



FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de **INGENIERÍA DE MINAS**

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA OPTIMIZAR LA
PRODUCTIVIDAD EN UNA MINA SUBTERRÁNEA
EN PATAZ LA LIBERTAD 2020”

Tesis para optar al título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autor:

Saraías Beltran Velasquez

Asesor:

Ing. Wilson Carlos Gómez Hurtado

<https://orcid.org/0000-0002-3434-3664>

Trujillo - Perú

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	Jesús Gabriel Vilca Pérez	41779520
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 2	Elmer Ovidio Luque Luque	02044966
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 3	Jorge Omar Gonzales Torres	43703713
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

DEDICATORIA

Quiero dedicarle este proyecto de investigación. A

Dios que me ha dado la vida y fortaleza para
terminar mi carrera profesional. A mis hijas Saraf y
Sofía por ser el motor de mi incansable esfuerzo, a
mis Padres por estar ahí cuando más los necesité;
en especial a mi madre por su ayuda y constante
cooperación

Saraias Beltrán Velásquez

AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a todos mis maestros ya que ellos me enseñaron valorar los estudios y a superarme cada día, también agradezco a mis padres, porque ellos a pesar de todo siempre de alguna forma me brindaron el apoyo que requería. A la vez al Señor Carlos Vega Santillán por apostar por mí y permitirme trabajar en su representada a lo largo de mi vida académica, por eso y su sincera amistad estaré eternamente agradecido.

Saraías Beltrán Velásquez

Tabla de contenido

JURADO CALIFICADOR	2
DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTO	4
TABLA DE CONTENIDO	5
ÍNDICE DE FIGURAS	6
ÍNDICE DE ECUACIONES	7
RESUMEN	8
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	9
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	27
CAPÍTULO III: RESULTADOS	30
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	42
REFERENCIAS	46
ANEXOS	52

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Causas de los disparos deficientes en el año 2020.....	30
Figura 2. Burden y Espaciamiento utilizados en la nueva malla.....	35
Figura 3. Malla de PV aplicada.....	36
Figura 4. Carguío del arranque con semigelatina de 7/8 * 7 de 65 y carmex	37
Figura 5. Carguío de taladros de producción con semigelatina de 7/8 * 7 de 65, anfo casero y carmex	37
Figura 6. Carguío de taladros de contorno con semigelatina de 7/8 * 7 de 65 y carmex....	38
Figura 7. Malla de carguío y secuenciación aplicada.....	39
Figura 8. Optimización de la productividad año 2020.	41

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1. Ponderado del diagnóstico PV (x)	31
Ecuación 2. <i>Cálculo del número de taladros (N)</i>	32
Ecuación 3. <i>Cálculo del diámetro vado (DH)</i>	33
Ecuación 4. <i>Cálculo del Burden (B)</i>	33
Ecuación 5. <i>Cálculo del burden mínimo ubicado en el arranque</i>	34
Ecuación 6. <i>Cálculo del Espaciamiento promedio (E)</i>	34
Ecuación 7. <i>Cálculo de la Varianza (σ)</i>	40
Ecuación 8. <i>Cálculo de la desviación estándar (S)</i>	40

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo principal elaborar un diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en una mina subterránea en Pataz, La Libertad, 2020. Fue realizada como un estudio de tipo descriptivo y aplicado enfocada a la investigación para mejorar la eficiencia de las operaciones unitarias y reducir los costos operativos. Para ello, se diseñó una nueva malla de perforación integrando los parámetros técnicos del macizo rocoso, la simetría del disparo, las características del explosivo, técnicas de carguío y secuencia de salida. En la etapa previa se realizó una revisión documental de la información de la empresa, artículos científicos confiables relacionados con el tema y repositorios de universidades. En la etapa de campo se estudió minuciosamente las deficiencias de estas actividades para llegar a un diagnóstico técnico acertado con oportunidad de mejora. La tesis concluye que, al realizar una evaluación técnica de los resultados y con ello calibrar la nueva malla, se incrementó los avances por disparo, se redujo el factor de carga, lo que hizo posible un ahorro de 109.63 soles por metro lineal, optimizando la productividad en favor de la empresa.

PALABRAS CLAVES: Productividad, costos, perforación, voladura, minería subterránea.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

La perforación y voladura (PV) es una de las actividades específicas más relevantes de la minería subterránea, constituyen el centro del ciclo de minado, ya que de esta operación se obtienen los volúmenes de extracción y los datos referentes a las necesidades de sostenimiento, ventilación, desatado de roca y las características de la planta de tratamiento, para que pueda responder a los volúmenes de fragmentación generados en la PV. De manera que, si estas fallan, se verán afectados todos los procesos orientados a la producción y a la optimización de la productividad propiamente dicha.

Asimismo, en la gestión de actividades mineras, el interés por cumplir con la programación de explotación y los avances lineales relacionados con la exploración preparación y desarrollo bajo un marco de eficiencia y control de costos han motivado al desarrollo de modalidades innovadoras para contribuir con la productividad. En este sentido, una de las más importantes es la PV, que se puede definir como los mecanismos orientados a la fragmentación de la roca en las labores mineras (Bernaola et al., 2013). En vista de ello, con esta investigación se propone alcanzar una mejoría en la actividad de PV a partir del incremento de avances por disparo, el control del área de las labores, los resultados de granulometría y la eficiencia en el uso de recursos para esta actividad.

Entre los principales problemas encontrados en la mina objeto de estudio, destacan: (a) la falta de simetría del disparo, ya que no se cuenta con mallas estandarizadas para cada tipo de roca y/o labores; (b) falta de voladura controlada, contribuye a la sobre rotura e inestabilidad del macizo rocoso, además de involucrar a mayor volumen de ganga extraído; (c) falta de paralelismo en los taladros, genera disparos soplados y tacos que reducen el

avance esperado; (d) variación en la longitud de los taladros, contribuye a que los disparos soplen y que en el siguiente no se pueda realizar una correcta distribución de taladros; (e) falta de cara libre o diámetro vado insuficiente genera disparos soplados o comprimidos al no lograr romper la roca y realizar el barrido de los fragmentos. Estos aspectos tienen efectos negativos en los niveles de productividad e inciden sobre la eficiencia de los recursos materiales, el capital humano y el capital económico invertido.

De esta manera se considera importante mejorar la gestión de PV como parte de la productividad de la mina tomando como objeto de estudio la unidad Minerales Virgen de la Puerta (MVP), ubicada en la Provincia de Pataz, departamento de La Libertad - Perú, en la que se evidencia oportunidades de mejora en los procesos ya que la situación descrita incide sobre su rentabilidad y el mantenimiento de la mina en el tiempo. Díaz et al. (2012) expresaron que la distribución de la carga de explosión en los taladros al momento de controlar las secciones de trabajo busca reducir el uso de material en los taladros de contorno; sin embargo, cuando no se distribuye a lo largo del taladro quedan collares que en muchos casos obligan a la aplicación de un nuevo proceso de voladura o complican la siguiente perforación.

Los autores citados explicaron además que al no realizarse un análisis específico para determinar el tipo de explosivo y los accesorios inciden en la falla de los disparos, situación que ocurre en la unidad de estudio, en la cual se emplean explosivos de bajos niveles de VOD, que cuando no son cargados de la forma adecuada impiden los avances esperados. Dicha situación es ocasionada por la falta de empuje simultáneo en la carga longitudinal de los taladros, lo que ocasiona pérdida de energía y reducción de los gases que rompen y desplazan los fragmentos de roca. Asimismo, el empleo de mecha lenta en forma tradicional por razones económicas impide la realización de voladuras simultáneas de taladros

emparejados para aprovechar de manera más eficiente la energía de los explosivos, lo que trae como consecuencia fallas en los disparos que generan más pérdidas en vez de los ahorros esperados.

Para sustentar de forma documental el problema planteado, se efectuó una revisión de otras investigaciones nacionales e internacionales relacionadas con el diseño de PV, actividad que trajo como resultado los siguientes antecedentes: A nivel internacional, Seccatore et al. (2020), llevaron a cabo un estudio para conocer las peculiaridades de la PV en minas subterráneas de pequeña escala. Tuvo un enfoque cuantitativo de tipo descriptivo, con una muestra basada en minas de oro ubicadas en Ecuador y Chile. En el estudio se mencionaron las técnicas que es utilizaban los mineros antes de las mejoras para hacer una descripción general de las actividades y servir como base para indicar las oportunidades y los cambios en los métodos de trabajo. con el estudio del caso se mostró un incremento en la eficiencia de granallado en un 16%, mediante el cambio de aplicaciones no racionales de explosivos por métodos con base científica. En un segundo resultado la racionalización del diseño permitió una reducción en los costos en 9% mensual, como un incremento del 29% en el avance por voladuras y un 20% en la eficiencia de tracción. El autor explicó en sus conclusiones que los modelos utilizados demuestran la factibilidad de estos cambios.

Chen et al. (2018), elaboraron una investigación con el propósito de diseñar y aplicar parámetros de voladura para el corte previo de techo duro. Fue una investigación de enfoque cuantitativo y de tipo descriptivo aplicado, para lo cual se tomó como muestra la mina Xinzhouyao en China. Se realizaron cálculos teóricos y simulación numérica para analizar el mecanismo de fracturamiento de roca entre pozos en voladuras pre-split de pozo profundo, la evolución de grietas bajo la acción sinérgica de cargas dinámicas y estáticas, y el mecanismo de movimiento de fractura guiado por concentración de esfuerzos tangenciales

de pozos vacíos. Se identificaron el patrón y las zonas características de las grietas principales y del ala en una sección transversal. Los resultados demuestran que el espaciamiento de los agujeros, a 3,2 m, es razonable. Además, se determinaron los parámetros de voladura para el frente de trabajo y luego se implementó la voladura de pozos profundos para dividir previamente el techo duro. Se concluyó que, después del pre-corte, la resistencia de trabajo de los soportes se redujo significativamente, logrando así un control efectivo sobre el techo duro.

Fadillah (2018) elaboró una investigación para evaluar el control de la fragmentación de roca en perforaciones subterráneas en una mina en Indonesia. Fue realizada como una investigación cuantitativa y aplicada en la que se obtuvo que, la fragmentación de gran tamaño en el sistema de voladura en el agujero largo fue de 34%. Este estudio mostró preocupación sobre cómo reducir la fragmentación de gran tamaño a optimizar la actividad de la mina. Al mejorar la técnica de perforación como acortar la distancia de los pozos, cambiar el patrón de voladura, instalar tubería de plástico y estandarizar los explosivos y el retraso patrón, la fragmentación de gran tamaño se puede reducir. El resultado del estudio, indica que el sobredimensionado puede ser reducidos al 14% y ayudan al minero a realizar una actividad minera eficaz y eficiente. Concluyó que la técnica de perforación improvisación puede ser la clave para controlar la fragmentación de la roca.

Yakubovskiy y Sankovsky (2017) elaboraron un estudio para evaluar los patrones de fragmentación de las explosiones en diferentes condiciones mineras y geológicas. Fue una investigación de enfoque cuantitativo y de tipo descriptivo aplicado. En sus resultados, mostraron que la distribución del tamaño de las partículas a granel es uno de los parámetros más importantes para la extracción de minerales, ya que afecta significativamente el proceso de producción y el retorno de las ganancias. Se realizaron esfuerzos para estimar principios

de diseño de voladuras efectivos que podrían aplicarse en cualquier condición geológica y técnica. Se sugieren tres invariantes como base para determinar los parámetros de PV para los resultados de fragmentación esperados. Los resultados experimentales de explosiones se describen y analizan para estudiar la influencia de los parámetros de carga en la distribución del tamaño de partículas. Los resultados obtenidos podrían usarse para diseñar voladuras en tajos abiertos para obtener una distribución de tamaño de partículas predefinida.

Correa y Martínez (2017), elaboraron una tesis con el objetivo de diseñar un sistema de PV en bancos de una mina de roca caliza en Colombia. La investigación fue realizada bajo enfoque cuantitativo de diseño descriptivo y aplicado. Los resultados permitieron determinar que las operaciones estudiadas carecían de criterios técnicos que pudiesen maximizar las operaciones sin afectar el entorno lo que ocasionaba un aumento en el costo de las operaciones tras los análisis respectivos se propuso un esquema de perforación balanceado que consideraba el impacto ambiental, la rentabilidad en el desarrollo de las operaciones y la mejora en el costo por metro cúbico de la producción. El estudio concluyó que uno de los elementos más relevantes para alcanzar las mejoras es dotar a la organización de un equipo de perforación acorde a sus dimensiones y con las características apropiadas y que la relación geométrica de la malla este alineada con las características de la roca tratada.

En el ámbito nacional, destaca el estudio de Chávez (2018), quien se propuso mejorar la granulometría en una mina mediante el diseño de una PV con el uso del modelo de Holmberg. La investigación realizada bajo enfoque constructivo descriptivo y aplicado, demostró que la galería objeto de estudio presentaba deficiencias en los resultados de la voladura, lo que afectaba el ciclo de minado y la eficiencia económica del proceso. En vista de ello se calculó una nueva malla de perforación con el modelo mencionado a través de una caracterización de los parámetros físicos y mecánicos del macizo rocoso y las características

del explosivo a utilizar, de esta manera el autor concluyó que el nuevo diseño fue una herramienta de alta versatilidad y de fácil implementación que supone un reinicio en las mejoras de la mina, para lo cual se requirió capacitación al personal.

Romani (2018), llevó a cabo una investigación cuyo propósito fue elaborar el diseño de las mallas de PV para optimizar la gestión en una mina en Huancayo. El estudio tuvo las características de una investigación descriptiva de enfoque cuantitativo. En sus resultados, el autor indicó que mediante el nuevo diseño de malla se alcanzó un avance promedio de 3.02 m por disparo, 95% de 3.20 m de longitud del taladro, a excepción de un disparo que se obtuvo un avance de 2.20 m porque se llegó al contacto con una falla geológica y también se cortaron vetas. En sobre rotura de los frentes disparados se obtuvo un promedio de 4.86%. El estudio concluyó que el diseño de las mallas de PV influye significativamente en la optimización de los avances y la sobre rotura en la mina, al mejorar la longitud del taladro perforado, el armado de cañas y el consumo de explosivo por metro lineal de avance, llamado también factor de avance.

