



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Estudio técnico económico para mejorar la perforación y voladura en
la Veta Brunella - Mina Angelitos – Ayabaca – Piura

TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

Ingeniero de Minas

AUTOR:

Peralta Valencia, German Junior (orcid.org/0000-0002-8444-4949)

ASESOR:

Dr. Figueroa Alfaro, Richard Wagner (orcid.org/0000-0002-2159-6160)

LÍNEA DE INVESTIGACIÓN:

Perforación y Voladura de Rocas

LÍNEA DE RESPONSABILIDAD SOCIAL UNIVERSITARIA:

Desarrollo económico, empleo y emprendimiento

CHICLAYO – PERÚ

2023

DEDICATORIA

A dios que sin el nada hubiera sido posible
y a mis amados padres, que son
soporte en mi vida

German Junior

AGRADECIMIENTO

Agradecer a Dios por permitirnos culminar mi trabajo de investigación. Así mismo, a mis docentes de la escuela de ingeniería de minas de la Universidad César Vallejo, A mi asesor Dr. Figueroa Alfaro Richard Wagner Vilcatoma, y a todas las personas que contribuyeron a realizar la presente investigación, gracias por su experiencia para alcanzar este objetivo en nuestras vidas.

German Junior

DECLARATORIA DE AUTENTICIDAD DEL ASESOR



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

Declaratoria de Autenticidad del Asesor

Yo, FIGUEROA ALFARO RICHARD WAGNER, docente de la FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA de la escuela profesional de INGENIERÍA DE MINAS de la UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO SAC - CHICLAYO, asesor de Tesis titulada: "Estudio Técnico Económico para mejorar la Perforación y Voladura en la Veta Brunella - Mina Angelitos – Ayabaca - Piura", cuyo autor es PERALTA VALENCIA GERMAN JUNIOR, constato que la investigación tiene un índice de similitud de 14.00%, verificable en el reporte de originalidad del programa Turnitin, el cual ha sido realizado sin filtros, ni exclusiones.

He revisado dicho reporte y concluyo que cada una de las coincidencias detectadas no constituyen plagio. A mi leal saber y entender la Tesis cumple con todas las normas para el uso de citas y referencias establecidas por la Universidad César Vallejo.

En tal sentido, asumo la responsabilidad que corresponda ante cualquier falsedad, ocultamiento u omisión tanto de los documentos como de información aportada, por lo cual me someto a lo dispuesto en las normas académicas vigentes de la Universidad César Vallejo.

CHICLAYO, 30 de Noviembre del 2023

Apellidos y Nombres del Asesor:	Firma
FIGUEROA ALFARO RICHARD WAGNER DNI: 43971832 ORCID: 0000-0002-2159-6160	Firmado electrónicamente por: RWFIGUEROAAL el 19-12-2023 09:33:11

Código documento Trilce: TRI - 0674444



DECLARATORIA DE ORIGINALIDAD DEL AUTOR



UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO

**FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

Declaratoria de Originalidad del Autor

Yo, PERALTA VALENCIA GERMAN JUNIOR estudiante de la FACULTAD DE INGENIERÍA Y ARQUITECTURA de la escuela profesional de INGENIERÍA DE MINAS de la UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO SAC - CHICLAYO, declaro bajo juramento que todos los datos e información que acompañan la Tesis titulada: "Estudio Técnico Económico para mejorar la Perforación y Voladura en la Veta Brunella - Mina Angelitos – Ayabaca - Piura", es de mi autoría, por lo tanto, declaro que la Tesis:

1. No ha sido plagiada ni total, ni parcialmente.
2. He mencionado todas las fuentes empleadas, identificando correctamente toda cita textual o de paráfrasis proveniente de otras fuentes.
3. No ha sido publicada, ni presentada anteriormente para la obtención de otro grado académico o título profesional.
4. Los datos presentados en los resultados no han sido falseados, ni duplicados, ni copiados.

En tal sentido asumo la responsabilidad que corresponda ante cualquier falsedad, ocultamiento u omisión tanto de los documentos como de la información aportada, por lo cual me someto a lo dispuesto en las normas académicas vigentes de la Universidad César Vallejo.

Nombres y Apellidos	Firma
GERMAN JUNIOR PERALTA VALENCIA DNI: 47276575 ORCID: 0000-0002-8444-4949	Firmado electrónicamente por: PVALENCIAGJ el 30- 11-2023 18:58:45

Código documento Trilce: TRI - 0674446



ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
DECLARATORIA DE AUTENTICIDAD DEL ASESOR.....	iv
DECLARATORIA DE ORIGINALIDAD DEL AUTOR.....	v
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
ÍNDICE DE TABLAS.....	vii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
I. INTRODUCCIÓN.....	1
II. MARCO TEÓRICO.....	5
III. METODOLOGÍA.....	11
3.1. Tipo y diseño de investigación.....	11
3.2. Variables y operacionalización.....	11
3.3. Población, muestra y muestreo.....	13
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	13
3.5. Procedimientos.....	14
3.6. Método de análisis de datos.....	14
3.7. Aspectos éticos.....	14
IV. RESULTADOS.....	16
V. DISCUSIÓN.....	55
VI. CONCLUSIONES.....	59
VII. RECOMENDACIONES.....	60
REFERENCIAS.....	61
ANEXOS.....	69

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 01. <i>Resumen de Consumo de Explosivos</i>	22
Tabla 02. <i>Datos técnicos de la perforación con Bohs</i>	23
Tabla 03. <i>Determinación de costo unitario</i>	24
Tabla 04. <i>Cálculo de costo de implementos de seguridad</i>	25
Tabla 05. <i>Características de la máquina perforadora YT-29</i>	26
Tabla 06. <i>Estación geomecánica del RQD geomecánica</i>	27
Tabla 07. <i>Estaciones geomecánicas después de cada voladura</i>	28
Tabla 08. <i>Clasificación geomecánica del RMR de bieniawski estac. N°1</i>	28
Tabla 09. <i>Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades</i>	30
Tabla 10. <i>Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales</i>	30
Tabla 11. <i>Significado de las clases de roca</i>	30
Tabla 12. <i>Clasificación geomecánica del RMR de BIENIAWSKI ESTAC. n°2</i>	31
Tabla 13. <i>Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades</i>	32
Tabla 14. <i>Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales</i>	33
Tabla 15. <i>Significado de las clases de roca</i>	33
Tabla 16. <i>Clasificación geomecánica del RMR de Bieniawski estac. N°3</i>	34
Tabla 17. <i>Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades</i>	35
Tabla 18. <i>Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales</i>	35
Tabla 19. <i>Significado de las clases de roca</i>	36
Tabla 20. <i>Datos de la malla de perforación</i>	37

Tabla 21. <i>Resumen del consumo de explosivo por cada voladura</i>	44
Tabla 22. <i>Costos de explosivos y accesorios por metro lineal de avance</i>	46
Tabla 23. <i>Costos en aceros de perforación por metro lineal de avance</i>	47
Tabla 24. <i>Costos en máquinas de perforación por metro lineal de avance</i>	47
Tabla 25. <i>Costos de mano de obra por metro lineal de avance.....</i>	48
Tabla 26. <i>Costos en hospedaje y alimentación del personal por metro lineal de avance.....</i>	48
Tabla 27. <i>Costo total por metro lineal de avance.....</i>	49
Tabla 28. <i>Costos de explosivos y accesorios por metro lineal de avance YT29..</i>	49
Tabla 29. <i>Costos en aceros de perforación por metro lineal de avance en YT29</i>	50
Tabla 30. <i>Costos en maquinaria de perforación por metro lineal de avance YT2950</i>	
Tabla 31. <i>Costos en mano de obra por metro lineal de avance YT29</i>	51
Tabla 32. <i>Costos de hospedaje y alimentación por metro lineal de avance YT2951</i>	
Tabla 33. <i>Cotos totales por metro lineal de avance YT29</i>	52
Tabla 34. <i>Proyección de los costos y avance por un año</i>	52

ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 01.</i> Malla de perforación.....	17
<i>Figura 02.</i> Diagrama de carguío.....	18
<i>Figura 03.</i> Secuencia de salida o diagrama de disparo.....	23
<i>Figura 04.</i> Malla de perforación.....	38
<i>Figura 05.</i> Diagrama de disparo.....	39
<i>Figura 06.</i> Secuencia de salida o diagrama de disparo.....	45
<i>Figura 07.</i> Rendimiento de la máquina jack leg YT 29.....	46
<i>Figura 08.</i> Costos anuales.....	53
<i>Figura 09.</i> Avances de un año.....	53
<i>Figura 10.</i> Comparación de las variables.....	54
<i>Figura 11.</i> Comparación de ahorro.....	54

RESUMEN

La investigación tuvo como finalidad realizar el estudio técnico económico para mejorar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Veta Brunella - Mina Angelitos, teniendo una investigación de tipo aplicada y un diseño experimental de tipo cuasiexperimental. También, para el recojo de información se utilizó el método analítico, técnica de análisis documental y de observación. Se utilizó guías de análisis documental y de observación. Finalmente, se obtuvo como resultado que la mina presenta alta deficiencia en cuanto al plan de la malla de perforación es que se realiza empíricamente, asimismo uso de la maquinaria inadecuada con respecto a la perforadora manual Bosch que no son las adecuadas para la perforación en roca. Por consiguiente, se realizó un análisis condiciones actuales de la perforación y voladura en la veta Brunella, donde se utilizó los diseños de la malla de perforación y voladura, diagramas de secuencias de disparo, cálculos y tablas resúmenes de consumo de explosivos. Concluyendo que teniendo en cuenta el estudio geo mecánico del frente de la veta Brunella y un análisis de las máquinas perforadoras como la bosh y YT-29, se tendrá un avance lineal óptimo y un ritmo de avanza satisfactorio en la Mina Angelitos-veta Brunella.

Palabras clave: Perforación, voladura, secuencia de disparo, perforadoras.

ABSTRACT

The purpose of the research was to carry out the technical-economic study to improve the unitary drilling and blasting operations in the Brunella Vein - Angelitos Mine, having an application-type research and a quasi-experimental experimental design. Also, the analytical method, documentary analysis and observation technique, was used to collect information. Document analysis and observation guides were used. Finally, the result was that the mine has a high deficiency in terms of the drilling mesh plan, which is done empirically, and also the use of inappropriate machinery with respect to the Bosch manual drilling machine, which are not suitable for rock drilling. Therefore, an analysis of current conditions of drilling and blasting in the Brunella vein was carried out, using drill and blast mesh designs, shot sequence diagrams, calculations and summary tables of explosives consumption. Concluding that taking into account the geomechanical study of the front of the Brunella vein and an analysis of drilling machines such as the Bosh and YT-29, there will be an optimal linear advance and a satisfactory rate of advance in the Angelitos Mine-Brunella vein.

Keywords: Drilling, blasting, firing sequence, drilling rigs.

I. INTRODUCCIÓN

Los procedimientos en la industria minera se clasifican por procesos unitarios, uno de ellos es la separación de metales que se manifiesta en los diferentes países. Por ello, es la base de crecimiento y mantenimiento. Asimismo, como actividad económica en crecimiento, ha mantenido un papel predominante, que ha utilizado diversas herramientas para prosperar un extraordinario tiempo. Es valioso que el procedimiento de segregación de minerales sea cubierto por una empresa dedicada al rubro minero en cuanto a las diferentes operaciones unitarias, siendo una de las primeras fuentes en todo el recorrido minero, sin disgregar procedimientos siguientes.

La mina Angelitos dirigida por la empresa minera Gold Digger Mining SAC RUC 20606255919, minera exclusiva a las diferentes operaciones de minerales que está situado entre 450 a 1200 m.s.n.m. en el distrito Suyo - Ayabaca – Piura. Además, se sitúa a 397.5 km al norte de Chiclayo, un aproximado de seis horas con treinta y seis minutos viajando por vía terrestre. En la empresa laboran un total de treinta trabajadores, entre ingenieros, capataces, ayudantes de mina, obreros y administrativos. Es así que, en el nivel donde se encuentran operando se denomina “Veta Brunella”; donde se utilizan diversos tipos de sostenimiento y fallas en las mallas. Por último, su acceso es por el norte del país a 2200 m.s.n.m.

La geología de la zona del Suyo compone diferentes rocas entre rocas volcánicas y andesítica. También afloran rocas intrusivas plutónicas, compuestas principalmente por granodiorita a amorosita, orientadas 45° noreste, de edad Cretácico-Terciario, correspondientes a la roca madre inclinada costera. Se desarrollan fallas en el área de estudio, identificándose tres fallas principales con tendencia general que constituyen el dominio estructural. Estas fallas regionales facilitaron la reactivación de la mineralización volcánica eruptiva del cretácico que formó numerosas vetas de barita.

La realidad problemática que se presenta en Mina Angelitos es la deficiencia en los diversos procesos binomiales de operaciones unitarias, debido a que no se muestran un desarrollo lineal por la mala estructura de los taladros en la malla de

perforación y uso inadecuado de la masa explosiva, por lo que se realizan de manera empírica. Cabe resaltar el uso de la perforadora manual Bosch que no son las adecuadas para la perforación en roca y consecuencia de esto el desarrollo lineal sea mínimo. Se debería utilizar las perforadoras Jack Leg y una buena estructura de los taladros en el frente de perforación utilizando modelos matemáticos y características del macizo rocoso para su diseño. Teniendo en cuenta que una buena perforación garantiza una buena voladura.

Una de las causas de la problemática es la alta deficiencia en cuanto al plan de la malla de perforación es que se realiza empíricamente, lo que ocasiona un avance desfavorable, que perjudica el ritmo de la producción. Así, mismo, se visualizó en el trabajo desconocimiento y falta de practica del modelo de la malla de perforación por parte de los perforistas. Esto tuvo como consecuencia un pésimo avance lineal en la labor minera. Se observó la presencia de filtraciones de agua en el frente siendo una causa negativa en el avance, teniendo como consecuencia un mal proceso de minado.

Por otro lado, otra causa encontrada fue es el uso de la maquinaria inadecuada con el uso de la perforadora manual Bosch que no son las adecuadas para la perforación en roca. En consecuencia, esto podría repercutir de forma negativa en avance lineal que trae la baja producción del mineral y se diluye constantemente. Asimismo, Rodríguez (2019) nos argumenta la mala distribución de taladros de perforación, así mismo, se identificaron altos costos de producción, por lo que se conllevó a generar un gráfico de malla y determinar los componentes de explosivos a emplear sobre el mismo en la labor.

Otra causa de la problemática se detectó que no utilizan explosivos adecuados en relación con la minimización de avances. La cual trae como consecuencia que pueden ocurrir accidentes ya que no hay una buena determinación de un material elaborado. Asimismo, Calderón (2019) señala que el no utilizar los explosivos en los avances van a ocasionar problemas en lo cual deben adquirir unos materiales

adecuados para emplear una buena estrategia que permita mantener un gran interés en todo el proceso extractivo.

Ante lo expuesto, se realizó el planteamiento del problema con la siguiente interrogante de investigación ¿En qué medida el estudio técnico económico puede mejorar la operación unitaria de perforación y voladura en la veta Brunella- Mina Angelitos? Esta pregunta empezó a raíz de los constantes accidentes, el poco avance y la baja rentabilidad en la empresa minera por la falta de un buen sistema de perforación y voladura dentro de la mina Angelitos. Puesto que es de suma importancia la aplicación de un adecuado avance lineal que brinde estabilidad en el macizo rocoso.

De esta manera, se planteó la siguiente hipótesis de investigación: Si se realiza un buen estudio técnico económico entonces se mejorará las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Veta Brunella- mina Angelitos. De acuerdo con las investigaciones previas, Huacho (2018) concuerda que la correcta optimización de operaciones unitarias, es uno de los procesos de vital importancia para adecuarse a las propiedades de la maza rocosa.

