

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti – Ancash - 2021

Presentado por:

Elfie Verónica Córdova Valenza

Alex Roger Pumapillo Avendaño

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2023



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



TESIS

“OPTIMIZACION DEL CICLO DE PERFORACION Y VOLADURA PARA
REDUCIR LOS COSTOS OPERATIVOS DE LA RAMPA 100 DE LA ZONA
CARIDAD, UNIDAD MINERA HUANCAPETI – ANCASH - 2021”

Presentado por **Elfie Verónica Córdova Valenza** y **Alex Roger Pumapillo Avendaño**, para optar el Título de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 06 de diciembre del 2023, ante el Jurado Evaluador:

Presidente:

Dr. Pablo Rubén Zuloaga Candia

Primer Miembro:

Mtro. Feliciano Escobedo Silva

Segundo Miembro:

Mtro. Julio Cesar Pareja Cabrera

Asesor:

Mtro. Darío Dante Sánchez Castillo

Agradecimiento

Agradezco a Dios por haberme otorgado una familia maravillosa, quienes confiaron siempre brindándome todo el apoyo, a la universidad que fue la casa de estudios que me dio la oportunidad de crecer profesionalmente.

Elfie Verónica Córdova Valenza

Agradezco a Dios, a mi padre, madre, hermano, hermana, a mis abuelas y a mi novia Ana por haberme siempre motivado a nunca rendirme y siempre darme consejos positivos para la mejora continua y por darme el apoyo incondicional para continuar adelante. A los docentes por el apoyo incondicional en la elaboración de la tesis.

Alex Roger Pumapillo Avendaño



Dedicatoria

Quiero dedicar esta tesis para mis padres Carmela Valenza y José Córdova por su apoyo incondicional, por sus consejos, ya que gracias a ello pude concluir mi carrera profesional.

Elfie Verónica Córdova Valenza

A mi padre, madre, hermano, hermana, a mis abuelas y a mi novia Ana por haberme motivado siempre a no rendirme y darme aliento para continuar adelante y seguir con mi vida profesional a pesar de que tuvimos pequeñas diferencias. A mis docentes que me apoyaron en la elaboración de mi tesis.

Alex Roger Pumapillo Avendaño



“Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021”

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y OBJETIVOS	5
1.1 Descripción del problema.....	5
1.2 Enunciado del problema general específicos	5
1.2.1 Problema General.....	5
1.2.2 Problemas Específicos	5
1.3 Justificación de la Investigación.....	6
CAPÍTULO II	7
OBJETIVOS E HIPOTESIS	7
2.1 Objetivos	7
2.1.1 Objetivo General	7
2.1.2 Objetivos específicos	7
2.2 Hipótesis.....	7
2.2.1 Hipótesis general.....	7
2.2.2 Hipótesis específicas	7
2.3 Operacionalización de variables.....	8
CAPÍTULO III	9
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	9
3.1 Antecedentes	9
3.1.1 Antecedentes internacionales.....	9

3.1.2	Antecedentes nacionales	10
3.2	Marco teórico	12
3.2.1	Optimización.....	12
3.2.2	Perforación.....	14
3.2.3	Voladura.....	20
3.2.4	Costos operativos	24
3.2.5	Rampa	24
3.3	Marco Conceptual	27
CAPÍTULO IV		30
METODOLOGIA		30
3.4	Tipo, nivel y diseño de la investigación.....	30
4.1.1.	Tipo de la investigación	30
4.1.2.	Nivel de la investigación.....	30
4.1.3.	Diseño de la investigación	30
3.5	Población y muestra	31
4.1.4.	Población.....	31
4.1.5.	Muestra.....	31
3.6	Procedimiento de la investigación.....	31
3.7	Material de investigación	32
3.8	Instrumentos de investigación	33
3.9	Plan de tratamiento de datos.....	34
CAPÍTULO V		35
RESULTADOS Y DISCUSIONES		35
4.1	Clasificación geomecánica zona Caridad.....	35
4.2	Datos de la zona Caridad de Cia minera Lincuna S.A	37



4.3	Diseño de perforación y voladura antes de implementar la malla	37
4.3.1	Perforación.....	37
4.3.2	Consumo de explosivos y accesorios de voladura por disparo antes de implementar la malla.....	40
4.3.3	Estructura de costos unitarios antes de implementar la malla de perforación por el Método de R. Holmberg.....	44
4.4	Cálculo de diseño de perforación y voladura por el método R. Holmberg	50
4.4.1	Datos de labor para realizar los cálculos por el Método R. Holmberg	50
4.4.2	Eficiencia de perforación (Eff).	51
4.4.3	Cálculo del área de labor (S).....	51
4.4.4	Perímetro de labor (P)	52
4.5	Tiempo de perforación por Frente antes y después de implementar la malla de perforación.....	70
4.6	Diseño de perforación y voladura por el método R. Holmberg	71
4.7	Secuencia de salida.....	72
4.8	Distribución de carga explosiva	73
4.9	Resultados después de implementar la malla de perforación.....	74
4.11	Resumen de la Comparación de costos unitarios de antes y después	80
4.12	Discusión de resultados	81
CAPÍTULO VI		82
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		82
5.1	Conclusiones	82
5.2	Recomendaciones.....	83
BIBLIOGRAFÍA		84
ANEXOS		88



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Tabla de Definición de variables y Operacionalización de variables	8
Tabla 2 — Perforación y desgaste de algunas rocas comunes.....	15
Tabla 3 — Clasificación geomecánica	35
Tabla 4 — Clasificación geomecánica zona Caridad.	36
Tabla 5 — Parámetros obtenidos durante el seguimiento en la RP-100(+) antes de implementar la malla	38
Tabla 6 — Información del frente de la RP-100(+) antes de implementar la malla ...	39
Tabla 7 — Consumo de aceros de perforación por disparo en la RP-100(+).	39
Tabla 8 — Distribución de carga explosiva.....	42
Tabla 9 — Datos técnicos y resultados	43
Tabla 10 — Especificaciones y características del terreno	44
Tabla 11 — Costo de mano de obra	45
Tabla 12 — Costos de equipo de protección personal.....	46
Tabla 13 — Costo de Herramientas.....	47
Tabla 14 — Costo de Perforación	47
Tabla 15 — Costo de explosivos	48
Tabla 16 — Costo de Equipos	48
Tabla 17 — Costo indirecto y Total.....	50
Tabla 18 — Datos de labor para realizar	50
Tabla 19 — Características del tipo de terreno	52
Tabla 20 — Tipos de explosivos	54
Tabla 21 — Tiempo promedio por taladro y tiempo total de perforación de un frente	70
Tabla 22 — Comparativo de tiempo de perforación de antes y después de implementar la malla de perforación	70

Tabla 23 — Distribución de taladros	72
Tabla 24 —Distribución de carga explosiva.....	73
Tabla 25 —Resultados después de implementar malla de perforación.....	74
Tabla 26 — Parámetros obtenidos después de implementar la malla de perforación	74
Tabla 27 — Costo de mano de obra	75
Tabla 28 — Costo de equipos de protección personal.....	76
Tabla 29 — Costo de herramientas.....	76
Tabla 30 — Costo de perforación	77
Tabla 31 — Costo de explosivos	78
Tabla 32 — Costo de Equipos	79
Tabla 33 — Costo indirecto y Total.....	79
Tabla 34 — Comparativo del antes y después de costos unitarios.....	80
Tabla 35 — Matriz de consistencia	88



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 — Diagrama de fallas de perforación	17
Figura 2 — Ángulos de perforación.....	18
Figura 3 — Denominación de taladros en un frente	19
Figura 4 — Otra forma de Arranque	20
Figura 5 — Ficha técnica de Emulnor.....	23
Figura 6 — Detalle de una Rampa.....	25
Figura 7 — Malla empírica de perforación empleada por los jumberos	41
Figura 8 — Cálculo para el primer cuadrante	57
Figura 9 — Diseño de malla de perforación por el método R. Holmberg.....	71
Figura 10 — Secuencia de salida.....	72
Figura 11 — Comparativo de los costos de perforación	77
Figura 12 — Comparativo de costos de explosivos	78
Figura 13 — Comparativo de costos directos e indirectos.....	80
Figura 14 — Figura pintado de frente para perforación de la Rampa 100	89
Figura 15 — Pintado de la malla de perforación de la Rampa 100	89
Figura 16 — Elfie Córdova observando la actividad de Perforación Rampa 100	90
Figura 17 — Alex Pumapillo, Colaborador de Operaciones	90
Figura 18 — Equipo ventilador ubicado en la Rp 100	91
Figura 19 — Elfie Córdova realizando abordaje de IPERC al operador de Bolter en la Rampa 100.....	91
Figura 20 — Desatado de rocas después de realizar la actividad de voladura en la Rampa 100.....	92
Figura 21 — Trabajos de sostenimiento en la Rampa 100	92



Figura 22 — Elfie Córdova y Alex Pumapillo saliendo de mina Caridad hacia bocamina.....	93
Figura 23 — Elfie Córdova realizando capacitación al personal de operaciones, servicios auxiliares y ventilación.	93
Figura 24 — Tabla Geomecánica mina Lincuna	95
Figura 25 — Jumbo DD 210	96
Figura 26 — Frente cargado listo para chispear (Rampa 100).....	96
Figura 27 — Modelo Geológico de Mina Lincuna.....	97
Figura 28 — Sección típica de 4 x 4	98
Figura 29 — Plano Geomecánico Rampa 100.....	99
Figura 30 — Plano Proyectos	100



INTRODUCCIÓN

El propósito del presente trabajo de investigación es de optimizar los costos operativos mediante la estandarización de perforación y voladura, todas las empresas mineras buscan mejorar los estándares de perforación y voladura sin perjudicar la seguridad, más aún que se está en constante perfeccionamiento de las operaciones mineras. Es por esta razón que al contemplar este problema en la Unida Minera “Huancapeti”, se realizó el presente trabajo de tesis, la investigación propuesta tiene el propósito de optimizar en la Rampa 100 implementando una nueva malla de perforación, minimizando así los costos operativos, insumos y materiales. El proceso de desarrollo de esta tesis obtuvo en principio un diagnóstico de la situación actual de las operaciones del ciclo de perforación y voladura, su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, procedido por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras de los estándares en el ciclo de perforación y voladura e implementación de los mismos mediante el control operativo de las operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa.

El trabajo de investigación presentado, determina el diseño de malla de perforación y voladura que es una operación de mayor relevancia en la excavación que esta acondicionado al tipo de roca estéril que se va a excavar, el trabajo de investigación se ha realizado mediante un análisis teórico práctico que reduce los costos en perforación y voladura en la Rampa 100, se demuestra la selección adecuada del diseño de malla de perforación y distribución adecuada de explosivos.

Capítulo I: En este capítulo hablamos sobre la descripción del problema, enunciados del problema, la justificación y la ubicación y accesibilidad a la unidad minera.

Capítulo II: Trata específicamente sobre los objetivos y hipótesis de la investigación más la matriz de operacionalización de la variable

Capítulo III: En este capítulo que se denomina marco teórico se trata sobre los antecedentes y las bases teorías y conceptos.

Capítulo IV: En este capítulo se detalla el diseño metodológico del trabajo de investigación.

Capítulo V: En este capítulo se desarrolla el trabajo de tesis desarrollando los objetivos planteados y también realizando la discusión de resultados con los antecedentes de otras investigaciones.



Capítulo VI: En este capítulo se desarrolla las conclusiones del trabajo de investigación de acuerdo los resultados obtenidos y también se realiza las recomendaciones para tener búsqueda constante de seguir optimizando los costos de operación en la unidad minera.



RESUMEN

El presente trabajo de tesis trata sobre el problema en la optimización del Ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021, donde se vio la importancia de mejorar el ciclo de perforación y voladura y así poder reducir los costos operativos de esta manera obteniendo utilidades óptimas. El trabajo de tesis se realizó presentando un nuevo diseño de trabajos de perforación y voladura teniendo ello como punto de partida donde se consideró el tiempo ciclo de perforación, la velocidad de perforación, los parámetros e indicadores de perforación, y así también considerando los costos de la perforación, voladura con ello se obtuvo una relación de costos. La metodología empleada en el tipo de investigación es cuantitativo, nivel de investigación es descriptivo, en el diseño es una investigación causa –efecto. Los resultados responden estrictamente a los objetivos planteados, llegando así a las siguientes conclusiones los costos de perforación se redujeron de 67.54 a 56.84 \$/m, debido a los ajustes de optimización del ciclo de perforación y voladura en la Unidad Minera Huancapeti, de esta manera se cumplió con el objetivo de la investigación, los costos de voladura se redujeron de 86.66 a 70.09 \$/ m, de acuerdo al reajuste del frente de perforación, haciendo que se consuma menor cantidad de explosivos, relación de la reducción de los costos de perforación y los costos de voladura están ligadas a las características del diseño del frente de perforación, influyendo la cantidad de taladros a cargar, en esta parte la relación es directa que a menor cantidad de taladros en el frente, menos cantidad de explosivos a cargar, haciendo que en global se tenga una reducción de 495.25 a 434.31 \$/ m.

Palabras clave: *Optimización, perforación, voladura, costos, operativos.*



ABSTRACT

The present thesis work deals with the problem in optimizing the drilling and blasting cycle to reduce operating costs on ramp 100 in the Caridad area, Huancapeti-Ancash Mining Unit, where the importance of improving the drilling and blasting cycle was seen and thus being able to reduce operating costs in this way obtaining optimal profits. The thesis work was carried out presenting a new design of drilling and blasting work taking it as a starting point where the drilling cycle time, drilling speed, drilling parameters and indicators were considered, and also considering the costs of drilling, blasting, a cost ratio was obtained. The methodology used in the type of research is applicative, the level of research is descriptive, the design is cause-effect research. The results strictly respond to the stated objectives, thus reaching the following conclusions: drilling costs were reduced from 67.54 to 56.84 \$/m, due to the optimization adjustments of the drilling and blasting cycle at the Huancapeti Mining Unit, in this way The objective of the investigation was met, blasting costs were reduced from 86.66 to 70.09 \$/m, according to the readjustment of the drilling front, causing a smaller amount of explosives to be consumed, a relationship with the reduction of drilling costs. and blasting costs are linked to the design characteristics of the drilling face, influencing the number of drills to be loaded, in this part the relationship is direct that the fewer the number of drills in the face, the less amount of explosives to load, making that overall, there will be a reduction from 495.25 to 434.31 \$/m.

Keywords: *Optimization, drilling, blasting, costs, operations.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA Y OBJETIVOS

1.1. Descripción del problema

Teniendo como meta el cumplimiento de los programas de avance de la unidad minera Huancapeti, tales como los trabajos de perforación, voladura, se identificó que se tienen retrasos en los tiempos, ciclos de trabajo y en muchos casos no se cumplen en toda una guardia, lo cual genera retrasos, el no cumplimiento con el tonelaje, avance programado y pérdidas económicas que directamente esta reflejados en los costos de estos trabajos operativos.

Estos retrasos de trabajo directamente se ven reflejado en los costos unitarios de las actividades de perforación considerando a los accesorios de la perforación, también involucra directamente a los costos unitarios de los explosivos, accesorios de voladura.

Es por esta razón que se plantea el presente proyecto de tesis que titula “Optimización del ciclo de perforación y voladura para reducir los costos operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021”. Con la finalidad de reducir los costos operativos de perforación, voladura.

1.2. Enunciado del problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura reducirá los costos operativos de la Rampa 100 de la Zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura reducirá el costo de voladura en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?
- ¿Por qué la optimización del ciclo de perforación y voladura disminuirá los costos de perforación en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?



- ¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura Unidad influirá en la evaluación de costos en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?

1.3. Justificación de la Investigación

- Relevancia en la industria minera: La optimización de los procesos de perforación y voladura es crucial en la industria minera para reducir costos operativos y mejorar la rentabilidad.
- Los resultados de nuestra tesis servirán como un modelo para optimizar otras áreas dentro de la Unidad Minera Huancapeti y en la industria minera en general.
- La investigación se enfoca en proporcionar soluciones concretas y aplicables a la operación de la Rampa 100, lo que puede beneficiar directamente a la unidad minera.
- La reducción de costos operativos contribuye directamente a la mejora de la rentabilidad de la Unidad Minera Huancapeti.
- La investigación podría involucrar la implementación de tecnologías avanzadas en perforación y voladura, lo que podría llevar a prácticas más eficientes y seguras.
- Nuestro trabajo de tesis nos ofrece la oportunidad de aplicar sus conocimientos teóricos en un contexto práctico y enfrentar desafíos reales de la industria minera.

La investigación genera conocimiento nuevo y contribuir a la literatura académica en el campo de la minería y la optimización de proceso.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPOTESIS

2.1. Objetivos

2.1.1. Objetivo General

Optimizar el ciclo de perforación y voladura para reducir los costos operativos de la Rampa 100 de la Zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021

2.1.2. Objetivos específicos

- Reducir los costos de voladura en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.
- Determinar la disminución de los costos de perforación en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.
- Influir en la evaluación de costos en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.

2.2. Hipótesis

2.2.1. Hipótesis general

La optimización del ciclo de perforación y voladura reduce los costos operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021

2.2.2. Hipótesis específicas

- La optimización en el ciclo de perforación y voladura se reduce los costos voladura de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.
- La optimización en el ciclo de perforación y voladura determina la disminución de los costos de perforación de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.
- La optimización en el ciclo de perforación y voladura influye en la evaluación de costos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.



2.3. Operacionalización de variables

Tabla 1 — Tabla de Definición de variables y Operacionalización de variables

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable independiente	Optimización del ciclo de perforación y voladura	Tipo de explosivo	<ul style="list-style-type: none"> • Emulnor y ANFO de FAMESA (m³)
		Malla de perforación	<ul style="list-style-type: none"> • Longitud de perforación por pies
		Tiempos operativos	<ul style="list-style-type: none"> • Diseño y control de los parámetros de perforación y voladura
Variable dependiente	Reducir los Costos Operativos	Costo de voladura	\$/tm
		Costo de perforación	\$/tm
		Evaluación de costos	\$/tm



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1. Antecedentes

a) Antecedentes internacionales

(GUAMÁN, 2016) en su tesis “Optimización de los Procesos de Perforación y Voladura en el Túnel Fase A-B de Interconexión del Proyecto Sopladora” de la Escuela Superior Politécnica de Chimborazo, ciudad de Macas Ecuador la Investigación tiene como objetivo Optimizar los procesos de perforación y voladura que se están empleando en el túnel Fase A-B en el Proyecto Hidroeléctrico Sopladora. Donde llego a la siguiente conclusión, de acuerdo a los datos obtenidos en campo que permitieron realizar el levantamiento geológico se puede clasificar que el túnel de Fase A-B atraviesa un macizo rocoso regular. La malla de perforación, propuesta en el presente trabajo, se define en base al método de Rune Gustafsson para la optimización de explosivos. La aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el Túnel Fase A-B, significa para la Hidroeléctrica Sopladora ahorro en explosivos el 66%, por cada voladura, debido a la optimización del proceso de voladura.

(MONTIEL, 2014) en su tesis “Optimización del Diseño de Perforación y Voladura Aplicando Cámara de Aire con el explosivo Fortis Extra, Mina Paso Diablo, Carbones del Zulia S.A, Estado Zulia.” De la Universidad Central de Venezuela en la ciudad de caracas, tiene como objetivo general de este estudio fue efectuar Optimizar los diseños de perforación y voladura, en función de las características del macizo rocoso, la mezcla explosiva para mejorar la fragmentación del material volado, en la Mina Paso Diablo, Carbones del Zulia S.A., estado Zulia. Cuando se obtiene sobre fragmentación de la roca, se está incurriendo en un gasto innecesario ya que se ha utilizado una cantidad de explosivo mayor a la necesaria. Si, al contrario, los resultados son grandes bloques de rocas mal fragmentados, se estaría afectando la productividad de forma negativa para los equipos de carga y acarreo, además de incurrirse en pérdidas de producción. Actualmente en la Mina Paso Diablo existen variaciones en la fragmentación de la roca, se presume que esta desviación se debe a



algunas características, propiedades de la roca y del explosivo que no se ha tomado en consideración para llevar a cabo las voladuras. Dicho problema podría disminuirse optimizando los diseños de perforación y voladura, empleando criterios como propiedades y características de la roca, propiedades de la mezcla explosiva Fortis Extra y la técnica con cámara de aire, los cuales no se han tomado en cuenta en los diseños aplicados actualmente en el yacimiento.

(MAYORAL, 2008) En su investigación de tesis doctoral en la universidad de Oviedo (España) titulado “Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos, buscando leyes de desgaste para brocas de perforación.”, expone que en la minería actualmente se encuentra un doble punto de vista técnico-económico que tiene que ser estudiado en cada operación minera, quedando la perforación en una de las actividades que mayor influencia genera en los costos de operación y dentro de ella se debe estimar el desgaste de las brocas de perforación, que se debe específicamente por la abrasión.

b) Antecedentes nacionales

(YUCRA, 2013) en su tesis que titula “Reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento E.E. AESA, U.M.A. Quenamari - San Rafael” de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, concluye que la mayor reducción de costos operativos se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento a 0,96 \$/TM.

(MELO, 2013) en su tesis que titula “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Compañía Minera Poderosa EJMAC S.A.C” de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, concluye que en voladura la reducción del costo es 0.28 \$/TM es decir una reducción del costo de 252 000 \$ al año, del mismo modo se evidencia también que el ahorro potencial anual en consumo de explosivos (emulsiones) es de 368 789 \$ al año considerando tanto las labores de desarrollo-avance, y las labores de producción de mineral.

MELO También concluye que En perforación la reducción del costo es 0.37 \$/TM es decir una reducción del costo de 333 000 \$ al año, por razones análogas a la voladura en que se optimizó la eficiencia en el avance por disparo en labores de producción y desarrollo.



(PACAHUALA, 2015) en su tesis que titula “Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la Empresa Especializada Mincotral S.R.L.” de la Universidad Nacional del Centro del Perú, de la ciudad de Huancayo, concluye que Con los nuevos estándares actualizados se logró disminuir en un 10%, respecto a los costos unitarios de perforación y voladura.

(CURASMA, y otros, 2019), en la tesis que presentaron que titula “Optimización del proceso de minado y de los costos de explotación en las labores del nivel 610 unidad Julcani – Compañía De Minas Buenaventura S.A.A. – Huancavelica” de la Universidad Nacional De Huancavelica en la ciudad de Lircay, concluye que, el costo general de operación unitaria por disparo de explotación en chimeneas de 5’ x 8’, se ha optimizado de S/. 1,519.09 a S/. 1,463.15 con efectividad de trabajo por tarea en guardia.