Oviedo (2017), elaboró una investigación con el objetivo de aplicar la herramienta digital de diseño y modelamiento Vulcan 8.0 con el uso de la metodología *drill and blast*, así con una librería de explosivos comerciales como anfo, emulsión y anfo pesado, accesorios de voladura como los booster y retardadores, herramientas de diseño de mallas de PV de taladros de producción. Fue una investigación no experimental y descriptiva, llevada a cabo en una mina en la región Arequipa. Los resultados del estudio mostraron que una de las causas recurrentes es la fragmentación del material volado, así que se tuvo un especial cuidado en el análisis de este proceso. El investigador concluyó que el uso de estos métodos permitió la mejora de la perforación a 6.5 cm, con lo que se demuestra una optimización en la fragmentación del material volado, lo cual incide favorablemente en los

costos de carguío y acarreo y conminación (procesamiento metalúrgico), con un ligero incremento de los costos de PV.

Ramos (2016), quien elaboró un estudio cuyo objetivo fue optimizar la ejecución de galerías y cruceros en una mina mediante la estandarización de los procesos de PV. La metodología empleada fue de tipo cuantitativo y aplicada con el uso de las siete herramientas de control de calidad que permitieron identificar medir y analizar los problemas detectado. Como resultado de la investigación, se logró avances en el problema principal que tenía el proyecto minero en cuanto al bajo rendimiento por el avance de disparos, el cual se incrementó de 1.11 m. a 1.32 m. además de una reducción en costos aproximadamente en un 30%, de estas mejoras también se alcanzaron reducción en los indicadores de consumo explosivos en 4%, el factor de carga en 19% y el uso de taladros en un 3%.

Calderón (2015), llevó a cabo una investigación con el propósito de mejorar las técnicas de PV de manera que puedan incidir en la producción y reducción de costos en una compañía minera. Desde el punto de vista metodológico fue concebida como una investigación experimental de tipo descriptivo para lo cual se utilizó como población y muestra todas las labores de la unidad minera con énfasis en las labores de avance. En sus resultados, el autor expone que la mejora en las técnicas de PV permiten la optimización de la base producción de la compañía minera objeto de estudio, por lo cual concluye que un aspecto a considerar es el diseño de una malla, a partir de las clasificaciones geomecánicas de la mina para optimizar la distribución de energía de forma más eficiente.

En relación con el marco teórico que sustenta el estudio, el análisis geomecánico es un estudio derivado de la ciencia teórica de la Ingeniería de Minas y aplicada al comportamiento mecánico del material geológico. Se utiliza para reducir los riesgos y optimizar las recompensas relacionadas con la falla mecánica del yacimiento y las formaciones

circundantes resultantes de las actividades unitarias en minería e hidrocarburos, la fracturación hidráulica, las inundaciones de agua o gas y el agotamiento (Rutqvist et al., 2020). El objetivo es predecir cuándo ocurrirán tales fallas y así reducir el riesgo.

Cada formación geológica en el subsuelo está sujeta a tensiones causadas por una variedad de factores naturales. Estos incluyen la deposición, que causa carga gravitacional, tectónica, levantamiento, inflado o deflación por presión, relajación de tensiones y efectos térmicos (Liu y Ostadhassan, 2017). Como resultado, las tensiones en el subsuelo no son estáticas a lo largo del tiempo, ni pueden caracterizarse de la misma manera en todas partes en un momento dado. De manera similar, las propiedades de resistencia de una formación están sujetas a cambios a lo largo del tiempo geológico, desde la deposición hasta la actualidad (Rutqvist et al., 2020).

Una formación geológica fallará cuando las tensiones a las que se somete excedan su resistencia, y el papel de la geomecánica es predecir cuándo y dónde ocurrirá esa falla con la mayor precisión posible, evaluar los riesgos y oportunidades y recomendar planes de mitigación (Fan et al., 2016). Las tensiones de roca preexistentes antes de cualquier intervención humana son las tensiones dominantes que afectan el rendimiento del yacimiento (Rutqvist et al., 2020). Por lo tanto, cualquier evaluación geomecánica de formación o yacimiento comienza con el análisis de los perfiles de tensión, resistencia y presión de las rocas, por lo que la comprensión de la historia geológica de la formación de interés es crucial para su caracterización geomecánica confiable (Fan et al, 2016).

La geomecánica se aplica en toda la industria de exploración y producción, desde la exploración hasta el abandono, y desde la microescala hasta el modelado de yacimientos, campos y cuencas (Liu y Ostadhassan, 2017). Es una disciplina relativamente nueva, pero que se está volviendo cada vez más importante, particularmente desde el advenimiento de la

exploración en lutitas estrechas, en las que la comprensión de la variación de las propiedades mecánicas con la orientación juega un papel vital (Rutqvist et al., 2020).

A partir de la clasificación de Isheyskiy y Yakubovskiy (2016), el análisis geomecánico se requiere para cuatro propósitos principales: diseño de tajos abiertos, con especial atención a los ángulos de pendiente del tajo; predicción de las propiedades de derrumbe de los yacimientos minerales y de la roca rural, en el diseño y planificación de minas de cuevas de subnivel o de bloques; predicción y control de diluciones en todo tipo de minería, y prevención de fallas no planificadas de trabajos subterráneos.

En relación con la primera variable, el diseño de mallas de perforación y voladura es un estándar que sirve como referencia para realizar las perforaciones y sus distancias, así como las cantidades de explosivos a emplear y la aplicación de secuencias de encendido (Correa y Martínez, 2017). Para ello, se trazan líneas con las cuadrículas previamente calculadas por los especialistas, las cuales se marcan el área de voladura, con las cuales el encargado de las perforaciones realiza su trabajo.

Las especificaciones y el diseño guardan relación con el tipo de roca predominante en la mina, con lo que queda expresado que los patrones de PV son modificables para adaptarlos a la ubicación de los cortes, las características geológicas y otros aspectos que puedan contribuir a mejorar el desempeño. Generalmente estas mallas cuentan con taladros de alivio en el techo para que la obra cuente con una forma de arco y controlar mejor el terreno (Vranješ y Andelković, 2019).

El diseño de PV es relevante para la planificación y administración de una unidad minera, especialmente por sus efectos favorables sobre la seguridad de las operaciones y su efectividad. Los buenos mineros están bien entrenados en estas habilidades. Por ello, es posible calcular la densidad de carga (kg de explosivos por m³ o por tonelada de roca) para

diferentes aplicaciones, tipos de rocas y productos explosivos) pero en la práctica, la experiencia operativa conduce a la habilidad de diseñar patrones de perforación y carga para diferentes condiciones.

Un elemento que hay que tomar en cuenta son las fases para marcar la malla de PV. para ello los topógrafos suministra las líneas guía y de gradiente para llevar a cabo las perforaciones con lo cual se ubica de manera precisa el punto central de la malla de PV para el adecuado avance de las tareas con formas y dimensiones adecuadas.

El principio más importante en la voladura primaria de roca es la necesidad de una cara libre. Un agujero perforado en el medio de una gran masa rocosa, cargado y volado, actuará como el cañón de un rifle y no romperá ninguna roca. Para romper la roca, la carga explosiva debe estar lo más cerca posible de la paralela a la cara libre, y lo suficientemente cerca para que su energía rompa la roca en el medio. La distancia entre un agujero y la cara libre se llama burden y la distancia entre agujeros adyacentes en la misma fila se llama espaciamiento (Vranješ yAndelković, 2019)

En la minería a cielo abierto, los bancos forman caras libres y los agujeros se perforan en patrones relacionados con este plano. En el trabajo subterráneo, se aplica el mismo principio y es relativamente fácil retener una cara libre. Generalmente, los agujeros se perforan paralelos entre sí. Los taladros de alivio en el arranque y el momento de las detonaciones durante la voladura son importantes por dos razones: para limitar la cantidad de energía liberada en cualquier momento, para evitar daños a las rocas o instalaciones circundantes, y para asegurar que los agujeros detonen en una secuencia planificada, de modo que cada agujero sucesivo tenga una cara libre con la carga adecuada.

Por lo tanto, los detonadores eléctricos de retardo y las unidades de tubo de choque se numeran con diferentes períodos de retardo, medidos en milisegundos, por ejemplo, 25 ms

= 0,025 segundos. Se utilizan para cronometrar la detonación de agujeros individuales o emparejados en la secuencia deseada (Abbaspour et al., 2018).

En la gestión de minas a nivel global la actividad más común para romper la roca excavada es la perforación y voladura, lo que hace a la industria de minas el principal consumidor de explosivos de origen industrial. Los explosivos industriales son sustancias que detonan para producir una onda de choque de alta intensidad y grandes volúmenes de gas que, al estar confinados en un agujero, se expanden rápidamente, ingresan en las grietas menores existentes en la roca y crean nuevas grietas para romper la roca. (Vranješ yAndelković, 2019).

Los explosivos utilizados para romper rocas se denominan colectivamente explosivos de fractura. Esto los distingue de los accesorios que son colectivamente, los detonadores y otros elementos que se utilizan para iniciar una explosión de manera controlada. La pólvora (o pólvora negra) fue la primera generación de explosivos utilizados en todas las aplicaciones. Es un producto de baja potencia que todavía se utiliza en situaciones especializadas, como en la producción de piedra dimensional; sin embargo, a principios del siglo XX, Alfred Nobel introdujo explosivos a base de nitroglicerina (NG) que prevalecieron en la minería durante aproximadamente ocho décadas. Estos incluían dinamita, dinagel y gelignita que se ofrecían en diferentes concentraciones. (Zhang, 2016).

A pesar de estar almacenados bajo condiciones reguladas muy rígidamente, los productos NG eran inherentemente inestables y peligrosos de usar, especialmente con la edad o la exposición al sol y al calor. En la actualidad han sido reemplazados casi en su totalidad por productos de generación moderna, geles y emulsiones. Estos últimos contienen microglobos, los cuales son diminutas esferas de vidrio o plástico que atrapan el oxígeno en la mezcla y sensibilizan el producto. Por lo general, se cargan con cartuchos como los

productos NG. Las emulsiones o lodos son explosivos bombeables que contienen nitrato de amonio, sensibilizado con combustible, que se bombea en los pozos subterráneos, como de minas a cielo abierto, aunque a veces también se suministran en cartuchos. En la práctica moderna, se sensibilizan sólo cuando se cargan en un agujero integrados con un cebo o buster y no son explosivos antes de ese punto. (Balasubramanian, 2017)

El explosivo más utilizado en la minería a nivel mundial es el aceite combustible de nitrato de amonio (ANFO), que es nitrato de amonio mezclado con combustible. Es barato y fácil de fabricar, transportar y almacenar. Por lo general, se mezcla con aproximadamente un 6% de diésel como agente oxidante, cuando se denomina ANFO o, a veces, ANFEX (combustible explosivo) y, rara vez, ANBA (agente explosivo de nitrato de amonio). A menudo se agrega un tinte para permitir una fácil inspección visual para una mezcla adecuada. El ANFO es adecuado para el uso en barrenos de diámetro medio (75-250 mm) en condiciones secas porque tiene baja resistencia al agua. (Yakubovskiy y Sankovsky, 2017)

Los sistemas de iniciación también han evolucionado con el tiempo. Durante muchos años, los explosivos se iniciaron mediante una mecha y un cable de encendido que tienen un rango conocido de velocidad de combustión, lo que permite a los mineros cronometrar la secuencia de detonación de cargas individuales, aunque con muy baja precisión. Un fusible con un detonador en un extremo se llama fusible con tapa. Tanto el fusible como el cable del encendedor pueden quemarse bajo el agua. (Zhang, 2016).

Varios tipos de detonadores eléctricos instantáneos y retardados se han utilizado durante muchos años hasta, en el presente pueden ser iniciados por corriente eléctrica de sofisticados dispositivos de disparo de la red o de pequeños dispositivos portátiles llamados explosores de disparo. Varían en capacidad, es decir, el número de detonadores que son

capaces de iniciar. Se utilizan varias combinaciones de circuitos de encendido en serie y en paralelo. (Isheyskiy y Yakubovskiy, 2016).

Por razones tanto de seguridad como de eficiencia, el método moderno preferido para iniciar explosiones es mediante un tubo de choque, detonadores no eléctricos capaces de sincronizar con extrema precisión, aunque normalmente se activan con un solo detonador eléctrico. El cordón detonante es un tubo fuerte, robusto y alargado de material explosivo recubierto de plástico que se introduce en los orificios para detonar explosivos de fractura. Se puede sumergir en agua sin perder eficacia. Debe ser iniciado por un detonador (eléctrico, fusible tapado o tubo de descarga). En algunas aplicaciones donde se requiere poca energía, se usa solo sin otros explosivos. El cordón detonante suele tener una VOD de aproximadamente 7.000 m / s. (Yakubovskiy y Sankovsky, 2017)

En muchos casos, un detonador es insuficiente para asegurar la detonación efectiva de explosivos en un pozo. Un cebador es un cartucho de un explosivo de alta energía en el que se inserta un detonador, que inicia la activación de una serie de explosivos dispuestos en un agujero, para lo cual se emplean cartuchos adicionales de alta energía como impulsores dispuestos a intervalos en un agujero para incrementar el VOD posterior (Balasubramanian, 2017). Para contener la energía de los explosivos en un pozo, a veces se usa apisonamiento o taco, es decir, un tapón de material inerte como arena o barro, colocado cerca del collar (boca) del pozo. El entarimado es la práctica de colocar tapones de material inerte a intervalos a lo largo de un agujero para limitar la concentración de energía.

En cuanto a la perforación de rocas, la mayor parte de voladuras implica llenar agujeros dispuestos en la roca con cargas explosivas. La entrada o boca de un taladro se llama collar y el extremo es la punta. (Rebolledo, 2018). La perforación se sigue realizando en algunos casos, a mano, con martillo y cincel. Obviamente, es un proceso lento, especialmente en

condiciones de minería de roca dura. Los orificios perforados a mano rara vez superan los 400 mm de longitud.