Así mismo la justificación de la investigación se enfoca en tener una buena estructura de los taladros en el frente de perforación (malla de perforación) para mejorar la eficiencia de las operaciones unitarias, las cuales son desarrolladas en base de carácter teórico, práctico y metodológico. El análisis es teórico en la forma que se presentan diversas bases y fundamentos teóricos para revelar el incremento de las operaciones unitarias en la veta Brunella - mina Angelitos. Es de carácter práctico, ya que, de acuerdo con los objetivos trazados, se dará un término a la interrogante. Además, esta indagación es metodológica, donde se hará uso del método científico, estrategias y metodologías para resolver las interrogantes de investigación, teniendo un procedimiento sistemático.

De acuerdo con lo anterior se propuso el siguiente objetivo general: Realizar el estudio técnico económico para mejorar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Veta Brunella - Mina Angelitos y para ello se tuvieron los siguientes objetivos específicos: Analizar las condiciones actuales de perforación y voladura. Como segundo objetivo específico se propone realizar el estudio técnico

de la perforación y voladura con la máquina perforadora YT29 en la labor de avance de la veta Brunella, como tercer y último objetivo específico se tiene evaluar los costos por metro lineal de avance resultado de la implementación del nuevo método de perforación y voladura.

II. MARCO TEÓRICO

El objetivo principal de esta investigación es identificar mejores estudios en las operaciones de perforación y voladura de la unidad minera Angelitos Los antecedentes que respaldan este estudio incluyen:

Montaño (2021) en su tesis “crecimiento del desempeño del sistema de perforación en la explotación minera el Lucero” tuvo como propósito mejoramiento económico a nivel mina y producción, reduciendo costos operativos y por ende generando mayores ingresos económicos. Obtuvo como resultado que el sistema binomial de la perforación logró incrementar el avance lineal de 1.02 m a 1.27 m. Finalmente se llegó a la conclusión que es importante analizar las características geomecánicas para obtener una buena distribución óptima de taladros, la carga explosiva, el tipo de explosivo. Finalmente, este artículo es fundamental pues reforzó al crecimiento económico del sistema de producción en la mina.

Rincón y Molina (2017) en su Tesis “Mejoramiento del arranque mediante el control de las desviaciones de perforación, caso mina “El Roble”, tuvo objetivo mejorar los errores de desviación en la perforación con el uso de un aparato magnético, el uso de guías con tubería, un flexómetro y un adecuado trazo de hilo. En lo cual tuvo como Resultado evidenciar que con la propuesta de mejora se reducen los costos en un 13% respecto a los avances del frente de explotación, se comprobó la recuperación de un 90.2% de las toneladas perdidas. Por último, esta tesis fue de importancia pues contribuyó al mejoramiento de la medición de los diferentes taladros para el uso adecuado de la malla en mina.

Puma y Llerena (2021) en su investigación “Diseño del desarrollo de Perforación en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez” tuvo como objetivo optimizar las operaciones unitarias efectuado en la Sociedad. Obteniendo como Resultado la aplicación del método Holmberg se incrementó la velocidad promedio de perforación y se redujo los tiempos muertos de operación, la fragmentación de material mejoró (7.32 cm aprox.). Finalmente se llegó a la conclusión que, para un adecuado diseño de malla se verifique bien sus características del macizo rocoso y la adecuada elección, configuración y distribución de explosivos, sumado a la experiencia natural de los

mineros artesanales. Finalmente, esta investigación es de gran importancia pues aportó a reducir los riesgos de seguridad en las operaciones mineras.

Infantas (2021) en su estudio “Gestión de procedimiento de taladro para mejorar el crecimiento por disparo en la empresa minera Carahuacra - Volcan Compañía Minera S.A.A, por medio del manejo de sistema de mejoramiento continuo PDCA” teniendo como objetivo ofrecen mejorar en el avance lineal y en operaciones unitarias siguientes (carguío, acarreo) desviando un desequilibrio en el desarrollo de operación y subiendo la productividad periódicamente. Por ello se tiene con mejora el incremento de 3.02 m a 3.53 m el desarrollo lineal por disparo realizado, mostrando un 14% de rendimiento. Por último, se concluye que el proceso PDCA ayuda de manera relevante a solucionar la interrogante en las operaciones de la empresa. Finalmente, dicha investigación es relevante, contribuyendo a la mejora del desarrollo lineal por disparo de taladro en las operaciones y contribuir en el rendimiento de la empresa.

Gonzales (2020) en su tesis “ modelo de malla de perforación para mejorar la capacidad en secciones de desarrollo en la Unidad Minera Islay - Cía Minera Chungar – 2021” tuvo como propósito ,incrementó la eficiencia del disparo obteniendo un avance lineal de 3.40m superior al 3.30m planeado, se redujo la sobrerotura en un 10% y la dilución en un 6% respecto a lo planeado respectivamente; para el ACC 400 NV180 Veta Sur el avance lineal Se tuvo como resultado evidenciaron que para el frente SN 300 NV180 veta tensional sur se bajó su carga de 35.8 m a 34.7 m. Finalmente, se llegó a la conclusión que el diseño de hilo logró aumentar la capacidad de avance en la mina. Por último, dicha investigación es relevante, ayudo a mejorar el sistema de avance en las labores mineras para poder obtener buenos resultados.

Condori y Velazco (2021) en su Tesis “Diseño de la malla de perforación por el método de Holmberg en minera aurífera Estrella de Chaparra S.A.” Tuvo como propósito las muestras de los tajos de Santa Teresa y Cecilia. Se tuvo como resultado evidenciaron que con el modelo de ayuda que mejoré la capacidad de perforación de 2.5m a 2.71m reduciéndose por consiguiente el número de orificios empleados, los precios de perforación se redujeron en 37.13%. Finalmente se llegó

a la conclusión que la producción se incrementó de 80.5 tm/disp. a 100.63 tm/disp. teniéndose un aumento de 22.13tm/disp. 28.04g de oro por disparo. Finalmente, esta investigación es de importancia pues ayudo a diseñar de manera lógica un estudio matemático para el diseño de hilo.

En lo mencionado de los fundamentos muestra que contribuyen de manera sintética la investigación, tenemos información de Cáceres, Carreón, Chambi, Garrido (2018) quienes afirman que el incremento de la perforación de hilos de producción es por el error de posicionamiento y ubicación que se da en minería.

Asimismo, Pérez (2019) concuerda que el aumento de precisión del orificio se basa en taladrar un determinado lugar. En otras palabras, quiere decir que la productividad y eficiencia de la perforación trae una mayor precisión en la delimitación de las mallas que ayude a obtener una buena operación para que realicen búsqueda y control de mina.

Muñoz (2016) en su investigación “La geomecánica y modelo de la malla de perforación para mejorar la eficiencia de voladura en el nivel 940 en Compañía” tuvo como propósito que estudio es indispensable para el diseño de un hilo de perforación en la mina. Se tuvo como resultado que el gráfico del hilo de perforación en relación con el sistema geomecánica de la roca se mejoró en un 90%. Asimismo, llegó a la conclusión que la conexión geomecánica aplica al modelo de hilo de taladro para mejorar la capacidad dentro de la estructura minera. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque brindo la mejora eficiente en desarrollar un buen diseño de perforación.

Ramos (2018) en su estudio “determinación en el modelo de malla en los costos de perforación en la compañía minera Los Andes Perú Gold, Huamachuco – La Libertad”, tiene como objetivo lograr una disminución en la influencia del hilo de perforación. Así también, tiene como resultado la deficiencia de los costos de perforación dentro de minería. Asimismo, tiene como conclusión que se resalta una buena fragmentación cumpliendo con el P80 cuando se realiza la perforación. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque ayudó a cumplir con un buen costo unitario lo cual trajo a un eficaz diseño de malla de perforación.

Callahuaya (2018), en su estudio “Modelo de malla de perforación en galerías de reconocimiento, mostrando un análisis geomecánica en materia de operación. Tuvo como objetivo realizar un sistema de diseño de malla para poder evaluar de manera geomecánica en la unidad minera. Asimismo, tiene como resultado el nuevo diseño de hilo se baja en 5 de orificios (de 45 a 38 taladros), lo que añade a la reducción de costos en veinte dólares/disparo. Así también, llega a concluir que el modelo de la malla de perforación tuvo un incremento porque se usó un estudio geomecánico para ayudar a los parámetros en la mina. La tesis aporta a mi investigación que debe a ver una buena distribución de la roca y que este aportado en el modelo de malla para incrementar el desarrollo lineal.

Gómez (2016) en su investigación “Modelo de malla de perforación diseñado en la energía de mezclas explosivas, para mejorar costos de perforación en Aruntani SAC.” Tiene como objetivo minimizar el costo de las operaciones en las mezclas explosivas. Asimismo, tiene como resultado que al hacer un intercambio de Anfo pesado 100/80 a una investigación que hay una reducción del 1.236 US/tn. Así también, tiene como conclusión lograr minimizar los porcentajes de explosivos, el cual se realizó una fragmentación de la roca. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque mejoró la optimización de la perforación en el avance lineal mediante el diseño de la malla.

Medina, (2014) en su tesis “Valoración técnico-ecológica del efecto de las pruebas de perforación, utilizando emulsiones en Southern Perú” tiene como objetivo evaluar el uso de la emulsión gasificada AP-73Q, obteniendo como resultado la emulsión pesada 55/70. Uno de estos disparos primarios fue impulsado con la emulsión gasificada. Asimismo, se concluye que de forma esencial que siga con estos resultados utilizando las dos mezclas explosivas comerciales. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque se realizó la evaluación técnica en las pruebas de perforación.

En lo que respecta a la base teórica de aplicación de la perforación que aportan a nuestra tesis, contamos con los aportes de Vilca y Yábar (2018) quienes afirman que es presentar un prototipo como muestras de ayuda al cálculo de tiempo del ciclo de perforación, que permita simular la ruta del proyecto o la operación en

curso, obteniendo el ciclo de transporte. Asimismo, Caula (2019) concuerda que son medibles y pueden ser comparados para elegir la mejor opción. En otras palabras, quiere decir que Se proporciona un módulo de control para sistemas de perforación de pala que determina el tiempo mostrado por análisis de sacrificio para situaciones en las que es necesario restaurar la productividad y evitar esperas en colas en el área de carga. Se concluyó que esta operación determinó un factor de corrección del 90%.

Izquierdo y Nieto (2013) Realicé un estudio para implementar el sistema de mejora continua Kaizen aplicado a una línea de producción automotriz en la industria de maquinaria metalúrgica en el Norte del Cauca. El estudio se basó en 420 empleados de la empresa, aplicando la técnica de grupo focal, se observaron las tareas en los campos de troquelado y pintado. Se lograron los siguientes resultados: 2,5% de ahorro en costos de suministro de terceros, mejora del trabajo colaborativo y eficiente, y conocimiento y aplicación de diversas herramientas de mejora.

Palomino, H. (2016), en su Tesis “Mejorar el procedimiento en operaciones unitarias en socavones, mejorando la eficiencia en Compañía Minera Poderosa S.A.”, tuvo como objetivo que las secciones de incremento que se ejecutan en la mina. Así también tiene como resultado que al tratarse de un trabajo en proceso, existe la urgente necesidad de optimizar el proceso de perforación para lograr los objetivos planificados, ya que el trabajo anterior tiene un objetivo principal para la empresa, que es cortar la veta. Asimismo, llega a la conclusión que la perforación; viene ejecutando una eficiencia en el diseño de la malla a través del algoritmo de Holmberg. La tesis aporta a mi investigación porque ayuda a mejorar el cálculo de factor de avance.

Arias (2018) en su artículo “Parámetros para el modelo de la perforación de contorno en labor de túneles”, tuvo como objetivo es adquirir propiedades para el modelo de contorno durante la labor de túneles. Asimismo, llega a la conclusión que a partir de determinar el campo del macizo de rocas se realiza la explosión de las cargas para el cual se manifestó para una estructura con espacio de aire entre la sustancia explosiva y la cámara de carga. Teniendo como resultado Calcule la

línea de menor compacto para ambos casos y defina los parámetros para la voladura de contorno y compare con el diseño actualmente en progreso. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque ayudó a cumplir la mejor eficiencia en parámetros de la perforación para ayudar a calcular la línea de resistencia.

Vidal y Correa (2017) en la tesis “Método matemático de Holmberg para mejorar la perforación en la zona alta de la Compañía Minera Lincuna S.A – 2017” tuvo como objetivo Aplicación de modelos matemáticos de Holmberg para mejorar la fragmentación. Dado que el modelo matemático mejora la perforación en la mina, se implementa para optimizar la cuadrícula de perforación adecuada y, por lo tanto, la fragmentación del macizo rocoso en la mina. Asimismo, tiene como conclusión las condiciones geomecánicas para este tipo de roca son: Tipo de roca convencional: III A, RMR: 51 – 60. Por último, esta tesis fue de mucha utilidad porque ayudó a mejorar la perforación a través de un modelo matemático.

III. METODOLOGÍA

3.1. Tipo y diseño de investigación

En la presente investigación es tipo aplicada, ya que busca realizar un diseño en la malla de perforación que podrá aumentar el desarrollo lineal la Veta Brunella – Minera Angelitos. Así mismo, Murillo (2018), nos dice que la investigación se caracteriza porque se busca aplicar o utilizar los conocimientos adquiridos mientras que otros se adquieren luego de la aplicación y práctica sistematizada con base en la investigación.

Por otro lado, el diseño de estudio de este proyecto es experimental, ya que las variables utilizadas son manipuladas para obtener determinados resultados. Según Hernández, Fernández y Baptista (2014) se realiza la manipulación deliberadamente las variables. Es decir, este es un estudio en el que cambiamos intencionalmente la variable independiente.

Asimismo, Editorial (2023) dicha investigación es Diseño cuasiexperimental, ya que establece grupos de estudio sin selección aleatoria. En cambio, se usan criterios convenientes para determinados fines no necesariamente relativos al objetivo sino a facilitar el proceso. Por ende, la investigación cuasiexperimental carece de un protocolo de control.

Asimismo, la investigación es explicativa porque se puede describir en detalle todo el problema, teniendo en cuenta las razones y consecuencias de la investigación. Según Arias (2012) Se encarga de encontrar las causas de los hechos estableciendo relaciones causales.

3.2. Variables y operacionalización

Dicha investigación tiene dos variables. La primera es el diseño de la malla de perforación (variable independiente) y la segunda es incrementar el desarrollo lineal (variable dependiente).

3.2.1. Definición conceptual

Variable independiente: Según Pérez (2019) el modelo de malla de perforación es un elemento primordial para fracturar la matriz rocosa según parámetros como la roca, carga explosiva, tipo de corte, etc.

Variable dependiente: Según Garrido (2020) el incremento del avance lineal es el número de metros avanzados por disparo (ml/disparo) como resultado del procedimiento de perforación y voladura en obras horizontales como galerías o recortes

3.2.2. Definición operacional

Variable independiente: Estudio técnico-económico de la perforación y voladura se mide en las variables de diseño y los parámetros geológicos del yacimiento minero. Asimismo, en ellos podemos encontrar indicadores de RQD, RMR Y GSI, entre otros.

Variable dependiente: el Incremento del avance lineal se mide en función al factor de carga y potencia, en las cuales se tendrá como diversos indicadores como el Factor de seguridad, RQD Y Costo de operación.

Dimensión: Para la variable independiente tenemos la clasificación de la roca, las perforadoras jackleg, rotomartillos accesorios de perforación. La Variable dependiente tenemos la seguridad y criterio económico.