(CAYLLAHUA, 2018) en su tesis que titula “Evaluación de Costos Operativos en Galerías de Exploración para Optimizar la Perforación y Voladura en la Unidad Minera las Águilas - CIEMSA”. El propósito principal es disminuir los gastos operativos relacionados con la perforación y la voladura, proponiendo un rediseño de la disposición de los taladros. El enfoque metodológico empleado para lograr la optimización de los costos operativos consistió en la recopilación de datos operativos mineros y la evaluación de los resultados para establecer una nueva disposición estándar de los taladros. Los resultados obtenidos a partir de la nueva disposición de los taladros representan una reducción de cuatro taladros (de 32 a 28 taladros), lo que ha tenido un impacto positivo en los costos de perforación y voladura, disminuyendo de 125.7 a 111.6 dólares por metro perforado. En resumen, se puede concluir lo siguiente: "Se ha logrado una optimización en los costos de perforación y voladura, disminuyendo de 125.70 a 111.60 dólares por metro, lo que equivale a una reducción de 14.10 dólares por metro". Además, se ha diseñado una nueva disposición de los taladros, reduciendo su número de 32 a 28, y con ello se ha alcanzado una disminución de los costos operativos en 14.10 dólares por metro. Asimismo, se ha logrado reducir el factor de carga de acuerdo con los indicadores GSI y RQD, lo que ha resultado en una disminución de los costos de explosivos y accesorios, pasando de 34.9 dólares por metro a 31.1 dólares por metro.

(OCAMPO, 2018) En su tesis de investigación titulada “Optimización de malla de perforación doble espiral para túnel y reducir costos de perforación y Voladura en el



Proyecto CHAVIMOCHIC – La Libertad, 2017” Como resultado de este estudio, se ha logrado una significativa reducción en los costos de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Para la roca tipo II, los costos se han reducido de 14.3 dólares por metro cúbico a 11.6 dólares por metro cúbico, y para la roca tipo III, se han reducido de 12.4 dólares por metro cúbico a 10.1 dólares por metro cúbico. Esto se ha logrado mediante la disminución del número de taladros necesarios, pasando de 110 a 100 taladros para roca tipo II y de 98 a 94 taladros para roca tipo III. Además, es importante destacar que, a pesar de estas optimizaciones, la eficiencia promedio se ha mantenido constante por encima del 95%, sin que esto haya afectado negativamente los indicadores de desempeño. Asimismo, se ha observado una disminución en el factor de carga promedio con el paso del tiempo, reduciéndose de 2.11 kilogramos por metro cúbico a 1.71 kilogramos por metro cúbico. Esta reducción del factor de carga real con respecto al teórico se ha logrado sin alterar significativamente los indicadores de desempeño, lo que indica una mejora en la eficiencia de las operaciones de perforación y voladura.

3.2. Marco teórico

3.2.1. Optimización

La optimización se fundamenta en efectuar y mejorar la gestión de los recursos en una definida actividad para ejecutar los objetivos que se siguen a través de modificaciones en la fórmulas y procedimientos habituales obteniendo mejores resultados que optimizan el desarrollo de una actividad. El tesista (CHAMBI, 2019) ,especifico que optimizar en buscar una mejor manera para realizar una actividad, obteniendo resultados que tengan mayor eficacia.

3.2.1.1. Índices de Operación Minera

(SALAS, 2013)En su trabajo de tesis, Menciona de forma muy genérica 4 índices operacionales que a continuación se menciona:

- **Índices Mecánicos**

Es la disponibilidad mecánica de los equipos las cuales tienen que estar operativos al 100%, el área encargada de mantener estos equipos operativos es el de mantenimiento.

- **Índices de Insumos**

Es el índice que menciona los insumos utilizados para lograr un determinado producto en este caso el mineral, los insumos empleados



son los combustibles, explosivos, lubricantes etc. (ej. Kg. explosivo/ton, ton-Km/litro combustible).

- **Índices Mineros**

Es la relación que existe entre ley de mineral y potencia de veta, otros índices también pueden ser la geomecánica y los elementos de sostenimiento empleados para poder lograr sacar mineral. (ejemplo: razón estéril/mineral).

- **Índices de Resultados**

Estos índices indican la producción por un determinado tiempo por ejemplo tenemos el tonelaje, que es la cantidad de mineral producido por una guardia (t/gda), también puede ser la producción mensual (t/mes).

3.2.1.2. Tiempo de Operación

Según el tesista (SALAS, 2013), define a los siguientes tiempos como:

- **Tiempo Cronológico (TCR)**

Es la hora que corresponde al tiempo calendario (horas por día) natural como días, meses, años, y se divide en los tiempos siguientes como son tiempo hábil e inhábil.

- **Tiempo hábil (HH)**

Es el tiempo que un determinado equipo está en actividad, la utilización diaria o mensual.

- **Tiempo inhábil (HIN)**

Es el tiempo en el que se realiza la parada del equipo, debido a diferentes factores como mantenimiento, falta de reservas, cierre temporal de actividades, etc.

- **Tiempo de operación u horas de operación (HOP)**

Es el tiempo en que un determinado equipo realiza una determinada actividad o trabajo estas están dadas en horas por guardia, u horas por día.

- **Tiempo de mantenimiento (HMT)**

Es el tiempo que un equipo de operación realiza su mantenimiento esto puede tardar días o hasta meses, dependiendo de la complejidad, si es manteniendo rutinario o como reparación.



- **Rendimiento operativo**

Es el promedio de trabajo de producción que fue realizado por un determinado equipo en un tiempo determinado.

$$R = \frac{\text{Unidades producción promedio}}{\text{Unidad tiempo de operación}}$$

Esto es proporcional con la velocidad de producción del equipo empleado e inversamente es proporcional al tiempo de pérdida ocasionado por algún imprevisto.

- **Rendimiento efectivo**

Es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo en cada unidad de tiempo efectivo de operación.

$$R = \frac{\text{Unidades de producción promedio}}{\text{Unidad de tiempo efectivo de operación}}$$

En teoría este valor debería de ser aplicado para el diseño para el equipo, pero para este caso influyen muchos factores las condiciones del medio de trabajo.

3.2.2. Perforación

Es la primera operación del ciclo minero y antecede a la preparación de una voladura, Consiste en la concentración de una gran cantidad de energía en una pequeña superficie de roca, con el objeto de vencer la resistencia a la separación de sus componentes, y abrir huecos cilíndricos (barrenos o taladros), que están destinados a alojar material explosivo. El estudio de factores geológicos, operacionales y geométricos previos a la perforación nos permitirán determinar el tipo de mecanismo de perforación a utilizar y cantidad de barrenos a ejecutar. La perforación en mina subterránea se puede efectuar con equipos manuales (Jackleg) y mecanizados (Jumbos). Es la acción o proceso de apertura un orificio circular con un taladro, con la finalidad de colocar un material explosivo (LÓPEZ, 2004). La perforación roto percutiva-percusiva se fundamenta en: Percusión, rotación, empuje y barrido.

Según (GAMARRA, 2011), en su tesis menciona que la perforación depende del tipo de roca existente en la matriz, del contenido de minerales con las que está compuesto cada tipo de roca las cuales pueden ser de origen ígneos que están

compuestos por minerales duros las cuales hacen que la perforación sea lenta, o rocas de origen sedimentario que están compuestos en su mayoría por carbonatos, calcio u otros minerales, estos son más blandos donde se tiene una buena perforación.

Tabla 2 — Perforación y desgaste de algunas rocas comunes

TIPO DE ROCA	PERFORABILIDAD	DESGASTE
Granito (roca ígnea plutónica)	Normal de perforar	Mucho desgaste en la broca y el varillaje
Basalto (roca ígnea)	Normal de perforar	Menos desgaste en el varillaje
Diorita (rocas plutónicas)	Normal de perforar	Desgaste normal en el varillaje
Anfibolita (roca metamórfica)	Difícil de perforar	Produce un fuerte desgaste debido al contenido de cuarzo
Gnesis (roca metamórfica)	Más difícil de perforar debido a la granulación fina	Produce un fuerte desgaste
Pizarra (roca metamórfica)	Fácil de perforar	Poco desgaste en los aceros
Caliza (roca sedimentaria)	Fácil de perforar	Poco desgaste en los aceros
Arenisca (roca sedimentaria)	Fácil de perforar	Produce un fuerte desgaste por la presencia del cuarzo
Cuarcita (roca metamórfica)	Difícil de perforar por la presencia del SIO	Produce un elevado desgaste de los aceros

Extraído de Tesis (GAMARRA, 2011)

3.2.2.1. Condiciones de perforación

Según (CHIPANA, 2015) en su tesis de investigación titulada “Diseño de Perforación y Voladura para reducción de costos en el frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A.” menciona que se efectúan dos procesos para romper rocas: perforación y fragmentación de la roca (tronadura). El primero se realiza mediante un orificio o corte, por medios mecánicos, hidráulicos o térmicos, para poder introducir los explosivos y generar un túnel, galería o pozo. El segundo busca desgastar y fragmentar una cantidad de materiales, mediante energía química, hidráulica, entre otros.

Los principales parámetros de perforación son:

- **Diámetro.** El diámetro del taladro en el diseño afecta al burden, espaciamiento, distribución de carga explosiva; en la voladura a la granulometría de la fragmentación y en general a la economía de toda la operación.
- **Longitud.** Influye en la selección del equipo perforador y en el avance por disparo.
- **Rectitud.** Los taladros deben de ser perforados con la mayor rectitud posible y estar alineados correctamente para que el explosivo se distribuya apropiadamente.
- **Estabilidad.** Tiene que ver con la capacidad de los taladros en mantenerse abiertos hasta el momento de su empleo.

3.2.2.2. Deficiencias de la perforación en taladros de menor diámetro en el subsuelo

La deficiencia del disparo sucede por un mal diseño en el arranque, inapropiado diámetro del taladro de alivio, desviación en el paralelismo, espaciamiento irregular entre taladros, desigual longitud de los taladros, intersección entre taladros y sobrecarga de explosivos, tal como se demuestra en la figura N° 2 del Manual de explosivos (EXSA, 2017).



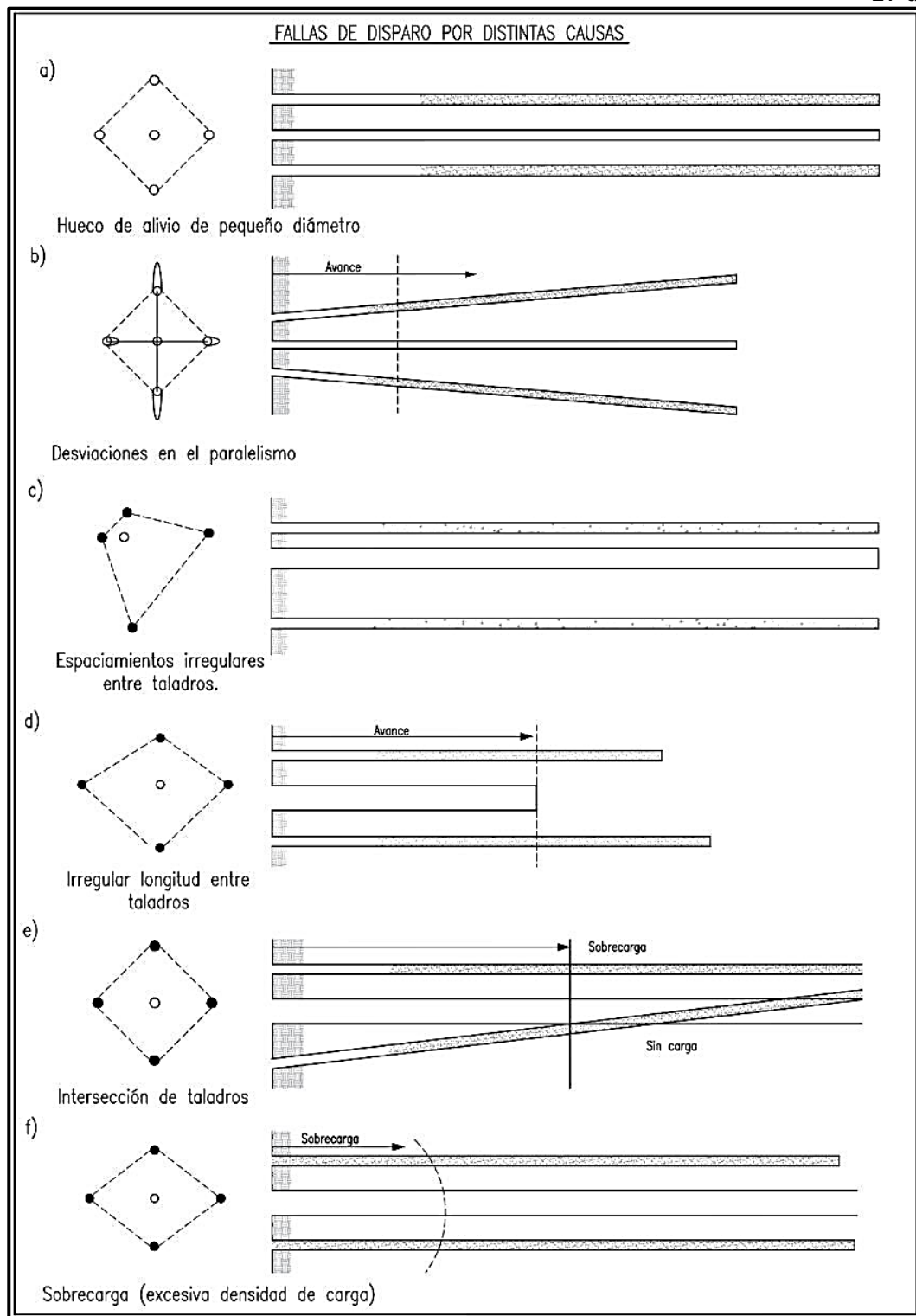


Figura 1 — Diagrama de fallas de perforación

Extraído de (EXSA, 2017)



En la apertura de rampas, túneles los trabajos ejecutados con taladros paralelos, es necesario realizar taladros en el techo (alzas) y pisos (arrastres) con un ángulo de inclinación, que permitan mantener igual el ancho de la sección; caso contrario la labor realizada poco a poco se estrechara progresivamente, si los ángulos son mayores ocurrirá una sobre rotura.

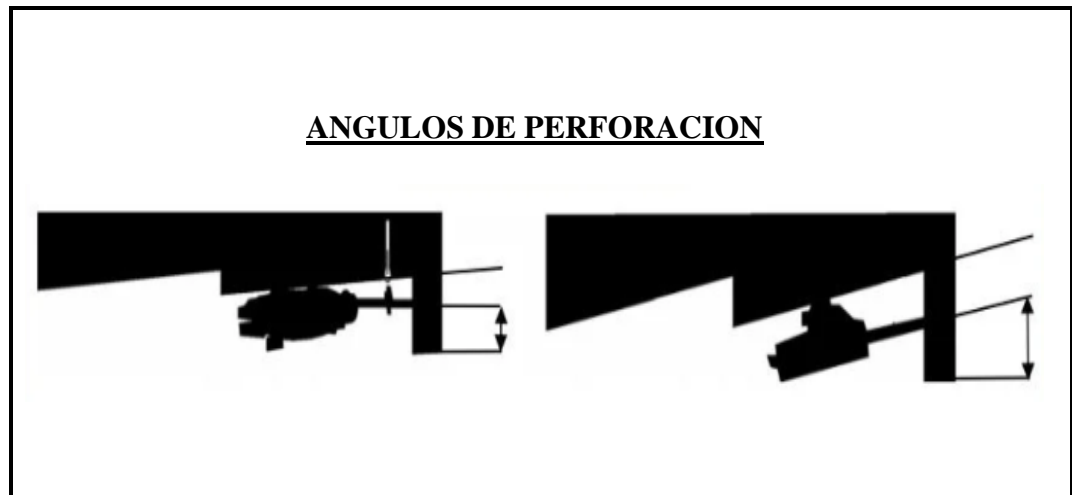


Figura 2 — Ángulos de perforación.

Extraído de (EXSA, 2017)

3.2.2.3. Ventajas de perforación horizontal

Las ventajas son:

- Reducción de la altura en la labor, facilita el correcto desate de rocas sueltas en la corona y hastiales.
- Incremento de la estabilidad de la labor, no presenta sobre rotura.
- Mayor control de dilución.
- El uso de los jumbos brinda la optimización de la operación.

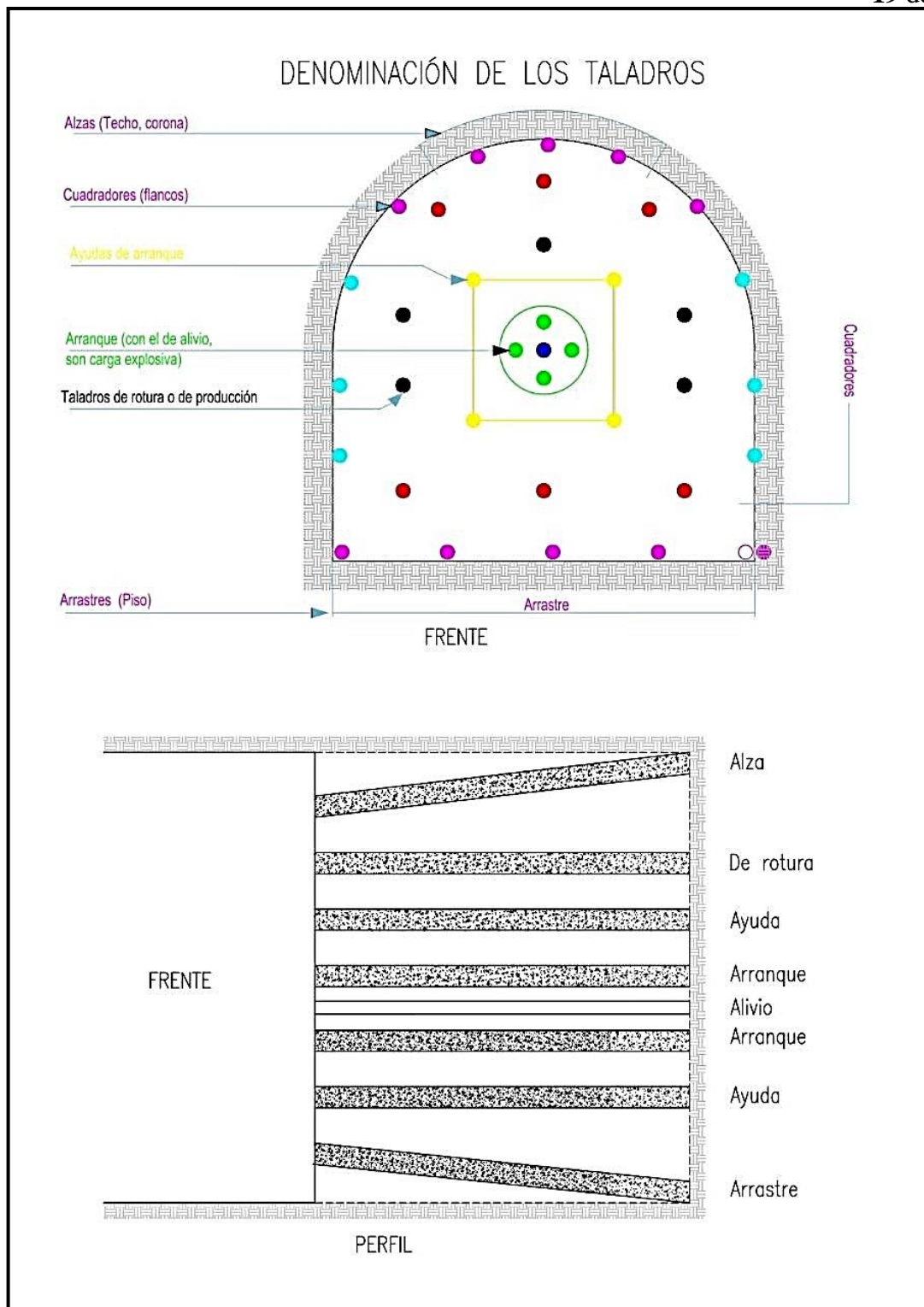


Figura 3 — Denominación de taladros en un frente

Extraído de (EXSA, 2017)

3.2.2.4. Tecnología en perforación

- **Arranque:** Es el diseño de salida de taladros de inicio que generan cara libre para la secuencia de salida. (BENITEZ, 2019)



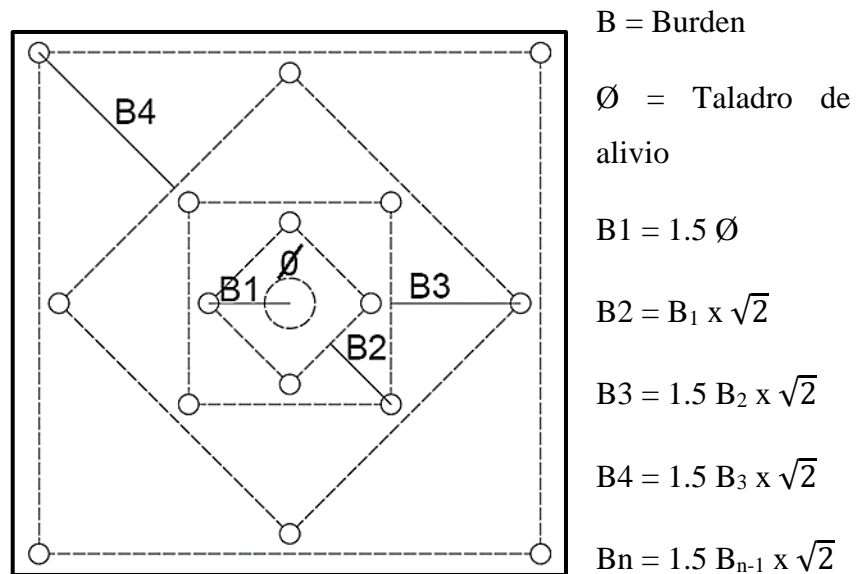


Figura 4 — Otra forma de Arranque

Pasos para marcar una malla de perforación

3.2.3. Voladura

De acuerdo a (ENAMI, 2017), es la operación que tiene por objetivo el arranque del mineral desde el macizo rocoso, usando la energía liberada por el explosivo ubicado en los taladros. Al momento de adaptar la energía ideal para ocasionar una fragmentación buena, evadiendo daño en las cajas y techo de la labor. Al culminar los fragmentos o detritos caen y forman una pila de escombros o material producto de la voladura.

De acuerdo con (MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA, 2015), detonación es la quema de gran cantidad de explosivo, cuyo proceso consiste en cargar el explosivo hacia los taladros vacíos, el explosivo al ingresar en acción causa una onda de vibración y por reacción, el gas libera a altas presiones y temperatura constante, para fragmentar una cantidad de material.

