



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

**Disminución de la dilución en
rebajes de barrenación
semilarga en vetas angostas**

INFORME DE ACTIVIDADES PROFESIONALES

Que para obtener el título de

Ingeniera de Minas y Metalurgista

P R E S E N T A

Adriana Merino Romero

ASESOR DE INFORME

M.I. Víctor Manuel López Aburto



Ciudad Universitaria, Cd. Mx., 2023

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN	4
CAPÍTULO 1. ANTECEDENTES	5
1.1 Contexto de la empresa	6
1.2 Método de minado	6
1.3 Planificación y gestión minera	8
1.4 Desarrollo de secciones de barrenación	11
1.5 Planteamiento del problema	14
1.6 Preguntas de investigación	15
1.7 Justificación	15
1.8 Objetivo	17
1.9 Hipótesis	17
1.10 Alcances y limitaciones	17
CAPÍTULO II. BARRENACIÓN LARGA (LONGHOLE)	18
2.1 Dilución	22
2.2 Influencia de la barrenación y el explosivo	27
CAPÍTULO III. METODOLOGÍA Y APLICACIÓN	30
3.1 Medición de la dilución	33
CAPITULO IV. RESULTADOS	38
CONCLUSIONES	41
REFERENCIAS	43

ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1 Mapa conceptual con los apartados del capítulo 1. Elaboración propia.	5
Ilustración 2 Representación de un bloque de barrenación semi larga estándar. Elaboración propia	6
Ilustración 3 Representación del método de barrenación semi larga utilizado en la empresa. Elaboración propia	7
Ilustración 4 Representación de las etapas de planeación. Elaboración propia.....	9

Ilustración 5 Vista en planta de un rebaje de barrenación semi larga. Elaboración propia	12
Ilustración 6 Sección de barrenación, vista transversal. Elaboración propia	13
Ilustración 7 Sección longitudinal del equipo Stopemate, utilizado para la barrenación semi larga. Extraído de Boart Longyear. (2012).	14
Ilustración 8 Grafica de la relación del ancho de la veta y su relación con la dilución. Elaboración propia	16
Ilustración 9 Cargador de bajo perfil con control remoto y su operador. Extraído de Hard-line (2023).	19
Ilustración 10 Aplicación del método de barrenación larga. Extraído de Atlas Copco. (2007). ..	21
Ilustración 11 Tipos de dilución. Adaptada de Dominy, S. et al. (1998). Elaboración propia	23
Ilustración 12 Boretrak 2. Fuente Alpha Geofisica (2022)	28
Ilustración 13 Mapeo geológico de la frente donde se hizo la prueba.	30
Ilustración 14 Patrón sugerido de zig-zag. Se muestra el área de influencia teórica para el explosivo. Elaboración propia	33
Ilustración 15 Levantamiento de puntos por parte de topografía.	34
Ilustración 16 Sección transversal de la LR 05, donde se aplicó el método de zig.zag. Elaboración propia	36
Ilustración 17 Sección transversal de la LR 12, donde se aplicó el método tradicional. Elaboración propia	37
Ilustración 18 Resultado de la barrenación en zig-zag	38
Ilustración 19 Comparación entre los sólidos de veta, diseño y levantamiento topográfico. Elaboración propia	39

RESUMEN

El informe trata sobre el trabajo que desempeñé desde agosto de 2018 hasta diciembre de 2020 en una empresa minera. Comencé como ingeniera en entrenamiento y estuve asignada al departamento de seguridad durante un mes. Posteriormente, me uní al departamento de Planeación e Ingeniería, donde ocupé el cargo de planeadora a corto plazo. Mis responsabilidades incluyeron el diseño de obras a corto plazo, la perforación de producción y la elaboración de planes semanales.

Mi responsabilidad en el diseño de barrenación semi larga abarcó desde el seguimiento de las frentes hasta el cálculo de la dilución utilizando un sólido generado con estación total. En los últimos meses, la mina estaba próxima a cerrar para convertirse en un proyecto de exploración, lo que implicó una disminución en la potencia de las vetas a medida que se profundizaba el desarrollo.

De acuerdo con el método de minado, se estableció una potencia de minado mínima de un metro y medio, pero en los últimos meses fue más frecuente encontrar vetas con una potencia de un metro, lo que requirió la aplicación de una dilución de diseño para desarrollar el método establecido, que consistió en al menos dos barrenos por línea. Durante este periodo, se propuso un cambio en el diseño de barrenos para reducir la dilución de diseño.

Dado que la mina estaba en su última etapa, no era posible realizar cambios que generaran nuevos costos o afectaran el stock previsto de aceros de barrenación y explosivos. Por esta razón, se optó por cambiar las secciones de barrenación, colocando un solo barreno por línea y modificando el borde entre cada sección.

Una vez que se identificó el lugar ideal para realizar la prueba, que consistió en una veta con la longitud adecuada para tener dos frentes cercanos al equipo de perforación en caso de que se perdiera la cara libre, se llevó a cabo la prueba en seis líneas de producción. Cabe destacar que la barrenación estaba a cargo de un contratista y que cualquier tiempo perdido tendría un costo extra.

Los resultados obtenidos en la prueba fueron satisfactorios, ya que se logró disminuir la dilución de diseño y no se perdió la cara libre en ninguna de las seis líneas previstas.

Además, fue posible continuar con el minado de dos barrenos paralelos al término del área de prueba sin tener que volver a introducir el equipo de barrenación en el área.

En cuanto a posibles mejoras en el sitio, se observó que, tras la detonación de las líneas de prueba, las tablas quedaron con una forma ligeramente ondulada en lugar de una forma uniforme, como se genera en las líneas con barrenos continuos y paralelos. Estas ondulaciones en una roca inestable podrían causar dilución por caída de roca de las tablas. Sin embargo, la roca era de buena calidad y no se percibió ningún desprendimiento durante la etapa de rezagado.

ABSTRACT

The report focuses on my work experience from August 2018 to December 2020 at a mining company. I initially started as a trainee engineer and spent a month in the safety department. Afterwards, I transitioned to the Planning and Engineering department, where I held the position of a short-term planner. My main responsibilities encompassed designing short-term projects, overseeing production drilling, and creating weekly plans.

Regarding the design of semi-long drilling, my tasks ranged from monitoring the advancement of excavation fronts to calculating dilution using a solid generated by a total station. During the final months of my tenure, the mine underwent a transition from active operations to an exploration project. Consequently, the vein's potency gradually diminished as the development progressed.

According to the mining method, a minimum mining width of one and a half meters was initially set up. However, in recent months, it became more common to encounter veins with a width of only one meter. This caused the implementation of a design dilution to adhere to the established method, which needed at least two holes per line. Considering this situation, a proposal was made to modify the drill design in order to reduce the design dilution.

Considering that the mine was in its final stage, it was crucial to avoid any changes that would incur additional costs or disrupt the planned stock of drilling steels and explosives. Consequently, a decision was made to alter the drill sections by placing a single hole per line and modifying the spacing between each section.

Once the ideal location was identified to carry out the test, which involved a vein of suitable length to allow for two faces close to the drilling equipment in case the free face was lost, the test was conducted on six production lines. It is worth noting that the drilling was conducted by a contractor, and any delays would result in additional costs.

The results obtained from the test were satisfactory, as it was possible to reduce the design dilution, and there was no loss of the free face in any of the six planned lines. Furthermore, it was feasible to continue mining with two parallel holes at the end of the test area without the need to reintroduce the drilling equipment.

Regarding potential improvements at the site, it was observed that after detonating the test lines, the benches exhibited a slightly undulating shape instead of a uniform shape, as seen in lines with continuous and parallel holes. These undulations in unstable rock could potentially contribute to dilution due to rockfall from the benches. However, the rock quality was good, and no instances of rockfall were seen during the retreat phase.

INTRODUCCIÓN

Para la realización de este informe, se siguió una metodología mixta. En primer lugar, se realizó un análisis documental sobre el método de minado de barrenación larga y la dilución en vetas angostas. A continuación, se aplicó la metodología cuantitativa mediante el método experimental, utilizando la barrenación en zigzag en el rebaje seleccionado.

De esta manera, se logró una combinación de métodos que permitió profundizar en el conocimiento del tema y obtener resultados precisos a través del método experimental. Esta metodología mixta permitió recopilar información valiosa y aplicarla en la práctica de manera efectiva.

La empresa utilizaba el método de barrenación semi larga en vetas angostas, en el cual se empleaban barrenos de producción de entre 10 y 12 metros de longitud. Para garantizar la correcta aplicación del método, se requería una potencia mínima de 1.5 metros, y se colocaban al menos dos barrenos paralelos en cada sección, con un espaciamiento de al menos un metro y un bordo de 1.2 metros. El diseño estándar de los rebajes de producción incluía una cuña para generar la cara libre, seguida de al menos tres barrenos de ampliación para asegurar la estabilidad, y finalmente los barrenos de producción diseñados de acuerdo con la potencia de la veta.

Ante el incremento en la presencia de vetas con una potencia de solo un metro, se planteó la necesidad de hallar una alternativa que permitiera reducir la dilución de diseño. Debido a que la mina se encontraba en su etapa final, no era factible modificar el diámetro de la barrenación o el tipo de explosivo utilizado. Por lo tanto, se propuso cambiar el bordo a 0.6 metros y utilizar un solo barreno por línea, dispuestos en un patrón de zigzag. El presente trabajo tiene como objetivo exponer el desarrollo y los resultados obtenidos a partir de esta modificación.

CAPÍTULO 1. ANTECEDENTES

En este capítulo se desarrollan los antecedentes necesarios para comprender los temas a desarrollar en el informe de actividades, son el contexto de la empresa, el método de minado usado en la empresa, la planificación y gestión minera, el desarrollo de secciones de barrenación para la explotación del bloque minero, planteamiento del problema, justificación, objetivo, hipótesis y por último los alcances y limitaciones.

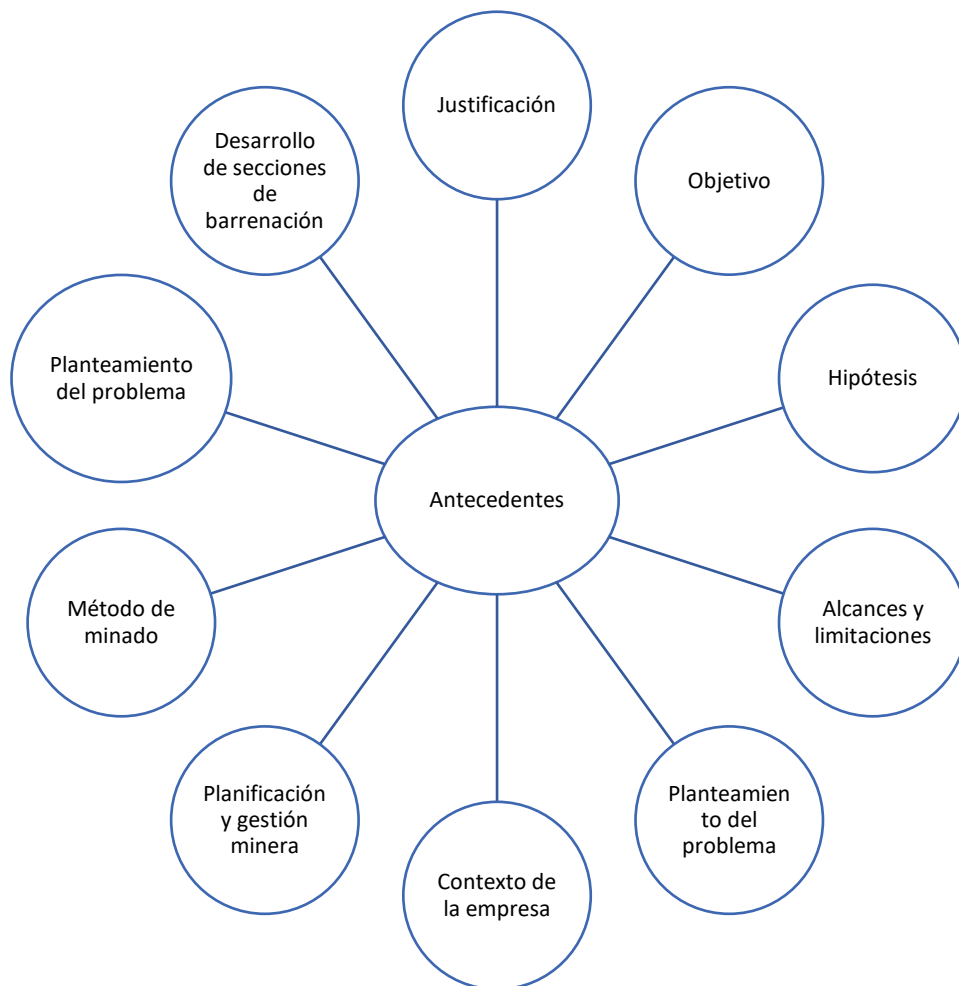


Ilustración 1 Mapa conceptual con los apartados del capítulo 1. Elaboración propia.

En conjunto, estos antecedentes proporcionan el marco contextual y teórico necesario para comprender el estudio que se llevará a cabo, así como los motivos y objetivos que sustentan la investigación.