Indicadores: Por ende, los indicadores de la variante independiente son la granulometría de la roca producto de la perforación, resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa, RMR Y GSI, para la variable dependiente tenemos al factor de seguridad, costo unitario, costo de equipos, costo de instalación.

Escala de medición: Para dicha investigación se consideran las escalas de medición es de razón.

3.3. Población, muestra y muestreo

Población

Se tiene como población a los 5 frentes del área de perforación de la Mina los Angelitos. Tal como lo afirma Condori (2020) nos afirmar que la población son elementos accesibles o unidades de análisis que pertenecen a un área particular en la que se realiza la investigación

Criterio de inclusión:

Incluimos a los 5 frentes de mina angelitos

Criterio de exclusión:

Como único criterio de exclusión tenemos a mallas, perforadoras y explosivos.

Muestra:

La muestra del presente proyecto de investigación es 25 metros de avance lineal de los 5 frentes del área de perforación de la Mina Angelitos. Tal como lo afirma Tamayo (2017) la muestra es parte de las operaciones que se realizan para analizar la estructura de ciertas cosas en parcialidad de un grupo, universo, o colectivo empezando por la observación de un porcentaje determinado de la población considerada.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Entre las técnicas que fueron empleadas en el trabajo de investigación tenemos:

Observación de campo experimental: Dicha herramienta de investigación se manifiesta cuando se hizo la inspección a la empresa minera Angelitos, con la finalidad de recopilar datos e información de la problemática plasmada. Según Pérez (2020), es una técnica que permite analizar procesos mediante escritos, presentan categorías que permitir observar

tareas de manera eficaz, Así mismo, en este fichero se registró información sobre el modelo de malla de perforación.

Ficha de registro de análisis documental: Esta es una técnica que se utilizará para recopilar datos y organizar las investigaciones a través de registros o informes (revistas, online) que permitirán respaldar los resultados en consecuencia. Gallardo (2017), El análisis de archivos de declaraciones implica una revisión minuciosa de registros, informes, pruebas de laboratorio, etc.

Guía de análisis documental: Nos permitirá comprobar registros obtenidos en trabajos anteriores, en los distintos artículos analizados y estudiados. Según Liniers (2020), las pautas de estudio de la literatura incluyen trabajar a través de un proceso intelectual. Los conceptos de los documentos se extraen para representarlos y así acceder al documento original.

3.5. Procedimientos

Procedimiento de recolección de datos utilizado para modelo de la malla de perforación que podrá incrementar el avance lineal la Veta Brunella – Minera Angelitos. Este procedimiento de verificación permite series de ideas para concluir con la determinación de lo investigado. Hernández (2020).

3.6. Método de análisis de datos

La idea de la principal información es revisar la pregunta formulada de distintos puntos de vista. Los métodos sintéticos, por su parte, buscan seleccionar los apuntes registrados, analizando la información de forma que ayuden la investigación. Mendoza (2019).

3.7. Aspectos éticos

En todo análisis de la aplicación de valores de ética forma parte primordial. Es por ello, que la Universidad César Vallejo Filial Chiclayo planteo normas con correspondientes a los trabajos de investigación, basándose en el cumplimiento y ejecución de los valores éticos que fueron los siguientes:

Beneficencia, mencionado principio en la investigación que realizamos es fundamental, ya que nos permite usar las respuestas de la investigación en beneficio del público en general. Asimismo, sus actividades no fueron interrumpidas y no causaron pérdidas materiales ni humanas.

No maleficencia, Este aspecto ético fue utilizado en nuestro estudio ya que se realizó con datos reales obtenidos en este campo. Lo que no ha cambiado va encaminado a minimizar los riesgos que las personas puedan encontrar al transitar por la zona.

Justicia, este valor fue empleado porque la investigación mantuvo su horizonte a la planeación y realización de una mejora en modelo de la perforación sin que se alteren los resultados.

IV. RESULTADOS

Condiciones actuales de la perforación y voladura en la veta Brunella.

Topografía del área de estudio

Se realiza el levantamiento topográfico de toda la labor realizada hasta cortar veta, cuenta con un acceso principal denominado crucero CX01 con una longitud de 179 metros desde bocamina hasta la galería GL01. La GL01 se realiza con la finalidad de preparar la veta para su posterior tajeo y también como galería de exploración para determinar las zonas mineralizadas, la potencia y la calidad del recurso mineral. Actualmente el avance de la galería GL01 es de 67 metros y una proyección de exploración de 35 metros más. El ancho promedio de la sección es de 1.3 metros, pero esto varía hasta 1.5 metros de acuerdo con las condiciones geomecánicas de la roca y los daños por las voladuras, el alto es de 1.8 metros como promedio. Ver plano N°01

Malla de perforación

En la veta Brunella actualmente se está desarrollando una galería siguiendo la veta con la finalidad de hacer actividades de exploración y preparación de tajos de explotación por el método de corte y relleno convencional. La galería tiene una sección de 1.3 metros de ancho por 1.8 metros de alto. La distribución de los taladros en el frente de perforación es de manera empírica, muchas veces ocasionando tiros cortados, tiros sopladados, avance efectivo por debajo de los 60%, etc.

Se practica hacer en el arranque un taladro de alivio en el centro con 4 taladros cargados y distribuidos formando un rombo con una distancia promedio de 15 cm medidos desde el centro del taladro de alivio, seguido de 4 taladros cargados y distribuidos de manera cuadrada con B2 de 20 cm aproximadamente, 3 taladros de ayuda 1 en corona y 2 en los hastiales, los taladros de contorno se distribuyen de la siguiente manera, 3 taladros en zapatera, 4 taladros en los hastiales y 2 taladros en la corona de la labor.

En total son 20 taladros cargados y un taladro de alivio. Para una vista grafica ver la figura 01 malla de perforación.

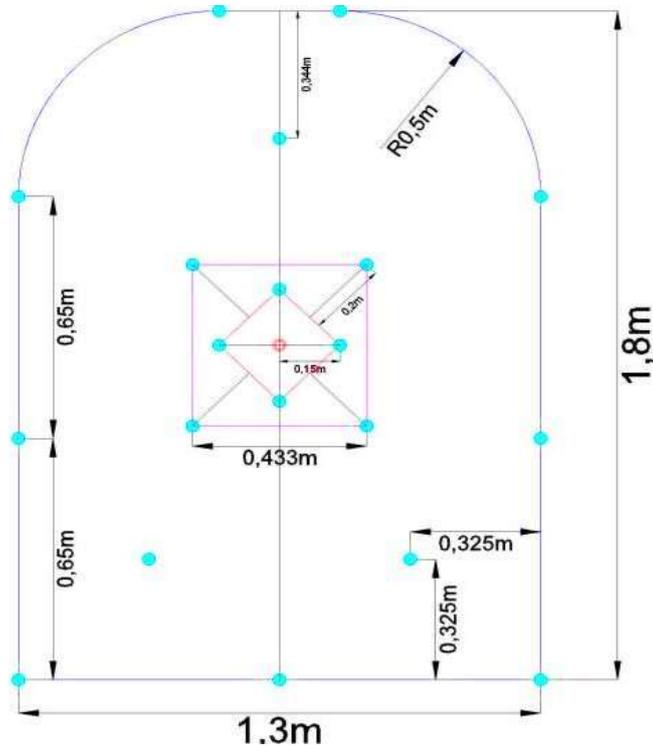


Figura 01. Malla de perforación

Fuente: Elaboración propia

Diagrama de carguío

El diagrama de carguío de los taladros actual que se utiliza en la galería es cargado al azar a continuación se detalla un aproximado del diagrama de carguío de los taladros. Para los taladros del cuelen o arranque se utiliza $1 + \frac{1}{2}$ de dinamita haciendo una carga de 25 cm y 15 cm de ANFO en total la longitud de carga es de 40 cm, en los taladros de ayuda la longitud de carga es de 40 cm distribuidos de 15 cm de dinamita y 25 cm de ANFO, en los taladros de contorno tienen la misma distribución y longitud de carga que los taladros de ayuda. Ver figura 02 diagrama de carguío de los taladros.

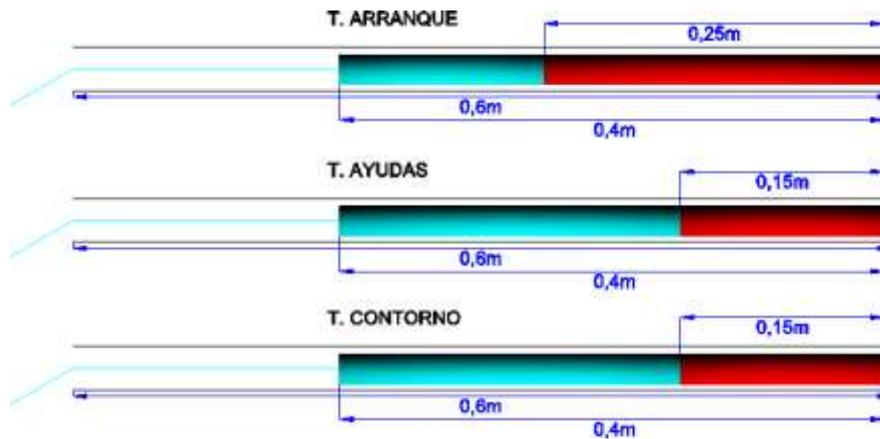


Figura 02. Diagrama de carguío

Fuente: Elaboración propia

Cantidad de explosivo por disparo

De acuerdo al diagrama de carguío se calcula la cantidad de explosivo utilizado por cada disparo.

En taladros de Cuelen

Dinamita

Se utiliza 1+1/2 de dinamita por taladro, son 8 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria $8 \cdot 1.5 = 12$ unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO} = 15$ cm Volumen a cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} \cdot L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = \pi \cdot r^2 \cdot L_{c-ANFO}$$

36²

$$V_{c-ANFO} = (\pi \cdot (2)$$

$$\cdot 15 \cdot 10) / (103)$$

$$V_{c-ANFO} = 152.681 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 152.681/1000)$$

$$m = 0.1298 \text{ Kg de ANFO}$$

N° de taladros en el cuelen 8

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

Carmex

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 0.1298 * 8$$

$$ANFOTOTAL = 1.038 \text{ Kg}$$

Como son 8 taladros se utilizará 8 carmex también

En taladros de ayuda

Dinamita

Se utiliza 1 dinamita por taladro, son 3 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria 3 unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO}=25$ cm Volumen a cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} * L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = PI * r^2 * L_{c-ANFO}$$

36 2

$$V_{c-ANFO} = (PI * (2)$$

$$* 25 * 10)/(103)$$

$$V_{c-ANFO} = 254.469 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 254.469)/1000$$

$$m = 0.2163 \text{ Kg de ANFO}$$

N° de taladros en las ayudas 3

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 0.2163 * 3$$

$$ANFOTOTAL = 0.65 \text{ Kg}$$

Carmex

Como son 3 taladros se utilizará 3 carmex también

En taladros de contorno

Dinamita

Se utiliza 1 dinamita por taladro, son 9 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria 9 unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO}=25$ cm Volumen a cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{Taladro}} * L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = \pi * r^2 * L_{c-ANFO}$$

36²

$$V_{c-ANFO} = (\pi * (2)$$

$$* 25 * 10) / (103)$$

$$V_{c-ANFO} = 254.469 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 254.469) / 1000$$

$$m = 0.2163 \text{ Kg de ANFO}$$

Nº de taladros en el contorno 9

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 0.2163 * 9$$

$$ANFOTOTAL = 1.95 \text{ Kg}$$

Carmex

Como son 9 taladros se utilizará 9 carmex también

En la tabla 01 se presenta un resumen del consumo de explosivo por cada voladura realizada en el frente de la galería. En total se consume 24 unidades de dinamita, 3.638 Kg de ANFO y 20 unidades de carmex.

Tabla 01. Resumen de Consumo de Explosivos

M. Explosivo	T-Cuelen	T-Ayudas	T-Contorno	TOTAL
Dinamita	12 Und	3 Und	9 Und	24 Und
Anfo	1.038 kg	0.65 Kg	1.95 Kg	3.638 kg
Carmex	8 Und	3 Und	9 Und	20 Und

Fuente: Elaboración propia

Secuencia de salida o diagrama de disparo

Actualmente se utiliza mecha rápida para activar al carmex de cada taladro cargado con explosivo, la secuencia lo detalla la fig. secuencia de salida donde se observa que para los 4 taladros del primer cuadrante del cuelen salen uno por uno separados en tiempos de milisegundos, en el segundo cuadrante los taladros que están opuestos salen con el mismo tiempo de salida para lograr que los fragmentos de roca se choquen entre sí y lograr mayor fracturamiento, los 3 taladros de ayuda salen con el mismo número de salida, seguido de los 4 taladros de los hastiales con el mismo tiempo de salida luego los dos taladros de la corona y finalmente los taladros de arrastre, ver figura 03. La secuencia de salida de los taladros en el frente.

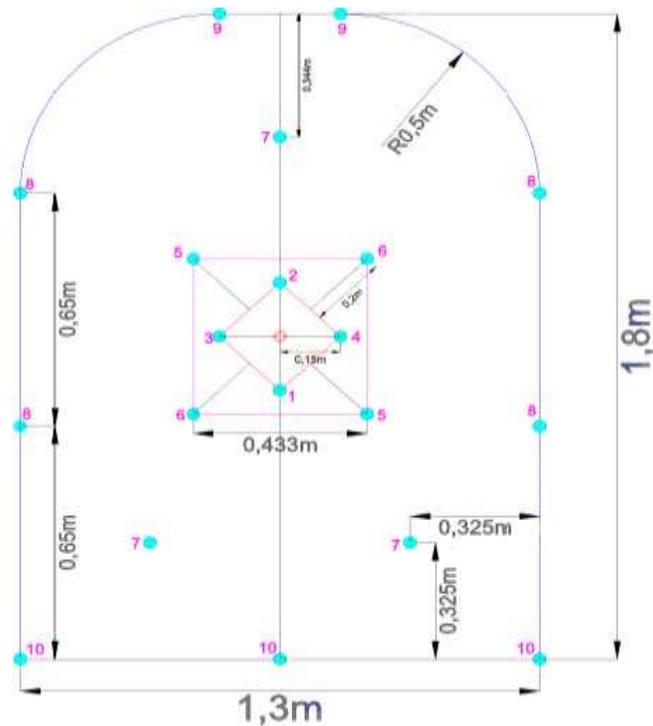


Figura 03. Secuencia de salida o diagrama de disparo

Fuente: Elaboración propia

Análisis técnicos de la perforación y voladura con la Bosh

Los trabajos de perforación con Bohs son muy limitados al tiempo de perforación y avance efectivo del disparo, en las observaciones de campo se deduce lo siguiente:

La barra de perforación es de 80 cm, pero en campo se logra solo perforar 60 cm de los cuales el avance después del disparo es 35 cm en promedio, por lo tanto la eficiencia de perforación es de 58.33%. El tiempo de perforación de todo el frente es de 7.51 horas de perforación. Mas detalle en la tabla 02

Tabla 02. Datos técnicos de la perforación con Bohs

ITEMS	CANTIDAD	UNIDAD
Barra de perforación	80	cm
Longitud de perforación	60	Cm
Avance efectivo promedio	35	Cm
Eficiencia de perforación	58.33%	%

Numero de taladros cargados	20	Und
numero de taladros vacíos	1	Und
Total, de taladros perforados	21	Und
Tiempo de perforación por taladro	20	Min
Tiempo de cambio por taladro	0.5	Min
Tiempo de instalación de la maquina	10	Min
Tiempo de desinstalación de la maquina	10	Min
Tiempo de perforación por frente	450.5	Min
Tiempo de perforación por frente	7.51	H
Área de la sección	2.34	m2
volumen	0.82	Bm3
Densidad	2.7	tn/bm3
Toneladas	2.21	tn