La mayor parte de la perforación de rocas se lleva a cabo mediante taladros mecánicos que son de percusión rotatoria, imitando la perforación manual en la que el cincel se golpea con un martillo y se gira en el agujero (Rebolledo, 2018). Esta actividad se una combinación de las actividades señaladas por Zhang (2016): (a) percusión, que son los impactos en la roca generados por los golpes de los pistones, generando vibraciones a partir de la boca a lo largo del varillaje; (b) rotación, el cual es el movimiento circular con el que se gira la broca para que los impactos sobre las rocas se realicen desde diferentes posiciones; (c) empuje o avance, es la fuerza necesaria para mantener el contacto entre la broca de perforación y la roca, y (d) barrido, el cual permite extraer el material del fondo de la perforación

Por otra parte, los martillos neumáticos son máquinas manuales accionadas por aire comprimido que normalmente son operadas por una tripulación de dos hombres. La máquina está comúnmente montada en una pata neumática para ayudar a sostener la máquina. El agua se alimenta a través de la máquina y baja a lo largo del acero de perforación, tanto para enfriar la broca como, lo que es más importante, para mitigar el polvo. Los martillos neumáticos se utilizan normalmente para perforar orificios de hasta 3 m. de longitud tanto en desarrollo como en rebaje. Una ronda de desarrollo perforada con martillo neumático es normalmente de 6 pies. (Balasubramanian, 2017). En la minería del carbón o en roca blanda, a veces se utilizan taladros de carbón o barrenas eléctricas en lugar de martillos neumáticos. Son máquinas rotativas eléctricas con espiral de acero y el taladrado se realiza en seco (Bayona et al., 2019).

Además de lo anteriormente mencionado en la actualidad, los *drifters* son similares a los martillos neumáticos, pero están montados en barras y usan varillas de extensión de hasta

6 m. de longitud, que se enroscan juntas a medida que se perfora el agujero. Se instalan varios tipos de brocas en la parte delantera de la sarta de perforación. Estas máquinas permiten perforar un orificio de hasta 30 m de longitud y se utilizan para encofrar o para desarrollar grandes excavaciones. Sin embargo, los pozos a menudo se desvían bastante de la dirección de perforación inicial y en pozos de más de 20 m de largo, la precisión es dudosa. Los diámetros de los orificios para todo lo anterior varía de aproximadamente 20 mm a 42 mm. (Isheyskiy y Yakubovskiy, 2016).

Las plataformas electrohidráulicas móviles se utilizan tanto en el desarrollo como en el encofrado. Las rondas de tunelización tienen típicamente de 4 a 6 m de largo, mientras que los orificios de cierre pueden perforarse hasta 40 m, con diámetros de orificios que varían hasta aproximadamente 80 mm. Las máquinas pueden ser simples, gemelas o multi-brazo, refiriéndose al número de perforadoras y son autopropulsadas por diésel o electricidad. Estas máquinas son extremadamente eficientes, capaces de perforar muchos agujeros en un turno (Bayona et al.,2019)

La perforación con *drifters* y plataformas electrohidráulicas se denomina perforación de pozo largo. En la minería de superficie a pequeña escala, incluidas las pequeñas canteras, los martillos neumáticos son de uso común, pero en las canteras más grandes y en los tajos abiertos, se emplean varios tipos de plataformas mecanizadas. Perforan agujeros de hasta 350 mm de diámetro y longitudes de hasta 60 m (Bayona et al.,2019).

El siguiente elemento conceptual para tomar en cuenta fue la voladura primaria es la actividad en la que la roca in situ se rompe tanto en desarrollo como en excavación y en minería a cielo abierto mediante la perforación de orificios en la roca, la carga de explosivos y la detonación de los orificios en una secuencia planificada (Bayona et al., 2019).

De acuerdo con Isheyskiy y Yakubovskiy (2016), los principales objetivos técnicos de la voladura primaria son: excavar un volumen planificado de roca desde dentro de límites definidos; lograr una fragmentación aceptable, es decir, el tamaño máximo y medio deseado de las partículas de roca rotas, sin exceso de polvo o material fino y evitar esparcir las rocas rotas, logrando más bien un montón ordenado de rocas que sea fácil de cargar y transportar. En tajos abiertos y en tajos, la voladura controlada es fundamental para el control de la ley, evitando la dilución con minerales o desechos de baja ley no deseados (Bayona et al., 2019).

La fragmentación y el control de la pila de escombros (montón de rocas rotas) son deseables para una máxima eficiencia en el acarreo y para minimizar la fatiga del trabajador y el desgaste del equipo. Las minas buscan lograr estos objetivos de manera segura y rentable. Es posible mejorar la fragmentación, es decir, un tamaño de partícula más pequeño mediante el uso de explosivos excesivos, a un alto costo (Bayona et al., 2019).

En lo relacionado con la segunda variable, la productividad en minería subterránea, la evaluación de la productividad se basa en conceptos teóricos económicos y se refiere a la relación que existe entre las cantidades producidas y los insumos utilizados para dicha producción. Mayores salidas con insumos mínimos resulta en un aumento de la productividad. Por tanto, esta medida se utiliza como un indicador del rendimiento de una unidad económica en comparación con su rendimiento pasado o en comparación con otras unidades económicas (Wadwani et al., 2017). Generalmente, tres parámetros principales afectan la productividad de una mina, a saber. ciclo de operaciones, eficiencia de la máquina y gestión de mano de obra (Graszk et al., 2020).

Las diferentes operaciones mineras en una mina de carbón subterránea incluyen, deshidratación, revestimiento y soporte de la cara, perforación de barrenos en la cara del carbón, carga, despallado y voladura de explosivos en la cara, eliminación de humos

después de la voladura, carga de carbón en la cara utilizando cargadores y transporte de carbón al búnker mediante cintas transportadoras (Grasz et al., 2020). Así el incremento de la productividad a través de herramientas lean se han adoptado por muchas empresas en los últimos años a partir del control y la optimización de los insumos, la eliminación de desechos y la creación de productos acordes a los requerimientos a los requerimientos de los grupos de interés (Wadwani et al., 2017).

La productividad en una mina se puede mejorar a través de la innovación, la utilización de máquinas de última tecnología y el aseguramiento del cumplimiento de los estándares internacionales, disminución de accidentes con patrones adecuados de SSO y cultura de trabajo en equipo (Wadwani et al., 2017). La calidad de la fragmentación de la roca afecta de manera diferente la economía y el rendimiento de los procesos de la empresa minera. Por ejemplo, la disminución de la expectativa del tamaño promedio del fragmento afecta los costos de PV, pero contribuye a mejorar los costos de carga, transporte y descarga. (Matveevich y Sankovsky 2017).

Esta variación del impacto del tamaño de las partículas de la fragmentación de la voladura en los parámetros económicos actualiza la búsqueda del diseño de voladura óptimo para minimizar el costo total de producción de roca. Por lo tanto, se necesita un método sostenible de estimación de parámetros de diseño de voladuras (por ejemplo, carga o diámetro del pozo). Se supone que los modelos de PV se basan en invariantes: registros de entrada uniformes, algunas constantes, leyes o ecuaciones que no se modifican, el tiempo de carga o la escala de tamaño (Bayona, Arauzo y Díaz, 2019).

1.2. Formulación del problema

¿De qué manera un diseño de malla de perforación y voladura puede optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad 2020?

1.3. Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Elaborar un diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

1.3.2 Objetivos específicos

Diagnosticar la situación inicial de los procesos de Perforación y Voladura en la mina MVP Pataz, La Libertad, 2020.

Diseñar una nueva malla de Perforación y Voladura para la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

Evaluar la optimización de la productividad con el nuevo diseño de malla de Perforación y Voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

1.4 Hipótesis

Para la presente investigación no se propone la elaboración de hipótesis, en vista de que se va a realizar un enfoque descriptivo, cuyo propósito no es la comprobación de una hipótesis en sí, sino la caracterización mediante técnicas cuantitativas del objeto de interés de la investigación (Hernández, Fernández y Baptista, 2014).

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

El enfoque de la investigación es el cuantitativo, ya que se recurrió al uso de datos numéricos y estadísticos para dar respuesta a las interrogantes del estudio. En cuanto al tipo de investigación, se trata de una investigación aplicada, ya que mediante sus resultados se va a brindar solución a un problema que se plantea en un grupo social, en este caso la necesidad de mejorar los procesos de perforación y voladura en la unidad de estudio.

El nivel de estudio correspondiente fue el nivel descriptivo. De acuerdo con Arias, (2012), es la modalidad de investigación en la cual se dan a conocer características o atribuciones de un fenómeno o grupo social, en atención a unas variables previamente definidas. En este caso, inicialmente se procede a identificar las causas de los disparos deficientes en las labores lineales de la empresa MVP y a caracterizar los parámetros físico-mecánicos del macizo rocoso a través del RMR, para luego diseñar las nuevas mallas de PV de acorde al diagnóstico técnico encontrado. Asimismo, de acuerdo con el tiempo en la que se describen las variables, la investigación es de tipo transversal, ya que la recolección de información se llevará a cabo en un momento de tiempo específico (Ver Matriz de Consistencia en Anexo 3).

Con relación a la población, en el estudio, se está considerando que el universo poblacional conformaría tres unidades de producción de la empresa MVP – Pataz, La Libertad. Asimismo, de acuerdo con Arias (2012) la muestra es un subconjunto específico y limitado que se separa de la población. Para esta tesis se ha considerado como muestra las labores lineales en exploración, preparación y desarrollo de la Empresa MVP – Pataz, La Libertad. Este muestreo se conoce como muestreo no probabilístico por conveniencia intencional (Tamayo, 2012), a partir de los siguientes criterios de inclusión y exclusión:

unidades de producción con labores lineales donde se pueda aplicar el diseño de PV (inclusión) y unidades de producción con labores lineales donde se dificulte la aplicación el diseño de PV (exclusión).

Las consideraciones éticas seguidas para la presente investigación fueron la rigurosidad al momento de hacer el seguimiento, al antes, durante y después de los procesos de PV, con la finalidad de ver constantemente la evolución de la productividad, respetando la autonomía de la compañía en cuanto a sus dimensiones operativas y manteniendo el secreto de sus datos de carácter confidencial. Los resultados de la investigación contribuyeron de manera implícita con la seguridad de los trabajadores, reduciendo peligros como tiros cortados y tacos, además de dotarlos de nuevas técnicas de PV, apropiadas para su crecimiento laboral.

En cuanto a las técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos, las técnicas utilizadas en la presente investigación fueron la observación y el análisis documental. Para la recopilación de los datos se tuvo acceso al dashboard de gestión de operaciones mineras de la empresa MVP (ver Anexo 5). Así mismo se recolectó la información in - situ de las características geomecánicas del macizo rocoso, utilizando como instrumentos, la clasificación de macizo rocoso (Rock Mass Rating o RMR) (ver anexo 9), paralelo al levantamiento de las mallas aplicadas y sus resultados en un formato de reticulado (ver anexo 10).

Para el tratamiento y análisis de datos, el estudio se centró inicialmente en identificar las causas de los disparos fallados y la caracterización del macizo rocoso, para luego diseñar y calibrar las nuevas mallas de PV que puedan contrarrestar el problema real. En esta fase

de la investigación se obtiene el número de taladros requeridos según el RMR y el área de voladura, el burden, el espaciamiento, las técnicas de carguío según corresponda y la secuencia de iniciación al momento de la voladura.

Por último, se realizó la evaluación de los resultados en un análisis histórico del costo operativo, que permita ver el grado de eficiencia en PV, relacionado con la optimización de la productividad. Para ello, se tuvo acceso al costo por metro lineal de todos los meses del año 2020 y con tales datos, se realizó un análisis de dispersión para encontrar la línea de tendencia y el ahorro, producto de la implementación. (ver Figura 8).

CAPÍTULO III: RESULTADOS

Diagnóstico de la situación inicial de los procesos de Perforación y Voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

Mediante una medición de las operaciones se obtuvo que los disparos deficientes en la zona de investigación se dan en un 40% por mala simetría del disparo, en un 20% por mala secuencia de salida, en un 20% por malas técnicas de carguío, en un 10% interviene el tipo de explosivo utilizado y en un 10% el comportamiento errático del macizo rocoso.

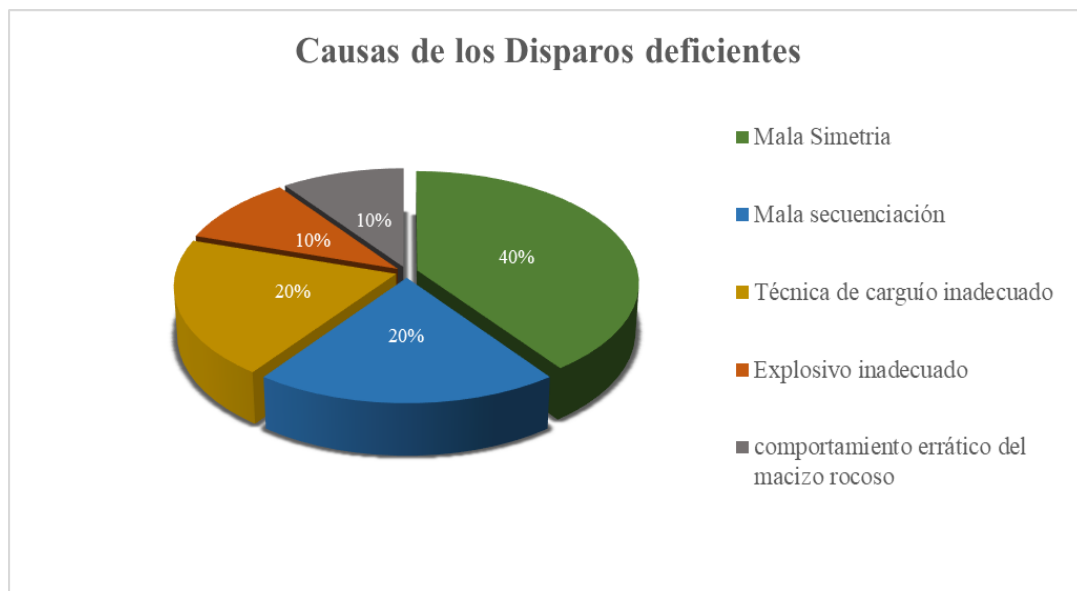


Figura 1. Causas de los disparos deficientes en el año 2020.