1.1 Contexto de la empresa

La unidad minera objeto de estudio fue explotada a pequeña escala desde 1956, hasta que en el 2006 comenzó su producción a mayor escala con la instalación de una planta de beneficio con capacidad de 2000 toneladas por día, donde se procesan minerales de plata, plomo y zinc mediante los métodos de flotación y cianuración.

La concesión minera abarca un área de 69,478 hectáreas y consta de cinco minas subterráneas, de las cuales, al momento de la realización del trabajo, sólo dos estaban en operación. La mina seleccionada para este estudio es de tipo polimetálica, con depósitos de sulfuros ubicados en el estado de Durango, y en la fase final de producción antes de convertirse en proyecto.

1.2 Método de minado

El método de minado utilizado en la mina fue barrenación semi larga aplicado a vetas angostas, donde el ancho mínimo establecido es de 1.5 metros, en la ilustración 02 se muestra una sección perpendicular de los bloques estándar utilizados, la altura de las frentes es de 3.5 metros, mientras que la altura del rebaje es de los 10 a los 12 [m].

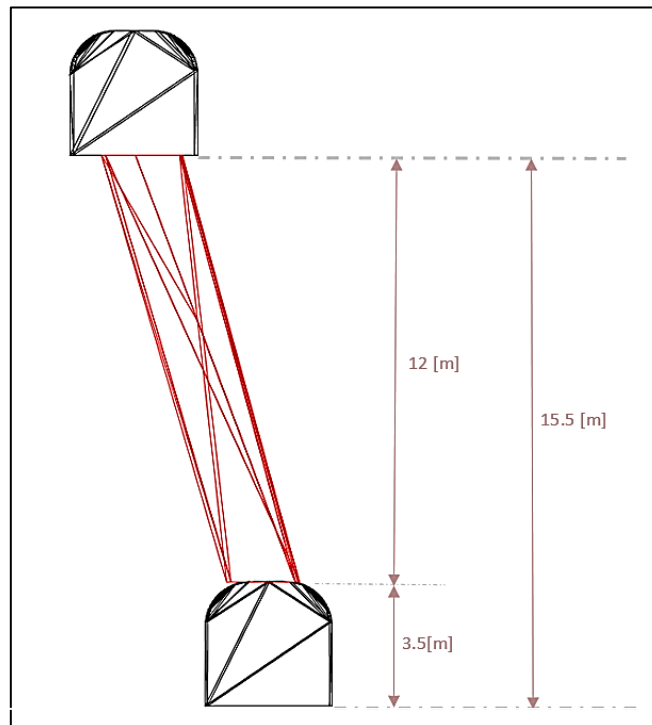


Ilustración 2 Representación de un bloque de barrenación semi larga estándar. Elaboración propia

La producción de los rebajes se lleva a cabo mediante la retirada en dirección de cortes transversales, ya sea en una secuencia ascendente o descendente. En el caso de la secuencia descendente, es común utilizar pilares costilla permanentes a lo largo de la veta para controlar la dilución entre los rebajes individuales. Además, se requiere un pilar corona para mantener la estabilidad y controlar la dilución, y la rezaga se realiza sobre el relleno. En algunos casos, se pueden utilizar dos accesos al rebaje para aumentar la producción de tonelaje, aunque esto implica un mayor costo y debe decidirse en función de las metas de producción anual.

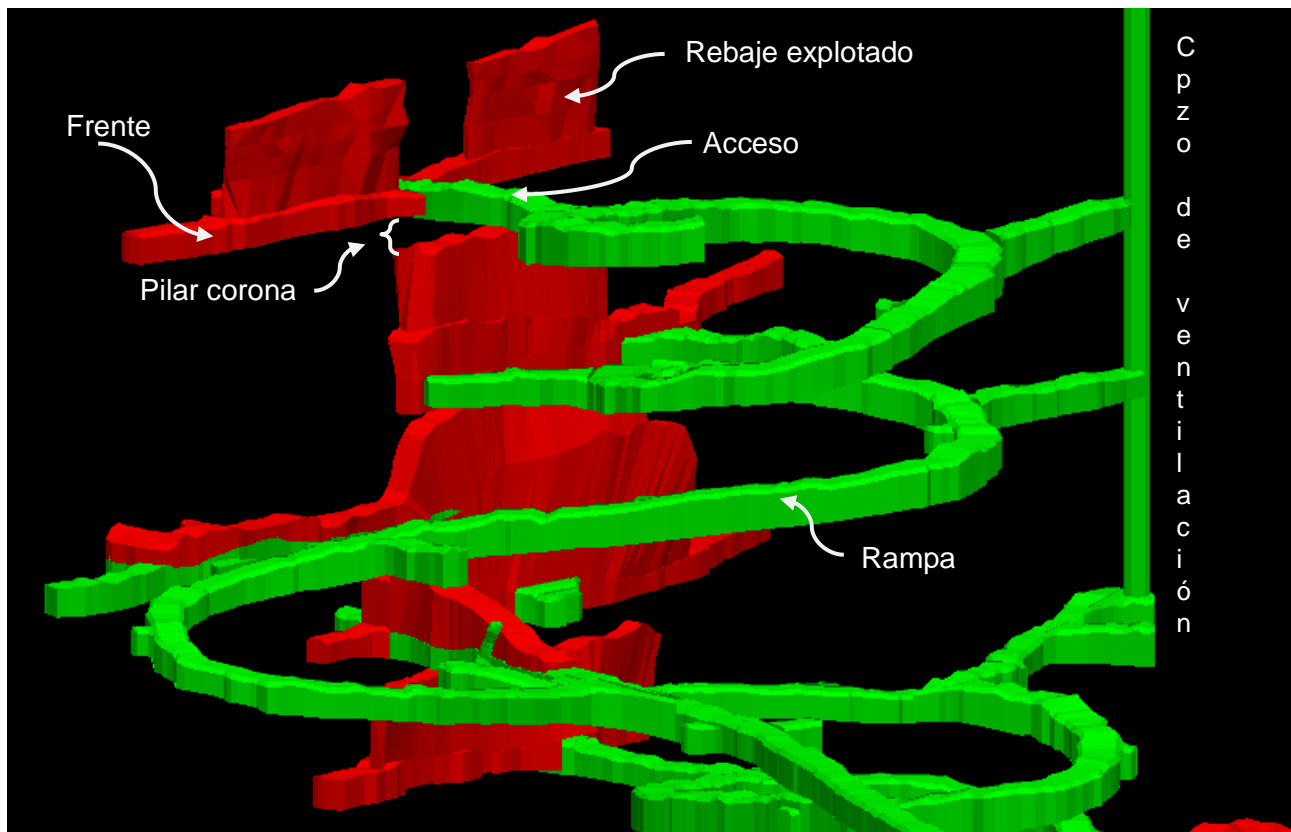


Ilustración 3 Representación del método de barrenación semi larga utilizado en la empresa. Elaboración propia

En el caso de la secuencia ascendente, el relleno cumple la función de ser el piso del rebaje que continúa la secuencia. Si se utilizan pilares costilla a lo largo del rumbo de la

estructura en combinación con el relleno, es posible que el pilar corona no sea necesario. El método se ejemplifica en la ilustración 03.

La secuencia de los rebajes en producción, preparación y relleno es determinada y coordinada por el departamento de planeación en colaboración con el departamento de mina. Estos rebajes son elaborados de acuerdo con los planes mensuales y trimestrales, los cuales están guiados por el budget de producción y la ley de corte establecida al inicio de cada año. Esta planificación y coordinación son de vital importancia para asegurar el cumplimiento de las metas establecidas por la dirección de la empresa.

1.3 Planificación y gestión minera

Para establecer la secuencia de minado mencionada previamente, el departamento de planeación utiliza el plan de minado conocido como LOM (Life of Mine, por sus siglas en inglés). Este plan se basa en información tanto externa como interna. McCullough, C., et al. (2018) mencionan que la información externa proviene de bancos e instituciones financieras e incluye proyecciones de costos del dólar, petróleo y precios de los metales, además de la regulación gubernamental, la disponibilidad de infraestructura y servicios, la gestión ambiental y social, y las expectativas de los interesados y la comunidad local. Por otro lado, la información interna comprende las reservas y recursos minerales, la definición del método de minado, el diseño de la mina, la tasa de producción, los requisitos de los equipos y el modelo de bloques. Como resultado de este proceso, se genera un formato NI-43-101, que es un estándar utilizado para informar sobre propiedades mineras.

El reporte NI 43-101 es importante porque es un estándar regulatorio canadiense que establece los requisitos para la divulgación de información técnica y científica sobre proyectos mineros. Este estándar tiene como objetivo mejorar la precisión y la integridad de la divulgación pública en el sector minero, aumentando la confianza de los inversores, Fox, K. (2017).

A continuación, se elaboran los presupuestos a mediano y largo plazo, conocidos como Budget y Forecast respectivamente. De acuerdo con Nikkonen, H. (2017) el Budget es un presupuesto que se deriva del LOM y pronostica los resultados y la posición

financiera de la empresa para un periodo futuro. Este presupuesto se realiza anualmente y se genera en el tercer cuatrimestre del año. Además, se divide en trimestres (Q's), que representan las expectativas antes del inicio de cada periodo.

Por otro lado, el Forecast es un pronóstico que se basa en las expectativas actuales de la dirección de la empresa. Se centra en estimar los resultados a corto plazo y se actualiza en intervalos regulares, Nikkonen, H. (2017). Este pronóstico también juega un papel importante en la toma de decisiones, como la planificación de la producción, los requisitos de inventario o los ajustes en el personal.

En resumen, tanto el plan de minado LOM como los presupuestos Budget y Forecast son herramientas clave utilizadas en la etapa de planeación de una empresa minera.

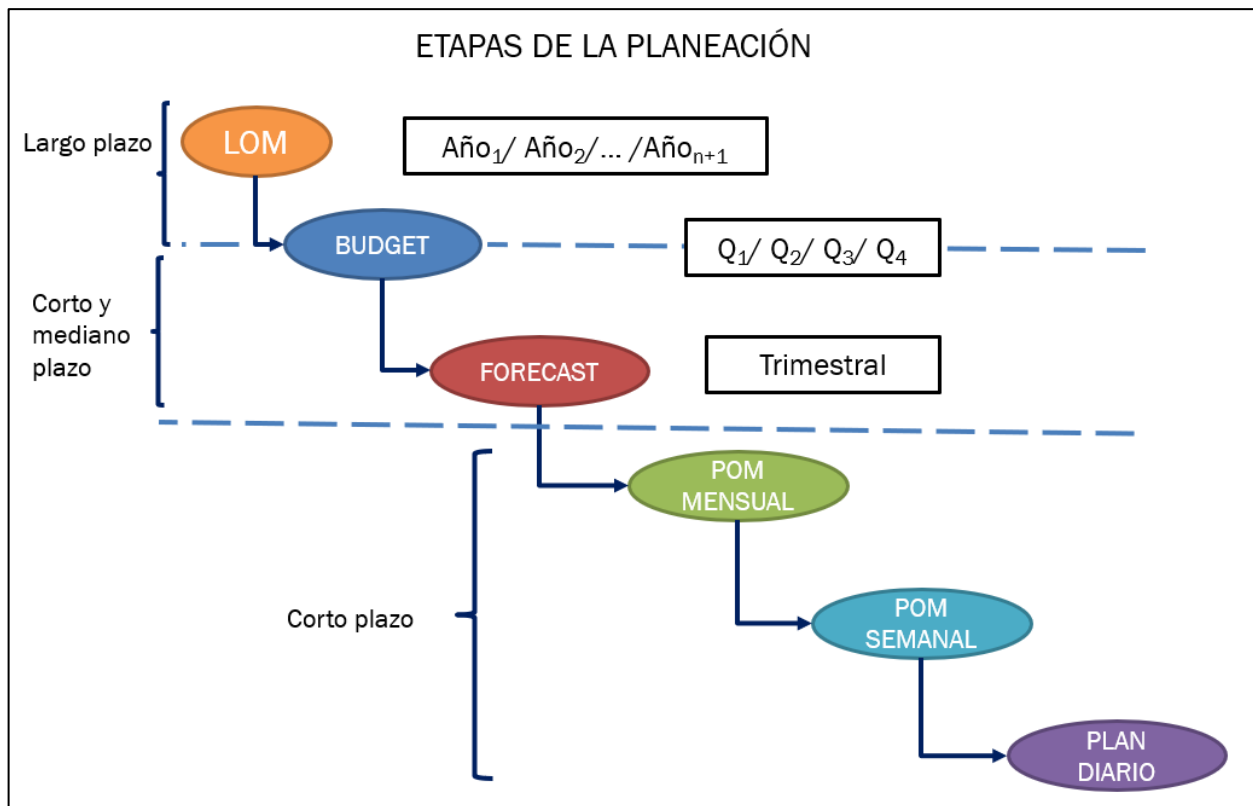


Ilustración 4 Representación de las etapas de planeación. Elaboración propia

Estas herramientas permiten proyectar y estimar los resultados financieros y operativos

a largo y corto plazo, lo cual es fundamental para la toma de decisiones estratégicas y el logro de los objetivos establecidos. En la ilustración 04 se explica estas etapas.