Fuente: Elaboración propia

Análisis económicos

Tabla 03. Determinación de costo unitario

OCUPACIÓN	CONDICIÓN	JORNAL	ASIG. FAM.	TOTAL	% BBS	JORNAL + BBS	COSTO/TAREA (U\$\$)
TECNICOS							
Capataz	Obrero - Mina	80,00	3,17	83,17	1,01	167,42	49,53
Inspector de Seguridad	Obrero - Mina	60,00	2,83	62,83	1,01	126,48	37,42
Electricista	Obrero - Mina	60,00	2,83	62,83	1,01	126,48	37,42
Soldador	Obrero - Mina	60,00	2,83	62,83	1,01	126,48	37,42
Mecánico de Máquina BOSH	Obrero - Mina	60,00	2,83	62,83	1,01	126,48	37,42

Fuente: Elaboración propia

Tabla 04. Cálculo de costo de implementos de seguridad

ITEM	Costo de Implemento de Seguridad	Precio Soles	Precio dólar	Vida útil	Precio Unitario	Cantidad Por H-Día.	Costo por H/Gdia. U\$ \$/.	Costo por H/Gdia. S/.	Lugar de USO
1	Casco tipo sombrero c/porta lampara.	39,72	11,75	240,00	0,17	1,00	0,05	S/. 0,17	General
2	Casco tipo jockeyc/porta lampara.	39,72	11,75	240,00	0,17	1,00	0,05	S/. 0,17	Supervisión
3	Tafilete de protección	16,60	4,91	90,00	0,18	1,00	0,05	S/. 0,18	General
4	Barbiquejo	1,22	0,36	40,00	0,03	1,00	0,01	S/. 0,03	General
5	Tapón de oídos	4,39	1,30	40,00	0,11	1,00	0,03	S/. 0,11	General
6	Lentes de seguridad	8,52	2,52	20,00	0,43	1,00	0,13	S/. 0,43	General
7	Respirador Silicona 3M	69,76	20,64	40,00	1,74	1,00	0,52	S/. 1,74	General
8	Filtro para respirador3M	18,35	5,43	10,00	1,84	2,00	1,09	S/. 3,67	General
9	Guantes de CueroVolteado	10,21	3,02	10,00	1,02	1,00	0,30	S/. 1,02	General
10	Mameluco de trabajo	87,88	26,00	180,00	0,49	1,00	0,14	S/. 0,49	General

Fuente: Elaboración propia

Estudio técnico de la perforación y voladura con máquina perforadora YT 29.

Características de la máquina perforadora YT-29

Martillo neumático YT29 – YT29A es adecuado para orificios de anclaje tanto horizontales como ascendentes en rocas de dureza media y dura (100–350 MPa). El rango de diámetro del orificio es de 32 mm a 45 mm con profundidades de hasta 5 metros El Rock Drill está equipado con lubricador FY250. Secoroc YT29A está diseñado para usarse junto con la pata de empuje FT160A, FT160B, FT160C o FT170 para diferentes túneles y condiciones de trabajo.

Tabla 05. Características de la máquina perforadora YT-29

Peso:	27
kg.	
Dimensión:	(L x W x H) 659x248x205 mm
Diámetro del cilindro:	82 mm
Carrera del pistón:	60 mm.
Presión de trabajo:	3,5–5 bar (e)
Energía de impacto:	a bar (e)) ≤70 J
Consumo de aire:	(a 5 bar (e)) ≥65 J
Frecuencia de impacto:	(a 5 bar (e)) ≥37 Hz
Presión de trabajo presión de agua:	-1 bar (e)
Manguera de aire diámetro interior:	25 mm.
Manguera de agua diámetro interior:	13 mm.
Diámetro de perforación:	32-45 mm.
Profundidad máxima de perforación:	5 m
Temperatura de trabajo:	-30 a +45 °C.
Tamaño de mango:	H22x108 ± 1 mm
Nivel de ruido:	≤127 dB
(A)	

Fuente: Elaboración propia

Estudio geomecánica del frente a. RMR

RQD

El reporte de las tres estaciones geomecánicas para evaluar el RQD tienen resultados similares al igual que las dos estaciones geomecánicas realizadas en los hastiales de la labor esto indica que la roca donde se está realizando labores de preparación de la mina son de buena calidad. Para el cálculo del RQD se ha utilizado el número de discontinuidades por metro lineal. Utilizando la formula $RQD = 100 * e^{-0.1 * \delta} * (0.1 * \delta + 1)$. Los resultados se presentan en la siguiente tabla 06.

Tabla 06. Estación geomecánica del RQD geomecánica

ESTACION GEO MECANICA DEL RQD				
ESTACIÓ N	Nº DISCONTINUIDAD POR METRO	ESPACIEMINET O	RDQ	DESCRI PCIO N
ESTAC.F Nº1	5	0.2	90.98 %	MUY BUENA
ESTAC.F Nº2	6	0.167	87.81 %	BUENA
ESTAC.F Nº3	4	0.25	93.84 %	MUY BUENA
ESTAC. H Nº1	7	0.143	84.42 %	BUENA
ESTAC. H Nº2	6	0.167	87.81 %	BUENA

Fuente: Elaboración propia

RMR

Se han tomado tres estaciones geomecánicas después de cada voladura para evaluar el macizo rocoso y los efectos de las voladuras en el frente, a simple vista se observa un macizo rocoso competente, para corroborar lo observado a simple vista se ha realizado 3 estaciones geomecánicas en el frente de la labor y dos

estaciones en los hastiales de la labor. Las estaciones del frente de perforación dan resultados similares ESTAC.F N°1= 71 de RMR, ESTAC.F2=70 y la ESTAC.F N°3=72. Las estaciones echas en los hastiales de la labor también presentan resultados similares la ESTAC.H N°1 = 68.6 Y las ESTAC.H N°2. De las cuales se concluye que en la labor de preparación de la veta se tiene roca de buena calidad y para la sección que se está ejecutando no presenta muchas dificultades en sostenimiento.

Tabla 07. Estaciones geomecánicas después de cada voladura

	ESTAC.F N°1	ESTAC.F N°2	ESTAC.F N°3	ESTAC.H N°1	ESTAC.H N°2
VALORIZACION	71	70	72	68.6	70
N° DE CLASE	II	II	II	II	II
DESCRIPCIÓN	Buena	Buena	Buena	Buena	Buena
T. DE AUTOSOSTENIMIENTO	1 a span 10 m	1 a span 10 m			
COHESION KPa	300-400	300-400	300-400	300-400	300-400
ANGULO DE FRICCIÓN	35°-45°	35°-45°	35°-45°	35°-45°	35°-45°

Fuente: Elaboración propia

Tabla 08. Clasificación geomecánica del RMR de bieniawski estac. N°1

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES							
PARAMETROS			RANGO DE VALORES				PU NT AJE
1	Resistencia de la roca intacta	Indice de carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango bajo es preferible el ensayo de compresión uniaxial 1 2

Resistencia						5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa	
Compresiva		>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa				
Uniaxial									
VALORACION		15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%		< 25%		13
	VALORACION	20	17	13	8		3		
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6-2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm		< 60 mm		11
	VALORACION	20	15	10	8		5		
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas, Cerradas sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo < 5mm de espesor, Apertura 1-5 mm, Juntas continuas		Panizo suave, >5 mm de espesor o apertura >5 mm		25
	VALORACION	30	25	20	10		0		
5	Flujo por 10 m de longitud de tunel (l/m)	Ninguno	<10	10 - 25	25 - 125		> 125		10
	Presión de agua/principal máximo	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5		> 0.5		
Condición General		Completamente			Condición General				
Valoración		15	10	7	4	0			

Fuente: Elaboración propia

Tabla 09. Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades

PARAMETROS	MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	
TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12	
CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-15	-5
TALUDES	0	-2	-25	-50		
RMR						66

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10. Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

VALORACION	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21	ROCA DEL TIPO II (BUENA)
NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	
DESCRIPCION	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 11. Significado de las clases de roca

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA						COMENTARIO
NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	
TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO	20 a. span 15m	1 a. span 10m	1 sem span 5m	10 h. span 2.5m	30 min span 1m	COHESIÓN 300 a 400 Kpa
COHESION KPa	> 400	200 – 300	200 – 300	100 - 200	< 100	ÁNGULO DE FRICCIÓN DE 35° a 45°
ANGULO DE FRICCIÓN	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° 25°	< 15°	
$RQD = \frac{\sum_{i=0}^L 1}{L_{total}} * 100$			$RQD = 115 - 3.3 * Jv$			$RQD = 100e^{-0.1\theta} * (0.1\theta + 1)$

Fuente: Elaboración propia

En el estudio geo mecánico del RMR de Bieniawski, presenta cinco parámetros de clasificación y valorización; en el primer parámetro de resistencia de la roca intacta tenemos un puntaje de 12, indicando que tiene una resistencia compresiva uniaxial entre los rangos de 100 a 250 MPA, como también un índice de carga puntual en un rango de 4-10 MPA. El segundo parámetro de RQD, presenta una puntuación de 13; indicando que se encuentra en un rango de 50%-75%. Como tercer parámetro tenemos el espaciamiento de discontinuidades con una puntuación de 11 indicando espacios de 0.2 - 0.6 m. Como penúltimo parámetro tenemos condición de las discontinuidades con una puntuación de 25; indicando que presenta superficies ligeramente rugosas con aperturas <1mm paredes altamente intemperizadas. Por último, tenemos presencia de agua subterránea con una puntuación de 10 con una condición general húmedo, presencia de agua <0.1, Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m).

En cuanto a la clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales se tiene una valoración de 61-80, clase II y una descripción Buena. Asimismo, el significado de las clases de roca presenta COHESIÓN 300 a 400 Kpa ÁNGULO DE FRICCIÓN DE 35° a 45°

Tabla 12. Clasificación geomecánica del RMR de BIENIAWSKI ESTAC. n°2

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES										
PARAMETROS		RANGO DE VALORES							PU NT AJ E	
1	Resistencia de la roca intacta	Indice de carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango bajo es preferible el ensayo de compresion uniaxial			1 2
		Resistencia Compresiva Uniaxial	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-2 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa	
		VALORACION	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25 %			1 7
		VALORACION	20	17	13	8	3			

3	Espaciamiento de Discontinuidades	> 2 m	0.6-2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm	9
	VALORACION	20	15	10	8	5	
4	Condición de las Discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas, Cerradas sin apertura. Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo < 5mm de espesor, Apertura 1-5 mm, Juntas continuas	Panizo suave, >5 mm de espesor o apertura >5 mm Juntas continuas	20
	VALORACION	30	25	20	10	0	
5	Flujo por 10 m de longitud de tunel (l/m)	Ninguno	<10	10 - 25	25 - 125	> 125	10
	Agua Subterránea	Presión de agua/principal Máximo	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	
	Condición General	Completamente Seco	Humedo	Mojado	Goteo	Flujo	
	Valoración	15	10	7	4	0	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 13. Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades

PARAMETROS	MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	
TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12	-
CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-15	2
TALUDES	0	-2	-25	-50		
						RMR
						66

Fuente: Elaboración propia

Tabla 14. Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

VALORACION	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21	
NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	ROCA DEL TIPO II (BUENA)
DESCRIPCION	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 15. Significado de las clases de roca

NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	
TIEMPO DE AUTOSOSTENIMIENTO	20 a.	1 a.	1 sem	10 h.	30	COHESIÓN
	span 15m	span 10m	span 5m	span 2.5m	min span	300 a 400 Kpa
					1m	ÁNGULO DE
COHESION KPa	> 400	200 - 300	200 - 300	100 - 200	< 100	
ANGULO DE FRICCION	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°	

$$RQD = \frac{\sum_{i=0}^L 1}{L_{total}} * 100$$

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

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

Fuente: Elaboración propia

En el estudio geo mecánico del RMR de Bieniawski, presenta cinco parámetros de clasificación y valorización; en el primer parámetro de resistencia de la roca intacta tenemos un puntaje de 12, indicando que tiene una resistencia compresiva uniaxial entre los rangos de 100 a 250 MPA, como también un índice de carga puntual en un rango de 4-10 MPA. El segundo parámetro de RQD, presenta una puntuación de 17; indicando que se encuentra en un rango de 50%-75%. Como tercer parámetro tenemos el espaciamiento de discontinuidades con una puntuación de 9 indicando espacios de 60 a 200mm. Como penúltimo parámetro tenemos condición de las discontinuidades con una puntuación de 20; indicando que presenta superficies ligeramente rugosas con aperturas <1mm paredes altamente

intemperizadas. Por último, tenemos presencia de agua subterránea con una puntuación de 10 con una condición general húmedo, presencia de agua <0.1, Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m).

En cuanto a la clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales se tiene una valoración de 61-80, clase II y una descripción Buena. Asimismo, el significado de las clases de roca presenta COHESIÓN 300 a 400 Kpa ÁNGULO DE FRICCIÓN DE 35° a 45°

Tabla 16. Clasificación geomecánica del RMR de Bieniawski estac. N°3

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
PARAMETROS		RANGO DE VALORES							PUNTAJE
1	Resistencia de la roca intacta	Indice de carga puntual	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango bajo es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia							
		Compresión Uniaxial	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
VALORACION		15	12	7	4	2	1	0	12
2	RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25 %			
	VALORACION	20	17	13	8	3			17
3	Espaciamiento de Discontinuidades	> 2 m	0.6-2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm			
	VALORACION	20	15	10	8	5			10
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas, Cerradas sin apertura. Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas, Apertura <1mm paredes altamente intemperizadas	Espejos de fallas o panizos < 5mm de espesor, Apertura 1-5 mm, Juntas continuas	Panizo suave, >5 mm de espesor o apertura >5 mm Juntas continuas			
	VALORACION	30	25	20	10	0			20
5	Agua Flujo por	Ninguno	<10	10 25	25 125	> 12 5			
	VALORACION								10

10 m longitud de túnel (l/m)						
Presión de agua /principal máximo	0	<0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5	
Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo	
Valoración	15	10	7	4	0	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17. Ajuste de la valoración por orientación de las discontinuidades

PARAMETROS	MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	
TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12	
CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-15	-2
TALUDES	0	-2	-25	-50		
			RMR			67

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18. Clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales

VALORACION	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21	ROCA DEL TIPO II (BUENA)
NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	
DESCRIPCION	Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala	

Fuente: Elaboración propia

Tabla 19. Significado de las clases de roca

NUMERO DE CLASE	I	II	III	IV	V	
TIEMPO DE	20 a.	1 a.	1 sem	10 h.	30	COHESIÓN
AUTOSOSTENIMIENTO	span 15m	span 10m	span 5m	span 2.5m	min span	300 a 400 Kpa
					1m	ÁNGULO DE
COHESION KPa	> 400	200 - 300	200 - 300	100 - 200	< 100	FRICCIÓN DE 35° a 45°
ANGULO DE FRICCION	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° 25°	< 15°	

$$RQD = \frac{\sum_{L=0}^L 1}{L_{total}} * 100$$

$$RQD = 115 - 3.3 * Jv$$

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

Fuente: Elaboración propia

En el estudio geo mecánico del RMR de Bieniawski, presenta cinco parámetros de clasificación y valorización; en el primer parámetro de resistencia de la roca intacta tenemos un puntaje de 12, indicando que tiene una resistencia compresiva uniaxial entre los rangos de 100 a 250 MPA, como también un índice de carga puntual en un rango de 4-10 MPA. El segundo parámetro de RQD, presenta una puntuación de 17; indicando que se encuentra en un rango de 50%-75%. Como tercer parámetro tenemos el espaciamiento de discontinuidades con una puntuación de 9 indicando espacios de 60 a 200mm. Como penúltimo parámetro tenemos condición de las discontinuidades con una puntuación de 20; indicando que presenta superficies ligeramente rugosas con aperturas <1mm paredes altamente intemperizadas. Por último, tenemos presencia de agua subterránea con una puntuación de 10 con una condición general húmedo, presencia de agua <0.1, Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m).