El ponderado para cada tipo de diagnóstico, se obtuvo de una minuciosa revisión a los parámetros de los disparos deficientes en las labores lineales, de sección 1.70 m. * 1.80 m, con longitud de perforación de 6 pies. Los detalles se adjuntan en la siguiente tabla:

Tabla 1.

Causas de los disparos deficientes en el año 2020

Ítem	FC de Diseño Kg/Tn.	Avances	FC Real Kg/Tn.	Observaciones frecuentes encontradas	Diagnóstico
1	2.67	0.80	5.40	Mala distribución de taladros	Mala Simetría
2	2.67	1.10	3.93	Variación de la longitud de taladros	Mala Simetría
3	2.67	0.50	8.64	Cara Libre Insuficiente (arranque comprimido)	Mala Simetría
4	2.67	1.30	3.32	Falta de Paralelismo	Mala Simetría
5	2.67	1.10	3.93	Variación de la longitud de guía de seguridad	Mala Secuenciación
6	2.67	1.20	3.60	Imprecisión de secuencia de encendido con chispero	Mala Secuenciación
7	2.67	0.80	5.40	Guía estrangulada en el cebo	Técnica de carguío inadecuada
8	2.67	0.90	4.80	Mala distribución de columna explosiva	Técnica de carguío inadecuada
9	2.67	1.00	4.32	Explosivo no detonado por simpatía (baja VOD)	Explosivo inadecuado
10	2.67	1.00	4.32	Fallas locales rellenas con panizo	Comportamiento errático del macizo rocoso

Nota: Datos validados por la Gerencia de Operaciones de la empresa.

$$x = \frac{\sum \text{Diagnóstico}}{\text{Total Disparos Evaluados}} \%$$

Ecuación 1. *Ponderado del diagnóstico PV (x)*

$$x = \frac{\sum \text{Mala Simetria}}{\text{Total Disparos Evaluados}} \%$$

$$x = \frac{4}{10} \%$$

$$x = 40\%$$

El 40% de disparos fallados, se dieron por una mala simetría del disparo y el 60% corresponde a otros factores que no tienen nada que ver con la perforación y bien pueden ser gestionados de manera preventiva.

Diseño de nueva malla de perforación y voladura para la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

El nuevo diseño de malla integra parámetros del macizo rocoso, características del explosivo, técnicas de carguío y secuenciación.

Cálculo de N .º de taladros (N): El número de taladros perforados con $\varnothing 32$ a $\varnothing 34$ mm, se calculó con la siguiente fórmula:

$$N = \frac{RMR\sqrt{\text{Sección}}}{2}$$

Ecuación 2. Cálculo del número de taladros (N)

$$N = \frac{RMR\sqrt{1.7 * 1.8 * 0.88}}{2}$$

$$N = \frac{RMR\sqrt{2.6928}}{2}$$

$$N = \frac{55\sqrt{2.6928}}{2.5}$$

$$N = 36 \text{ Taladros}$$

RMR = Valoración después del mapeo geomecánico

Sección = ancho * altura * factor de corrección geométrica

Cálculo del diámetro vado (DH): El diámetro vado o equivalente a la cara libre, se calculó con la siguiente fórmula:

$$DH = dh\sqrt{n}$$

Ecuación 3. *Cálculo del diámetro vado (DH)*

$$DH = 0.032\sqrt{6}$$

$$DH = 0.078 \text{ m}$$

Donde:

dh = Ø de taladros de alivio en (m)

n = número de taladros de alivio

Cálculo del Burden (B): El burden máximo en esta labor lineal obedece a la capacidad de fragmentación y barrido de la cara libre inicial calibrado con el radio de influencia del explosivo, se calculó con la siguiente fórmula.

$$B = (\sqrt{DH} * L) \pm 0.05$$

Ecuación 4. *Cálculo del Burden (B)*

$$B = (\sqrt{0.078} * 1.66) \pm 0.05$$

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

Donde:

DH = Ø vado en (m)

L = Longitud de perforación

La variante para calcular el burden mínimo ubicado en el arranque, es la siguiente fórmula:

$$B1 = (DH * L)$$

Ecuación 5. *Cálculo del burden mínimo ubicado en el arranque*

$$B1 = (0.078 * 1.66)$$

$$B1 = 0.12 \text{ m}$$

Cálculo del Espaciamiento promedio (E): El espaciamiento depende directamente del burden y la técnica de iniciación utilizada, se calculó con la siguiente fórmula.

$$E = (Ke * B) \pm 0.05$$

Ecuación 6. *Cálculo del Espaciamiento promedio (E)*

$$E = (2.00 * 0.30) \pm 0.05$$

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

Si se reemplaza el B1 en la fórmula de aplicación, el espaciamiento es 0.25 m, tal cual fue utilizado en las primeras ayudas.

Donde:

Ke = Constante de iniciación

2.00 para iniciación con periodos cortos o simultánea de taladros

1.50 para iniciación con periodos largos o cronometrado de taladros

B = Burden

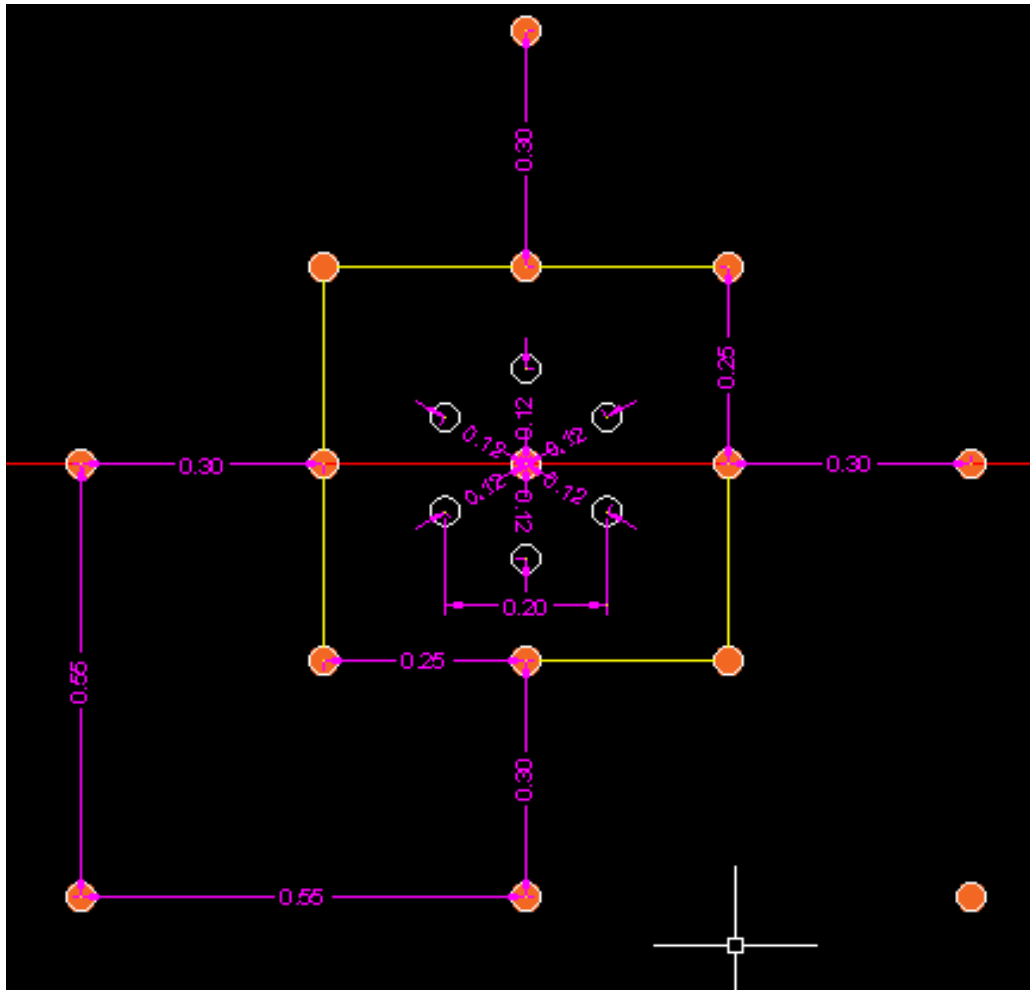
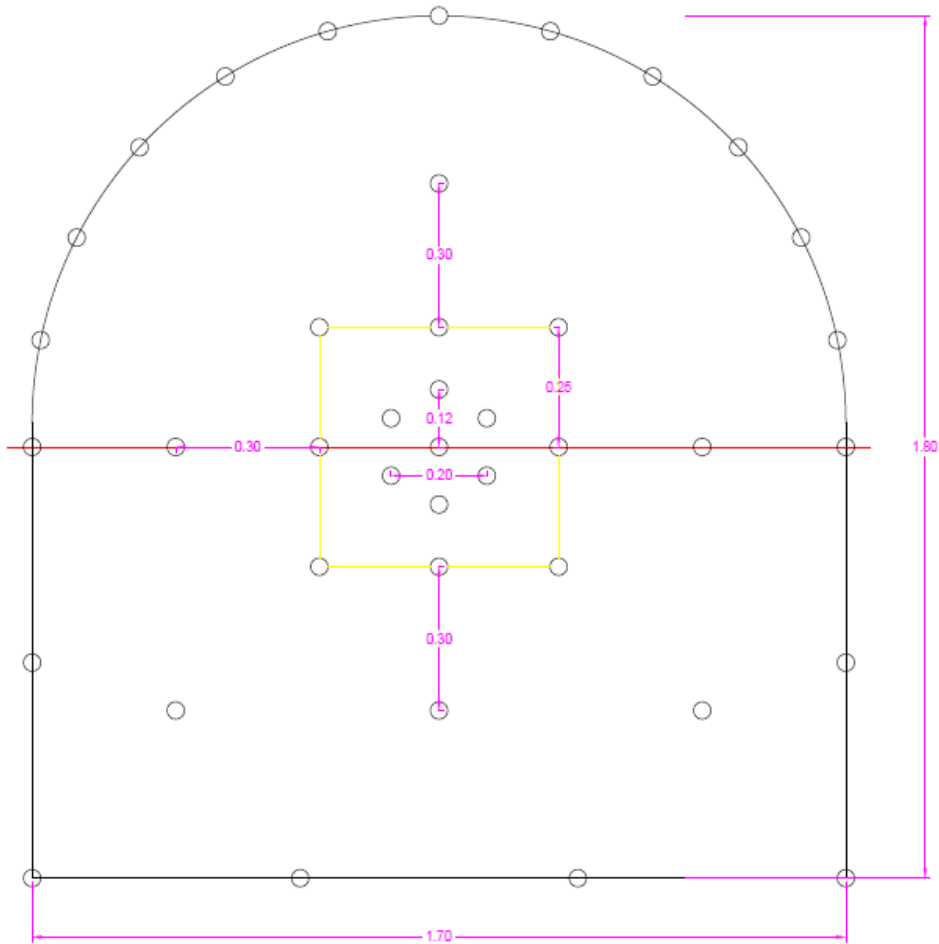


Figura 2. Burden y Espaciamiento utilizados en la nueva malla.

MALLA DE PERFORACIÓN
SECCIÓN 1,70 * 1,80
ROCA REGULAR B, RMR 41 - 60



Taladros perforados	36	Tal.	COLOR	RMR
Longitud del barreno	6'	Pies	II	61 - 80
Pies perforados	216	PP	III - A	51 - 60
Eficiencia de perforación	92	%	III - B	41 - 50
Volumen de voladura	4.47	m ³	IV - A	31 - 40
Pe del macizo rocoso	2.75	TN/m ³	IV - B	21 - 30
Factor de perforación	17.57	PP/TN	V	0 - 20

Figura 3. Malla de PV aplicada

Para que una voladura tenga óptimos resultados, se debe realizar un correcto carguío, por lo cual se realizó el siguiente esquema de carguío:

Esquema de Carguío del arranque. Se realizó utilizando dos accesorios de iniciación (detonador ensamblado) con la finalidad de aumentar la velocidad de detonación de la columna explosiva y para prevenir una posible falla de encapsulado, de encebado o de fabricación; ya que estos problemas ocurren causando tiros cortados y por ende el disparo sopla, lo que puede generar significativas pérdidas para la empresa.

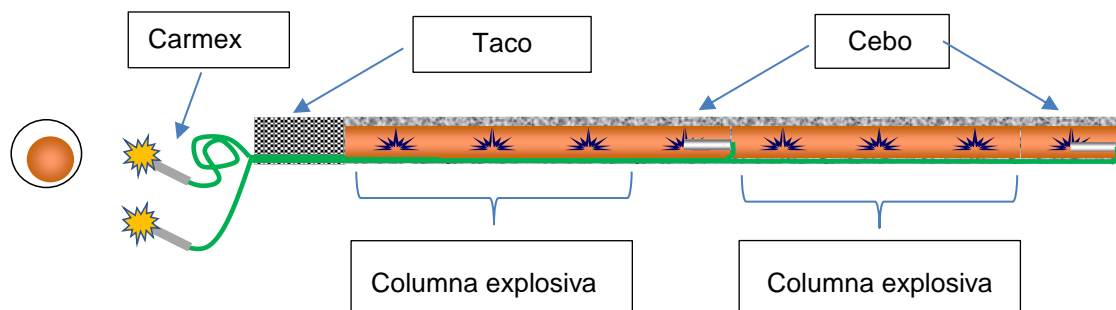


Figura 4. Carguío del arranque con semigelatina de 7/8 * 7 de 65 y carmex

Esquema de taladros de producción: Se realizó utilizando un cebo para iniciar la detonación del agente de voladura suministrado por la empresa. El nitrato es llenado al taladro con un cargador empalmado al aire comprimido.