Una vez recopilada la información proveniente de diversos departamentos, como geología, mecánica de rocas, exploración, topografía y planeación, que conforman el departamento de servicios técnicos, se procede a la elaboración de los planes mensuales y semanales. Estos planes detallan las etapas y procesos necesarios para llevar a cabo la explotación de cada rebaje, así como el desplazamiento de las máquinas de barrenación larga. El objetivo de estos planes es alcanzar la producción y leyes establecidas como meta.

La sinergia entre los diferentes departamentos permite aprovechar el conocimiento y experiencia de cada área para desarrollar planes efectivos y eficientes. La información geológica y de exploración proporciona detalles sobre la composición del yacimiento y la ubicación de las vetas, lo cual es fundamental para determinar las áreas de mayor potencial minero. La mecánica de rocas brinda información sobre la estabilidad de las estructuras geológicas y ayuda a establecer las medidas de seguridad necesarias durante la operación minera.

Además, el departamento de topografía realiza levantamientos precisos del terreno, lo que permite determinar las coordenadas exactas de los barrenos y garantizar su correcta ejecución. Estos datos topográficos también son utilizados para calcular los volúmenes de material extraído y evaluar la dilución.

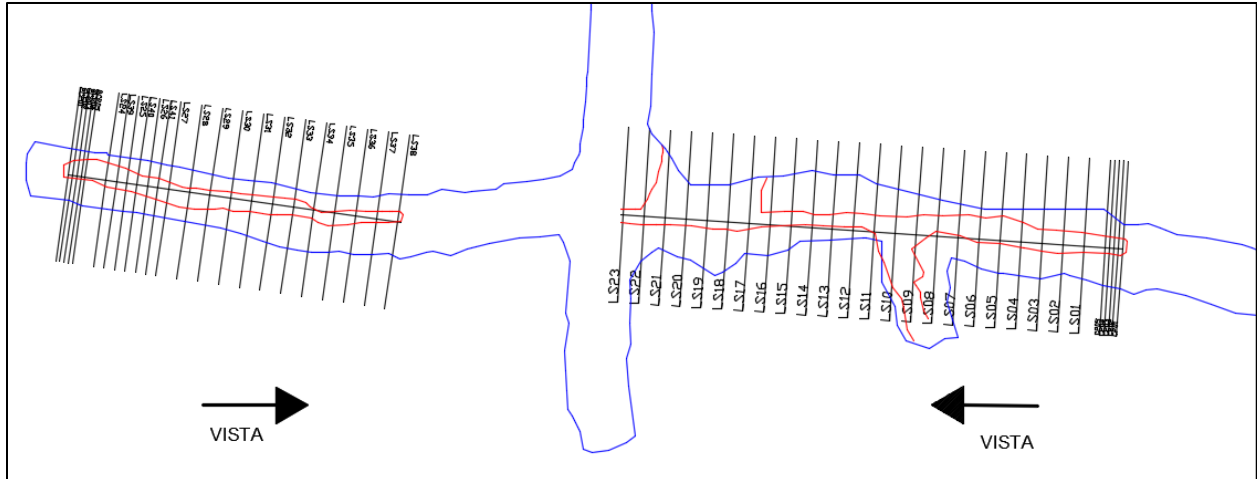
Con base en toda esta información recopilada y analizada, el departamento de planeación elabora los planes mensuales y semanales, que contemplan las actividades necesarias para llevar a cabo la explotación de los rebajes. Estos planes incluyen la asignación de recursos, la programación de las operaciones de barrenación, la secuencia de voladura y el seguimiento de los avances. Todo esto con el objetivo de lograr los niveles de producción y las leyes de mineral objetivo establecidas por la empresa.

1.4 Desarrollo de secciones de barrenación

El proceso para realizar las secciones de barrenación comienza con la definición del bloque a minar utilizando el modelo de bloques, el cual proporciona información sobre la distribución y características del mineral en el yacimiento. A continuación, se diseña la frente de trabajo y su acceso, considerando una sección de dimensiones específicas, 3.5 x 3.5 metros, que permite la adecuada movilidad del equipo de barrenación.

Una vez completado el desarrollo de la frente, se lleva a cabo un levantamiento topográfico utilizando una estación total, lo cual permite obtener mediciones precisas de la geometría y ubicación de la frente. Asimismo, se realiza un levantamiento geológico para identificar y marcar la ubicación de la veta, utilizando herramientas como el software Vulcan y Autocad para procesar la información recopilada.

Con base en la información obtenida, se genera un modelo tridimensional de la frente y un modelo de la veta, desarrollado por el departamento de geología. Estos modelos, junto con el mapeo geológico, son utilizados para establecer la ubicación de la cuña y las líneas de sección. Estas se marcan en la frente por parte del departamento de topografía, con ayuda de la estación total se colocan pijas en las tablas, que son usadas para referenciar la posición de la maquina durante la barrenación, además en el cielo se coloca la línea de referencia central, a partir de la cual se mide la inclinación de los barrenos. En la ilustración 5 se muestra una vista en planta de las líneas de sección, la línea de referencia y la veta (en rojo).



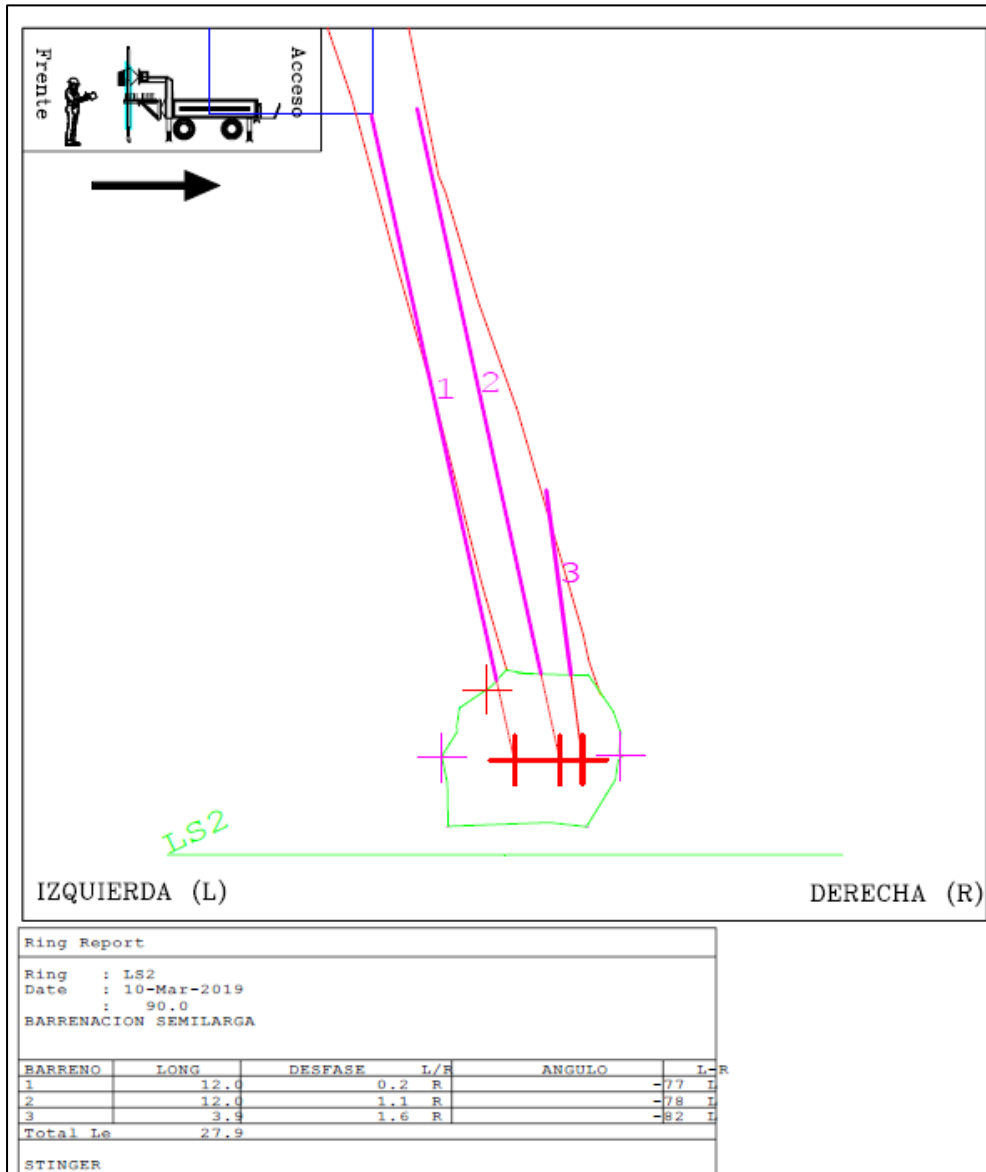
*Ilustración 5 Vista en planta de un rebaje de barrenación semi larga.
Elaboración propia*

A continuación, se procede al diseño de los barrenos de producción, los cuales son planificados de acuerdo con las características del bloque a minar. Estos diseños son entregados al contratista responsable de la perforación de los barrenos.

En la ilustración 6 se observa a detalle como son estas secciones, consta de las siguientes características:

- ✓ Figura con la orientación que debe tener el perforista a la hora de realizar el barreno, ya sea viendo hacia el acceso o hacia la frente (tope de la obra).
- ✓ Corte transversal de la sección a barrenar, donde se observa el número de barrenos y su ubicación con respecto a la veta.
- ✓ Un cuadro de reporte con el nombre de la sección, la fecha de elaboración, y los detalles de cada barreno; longitud, desfase con respecto a la línea de referencia central que se coloca en el cielo de la obra y el ángulo de inclinación, también referenciado con esta línea central.

La perforación de los rebajes estaba a cargo de un contratista y se utilizaba una maquinaria llamada Stopemate, que es una Stinger modificada. Durante un turno de doce horas se barrenaban un mínimo de 100 metros, con barrenos de producción de 2.5 pulgadas de diámetro y una cara libre generada por un contrapozo.



*Ilustración 6 Sección de barrenación, vista transversal.
Elaboración propia*

El Stopemate es un equipo diseñado para perforar en vetas angostas, con capacidad de perforar en ascendente y descendente desde una sola posición, y con una capacidad de perforar barrenos paralelos en un posicionamiento de 360° y un avance transversal de 180°. Este equipo cuenta con un motor de perforación neumático de giro independiente y su traslado es fácil debido a sus dimensiones de 1.27 x 1.9 metros, (Boart Longyear. 2012). En la ilustración 7 se observa una sección longitudinal del Stopemate.

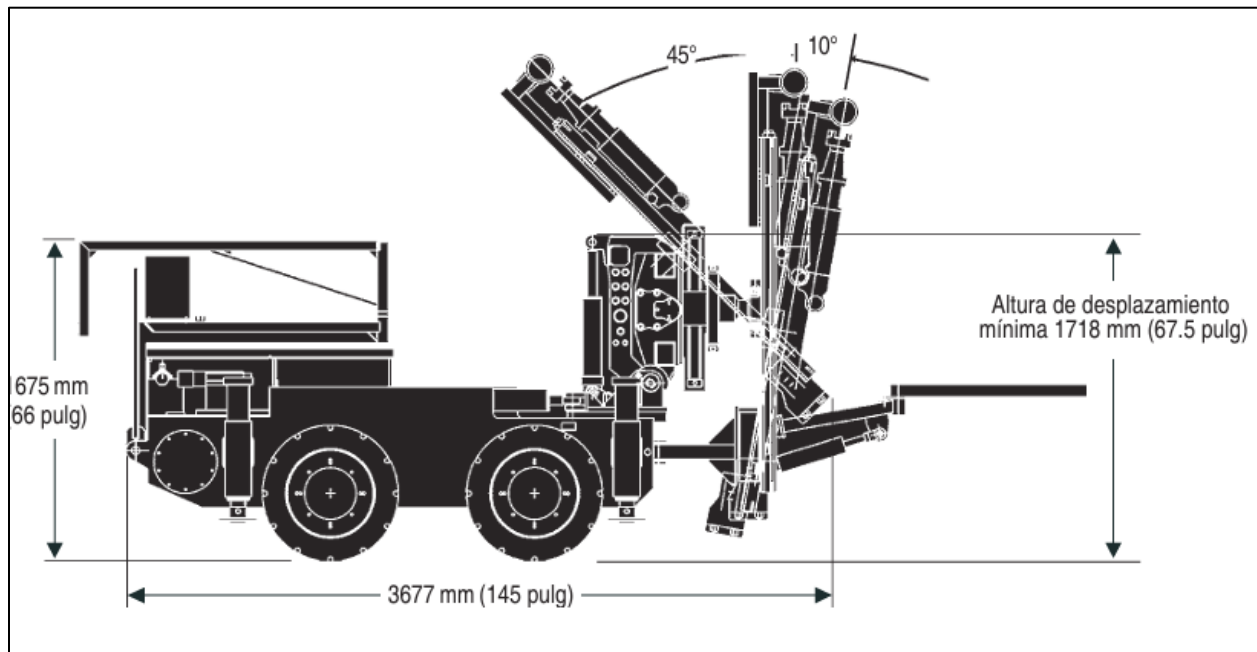


Ilustración 7 Sección longitudinal del equipo Stopemate, utilizado para la barrenación semi larga. Extraído de Boart Longyear. (2012).