En cuanto a la clase de masa rocosa determinadas por las valoraciones totales se tiene una valoración de 61-80, clase II y una descripción Buena. Asimismo, el significado de las clases de roca presenta COHESIÓN 300 a 400 Kpa ÁNGULO DE FRICCIÓN DE 35° a 45°.

Elaboración de la malla de perforación

En la sección de la labor de 1.3 de ancho por 1.8 de alto con un radio de curvatura de 0.5 metros solo nos permite hasta el tercer cuadrante, para el cuarto cuadrante ya no hay espacio porque en la malla de perforación solo se tendrá en cuenta hasta el tercer cuadrante. Como se muestra en la malla de perforación, se optó por tres taladros de alivio, ya que la roca es de tipo II y dura, esta configuración de arranque está dando resultados hasta el momento en la labor. Las voladuras llegan hasta un 95 por ciento de efectividad. En total la malla tiene 26 taladros distribuidos geoméricamente: 6 taladros en el arranque 3 cargados y 3 de alivio, 8 taladros más para completar los taladros del cuelen, 2 taladros de ayuda, 3 en corona, 4 en los hastiales y 3 en arrastre.

Tabla 20. *Datos de la malla de perforación*

CUADRANTE	FORMULISMO	BURDEN	FORMULISMO	LADO
Primer C.	$B_1 = 1.5 * D_1$	9.35 cm	$L_1 = B_1 * \sqrt{2}$	13.22 cm
Segundo C.	$B_2 = B_1 * \sqrt{2}$	13.22 cm	$L_2 = 1.5B_2 * \sqrt{2}$	28.04 cm
Tercer C	$B_3 = 1.5B_2 * \sqrt{2}$	28.64 cm	$L_3 = 1.5B_3 * \sqrt{2}$	60.75 cm
Cuarto C.	$B_4 = 1.5B_3 * \sqrt{2}$	60.75 cm	$L_4 = 1.5B_4 * \sqrt{2}$	128.87 cm

Fuente: Elaboración propia

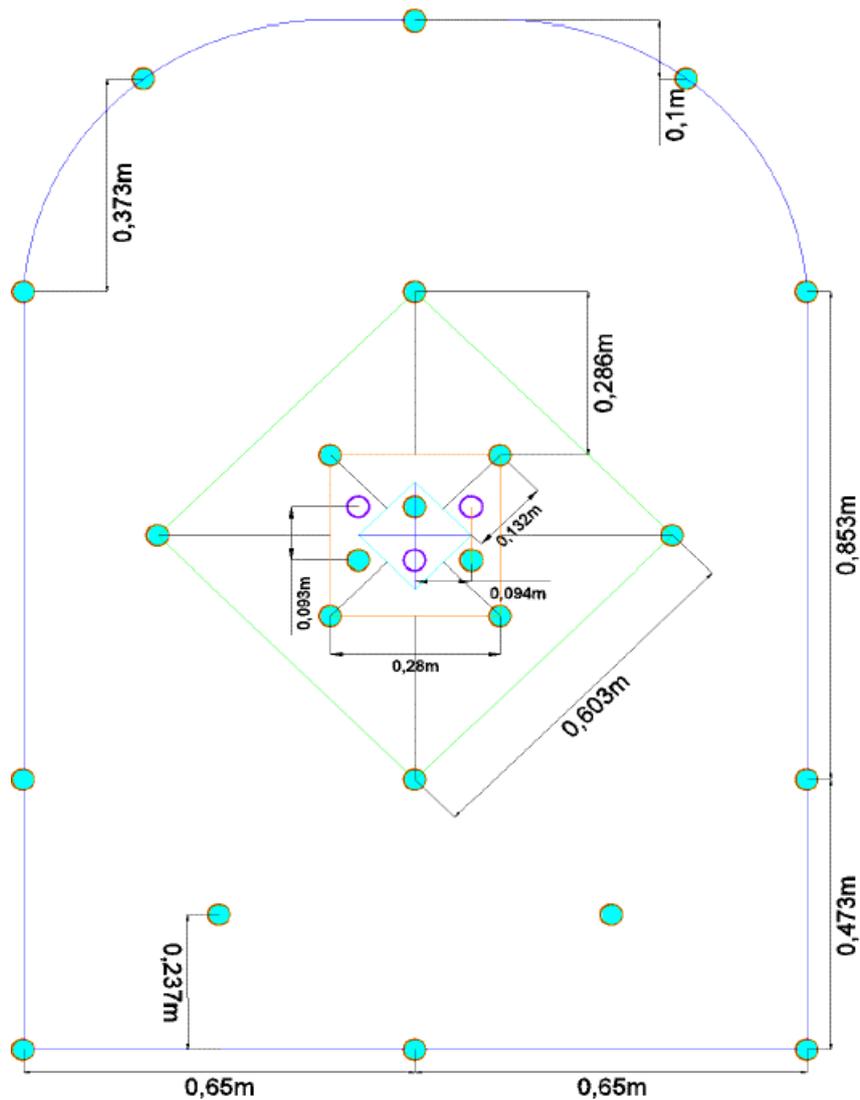


Figura 04. Malla de perforación

Fuente: Elaboración propia

Diagrama de disparo

En el diagrama de carguío se está utilizando 2 cartuchos de emulsor a todos los taladros del cuelen más una columna de ANFO de longitud 1.26 m con 0.2 m de material inerte (Taco), para los taladros de ayuda se utilizará 1 cartucho de emulsor al fondo más 1.43 m de columna de ANFO, para los hastiales y corona se utilizará 1 cartucho de emulsor al fondo más 1.23 m de columna de ANFO y para los taladros de arrastre se utilizará 1 cartucho de emulsor más 1.43 metros de columna de ANFO. Mencionada configuración está dando buenos resultados en campo.



Figura 05. Diagrama de disparo

Fuente: Elaboración propia

Cálculo de la cantidad de explosivo y accesorios por disparo

De acuerdo con el diagrama de carguío se calcula la cantidad de explosivo utilizado por cada disparo.

En taladros de Cuelen

Dinamita

Se utiliza 2 de dinamita por taladro, son 11 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria $2 \cdot 11 = 22$ unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO} = 126$ cm Volumen para cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} \cdot L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = \pi \cdot r^2 \cdot L_{c-ANFO}$$

36 2

$$V_{c-ANFO} = (\pi \cdot (2))$$

$$* 126 * 10)/(103)$$

$$V_{c-ANFO} = 1282.524 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 1282.524/1000)$$

$$m = 1.09 \text{ Kg de ANFO}$$

N° de taladros en el cuelen 11

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 1.09 * 11$$

$$ANFOTOTAL = 11.99 \text{ Kg}$$

Carmex

Como son 11 taladros se utilizará 11 carmex también

En taladros de ayuda

Dinamita

Se utiliza 1 dinamita por taladro, son 2 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria 2 unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO}=143$ cm Volumen para cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} * L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = PI * r^2 * L_{c-ANFO}$$

36 2

$$V_{c-ANFO} = (PI * (2)$$

$$* 143 * 10)/(103)$$

$$V_{c-ANFO} = 1455.56 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 1455.56)/1000$$

$$m = 1.24 \text{ Kg de ANFO}$$

N° de taladros en las ayudas 2

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

Carmex

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 1.24 * 2$$

$$ANFOTOTAL = 2.47 \text{ Kg}$$

Como son 2 taladros se utilizará 2 carmex también

En taladros hastiales y corona

Dinamita

Se utiliza 1 dinamita por taladro, son 7 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar seria 7 unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO}=123$ cm Volumen para cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} * L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = \pi * r^2 * L_{c-ANFO}$$

36²

$$V_{c-ANFO} = (\pi * (2)$$

$$* 123 * 10) / (103)$$

$$V_{c-ANFO} = 1251.99 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 1251.99) / 1000$$

$$m = 1.06 \text{ Kg de ANFO}$$

N° de taladros en el contorno 7

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ} \text{taladros}$$

$$ANFOTOTAL = 1.06 * 7$$

$$ANFOTOTAL = 7.45 \text{ Kg}$$

Carmex

Como son 7 taladros se utilizará 7 carmex también

En taladros de arrastre

Dinamita

Se utiliza 1 dinamita por taladro, son 3 taladros por lo tanto la cantidad de dinamita a utilizar sería 3 unidades

ANFO

Diámetro del taladro de 36 mm

Longitud de carga con ANFO $L_{c-ANFO}=143$ cm Volumen a cargar con ANFO

$$V_{c-ANFO} = A_{\text{taladro}} * L_{c-ANFO}$$

$$V_{c-ANFO} = \pi * r^2 * L_{c-ANFO}$$

36²

$$V_{c-ANFO} = (\pi * (2)$$

$$* 143 * 10) / (103)$$

$$V_{c-ANFO} = 1455.56 \text{ cc}$$

Densidad del ANFO 0.85 g/cc

Cantidad de ANFO requerido por taladro

$$m = \rho_{ANFO} * V_{c-ANFO}$$

$$m = (0.85 * 1455.56) / 1000$$

$$m = 1.24 \text{ Kg de ANFO}$$

Nº de taladros en el contorno 3

Cantidad de ANFO en los taladros del cuelen

$$ANFOTOTAL = m * N^{\circ}taladros$$

$$ANFOTOTAL = 1.24 * 3$$

$$ANFOTOTAL = 3.71 \text{ Kg}$$

Carmex

Como son 3 taladros se utilizará 3 carmex también

En la tabla N°21 se presenta un resumen del consumo de explosivo por cada voladura realizada en el frente de la galería. En total se consume 24 unidades de dinamita, 3.638 Kg de ANFO y 20 unidades de carmex.

Tabla 21. *Resumen del consumo de explosivo por cada voladura*

M. Explosivo	T- Cuelen	T- Ayudas	T-Hastiales y corona	T. Arrastre	TOTAL
DINAMITA	22 Und	2 Und	7 Und	3 Und	34 Und
ANFO	11.99 kg	2.47 Kg	7.45 Kg	3.71 Kg	25.62 Kg
CARMEX	11 Und	2 Und	7 Und	3 Und	23 Und

Fuente: Elaboración propia

Secuencia de salida o diagrama de disparo

Actualmente se utiliza mecha rápida para activar al carmex de cada taladro cargado con explosivo, la secuencia lo detalla la figura 06 secuencia de salida donde se observa que para los 3 taladros del arranque salen juntos, pero hay que detallar que existe un tiempo que los separa de milisegundos esto se da por la misma configuración de amarre que se hace con el carmex. Y la separación de cada número que se detalla en la malla es de 3 cm de mecha rápida, de esta manera se está controlando los tiempos de retardo para cada taladro a detonar.

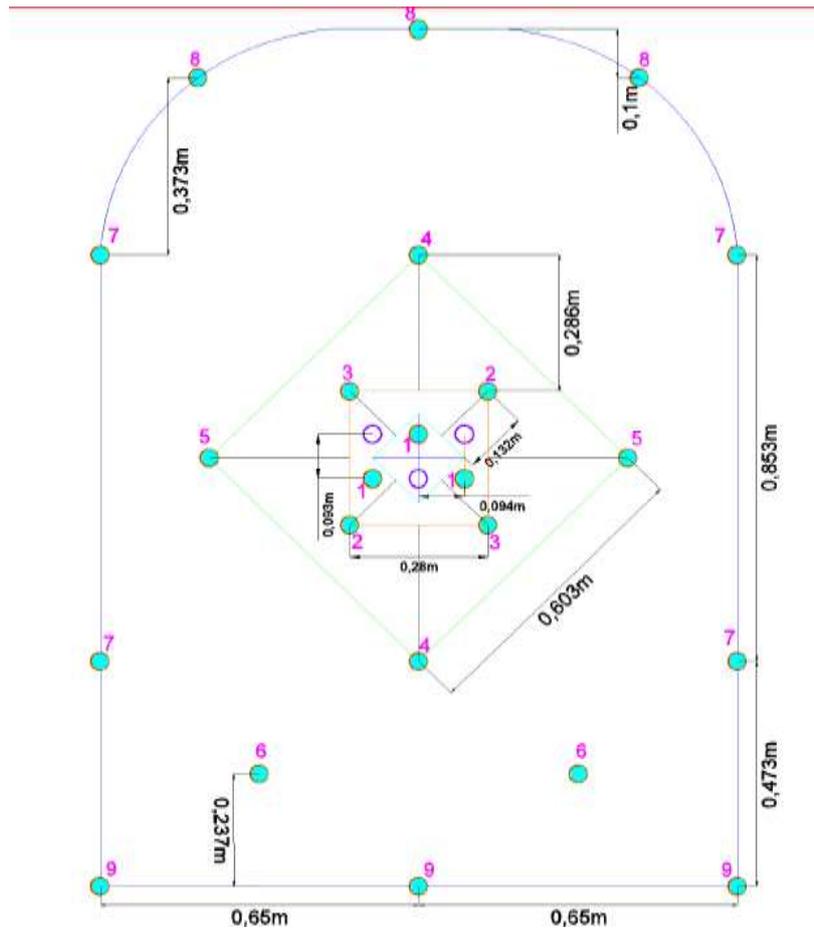


Figura 06. Secuencia de salida o diagrama de disparo

Fuente: Elaboración propia

Análisis técnico de la perforación y voladura con la YT29.

Es preciso evaluar el rendimiento de la máquina perforadora YT29 con la finalidad de determinar parámetros que nos lleven a tomar decisiones correctas en los trabajos diarios dentro de la mina. Teniendo en cuenta la longitud de perforación para este caso de 6 pies con una efectividad de 100% y un 95% de efectividad en las voladuras, de acuerdo a una estadística minuciosa a los datos tomados en campo de determina que los tiempos fijos en la perforación son: traslación de la maquina 15 min, instalación de los servicios 10 min y desinstalación de los servicios 10 min, en total los tiempos fijos son de 35 min promedio. Haciendo una estadística minuciosa a los tiempos variables a la perforación se tiene: tiempo de cambio de taladro a otro 1 min, tiempo de inspección 1 min, tiempo de perforación por taladro de 3.05 min, en total el tiempo de perforación por taladro es de 5.05 min. Con este resultado el frente de 1.3 de ancho por 1.8 de alto con 26 taladros en total, su tiempo

de perforación era de 2.19 horas y el tiempo de consumo o tiempo de perforación total es de 2.77 horas. En la Curva 1, se presenta la curva de rendimiento de la YT29 de las cual se puede extraer información valiosa según el cambio de sección y de numero de taladros a perforar.