3.2.3.1. Fragmentación del macizo rocoso

La fragmentación del macizo rocoso se produce después de la detonación producida por las ondas de choque y los gases que expanden con la celeridad encima de las paredes del taladro, las cuales son transferidos a la roca circundante en forma de ondas o fuerzas de compresión, si la resistencia a la tensión del macizo rocoso se



sobrepasa, se ocasiona el rompimiento, los gases en expansión penetran en las grietas iniciales conformados por los planos de debilidad naturales del macizo rocoso, produciendo otras nuevas dando lugar a la fragmentación de la roca, los gases remanentes trasladan rápidamente el material triturado hacia adelante perdiendo su fuerza por el enfriamiento y por el aumento de la cavidad formada en el macizo rocoso, los fragmentos desplazados se acumulan para formar la pila de escombros, de esta manera finaliza el proceso de voladura de rocas (RAMOS, 2018) .

3.2.3.2. Factores que afectan al rendimiento de la voladura de rocas

Para obtener el resultado de una voladura exitosa concuerda con los objetivos antes planificados en el diseño sin alterar los elementos ajenos a la voladura. Según los tesisistas (BELITO, y otros, 2019), Para obtener una excelente voladura se necesita interactuar entre los tres procesos que son: una cantidad correcta de energía explosiva en la voladura de rocas, distribución de energía en voladura de rocas y el confinamiento de energía en la voladura de rocas.

- **Cantidad de energía.** Para lograr obtener los resultados programados en una voladura de rocas se requiere emplear una cantidad determinada de explosivos.
- **Distribución de energía.** Los resultados de una mala distribución de la energía dan a una fragmentación con diferentes tipos de inconvenientes, generando sobrerotura y evidenciando muchas veces tiros fallados o cortados.
- **Correcto confinamiento de la energía.** Para evitar pérdidas de energía los gases producidos por la detonación de los explosivos tienen que estar confinados en el interior del taladro.

3.2.3.3. Voladura controlada

Para realizar una voladura controlada se da con el objetivo de evitar la sobrerotura, permitiendo la obtención de superficies lisas, impide el agrietamiento excesivo de la roca remanente mejorando su estabilidad. La tesisista (MENDOZA, 2014) manifestó que para evitar el deterioro a



las paredes producida por las fuerzas de la energía explosiva es la voladura controlada y indica seleccionar explosivos que desarrollen en las paredes del taladro tensiones inferiores o iguales a la resistencia dinámica a la compresión; emplear un determinado explosivo define una variación en la curva presión-tiempo (P-t), por desacoplamiento dentro del taladro.

Para emplear un diseño de voladura controlada se tiene que abordar dos disyuntivas: definición de la voladura por análisis de velocidad crítica de la roca; definición de la voladura por reducción de la presión en las paredes del taladro.

3.2.3.4. Tecnología de voladura

- **Sensibilidad a la Iniciación:** Todo explosivo para ser reaccionado debe de tener un iniciador, usualmente se utiliza el fulminante numero 8 (SEGURIDAD MINERIA, 2018)
- **Diámetro de la carga (diámetro del taladro).** Es el diámetro del orificio o taladro el cual será llenado por carga explosiva. (DE LA CRUZ, 2014)
- **Geometría de la carga.** Es la relación de longitud y diámetro de carga y el punto de inicio donde se da inicio el disparo. (PACAHUALA, 2015)
- **Grado de acoplamiento.** Es el acoplamiento físico que existe entre la carga explosiva y la roca que permite la transferencia de la onda de choque, esto es como la carga explosiva llena o es acoplada al taladra para lograr el fracturamiento de la roca. (ENAMI, 2017)
- **Grado de confinamiento.** Es el atacado que se le realiza a la columna de carga, dependerá del confinamiento si el disparo sale bien o se llega a soplar. (ENAMI, 2017)
- **Distribución de carga en el taladro.** Es la distribución de carga explosiva que está en toda la columna de carga que en ella se pone el explosivo más denlo al fondo del taladro. (ZAPATA, 2002)
- **Intervalos de iniciación de las cargas (Timing).** Es la secuencia salida que tendrá cada taladro, existiendo entre ellos fracciones de segundo en cada detonación de taladro cargado. (GARRIDO, 2007)



- **Voladura de Precorte.** Consiste en generar una discontinuidad en el frente de trabajo mediante una fila de taladros con carga de explosivo desacoplado cuyo fin tiene solo generar grietas. (EXSA, 2017)
- **Voladura de Recorte.** Es la secuencia de salida de taladros que se realiza después de la voladura principal, cuyo fin es perfilar y botar las rocas sueltas del frente. (EXSA, 2017)
- **Voladura Amortiguada.** Se aplica en minería convencional, que tiene modificada la salida de la última fila, tanto en la forma como en el diseño de carga. (EXSA, 2017)

Características técnicas					
	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000	
Densidad relativa (g/cm ³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1	
Velocidad de detonación (m/s)	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300	
<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> confinado * s/confinar ** </div>	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300	
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88	
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010	
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870	
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112	
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159	
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8	
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente	
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera	
<small>* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro. ** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro. *** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.</small>					
Presentación					
	Material de caja	Capacidad de caja (Pza.)	Peso neto (kg)	Peso bruto (kg)	Dimensiones exteriores (cm)
EMULNOR® 500 1" x 7"	Cartón	318	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 500 1" x 8"	Cartón	294	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 30,0
EMULNOR® 1000 1" x 7"	Cartón	264	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 8"	Cartón	230	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 1000 1" x 12"	Cartón	150	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 3000 1" x 7"	Cartón	260	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 8"	Cartón	228	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 3000 1" x 12"	Cartón	144	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
EMULNOR® 5000 1" x 7"	Cartón	246	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 8"	Cartón	216	25,0	26,5	38,6 x 45,6 x 26,2
EMULNOR® 5000 1" x 12"	Cartón	142	25,0	26,5	34,2 x 47,5 x 30,0
<small>Otras formas de embalaje de acuerdo a pedido.</small>					

Figura 5 — Ficha técnica de Emulnor

Extraído de (FAMESA, 2016)



3.2.4. Costos operativos

La minería tiene como principal objetivo redimir una necesidad del mercado ofreciendo y vendiendo un producto o servicio a un precio superior al costo de producción para tener una ganancia rentable en el mercado minero. Dar a conocer los costos de una empresa, refleja una excelente gestión empresarial, dando así buenos resultados económicos. (QUISPE, 2014)

3.2.4.1. Tipos de Costos

Según (PONCE, 2014) en la minería se puede discernir 4 tipos de costos, en la siguiente ecuación de demuestra cómo se calcula el costo total:

$$CT=CI+CO+CF+CC$$

Donde:

CT= Costo Total.

CI= Costos de inversión. (Son los costos que se necesita para poner en marcha una operación minera)

CO= Costos de operación. (Se consideran los costos generados en forma continua durante la actividad operacional, y van de la mano con la producción).

CF= Costos financieros.

CC= Costos de cierre.

3.2.4.2. Costos de perforación y voladura

Según el tesista (MAMANI, 2016) , los costos son los recursos reales que se utilizan para la producción en un determinado tiempo. La actividad de perforación es las más costosa y primordial, que involucran factores como costos variables, tomando en cuenta la variable aleatoria como es el macizo rocoso. De esta actividad depende el éxito o fracaso del proceso de producción.

3.2.5. Rampa

Son labores similares a las galerías y se caracterizan por ser inclinadas, que sirven de acceso desde boca mina hacia las labores subterráneas. Existen



distintos tipos de rampas que suelen ser circulares, elípticas, zigzag, rectas. La pendiente para el tránsito de equipos y maquinaria pesada que va desde los 10 a 12%. Tienen como finalidad ganar longitud y altura estas se desarrollan 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 en negativo. (MENDOZA, 2014)

La Rampa 100 de la zona Caridad se caracteriza por ser una labor en positivo.

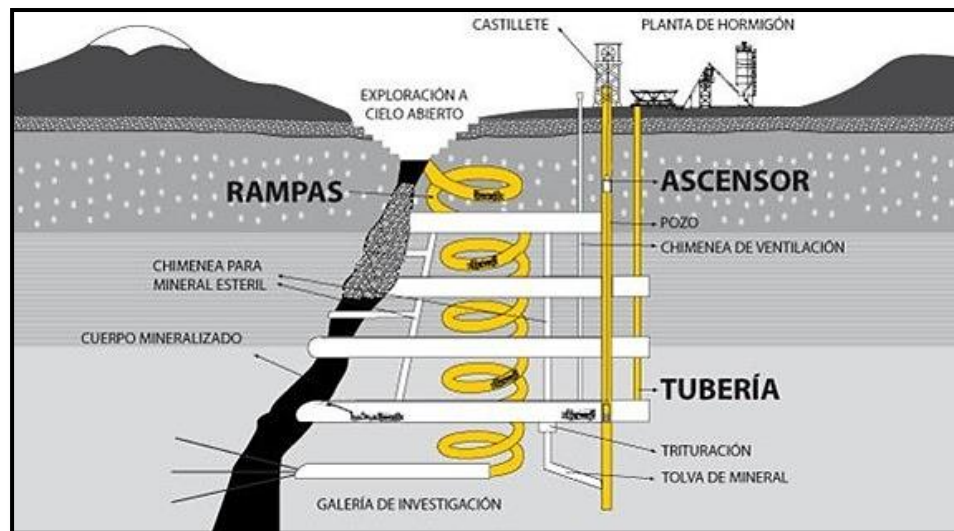


Figura 6 — Detalle de una Rampa

Extraído de [ogle.com/search?q=Tipos+de+rampas+en+minería+subterránea&sa=](https://www.google.com/search?q=Tipos+de+rampas+en+minería+subterránea&sa=)

3.2.5.1. Tipos de Rampas

- **Rampas en forma de Y:**

Estas rampas son muy poco usuales o casi no utilizadas en el Perú, mayormente es usada dentro de pequeñas vetas o cuerpos de mineralizados. Se basa en hacer una rampa superior para acceso de materiales y otros servicios tales como tuberías para agua y aire como también relleno hidráulico.

- **Rampa en forma de espiral**

Es un sistema que une un nivel a otro, se lleva a cabo dentro del yacimiento, en este circula todo el equipo motorizado, nos sirve como medio de transporte para porta tropas de personal o camiones para uso de transporte de personal y llevar el ciclo de minado.



Las gradientes para estas rampas deben ser entre 7% a 12%, no es conveniente realizar más de lo indicado, ya que en su mayoría los equipos de acarreo y transporte están diseñados para no realizar trabajos a un porcentaje superior, a su vez se daría un mayor esfuerzo de equipos, puesto que no podrían restituir fuerza al equipo por mantenerse la misma pendiente en toda la longitud de la rampa, de nivel a nivel.

Una rampa en espiral puede dar malos resultados por:

Poca visibilidad del operador de los equipos.

Poca seguridad del personal y maquinaria.

Aumento del desgaste de los equipos en especial en las llantas.

Por estas razones tiende a ser de poca aplicación en la industria minera.

- **Rampa en forma de Zig Zac**

Se da en minas subterráneas mecanizadas o también llamadas trackless, que tiene las siguientes peculiaridades:

La construcción por lo general empieza de la superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de la rampa va a depender de la longitud de la veta y la profundización.

La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas o radios de curvatura a 8%.

Se aplica sobre material estéril o rocas competentes compactas de acuerdo a la recomendación geomecánica que son sostenidas con perno helicoidal ya que son labores permanentes.

La sección característica de esta es de 4 x 4 está influye en varios factores que son maquinaria a emplear, equipos de transporte, estudio geomecánico y las labores de desarrollo y exploración. A las zonas mineralizadas se va a entrar por los cruceros, ventanas o by pass esta última es la que se usa en la Rampa 100.



3.3. Marco Conceptual

a) Optimización

El enunciado “optimizar” indica una manera de mejorar el proceso de un trabajo que se está ejecutando, dando a entender que la optimización de recursos es mejorar los recursos de la empresa para que tenga un mejor valor de resultados, mayor eficiencia o eficacia. (DE LA CRUZ, 2014)

b) Rampa

Es una labor minera que generalmente es de servicio, cuya función es para acceder a puntos de trabajo más profundos, ya sea en positivo o negativo. (SALAS, 2013)

c) Malla de perforación

Es la distribución de taladros de una voladura, a una determinada distancia, tiene relación con el burden, distanciamiento y el paralelismo donde se observará la longitud de los agujeros. (CHIPANA, 2015)

d) Paralelismo

Son las determinadas distancias que hay entre las direcciones de las rectas de los taladros perforados a una misma estructura mineralizada. (CHIPANA, 2015)

e) Costos directos

Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, Definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos. (SALAS, 2013)

f) Perforación

Está considerada como la primera actividad minera, tiene como objetivo abrir unos huecos donde estarán colocados las cargas explosivas junto a sus accesorios. (LOZANO, 2012)

g) Número de taladros perforados

Se refiere a la cantidad de taladros perforados en la labor. Dependen del tipo de roca,



grado de confinamiento, grado de fragmentación y diámetro de brocas. (EXSA, 2017)

h) Espaciamiento

Es la distancia que existe entre los taladros, esto obedecen a una caracterización del macizo rocoso tanto en su dureza y la forma como se presenta en el frente. (EXSA, 2017)

i) Burden

Es la distancia que existe entre la cara libre o la primera fila de taladros cargados, en minería subterránea la cara libre es el taladro de alivio (EXSA, 2017)

j) Cara libre o taladro de alivio

Es la cara donde la secuencia de salida de los taladros es direccionada, que usualmente es el taladro de alivio o un lado del macizo rocoso este libre. (LÓPEZ, 2004)

k) Labores permanentes

Las labores que son de servicio, estas labores posiblemente se utilizaran durante la vida de la mina, pueden ser galerías, rampas, pique, chimeneas, etc. (PACAHUALA, 2015)

l) Labores temporales

Generalmente son labores de producción estas son rellenas o cerradas una vez extraída el mineral. (LÓPEZ, 2004)

m) Explosivos

Resulta de las mezclas de componentes que pueden estar en estar sólido, líquido o gaseoso, tienen la capacidad de convertirse en productos condensados y gaseosos en una fracción de microsegundos mediante reacciones químicas. (LOPEZ, 2017)

n) KPI

Son indicadores de rendimiento financieras o no financieras que permiten medir el grado de cumplimiento de los objetivos planificados, condiciones para el rendimiento y desempeño; para lograr lo mencionado anteriormente se tiene que realizar una monitorización del comportamiento de los KPI's en tiempo real (BELITO, y otros,



2019)

o) Tonelaje

Es la producción por día de una labor o sección, estos se expresan en toneladas por guardia (MAYORAL, 2008)

p) Emulnor

Es una emulsión explosiva que se caracteriza por estar encartuchada en una envoltura plástica que tiene propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura. (FAMESA, 2016)

q) Geomecánica

Es la ciencia que se encarga del estudio de la masa rocosa y sus características físicas, en minería se aplica más para temas de sostenimiento. (DE LA CRUZ, 2014)

r) Voladura

Es un proceso donde la roca de fractura o fragmenta, se refiere a la separación de un componente metálico mediante el uso de explosivos. (LÓPEZ, 2004)



CAPÍTULO IV

METODOLOGIA

4.1. Tipo, nivel y diseño de la investigación

4.1.1. Tipo de la investigación

Corresponde a una investigación de tipo aplicada, específicamente en el campo de la minería. Este tipo de investigación generalmente se enfoca en resolver problemas prácticos o mejorar procesos en una industria o campo específico, en este caso, la minería. El objetivo principal de esta investigación parece ser la optimización de los procesos de perforación y voladura en una mina para reducir los costos operativos. Esto implica la aplicación de conocimientos teóricos y prácticos para mejorar la eficiencia y la rentabilidad de las operaciones mineras en la Unidad Minera Huancapeti en la zona de Ancash.

4.1.2. Nivel de la investigación

Es de investigación descriptiva por lo que incluye un análisis detallado de la situación actual en la mina antes de proponer soluciones, así como un componente cuantitativo si se realizan pruebas y seguimientos en el campo para evaluar la efectividad de las estrategias de optimización propuestas. Estos elementos adicionales pueden variar según el enfoque específico de la investigación.

4.1.3. Diseño de la investigación

Corresponde al tipo de diseño cuantitativo propuesto para la tesis "Optimización del ciclo perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021" implica la implementación de técnicas de optimización en la perforación y voladura en un grupo cuantitativo, mientras que se mantiene otro grupo de control operando según métodos actuales. Se tomaron datos detallados sobre los costos operativos en ambos grupos antes y después de la intervención. Luego, se utiliza análisis estadístico para comparar los resultados y determinar si las técnicas de optimización han tenido un impacto significativo en la reducción de los costos operativos. La investigación cuantitativa consiste en recolectar y analizar datos



numéricos. Este método es ideal para identificar tendencias y promedios, realizar predicciones, comprobar relaciones y obtener resultados generales. El diseño cuantitativo busca proporcionar evidencia concreta sobre la eficacia de las estrategias de optimización y servir de base para recomendaciones en la operación minera.

4.2. Población y muestra

4.2.1. Población

Se toma como universo poblacional de la investigación a las labores de desarrollo la unidad minera Huancapeti.

4.2.2. Muestra

La muestra se tomó de forma intencionada para este caso del proyecto de investigación se desarrolla en la Rampa 100 de la zona Caridad.

4.3. Procedimiento de la investigación

El procedimiento de investigación para llevar a cabo la tesis "Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 en la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021" implica una serie de pasos metodológicos y operativos. Aquí te presento un procedimiento general que podrías adaptar a tu investigación:

a) Definición de Objetivos y Preguntas de Investigación:

Establece claramente los objetivos de la investigación y las preguntas que deseas responder. En este caso, sería optimizar los procesos de perforación y voladura para reducir los costos operativos en la Rampa 100 de la zona Caridad de la Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.

b) Revisión Bibliográfica:

Realiza una revisión exhaustiva de la literatura relacionada con técnicas de optimización en la industria minera y en procesos de perforación y voladura. Comprende las estrategias existentes y los posibles enfoques que puedan ser aplicables en tu caso.

c) Diseño Cuantitativo:

Diseña la investigación cuantitativa, teniendo sus propias características, viéndose determinadas permitiéndonos trabajar datos cuantificables y medibles. Decide sobre las técnicas de optimización a aplicar y los métodos de recolección de datos.



d) Selección y Preparación de la Muestra:

Selecciona cuidadosamente las áreas de la Rampa 100 de la zona Caridad, donde se aplicarán las técnicas de optimización. Asegúrate de que la muestra sea representativa y que se tenga acceso a datos relevantes.

e) Implementación de Técnicas de Optimización:

Aplica las técnicas de optimización definidas en el grupo cuantitativo, registrando de manera precisa los cambios realizados y asegurándote de mantener las condiciones habituales en el grupo de control.

f) Recopilación de Datos:

Registra los datos sobre costos operativos, productividad, seguridad u otros indicadores relevantes en ambos grupos antes y después de la intervención.

g) Análisis de Datos:

Procesa y analiza los datos tomados en campo utilizando métodos estadísticos apropiados. Compara los resultados entre el grupo cuantitativo y el grupo de control para evaluar la eficacia de las técnicas de optimización.

h) Interpretación de Resultados:

Evalúa e interpreta los resultados de manera crítica. Comprende cómo las técnicas de optimización afectaron los costos operativos y si fueron exitosas en cumplir los objetivos de la investigación.

i) Conclusiones y Recomendaciones:

Presenta las conclusiones basadas en los resultados obtenidos. Proporciona recomendaciones prácticas para la implementación de las estrategias de optimización en la operación minera.

j) Documentación y Presentación:

Documenta todo el proceso de investigación en un informe detallado que siga la estructura académica adecuada. Prepara una presentación clara y efectiva para exponer los hallazgos de la investigación.

4.4. Material de investigación

El material de investigación necesario para llevar a cabo la tesis sobre la "Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021" puede variar según la metodología específica que elijas y los recursos disponibles. Sin embargo, aquí hay una lista general de materiales y recursos que podrían ser relevantes:



a) Documentación Técnica y Literatura Científica:

Libros, artículos académicos y técnicos relacionados con la minería, perforación, voladura y técnicas de optimización en la industria minera.

b) Datos Operativos:

Datos históricos y actuales de la operación minera en la Rampa 100, incluyendo registros de costos operativos, producción, tiempos de perforación y voladura, entre otros.

c) Herramientas de Software:

Software de análisis de datos, estadísticas y modelado que puedas necesitar para procesar y analizar los datos recopilados.

d) Instrumentación y Equipamiento:

Si es necesario, equipos de medición y monitoreo para registrar datos en el campo, como sensores de vibración, medidores de presión, instrumentos de geología, etc.

e) Equipo de Perforación y Voladura:

Detalles técnicos sobre el equipo de perforación y voladura utilizado en la mina, especificaciones de los explosivos, configuración de perforación, etc.

4.5. Instrumentos de investigación

Los instrumentos de investigación son las herramientas y métodos específicos que utilizará la toma escrita de datos y llevar a cabo la investigación. En el contexto de tu tesis sobre la "Optimización del ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021", los instrumentos de investigación pueden incluir:

a) Observación Directa:

Observar directamente los procesos de perforación y voladura en la Rampa 100 de la zona Caridad, para reunir datos prácticos, medir tiempos y registrar cualquier problema o ineficiencia.

b) Registro de Datos Operativos:

Utilizar registros operativos existentes de la mina para compendiar datos sobre costos operativos, producción, tiempos de perforación y voladura, y otros indicadores clave.

c) Revisión de Documentación Técnica:

Examinar documentos técnicos relacionados con el equipo de perforación y voladura, especificaciones de explosivos, manuales de operación, entre otros.



d) Modelado y Simulación (si es aplicable):

Emplear software de modelado y simulación para evaluar virtualmente el impacto de diferentes estrategias de optimización antes de su implementación en el campo.

e) Medios de Comunicación y Documentación Audiovisual:

Utilizar cámaras, grabadoras de audio o video para registrar visualmente los procedimientos y entrevistas, lo que puede ser útil para el análisis posterior.

4.6. Plan de tratamiento de datos

Este plan es general se ajusta a las necesidades específicas de esta investigación:

a) Recopilación de Datos:

Los datos serán tomados y reunidos a lo largo de un período de seis meses en la Unidad Minera Huancapeti en la Rampa 100.

b) Consentimiento Informado:

Se obtendrá el consentimiento informado de los trabajadores de la mina que participen en entrevistas y encuestas, garantizando que comprendan el propósito de la investigación y cómo se utilizarán sus respuestas.

c) Proceso de Recopilación de Datos:

Se llevarán a cabo entrevistas semiestructuradas con operadores de maquinaria, ingenieros de minas y supervisores de la Rampa 100.

Se reunirán datos operativos existentes, incluyendo registros de costos operativos, tiempos de perforación y voladura, y producción.

d) Almacenamiento de Datos:

Los datos se almacenarán en servidores seguros de la institución académica y se respaldarán regularmente.

e) Procesamiento de Datos:

Las entrevistas serán grabadas y luego transcritas para su análisis.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Clasificación geomecánica zona Caridad

El objetivo de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que nos indica la calidad del macizo rocoso, dividir una formación rocosa en grupos de semejante comportamiento e identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento de la masa rocosa.