1.5 Planteamiento del problema

El planteamiento del problema consiste en determinar la mejor manera de explotar las vetas de 1.0 metro de potencia que se están encontrando con mayor frecuencia en la etapa final de la mina. A pesar de que el método de barrenación establecido requiere una potencia mínima de 1.5 metros, se están considerando ciertas modificaciones en el proceso de barrenación, como el bordo y el espaciamiento de la barrenación, para adaptarse a las vetas más estrechas.

El objetivo es disminuir la dilución de diseño y aumentar las leyes de los rebajes, pero hay limitaciones en cuanto a los cambios que se pueden hacer debido al stock actual de explosivos y aceros de barrenación. Por lo tanto, el problema consiste en encontrar una solución que permita explotar las vetas de 1.0 metro de manera eficiente sin generar nuevos costos o afectar el rendimiento general de la mina.

Para lo anterior se propone realizar una modificación en la plantilla de barrenación, ubicando un barreno por línea de producción y estableciendo un diseño en zigzag, manteniendo el diámetro de barrenación y el tipo de explosivo.

1.6 Preguntas de investigación

¿Qué impacto tendrá el cambio en el diseño de los barrenos de producción en la dilución no planeada?

¿Qué impacto tendrá en la ley el cambio del diseño con respecto a las líneas de producción que se explotarán con el diseño estándar?

¿Cómo afectará a la roca encajonante el cambio de diseño y su estabilidad?

1.7 Justificación

La disminución de la dilución en rebajes de barrenación larga en vetas angostas es un tema importante por investigar debido a que la aplicación del método actual con dos barrenos paralelos en cada sección de producción resulta en un ancho mínimo de 1.5 metros, lo que puede generar una dilución excesiva cuando se encuentran vetas angostas inferiores a este valor. El cambio propuesto de utilizar un solo barreno por sección y un borde de 0.6 metros tiene como objetivo reducir la dilución de diseño a un metro, lo que podría mejorar las leyes de los rebajes. Por lo tanto, se justifica la necesidad de investigar los efectos del nuevo patrón de zigzag en la reducción de la dilución y su impacto en las leyes de los rebajes en la mina.

Este fenómeno se evidencia en la ilustración 8, la cual fue elaborada a partir de un análisis de dilución de las vetas que han sido explotadas en los últimos meses en la mina. En dicha gráfica, se puede observar que a medida que se incrementa la potencia

de la veta, la dilución tiende a disminuir. Por el contrario, en el caso de vetas más angostas, se observa un incremento considerable en este factor de dilución

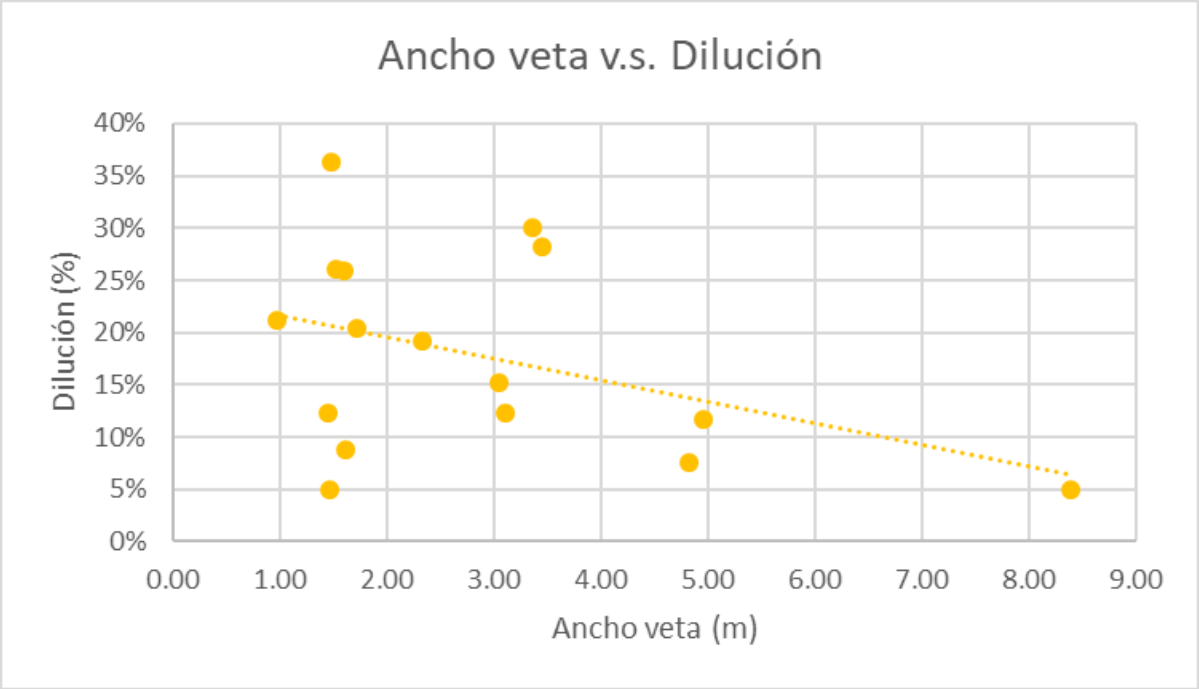


Ilustración 8 Grafica de la relación del ancho de la veta y su relación con la dilución. Elaboración propia

1.8 Objetivo

Realizar un ensayo de campo con el propósito de verificar la reducción de la dilución de diseño mediante cambios en los patrones de las secciones de producción, evaluar la adecuada recuperación y analizar los efectos resultantes.

1.9 Hipótesis

Se plantea que la implementación del cambio propuesto en el patrón de producción de los barrenos resultará en una disminución significativa de la dilución, lo que a su vez permitirá la extracción más eficiente de las vetas angostas con una mayor ley de mineral.

1.10 Alcances y limitaciones

La prueba se llevará a cabo en un solo rebaje minero, abarcando un conjunto de seis líneas de producción específicas. Este enfoque permitirá evaluar los resultados de la modificación del patrón de producción en un contexto controlado y representativo de la operación minera en estudio.

Los parámetros que se podrán modificar en la prueba serán el borde y el espaciamiento de los barrenos. Estos elementos son fundamentales en el diseño de los patrones de producción y su modificación permitirá analizar el impacto en la dilución de diseño y la recuperación de las vetas angostas con mayor ley de mineral.

El cambio de patrón de producción se aplicará únicamente en vetas con una potencia cercana a un metro. Este criterio permitirá evaluar la eficacia del nuevo patrón en un rango específico de condiciones geológicas y de mineralización.

Debido a limitaciones operativas y logísticas, la prueba se limitará a un solo rebaje y a un número específico de líneas de producción. Esto implica que los resultados obtenidos podrían no ser generalizables para toda la operación minera, y se requerirían pruebas adicionales para validar su aplicabilidad a mayor escala.

Las modificaciones que se podrán realizar se centrarán únicamente en el borde y el espaciamiento de los barrenos. Otras variables relacionadas con el diseño de los

patrones de producción, como la longitud de los barrenos o la carga explosiva, no serán consideradas en esta prueba específica.

La aplicabilidad de los cambios de patrón de producción se limitará a las condiciones geológicas y características específicas de cada rebaje. Esto significa que los resultados obtenidos en este estudio podrían no ser extrapolables a otros rebajes con diferentes condiciones geológicas, lo que requeriría un análisis específico para cada caso.

CAPÍTULO II. BARRENACIÓN LARGA (LONGHOLE)

De acuerdo con Kushwaha, A., Himanshu, V. & Sinha, A. (2014), la barrenación larga es un método de minería subterránea a gran escala popular para minas metalíferas, conocido por su capacidad para simplificar la secuencia de excavación de los rebajes. Este método se destaca por simplificar la secuencia de excavación de los rebajes y permite una producción más rápida, lo que se traduce en un retorno de inversión temprano. Sin embargo, la cuestión crítica en el diseño de los parámetros de excavación en este método es el soporte del terreno, lo que representa un desafío significativo.

En cuanto a los orígenes del método, Rapson, G. & Supprecht, S. (2004), mencionan que La barrenación larga ha sido implementada exitosamente desde la década de 1950. Sin embargo, al utilizar este método en vetas angostas y tabulares, se deben enfrentar varios desafíos, como lograr altas tasas de perforación de manera económica, con precisión aceptable y utilizando el factor de explosivo apropiado.

Este método se clasifica como selectivo y como no soportados, Harraz, H., (2010), los cataloga así ya que no utilizan ningún pilar artificial para ayudar en el soporte de las aperturas, sin embargo, a menudo se utiliza soporte localizado como mallas, anclas y cables. La barrenación larga es un método de minería altamente selectivo y productivo que se puede utilizar en vetas con diferentes potencias y echados.

Desde la perspectiva de Wang, M. (2018), el método de barrenación larga se aplica ampliamente en la industria minera de metales, tales como plomo, zinc y cobre, y se considera especialmente adecuado para depósitos de mineral de alta ley y de gran

tamaño. Este método se destaca por su eficiencia y rentabilidad, ya que permite la extracción de grandes volúmenes de mineral con una mínima generación de desechos y un bajo costo de producción. Gracias a su enfoque optimiza la recuperación del mineral valioso al tiempo que minimiza los costos asociados con la extracción y el procesamiento de material estéril. Esto lo convierte en una opción atractiva para proyectos mineros que buscan maximizar la rentabilidad y minimizar el impacto ambiental.

Una de las características distintivas de la barrenación larga en comparación con otros métodos radica en la restricción del acceso del personal al rebaje en las áreas cercanas a la zona disparada durante la fase de producción. Para llevar a cabo la rezaga del material en dichas áreas, se emplean equipos controlados de forma remota, como se ha señalado por Harraz, H. (2010). En la mina donde se llevó a cabo esta investigación, se estableció una zona de seguridad que abarcaba tres líneas de producción, lo cual equivale a una distancia de 4.5 metros medida desde la última línea disparada. En la siguiente ilustración se muestra un ejemplo de un scooptram o cargador de bajo perfil con control remoto y su operador en una bahía de seguridad.



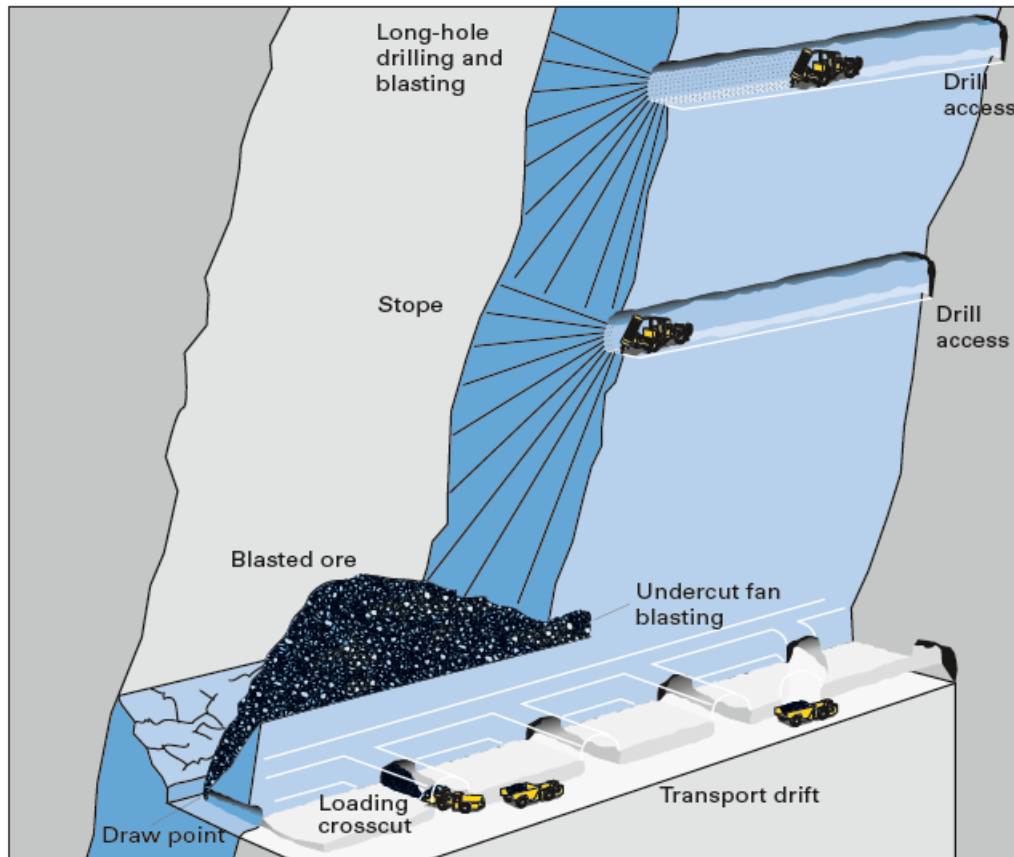
*Ilustración 9 Cargador de bajo perfil con control remoto y su operador.
Extraído de Hard-line (2023).*

Los factores críticos para considerar en la implementación del método son la mejora de la seguridad y la obtención de tasas de producción más altas en comparación con los métodos convencionales, Van Dorssen, P., et al. (2002). La selección del yacimiento se realiza de acuerdo con sus propiedades geométricas, como su profundidad con respecto a la superficie, su inclinación y su geometría. Para determinar la factibilidad del método de barrenación larga, se debe considerar el número de fallas geológicas mayores dentro de un área predefinida, por ejemplo, en una longitud de 100 metros, esto para formar bloques de minado, Rapson, G. & Supprecht, S. (2004).