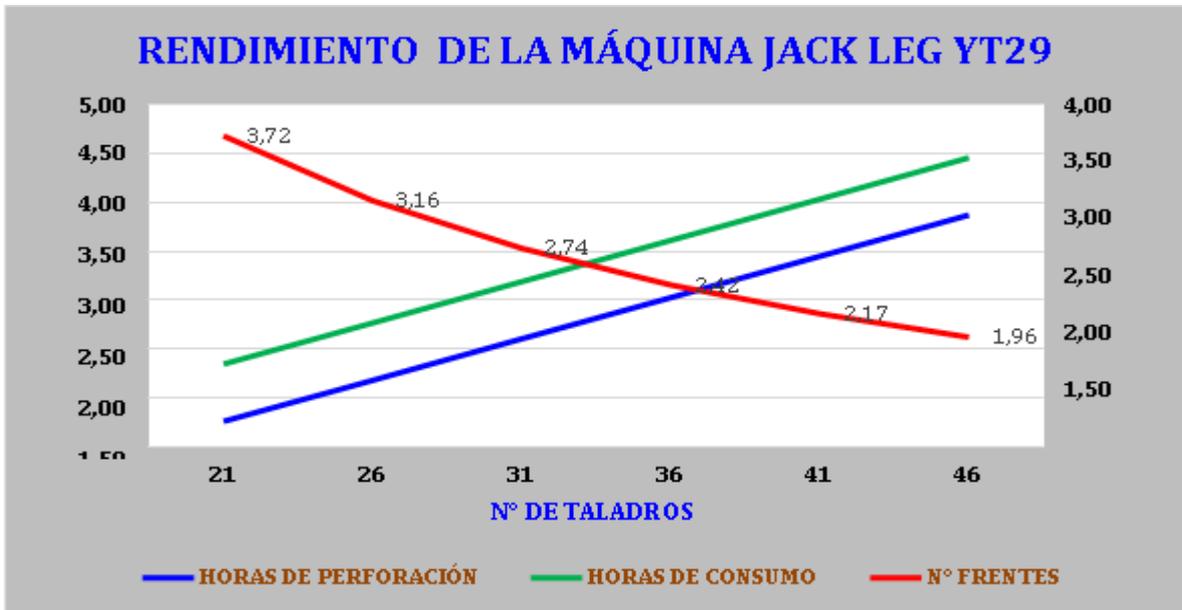


Figura 07. Rendimiento de la máquina jack leg YT 29

Fuente: Elaboración propia

Costos unitarios por metro lineal de avance en la veta Brunella

Costos con la maquina Bosh

En el análisis de los costos por avance lineal en la galería de preparación se considera variables significativas en los costos, los costos en explosivos y accesorios de voladura son de 352.04 soles el metro lineal de avance.

Tabla 22. Costos de explosivos y accesorios por metro lineal de avance

EXPLOSIVO	COSTOS EN EXPLOSIVOS POR VOLADURA				COSTOS S./ml
	CANTIDAD POR FRETE	PRECO UNI	C-TOTALES	AVANCE	
ANFO	3.638	S/ 3.00	S/ 10.91	0.35	S/ 31.18
EMULNOR	24	S/ 3.00	S/ 72.00	0.35	S/ 205.71

CARMEX	20	S/ 2.00	S/ 40.00	0.35	S/ 114.29
NYTER	1.5	S/ 0.20	S/ 0.30	0.35	S/ 0.86
TOTAL					S/ 352.04

Fuente: Elaboración propia

En el caso de la maquina Bosh solo se utiliza una broca de 80 cm de largo, la vida útil promedio en el tipo de roca dura que está presente en la mina es de 1200 pies y el precio en el mercado es de 350 soles, lo que significa tener un costo de 0.33 soles el metro lineal de avance.

Tabla 23. *Costos en aceros de perforación por metro lineal de avance*

COSTOS EN ACEROS DE PERFORACION						
Acero	Vida útil Pies	Vida útil m	Precio del acero	Costo por metro	avanc e	costos s/ /ml
Broca de 80cm	12 00	365. 76	S/ 350.00	S/ 0.96	0.35	S/ 0.33
TOTAL						S/ 0.33

Fuente: Elaboración propia

Los costos de adquisición de la máquina perforadora Bosh es de \$.1200 con una vida útil promedio de 12000 horas, esto significa un costo de 18.77 soles el metro lineal de avance.

Tabla 24. *Costos en máquinas de perforación por metro lineal de avance*

COSTOS EN MAQUINAS DE PERFORACION					
ITEMS	Horas de perf.	Costos. Hora	Subtotal	Avance	Costos S/. /ml
Bosh	7.51	S/ 0.88	S/ 6.57	0.35	S/ 18.77
TOTAL					S/ 18.77

Fuente: Elaboración propia

Los costos en mano de obra es la variable más significativa para tener en cuenta, siempre la mano de obra calificada cuesta más, para el proyecto es de 857.14 soles el metro lineal de avance.

Tabla 25. Costos de mano de obra por metro lineal de avance

COSTOS EN MANO DE OBRA			
Puesto	Salario-día	Avance	S/. /ml
Maestro perforista	S/ 100.00	0.35	S/ 285.71
Ayudante perforista	S/ 80.00	0.35	S/ 228.57
Supervisor de operaciones	S/ 120.00	0.35	S/ 342.86
TOTAL			S/ 857.14

Fuente: Elaboración propia

Es necesario considerar los costos de alimentación y hospedaje del personal, esto significa un costo de 360.00 soles el metro lineal de avance.

Tabla 26. Costos en hospedaje y alimentación del personal por metro lineal de avance

COSTOS EN HOSPEDAJE Y ALIMENTACION					
Ítems	Cost. Uni	Cant. Personas	Subtotal	Avance	Costo S/. /ml
Desayuno	S/ 10.00	3	S/ 30.00	0.35	S/ 85.71
Almuerzo	S/ 12.00	3	S/ 36.00	0.35	S/ 102.86
Cena	S/ 10.00	3	S/ 30.00	0.35	S/ 85.71
Hospedaje	S/ 10.00	3	S/ 30.00	0.35	S/ 85.71
TOTAL					S/ 360.00

Fuente: Elaboración propia

En general los costos totales por metro lineal de avance son de 1588.29 soles, este elevado costo se produce por el bajo rendimiento de la perforación y voladura en el frente de la galería. Una eficiencia de perforación y voladura de 58.33% se ve reflejado en los costos unitarios.

Tabla 27. Costo total por metro lineal de avance

Explosivos y accesorios	S/ 352.04
Aceros de perforación	S/ 0.33
Maquinaria de perforación	S/ 18.77
Mano de obra	S/ 857.14
Hospedaje y alimentación	S/ 360.00
Costos por metro lineal de avance	S/ 1,588.29

Fuente: Elaboración propia

Costos con la maquina YT-29

Con el fin de reducir los costos unitarios en la ejecución de la galería de preparación se pretende reemplazar la máquina de perforación por una más eficiente. Para este caso particular se cita a la perforadora JACK LEG YT29 y a la compresora ATLAS COPCO XAVS400. Los costos en explosivos y accesorios de voladura son de 132.45 soles el metro lineal de avance.

Tabla 28. Costos de explosivos y accesorios por metro lineal de avance YT29

COSTOS EN EXPLOSIVOS POR VOLADURA					
EXPLOSI VO	CANTDAD POR FRENTE	PRECO UNI	C-TOTALE S	AVAN CE	COSTOS S/. /ml
ANFO	25.62	S/ 3.00	S/ 76.86	1.7	S/ 45.21
EMULNOR	34	S/ 3.00	S/ 102.00	1.7	S/ 60.00
CARMEX	23	S/ 2.00	S/ 46.00	1.7	S/ 27.06
NYTR	1.5	S/ 0.20	S/ 0.30	1.7	S/ 0.18
TOTAL					S/ 132.45

Fuente: Elaboración propia

Los costos en aceros de perforación barrenos y brocas son de 1.49 soles el metro lineal de avance, considerando la vida útil promedio de los barrenos de 6000 pies perforados y la vida útil de la broca es de 500 pies perforados, estos datos son extraídos de las labores vecinas de la mina donde tiene similar litología y comportamiento geomecánica de la roca estéril.

Tabla 29. Costos en aceros de perforación por metro lineal de avance en YT29

COSTOS EN ACEROS DE PERFORACION						
Acero	Vida útil Pies	Vida útil m	Precio del acero	Costo por metro	Avance	costos s/. /ml
Barreno de 4'	6000	1828.8	400	S/ 0.22	1.7	S/ 0.37
Barreno de 6'	6000	1828.8	600	S/ 0.33	1.7	S/ 0.56
Brocas de 36	500	152.4	50	S/ 0.33	1.7	S/ 0.56
TOTAL						S/ 1.49

Fuente: Elaboración propia

Los costos de adquisición de la compresora y máquina perforadora son relativamente altos, pero por su eficiencia en las operaciones hace que su costo horario sea considerable, la incidencia de mencionadas máquinas es de 2.19 horas por frente de perforación lo que significa que los costos por metro lineal de avance en la galería sean de 73.56 soles.

Tabla 30. Costos en maquinaria de perforación por metro lineal de avance YT29

COSTOS EN MAQUINAS DE PERFORACION					
ITEMS	Horas de perf.	Costos. Hora	Subtotal	Avance	Costos S/. /ml
Compresora	2.19	S/ 56.32	S/ 123.33	1.7	S/ 72.55
maquina YT29	2.19	S/ 0.78	S/ 1.71	1.7	S/ 1.01
TOTAL					S/ 73.56

Fuente: Elaboración propia

Los costos en mano de obra calificada son de 176.47 soles el metro lineal de avance, cabe detallar que en el cuadro de análisis de los costos no aparece la mano de obra calificada de un mecánico es por el motivo que en el cálculo de los costos hora de operar la compresora y la perforadora se ha tenido en cuenta mencionado servicio.

Tabla 31. Costos en mano de obra por metro lineal de avance YT29

COSTOS EN MANO DE OBRA			
Puesto	Salario-día	Avance	S/. /ml
Maestro perforista	S/ 100.00	1.7	S/ 58.82
Ayudante perforista	S/ 80.00	1.7	S/ 47.06
Supervisor de operaciones	S/ 120.00	1.7	S/ 70.59
TOTAL			S/ 176.47

Fuente: Elaboración propia

Al igual que las demás variables que generan costos la alimentación y hospedaje del personal tiene un costo significativo en la operación. Para el caso es de 74.12 soles el metro lineal de avance.

Tabla 32. Costos de hospedaje y alimentación por metro lineal de avance YT29

COSTOS EN HOSPEDAJE Y ALIMENTACION					
Ítems	Cost. Uni	Cant. Personas	Subtotal	Avance	Costo S/. /ml
Desayuno	S/ 10.00	3	S/ 30.00	1.7	S/ 17.65
Almuerzo	S/ 12.00	3	S/ 36.00	1.7	S/ 21.18
Cena	S/ 10.00	3	S/ 30.00	1.7	S/ 17.65
Hospedaje	S/ 10.00	3	S/ 30.00	1.7	S/ 17.65
TOTAL					S/ 74.12

Fuente: Elaboración propia

En general los costos totales son de 458.09 soles el metro lineal de avance en la galería de preparación.

Tabla 33. Cotos totales por metro lineal de avance YT29

COSTOS POR METRO LINEAL DE AVANCE	
Explosivos y accesorios	S/ 132.45
Aceros de perforación	S/ 1.49
Maquinaria de perforación	S/ 73.56
Mano de obra	S/ 176.47
Hospedaje y alimentación	S/ 74.12
Costos por metro lineal de avance	S/ 458.08

Fuente: Elaboración propia

Proyección de los costos anuales

Utilizando el mismo mecanismo de perforación los costos totales en un año son de S/. 571 784.67 y al reemplazar el mecanismo de perforación y voladura los costos son de S/. 164911.75 esto significa una reducción de 71% en los costos anuales. Con la compresora Atlas Copco XAVS400 y la perforadora JACK LEG YT29 los costos se ven reducidos en el 71% generando un mayor avance al menor costo posible, ver las curvas de comparación de los costos. El avance se incrementa de 0.35 m a 1.7 m por disparo.

Tabla 34. Proyección de los costos y avance por un año

Ítems	COSTOS Y AVANCE EN UN AÑO		
	Día	mes	año
Proyección de los costos YT29	S/ 458.08	S/ 13,742.37	S/ 164,908.41
Proyección de los costos Bosh	S/ 1,588.29	S/ 47,648.72	S/ 571,784.67
Avance con YT29 en mts	1.7	51	612
Avance con Bosh en mts	0.35	10.5	126

Fuente: Elaboración propia

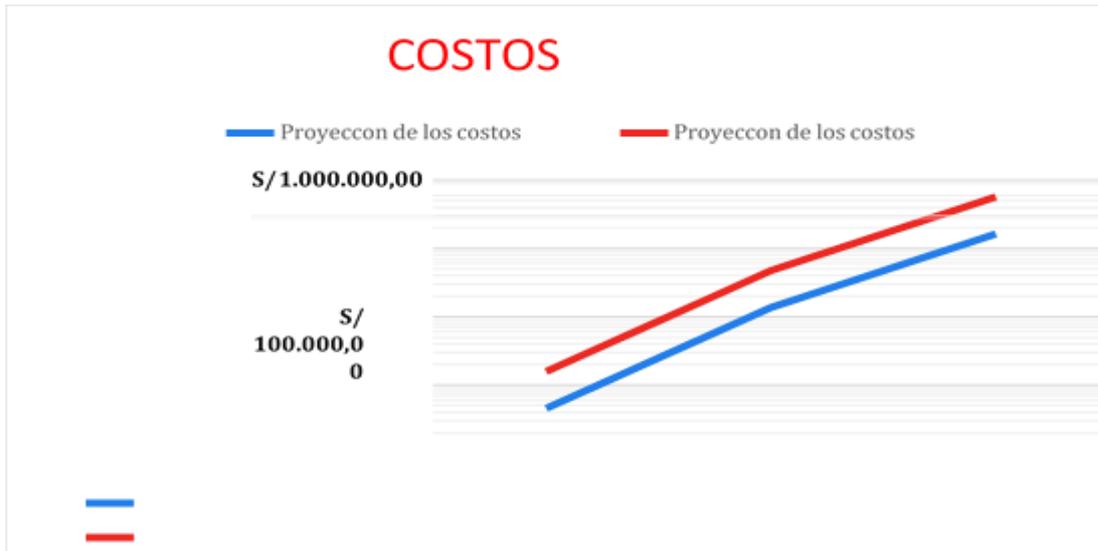


Figura 08. Costos anuales

Fuente: Elaboración propia



Figura 09. Avances de un año

Fuente: Elaboración propia

Análisis de rentabilidad

Como se puede observar en la gráfica 1. El diagrama de barras para las variables que generan costos tanto en la perforación con Bosh y TY29, pues se concluye que los costos en explosivos, mano de obra, hospedaje y alimentación se ha reducido los costos, esto es porque el avance que permite obtener la YT29 es mayor en comparación al avance de la Bosh, mientras que los costos en aceros y máquinas

de perforación son mayores a las de la Bosh, esto es justificable porque el costo de adquisición y operación son mayores pero al final se justifica su costo en los resultados finales.