Tabla 3 — Clasificación geomecánica

Tipo de roca	Rango de RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II A	71-80	18	Buena A
II B	61-70	6.61 - 17.97	Buena B
III A	51-60	2.18-5.92	Regular A
III B	41-50	0.72-1.95	Regular B
IVA	31-40	0.24-0.64	Mala A
IV B	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	< 21	< 0.08	Muy Mala

Extraído de departamento de Geomecánica Lincuna

En base a esta tabla geomecánica, la empresa minera Lincuna S.A precisa las tablas geomecánicas para cada zona, en la siguiente tabla tenemos los datos geo mecánicos para la zona Caridad.



Tabla 4 — Clasificación geomecánica zona Caridad

Caridad	Lavas-tufos volcánicos	Caja Techo	61-70	Buena II B
			51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
	Intrusivo		31-40	Mala IV A
			61-70	Buena II B
			51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
	Brecha mineralizada	Mineral	51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
			31-40	Mala IV A
			21-30	Mala IV B
	Lavas-tufos volcánicos	Caja Piso	61-70	Buena II B
			51-60	Regular III A
			41-50	Regular III B
31-40			Mala IV A	
61-70			Buena II B	
Intrusivo			51-60	Regular III A
	41-50		Regular III B	

Extraído de departamento de Geomecánica Lincuna

De acuerdo a los datos obtenidos en campo se registra que el macizo rocoso de la Rampa 100 son intrusivos, por lo tanto, en la caja techo y piso son de la misma estructura, que corresponde a un tipo de roca regular III A que tiene un rango de RMR de 51 – 60 Mpa.



5.2. Datos de la zona Caridad de Cia minera Lincuna S.A

En la zona Caridad el método de explotación que utilizan el corte y relleno ascendente debido a la inclinación pronunciada de la veta y también por el método de taladros largos cuando hay la existencia de cuerpos mineralizados.

El tipo de roca predominante en la zona es de IIIA Regular (51-60 RMR), densidad de la roca en desmonte es 2.5 gr/cm³ y en desmonte es 3.0 gr/cm

5.3. Diseño de perforación y voladura antes de implementar la malla

Para las labores de desarrollo, se usa el equipo Jumbo DD 210 de la marca Sandvik Axera de brazo retráctil, con un barrenos de 12 pies a 14 pies de longitud, siendo lo que más utilizan en la perforación de labores de desarrollo barrenos de 12 pies por el tipo de roca competente para evita los tiros cortados por la desviación del taladro por la longitud por lo cual se realizarán los cálculos.

Para el estudio se toma como referencia a la Rampa 100 en la zona Caridad cuya sección es de 4.0 m X 4.0 m en donde se llevó a cabo el seguimiento de la perforación y voladura, observándose que los jumberos y ayudante de equipo no tenían un estándar establecido de malla de perforación y voladura, y solo realizaban cada jumbero de acuerdo a su experiencia y criterio es por ello que después de la voladura resultaba de que existía sobre excavación, excesivo consumo de aceros de perforación explosivos, agentes de voladura, deficiente avance, tiros cortados por una mala iniciación y amarre, tiros anillados debido a un mal espaciamiento, Burden y confinamiento.

5.3.1. Perforación

La perforación se realiza con equipos jumbos DD210 de la marca Sandvik cuya longitud de barrenos son de 12 pies, diámetro de broca de producción es de 45 mm, broca rimadora es 102 mm, el seguimiento se realizó por 7 días obteniendo los siguientes datos durante la perforación.



Tabla 5 — Parámetros obtenidos durante el seguimiento en la RP-100(+) antes de implementar la malla

Ancho de Labor	4.00	m	Densidad Mineral Roto	3	Tn /m3
Altura de Labor	4.00	m	Densidad Desmonte	2.5	Tn/m3
Equipo Limpieza	R1600G	E	Toneladas Rotas Desmonte	116	Tn
Taladros Perforados	40	uni	Volumen roto	46.4	m ³
Taladros de Alivio	3	uni	Rendimiento equipo a 200 m	27.19	m3/Hr
Barra de Perforación	12	pies	Factor de carga	2.60	Kg/m ³
Eficiencia de perforación	0.92	%	Factor de potencia	1.0	Kg/Tn
Longitud efectiva de perforación	3.36	m	Factor de avance	41.62	Kg/m
Eficiencia Voladura	0.86	%	Total, de kg de explosivo	127.93	Kg
Longitud Efectiva de Avance	3.10	m			
Volumen Removido	46.24	m3			

Para obtener la eficiencia de perforación se utilizó la siguiente formula:

Eficiencia de perforación = Longitud efectiva de avance / longitud efectiva de perforación.



Tabla 6 — Información del frente de la RP-100(+) antes de implementar la malla

INFORMACION DEL FRENTE DE LA RP-100(+)		
DATOS	CANTIDAD	UNIDAD
N.º Taladros Producción (45 mm)	40	unid.
N.º Taladros Rimados (102 mm)	3	unid.
Longitud de barreno	12	pies
Longitud de taladro (92%)	11.04 (3.36 m)	pies

Tabla 7 — Consumo de aceros de perforación por disparo en la RP-100(+)

CONSUMO DE ACERO POR DISPARO EN LA RP-100(+)		
ACERO	Vida útil (PP)	PP/Disparo
Shank Adapter T 38	6100	474.72
Acople	6100	474.72
Barra de Extensión R38 (12pies)	6100	474.72
Broca R32 x 45	600	474.72
Adaptador piloto R32 x 12"	600	33.12
Broca Rimadora R32 x 102 mm	700	33.12
Afiladoras de Copas	150000	474.72
Copas de afilado	3500	474.72
Manguera de 1" (50 m)	42000	474.72

Para hallar PP/Disparo el valor de 474.72 se realiza la siguiente formula:

$$12 \times 0.92 \times 40 + (3 \times 12 \times 0.92)$$

$$= 474.72$$

Donde: Taladros Perforados	uni	40
Taladros de Alivio	uni	3
Barra de Perforación	pies	12
Eficiencia de perforación	%	0.92

Para hallar PP/Disparo el valor de 33.12 se realiza la siguiente formula:

$$3 \times (12 \times 0.92)$$

$$= 33.12$$

Donde: Taladros de Alivio	uni	3
Barra de Perforación	pies	12
Eficiencia de perforación	%	0.92

Para hallar los PP/Disparo se utiliza la siguiente formula:

Pies perforados/Disparo = Total de número de taladros perforados x Longitud de barreno x Eff. Perforación.

5.3.2. Consumo de explosivos y accesorios de voladura por disparo antes de implementar la malla.

Para la voladura de la Rampa 100(+) de la zona Caridad, se utiliza en el cebo Emulnor de 3000 1 ¼"x12" para todos los taladros excepto para los taladros de corona se utiliza como cebo Emulnor de 1000 1 ¼"x8" con Carmex (Fulminante N° 8 + mecha de seguridad + conector), Pentacord y para distribuir la secuencia de salida del disparo mecha rápida y para la columna explosiva se utiliza ANFO SUPERFAM DOS.

Los avances por disparo obtenidos se extrajeron del área de Topografía siendo en promedio 2.90 m por disparo.



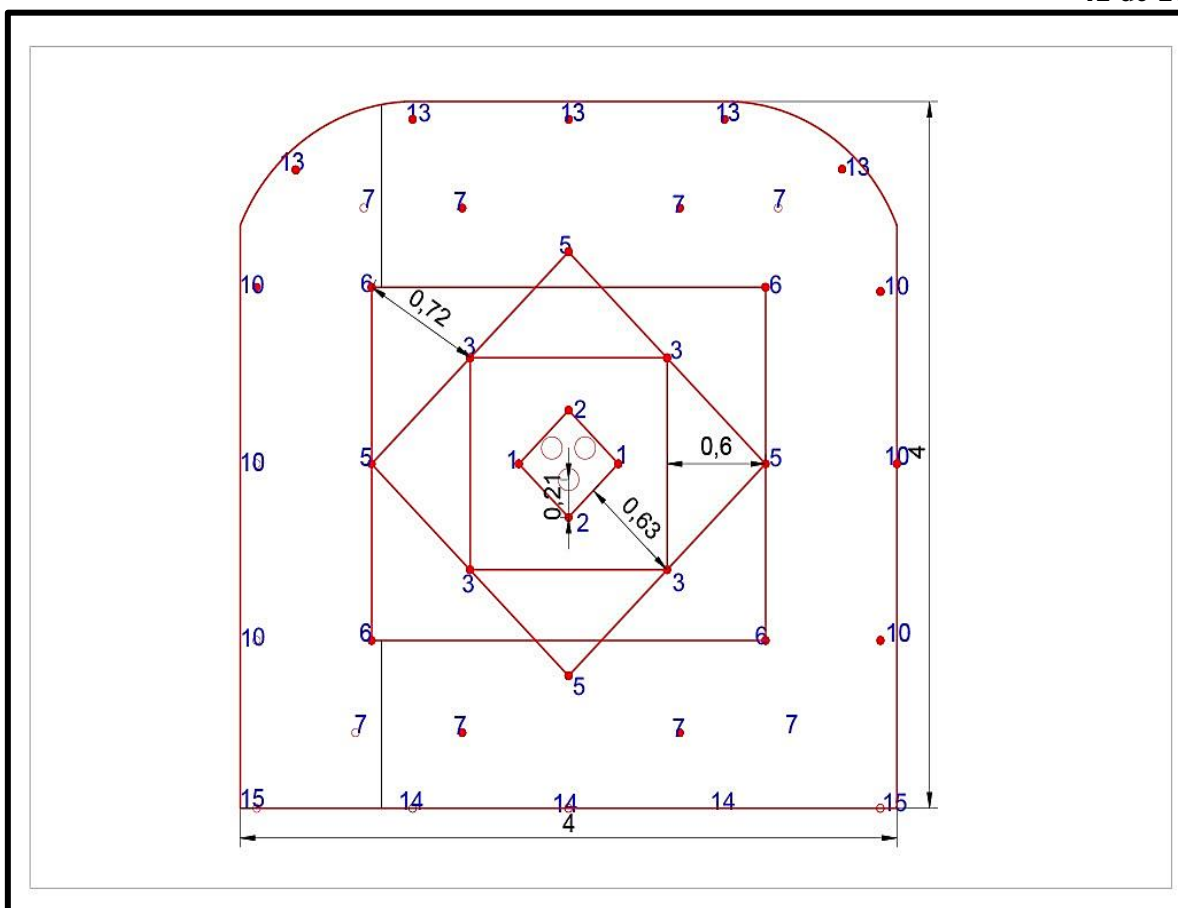


Figura 7 — Malla empírica de perforación empleada por los jumbos

Tabla 8 — Distribución de carga explosiva

DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA - SECCION 4.0m x 4.0m III A													
Longitud de Taladro (m)	3.36	EXPLOSIVOS										DETALLE DE CARGUIO	
Emulnor 3000 1 1/4" X 12" (Kg)	0.27 2	EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL, DE CARTUCHOS(Kg)	EMULNOR 1000 1 1/4" x 8"	TOTAL, CARTUCHOS	TOTAL, DE CARTUCHOS(Kg)	ANFOSUPERFAM DOS(Kg/Taladro)	TOTALANFO(Kg)	TOTAL, DE EXPLOSIVOS(Kg)	LONG. DE CARGUIO(m)	LON G. DE TAC O (m)	
Emulnor 1000 1 1/4" X 8" (Kg)	0.17 4	EMULNOR 3000 1 1/4" x 12"	TOTAL CARTUCHOS	TOTAL, DE CARTUCHOS(Kg)	EMULNOR 1000 1 1/4" x 8"	TOTAL, CARTUCHOS	TOTAL, DE CARTUCHOS(Kg)	ANFOSUPERFAM DOS(Kg/Taladro)	TOTALANFO(Kg)	TOTAL, DE EXPLOSIVOS(Kg)	LONG. DE CARGUIO(m)	LON G. DE TAC O (m)	
Densidad del Anfo (g/cm3)	0.8												
	Nº tal												
Taladros Rimados	3												
Arranque	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.82	15.27	16.36	3.00	0.36	
1ra Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.69	14.76	15.85	2.90	0.46	
2da Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.69	14.76	15.85	2.90	0.46	
3ra Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.56	14.25	15.34	2.80	0.56	
Ayuda de Cuadrador	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.56	14.25	15.34	2.80	0.56	
Cuadrador	6	1	0	0.00	0.00	0.00	0.00	2.67	16.03	16.03	2.10	1.26	
Corona	5	0	0	0.00	9.00	45.00	7.81	0.00	0.00	7.81	2.00	1.36	
Ayuda de corona	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	2.67	10.69	11.77	2.10	1.26	
Arrastre (Piso)	5	10	50	13.59	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	13.59	2.80	0.56	
TOTAL	43	17	74	20.11	9	45	7.81		100	127.93			

Tabla 9 — Datos técnicos y resultados

DATOS TÉCNICOS				RESULTADOS		UND
Densidad de Roca	2.5	Tn/m ³		Longitud Avance	2.90	m
Sección de labor (A X H)	4.0	x	4.0	Longitud Promedio. Taco	0.45	m
Nº Taladros Cargados	40	taladros		Volumen Roto	46.4	m ³
Nº Taladros de Alivio	3	taladros		Tonelaje Roto	116.0	Tn
Diametro de Taladro	45	mm		Factor de Carga	2.76	kg/m ³
Longitud Promedio x taladro	3.36	Metros		Factor de Avance	44.11	Kg/m
Tipo de Corte Empleado	Quemado			Eficiencia de avance	86	%

5.3.3. Estructura de costos unitarios antes de implementar la malla de perforación por el Método de R. Holmberg.

Tabla 10 — Especificaciones y características del terreno

RAMPA (+) SECCION 4.00 x 4.00 C/JUMBO DD 210 Y SCOOPTRAM R1600G 6					
YD3					
PARAMETROS	UNID		PARAMETROS	UNID	
Ancho de Labor	m	4.00	Densidad Mineral Roto	Tn /m3	3.0
Altura de Labor	m	4.00	Densidad Desmote	Tn/m3	2.5
Equipo Limpieza	E	R1600 G	Toneladas Rotas Desmote	Tn	116.0 0
Taladros Perforados	uni	40	Pies perforados	pies	474.7 2
Taladros de Alivio	uni	3	Rendimiento Equipo a 200	m3/Hr	27.19
Barra de Perforación	pies	12	Factor de Carga	Kg/m 3	2.76
Eficiencia de perforación	%	0.92	Factor De Potencia	Kg/Tn	1.10
Longitud efectiva de perforación	m	3.36	Factor de Avance	Kg/m	44.11
Eficiencia Voladura	%	0.86			
Longitud Efectiva de Avance	m	2.90			
Volumen Removido	m3	46.40			

Tabla 11 — Costo de mano de obra

COSTOS DIRECTOS							
	CANTIDA	SALARI	BB.	SUBTOTA	INCIDENC	SUBTOTAL	
	D	O	SS	L	IA	US \$ /	US \$
MANO DE OBRA		S/.	%	S/.	%	Disparo	/ML
Maestro Jumbero	1	98.10	1.2 0	215.38	0.50	31.79	10.96
Ayudante Jumbero	1	68.10	1.2 0	149.51	0.50	22.06	7.61
Cargadores Maestro	1	68.10	1.2 0	149.51	0.50	22.06	7.61
Cargador Ayudante	1	58.10	1.2 0	127.56	0.50	18.82	6.49
Operador Scoop	1	81.40	1.2 0	178.71	0.50	26.37	9.09
Bodeguero	1	63.10	1.2 0	138.53	0.30	12.27	4.23
Ing De Guardia	1	229.77	0.6 4	377.86	0.30	33.46	11.54
Capataz	1	109.77	1.2 0	240.99	0.30	21.34	7.36
Maestro Desatador	1	68.10	1.2 0	149.51	0.30	13.24	4.57
Ayudante Desatador	1	58.10	1.2 0	127.56	0.30	11.29	3.89
SUBTOTAL MANO DE OBRA							73.35



Para el cálculo del Subtotal (S/.), US \$/DISPARO, US \$/ML, se utilizo las siguientes formulas:

$$\text{SUBTOTAL (S/.)} = \text{SALARIO (S/.)} + \% \text{BB.SS} \times \text{SALARIOS (S/.)}$$

$$\text{US \$ /DISPARO} = (\text{SUBTOTAL (S/.)} \times \% \text{ INCIDENCIA}) / \text{T.C} / 3.388)$$

$$\text{US \$ / ML} = (\text{US \$ /DISPARO}) / \text{AVANCE EFECTIVO (ML)}$$

Tabla 12 — Costos de equipo de protección personal

EPP	Cantidad	Costo /Dia	Incidencia	SUBTOTAL	
		US \$	Dia/Labores	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Maestro Jumbero	1	4.17	0.33	1.39	0.48
Ayudante Jumbero	1	3.37	0.33	1.12	0.39
Cargadores Maestro	1	3.10	0.33	1.03	0.36
Cargador Ayudante	1	3.10	0.33	1.03	0.36
Operador Scoop	1	3.30	0.33	1.10	0.38
Bodeguero	1	3.10	0.20	0.62	0.21
Ing. De Guardia	1	3.10	0.20	0.62	0.21
Capataz	1	3.10	0.20	0.62	0.21
Maestro Cargador	1	3.10	0.20	0.62	0.21
Ayudante Cargador	1	3.10	0.20	0.62	0.21
SUBTOTAL EPP					3.03



Para hallar US \$/DISPARO, US \$/ML, se utilizó las siguientes formulas:

US \$/DISPARO = Cantidad x Costo/Dia (US \$/Día) x Incidencia

US \$/ML = (US \$/Disparo)/ Avance efectivo (ML)

Tabla 13 — Costo de Herramientas

HERRAMIENTAS	Costo /Dia	Incidencia	SUBTOTAL	
	US \$	Dia / Labores	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Herramientas menores	9.96	1	9.96	3.44

Para hallar el US \$/DISPARO, US \$/ML, se utilizó las siguientes formulas:

US \$/DISPARO = Cantidad x Costo/Dia (US \$/Dia) x Incedencia

US \$/ ML = (US \$/Disparo) / Avance Efectivo (ML)

Tabla 14 — Costo de Perforación

PERFORACIÓN	Precio Unitario	Vida Útil	Cost. Unit.	PP	SUBTOTAL	
	US \$	PP	US \$ PP	Por Disparo	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Shank Adapter T 38	271.9	6100	0.045	474.72	21.16	7.30
Acople	89.18	6100	0.015	474.72	6.94	2.39
Barra de Extensión R38 (12pies)	488.67	6100	0.080	474.72	38.03	13.11
Broca R32 x 45	89.64	600	0.149	474.72	70.92	24.46
Adaptador piloto R32 x 12"	293.93	600	0.490	33.12	16.22	5.59
Broca Rimadora R32 x 102 mm	224.77	700	0.321	33.12	10.63	3.67
Afiladoras de Copas	2300	150000	0.015	474.72	7.28	2.51
Copas de afilado	169	3500	0.048	474.72	22.92	7.90
Manguera de 1" (50 m)	155.50	42000	0.004	474.72	1.76	0.61
SUB TOTAL PERFORACIÓN						67.54

Para hallar el US \$/ DISPARO, US \$/ML, se utilizo las siguientes formulas:

Para hallar el US \$/Disparo se realiza la multiplicacion de Cost. Unit x PP por disparo.

Para hallar el US \$/ML se realiza la division de US \$/Disparo / 2.90 (longitud efectiva avance).

Tabla 15 — Costo de explosivos

EXPLOSIVOS	Unidad	Cantidad	Precio	SUBTOTAL	
			Unitario	US \$ /	US \$
			US \$	Disparo	/ML
Emulnor 1000 1 1/4" X 8" Caja X 25 Kg	Un	45	0.94	42.13	14.53
Emulnor 3000 1 1/4" X 12" Caja X 25 Kg	Un	74	1.48	109.51	37.76
ANFO	Kg.	100	0.58	57.63	19.87
Fanel MS (4,8 m)	Un.	4	1.00	4.00	1.38
Fanel LP (4,8 m)	Un.	32	1.00	32.00	11.03
Cordón Detonante	m	25	0.19	4.75	1.64
Carmex	Un.	2	0.61	1.23	0.42
Mecha rápida	m	0.2	0.39	0.08	0.03
SUB TOTAL EXPLOSIVOS					86.66

Para hallar el US \$/ DISPARO, US \$/ML, se utilizo las siguientes formulas:

US \$/Disparo (US \$/Disparo) = Cantidad Total por disparo (Unidad/Disparo

x Precio Unitario (US \$/ Unidad)

US \$/ML = (US\$/Disparo)/Avance Efectivo (ML)



Para hallar el US \$/ DISPARO, US \$/ML, se utilizo las siguientes formulas:

US \$/DISPARO = Precio Unitario (US \$/Hr) x Hrs Trab. por frente (Hr. /frente) + Hrs. /Frente x Precio de petróleo x cons. petróleo por hr

US \$/ML = (US \$ /Disparo) / Avance efectivo (ml)

Tabla 16 — Costo de Equipos

EQUIPOS	Precio Unitario	Rendimiento	Horas	Petróleo	SUBTOTAL	
	US \$ / Hr	PPp/Hr- M3/Hr	Trabajadas	GL/Hr	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Jumbo DD 210 Sandvick	94.53	189.15	2.51	1.3	244.58	84.34
ScoopTram R1600G 6,0 Yd3	97.50	27.19	1.71	4.8	184.82	63.73
Cargador de Anfo	1.00		1.00		1.00	0.34
Petroleo	2.25					
SUB TOTAL EQUIOS					430.39	148.41
COSTO TOTAL DIRECTO					US \$	382.43

Tabla 17 — Costo indirecto y Total

COSTOS INDIRECTOS			
GASTOS GENERALES	15%		57.36
IMPREVISTOS	3%		11.47
UTILIDAD	10%		43.98
COSTO INDIRECTO TOTAL			112.82
COSTO TOTAL POR METRO DE AVANCE (COSTO DIRECTO+COSTO INDIRECTO)		US \$ x METROS	495.25

Para hallar GASTOS GENERALES, IMPREVISTOS, UTILIDAD, se utilizó las siguientes formulas:

GASTOS GENERALES = 15% x costo total directo

IMPREVISTOS = 3% x costo total directo

UTILIDAD = 10 % x (costo total directo + gastos generales)

5.4. Cálculo de diseño de perforación y voladura por el método R. Holmberg

Al observarse constantemente tiros cortados, tiros soplados, tiros anillados, excesivo consumo de acero de perforación, explosivos y agentes de voladura se planteó implementar una nueva malla de perforación y voladura por el método R. Holmberg para optimizar y reducir los costos.