Algunas características negativas que enlistan Van Dorssen, P., et al. (2002), es que se necesita una fuerza laboral altamente competente con personal minero y de ingeniería con múltiples habilidades. Y el problema más desafiante: garantizar que los operadores tengan las habilidades necesarias. Lo anterior debido al uso de equipos semi autónomos como los cargadores a control remoto.

Según Atlas Copco (2007), la técnica de barrenación larga se utiliza en yacimientos con una inclinación superior a los 50 grados, debido a que aprovecha la fuerza de la gravedad para mover el material después de la detonación. El material quebrado se mueve a través de puntos de extracción y se recolecta en un nivel de recolección donde se carga y transporta el material. Se enfatiza que, en el caso de vetas angostas, no es recomendable realizar frentes de sección mayor que la potencia de la veta, ya que esto aumenta el riesgo de dilución.

En la ilustración 10 se observa un ejemplo de una mina con barrenación larga, se tiene un nivel de barrenación y voladura, el siguiente nivel que es solo de producción. El material fragmentado cae por gravedad hacia los puntos de extracción, en donde la roca es cargada y rezagada. El método usado en la mina de estudio consiste en el



*Ilustración 10 Aplicación del método de barrenación larga.
Extraído de Atlas Copco. (2007).*

desarrollo de frentes que delimitan el bloque a minar, tanto en un nivel superior como en otro inferior, en sentido longitudinal. Los bloques típicos tienen una altura de 10 a 12 metros de piso a piso. El mineral se fragmenta y se extrae a través del nivel inferior. Una vez que se completa la extracción del bloque, se rellena el espacio y se utiliza como piso para el siguiente nivel.

2.1 Dilución

El método de minado de barrenación larga en minería subterránea se caracteriza por presentar un costo de minado por tonelada reducido y una alta tasa de producción en comparación con los métodos de minado convencionales. No obstante, es importante señalar que la barrenación larga también está asociada con un aumento en los niveles de dilución, Stewart, P. & Trueman, R., (2008).

Una definición concisa de dilución es proporcionada por Henning, J. y Mitri, H. (2008), quienes afirman que se refiere a cualquier material sin valor presente dentro del bloque de mineralización, incluyendo rocas estériles, de baja ley y rellenos. Por su parte mineral, según la definición de Hustrulid, W. y Bullock, R., (2001), este es un concepto económico que se refiere a una concentración de minerales que pueden ser extraídos y procesados para convertirse en productos comercializables, con el objetivo de obtener una ganancia financiera viable dentro de las condiciones económicas vigentes.

A pesar de los beneficios económicos y de productividad asociados con la barrenación larga, los altos niveles de dilución pueden afectar negativamente la eficiencia operativa y la rentabilidad de la operación minera. La dilución incrementa los costos de procesamiento, transporte y manejo de material adicional, además de reducir la ley del mineral extraído y, por ende, el valor comercial del producto final.

De acuerdo con Dominy, S. et al. (1998), la dilución implica agregar material no deseado al mineral, lo que resulta en un aumento en la cantidad total de mineral y una disminución en la calidad de este. Por otra parte, Jang, H. et al. (2015), lo definen como "la contaminación del mineral con material de menor ley". La dilución planificada se produce cuando se incluye intencionalmente material que está por debajo del límite de extracción, pero dentro de los límites de la zona de excavación, debido a la complejidad del depósito y al método de extracción selectivo utilizado. La dilución adicional se refiere al material no deseado que se produce como resultado de errores en la perforación y la voladura, Dominy, S. et al. (1998).

La dilución planificada es un elemento clave en el diseño de la mina y es necesaria para lograr la extracción óptima del mineral. Sin embargo, la dilución adicional puede ser controlable y debe ser evitada siempre que sea posible, ya que aumenta el costo y reduce la rentabilidad del depósito. Los inversores suelen considerar que los depósitos con alta dilución son de alto riesgo debido a que los objetivos son a menudo pequeños y los márgenes de beneficio son bajos, Dominy, S. et al. (1998). Henning, J. y Mitri, H. (2008) mencionan que las fuentes de dilución planificada pueden estar asociadas con las limitaciones del método minero, cuando se extraen depósitos irregulares, de espesor reducido o de vetas estrechas, o cuando se selecciona equipos inadecuadamente dimensionados.

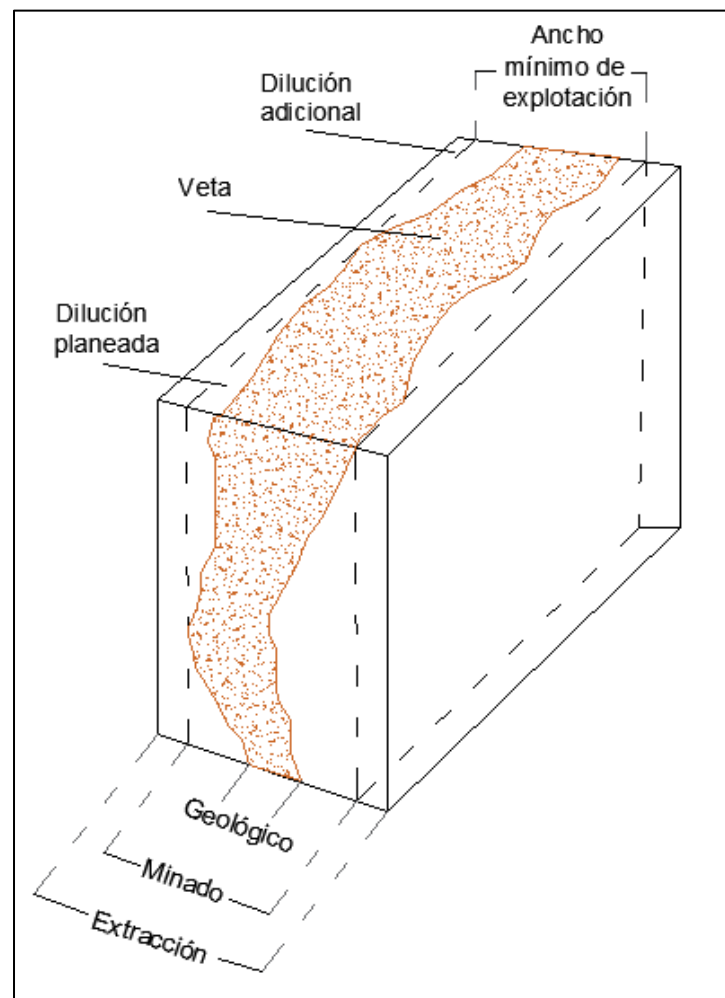


Ilustración 11 Tipos de dilución. Adaptada de Dominy, S. et al. (1998). Elaboración propia

Las fuentes de dilución no planificada están estrechamente vinculadas a la inestabilidad del muro del rebaje. La dilución ocurre en aquellos puntos donde la baja resistencia mecánica del muro provoca la caída adicional de material dentro del rebaje. Entre los factores que contribuyen a la dilución no planificada se encuentran los errores en la configuración de la perforación, los cuales pueden llevar a una distribución inadecuada de los explosivos y, por ende, a la generación de sobre excavación, así como el mal manejo del material durante la etapa de rezagado, donde se puede mezclar material estéril con material con contenido mineral, Henning, J. y Mitri, H. (2008).

La técnica de extracción utilizada debe ser capaz de adaptarse a los límites de mineral irregulares y debe lograr una recuperación óptima con una dilución mínima. El diseño de la mina es un proceso de compromiso que considera múltiples factores, incluyendo la dilución, la recuperación, la productividad y los costos, Dominy, S. et al. (1998).

Existen cuatro tipos de dilución que se han identificado, Dominy, S. et al. (1998):

1. La dilución interna que se refiere a los desechos que se encuentran dentro de los límites de la vena mineral (por ejemplo, rocas circundantes),
2. La dilución intencional, de diseño o planificada; que se produce cuando se incluyen los desechos dentro de los límites mínimos de extracción, y
3. La dilución no intencional que se produce cuando los desechos entran en la zona de extracción debido a una falla geomecánica o un desbordamiento.
4. La dilución adicional se produce cuando se incluye material que no cumple con el nivel mínimo de calidad deseado y que es derivado de la falla o el desbordamiento del macizo rocoso. Este material se encuentra por debajo del nivel mínimo de extracción y, por lo tanto, no es rentable extraerlo, lo que contribuye a la disminución de la calidad general del mineral extraído. Esto se ejemplifica en la ilustración 11.

De acuerdo con Dominy, S. et al. (1998), en la práctica en los rebajes, suele generarse una sobre excavación que tiene una forma arqueada, siendo más profundo en el centro del rebaje y menos profundo en los lados del pilar. En la minería subterránea con perforación larga, este problema es más grave, lo que resulta en una dilución durante la voladura, lo que puede aumentar los costos de minería subterránea con perforación

larga en un 30%. Debido a las variabilidades geológicas inherentes de los yacimientos, existe un ancho mínimo de explotación que incluye material estéril. La dilución adicional durante el proceso de minería agrega más material estéril al mineral y resulta en una ley final de extracción. En general, un aumento en la dilución conduce a una disminución en la ley del mineral, un aumento en el tonelaje y una disminución en el retorno neto de fundición por tonelada.

La sobre excavación en el ámbito de la minería se refiere al fenómeno en el cual se lleva a cabo una excavación que excede los límites establecidos en el diseño original. Esta situación puede ser ocasionada por diversos factores, entre ellos el daño provocado por la voladura en el macizo rocoso, así como la calidad intrínseca de la roca en sí misma, Stewart, P. & Trueman, R., (2008).

La sobre excavación es el resultado de la remoción de una mayor cantidad de material de la roca de lo que se tenía previsto en los planes iniciales. Esto puede ocurrir debido a la fragmentación inadecuada del macizo rocoso durante la voladura, lo cual genera una mayor expansión del área afectada. Asimismo, la calidad de la roca puede influir en la tendencia a experimentar mayores niveles de sobre excavación, ya que rocas más frágiles o menos cohesivas tienden a desprenderse más fácilmente.

La estructura del yacimiento desempeña un papel importante durante la de dilución no planificada. De acuerdo con un estudio desarrollado por Chen, T. & Mitri, H. (2021), la pared del alto tiene un potencial de dilución no planificada importante, debido a la sobrecarga dominante durante la explotación de los rebajes, y aumenta con pendientes pronunciadas. El estudio menciona que la dilución no planificada se puede reducir con la colocación estratégica de pilares. Los autores encontraron que la planificación adecuada de las etapas de producción y relleno es primordial para evitar este tipo de dilución.

En la práctica se utiliza la determinación del radio hidráulico para poder establecer el Claro de minado, el cual es el espacio que se puede dejar sin relleno Y mediante el cual se establece un factor de seguridad para desarrollar el trabajo de extracción.

En la práctica minera, la determinación del radio hidráulico se utiliza como una herramienta para establecer el claro de minado. El claro de minado se define como el espacio que se permite dejar sin relleno durante la extracción del mineral, y su establecimiento se basa en la consideración de un factor de seguridad adecuado.

El radio hidráulico (HR), es un parámetro utilizado para evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas. Se calcula dividiendo el área de la sección transversal de la excavación por el perímetro de esta. Cuanto mayor sea el radio hidráulico, mayor será la estabilidad de la excavación, Castro, C. (2015).

$$HR = \frac{\text{Área de excavación [m}^2\text{]}}{\text{Perímetro de excavación [m]}}$$

La determinación del claro de minado se realiza considerando una combinación de factores, como la resistencia de la roca, la presión del terreno circundante, la geometría de la excavación y los estándares de seguridad establecidos. Al establecer un claro de minado adecuado, se busca garantizar un factor de seguridad aceptable para el desarrollo del trabajo de extracción, minimizando los riesgos asociados con el colapso o la inestabilidad de la excavación.

Es importante tener en cuenta que la determinación del claro de minado no es un proceso estático, sino que puede variar a lo largo del tiempo y en función de las condiciones específicas de cada yacimiento. Se requiere un monitoreo constante y una evaluación periódica de la estabilidad de la excavación para ajustar el claro de minado según sea necesario y mantener las condiciones de trabajo seguras.

En última instancia, es importante destacar que la dilución es un proceso con el cual todas las minas deben lidiar. Según Henning, J., (2007), en las minas de Canadá, se ha observado que la dilución se encuentra generalmente en un rango del 10% al 25%, pero en casos extremos puede llegar hasta el 60%. Estos datos se obtuvieron a partir de una encuesta realizada en minas subterráneas. Esta situación resalta la importancia de buscar reducir la dilución, debido al aumento de los costos asociados al transporte y procesamiento del material durante la etapa de beneficio, así como a la disminución de la ley del mineral.