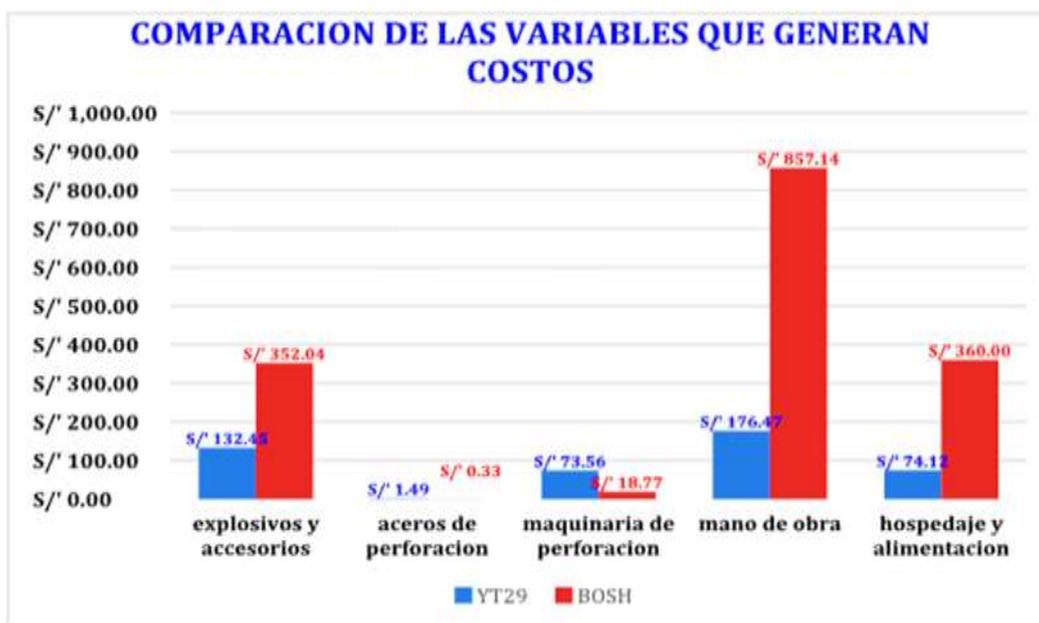


Figura 10. Comparación de las variables

Fuente: Elaboración propia

El valor ganado, en otras palabras, el ahorro que se obtiene al optar por la implementación de la perforación y voladura con la compresora Atlas Copco XAVS400 y la máquina perforadora Jack Leg YT29 es de S/. 1,130.21 al día, esto genera un ahorro de S/.33,906.36 al mes y de S/. 406,876.26 al año



Figura 11. Comparación de ahorro

Fuente: Elaboración propia

V. DISCUSIÓN

De acuerdo al primer objetivo específico, Análisis de las condiciones actuales de perforación y voladura de la veta Brunella-Mina Angelitos. De tal manera que realizado el estudio donde la galería de preparación es de sección 1.3 metros de ancho por 1.8 metros de alto, el avance promedio es de 35 cm por cada voladura de una longitud de perforación de 60 cm, significando que la eficiencia de perforación es de 58%, resultando negativo e inaceptable, porque demuestra una pérdida total en los diferentes aspectos. Además, en cuanto a tiempos y ciclos de perforación de frente completo es de 7.51 horas, tiempo que pasa los límites de una perforación normal dentro de un rango de buenas prácticas mineras, donde se visualiza que es exagerado el tiempo de perforación. Así mismo señalando una respuesta, donde la máquina Bosh no es la indicada para perforar en roca competente.

Datos que al ser verificados por Hanco (2014) en su investigación titulada "optimizar en las operaciones unitarias." Resaltando Taladros amplios de su ejecución, ya que tiene mucho movimiento, realizando perforaciones, manejando el control en cuanto a la desviación. La información dio a conocer como disminuir problemas y ser más eficaces.

Resultados analizados por Heidarzadeh, Saeidi, Lavoie, Rouleau (2021)", se analiza la información de campo, geomecánica del macizo rocoso. Los resultados de Bagde, Sangode y Jhanwar, 2017, Parámetros en relación con propiedades del macizo rocoso; clasificaciones geomecánicas de RMR, Q de Barton, el RMR verificado por el autor. Los resultados mostrados sugieren monitoreo acerca de la deformación del macizo rocoso.

Navarro y Reyes (2018), Evaluación factible" quienes con estos resultados señalaron en macizo rocoso en estado de alteración, fracturas, diaclasas; es por lo que la roca al estar sometida a distintos esfuerzos esta es debilitada, por lo que se requiere un estudio geo mecánico para tener estabilidad.

Por otro lado, resultados que refleja Puma y Llerena (2021); Perforación en una mina dedicada a la extracción metálica” su finalidad es optimizar las operaciones unitarias en el ámbito minero. El beneficio de aplicar el método Holmberg se incrementó la velocidad promedio de perforación. Concluyendo que, para un adecuado diseño de malla se analice las características del macizo rocoso y distribución de explosivos, teniendo los conocimientos en el rubro minero.

Datos que al ser contrastados con Voloshyn y Riabtsev (2019),” Aspectos generales del macizo rocoso”, evaluación de la geomecánica en la veta, utilizaron diferentes fórmulas. Se presentan propiedades, físicas o químicas con las que cuenta la veta.

Por otro lado, en el segundo objetivo específico, se propone la realización del estudio técnico de la perforación y voladura con la máquina perforadora YT29 en la labor de avance de la veta Brunella, teniendo un análisis completo de la perforadora YT29, obteniendo datos de aporte de valor al proyecto de la veta Brunella, la misma galería con la misma sección; donde la máquina perforadora YT29 lo hace en 2.77 horas totales, con una longitud de perforación de 6 pies y una efectividad de disparo del 95%. Observando notablemente el avance que se genera, es así que el mismo personal puede avanzar el triple de lo que se avanza con la bosh.

Datos verificados por Valencia, Peralta, (2023), rendimiento de la máquina perforadora YT29 con la finalidad de determinar parámetros que nos lleven a tomar decisiones correctas en los trabajos diarios dentro de la mina. Teniendo en cuenta la longitud de perforación para este caso de 6 pies con una efectividad de 100% y un 95% de efectividad en las voladuras. Los tiempos variables a la perforación se tiene: tiempo de cambio de taladro a otro 1 min, tiempo de inspección 1 min, tiempo de perforación por taladro de 3.05 min, en total el tiempo de perforación por taladro es de 5.05 min. Con este resultado el frente de 1.3 de ancho por 1.8 de alto con 26 taladros en total, su tiempo de perforación cerca de 2.19 horas y el tiempo de consumo o tiempo de perforación total es de 2.77 horas.

Confrontados por Vasquez, Juan (2021), Disminuir los costos unitarios en la ejecución de la galería. Para este caso particular se cita a la perforadora JACK LEG YT29 y a la compresora ATLAS COPCO XAVS400. Los costos en explosivos y accesorios de voladura son de 132.45 soles el metro lineal de avance.

En el tercer objetivo específico, evaluar los costos por metro lineal de avance resultado de la implementación del nuevo método de perforación y voladura. Los costos unitarios de cada método de perforación, con la bosh el costo de avance lineal es de 1,588.26 soles el metro de avance y con la YT29 el costo es de 458.08 soles por metro lineal de avance.

Datos contrastados por Quispe (2018), los resultados en la operación unitaria, el personal encargado debe contar con experiencia en la realización de los taladros. En la empresa minera como consecuencia se tiene la mala manipulación u operacionalidad de las perforadoras. Según Rodríguez (2016) señala que el perforista no tiene suficiente experiencia en el área de trabajo(frente).

Palomino (2016) Procesos de la operación unitaria de perforación y voladura en las labores mejorando la eficacia, en la cual se optimiza los procesos de las operaciones unitarias deben estar destinados para una labor específica, ya que en cada labor varían los tipos de rocas. Esta investigación nos ayudó para así poder obtener óptimos resultados, y no originar problemas como la desviación de taladros, averíos de barrenos y reducción de vida útil de los materiales de perforación.

Según el objetivo general, Realizar el estudio técnico económico para mejorar las operaciones unitarias de perforación y voladura en la Veta Brunella - Mina Angelitos, los resultados obtenidos confirman la hipótesis planteada. Donde Utilizando el mismo mecanismo de perforación los costos totales en un año son de S/. 571 784.67 y al reemplazar el mecanismo de perforación y voladura los costos son de S/. 164911.75 esto significa una reducción de 71% en los costos anuales. El avance se incrementa de 0.35 m a 1.7 m por disparo. Dichos datos encontrado por Palomino (2016) en su tesis titulada: "Optimización de los procesos unitarios mejorando la eficacia de la empresa que concluye que los barrenos deben estar destinados para una labor específica, ya que en cada labor los tipos de roca pueden variar y esto afectaría para poder llevar un mejor control. Teniendo en cuenta la longitud de perforación para este caso de 6 pies con una efectividad de 100% y un 95% de efectividad en las voladuras.

Es por ello que los tiempos variables a la perforación se tiene: tiempo de cambio de taladro a otro 1 min, tiempo de inspección 1 min, tiempo de perforación por taladro

de 3.05 min, en total el tiempo de perforación por taladro es de 5.05 min. Con este resultado el frente de 1.3 de ancho por 1.8 de alto con 26 taladros en total, su tiempo de perforación era de 2.19 horas y el tiempo de consumo o tiempo de perforación total es de 2.77 horas.

En consecuencia llegando a utilizar el mismo mecanismo de perforación los costos totales en un año son de S/. 571 784.67 y al reemplazar el mecanismo de perforación y voladura los costos son de S/. 164911.75, por lo tanto, se puede deducir que serán eficiente y eficaces.

VI. CONCLUSIONES

1. En el primer objetivo específico sobre el análisis las condiciones actuales de perforación y voladura de la veta Brunella, donde la galería de preparación es de sección 1.3 metros de ancho por 1.8 metros de alto, el avance promedio es de 35 cm por cada voladura de una longitud de perforación de 60 cm, esto significa que la eficiencia de perforación es de 58%, resultado que en las buenas prácticas mineras es inaceptable porque esto significa pérdida de dinero y tiempo. Además, el tiempo de perforación frente completo es de 7.51 horas, tiempo extremadamente exagerado. Este resultado es porque la maquina bosh no es la indicada para perforar en roca competente.
2. En el segundo objetivo específico se propuso realizar el estudio técnico de la perforación y voladura con la máquina perforadora YT29 en la labor de avance de la veta Brunella, teniendo la perforadora YT29 aporta valor al proyecto, la misma galería con la misma sección la máquina perforadora YT29 lo hace en 2.77 horas totales, con una longitud de perforación de 6 pies y una efectividad de disparo del 95%. Es notable el avance que se genera, además con el mismo personal se puede avanzar el triple de lo que se avanza con la bosh.
3. En el tercer objetivo específico para la determinación de la rentabilidad de implementar la perforadora YT29, los costos unitarios de cada método de perforación, con la bosh el costo de avance lineal es de 1,588.26 soles el metro de avance y con la YT29 el costo es de 458.08 soles por metro lineal de avance. Esto significa que la YT29 genera ahorro de dinero. En un año la YT29 tendrá un avance de 612 metros frente a 126 metro con la bosh. En conclusión, el ahorra que se genera con la YT29 es de 1, 130.21 soles diarios, de 33, 906.36 soles mensuales y de 406, 876.26 soles al año.

VII. RECOMENDACIONES

1. La primera recomendación es realizar un estudio geológico y geo mecánico a detalle haciendo uso de laboratorio y tecnologías de nuevos mercados.
2. En la Veta Brunella se debe considerar los programas y softwares aplicados en minería. Los cuales sirven para obtener un alto grado de confiabilidad en las distintas áreas.
3. Para próximos diseños de perforación y Voladura, deben ser realizados de acuerdo a estándares establecidos; teniendo en cuentas los nuevos parámetros utilizados en rubro minero.
4. Se debe dar más apoyo a las investigaciones por parte del sector minero y universidades, con la finalidad de orientar, concientizar y premiar al estudiante en cuanto a mérito de investigación.

REFERENCIAS

AGUILAR, Damaris y CERCADO, Ingret. Determinación del método de explotación subterránea en la concesión minera alta gracia-Yonán, 2020. Tesis (título profesional de ingeniero de minas). Cajamarca. Universidad Privada del Norte, 2020. 86pp. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/24053/Aguila>

ALVA, Carlos. Mejora continua en el proceso operativo de carguío y acarreo de material para aumentar la productividad, minera Hudbay. Tesis (Título de ingeniero de minas). Chiclayo: Universidad Cesar Vallejo, Facultad de ingeniería, Escuela académico profesional de ingeniería de minas.2019.106pp. Disponible en: https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/37493/Alva_RCA.pdf

AMAO, Edwin. Optimización del carguío y acarreo en el tajo abierto capilla de la patibal. Tesis (Título de ingeniero de minas). Ayacucho: Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga, Facultad De Ingeniería De Minas, Geología Y Civil Escuela De Formación Profesional De Ingeniería De Minas.2014.157pp. Disponible en <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2174>

ANTAYHUA, Franklin. Implementación de la voladura controlada en los frentes de avance de los niveles en mina Chimo-U.E.A. Orcopampa. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2017.106pp. Disponible en: <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/10125>

ANTEZANO, Tulio. Innovación en operaciones de carguío y acarreo subterráneo. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2012.170pp. Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_96695844cf73f58d3ca09838142f8f86

ARAUJO, Roberth. Optimización de la flota de volquetes en el acarreo, para incrementar la producción en la mina los andes Perú Gold, Tesis (Título de ingeniero de minas). Trujillo: Universidad Nacional De Trujillo, Facultad De Ingeniería Departamento De Ingeniería De Minas Y Metalúrgica, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2018.103pp. Disponible en: <https://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU>

AZAÑERO, Luis. Carguío y acarreo en flotas mineras: una revisión sistemática. Tesis (Título de ingeniero de minas). Cajamarca: Universidad privada del Norte, Facultad de Ingeniería, Carrera ingeniería de minas.2019.120pp. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/22051>

CAHUARI, Arturo. Optimización del uso de los equipos de carguío y acarreo en minería superficial en la compañía minera corporación del centro Gold mining SAC - región la libertad. Tesis (Título de ingeniero de minas). Puno: Universidad Nacional Del Altiplano, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional De Ingeniería De Minas.2019.116pp. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12152>

CALUA, Freddy. Propuesta de minimización de tiempos improductivos para una mayor producción en carguío y acarreo en Cia. Minera Coimolache S.A. Tesis (Título de ingeniero de minas). Cajamarca: Universidad Nacional De Cajamarca, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas.2019.98pp. Disponible en: <https://repositorio.unc.edu.pe/handle/UNC/3114>

CASTILLO, Frank. Optimización de la producción en carguío y acarreo mediante la utilización del sistema Jigsaw – Leica en minera Toquepala S.R.L. Tesis (Título de ingeniero de minas). Cajamarca: Universidad Cesar Vallejo, Facultad de ingeniería, Escuela académico profesional de ingeniería de minas.2016.152pp. Disponible en: <https://repositorio.ucv.edu.pe/handle/20.500.12692/11035>

CHANDUVI, Manuel. Análisis técnico-ecológico-económico con la aplicación de explodeck para reducir el consumo de mezcla explosiva en la Compañía Minera Barrick Misquichilca - Lagunas Norte. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2010.106pp. Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_563f9aaa7ee783629751152e9b99d1e1

CID, Alma, MÉNDEZ, Rosemary y SANDOVAL, Franco. Investigación. Fundamentos y metodología [en línea]. Segunda edición. México. Pearson Educación de México. 2011 [Fecha de consulta: 8 de mayo de 2021]. Disponible en: <https://josedominguezblog.files.wordpress.com/2015/06>

CORNEJO, Samuel. Optimización de Carguío y Acarreo en Tajo Abierto utilizando algoritmos bio-inspirados. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Pontificia universidad católica del Perú, Facultad de ciencias e ingeniería.2020.59pp. Disponible en: <http://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404>

DE LA CRUZ, Heber. Optimización de los ciclos de carguío y acarreo para reducir los costos operativos en una empresa minera. Tesis (Título de ingeniero de minas). Trujillo: Universidad Cesar Vallejo, Facultad de ingeniería, Escuela académico profesional de ingeniería de minas.2018.80pp. Disponible en: <https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692>

DORREGARAY, Mario. Optimización de las operaciones unitarias de carguío y acarreo en la mina de tajo norte de sociedad minera el brocal, implementando el sistema de despacho mine sense. Tesis (Título de ingeniero de minas). Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela De Formación Profesional De Ingeniería De Minas. 2019.172pp, Disponible en: http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1498/1/T026_70837442_T.pdf

ESCARCENA, Renzo. Evaluación de las operaciones de carguío y transporte para el mejoramiento de la productividad en la unidad minera tacaza. Tesis (Título de ingeniero de minas). Puno: Universidad Nacional Del Altiplano, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.2019.102pp, Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/12964>

ESPINOZA, Leonora. Universo, muestra y muestreo [en línea]. UIC.16 de noviembre del 2016. [Fecha de Consulta: 29 de octubre del 2020]. Disponible en: <http://www.bvs.hn/Honduras/UICFCM/SaludMental/UNIVERSO.MUESTRA.Y.MUESTREO.pdf>

FEREIDON, Davood, REZA, Gholam y HEIDAR, Mojtaba. Assessment of a Modified Rock Mass Classification System for Rock Slope Stability Analysis in the Q-system. Earth sciences research journal [En línea]. Volumen 19. Número 2. diciembre 2015. [Fecha de consulta: 10 de junio de 2021]. Disponible en: <http://www.scielo.org.co/pdf/esrj/v19n2/v19n2a09.pdf>

GUTIERREZ Javier. Teoría de colas aplicada al carguío y acarreo en una mina de hierro. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2017.150pp. Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_b8c41f03959415bc96dd284cab

Hernández Sampieri, Roberto, Fernández Collado, Carlos y Bautista Lucio, Pedro. 2014. Metodología de la Investigación. México: s.n., 2014.