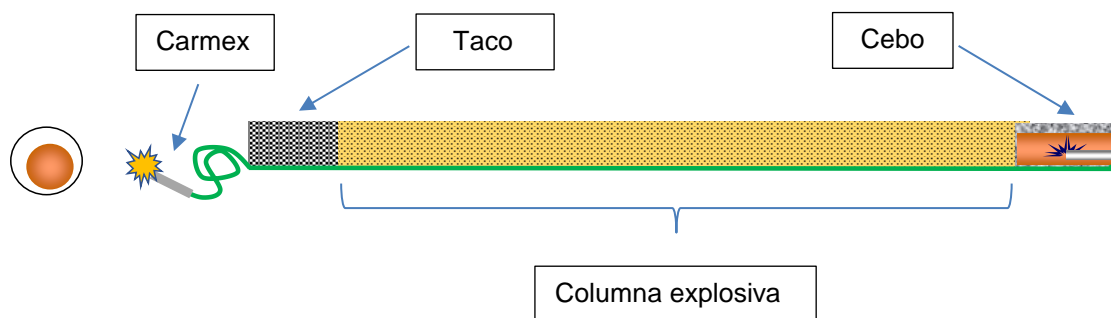


Figura 5. Carguío de taladros de producción con semigelatina de 7/8 * 7 de 65, anfo casero y carmex

Esquema de taladros de contorno. Se realizó la voladura controlada de tipo recorte y para evitar mayores daños a la roca circundante se disminuye la carga; pero no se trata de poner explosivos en una parte del taladro, si no distribuyendo la columna explosiva adecuadamente para ejercer empuje a lo largo del taladro y evitar los collares.

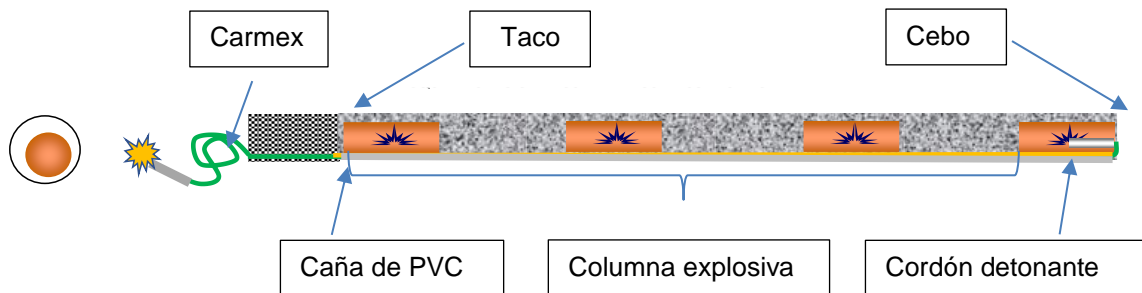
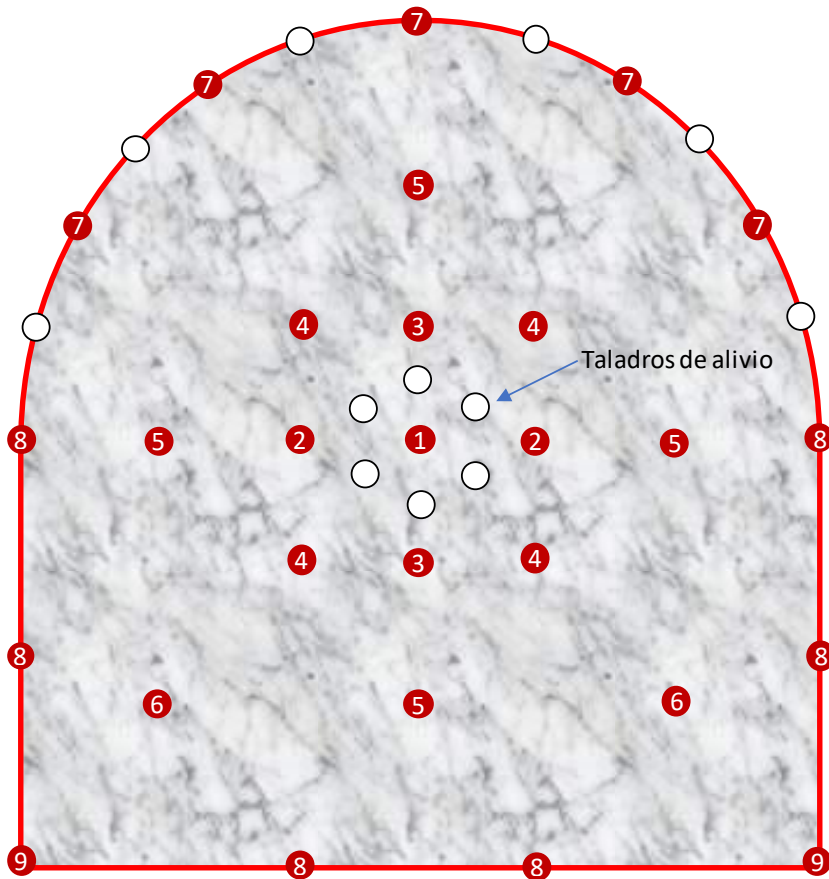


Figura 6. Carguío de taladros de contorno con semigelatina de 7/8 * 7 de 65 y carmex

Los resultados de una voladura dependen de la perforación en un 40%; el 60% corresponde a otros factores dentro de las cuales destacan la técnica de carguío utilizada y la secuencia de salida; ya que, si estas no se realizan con criterio técnico, el disparo fallará por más que se haya hecho una buena perforación. Por lo cual a continuación se presenta la malla de secuenciación aplicada.

MALLA DE CARGUÍO Y SECUENCIACIÓN
SECCIÓN 1,70 * 1,80
ROCA REGULAR - B, RMR 41 - 60



Nº	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Total
Cant.	1	2	3	4	4	2	5	6	2	29

Eficiencia de perforación	95	%
Avance por disparo	1.50	m
Factor de carga	2.51	Kg/m ³
Factor de potencia	0.64	Kg/TN

COLOR	RMR
II	61 - 80
III - A	51 - 60
III - B	41 - 50
IV - A	31 - 40
IV - B	21 - 30
V	0 - 20

Figura 7. Malla de carguío y secuenciación aplicada

Evaluación de la optimización de la productividad con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.

En esta parte de la sección de resultados, se llevó a cabo un análisis histórico del costo operativo. Una vez implementada la malla de PV, los resultados de estas actividades unitarias mostraron disminución del costo por metro lineal, lo cual está representado por su línea de tendencia y su respectiva ecuación $Y = -22.888X + 1439.50$ (Ver Figura 8).

Para evaluar la optimización de la productividad en términos económicos, se procedió a calcular la desviación estándar, obteniendo como resultado S/. 109.63, lo que representa el ahorro por metro lineal en comparación con el costo medio del año 2020.

$$\sigma = \frac{\sum(\text{Costo Operativo Mes} - \text{Costo medio 2020})^2}{\text{Meses} - 1}$$

Ecuación 7. *Cálculo de la Varianza (σ)*

$$\sigma = 12018.41$$

$$S = \sqrt{\sigma}$$

Ecuación 8. *Cálculo de la desviación estándar (S)*

$$S = \sqrt{12018.41}$$

$$S = 109.63$$

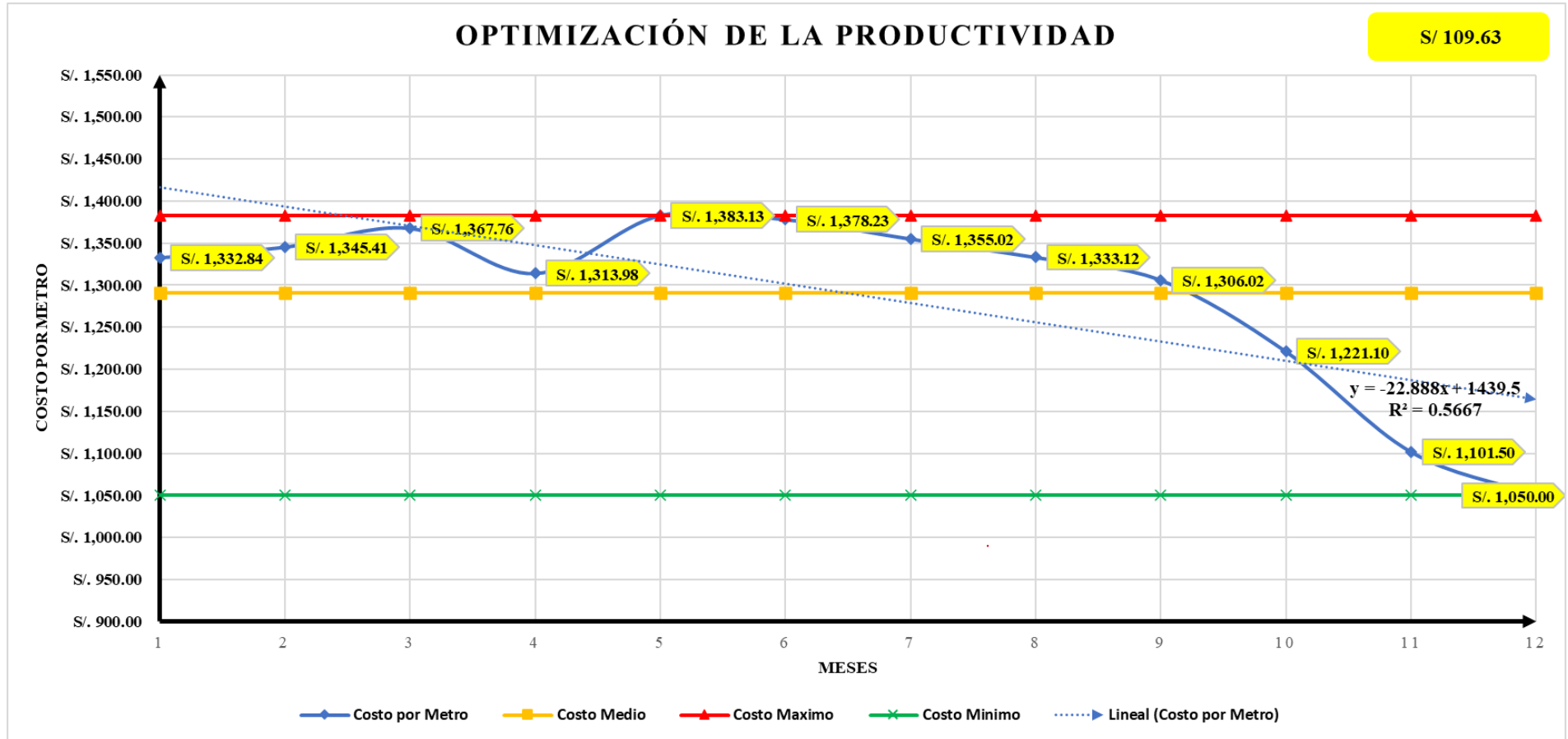


Figura 8. Optimización de la productividad año 2020.

CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

La implementación de una nueva malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad 2020, permitió una notable reducción del costo operativo en las labores lineales. Este resultado coincide con otros estudios en los cuales se contrastaron los resultados de técnicas obsoletas con el uso de técnicas más modernas, siendo estas últimas las que mejor contribuyeron a mejorar la eficiencia en las voladuras (Seccatore et al, 2020). De manera similar, Calderón (2015) encontró que la mejora en las técnicas de PV permite la optimización de la base producción en la compañía minera objeto de estudio, por lo que un aspecto a considerar es el diseño de una malla, a partir de las clasificaciones geomecánicas.

En lo que respecta al diagnóstico de la situación inicial de los procesos de perforación y voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, se logró determinar que los disparos deficientes en la zona de investigación se dan en un 40% por mala simetría del disparo, en un 20% por mala secuencia de salida, en un 20% por malas técnicas de carguío, en un 10% interviene el tipo de explosivo utilizado y en un 10% el comportamiento errático del macizo rocoso. Siendo el diagnóstico aspecto fundamental que los autores estudiados no tomaron en cuenta en su totalidad. De esta manera la investigación realizada deja evidencia clara de que los resultados obtenidos después de una voladura no sólo dependen de la simetría del disparo como es el concepto tradicional; si no que además depende de identificar el tipo de roca y conocer las características del explosivo para garantizar un correcto carguío y secuenciación.

De manera similar, otras investigaciones encontraron que uno de los elementos más relevantes para alcanzar las mejoras es que la relación geométrica de la malla este alineada con las características de la roca minada (Correa y Martínez, 2017), además que, es necesario una

caracterización de los parámetros físico mecánicos del macizo rocoso y las características del explosivo a utilizar (Chávez, 2018). Por otra parte, Romani (2018), encontró que al involucrar parámetros geomecánicos en un diseño de malla de PV, se obtiene burdenes que están en función del modelo geomecánico para cada labor.

Asimismo, se confirmó que los resultados obtenidos después de una voladura en la mina objeto de estudio dependen además de la simetría de otros factores importantes a considerar. Estos resultados demuestran la importancia de la planificación constante de la PV, algo que los autores estudiados no mencionan en su totalidad e incluso (Fadullah, 2018), concluyó que la técnica de perforación improvisación puede ser la clave para controlar la fragmentación de la roca.

En cuanto al diseño de una malla de perforación y voladura para la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, los resultados obtenidos permitieron determinar que fue necesario integrar parámetros del macizo rocoso, características del explosivo, técnicas de carguío y secuenciación; lo que confirma los resultados de otras investigaciones en las que las operaciones estudiadas carecían de criterios técnicos lo que ocasionaba un aumento en el costo de las operaciones (Correa y Martínez, 2017); asimismo, este tipo de diseño permite avances en el problema principal que tienen los proyectos mineros en cuanto al bajo rendimiento de los avances por disparo (Ramos, 2016).