5.4.1. Datos de labor para realizar los cálculos por el Método R. Holmberg.

Tabla 18 — Datos de labor para realizar

Datos de labor	Numero	Unidad
Ancho de labor	4	m
Altura de labor	4	m
Diámetro de taladro de producción	45	mm



Diámetro de taladro de Rimado	102	mm
N.º taladros de alivio	3	
Longitud de barreno	12	pies
Eficiencia de perforación	92	%
Desviación angular	0.01	m/m
Error de emboquillado	0.02	m
Constante de la roca	0.43	m
Factor de fijación (f)	1.45	
Relación para arrastres (E/V)	1	
Densidad de Emulnor 1000	1.13	gr/cm ³
Densidad de Emulnor 3000	1.14	gr/cm ³
Densidad de ANFO	800	Kg/m ³

5.4.2. Eficiencia de perforación (Eff).

$$\text{Eff. perforación} = \frac{\text{Longitud de perforación}}{\text{Longitud de barra}} * 100\%$$

$$\text{Eff. perforación} = \frac{11}{12} * 100\%$$

$$\text{Eff. perforación} = 92 \%$$

5.4.3. Cálculo del área de labor (S)

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

$$S = \frac{3.1416 * 1.5^2}{2} + (1.5 * (4 - (2 * 1.5))) + (4 * (4 - 1.5))$$

$$S = 15.03 \text{ m}^2$$

Donde:



S: Sección de la labor (m²)

r: Radio del arco de la labor (1.5 m)

A: Ancho (m)

H: Altura (m)

5.4.4. Perímetro de labor (P)

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

$$P = 3.1416 * 1.5 + 2(4-1.5) + 2(4-1.5)$$

$$P = 14.71 \text{ m}$$

Donde:

P: Perímetro (m)

r: Radio del arco de la labor (m)

H: Altura de labor (m)

A: Ancho (m)

Cálculo del número de taladros Según la sección (N°)

Tabla 19 — Características del tipo de terreno

Tipo de Roca	Distancia entre taladros	Coficiente (K)
Roca Dura	0.5 – 0.55	2
Roca Semidura	0.6 – 0.65	1.5
Roca Blanda	0.7 – 0.75	1

Extraído de LÓPEZ JIMENO

$$N^{\circ} = \frac{P}{Dt} + C * S$$

$$N^{\circ} = \frac{14.71}{0.65} + 1.5 * 15.03$$

$$N^{\circ} = 45 \text{ Taladros}$$



Cálculo de la potencia relativa en peso del explosivo a usar con respecto al ANFO $\left(S_{\frac{E}{ANFO}}\right)$

Dato: Potencia relativo por peso del ANFO (Pwa)= 0.84

$$S_{\frac{E}{ANFO}} = \frac{\frac{5}{6} * \frac{Q_A}{Q_D} + \frac{1}{6} * \frac{V}{V_D}}{Pwa}$$

Donde:

$S_{\frac{E}{ANFO}}$: Es la Potencia por peso relativo del explosivo a usarse con respecto al ANFO

Q_A : Calor de explosión del explosivo a usarse (MJ/Kg)

Q_D : Es el calor de explosión producido por la detonación de la Dinamita (5 MJ/Kg)

V: Es el volumen de gas generado por el explosivo a usarse (m³/Kg)

V_D : Es el volumen de gas generado por la detonación de la dinamita (0.85 m³/Kg)

Pwa: Potencia relativo por peso del ANFO (0.84)

Para Emulnor de 1000

$$S_{\frac{E}{ANFO}} = \frac{\frac{5}{6} * \frac{3.29}{5} + \frac{1}{6} * \frac{0.92}{0.85}}{0.84}$$

$$S_{\frac{E}{ANFO}} = 0.87$$

Para Emulnor de 3000

$$S_{\frac{E}{ANFO}} = \frac{\frac{5}{6} * \frac{3.85}{5} + \frac{1}{6} * \frac{0.88}{0.85}}{0.84}$$

$$S_{\frac{E}{ANFO}} = 0.97$$

Cálculo de la densidad de carga del explosivo (q_E)



$$q_E = \rho_E * \frac{\pi}{4} * D^2 * 10^{-6}$$

q_E : Densidad de carga del explosivo (Kg/m)

ρ_E : Densidad de explosivo (Kg/m³)

D: Diámetro del explosivo (mm)

Para el Emulnor de 3000 (1 1/4x8 y 1 1/4x12)

$$q_E = \rho_E * \frac{\pi}{4} * D^2 * 10^{-6}$$

$$q_E = 1140 * \frac{\pi}{4} * 31.75^2 * 10^{-6}$$

$$q_E = 0.90 \text{ kg/m}$$

Para el Emulnor de 1000 (1 1/4x8)

$$q_E = \rho_E * \frac{\pi}{4} * D^2 * 10^{-6}$$

$$q_E = 1130 * \frac{\pi}{4} * 31.75^2 * 10^{-6}$$

$$q_E = 0.89 \text{ kg/m}$$

Tabla 20 — Tipos de explosivos

Explosivo	Densidad (gr/cm ³)	Peso/Cartucho (Kg)	Diametro (mm)	q_E (Kg/m)
Emulnor 3000	1.14	0.1736	31.75	0.9
Emulnor 1000	1.13	0.1785	31.75	0.89

Cálculo de concentración de carga del ANFO (Cca)

$$Cca = \rho * A_t$$

Donde:

Cca: Concentración de carga del ANFO (Kg/m)

ρ : Densidad del anfo (gr/cm³)

A_t : Área del taladro (m²)



$$Cca = 800 * \frac{\pi * (0.045)^2}{4}$$

$$Cca = 1.27 \text{ Kg/m}$$

Cálculo de la constante de roca corregida (C')

$$C' = 0.4 + \frac{0.07}{0.6 * H'}$$

Donde:

H': Longitud real del taladro (m)

$$C' = 0.4 + \frac{0.07}{0.6 * 3.36}$$

$$C' = 0.43$$

Cálculo del diámetro equivalente (\emptyset)

$$\emptyset = \sqrt{n} * De$$

Donde:

\emptyset : Diámetro equivalente (m)

n: Numero de taladros de alivio

De: Diámetro de taladro vacío (m)

Reemplazando en la formula se tiene lo siguiente:

$$\emptyset = \sqrt{3} * 0.102$$

$$\emptyset = 0.177 \text{ m}$$

Cálculo de profundidad del taladro teórico (H)

$$H = 0.15 + 34.1 * \emptyset - 39.4 * (\emptyset)^2$$

Donde:

H: Profundidad del taladro teorico (m)

\emptyset : Diámetro equivalente (m)

Reemplazando en la formula se tiene lo siguiente.

$$H = 0.15 + 34.1 * 0.177 - 39.4 * (0.177)^2$$

$$H = 4.95 \text{ m}$$

Esta longitud de taladro es adecuada cuando se perfora con un barreno de 16 pies por lo que podría ser usado en el futuro, actualmente la empresa minera de Lincuna S.A utiliza barrenos de 12 pies por lo que no se tomara en cuenta.

Cálculo de longitud real del taladro (H')

$$H' = Lb * \%P$$

Donde:

H': Longitud real del taladro (m)

Lb: Longitud del barreno (m)

%P: Eficiencia de perforación

Reemplazando en la formula se tiene lo siguiente.

$$H' = 12 * 0.3048 * 0.92$$

$$H' = 3.36 \text{ m}$$

Cálculo del avance real(I)

$$I = 0.95 * H'$$

$$I = 0.95 * 3.36$$

$$I = 3.20 \text{ m}$$

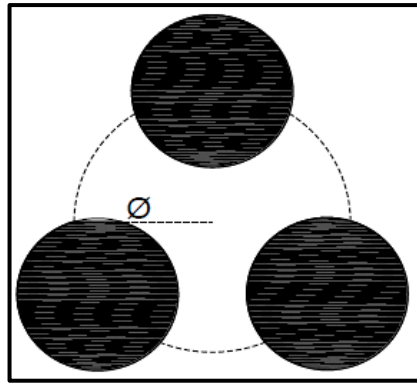
Donde:

I: Avance real (m)

H': Longitud real del taladro (m)

Cálculos para el primer cuadrante





**Figura 8 — Cálculo para el primer cuadrante
Burden máximo (Bm1)**

$$Bm1=1.7\varnothing$$

Donde:

Bm1: Burden Máximo del 1er cuadrante.

\varnothing : Diámetro equivalente

Reemplazando en la formula se obtiene lo siguiente

$$Bm1 = 1.7*0.177$$

$$\mathbf{Bm1 = 0.30\ m}$$

Siempre existe una desviación en la perforación por lo cual se corrige de la siguiente manera:

Desviación máxima de la perforación (F)

$$F = \alpha*H'+\beta$$

Donde:

F: Desviación máxima de la perforación(m)

α : Desviación angular (m)

H': Longitud real del taladro (m)

β : Error de emboquille (m)

$$F = 0.01*3.36+0.02$$

$$\mathbf{F = 0.054\ m}$$

Burden práctico (Bp1)

$$Bp1 = 1.7*\varnothing-(\alpha*H'+\beta)$$



Donde:

Bp1: Burden práctico del 1er cuadrante (m)

F: Desviación de la perforación (m)

H': Profundidad del taladro real (m)

\emptyset : Diámetro del taladro equivalente (m)

α : Desviación angular (m/m)

β : Error de emboquillado (m)

$$Bp1 = 1.7*0.177-0.01*3.36-0.02$$

$$Bp=0.247 \text{ m}$$

Cálculo de longitud de taco (Lt)

$$Lt = 10*\emptyset_p$$

Donde:

Lt: Longitud de taco (m)

\emptyset_p : Diámetro de producción (m)

$$Lt = 10*0.045$$

$$Lt = 0.45 \text{ m}$$

Cálculo de longitud de carga (Lc)

$$Lc = H'-Lt$$

Donde:

Lc: Longitud de carga (m)

H': Longitud de taladro real (m)

Lt: Longitud de taco (m)

$$Lc = H'-Lt$$

$$Lc = 3.36-0.3$$

$$Lc = 3.06 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamiento para el primer cuadrante (E1)

$$E1 = Bm1*\sqrt{2}$$

Donde:

E1: Espaciamiento del primer cuadrante (m)



Bm1: Burden máximo del primer cuadrante (m)

$$E1 = 0.300 * \sqrt{2}$$

$$E1 = 0.42 \text{ m}$$

Cálculo de concentración de carga lineal del Emulnor (q1)

$$q1 = 55 * d * \left(\frac{Bp}{\emptyset}\right)^{1.5} * \left(Bp - \frac{\emptyset}{2}\right) * \frac{C'}{C} * \frac{1}{Pwa}$$

Donde:

q1: Concentración de carga lineal (Kg/m)

d: Diámetro del taladro de producción (m)

Bp: Burden práctico (m)

\emptyset : Diámetro equivalente (m)

C': Constante de roca Suecia (0.43)

Pwa: Potencia relativa en peso del explosivo usado respecto al ANFO

Para el Emulnor de 3000 (1 1/4x8 y 1 1/4x12)

$$q1 = \frac{55 * 0.045 * \left(\frac{0.247}{0.177}\right)^{1.5} * \left(0.247 - \frac{0.177}{2}\right) * \frac{0.43}{0.4}}{0.97}$$

$$q1 = 0.72 \text{ Kg/m}$$

Para el Emulnor de 1000 (1 1/4x8)

$$q1 = \frac{55 * 0.045 * \left(\frac{0.247}{0.177}\right)^{1.5} * \left(0.247 - \frac{0.177}{2}\right) * \frac{0.43}{0.4}}{0.87}$$

$$q1 = 0.80 \text{ Kg/m}$$

Cálculo de cartuchos por taladros (Nc)

$$Nc = \frac{q1 * Lc}{Pca}$$

Donde:

Nc: Número de cartuchos por taladro



q1: Concentración de carga lineal (Kg/m)

Pca: Peso del cartucho (Kg)

Lc: Longitud de carga (m)

Para el Emulnor 3000 (1 1/4x8)

$$N_c = \frac{0.72*2.91}{0.1786}$$

$$N_c = 11.73 \cong 12 \text{ Cart./tal}$$

Para el Emulnor 3000 (1 1/4x12)

$$N_c = \frac{0.72*2.91}{0.266}$$

$$N_c = 7.87 \cong 8 \text{ Cart./tal}$$

Para el Emulnor 1000 (1 1/4x8)

$$N_c = \frac{0.80*2.91}{0.1736}$$

$$N_c = 12.95 \cong 13 \text{ Cart./tal}$$

Cálculos para el segundo cuadrante

Cálculo del ancho de taladro desviado (a2)

$$a2 = (Bp1-F)*\sqrt{2}$$

Donde:

a2: Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante (m)

Bp1: Burden practico en el primer cuadrante (m)

F: Desviación máxima de la perforación (m)

$$a2 = (0.25-0.05)*\sqrt{2}$$

$$a2 = (0.20)*\sqrt{2}$$

$$a2 = 0.28 \text{ m}$$

Burden máximo (Bm2)



$$Bm2 = 8.8*10^{-2} * \sqrt{\frac{a2*Cc*Sanfo}{d*C'}}$$

Donde:

Bm2: Burden máximo del 2do cuadrante (m)

a2: Ancho de la abertura creada en el primer cuadrante (m)

Cc: Concentración de carga lineal-ANFO (Kg/m)

Sanfo: Potencia en peso relativa del explosivo respecto al anfo (0.97)

d: Diámetro de perforación

C': constante de roca (0.43)

$$Bm2 = 8.8*10^{-2} * \sqrt{\frac{0.28*0.72*0.97}{0.045*0.43}}$$

$$Bm2 = 0.28 \text{ m}$$

Burden Práctico (Bp2)

$$Bp2 = Bm2 - F$$

Donde:

Bp2: Burden practico (m)

B: Burden máximo (m)

F: Desviación de la perforación (m)

$$Bp2 = 0.28 - 0.05$$

$$Bp2 = 0.23 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento (E2)

$$E2 = \left(Bp2 + \frac{E1}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

E2: Espaciamento del 2do cuadrante(m)



Bp2: Burden práctico del 2do cuadrante (m)

E1: Espaciamiento del 1er cuadrante (m)

$$E2 = \left(0.23 + \frac{0.42}{2}\right) * \sqrt{2}$$

$$E2 = 0.62 \text{ m}$$

Cálculos para el tercer cuadrante

Cálculo del ancho de los taladros con desviación (a3)

$$a3 = \left(Bp2 + \frac{E1}{2} - F\right) * \sqrt{2}$$

Donde:

A3: Ancho de los taladros con desviación (m)

B2: Burden práctico del 2do cuadrante (m)

E1: Espaciamiento del primer cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)

$$a3 = \left(0.23 + \frac{0.42}{2} - 0.05\right) * \sqrt{2}$$

$$a3 = 0.55 \text{ m}$$

Cálculo de Burden máximo 3er cuadrante (Bm3)

$$Bm3 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a3 * cc * Sanfo}{d * c}}$$

Donde:

Bm3: Burden máximo del tercer cuadrante (m)

a3: Ancho de los taladros con desviación (m)

Cc: Concentración de carga lineal ANFO (Kg/m)

Sanfo: Potencia relativa por peso del ANFO

d: Diámetro de taladro (m)

C: Constante de roca



$$Bm3 = 8.8*10^{-2} * \sqrt{\frac{0.55*0.72*0.97}{0.045*0.43}}$$

$$Bm3 = 0.39 \text{ m}$$

Cálculo de Burden práctico del 3er cuadrante (Bp3)

$$Bp3 = Bm3 - F$$

Donde:

Bp3: Burden práctico del 3er cuadrante (m)

Bm3: Burden máximo del 3er cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)

$$Bp3 = 0.39 - 0.05$$

$$Bp3 = 0.34 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamiento del 3er cuadrante (E3)

$$E3 = \left(Bp3 + \frac{E2}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

E3: Espaciamiento del 3er cuadrante (m)

Bp3: Burden práctico del 3er cuadrante (m)

E2: Espaciamiento del 2do cuadrante (m)

$$E3 = \left(0.34 + \frac{0.62}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$E3 = 0.92 \text{ m}$$

Cálculos para el Cuarto cuadrante

Cálculo del ancho de los taladros con desviación (a)

$$a4 = \left(Bp3 + \frac{E2}{2} - F \right) * \sqrt{2}$$

Donde:



A3: Ancho de los taladros con desviación (m)

B2: Burden práctico del 2do cuadrante (m)

E1: Espaciamiento del primer cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)

$$a4 = \left(0.34 + \frac{0.62}{2} - 0.05 \right) * \sqrt{2}$$

$$a4 = 0.85 \text{ m}$$

Cálculo de Burden máximo 4to cuadrante (Bm3)

$$Bm3 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a4 * cc * Sanfo}{d * c}}$$

Donde:

Bm4: Burden máximo del cuarto cuadrante (m)

a4: Ancho de los taladros con desviación (m)

Cc: Concentración de carga lineal ANFO (Kg/m)

Sanfo: Potencia relativa por peso del ANFO

d: Diámetro de taladro (m)

C: Constante de roca

$$Bm4 = 8.8 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.85 * 0.72 * 0.97}{0.045 * 0.43}}$$

$$Bm4 = 0.49 \text{ m}$$

Cálculo de Burden práctico del 4to cuadrante (Bp4)

$$Bp4 = Bm4 - F$$

Donde:

Bp4: Burden práctico del Cuarto cuadrante (m)

Bm4: Burden máximo del 4to cuadrante (m)

F: Desviación máxima de perforación (m)



$$Bp4 = 0.49 - 0.05$$

$$Bp4 = 0.44 \text{ m}$$

Cálculo de espaciamento del 4to cuadrante (E4)

$$E4 = \left(Bp4 + \frac{E3}{2} \right) * \sqrt{2}$$

Donde:

E3: Espaciamento del 3er cuadrante (m)

Bp3: Burden práctico del 3er cuadrante (m)

E2: Espaciamento del 2do cuadrante (m)

$$E4 = \left(0.44 + \frac{0.92}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$E4 = 1.27 \text{ m}$$

Cálculos para los Arrastres

Cálculo del Burden máximo de arrastres (Bma)

$$Bma = 0.9 * \sqrt{\frac{Cc * Sanfo}{C' * \frac{E}{B} * f}}$$

Donde:

Bma: Burden máximo (m)

Cc: Concentración de carga respecto al ANFO (Kg/m)

C': Constante de roca corregida (0.43)

$\frac{E}{B}$: Relación de espaciamento y Burden para el arrastre (1.0)

f: Factor de fijación (1.45)

$$Bma = 0.9 * \sqrt{\frac{0.72 * 0.97}{0.43 * 1.0 * 1.45}}$$

$$Bma = 0.95 \text{ m}$$

Cálculo del Burden practico (Bpa)



$$B_{pa} = B_{ma} - H' \cdot \sin(\theta) \cdot F$$

Donde:

B_{pa} : Burden practico de arrastres (m)

B_{ma} : Burden máximo de arrastres (m)

H' : Longitud real del taladro (m)

F : Desviación máxima del taladro

θ : Desviación de taladros de contorno (3°)

$$B_{pa} = 0.95 - 3.36 \cdot \sin(3^\circ) \cdot 0.05$$

$$B_{pa} = 0.72 \text{ m}$$

Cálculo del nro. de taladros en el arrastre (N_{ta})

$$N_{ta} = \frac{A + (2 \cdot H' \cdot \sin(\theta))}{B_{ma}} + 2$$

Donde:

N_{ta} : Numero de taladros en el arrastre

A : Ancho de labor (m)

H' : Longitud real de taladro (m)

B_{ma} : Burde máximo de arrastres (m)

θ : Desviación de taladros de contorno (3°)

$$N_{ta} = \frac{4 + (2 \cdot 3.36 \cdot \sin(3^\circ))}{0.95} + 2$$

$$N_{ta} = 6.4$$

Debido a pruebas en campo in-situ se llegó a la conclusión de 5 taladros en el arrastre

$$N_{ta} = 5$$

Cálculo del Espaciamiento en el arrastre (E_{ar})

$$E_{ar} = \frac{A + 2 \cdot H' \cdot \sin(\theta)}{N_{ta} - 1}$$



Donde:

Ear: Espaciamiento en el arrastre (m)

A: ancho de labor (m)

H': Longitud real de taladro (m)

Nta: Numero de taladros en el arrastre

θ : Desviación de taladros de contorno (3°)

$$E_{ar} = \frac{4+2*3.36* \sin(3^\circ)}{5-1}$$

$$E_{ar} = 1.09 \text{ m}$$

Cálculo del Espaciamiento en las esquinas (E_{eq})

$$E_{eq} = E_{ar} - H' * \sin(\theta) - F$$

Donde:

E_{eq} : Espaciamiento en las esquinas (m)

E_{ar} : Espaciamiento en el arrastre (m)

H' : Longitud real del taladro (m)

θ : Desviación de taladros de contorno ($^\circ$)

F: Desviación máxima del taladro (m)

$$E_{ae} = 1.09 - 3.36 * \sin(3^\circ) - 0.05$$

$$E_{ae} = 0.86 \text{ m}$$

Cálculo para la Corona

Para evitar la sobre rotura se realizará voladura controlada en la corona con Emulnor de 1000 de 1 1/4x8.

K: Constante (15-16)

$\frac{S}{B}$: Relación de espaciamento/burden (0.8)

Cálculo del espaciamento en la corona (E_c)

$$E_c = K * \phi_p$$



Donde:

E_c : Espaciamiento de contorno (m)

K: Constante (15-16)

ϕ_p : Diámetro de producción (m)

$$E_c = 16 * 0.045$$

$$E_c = 0.72 \text{ m}$$

Cálculo del Burden máximo (B_{mc})

$$B_{mc} = \frac{E_c}{\frac{S}{B}}$$

Donde:

B_{mc} : Burden máximo de la corona (m)

E_c : Espaciamiento de la corona (m)

$\frac{S}{B}$: Relación de espaciamento/burden (0.8)

$$B_{mc} = \frac{0.72}{0.8}$$

$$B_{mc} = 0.90 \text{ m}$$

Cálculo del Burden práctico en la corona (B_{pc})

$$B_{pc} = B_{mc} - H' * \sin(\theta) - F$$

Donde:

B_{pc} : Burden práctico en la corona (m)

H' : Longitud real del taladro (m)

θ : Desviación de taladros de contorno (°)

F: desviación máxima del taladro (m)

$$B_{pc} = 0.9 - 3.36 * \sin(3^\circ) - 0.05$$

$$B_{pc} = 0.67 \text{ m}$$



Cálculo de concentración de carga en función del taladro (q_{cc})

$$q_{cc} = 90 * \phi_t^2$$

Donde:

q_{cc} : Concentración de carga mínima en la corona (Kg/m)

ϕ_t : Diámetro del taladro (m)

$$q_{cc} = 90 * 0.045^2$$

$$q_{cc} = 0.182 \text{ kg/m}$$

Densidad de carga con el Emulnor de 1000

$$q_E = 1130 * \frac{\pi}{4} * 31.75^2 * 10^{-6}$$

$$q_E = 0.89 \text{ kg/m}$$

Como se puede observar realizar el carguío con Emulnor de 1000 es suficiente en la corona.