HOEK, E y BROWN, E. The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering [En línea]. Volumen 11. Núm.6(3) Disponible en: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S167477551830384>

HUAROCO, Marx. Optimización del carguío y acarreo de mineral mediante el uso de indicadores claves de desempeño chuco mining S.A.C. Tesis (Título de ingeniero de minas). Huancayo: Universidad nacional del centro del Perú, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.2014.133pp. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/133>

HURTADO, Jesús. Optimización del transporte aplicando simulación de la teoría de líneas de espera en la Unidad Minera Cobriza. Tesis (Título de ingeniero de minas). Huancayo: Universidad nacional del centro del Perú, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.2019.133pp. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/6238>

JATAPOMA, Jhair. Optimización de las operaciones unitarias de carguío y acarreo en la mina de tajo norte de sociedad minera el brocal, implementando el sistema de despacho mine sense. Tesis (Título de ingeniero de minas). Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela De Formación Profesional De Ingeniería De Minas. 2019.172pp. Disponible en: <https://docplayer.es/177267615-Ingeniero-de-minas-bach-jhair-mario-atapoma-dorregaray-mg-joel-enrique-oscuvilca-tapia.html>

LEBEDEV, Mikhail y ROMANOVICH, Kiril. Investigaciones geomecánicas y geofísicas en estructuras subterráneas reparadas. Congreso Mundial de Túneles ITA-AITES. [en línea]. Número 2809. 21 de mayo de 2020. [fecha de consulta: 3 de abri Disponible en: <file:///C:/Users/USUARIO/Downloads/EasyChair-Preprint2809.en.es.pdf>

LLALLAHUI, Edgar. Mejoramiento de carguío y acarreo de mineral en la mina breapampa minera buenaventura S.A.A. Tesis (Título de ingeniero de minas). Ayacucho: Universidad Nacional San Cristóbal De Huamanga, Facultad De Ingeniería De Minas Geología Y Civil, Escuela De Formación Profesional De Ingeniería Minas. Disponible en: <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2188>

MAMANI, Ángel. Optimización de costos de carguío y acarreo mediante rediseño de cámara de carguío y control de tiempos en el nivel unidad minera san Andrés. Tesis (Título de ingeniero de minas). Puno: Universidad Nacional Del Altiplano, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional De Ingeniería De Minas.2020.126pp. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/14848>

MANZANEDA, Jorge. Optimización de la flota de carguío y acarreo para el incremento de producción de material de desbroce de 440lk. Tesis (Título de ingeniero de minas). Arequipa: universidad nacional de san Agustín de Arequipa facultad de geología, geofísica y minas escuela profesional de ingeniería de minas. 2015.108pp. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/251>

MAQUERA, Roky. Criterios de selección de método de explotación subterránea para optimizar la producción. Tesis (título profesional de ingeniero de minas). Puno. Universidad Nacional del Altiplano, 2019. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/14417>

MARTINEZ, Roynino. Presupuesto de mantenimiento mina mediante software AMT en la Minera Constancia Cusco. Tesis (Título de ingeniero de minas). Huancayo: Universidad nacional del centro del Perú, Facultad De Ingeniería De Minas, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas.2019.124pp. Disponible en: <http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894>

MARURI, Dante. Productividad en el ciclo de carguío y acarreo en el tajo Ferrobamba - Las bambas. Tesis (Título de ingeniero de minas). Abancay: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2016.167pp. Disponible en: <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/530>

MAYHUA, Luis. Optimización del sistema de transporte de mineral del nivel 1070 a superficie de la unidad de producción San Cristóbal - Volcán Cía. Minera. Tesis (Título de ingeniero de minas). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín. Facultad de ingeniería de producción y servicios, Escuela profesional de ingeniería mecánica.2015.106pp. Disponible en <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/58>

MENDOZA, Alfonso. Aplicación de la teoría de colas para mejorar la productividad del carguío y acarreo en Mina Tucari. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2017.120pp. Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_d8f28ff3c9bf59cbdd88ce69253c6e7d

MOROCHO, Pablo. Proyección de las vetas María y Paola en la zona norte de explotación de la Empresa Minerandina Cia.Ltda. Tesis (título de ingeniero de minas). Cuenca: Universidad del Azuay, 2019. Disponible en: <http://dspace.uazuay.edu.ec/bitstream/datos/9158/1/14802.pdf>

MURGAS, Aldo. Mejora de la productividad en el ciclo de carguío y acarreo en mina Pucamarca - MINSUR SA. Tesis (Título de ingeniero de minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, Facultad De Ingeniería, Escuela Académico Profesional De Ingeniería De Minas.2016.156pp. Disponible en: https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_3e879a0873d744817ce684d521564b91

NAVARRO, Marcelo y REYES, Emilio. estudio de pre-factibilidad para sistema de fortificación en la mina Pullalli. Tesis (título minería y metalurgia). Viña del mar. Universidad técnica federico santa maría. 2018.76pp. Disponible en <https://repositorio.usm.cl/bitstream/handle/11673>

Palomino Vidal, Henry Alexander. 2016. optimización del proceso de perforación y voladura en las labores de desarrollo, para mejorar la eficiencia en compañía minera poderosa s.a. Trujillo: s.n., 2016.

Tito Quispe, Rubén Paúl. 2018. Explotación por subniveles con taladros largos en cuerpos mineralizados para el incremento de la producción en la unidad minera Untuca - Cori Puno SAC. Puno s.n., 2018. Tesis.

Vásquez Rivas, Juan Genaro. 2021. Elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro Tajo 6675 - 2 de la U.E.A. Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Huancayo: s.n., 2021. Tesis.

VOLOSHYN, Oleksii y RIABTSEV, Oleh. Algunos aspectos importantes de la mecánica y geomecánica de rocas. Ensayos de ciencia y práctica mineras 2019 [en línea]. 2019 [fecha de consulta: 2 de mayo de 2021]. Disponible en: file:///C:/Users/USUARIO/Downloads/e3sconf_rmget18_00114.en.es.pdf

ZENTENO, Nilo. Explotación de la veta prometida mediante el método de corte y relleno ascendente selectivo unidad minera santa filomena empresa minera sotrami S.A. tesis (título de ingeniero de minas). Arequipa: UNIVERSIDAD Nacional de san Agustín de Arequipa, 2017. 128pp. Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/2969/Mlzesanh.pdf>

ANEXOS

Anexo 01: Operacionalización de variables

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIÓN	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
Dependiente: El incremento del avance lineal	Según Garrido (2020) el incremento del avance lineal es el número de metros avanzados por disparo (ml/disparo) como resultado del proceso de perforación y voladura en obras horizontales como galerías o recortes	El Incremento del avance lineal se mide en función al factor de carga y potencia, en las cuales se tendrá como diversos indicadores como el Factor de seguridad, RQD Y Costo de operación.	La seguridad	Factor de seguridad	Ordinal
				RQD	
			Criterio económico.	Costos de operación	Ordinal
				Burden y espaciamiento	Nominal
Independiente: Diseño de la malla de perforación	Según Pérez (2019) el diseño de malla de perforación es un elemento primordial para poder romper bien la roca según parámetros como la roca, carga explosiva, tipo de corte, etc.	El diseño de la malla de perforación se mide en los parámetros unitarios del yacimiento minero. Asimismo, en ellos podemos encontrar indicadores de RQD, RMR Y GSI, entre otros.	Clasificación de las rocas	Parámetros unitarios del yacimiento	Ordinal
			Las perforadoras jackleg		
			Accesorios de perforación	RMR	Nominal

Fuente: Elaboración propia

Anexo 02: Matriz de consistencia para elaboración de diseño proyecto de investigación

PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	TIPO DE INVESTIGACIÓN	POBLACIÓN	TÉCNICAS	MÉTODOS DE ANÁLISIS DE DATOS
¿En qué medida el diseño de lamalla de perforación puede incrementar el avance lineal en la veta Brunella-Mina Angelitos?	Objetivo general: Explicar de qué manera el diseño de la malla de perforación podrá incrementar el avance lineal en la Veta Brunella - Mina Angelitos y para ello se tuvieron los siguientes objetivos específicos: Determinar las condiciones de desarrollo del avance lineal. Como segundo objetivo específico se propone describir las condiciones del diseño de una malla de perforación, como tercer objetivo específico se tiene diseñar la malla de perforación en la labor de avance de acuerdo al tipo de roca mediante el empleo del modelo matemático de Holmberg en la Veta Brunella y por último determinar la mejora de la rentabilidad de la mina Angelitos (costos-ganancias).	Si se realiza un óptimo diseño de malla de perforación entonces se podrá incrementar el avance lineal en la Veta Brunella-mina Angelitos.	Variable independiente: Diseño de la malla de perforación Variable dependiente: El Incremento del Avance Lineal	Aplicada	5 frentes del área de perforación de la Mina los Angelitos.	Análisis documental	
				Diseño	Muestra	INSTRUMENTOS	Método analítico
				Diseño experimental	25 metros de avance lineal de los 5 frentes del área de perforación de la Mina Angelitos	Guía de campo de observación	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 03: Ficha de registro de información N°1

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO		Diseño de la malla de perforación para incrementar el avance lineal en la Veta Brunella - Mina Angelitos - Ayabaca							
OBJETIVO: Determinar las condiciones de desarrollo del avance lineal.									
Galería:				Tramo:		Orientación	:	Punto:	
INDICADORES		PUNTUACIÓN		CLASE DR ROCA		RESISTENCIA		OBSERVACIÓN	
RMR		59		III				REGULAR	
RQD		70.4430		III				REGULAR	
GSI		54				BLOQUES IRREGULARES		BUENA	
CARACTERIZACIÓN FINAL								MACIZO ROCOSO COMPETENTE	

Fuente: Elaboración propia

Anexo 04: Ficha de registro de información N°2

 <p>UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO</p>	<p>DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN PARA INCREMENTAR EL AVANCE LINEAL EN LA VETA BRUNELLA - MINA ANGELITOS - AYABACA</p>		
<p>INSTRUMENTO OBJETIVO GENERAL: DESCRIBIR LAS CONDICIONES DEL DISEÑO DE UNA MALLA DE PERFORACIÓN</p>			
	RESISTENCIA	ORIENTACIÓN	OBSERVACIONES
Diseño Malla de Perforación			
Sección de la Galería			
Longitud de perforación			
Eficiencia de Avance			
Tiempo de Perforación y Voladura			
Tipo de Maquinaria para la Perforación			
Selección de explosivo			
Burden y Espaciamiento			
TOTAL			

Fuente: Elaboración propia

Anexo 05: Guía de observación de campo N°3

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	Implementación de un sistema de ventilación natural para Diseño de la malla de perforación para incrementar el avance lineal en la Veta Brunella - Mina Angelitos - Ayabaca			
<p align="center">OBJETIVO: DISEÑAR LA MALLA DE PERFORACIÓN EN LA LABOR DE AVANCE DE ACUERDO AL TIPO DE ROCA MEDIANTE EL EMPLEO DEL MODELO MATEMÁTICO DE HOLMBERG EN LA VETA BRUNELLA</p>				
INDICADORES	FECHA	Tiempo	OBSERVACIÓN	
TAMAÑO				
CLASIFICACIÓN DE LA ROCA				
RMR				
CAPACIDAD				
ESTRUCTURA				
AVANCE				
TIPO DE LABOR				

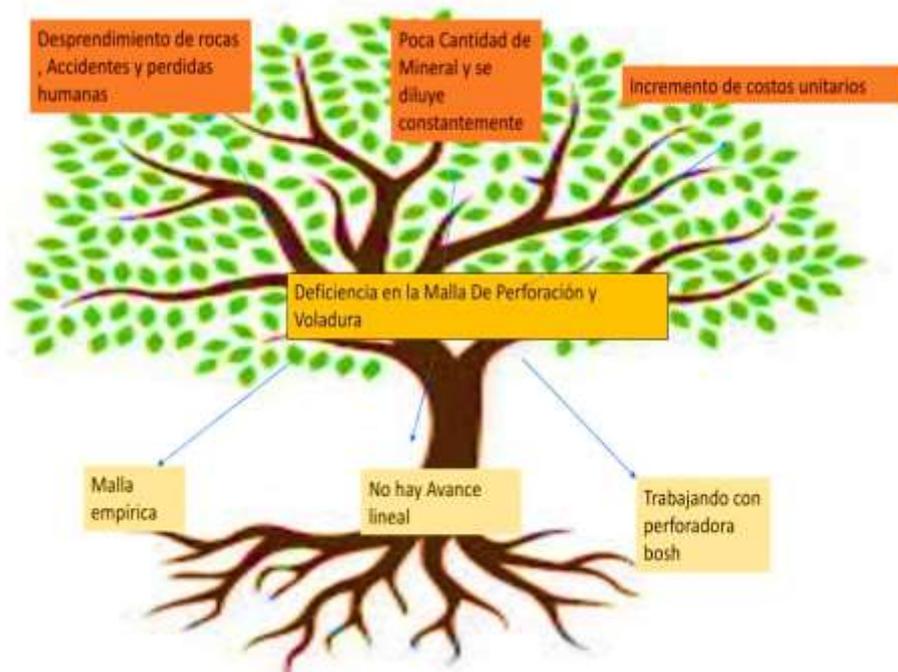
Fuente: Elaboración propia

Anexo 06: Guía de observación de campo N°4

 UNIVERSIDAD CÉSAR VALLEJO	Diseño de la malla de perforación para incrementar el avance lineal en la Veta Brunella - Mina Angelitos - Ayabaca		
OBJETIVO: DETERMINAR LA MEJORA DE LA RENTABILIDAD DE LA MINA ANGELITOS (COSTOS- GANANCIAS).			
INDICADORES	FECHA		OBSERVACIÓN
GANANCIAS			
COSTOS			
RENTABILIDAD			
PRODUCCIÓN			

Fuente: Elaboración propia

Anexo 08: Árbol de problemas



Anexo 09: Carta de autorización de consentimiento informado

GOLD DIGGER MINING
S.A.RUC:20606255919



"Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional"

CARTA DE AUTORIZACIÓN: USO DE DATOS DE EMPRESA CON FINES DE INVESTIGACIÓN

Estimados señores:

Yo, ESPIRITU PUJAY, ALEJANDRO JUNIOR con D.N.I. N° 44457137, en calidad de Jefe de Proyecto de la Empresa Minera GOLD DIGGER MINING S.A., autorizó utilizar los datos de la empresa para ser desarrollada la Tesis Titulada " Optimización de las operaciones de Perforación y Voladura para incrementar el avance lineal en la Veta Brunella - Mina Angelitos " del investigador German Junior Peralta Valencia, identificado con N° DNI 47276575, para que hagan uso de la misma con fin de investigación

Atentamente,

Piura, 04 de Junio del 2022

ALEJANDRO JUNIOR ESPIRITU
PUJAY RUC:20606255919
GOLD DIGGER MINING S.A.