Respecto a la evaluación de la optimización de la productividad con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, se obtuvo que la implementación permitió una favorable disminución del costo por metro lineal, lo cual está debidamente representado por la ecuación de la línea de tendencia del costo operativo mensual durante el año 2020, $Y = -22.888X + 1439.50$ y el ahorro de 109.63 soles por metro lineal,

a partir del costo medio del mismo año. Este resultado coincide con los estudios de Seccatore et al. (2020) y Ramos (2016) los cuales, al mejorar y simplificar los métodos de trabajo, se puede alcanzar una reducción de costos en los procesos de PV en 9% mensual, el avance por voladuras aumentó en un 29% y la eficiencia de tracción aumentó de 70% a 90%. De igual manera, Chen et al. (2018), concluyeron que, después del pre-corte, la resistencia de trabajo de los soportes se redujo significativamente, logrando así un control efectivo sobre el techo duro, aspecto que en definitiva contribuye a la reducción de costos operativos. Por otra parte, Yakubovskiy y Sankovski (2017), encontraron que la calidad de la fragmentación de la roca afecta de manera diferente la economía y el rendimiento de los procesos centrales de la empresa minera. La experiencia minera a nivel mundial muestra claramente que la máxima ganancia corresponde a la distribución exacta de la fragmentación por voladura. Por el contrario, Oviedo (2017) detectó que la variación en los parámetros de perforación (reducción de malla en burden y espaciamiento) son los más costosos para la empresa, sin embargo, necesarios para lograr los cambios que se buscaban en el proceso.

El estudio realizado tuvo como objetivo elaborar un diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, de lo cual se concluye que, para optimizar dicha productividad, es necesario evaluar las verdaderas causas de los disparos deficientes, analizar los parámetros del macizo rocoso, evaluar las características del explosivo, definir las técnicas de carguío y la secuencia de iniciación. En este sentido, se obtuvo un ahorro de 109.63 soles por metro de avance con respecto al costo medio del año 2020.

Para obtener una reducción de costos y crear una situación operacional favorable para la empresa encargada del proyecto minero, fue necesario cumplir con una serie de actividades

previstas por la ingeniería de minas, cuya secuenciación permitió un proceso documentado y esquemático que se tradujo en una disminución notable de los costos operativos de la unidad.

Asimismo, se presentan las conclusiones relativas a cada uno de los objetivos específicos:

Del primer objetivo, diagnosticar la situación inicial de los procesos de Perforación y Voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, se concluyó que los disparos deficientes en la zona de investigación se dan en un 40% por mala simetría del disparo, en un 20% por mala secuencia de salida, en un 20% por malas técnicas de carguío, a lo cual le suma en menor proporción el uso de explosivos inadecuados (10%) y el comportamiento errático del macizo rocoso (10%), por lo que resulta estrictamente necesario diagnosticar técnicamente los resultados de una voladura.

En relación con el segundo objetivo específico, diseñar una malla de Perforación y Voladura para la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020, se concluyó que es posible calcular el número de taladros perforados a partir del RMR y el área de voladura, como también definir el burden de acuerdo al diámetro vado y con ello calcular el espaciamiento óptimo para voladuras subterráneas similares. Así mismo es necesario e importante determinar un esquema de carguío de acuerdo al tipo de explosivos con los que se cuenta y definir una correcta secuencia de iniciación durante la voladura.

En el tercer objetivo específico, evaluar la optimización de la productividad con el nuevo diseño de malla de Perforación y Voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad 2020, se concluyó que, al aplicarse el diseño propuesto, los resultados de estas actividades unitarias mostraron una favorable disminución del costo por metro lineal, llegando a obtener un ahorro de 109.63 soles por metro, con relación al costo medio del año 2020.

REFERENCIAS

- Abbaspour, H., Drebensted, C., Badroddin, M. & Maghaminik, A. (2018). *Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling*. International Journal of Mining Science and Technology, 28 (6), 839-848. Recuperado de: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.06.009>
- Arancibia, S., Donoso, M., Venegas, R. and Cárdenas, C. 2015. Identificación de Factores Clave en la Cultura de Innovación. El Caso de la Mediana Minería en Chile. *Journal of Technology Management & Innovation*. 10, 1 (Apr. 2015), 132-145. Recuperado de: <https://doi.org/10.4067/S0718-27242015000100010>
- Arias, F. (2012). *El proyecto de investigación: introducción a la metodología científica* (Episteme). Caracas
- Bayona, F., Arauzo, L., Díaz, G. (2019): Drilling mesh model based on the Holmberg method to increase rock fragmentation in ramps of underground mining companies. Decima Octava Conferencia Iberoamericana en Sistemas, Cibernética e Informática – Memorias. Recuperado de: http://doi-org-443.webvpn.fjmu.edu.cn/10.1007/978-3-030-44267-5_103
- Balasubramanian, A. (2017). Overview of Mineral Processing Methods. University of Mysore. Recuperado de: <https://doi.org/10.13140/RG.2.2.10456.49926>
- Bernaola, J. Castilla, J. y Herrera, J. (2013). PV de rocas en minería. Universidad Politécnica de Madrid Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas. Recuperado de: http://oa.upm.es/21848/1/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf

- Calderón, M. (2015). *Optimización de las prácticas de PV en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa)*. (Tesis de pregrado). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. Recuperado de: <http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/3182>
- Chávez, Y. (2018). *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de PV aplicando el modelo de holmberg en la galería 370 de la zona coturcan en la mina huancapeti – año 2015*. (Tesis doctoral). Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo. Recuperado de: <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2240>
- Chen, B., Lin. C. y Yang, J. (2018). Design and Application of Blasting Parameters for Presplitting Hard Roof with the Aid of Empty-Hole Effect. *Shock and Vibration*, 2018 (8749415). Recuperado de: <https://doi.org/10.1155/2018/8749415>
- Correa, P. y Martínez, A. (2017). *Diseño del sistema de PV en los bancos D, E y F en la mina de caliza El Tesoro, contrato de concesión ILI-16111 ubicada en la vereda Las Caleras del municipio de Nobsa-Boyacá*. (Tesis de pregrado). Colombia: Universidad Pedagógica Tecnológica de Colombia. Recuperado de: <https://repositorio.uptc.edu.co/bitstream/001/2242/1/TGT-782.pdf>
- Díaz, J., Guarín, M. y Jiménez, J. (2012). Análisis y diseño de la operación de PVs en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, 32 (1), 1-12. Recuperado de: http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0120-36302012000200002

- Fadillah, T. (2018). The rock fragmentation control in long hole blasting – case study Antam Pongkor underground gold mine. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science* 212 (012062) Recuperado de:
<https://doi.org/10.1088/1755-1315/212/1/012062>
- Fan, Z., Eichhubl, P. y Gale, J. (2016). Geomechanical analysis of fluid injection and seismic fault slip for the Mw4.8 Timpson, Texas, earthquake sequence. *Advancing Earth and Space Science*, 121 (4), 2789-2812. Recuperado de:
<https://doi.org/10.1002/2016JB012821>
- Graszk, S., Baltés, R., Wendel, T. y Clausen, E. (2020). Raising safety and productivity in underground mining via thermal imaging. *SIMS - Sustainable and Intelligent Mining Systems*. Recuperado de:
https://www.researchgate.net/publication/341043103_Raising_safety_and_productivity_in_underground_mining_via_thermal_imaging
- Isheyskiy, V & Yakubovskiy, M (2016). Determination of strength reduction factor in blasted rocks versus the distance from the blast center. *Gornyi Zhurnal*. 12 (1), 55-59. Recuperado de: <https://doi.org/10.17580/gzh.2016.12.12>
- Liu, K. y Ostadhassan, M. (2017). Microstructural and geomechanical analysis of Bakken shale at nanoscale. *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 153 (1), 133-144. Recuperado de: <https://doi.org/10.1016/j.petrol.2017.03.039>
- Matveevich, M. y Sankovsky, A. (2017). Drilling and blasting design based on invariable Mining parameters. *Semantics Scholar: Journal of Industrial Pollution Control*. Recuperado de:

<https://www.semanticscholar.org/paper/DRILLING-AND-BLASTING-DESIGN->

[BASED-ON-INVARIABLE-Sankovsky/8d30a6815611e1cf5c7c11620ec23184fbba50e6](https://www.semanticscholar.org/paper/DRILLING-AND-BLASTING-DESIGN-BASED-ON-INVARIABLE-Sankovsky/8d30a6815611e1cf5c7c11620ec23184fbba50e6)

Oviedo, L. (2017). Diseño de mallas de PV haciendo uso del software Drill and Blast Vulcan 8.0 para obtener una óptima fragmentación en E.E. Ajani Unidad Minera Anabí. (Tesis de Grado). Arequipa: Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Recuperado de: <http://repositorio.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3007/Miovnil.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

Ramos, L. (2016). Optimización de la ejecución de galerías y cruceros en la mina Ana María mediante estandarización de PV. (Tesis de pregrado). Puno: Universidad Nacional del Altiplano. Recuperado de: http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/3006/Ramos_Borda_Luis.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Rebolledo, F (2018). Desarrollo de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada para administrar y controlar riesgos geotécnicos. (Tesis de Grado). Universidad de Chile. Recuperado de <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/151618>.

Romani, R. (2018). *Diseño de mallas de PV para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.* (Tesis de Grado). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. Recuperado de: http://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/UNCP/5133/T010_44621425_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Rutqvist, J., Birkholzer, J. y Tsang, C. (2020). Coupled reservoir-geomechanical analysis of the potential for tensile and shear failure associated with CO₂ injection in multilayered

- reservoir-caprock systems. *Lawrence Berkeley National Laboratory*. Recuperado de:
<https://escholarship.org/content/qt83k284c3/qt83k284c3.pdf>
- Seccatore, J., González, P. y Herrera, M. (2020). Peculiarities of drilling and blasting in underground small-scale mines. *REM - International Engineering Journal*, 73 (3), 1-22.
Recuperado de: <https://doi.org/10.1590/0370-44672019730167>
- Tamayo, M. (2012). El proyecto de investigación. In ICFES (Ed.), *Aprender a Investigar*. Bogotá.
- Vranješ, B. y Anđelković, B. (2019) Analysis of the performance of occupational health and safety in the production business system. In: IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 477(1), 1–14. Recuperado de: <https://doi.org/10.1088/1757-899X/477/1/012038>
- Wadwani, H., Satyabdi, R. y Lokhande, J. (2017). Productivity Improvement In Underground Coal Mines. *Conference: Indian Coal Mining Industry: Overcoming Challenges for a Better Tomorrow*. Recuperado de:
https://www.researchgate.net/publication/320058621_Productivity_Improvement_In_Underground_Coal_Mines
- Yakubovskiy, M. y Sankovsky, M (2017) *Drilling and blasting design based on invariable mining parameters*. *Journal of Industrial Pollution Control*, 33 (1), 931-936 Recuperado de: <https://www.researchgate.net/publication/318271581>

Zhang, Z (2016). *Evidences of the influence of the detonation sequence in rock fragmentation by blasting*. Rock Fracture and Blasting Theory and Applications Book 1408(6),493-505.

Recuperado de: <https://doi.org/10.1016/C2014-0-01408-6>

ANEXOS

Anexo 1. GLOSARIO DE TÉRMINOS

Burden. También denominado piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

Espaciamiento. Separación existente entre los taladros de manera perpendicular al burden, que con frecuencia varía entre 1 y 1.8 por la distancia del burden. Este cálculo se obtiene a partir de la evaluación óptima en el uso de la energía, en las condiciones de que el espaciamiento sea equivalente a las dimensiones del burdel multiplicados por 1.15, de manera tal que los patrones se han configurado de manera inclinada, para que las grietas primarias paralelas permitan mayor espaciamiento.

Estándar. Es algo establecido y establecido por autoridad como regla para la medida de cantidad, peso, extensión, valor o calidad.

Frente o frontón. Es la parte del espacio de trabajo en el cual se ubica el personal las maquinarias de perforación y el resto de los equipos para llevar a cabo actividades de perforación y voladura.

Malla. Es el diseño de la distribución de los taladros en un proceso de voladura a partir de los cálculos de las relaciones de espaciamiento y carga así como una relación con la profundidad de los taladros.

Parámetro: cualquiera de un conjunto de propiedades físicas cuyos valores determinan las características o el comportamiento de algo.

Subterráneo. Excavar, trabajar, perforar, operar o estar situado debajo de la superficie del suelo.

Tanda. Es la cantidad de taladros de perforación empleados durante una jornada de trabajo.

Voladura. Es el proceso bajo el las presiones desarrolladas por los explosivos asignados a un taladro crean una zona de concentración de energía a partir de la cual surgen dos efectos, los cuales son la fragmentación y el desplazamiento.