Cálculo del número de taladros en la corona (Nt_c)

$$Nt_c = \frac{A + 2 * \sin(\theta)}{B_{mc}} + 2$$

Donde:

A: Ancho de labor (m)

θ : Desviación de taladros de contorno (3°)

B_{mc} : Burden máximo de contorno (m)

$$Nt_c = \frac{4 + 2 * \sin(3^\circ)}{0.9} + 2$$

$$Nt_c = 6.5$$

Número de cartuchos por taladro (N_{CT})

$$N_{CT} = \frac{0.87 * 2.0}{0.1736}$$

$$N_{CT} = 10.02 \cong 10 \text{ Cart/tal}$$



5.5. Tiempo de perforación por Frente antes y después de implementar la malla de perforación.

Se puede observar que existe una clara diferencia en la optimización de tiempo de perforación del frente de la Rampa 100(+) de la zona Caridad ya que antes era 40 taladros de producción y con la nueva implementación de la nueva Malla de perforación se reduce el número de taladros en el frente y por ende se optimiza el tiempo de perforación, siendo con la nueva malla de perforación 35 taladros de producción y 3 taladros de rimado a continuación se muestra las tablas de los tiempos promedios de perforación antes y después.

Tabla 21 — Tiempo promedio por taladro y tiempo total de perforación de un frente

		Nro. de Taladros	Tiempo por taladro	Unidad	Subtotal de tiempo	Tiempo total por frente
Antes de implementar la Malla	Taladros de Producción	40	2.9	min	116	116.5
	Rimados	3	5.8	min	17.4	Min.
Después de implementar la Malla	Taladros de Producción	35	2.8	min	98	104
	Rimados	3	5.8	min	17.4	Min.

Tabla 22 — Comparativo de tiempo de perforación de antes y después de implementar la malla de perforación

Tiempo total por frente antes		Tiempo total por frente después		Diferencia de tiempo (min)	
133.4	min	115.4	min	18	min



5.7. Secuencia de salida

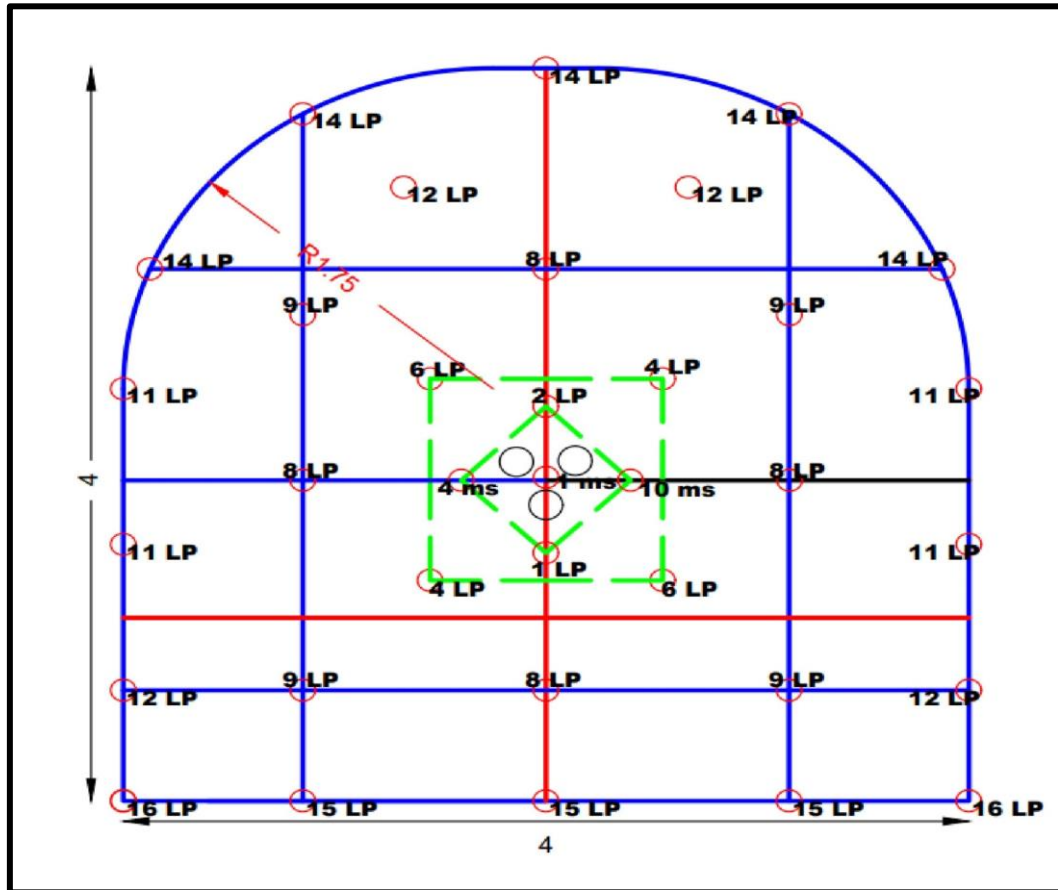


Figura 10 — Secuencia de salida

Tabla 23 — Distribución de taladros

TALADROS	CANT.	# DE FANEL
Arranque	1	# 1 ms
	1	# 4 ms
	1	# 10 ms
	1	# 1 LP
	1	# 2 LP
1ra Ayuda	2	# 4 LP
	2	# 6 LP
2da Ayuda	4	# 8 LP
3ra Ayuda	4	# 9 LP
Cuadradores	4	# 11 LP
Ayuda cuadrador	2	# 12 LP
Ayuda de Corona	2	# 12 LP
Corona	5	# 14 LP
Arrastre	3	# 15 LP
	2	# 16 LP



5.8. Distribución de carga explosiva

Tabla 24 — Distribución de carga explosiva

DISTRIBUCION DE CARGA EXPLOSIVA-SECCION 4.0m x 4.0m III A													
LONG. TALADR O (m)	3.36												
E-3000 1 1/4"X12"(Kg)	0.272	EXPLOSIVOS										DETALLE DE CARGUIO	
E-1000 1 1/4"X8"(K g)	0.174	EM UL NO R	TOT. CAR T.	TOTA L, DE CART . (Kg)	EM ULN OR 1000 1 1/4" x 8"	TOTA L, CART .	TOT AL, DE CAR T. (K g)	ANF OSU PER FA M DOS (Kg/ Tala dro)	TOTA LANF O(Kg)	TOTA L, DE EXPL OSIV OS(Kg)	LO NG. DE CA RG UIO (m)	LON G. DE TAC O (m)	
Densidad Anfo(g/cm 3)	0.8	3000 1 1/4" x 12"											
	Nº tal.												
Tal. Rimados	3												
Arranque	5	1	5	1.36	0.00	0.00	0.00	3.69	18.45	19.81	2.90	0.46	
1ra Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.18	12.72	13.81	2.50	0.86	
2da Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.05	12.21	13.30	2.40	0.96	
3ra Ayuda	4	1	4	1.09	0.00	0.00	0.00	3.05	12.21	13.30	2.40	0.96	
Cuadrador	4	0	0	0.00	1.00	4.00	0.69	2.54	10.18	10.87	2.00	1.36	
Corona	5	0	0	0.00	7.00	35.00	6.08	0.00	0.00	6.08	1.80	1.56	
Ayuda de corona	2	0	0	0.00	1.00	2.00	0.35	2.42	4.83	5.18	1.90	1.46	
Ayuda Cuadrador	2	0	0	0.00	1.00	2.00	0.35	2.42	4.83	5.18	1.90	1.46	
Arrastre (Piso)	5	9	45	12.23	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	12.23	2.80	0.56	
TOTAL	38		62	16.85		43	7.47		75	99.76			



5.9. Resultados después de implementar la malla de perforación.

Tabla 25 — Resultados después de implementar malla de perforación

DATOS TECNICOS			RESULTADOS	UND	
Densidad de Roca	2.5	Tn/m3	Longitud Avance	3.10	m
Sección de labor (A X H)	4.0	x 4.0	Longitud Prom. Taco	0.45	m
N° Taladros Cargados	35	taladros	Volumen Roto	49.6	m3
N° Taladros de Alivio	3	taladros	Tonelaje Roto	124.0	Tn
Diámetro de Taladro	45	mm	Factor de carga	2.01	kg/m3
Longitud Promedio x taladro	3.36	Metros	Factor de Avance	32.18	Kg/m
Tipo de Corte Empleado	Quemado		Eficiencia	92	%

5.10. Costo unitario después de implementar la malla de perforación mediante el modelo matemático de R. Holmberg.

Tabla 26 — Parámetros obtenidos después de implementar la malla de perforación

RAMPA (+) SECCION 4.00 x 4.00 C/JUMBO DD 210 Y SCOOPTRAM R1600G 6 YD3					
PARAMETROS	UNID		PARAMETROS	UNID	
Ancho de Labor	m	4.00	Densidad Mineral Roto	Tn /m3	3.0
Altura de Labor	m	4.00	Densidad Desmonte	Tn/m3	2.5
Equipo Limpieza	E	R1600 G	Toneladas Rotas Desmonte	Tn	124.0 0
Taladros Perforados	uni	35	Pies perforados	pies	419.5 2
Taladros de Alivio	uni	3	Rendimiento Equipo a 200	m3/Hr	27.19
Barra de Perforación	pies	12	Factor de Carga	Kg/m	3 2.01
Eficiencia de perforación	%	0.92	Factor De Potencia	Kg/Tn	0.80
Longitud efectiva de perforación	m	3.36	Factor de Avance	Kg/m	32.18
Eficiencia Voladura	%	0.92			
Longitud Efectiva de Avance	m	3.10			
Volumen Removido	m3	49.60			

Tabla 27 — Costo de mano de obra

COSTOS DIRECTOS								
MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO S/.	BB. SS	SUBTOTAL L S/.	INCIDENCIA %	SUBTOTAL		
						US \$ / Disparo	US \$ /ML	
Maestro Jumbero	1	98.10	1.20	215.38	0.50	31.79	10.25	
Ayudante Jumbero	1	68.10	1.20	149.51	0.50	22.06	7.12	
Cargadores Maestro	1	68.10	1.20	149.51	0.50	22.06	7.12	
Cargador Ayudante	1	58.10	1.20	127.56	0.50	18.82	6.07	
Operador Scoop	1	81.40	1.20	178.71	0.50	26.37	8.51	
Bodeguero	1	63.10	1.20	138.53	0.30	12.27	3.96	
Ing. De Guardia	1	229.77	0.64	377.86	0.30	33.46	10.79	
Capataz	1	109.77	1.20	240.99	0.30	21.34	6.88	
Maestro Desatador	1	68.10	1.20	149.51	0.30	13.24	4.27	
Ayudante Desatador	1	58.10	1.20	127.56	0.30	11.29	3.64	
SUBTOTAL MANO DE OBRA							68.6	2

Tabla 28 — Costo de equipos de protección personal

EPP	Cantidad	Costo /Día	Incidencia	SUBTOTAL	
		US \$	Día/Labores	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Maestro Jumbero	1	4.17	0.33	1.39	0.45
Ayudante Jumbero	1	3.37	0.33	1.12	0.36
Cargadores					
Maestro	1	3.10	0.33	1.03	0.33
Cargador					
Ayudante	1	3.10	0.33	1.03	0.33
Operador Scoop	1	3.30	0.33	1.10	0.35
Bodeguero	1	3.10	0.20	0.62	0.20
Ing De Guardia	1	3.10	0.20	0.62	0.20
Capataz	1	3.10	0.20	0.62	0.20
Maestro Cargador	1	3.10	0.20	0.62	0.20
Ayudante					
Cargador	1	3.10	0.20	0.62	0.20
SUBTOTAL EPP					2.83

Tabla 29 — Costo de herramientas

HERRAMIENTAS	Costo /Día	Incidencia	SUBTOTAL	
	US \$	Día / Labores	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Herramientas menores	9.96	1	9.96	3.21

Tabla 30 — Costo de perforación

PERFORACIÓN	Precio Unitario	Vida Útil	Cost. Unit.	P P	SUBTOTAL	
	US \$	PP	US \$ PP	Por Disparo	US \$ / Disparo	US \$ /ML
Shank Adapter T 38	271.9	6100	0.045	419.52	18.70	6.03
Acople	89.18	6100	0.015	419.52	6.13	1.98
Barra de Extensión R38 (12pies)	488.67	6100	0.080	419.52	33.61	10.84
Broca R32 x 45	89.64	600	0.149	419.52	62.68	20.22
Adaptador piloto R32 x 12"	293.93	600	0.490	33.12	16.22	5.23
Broca Rimadora R32 x 102 mm	224.77	700	0.321	33.12	10.63	3.43
Afiladoras de Copas	2300	150000	0.015	419.52	6.43	2.08
Copas de afilado	169	3500	0.048	419.52	20.26	6.53
Manguera de 1" (50 m)	155.50	42000	0.004	419.52	1.55	0.50
SUB TOTAL PERFORACIÓN						56.84

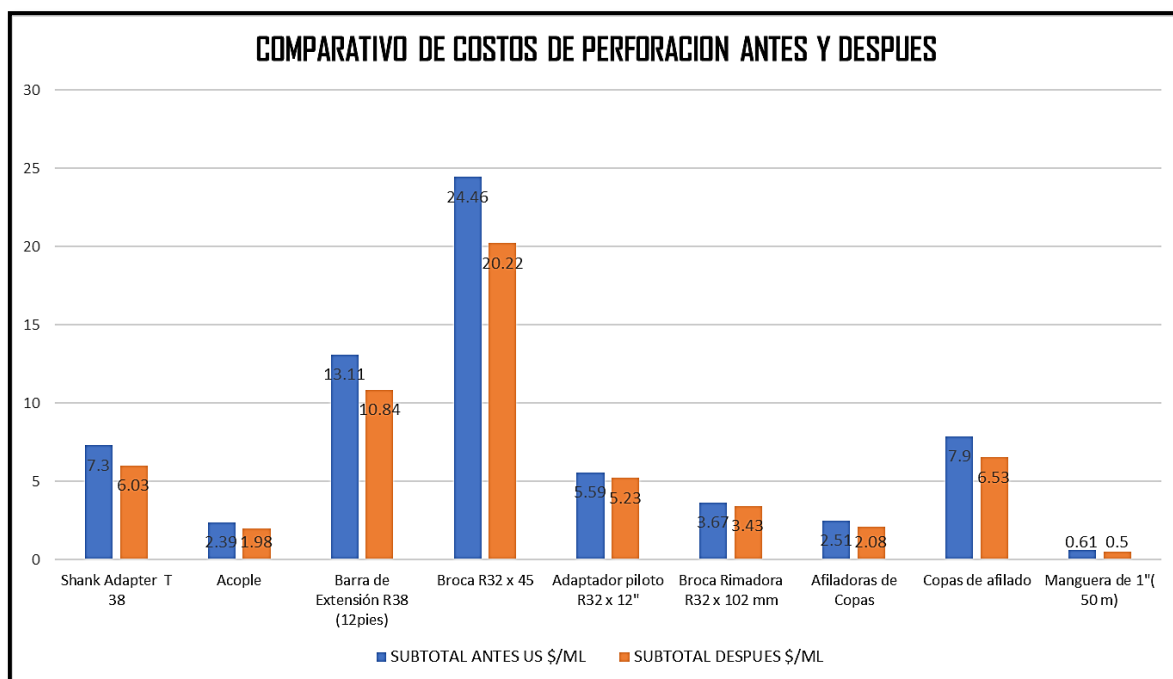


Figura 11 — Comparativo de los costos de perforación

Tabla 31 — Costo de explosivos

EXPLOSIVOS	Unidad	Cantidad	Precio	SUBTOTAL	
			Unitario	US \$ /	US \$
			US \$	Disparo	/ML
Emulnor 1000 1 1/4" X 8" Caja X 25 Kg	Un	43	0.94	40.26	12.99
Emulnor 3000 1 1/4" X 12" Caja X 25 Kg	Un	62	1.48	91.75	29.60
ANFO	Kg.	75	0.58	43.22	13.94
Fanel MS (4,8 m)	Un.	4	1.00	4.00	1.29
Fanel LP (4,8 m)	Un.	32	1.00	32.00	10.32
Cordón Detonante	m	25	0.19	4.75	1.53
Carmex	Un.	2	0.61	1.23	0.40
Mecha rápida	m	0.2	0.39	0.08	0.03
SUB TOTAL EXPLOSIVOS					70.09

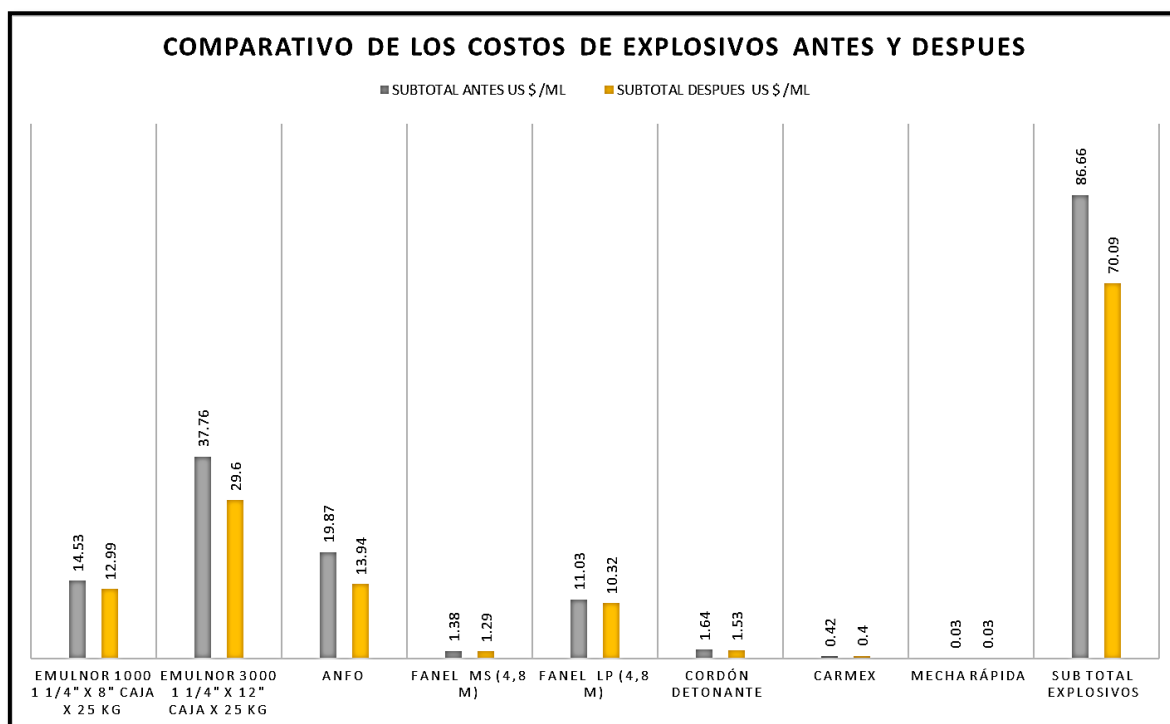


Figura 12 — Comparativo de costos de explosivos



Tabla 32 — Costo de Equipos

EQUIPOS	Precio Unitario US \$ / Hr	Rendimiento PPp/Hr - M3/Hr	Horas Trabajadas	PETROLEO GL/Hr	SUBTOTAL	
					US \$ / Disparo	US \$ /ML
Jumbo DD 210 Sandvick	94.53	189.15	2.22	1.3	216.14	69.72
ScoopTram R1600G 6,0 Yd3	97.50	27.19	1.82	4.8	197.56	63.73
Cargador de ANFO	1.00		1.00		1.00	0.32
Petróleo	2.25					
SUB TOTAL EQUIOS					414.70	133.77
COSTO TOTAL DIRECTO					US \$	335.37

Tabla 33 — Costo indirecto y Total

COSTOS INDIRECTOS		
GASTOS GENERALES	15%	50.31
IMPREVISTOS	3%	10.06
UTILIDAD	10%	38.57
COSTO INDIRECTO TOTAL		98.94
COSTO POR METRO DE AVANCE		US \$ x METROS 434.31

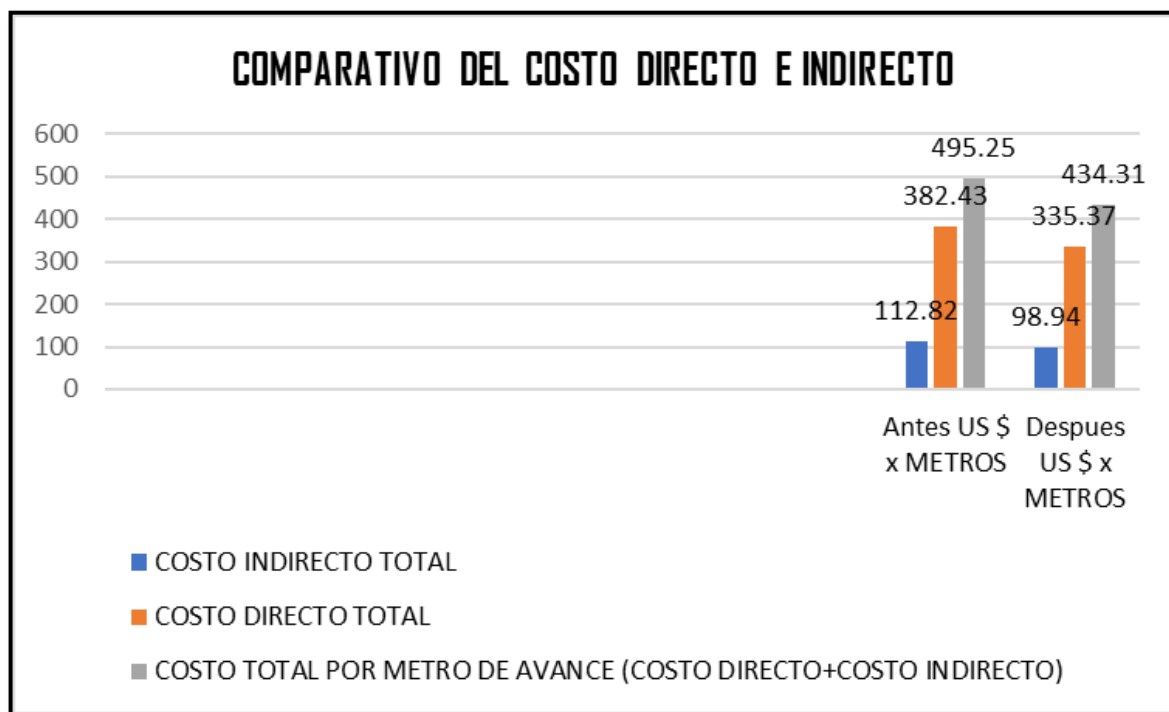


Figura 13 — Comparativo de costos directos e indirectos

5.11. Resumen de la Comparación de costos unitarios de antes y después

Tabla 34 — Comparativo del antes y después de costos unitarios.

COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS			
Elementos	Antes	Después	Diferencia (US \$ x metro)
MANO DE OBRA	73.35	68.62	-4.73
EPP	3.03	2.83	-0.20
HERRAMIENTAS	3.44	3.21	-0.22
PERFORACIÓN	67.54	56.84	-10.70
EXPLOSIVOS	86.66	70.09	-16.57
EQUIPOS	148.41	133.77	-14.64
COSTO DIRECTO TOTAL	382.43	335.37	-47.05
COSTO INDIRECTO TOTAL	112.82	98.94	-13.88
COSTO TOTAL (US \$ x metro)	495.25	434.31	-60.94



5.12. Discusión de resultados

Según (MELO, 2013) en su tesis que titula “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Compañía Minera Poderosa EJMAC S.A.C” concluye que en voladura la reducción del costo es 0.28 \$/TM es decir una reducción del costo de 252 000 \$ al año, del mismo modo se evidencia también que el ahorro potencial anual en consumo de explosivos (emulsiones) es de 368 789 \$ al año considerando tanto las labores de desarrollo-avance, y las labores de producción de mineral, en el caso de nuestra investigación tenemos la reducción en la voladura de 16.57 \$/m, siendo la reducción total de 60.94 \$/m considerando la mano de obra, EPP, Herramientas, Perforación, Explosivos y Equipos.

También concluye que en la actividad de perforación la reducción del costo es 0.37 \$/TM es decir una reducción del costo de 333 000 \$ al año, por razones análogas a la voladura en que se optimizó la eficiencia en el avance por disparo en labores de producción y desarrollo, en caso nuestro en nuestra investigación se tuvo una reducción de la perforación de 10.70 \$/ m.

(PACAHUALA, 2015) en su tesis concluye que con los nuevos estándares actualizados se logró disminuir en un 10%, respecto a los costos unitarios de perforación y voladura, en el caso de esta investigación se redujo un **17.68 %** el costo de perforación y voladura respecto al costo unitario anterior con la implementación de este nuevo estándar.

(CURASMA, y otros, 2019), en su trabajo de tesis concluyeron que, el costo general de operación unitaria por disparo de explotación en chimeneas de 5' x 8', se ha optimizado de S/. 1,519.09 a S/. 1,463.15 con efectividad de trabajo por tarea en guardia, para el caso de esta investigación el costo total reducido por metro es de 495.25 a 434.31 \$/ m en labores de desarrollo como Rampas positivas.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

La optimización del ciclo de perforación y voladura, se logró reducir los costos operativos utilizando el método de Roger Holmberg, y mejorar la malla de perforación implementada reduciendo así los factores de carga y potencia.

Los costos de voladura se redujeron de 86.66 a 70.09 \$/ m, en un porcentaje de 19.12%, de acuerdo al reajuste del frente de perforación y la implementación de una nueva malla de perforación y una distribución adecuada de carga minimizando el consumo de explosivos por frente, donde la distribución de carga explosiva se reduce de 127.93 Kg. a 99.76 Kg. Donde se ahorró un porcentaje de los explosivos porque se mejoró con una adecuada distribución de los taladros en la Rampa 100.

Con la selección del nuevo diseño de malla de perforación, disminuye un 15.84% donde en la malla anterior se tenía 43 taladros, en la actual malla optimizada 38 taladros, y la longitud efectiva de avance se mejora de 2.90 m. a 3.10 m, los costos de perforación disminuyendo de 67.54 \$/m. a 56.84 \$/m. El nuevo diseño de malla es favorable para un avance óptimo en la Rampa 100.

La evaluación en la reducción de los costos de perforación y los costos de voladura influye a los diferentes factores como son, el diseño del frente de perforación, como en la cantidad de taladros a cargar, tipo de terreno, condiciones geológicas (alteraciones, fallas), geomecánicas del terreno (tipo de roca), en esta parte la relación es directa que, a menor cantidad de taladros en el frente, menos cantidad de explosivos a cargar, haciendo que en global se tenga una reducción de 495.25 a 434.31 \$/ m., en un porcentaje de 12.3%.



6.2. Recomendaciones

Para tener mejores resultados de reducción de costos de perforación se recomienda tener actualizadas las recomendaciones geomecánicas porque estas recomendaciones influyen en el diseño del frente de perforación, toda evaluación geomecánica del macizo rocoso es por parte del área de Geomecánica que pertenece a la Compañía Minera Lincuna.

Para mantener los costos de voladura bajos se recomienda también tener técnicas adecuadas de carguío, teniendo cuidado en el ensamble y cargado de los mismos, debido a que es un factor por el cual los explosivos no actúan adecuadamente, otros de los factores es la cantidad apropiada de kg de explosivos a cargar sin exceder de acuerdo al tipo de roca, cuidado de los accesorios ni tampoco hacer uso excesivo de ellos mismos con la finalidad de usar solamente lo necesario para reducir los costos de voladura.

Para tener mejores relaciones de perforación y voladura con respecto al manejo de costos se recomienda tener en cuenta la prueba de nuestros productos (explosivos y accesorios) de voladura y tener al personal debidamente capacitado para garantizar de que estos trabajos actúen cumpliendo su finalidad.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BELITO, Lima Yerson Yordan y BELITO Huber, Lima Juan. REDUCCIÓN DE SOBREROTURA MEDIANTE EL USO DE VOLADURA CONTROLADA DEL PRECORTE EN EL CRUCERO CX 1160 DEL NIVEL 2360 DE LA ZONA CANDELARIA DE LA CIA. CONSORCIO MINERO HORIZONTE, 2019.

BENITEZ, Hernandez Miguel A apuntes de tecnologías de perforación, 06 de Enero de 2019.

CAYLLAHUA, Mamani Pedro. Evaluación de Costos Operativos en Galerías de Exploración para Optimizar la Perforación y Voladura en la Unidad Minera las Aguilas - Ciemsa. Puno : Ed. Universidad Nacional del Altiplano, 2018.

CHAMBI, Chambi Jimmy Remigio. Análisis y Optimización de las Operaciones de Perforación y Voladura para el Desarrollo de Estándares Técnicos e Incremento de Utilidades en Mina Tambomayo. 2019.

CHIPANA, Tito Rudy Milton. Diseño de Perforación y Voladura para Reduccion de Costos en el frente de a galeria Progreso de la Contrata Cavilquis-Corporación Minera Ananea S.A., 2015.

CONSEMINCO. <https://es.scribd.com/presentation/223953325/Control-de-Operaciones-Mineras>, 2018.

CURASMA, Casavilca Nemesio Demetrio y QUISPE, Buendia Raúl Florentino. Optimizacion del proceso de minado y de los costos de explotacion en las labores del nivel 610 unidad julcani – Compañía De Minas Buenaventura S.A.A.,2019.

DE LA CRUZ, ALANYA Eduardo Charly. Optimización Económica Aplicando El Método De Explotación Long Wall Mining Frente Al Método Corte Y Relleno Ascendente En Cia. Minera Poderosa S.A., Unidad Santa María, 2014.

ENAMI. Perforación y Tronadura. 2017.

EXSA. Manual Práctico De Voladura, 2017.

FAMESA, Explosivos. www.famesa.com.pe/productos/altos-explosivos/emulnor/ . , 2016.

GAMARRA, Caceres Alex Rolf. Optimización de los rendimientos de perforación a partir del modelo geotécnico con fines de minimizar costos de perforación en la Compañía Minera Antamina ,2011.



GAONA, Gonzales Aderling Jesus. Optimización de la Voladura, mina la Virgen - de la compañía Minera San Simón S.A.-Huamachuco, 2015.

GARRIDO, Alejandro Andrés. Diagnóstico y Optimización de Disparos en Desarrollo horizontal Mina el Teniente, 2007.

GUAMÁN, Peláez Marco Vinicio.“Optimización De Los Procesos De Perforación Y Voladura En El Tunel Fase A-B De Interconexión Del Proyecto Sopladora”, 2016.

LOPEZ, Gimeno Carlos. Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras. Minería y Obras Públicas, 2017.

LÓPEZ, JIMENO Carlos. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.

LOZANO, Fernandes Manuel. <https://es.slideshare.net/georgesar7/perforacin>, 2012.

MAMANI, Neyra Irving Rony. Analisis y optimizacion de costos de perforación y voladura en la construcción del canal San Antonio de miña,2016.

MAYORAL, Fernandez. Optimización técnico-económica de perforación de barrenos en terrenos homogéneos, buscando leyes de desgaste para brocas de perforación.”,2008.

MELO, Medina Franck Vicente. Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Compañía Minera Poderosa EJMCA S.A.C., 2013.

MENDOZA, Muñoz Norma. Optimización de la voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraíso-Ecuador, 2014.

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA. Glosario Tecnico Minero. Bogota, 2015.

MONTIEL, R Nestor E. Trabajo especial de grado optimización del diseño de perforación y voladura aplicando cámara de aire con el explosivo fortis Extra, mina paso Diablo, carbones del Zulia S.A, 2014.

OCAMPO, Rosillo Kevin Alejandro. Optimización de malla de perforación doble espiral para túnel y reducir costos de perforación y voladura en el proyecto Chavimochic, 2018.

PACAHUALA, Aguirre Mayra Cleyde. Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada Mincotrall S.R.L.,2015.



PONCE, Ramirez Fredy River. Gestión de Costos de Perforación y Voladura en el Sector Minero, 2014.

QUISPE, Galvan Ciro. Valorizacion de Minas. Huancayo, 2014.

RAMOS, Ríos Robi Berex. Influencia del diseño de malla en los costos de perforación y voladura en la compañía minera Los Andes Perú Gold, Huamachuco, 2018.

SALAS, Hurtado Luis Alberto. Estudio de KPIs en en los Equipos de Perforación cargui y acarreo para el incremento de produccion de 3000 a 3600 TN/Dia, 2013.

SEGURIDAD MINERIA. revista seguridad minera,2018.

YUCRA, Mercado Eder. Reducción de los costos operativos, mediante la optimización de estándares en las operaciones de perforación, voladura y sostenimiento E.E. Aesa, U.M.A. Quenamari - San Rafael, 2013.

ZAPATA, Degregio Monica Paola. 2002. Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo, 2002.



ANEXOS



ANEXOS I. MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 35 — Matriz de consistencia

“Optimización del Ciclo de perforación y voladura para Reducir los Costos Operativos de la Rampa 100 de la zona Caridad, unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021”.				
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensión
<p>Problema general</p> <p>¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura reducirá los costos operativos de la Rampa 100 de la Zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Optimizar el ciclo de perforación y voladura para reducir los costos operativos de la Rampa 100 de la Zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La optimización del ciclo de perforación y voladura reduce los costos operativos de la Rampa 100 de la Zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Optimización del ciclo de perforación y voladura.</p>	<p>Tipo de explosivo.</p> <p>Malla de perforación.</p> <p>Tiempos operativos.</p>
<p>Problema específico</p> <p>¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura reducirá el costo de voladura en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?</p> <p>¿Por qué la optimización del ciclo de perforación y voladura disminuirá los costos de perforación en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?</p> <p>¿De qué manera la optimización del ciclo de perforación y voladura Unidad influirá en la evaluación de costos en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021?</p>	<p>Objetivos específico</p> <p>Reducir los costos de voladura en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p> <p>Determinar la disminución de los costos de perforación en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p> <p>Influir en la evaluación de costos en la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p>	<p>Hipótesis específico</p> <p>La optimización del ciclo de perforación y voladura reducirá los costos voladura de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p> <p>La optimización del ciclo de perforación y voladura determinara la disminución de los costos de perforación de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p> <p>La optimización del ciclo de perforación y voladura influirá en la evaluación de costos de la Rampa 100 de la zona Caridad, Unidad Minera Huancapeti-Ancash-2021.</p>	<p>Variable dependiente</p> <p>Reducir los Costos Operativos.</p>	<p>Costo de voladura</p> <p>Costos de perforación</p> <p>Evaluación de costos</p>

ANEXO II. PANEL FOTOGRAFICO



Figura 14 — Figura pintado de frente para perforación de la Rampa 100

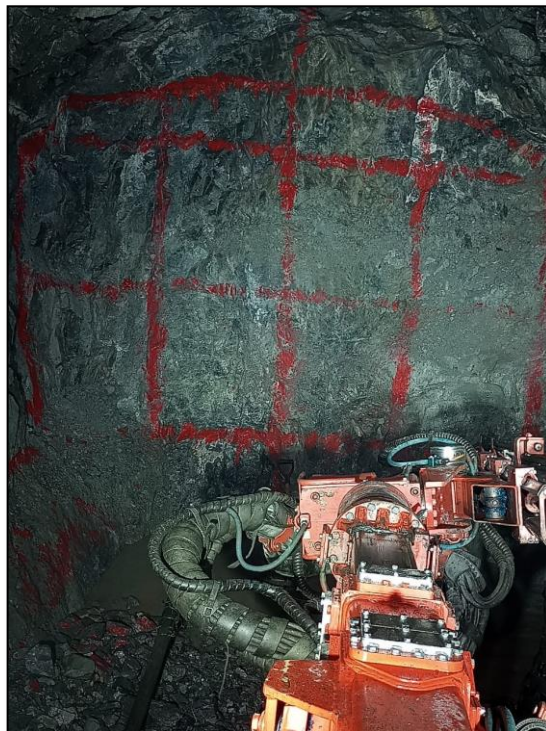


Figura 15 — Pintado de la malla de perforación de la Rampa 100



Figura 16 — Elfie Córdova observando la actividad de Perforación Rampa 100



Figura 17 — Alex Pumapillo, Colaborador de Operaciones



ESPECIFICACIONES:

D.S. 024-2016 ART. 246 INCISO c):

Cuando la ventilación natural no sea capaz de cumplir los artículos precedentes, debe emplearse ventilación

Figura 18 — Equipo ventilador ubicado en la Rp 100



Figura 19 — Elfie Córdova realizando abordaje de IPERC al operador de Bolter en la Rampa 100.



Figura 20 — Desatado de rocas después de realizar la actividad de voladura en la Rampa 100

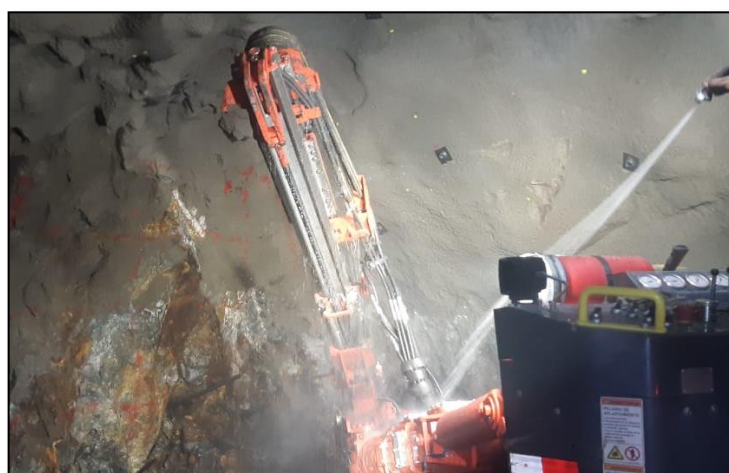


Figura 21 — Trabajos de sostenimiento en la Rampa 100



Figura 22 — Elfie Córdova y Alex Pumapillo saliendo de mina Caridad hacia bocamina



Figura 23 — Elfie Córdova realizando capacitación al personal de operaciones, servicios auxiliares y ventilación.

TABLA GEOMECANICA RMR							TIPO DE SOSTENIMIENTO		
RIESGO DE ESTABILIDAD	CODIGO DE COLORES	CATEGORIA	DESCRIPCION CLASE DE ROCA	VALUACION SEGUN RMR	GSI	GRADO DE ESTABILIDAD	AVANCES (PREPARACIONES Y EXPLORACION Y DESARROLLO)		EXPLOTACION (TAJEOS)
							TEMPORALES <= 1 año	PERMANENTES > 1 año	
RIESGO BAJO	[Color Amarillo]	II A	BUENA A	71 - 80	LF/R, F/B	ESTABLE	Perno de fricción ocasional o puntual	Perno helicoidal ocasional o puntual	Perno de fricción ocasional o puntual
		II B	BUENA B	61 - 70	F/R		Perno de fricción espaciados a 1,75mx1,75m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1,75mx1,75m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1,75mx1,75m en forma de rombo
RIESGO MEDIO	[Color Verde]	III A	REGULAR A	51 - 60	F/P, MF/R	MED. ESTABLE A MED. INESTABLE	Perno de fricción espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo	Perno helicoidal espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo	Perno de fricción espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo
		III B	REGULAR B	41 - 50	MF/P, IF/R		Perno de fricción espaciados a 1,50mx0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada	Perno helicoidal espaciados a 1,50mx0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada	Perno de fricción espaciados a 1,50mx0,85m en forma de rombo mas malla electrosoldada
RIESGO ALTO	[Color Naranja]	IV A	POBRE A	31 - 40	MF/MP, IF/P	INESTABLE	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo	Shotcrete de 2" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,50mx1,50m en forma de rombo
		IV B	POBRE B	21 - 30	IF/MP		Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,25mx1,25m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,00mx1,00m en forma de rombo	Shotcrete de 3" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,25mx1,25m en forma de rombo
		V	MUY POBRE	< 20	T/MP	MUY INESTABLE	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0mx1,0m en forma de rombo y/o cimbras de perfil H tipo 6W20	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0mx1,0m en forma de rombo y/o cimbras de perfil H tipo 6W20	Shotcrete de 4" con fibra mas perno expansivo espaciados a 1,0mx1,0m en forma de rombo

IMPORTANTE: Cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realizara bajo evaluación y recomendación del Área de Geomecánica.

NOTA: En zonas de Intersecciones aplicar estándar de sostenimiento en Intersecciones.

METODOLOGIA DE APLICACIÓN - TABLA GSI

APLICACIÓN SIN CONSIDERAR FACTORES INFLUYENTES
Para aplicar la Tabla se deben lavar los hastiales, el techo y el frente de la labor y determinar los 2 parámetros del INDICE GSI:

- Condición de Estructura, se determina contando el número de fracturas por metro lineal.
- Condición Superficial, se determina mediante golpes de picota o barretilla.

CORRECCIÓN CONSIDERANDO FACTORES INFLUYENTES

Los factores Influyentes condicionan un mayor reforzamiento del área evaluada, por lo tanto deberá "castigarse" con un menor INDICE GSI e instalarse el siguiente tipo de sostenimiento; considerando una sola corrección para OCURRENCIA de:

- Esfuerzos In Situ, por profundizaciones mayores a 500 m.
- Esfuerzos Inducidos, por labores cercanas entre sí.
- Esfuerzos Inducidos, por Labor Antigua, Pilaes-Puentes.
- Presencia de agua de filtración como goteras ó flujos.
- Falta de sostenimiento ó sostenimiento no oportuno.
- Falta de sostenimiento ó sostenimiento no oportuno.
- Orientación de las fracturas.

TIPO DE SOSTENIMIENTO

SOSTENIMIENTO ACTIVO
(Trabajan Inmediatamente después de instalarlos en la roca)

PERNO HELICOIDAL
Capacidad de Carga 2,0 a 2,5 Ton/ple

PERNO SPLIT SET
Capacidad de Carga 1,0 Ton/ple

PERNO HYDRABOLT
Capacidad de Carga 10,0 - 12,0 Ton

ORIENTACION DE LOS PERNOS
Formas correctas e incorrectas de instalar un perno

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO (Longitud del perno a usar):
Sección de excavación > 3m usar 7ples
Sección de excavación < 3m usar 5ples

SOSTENIMIENTO PASIVO
(Trabajan después de que la roca se acomoda al sostenimiento)

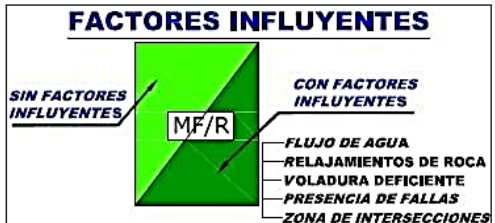
CIMBRA METALICA H6
Capacidad de Carga 35 Ton/m2