2.2 Influencia de la barrenación y el explosivo

La influencia de la calidad de la barrenación en el método de barrenación larga es significativamente mayor en comparación con otros métodos convencionales. Según EXSA (2019), el éxito en la correcta ejecución de este método depende en gran medida de una adecuada perforación, siendo la desviación de los taladros el factor que más impacta en su eficacia.

La calidad de la barrenación se refiere a la precisión, alineación y uniformidad de los taladros realizados en el proceso minero. La desviación de los taladros se produce cuando estos no siguen el rumbo y la inclinación deseados, lo cual puede resultar en una fragmentación inadecuada del material y una mayor dilución del mineral extraído.

La desviación de los taladros puede deberse a diversos factores, como la falta de experiencia por parte de los operadores a la hora de realizar el barreno, ejerciendo una rotación y/o percusiones inadecuadas; presencia de fallas geológicas no identificadas durante el diseño de la plantilla. Es por ello por lo que se hace hincapié en la importancia de garantizar una adecuada calidad en la barrenación para lograr los resultados esperados con el método de barrenación larga.

Una correcta ejecución de la barrenación en este método contribuye a una mayor eficiencia en la fragmentación del mineral y a una disminución de la dilución, lo que se traduce en beneficios económicos y operativos para la empresa minera.

En consonancia con lo expuesto anteriormente, las empresas que emplean el método de barrenación larga realizan inversiones en equipos para llevar a cabo un seguimiento preciso de la ejecución de los barrenos en el campo. Para este propósito, se utilizan equipos que van desde estaciones totales, las cuales se emplean para realizar levantamientos topográficos que determinan el inicio y/o final de cada barreno. Asimismo, se utilizan equipos especializados que permiten medir datos como la inclinación y longitud de los barrenos mediante el uso de sensores magnéticos. Un ejemplo de estos equipos es el Boretrak, mencionado por Datum, (2022), el cual cuenta con un sistema giroscópico que posibilita la medición de la desviación de los barrenos.

La incorporación de equipos como el Boretrak en el proceso de barrenación larga contribuye de manera significativa a mejorar la precisión y control de la calidad de los barrenos, en la ilustración 12 se aprecia este dispositivo. Mediante el uso de sensores magnéticos y el sistema giroscópico, el Boretrak permite obtener mediciones confiables de la inclinación y desviación de los barrenos, lo que resulta esencial para garantizar una correcta ejecución del método, ya que permite visualizar la información recabada en modo gráfico en 3D, Carlson, (2021). Estos datos recopilados se utilizan para evaluar y ajustar los parámetros de barrenación, permitiendo optimizar la eficiencia y reducir la dilución en las voladuras.



Ilustración 12 Boretrak 2. Fuente Alpha Geofísica (2022)

Es importante destacar que el uso de equipos como el Boretrak refuerza el enfoque científico y tecnológico en la minería, al proporcionar datos precisos y confiables que respaldan la toma de decisiones fundamentadas. La incorporación de estas herramientas en los procesos de barrenación larga evidencia el compromiso de las empresas por mejorar la productividad y reducir los riesgos asociados con la dilución en las operaciones mineras. Un ejemplo de esto lo encontramos en el trabajo realizado por Torres, I. (2022), donde mediante la utilización del levantamiento con Boretrak se analizaron los barrenos para evitar daños en las tablas y disminuir la dilución con material sin valor económico proveniente de la roca encajonante.

Una vez que se han completado los procesos de perforación de los barrenos, es necesario llevar a cabo una inspección en el sitio para evaluar la calidad de la barrenación y asegurarse de que se hayan realizado todos los barrenos según los diseños proporcionados por el departamento de planeación. En caso de contar con herramientas como las mencionadas previamente, se puede realizar un análisis tridimensional que proporciona información más precisa y detallada. Sin embargo, si no se dispone de este tipo de equipos, la secuencia de voladura y los factores de carga se calculan utilizando como base el diseño de cada sección de voladura. En el caso de barrenos descendentes, es posible verificar la longitud del barreno utilizando una cinta plástica atada a un contrapeso de diámetro menor al del barreno, lo que permite su adecuada circulación a través del orificio.

De acuerdo con ENAEX, s.f., En la práctica de la industria minera, se ha observado que la velocidad de desplazamiento de la roca durante el proceso de fragmentación está fuertemente influenciada por dos factores principales: el módulo de Young de la roca y el grado de diaclasamiento presente en la misma. Es importante destacar que estos factores están estrechamente relacionados con la resistencia y la fracturación de la roca.

En general, las rocas de mayor dureza y densidad tienden a moverse a una mayor velocidad en comparación con las masas rocosas débiles y altamente fracturadas. Esto se debe a que las rocas duras y compactas requieren una mayor energía para fracturarse y fragmentarse, lo que resulta en una velocidad de movimiento más rápida durante el proceso de voladura.

El diseño de la malla de voladura desempeña un papel significativo en la velocidad de movimiento de la roca. Se ha observado que las mallas de voladura con un borde pequeño presentan una mayor velocidad de desplazamiento en comparación con aquellas que utilizan un borde más extenso. Este fenómeno puede atribuirse a la capacidad de un borde reducido para concentrar la energía de manera más intensa en un área más limitada. Como consecuencia, se logra una fragmentación más eficiente de la roca y, por ende, una velocidad de desplazamiento más elevada

CAPÍTULO III. METODOLOGÍA Y APLICACIÓN

Una vez obtenida la aprobación para llevar a cabo la prueba de barrenación en zigzag, se procedió a seleccionar un rebaje adecuado en el cual llevar a cabo dicha prueba. Para este propósito, se optó por un rebaje que contaba con dos frentes de trabajo, con el objetivo de realizar la prueba en el lado norte. En este sentido, se generaría la cara libre correspondiente, se efectuaría la detonación de la línea de ampliación utilizando tres barrenos, y las seis líneas subsiguientes se realizarían siguiendo el patrón en zigzag.

Durante el desarrollo de la prueba, el equipo de barrenación estaría trabajando simultáneamente en el lado sur del rebaje, con el propósito de contar con una medida de contingencia en caso de pérdida de la cara libre. En dicha eventualidad, se llevarían a cabo barrenos adicionales con el objetivo de recuperar la cara libre y continuar con el proceso de extracción. En la ilustración 13 se observa el mapeo geológico de la zona.

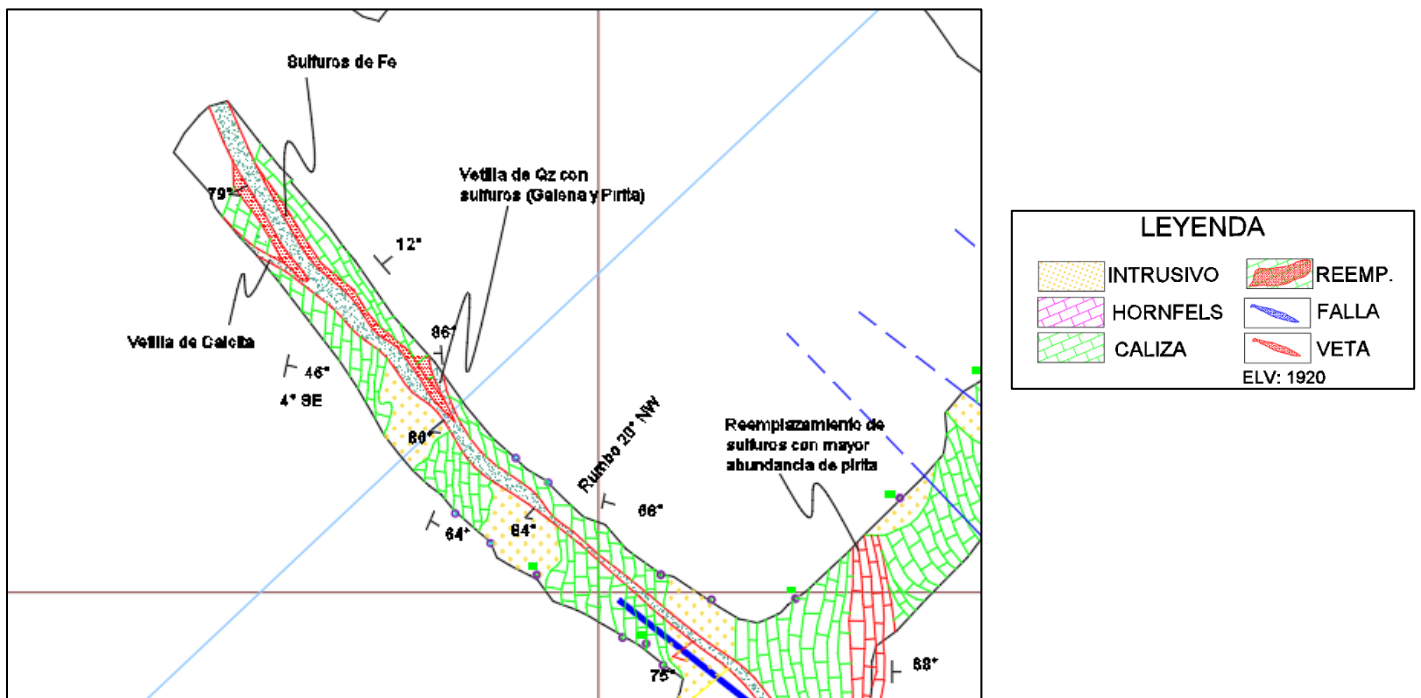


Ilustración 13 Mapeo geológico de la frente donde se hizo la prueba.

Este enfoque de trabajo permitiría evaluar de manera efectiva la viabilidad y los resultados de la barrenación en zigzag, al mismo tiempo que se garantizaría la continuidad de las operaciones mediante la implementación de medidas de contingencia en caso de contratiempos.

La perforadora utilizada es una stringer modificada, llamada StopeMate, descrita en la introducción.

De acuerdo con Pernía, J. et al. (1994), en barrenación larga se usa la fórmula de Langefors para calcular la plantilla de barrenación.

$$B_{max} = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e * PRP}{\bar{c} * f * (S/B)}}$$

Donde:

B_{max} = Piedra máxima [m]

D= Diámetro del barreno [mm]

\bar{c} = Constante de la roca. Se toma generalmente:

\bar{c} = 0.3+0.75; rocas medias

\bar{c} = 0.4+0.75; rocas duras

f= Factor de fijación. Se toma generalmente:

f= 1; barrenos verticales

f= 0.9; barrenos inclinados con relación 3:1

f= 0.85; barrenos inclinados con relación 2:1

S/B = Relación entre espaciamiento y piedra

ρ_e = Densidad de carga (kg/dm³)

PRP= Potencia relativa en peso del explosivo

Sustituyendo con los valores del caso de estudio se tiene

$$B_{max} = \frac{63.5}{33} \sqrt{\frac{0.8 * 1}{1.15 * 1 * (1/0.6)}} = 1.243 [m]$$

El valor de la piedra práctica se obtiene a partir del valor máximo, aplicando una corrección por la desviación de los barrenos y error de emboquille del 90%, teniendo:

$$B = B_{max}x0.9$$

Sustituyendo:

$$B = 1.243x0.9 = 1.12 [m]$$

Obteniendo el espaciamiento "S":

$$S = 1.25 B$$

Sustituyendo:

$$S = 1.25 (1.12) = 1.4 [m]$$

El espaciamiento y la ubicación de los barrenos en zigzag se determinan siguiendo un enfoque específico. Según EXSA (2019), la influencia de un barreno en relación con la cara libre se calcula como el doble del valor del bordo, que en este caso es de 0.6 metros. Esto resulta en una distancia de influencia de 1.2 metros con un ángulo de 90 grados en dirección a la cara libre, como se muestra en la ilustración 14. Es importante destacar que la influencia del explosivo en las voladuras reales suele ser menor que la calculada mediante fórmulas teóricas. Por esta razón, se ha desarrollado el siguiente patrón de ubicación de barrenos, con el objetivo de proporcionar un factor de seguridad adicional.