MINERALES VIRGEN DE LA PUERTA

Disparo Soplado



Disparo Anillado



Disparo comprimido



Disparo Taqueado

Anexo 3. MATRIZ DE CONSISTENCIA

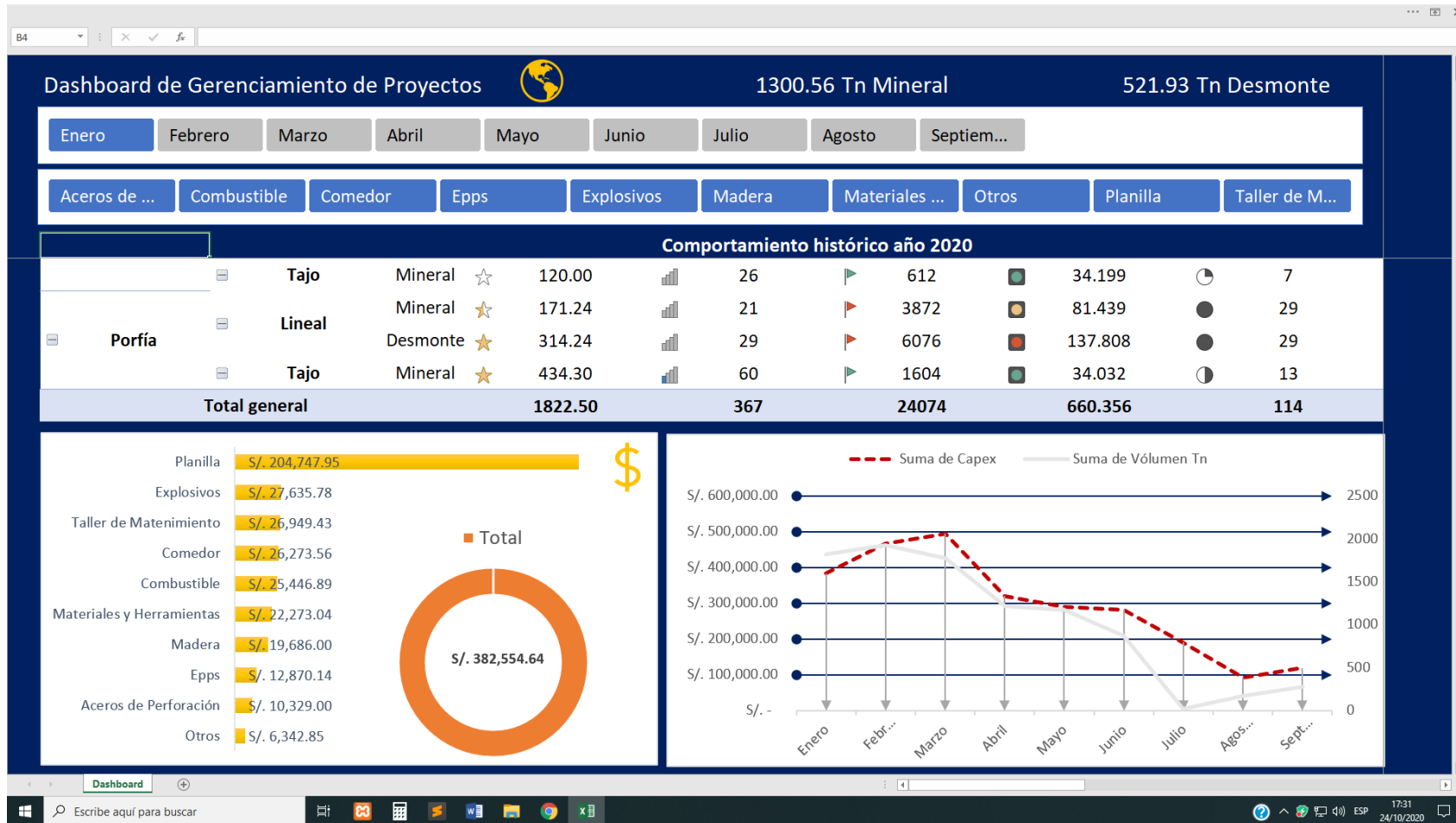
“Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en una mina subterránea en Pataz La Libertad 2020”				
Problema	Objetivos	Variables	Metodología	Población y muestra
General	General			
¿De qué manera un diseño de malla de perforación y voladura puede optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad 2020?	Elaborar un diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.		Tipo de investigación: descriptiva simple	Población: minas de la empresa MVP, Pataz, La Libertad Muestra: Labores lineales de la empresa MVP, Pataz, La Libertad
	Específicos		Diseño: Cuantitativa Aplicada	
	Diagnosticar la situación inicial de los procesos de Perforación y Voladura en la mina MVP Pataz, La Libertad, 2020.	Variable 1: Diseño de perforación y voladura	Técnica: Observación sistemática y análisis estadístico	
	Diseñar una nueva malla de Perforación y Voladura para la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.			
	Evaluar la optimización de la productividad con el nuevo diseño de malla de Perforación y Voladura en la mina MVP, Pataz, La Libertad, 2020.	Variable 2: Productividad	Instrumentos: Matriz RMR y Formato de Reticulado	

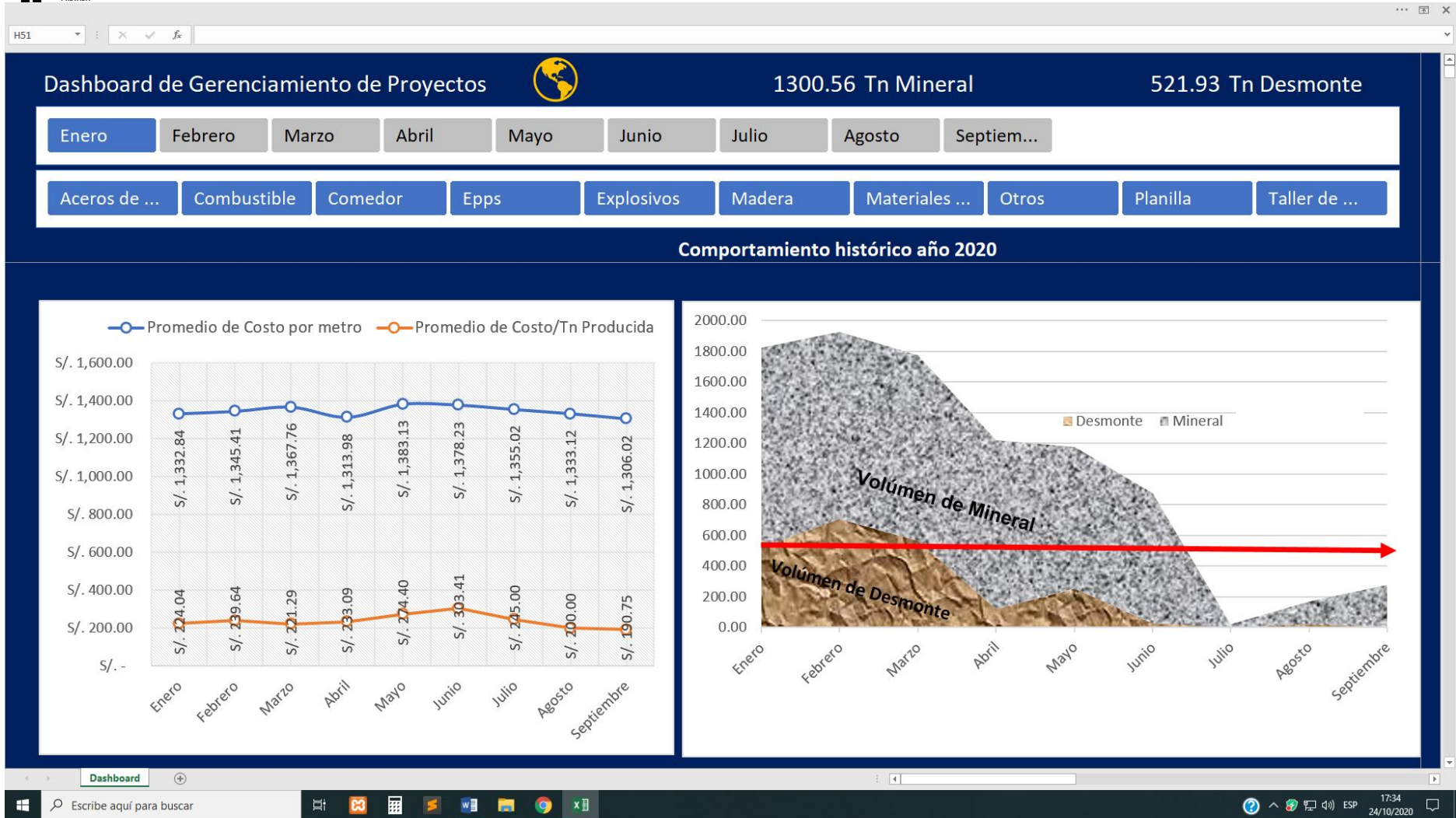
Anexo 4. OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

TÍTULO: “Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar la productividad en una mina subterránea en Pataz La Libertad 2020”

VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	ESCALA DE MEDICIÓN
VARIABLE 1: Diseño de perforación y voladura.	Es el esquema que indica la distribución de las perforaciones y sus respectivas distancias, las cargas del explosivo a utilizar y la secuencia de encendido a aplicarse (Correa y Martínez, 2017)	Obtención de una fragmentación óptima, minimizando el daño al macizo rocoso controlando el área de minado, así como una reducción de los niveles de vibraciones	Parámetros del macizo rocoso	Cálculo de N° de taladros	Nominal
			Diseño de mallas de PV	Cálculo del Burden Cálculo del diámetro vado (DH) Cálculo del Espaciamiento Esquema de carguío Esquema de Secuenciación	Nominal
VARIABLE 2: Productividad.	Es la relación entre las unidades producidas y los insumos utilizados para dicha producción; Esta medida se utiliza como un indicador del rendimiento de una unidad económica en comparación con su rendimiento pasado o en comparación con otras unidades económicas. (Wadwani et al., 2017).	Forma de alcanzar mejores resultados aprovechando al máximo los recursos empleados; por tanto, a menor recursos comprometidos mayor productividad	Tendencia del costo operativo	Análisis Histórico Ecuación de la Recta	Nominal
			Costos Operativos	Costo Medio Ahorro, representado por la desviación estandar	

Anexo 5. DASHBOARD DE GESTIÓN DE OPERACIONES MINERAS MINERALES VIRGEN DE LA PUERTA





Anexo 6. INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS GEOMECÁNICOS RMR

Fecha:/...../..... Zona: Nivel: Labor:

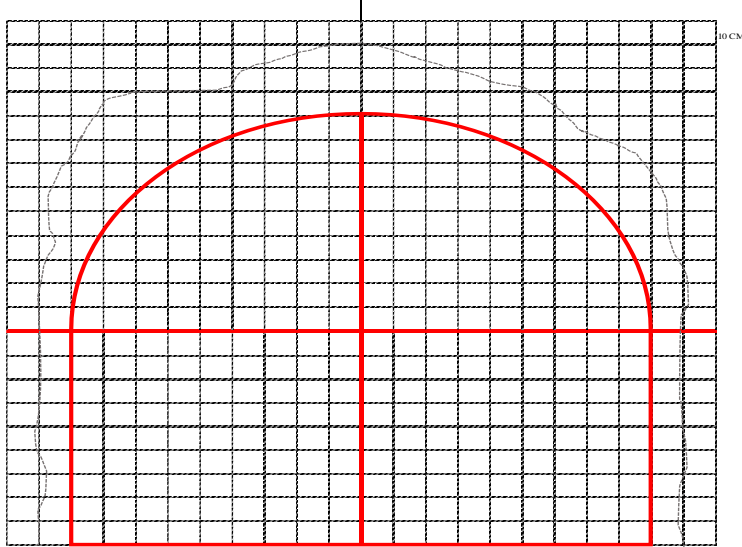
CLASIFICACIÓN RMR DE BIENIAWSKI (1989)

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)								
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES						VALORACIÓN	
ESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa)	> 250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0) (15)	1		
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	< 25 (3)	2		
ESPACIAMIENTO (m)	> 2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3		
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long. (6)	1-3 m long. (4)	3-10 m long. (2)	10-20 m long. (1)	> 20 m long. (0)	4A	
	APERTURA	Cerrada (6)	< 0,1 mm apert (5)	0,1-1,0 mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5mm (1)	Suave > 5mm (0)	4D	
	ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0			
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

Responsable:

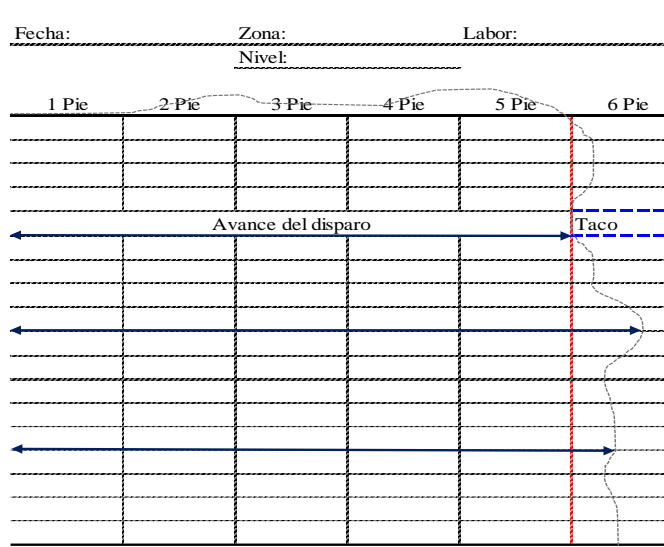
Anexo 7. INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS PARA MONITOREAR RESULTADOS DE LA VOLADURA

LEVANTAMIENTO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA



RECURSOS	CANTIDAD	UM	OBSERVACIONES
Área de voladura		m ²	
N° de taladros perforados		Tal	
Longitud de barrenos		pies	
Eficiencia de perforación		%	
Volumen a volar		m ³	
Densidad del macizo rocoso		Tn/m ³	
Toneladas proyectadas		Tn	
Carmex 2.40		Pza	
Emulsión de 7/8*7 65		Kg	
Factor de carga		Kg/Tn	

LEVANTAMIENTO DE RESULTADOS DE LA VOLADURA



RESULTADOS	VALOR	UM	Obs.
Área volada		m ²	
Longitud de tacos		m	
Avance del disparo		m	
Eficiencia de Voladura		%	
Volumen volado		m ³	
Densidad del macizo rocoso		Tn/m ³	
Toneladas calculadas		Tn	
Extracción		U35	
Factor de esponjamiento		%	
Factor de caraga		Kg/Tn	

