	3,237,470.90	3,593,597.02	3,937,104.55	4,097,049.01	4,176,010.77	5,238,658.60
5.3.- x Equipos Varios		1,162,080.83	695,444.10	589,884.45	977,061.98	795,951.07	414,339.91	402,238.84
5.4.- LIMPIEZA CON SCOOP, PERF. JUMBO		1,168,644.44	1,119,112.91	920,573.85	1,195,220.44	2,305,980.34	2,242,476.59	2,415,481.90
5.5.- Reembolsos Adicionales		190,855.69	607,907.37	1,973,724.83	2,343,573.84	1,816,984.56	1,584,855.65	2,296,599.34
5.6.- Alimak			0.00	0.00	0.00	0.00	54,325.82	217,875.77
5.7.- Extracción			0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5.8.- Trasl. Madera			0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
TOTAL OTROS		7,411,440.3	7,084,178.9	7,806,151.7	9,630,464.6	11,101,349.0	10,139,455.9	12,533,023.5
1.- RETENCIONES LABORES OBS.		65,130.50	34,992.39	24,148.58	1,466.04	3,767.41	2,617.09	32,308.44
						18,202.32	27,642.62	3,451.11
						0.00	73,500.48	2,502.40
4.- PENALIZACION PERNO Y MALLA		44,924.50	15,523.78	32,433.31	19,909.29	24,323.57	0.00	0.00
			0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	52,365.23
TOTAL DESCUENTOS		251,935.7	182,944.3	181,198.2	53,859.2	46,293.3	103,760.2	38,262.0
VALORIZACION MINA		20,586,959	20,776,670	23,785,776	30,037,636	35,830,208	33,603,544	31,944,983
DESCRIPCIÓN	Año 2013	Año 2014	Año 2015	Año 2016	Año 2017	Año 2018	Año 2019	
DIAS DE OPERACIÓN		365.00	366.00	365.00	365.00	354.00	366.00	
1.- TRABAJOS MINA	7,247,047	6,005,637	6,229,180	7,120,266	9,239,572	6,872,697	5,429,586	
2.- TRABAJOS DE SOSTENIMIENTO	1,795,459	2,495,019	3,170,269	4,891,689	5,375,583	7,277,545	7,156,301	
2.1 MADERA		0.00	0.00	2,050,594.94	2,955,823.69	5,496,434.36	5,079,726.90	
2.2 PERNOS, SPLIT SET, MALLA Y SHOTCRETE		0.00	0.00	665,863.62	2,300,893.02	1,504,894.71	1,892,334.20	
2.3 RUMAS Y PIRCAS		0.00	0.00	55,712.81	118,866.21	276,215.62	184,239.88	
3.- SERVICIOS ADICIONALES	4,384,949	5,374,779	6,761,373	8,449,075	10,068,272	9,140,788	6,722,178	
TOTAL	S/. 13,427,455	S/. 13,875,436	S/. 16,160,823	S/. 20,461,030	S/. 24,683,428	S/. 23,291,030	S/. 19,308,065	
OTRAS VALORIZACIONES	5,033,397.34	5,621,897.13	7,171,387.86	8,336,698.20	9,142,824.37	8,719,929.91	10,665,225.85	
REINTEGROS	1,215,962.08	766,837.66	44,879.38	316,704.37	1,162,573.57	1,005,186.10	1,465,558.84	
DESCUENTOS VARIOS	251,935.71	182,944.27	181,198.18	53,859.23	46,293.30	103,760.19	38,261.95	
TOTAL VALORIZACIÓN	S/. 19,424,879	S/. 20,081,226	S/. 23,195,892	S/. 29,060,574	S/. 34,942,532	S/. 32,912,386	S/. 31,400,587	
TOTAL VALORIZACION (SIN SCOOP)	S/. 18,256,234	S/. 18,962,113	S/. 22,275,318	S/. 27,865,353	S/. 32,636,552	S/. 30,669,909	S/. 28,985,105	

Extraído de Área de Costos de la Empresa Minera MARSA S.A.

Anexo N.º 07: Fotografías



Figura 1 — Sala de DDS de la Cámara 37



Figura 2 — Perforación de la Rampa Patrick III con Jumbo Hidráulico



Figura 3 — Carguío de los Taladros



Figura 4 — Cuadrilla de Shotcrete y Operadores de los Equipos.



Figura 5 — El Ingreso de la Rampa Patrick



Figura 6 — Transporte de Mineral y el Scoop Tram para la Limpieza



Figura 7 — Bodega de la Cámara 39



Figura 8 — Juego de Barretillas para el Desatado de Rocas en la Rampa.



Figura 9 — Pernos Colocados Correctamente, Espaciamiento y Colillas a Estándar



Figura 10 — Procesos de Perforación y Uso de Guidores



Figura 11 — Amarre de Fanel y Resultado de la Voladura