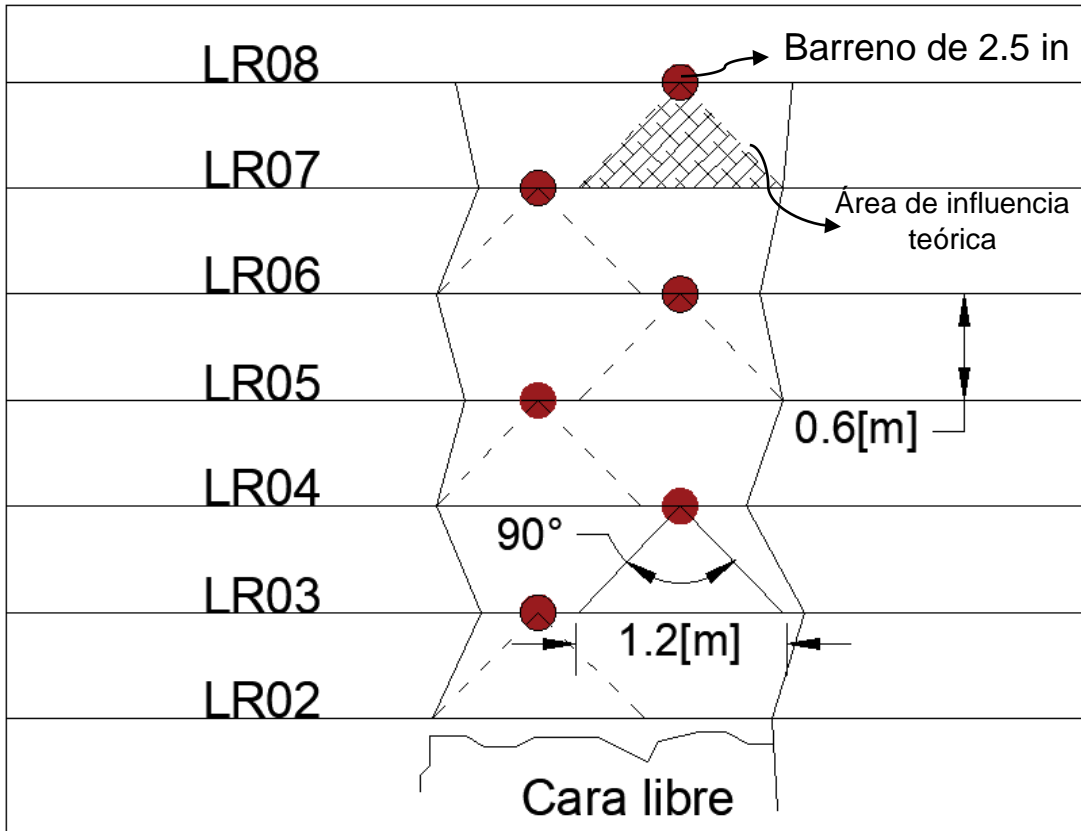


Ilustración 14 Patrón sugerido de zigzag. Se muestra el área de influencia teórica para el explosivo. Elaboración propia.

3.1 Medición de la dilución

Se procedió a realizar una comparación de volúmenes entre tres sólidos: el de la veta, el del diseño y el del levantamiento topográfico. El primer sólido fue generado por el departamento de geología, utilizando información obtenida en el sitio y datos de barrenación previamente registrados. El sólido de diseño, por su parte, fue creado por el departamento de planeación, teniendo en cuenta los barrenos diseñados por el planeador y la influencia del explosivo en el proceso de extracción. Finalmente, el sólido del levantamiento topográfico fue generado por el departamento de topografía utilizando una estación total.

Para ello, se ubicaron en una zona segura en el lugar y realizaron mediciones de puntos en las tablas del rebaje una vez que éste fue rezagado, esto se observa en la ilustración 15.



*Ilustración 15 Levantamiento de puntos
por parte de topografía.*

Estas mediciones se llevaron a cabo cada 4 o 6 líneas tronadas y se realizaron el mismo día o el día anterior a la finalización del rezagado, con el fin de evitar la influencia del intemperismo en los resultados. Este proceso se repitió hasta completar el levantamiento del rebaje.

Posteriormente, el departamento de planeación utilizó el software Vulcan para obtener los volúmenes de los tres sólidos. Se identificaron las alturas donde coinciden los tres sólidos, tanto en la base como en la tapa, y se procedió a recortar los sólidos a la misma elevación. Luego se realizaron interrogaciones en el software para calcular los

volúmenes y determinar las diferencias entre ellos. Estas interrogaciones se realizaron comparando dos sólidos a la vez.

Este enfoque metodológico permitió obtener una comparativa precisa de los volúmenes de los tres sólidos, basándose en el levantamiento topográfico y los datos proporcionados por los departamentos de geología y planeación.

El informe generado por el software Vulcan proporciona información detallada sobre los volúmenes de los sólidos comparados, así como las diferencias existentes entre ellos. En particular, se hace énfasis en dos medidas clave: "Cut" (corte) y "Fill" (relleno).

El valor de "Cut" representa el volumen del primer sólido que se encuentra fuera del segundo sólido, es decir, la porción que se encuentra expuesta o "cortada" en relación con el segundo sólido. Por otro lado, el valor de "Fill" representa el volumen del segundo sólido que se encuentra fuera del primer sólido, es decir, la porción que se encuentra "rellenando" o cubriendo al primer sólido.

Estas dos medidas son de gran importancia, ya que proporcionan información cuantitativa sobre la cantidad de material removido y la cantidad de material acumulado en el proceso de extracción minera. El valor de "Cut" permite evaluar el volumen de material extraído, mientras que el valor de "Fill" indica la cantidad de material adicional que ha sido depositado en la excavación o en la zona de interés.

La inclusión de estas medidas en el informe generado por Vulcan permite a los profesionales de la industria minera obtener una comprensión clara y cuantitativa de los cambios volumétricos que ocurren durante el proceso de extracción. Estos datos son fundamentales para tomar decisiones informadas en términos de diseño, planificación y gestión de los recursos minerales.

En el proceso de análisis, también se llevan a cabo cortes transversales con el fin de observar y evaluar el comportamiento de la dilución a lo largo del rebaje minero. Estos cortes transversales se realizan perpendicularmente al rumbo de la veta, y se miden los anchos de los tres sólidos: ancho de la veta, ancho minado y ancho proyectado. Además, se registra el rumbo de la veta.

En la zona de zigzag, específicamente en la LR 05; ilustración 16; se obtuvieron mediciones del ancho promedio de 1.48 [m], según lo registrado en el sólido

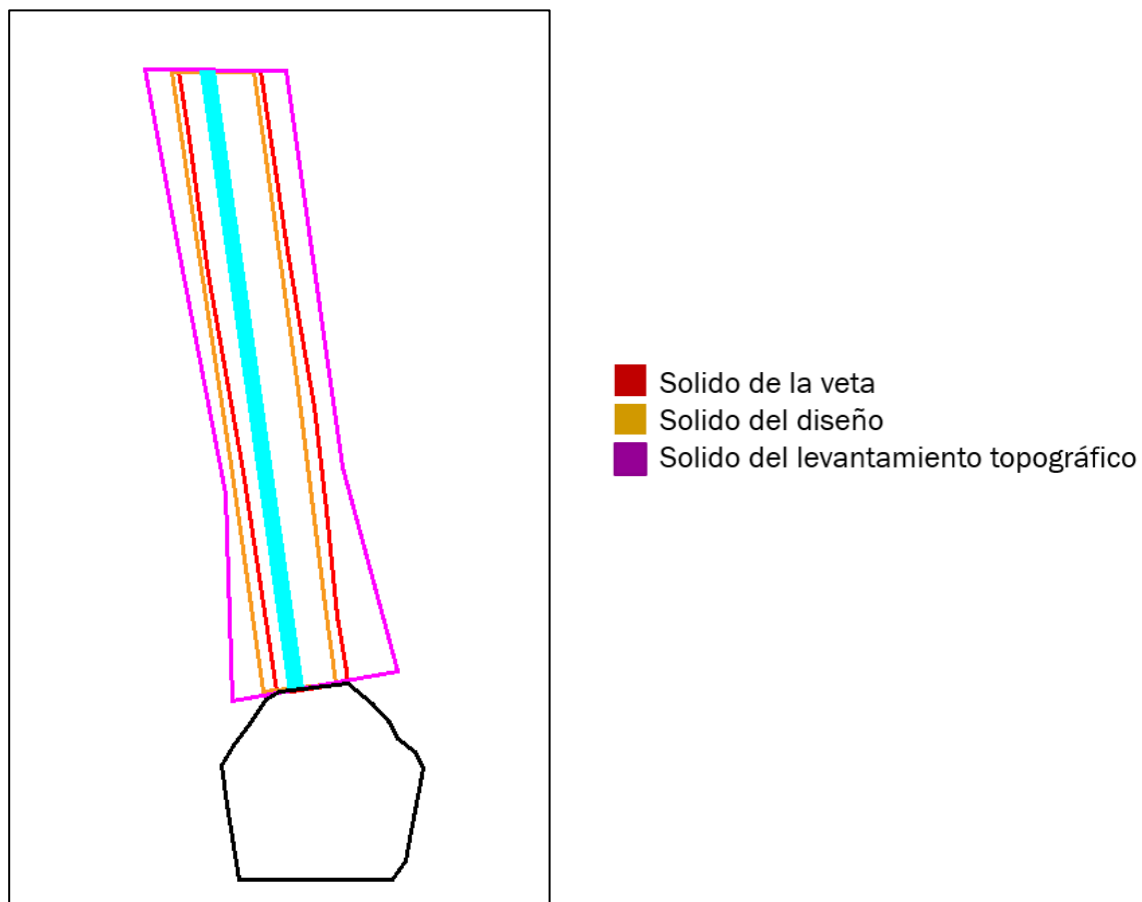


Ilustración 16 Sección transversal de la LR 05, donde se aplicó el método de zigzag. Elaboración propia

topográfico.

Por otro lado, en la zona de minado convencional se observó un ancho promedio fue de 2.2 [m], ilustración 17.

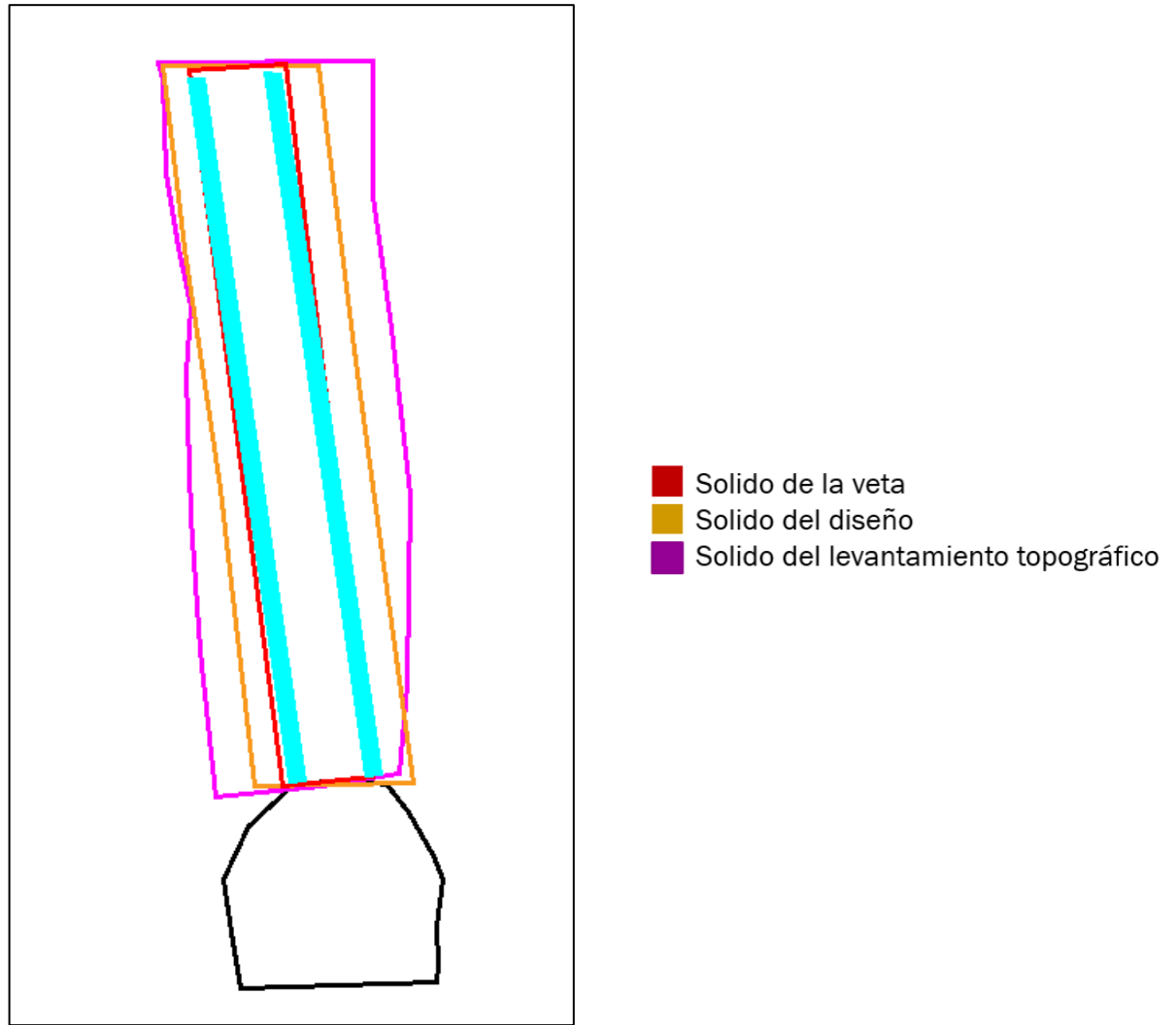


Ilustración 17 Sección transversal de la LR 12, donde se aplicó el método tradicional. Elaboración propia.

Con base en estos datos, se genera un informe detallado que incluye información específica de la mina, la veta, el lugar, los volúmenes de la veta en metros cúbicos (m³), el volumen planeado, el volumen real (obtenido a través de levantamiento topográfico), el volumen común de la veta y el volumen real fuera de lo planeado. Además, se calcula el porcentaje de dilución.