RESPONSABLE: _____

Anexo 8. CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES DEL PROYECTO

Nombre de tarea	Duración (días)	Comienzo	MAYO				JUNIO				JULIO				AGOSTO				SETIEMBRE				OCTUBRE							
			13-Abr	20-Abr	27-Abr	4-May	11-May	18-May	25-May	1-Jun	8-Jun	15-Jun	22-Jun	29-Jun	6-Jul	13-Jul	20-Jul	27-Jul	3-Ago	10-Ago	17-Ago	24-Ago	31-Ago	7-Set	14-Set	21-Set	28-Set	5-Oct	12-Oct	19-Oct
Cronograma de actividades del proyecto	203	13/04/2020	[Barra azul continua]																											
Inicio del proyecto	15	13/04/2020	[Barra roja continua]																											
Recolección de información	16	4/05/2020	[Barra azul continua]																											
Análisis del problema objetivos	8	4/05/2020	[Barra roja continua]																											
Objetivos	5	11/05/2020	[Barra azul continua]																											
Realidad problemática	28	25/05/2020	[Barra roja continua]																											
Antecedentes	10	25/05/2020	[Barra azul continua]																											
Formulación del problema	1	31/05/2020	[Barra roja continua]																											
Revisión de los antecedentes	14	12/06/2020	[Barra azul continua]																											
Revisión de la hipótesis	2	14/06/2020	[Barra roja continua]																											
Metodología	6	2/07/2020	[Barra azul continua]																											
Población y muestra	2	2/07/2020	[Barra roja continua]																											
Variables	4	9/07/2020	[Barra azul continua]																											
Matriz de consistencia	5	16/07/2020	[Barra roja continua]																											
Aprobación del proyecto	1	17/07/2020	[Barra azul continua]																											
Resultados	56		[Barra roja continua]																											
Caracterización de parámetros físico-mecánicos	14	2/08/2020	[Barra azul continua]																											
Identificación las causas de disparos deficientes	21	2/08/2020	[Barra roja continua]																											
Diseño una nueva malla de perforación y voladura	14	30/08/2020	[Barra azul continua]																											
Análisis los indicadores de perforación y voladura	7	13/09/2020	[Barra roja continua]																											
Análisis los costos operativos	2	20/09/2020	[Barra azul continua]																											
Documentación	28		[Barra roja continua]																											
Discusión y conclusiones	10	21/09/2020	[Barra azul continua]																											
Elaboración informe preliminar	21	4/10/2020	[Barra roja continua]																											
Revisión asesor	7	18/10/2020	[Barra azul continua]																											
Entrega informe final	1	25/10/2020	[Barra roja continua]																											

Anexo 9. RESULTADOS DEL INSTRUMENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS GEOMECÁNICOS

Fecha: 05/10/2020 Zona: Norte Porfía Nivel: 2870 Labor: CR-SE

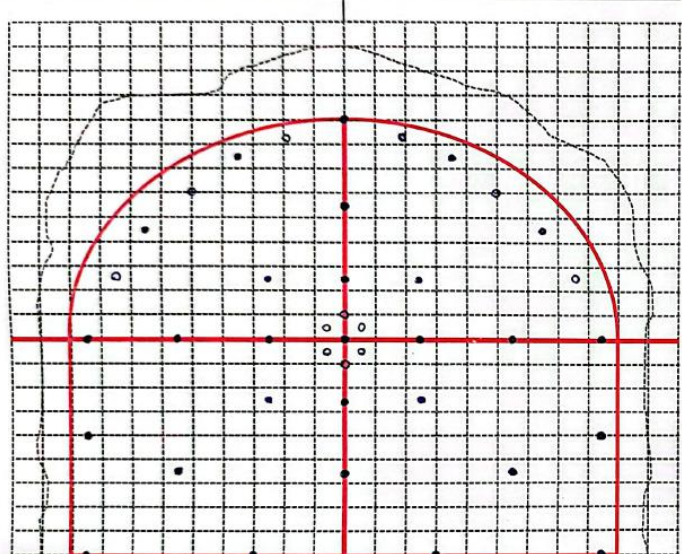
CLASIFICACIÓN RMR DE BIENIAWSKI (1989)

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES						VALORACIÓN		
RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa)	> 250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0) (15)	1	7		
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	< 25 (3)	2	8		
ESPACIAMIENTO (m)	> 2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3	10		
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	< 1m long. (6)	1-3 m long. (4)	3-10 m long. (2)	10-20 m long. (1)	> 20 m long. (0)	4A	6	
	APERTURA	Cerrada (6)	< 0,1 mm apert (5)	0,1-1,0 mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	4	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa: (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3	
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5mm (1)	Suave > 5mm (0)	4D	4	
ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada (5)	Mod. Alterad: (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)	4E	3		
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =						55			
CLASE DE MACIZO ROCOSO									
RMR	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0	55			
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Responsable: Beltrán Velásquez Saraiya

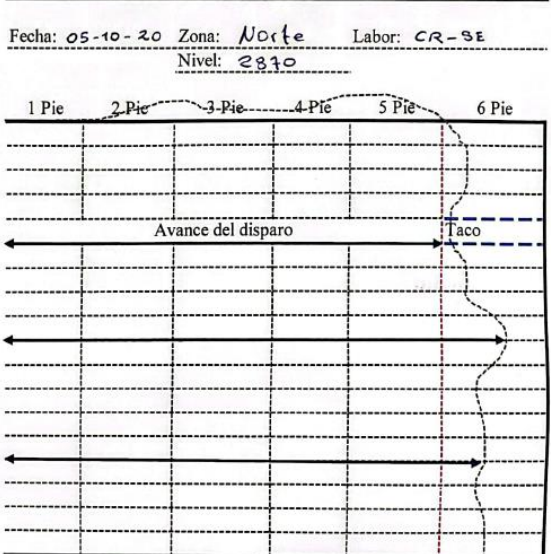
Anexo 10. LEVANTAMIENTO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y RESULTADOS DE LA VOLADURA.

LEVANTAMIENTO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA



RECURSOS	CANTIDAD	UM	OBSERVACIONES
Área de voladura	2.69	m ²	
Nº de taladros perforados	36	Tal	
Longitud de barreno	6	pies	
Eficiencia de perforación	92	%	
Volumen a volar	4.47	m ³	
Densidad del macizo rocoso	2.75	Tn/m ³	
Toneladas proyectadas	12.29	Tn	
Carmex 2.40	27	Pza	
Emulsión de 7/8*7 65	8.36	Kg	
Factor de carga	0.68	Kg/Tn	

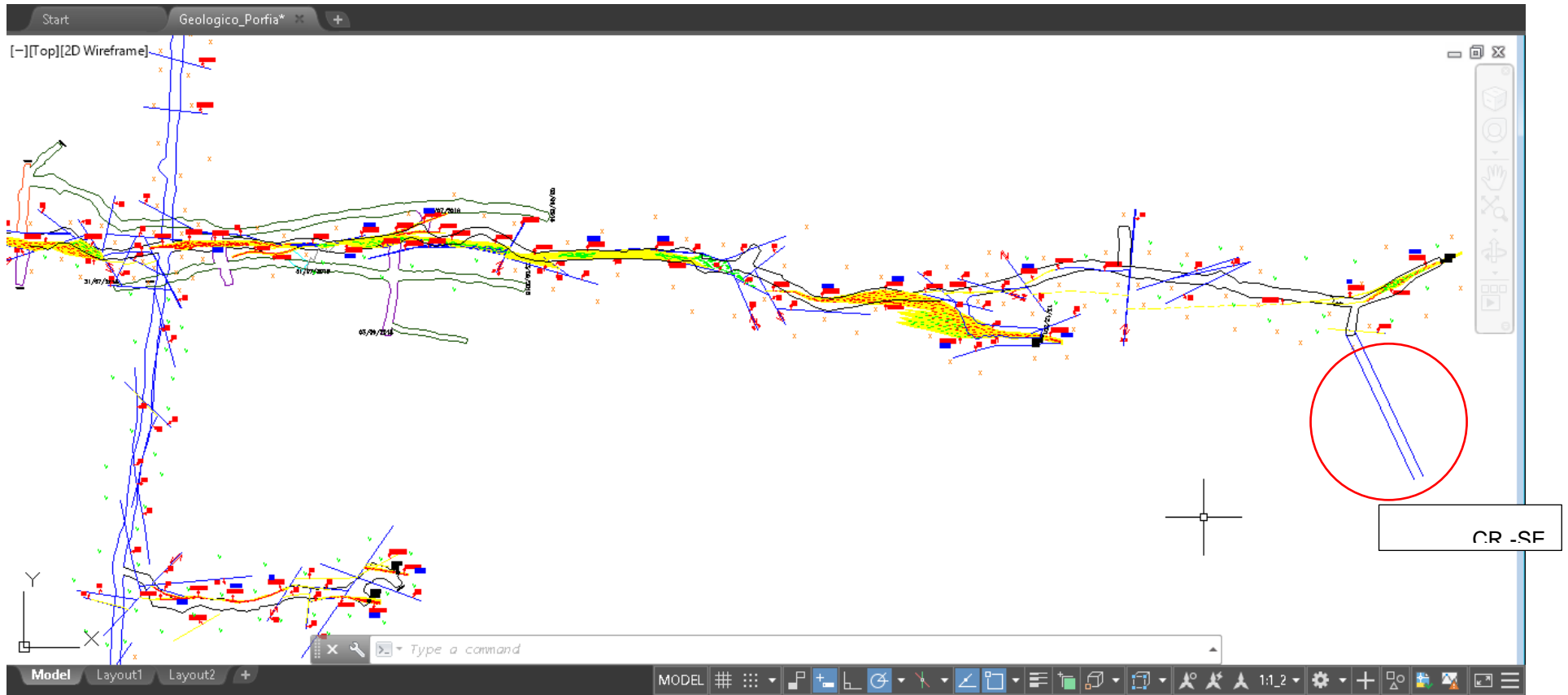
LEVANTAMIENTO DE RESULTADOS DE LA VOLADURA



RESULTADOS	VALOR	UM	Obs.
Área volada	3.74	m ²	
Longitud de tacos	0.16	m	
Avance del disparo	1.50	m	
Eficiencia de Voladura	90	%	
Volumen volado	4.75	m ³	
Densidad del macizo rocoso	2.75	Tn/m ³	
Toneladas calculadas	13.07	Tn	
Extracción	18	U35	
Factor de esponjamiento	138	%	
Factor de caraga	0.64	Kg/Tn	

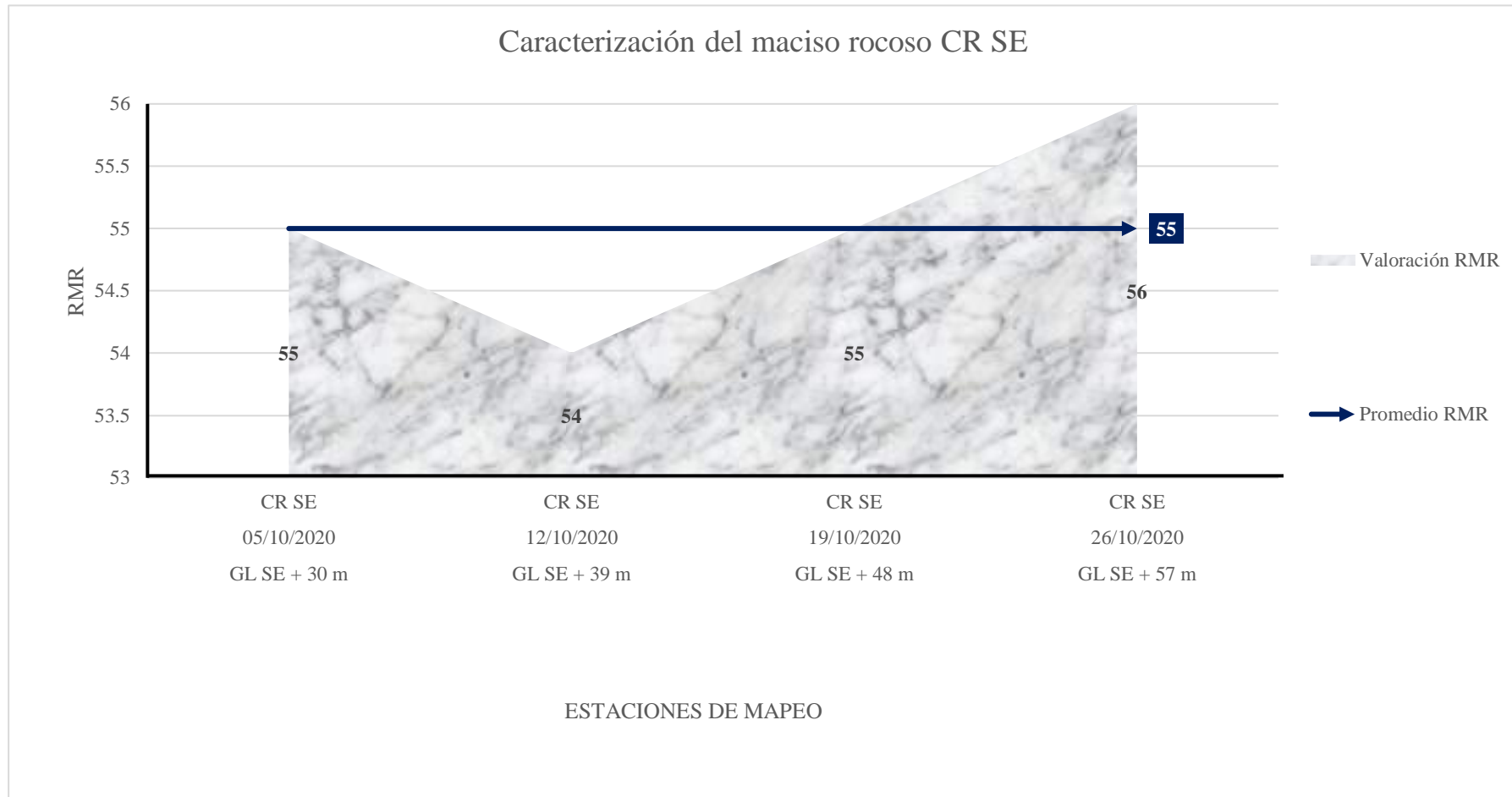
RESPONSABLE: Beltran Velasquez Sarañas

Anexo 11. PLANO DE UBICACIÓN DE LA LABOR EN ESTUDIO



Minerales Virgen de la Puerta.

Anexo 12. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN EL RMR



Anexo 13. EVIDENCIAS VISUALES DE LA IMPLEMENTACIÓN DE LA PROPUESTA



(a)



(b)



(c)

- (a) Procedimiento de marcado de punto de dirección y gradiente de la labor minera CR - SE
- (b) Procedimiento de Marcado de malla de perforación
- (c) Procedimiento de perforación



(d)



(e)



(f)

- (d) Procedimiento de verificación de la distribución de taladros
- (e) Procedimiento de verificación de longitud de taladros
- (f) Procedimiento de carguío del frente para la voladura