WOOD PACK
Capacidad de Carga 1,0 - 1,5 Ton/m2

SHOTCRETE
Capacidad de Carga >= 210kg/cm2

PUNTALES DE MADERA
Capacidad de Carga 6 ples: 20Ton, 8 ples: 30Ton

MALLA ELECTROSOLDADA
Capacidad de Carga 0,8-1,0 Ton/m2



Nota: Tabla Geomecánica elaborado por el Área de Geomecánica

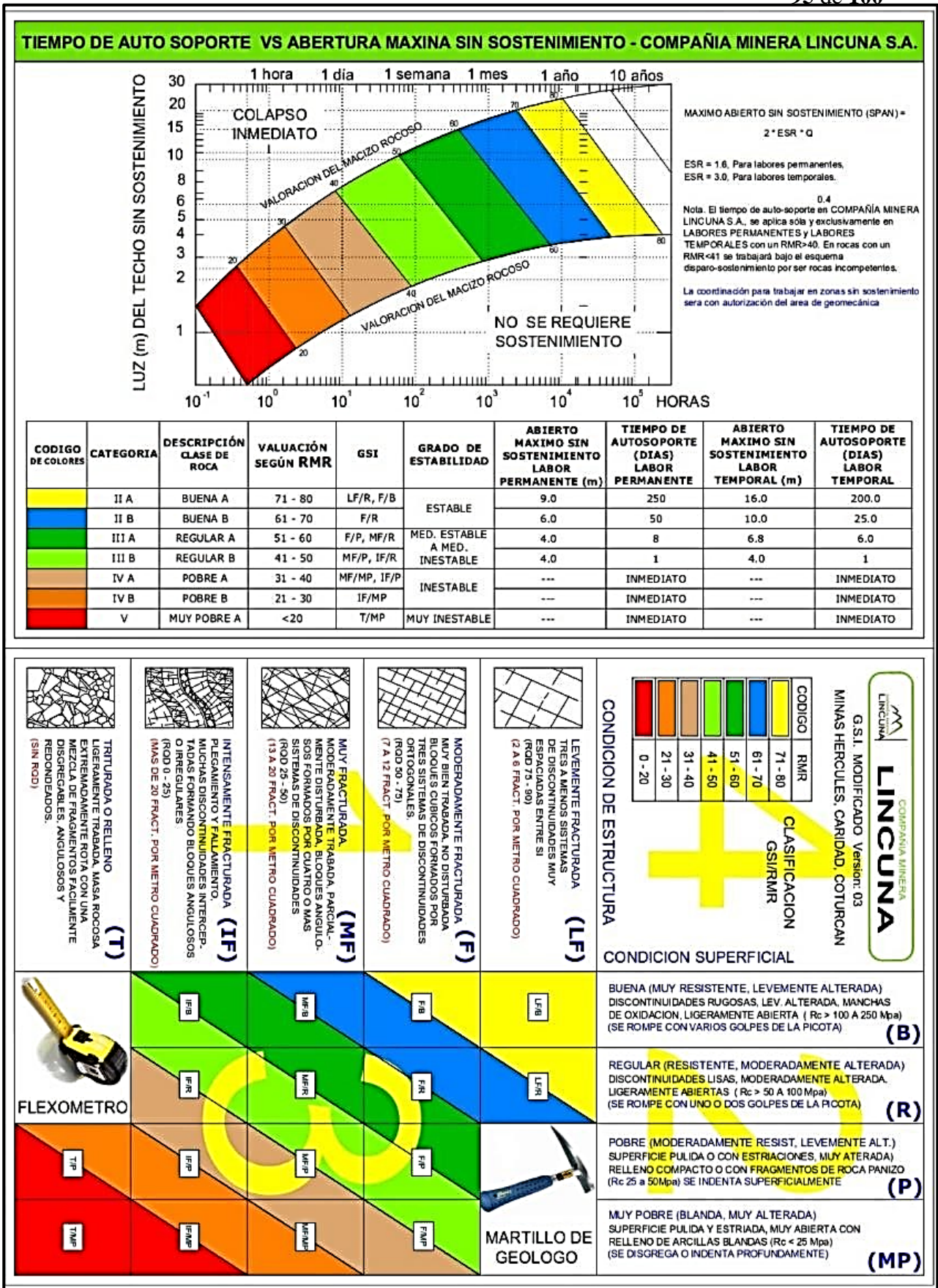


Figura 24 — Tabla Geomecánica mina Lincuna

Extraído del área de Geomecánica Unidad Minera Huancapetí 2021



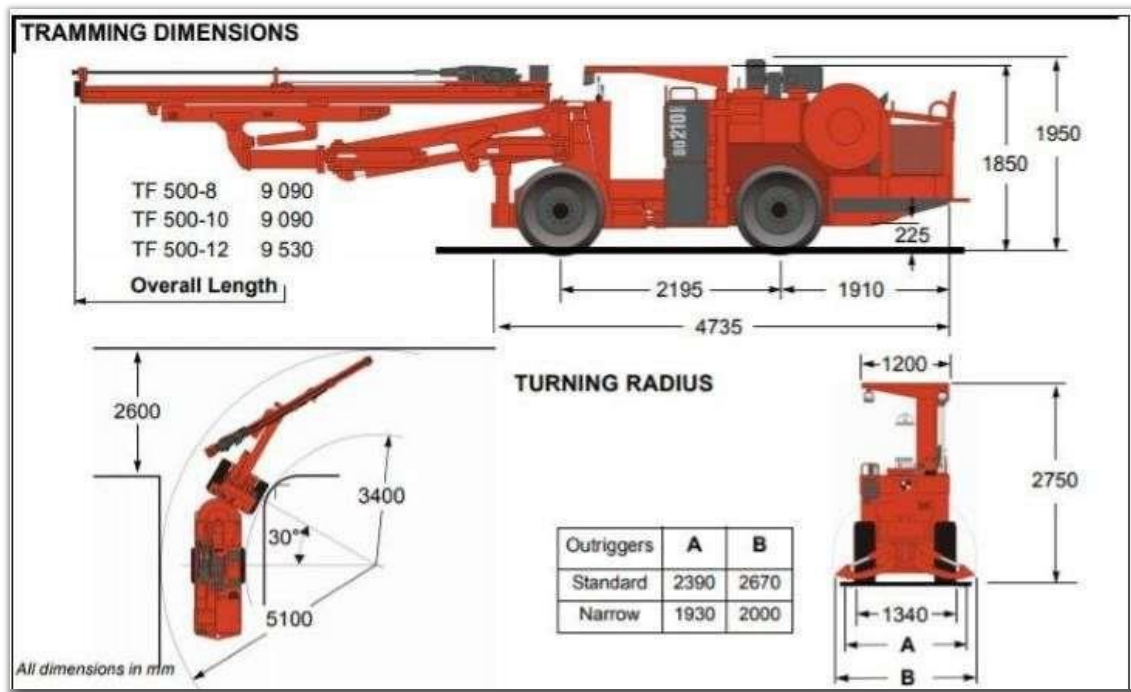


Figura 25 — Jumbo DD 210

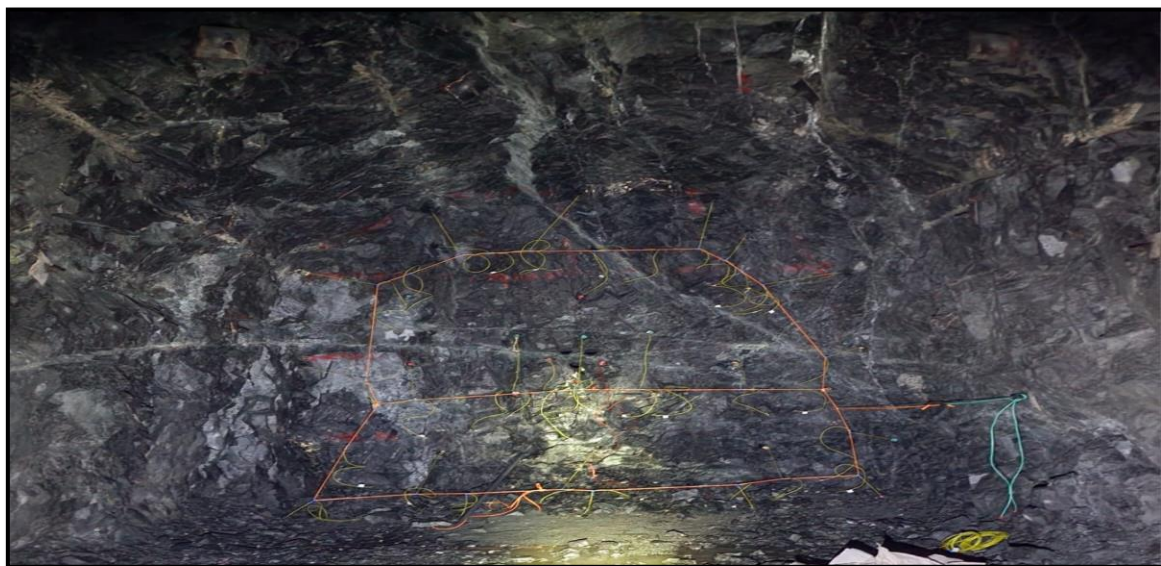


Figura 26 — Frente cargado listo para chispear (Rampa 100)

ANEXO III. VISTA EN PLANTA

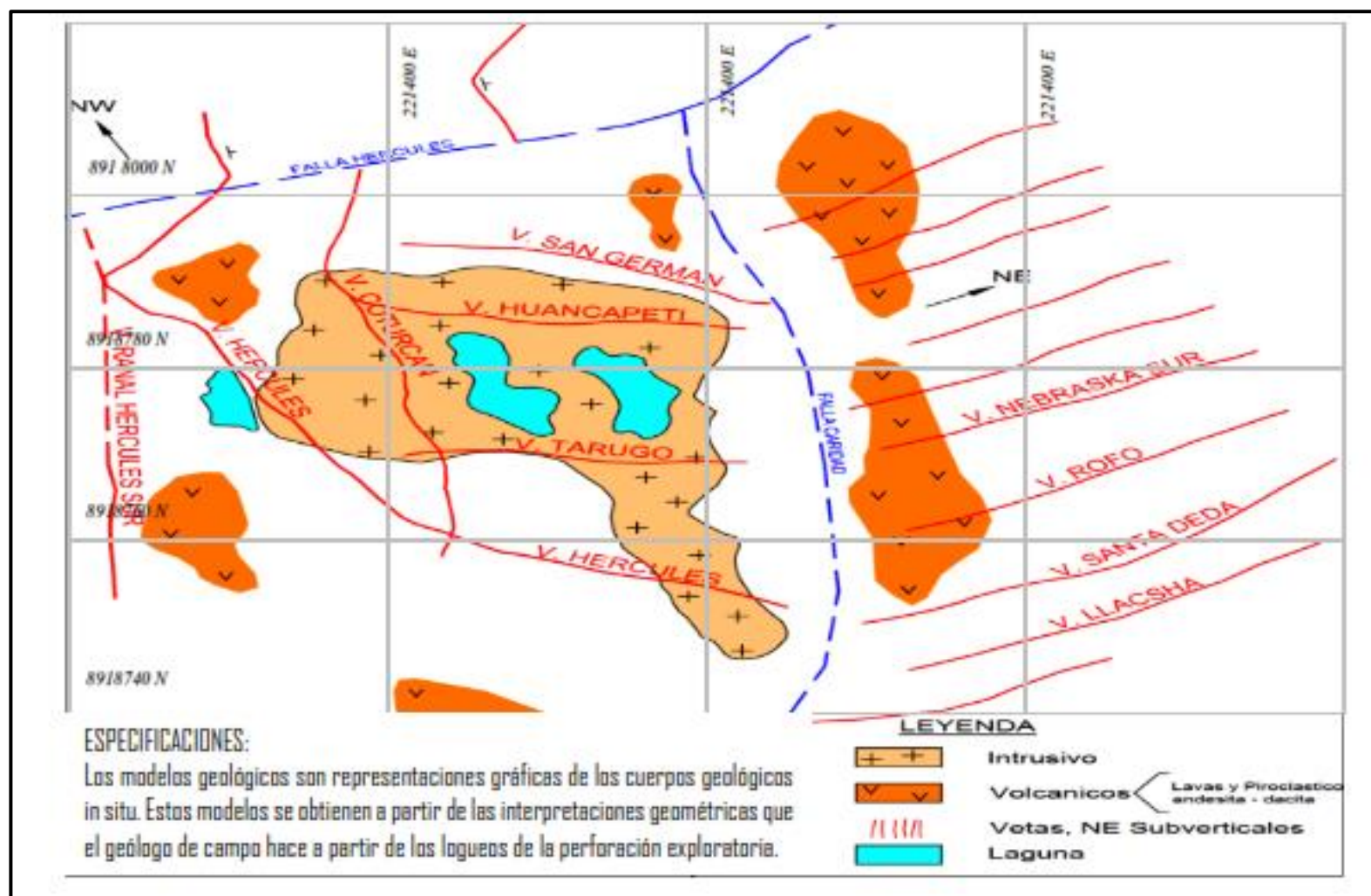


Figura 27 — Modelo Geológico de Mina Lincuna

Extraído del área de Geología Unidad Minera Huancapetí 2021

ANEXO IV. ESTANDAR DE SERVICIOS AUXILIARES

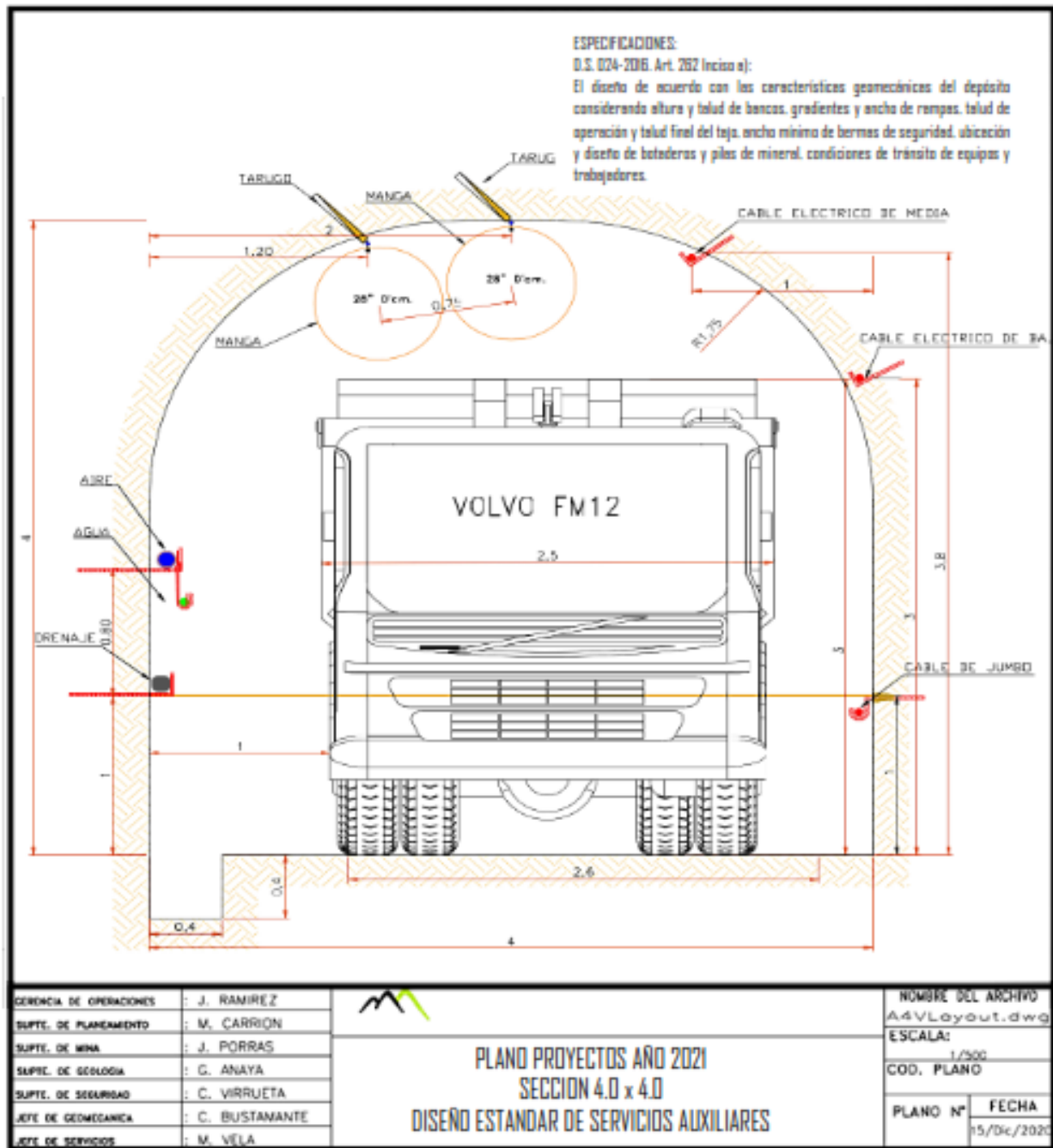


Figura 28 — Sección típica de 4 x 4

Extraído del área de Planeamiento Unidad Minera Huancapetí 2021



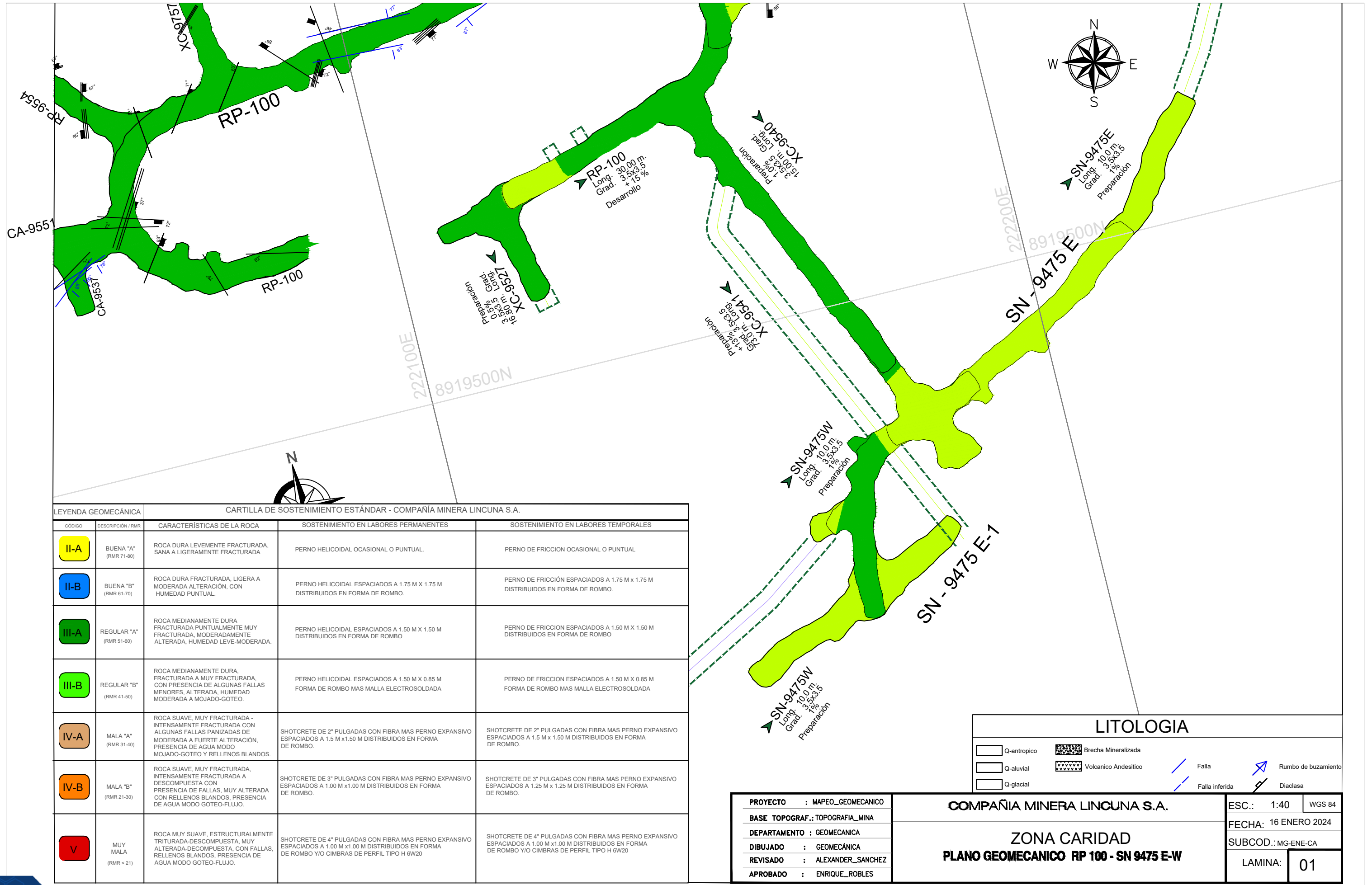
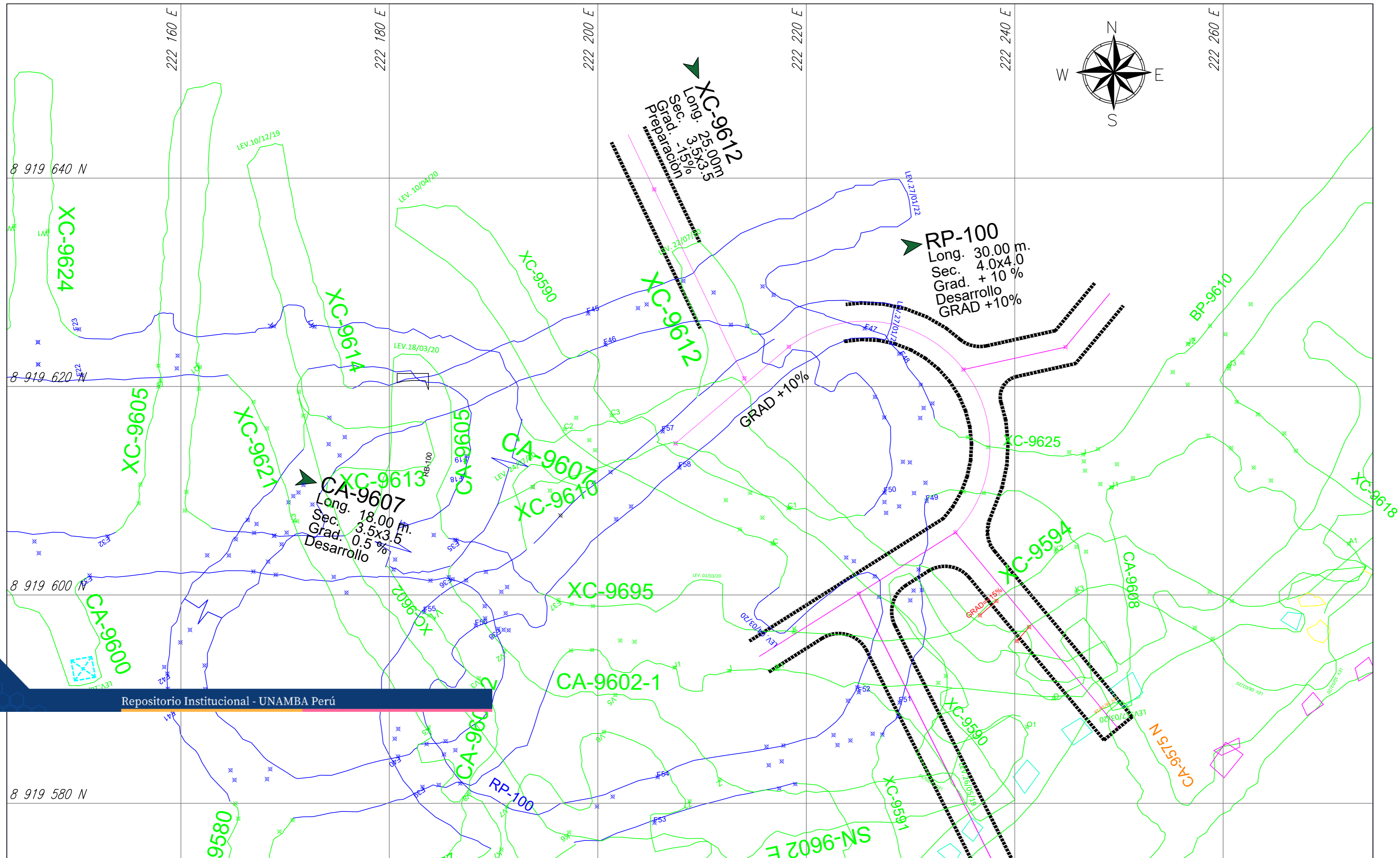


Figura 29 — Plano Geomecánico Rampa 100



Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

GERENCIA DE OPERACIONES :	J. RAMIREZ
SUPT. DE PLANEAMIENTO :	M. CARRION
SUPT. DE MINA :	J. PORRAS
SUPT. DE GEOLOGIA :	G. ANAYA
SUPT. DE SEGURIDAD :	S. AQUINO
JEFE DE GEOMECANICA :	R. BERROCAL

RIESGOS ASOCIADOS A LA LABOR :



COMPAÑIA MINERA LINCUNA S. A.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO

RP-100

ESCALA:	1/250
DISEÑO:	PLANING
FECHA DE INICIO:	
FECHA ACTUAL :	14/Dic/2023
PLANO	

Figura 30 — Plano Proyectos