Utilizando esta información recopilada y analizada, se procede a examinar los parámetros que generan una mayor dilución y aquellos que han permitido mantener la dilución en niveles mínimos. Este análisis es crucial para identificar oportunidades de

mejora en los próximos rebajes, implementando estrategias que reduzcan la dilución y optimicen la extracción del mineral valioso.

Este enfoque analítico y de mejora continua proporciona a los profesionales de la industria minera una base sólida para tomar decisiones informadas y aplicar acciones correctivas con el objetivo de minimizar la dilución y mejorar la eficiencia en la extracción de minerales.

CAPITULO IV. RESULTADOS

Utilizando el patrón de zigzag mencionado anteriormente, se llevó a cabo la perforación y voladura de los barrenos con el fin de evitar el cierre de la cara libre. Con el objetivo de minimizar los riesgos, se decidió detonar las 6 líneas con el patrón modificado en un solo evento.



Ilustración 18 Resultado de la barrenación en zigzag

El resultado de esta voladura fue exitoso y se continuó con la explotación del rebaje utilizando el diseño tradicional de 2 barrenos por línea de producción.

Uno de los resultados positivos a destacar es que no fue necesario recuperar la cara libre, lo cual indica que la voladura fue exitosa. Además, al realizar los cálculos de volumen y analizar las líneas de sección, se observó que el área donde se aplicó el patrón de zigzag presentó una menor dilución en comparación con las líneas explotadas, con una disminución de 0.72 [m] de ancho promedio con respecto al método tradicional.

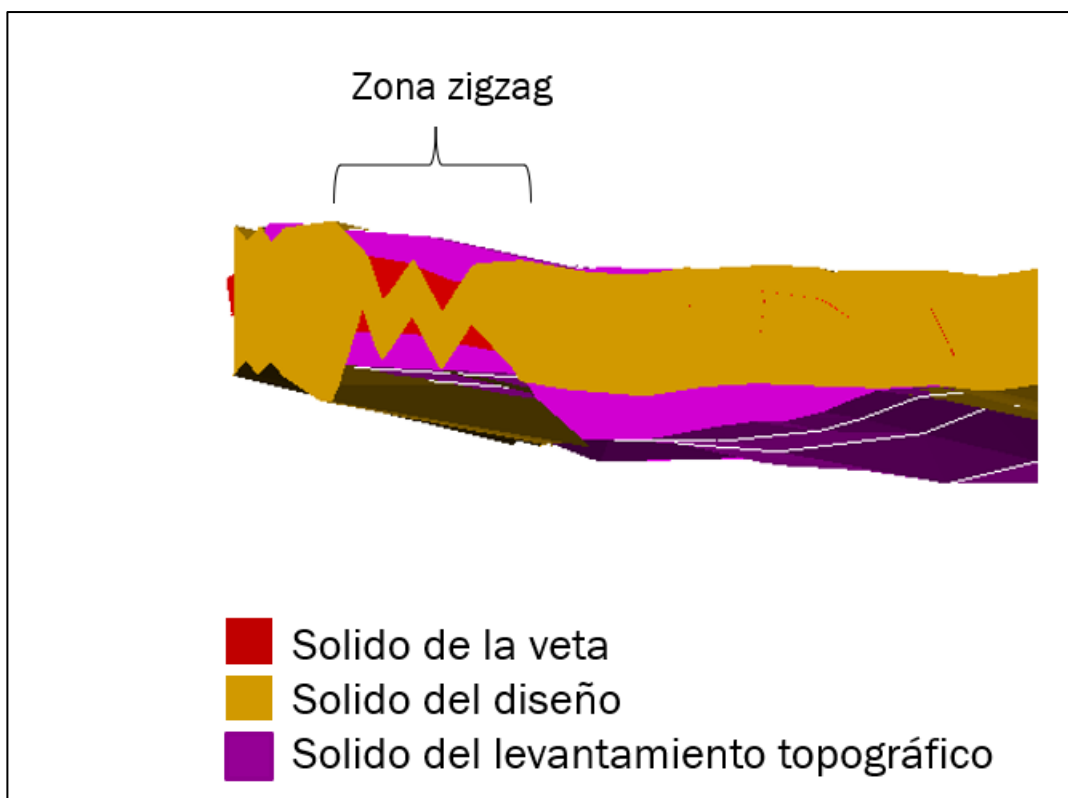


Ilustración 19 Comparación entre los sólidos de veta, diseño y levantamiento topográfico. Elaboración propia.

Los resultados gráficos de los datos recopilados en el terreno se presentan en la siguiente tabla. En ella se puede observar que el ancho de la zona con el patrón de zigzag es, en promedio, un medio metro menor en comparación con el área explotada con el método tradicional. Esta diferencia representa un volumen significativo en comparación con la zona de referencia.

Los resultados numéricos se obtuvieron por medio de Vulcan, se comparó la misma longitud que se explotó con el método de zigzag con respecto a los barrenos paralelos.

Líneas con zigzag		
Volumen de la veta [ton]	Volumen de topografía [ton]	% dilución
137.14	172.63	26%

Líneas con barrenos paralelos		
Volumen de la veta [ton]	Volumen de topografía [ton]	% dilución
156.34	227.6	45%

Los resultados obtenidos en este estudio respaldan la eficacia del patrón de zigzag como método para reducir la dilución en la explotación minera. Se encontró que este patrón demostró ser una alternativa valiosa al método tradicional, mostrando una disminución de la dilución del 19%.

Sin embargo, se sugiere continuar realizando estudios adicionales para seguir reduciendo la dilución. Algunas áreas de enfoque podrían incluir la reducción del espaciamiento entre barrenos y garantizar que los barrenos cercanos no generen detonaciones por simpatía. Además, se podría considerar la modificación de la ampliación en la línea siguiente a la cuña, colocando dos barrenos paralelos en lugar de tres. En este estudio, se optó por mantener los tres barrenos para evitar cerrar prematuramente la cara libre, ya que era la primera prueba realizada.

Estos hallazgos destacan la importancia de continuar explorando y aplicando diferentes estrategias para reducir la dilución en la industria minera, con el objetivo de mejorar la eficiencia y maximizar los rendimientos de extracción de minerales.

CONCLUSIONES

La disminución de la dilución observada en los resultados del estudio, mediante el cambio de patrón, ha demostrado ser positiva. Este hallazgo se ha respaldado mediante el levantamiento topográfico y la evaluación de los volúmenes de los sólidos. No obstante, es necesario realizar análisis adicionales para establecer de manera más precisa este patrón cuando se encuentren vetas con una potencia cercana al metro. Asimismo, se requieren experimentos adicionales para examinar el comportamiento en otros rebajes y reducir las crestas observadas en las tablas de la roca encajonante. Aunque estas crestas no generaron dilución adicional en el rebaje estudiado, experiencias anteriores indican que en rocas más frágiles este tipo de ondulaciones tienden a aumentar la dilución.

Además de la disminución de la dilución y el aumento en la ley, se ha logrado minimizar la cantidad de acarreo debido a la reducción en el volumen transportado. Esto también implica una disminución en los costos asociados, lo cual es beneficioso para la empresa. Otro aspecto por considerar es la disponibilidad de la máquina de barrenación en caso de que se cierre la cara libre. Además, se debe tener especial cuidado en el proceso de cargado de explosivos para evitar la disminución del área de apertura de la cara libre. En este sentido, es aún más importante garantizar precauciones adicionales durante la fase de carga y detonación. El cierre de la cara libre habría generado costos adicionales debido al movimiento de maquinaria, así como a la instalación de los servicios necesarios para la colocación de la máquina, y posibles retrasos en las secuencias de preparación de otros rebajes. Estos aspectos deben ser considerados y comunicados de manera efectiva, valorando todos los riesgos y beneficios, con los involucrados del área y el proceso.

En resumen, los resultados de este estudio indican que el cambio de patrón de trabajo ha demostrado ser beneficioso al disminuir la dilución, aumentar la ley y reducir los costos de acarreo. Sin embargo, se requiere de análisis adicionales, una comunicación

efectiva y una evaluación cuidadosa de los riesgos y beneficios para implementar de manera óptima este enfoque en futuros proyectos. Es importante continuar investigando y desarrollando nuevas técnicas para abordar y mitigar la dilución en la industria minera, con el fin de optimizar los procesos y los resultados económicos.

REFERENCIAS

- Atlas Copco. (2007). Mining Methods in Underground Mining. https://miningandblasting.files.wordpress.com/2009/09/mining_methods_underground_mining.pdf
- Boart Longyear. SERIE STOPEMATE Descripción técnica de equipo de perforación de producción. (2012). [https://app.boartlongyear.com/brochures/StopeMate_TechData_Spanish_Jan_2012\(Ap\).pdf](https://app.boartlongyear.com/brochures/StopeMate_TechData_Spanish_Jan_2012(Ap).pdf)
- Castro, C. (2015). Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping. <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/133484>
- Carlson. (2021). Boretrak 2. https://optron.com/carlson/wp-content/uploads/2021/11/bro_carlson-boretrak-2.pdf
- Chen, T. & Mitri, H. (2021). Strategic sill pillar design for reduced hanging wall overbreak in longhole mining. *International Journal of Mining Science and Technology* 31 (2021) 975–982. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2021.09.002>
- Datum. (2022). Boretrak 2. <https://datuming.com/producto/boretrak/>
- Dominy, S. et al. (1998). The nature of dilution in narrow vein mining operations. Mine Planning and Equipment Selection 1998, Singhal(ed-)@ 1998 Balkema, Rotterdam, ISBN 90 5809 011 6.
- EXSA. (2019). Manual práctico de voladura. https://www.academia.edu/23767654/MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADURA_Edici%C3%B3n_especial_La_L%C3%ADnea_m%C3%A1s_Completa_para_Voladura_Das_Komplete_Sprengstoffprogramm_The_Most_Complete_Blasting_Line
- Fox, K. (2017). The usefulness of NI 43-101 technical reports for financial analysts. *Resources Policy* Volume 51. Pag. 225-233. <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0301420716302513>
- Harraz, H. (2010). Underground mining Methods. DOI: 10.13140/RG.2.1.2881.1124
- Henning, J. (2007). Evaluation of Long-Hole Mine Design Influences on Unplanned Ore Dilution. ISBN: 978-0-494-32193-5 <https://escholarship.mcgill.ca/concern/theses/mk61rn39g>
- Henning, J. y Mitri, H. (2008). Assessment and Control of Ore Dilution in Long Hole Mining: Case Studies. Geotechnical and Geological Engineering · August 2008. DOI: 10.1007/s10706-008-9172-9
- Hustrulid, W. & Bullock, R. (2001). Underground mining methods: engineering fundamentals and international case studies. SME. ISBN 0-87335-193-2

- Jang, H. et al. (2015). Unplanned dilution and ore loss prediction in longhole stoping mines via multiple regression and artificial neural network analyses. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. Volume 115. http://www.scielo.org.za/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S2225-62532015000500018
- Kushwaha, A., Himanshu, V. & Sinha, A. (2014). Design of stoping parameters and support system for longhole stoping method using numerical modelling technique. 5th ASIAN MINING CONGRESS 13 – 15 February 2014, Kolkata, India The Mining Geological and Metallurgical Institute of India (MGMI). <https://www.researchgate.net/publication/317615525>
- McCullough, C. et al. (2018). From start to finish – a perspective on improving sustainable development aspects of life-of-mine practices. https://www.researchgate.net/profile/Cherie-Mccullough/publication/324243902_From_start_to_finish_-_a_perspective_on_improving_sustainable_development_aspects_of_life-of-mine_practices/links/5ac6cde6a6fdcc8bfc7f82a2/From-start-to-finish-a-perspective-on-improving-sustainable-development-aspects-of-life-of-mine-practices.pdf
- Nikkonen, H. (2017). Financial planning in the mining industry under constrained life of mine. <https://lutpub.lut.fi/bitstream/handle/10024/143744/Master's%20Thesis%20-%20Harri%20Nikkonen.pdf?sequence=2>
- Rapson, G. & Supprecht, S. (2004). Long hole drilling for the platinum industry-a mining perspective. International Platinum Conference 'Platinum Adding Value', The South African Institute of Mining and Metallurgy. https://www.saimm.co.za/Conferences/Pt2004/177_Rapson.pdf
- Stewart, P. & Trueman, R., (2008). Strategies for Minimising and Predicting Dilution in Narrow Vein Mines – The Narrow Vein Dilution Method. *Narrow Vein Mining Conference*. Ballarat, Vic, 14 - 15 October 2008. <https://espace.library.uq.edu.au/view/UQ:233236/Stewart002.pdf>
- Torres, I. (2022). Controles de dilución en barrenación larga. *Revista Geomimet*. <https://www.revistageomimet.mx/2022/04/controles-de-dilucion-en-barrenacion-larga/>
- Van Dorssen, P., et al. (2002). A long hole stoping system for mining narrow platinum reefs. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. https://journals.co.za/doi/pdf/10.10520/AJA0038223X_2660
- Wang, M. et al. (2018). Multi-planar detection optimization algorithm for the interval charging structure of largediameter longhole blasting design based on rock fragmentation aspects. *Engineering Optimization*. <https://doi.org/10.1080/0305215X.2018.1439943>