

Estrategias Operacionales para minimizar la dilución en vetas angostas en mina UG mediante técnicas de perforación y voladura y con alta productividad.

Jairo Romero Huerta¹, Fernando Pajuelo Rincón²

¹ Compañía Minera Kolpa, Calle Independencia 452, Miraflores, Lima, Perú (jromero@kolpa.com.pe)

² Compañía Minera Kolpa, Calle Independencia 452, Miraflores, Lima, Perú (fpajuelo@kolpa.com.pe)

RESUMEN

El control de la dilución de depósitos en vetas angostas permite comparaciones económicas más precisas entre explotaciones mecanizadas de taladros largos u otros métodos en vetas angostas, así como también reduce la incertidumbre que rodea las estimaciones de dilución para los depósitos en la etapa de prefactibilidad/factibilidad.

En la actualidad, la explotación en vetas angostas se suele realizar por métodos de corte y relleno, lo cual que restringe otro tipo de métodos de mayor productividad, como el de taladros largos o hundimiento (Ekanayake y Ekanayake, 2015; Ghazdali et al. 2021; Raffaldi et al., 2019)". Haciendo un comparativo el costo por tonelada de corte y relleno, supera en hasta 1.2 veces más de un método de taladros largos, asimismo una mayor dilución implica que el valor del mineral por tonelada disminuya, lo que en muchos casos puede perderse reservas ya que el valor estaría por debajo de la ley de corte.

Disminuir la dilución del mineral en este tipo de método podría ayudar a que otros paneles minerales considerados estériles sean aprovechados (mineral con ley de corte marginal).

Este estudio propone un Secuenciamiento de estrategias operacionales con el fin de reducir la dilución, el método de taladros largos en vetas angostas necesita desarrollos de secciones amplias para equipos mecanizados, esto causaría una alta dilución con este tipo de sección para vetas menores al ancho de desarrollo. Los resultados permitieron una disminución del factor de potencia (kg/tn) de un 25%, la dilución pasó del 40% hasta 8% mediante técnicas de cargas desacoplada en el proceso de voladura. Y una reducción del costo operacional de hasta un 31% menos.

ABSTRACT

Dilution control of deposits in narrow veins allows economic comparisons more precise between mechanized operations of long drills or other methods in narrow veins, as well as reducing the uncertainty surrounding dilution estimates for pre-feasibility/feasibility stage deposits.

Currently, mining in narrow veins is usually carried out by cut-and-fill methods, which restricts other types of higher productivity methods, such as sub level stoping (Ekanayake y Ekanayake, 2015; Ghazdali et al. 2021; Raffaldi et al., 2019)".

Making a comparison, the cost per ton of cut and fill, exceeds up to 1.2 times more than a long drilling method, likewise a greater dilution implies that the value of the ore per ton decreases, which in many cases can lose reserves since the value would be below the cut-off grade. Reducing the dilution of the mineral in this type of method could help other mineral panels considered sterile to be used (mineral with a marginal cut-off grade).

This study proposes a Sequencing of operational strategies to reduce dilution, the method of long holes in narrow veins needs development of wide sections for mechanized equipment, this would cause a high dilution with this type of section for veins smaller than the development width.

The results allowed a decrease in the power factor (kg/tn) of 25%, the dilution went from 40% to 8% by decoupled load techniques in the blasting process. And a reduction in operational cost of up to 31% less.

1. INTRODUCCIÓN

En el competitivo mercado mundial de la comercialización de los metales y su variabilidad en los precios actualmente, hacen que las operaciones mineras existan grandes presiones en la reducción de costos y aumento de ganancias, motivo a ello la dilución la cual puede definir como la contaminación del mineral por material estéril durante el proceso de extracción (Wright, 1983) juega un papel fundamental en el proceso extractivo dentro las principales operaciones unitarias que se conoce en una mina subterránea al ser una variable muy sensible dentro de los costos operativos. La dilución está asociada con los costos directos e indirectos (Pakalnis, 1986; Elbrond, 1994; Pakalnis, Poulin y Hadjigeorgiou, 1995; Villaescusa, 1998; Bock, 1996; Bock, Jagger y Robinson, 1998). Una capacidad mejorada para reducir y mitigar la dilución permite reducir los riesgos económicos asociados con la dilución no planificada.

El desempeño económico de las minas de vetas angostas es particularmente sensible al ancho de veta, su porcentaje (%) de dilución y su tipo explotación subterránea.

Los costos de sobre dilución aumenta los costos operativos directos de minado (transporte de material, chancado, molienda, etc.) En la Fig. 1 demuestra cómo los costos operativos están directamente relacionados con el aumento de dilución tanto en métodos de SLS como en CAF (*Cut and fill*). Con base a esto, se puede establecer un modelo de regresión lineal dónde correlaciona el ancho de veta y los sobrecostos anuales que podría incurrir en una sobre dilución. Un modelo económico simplificado, la mina con un ancho de veta promedio de 0.8 mts podría incurrir en sobrecostos de 378,000\$ hasta 816,000\$ en un año en base a una producción mensual de 50,000 tms.

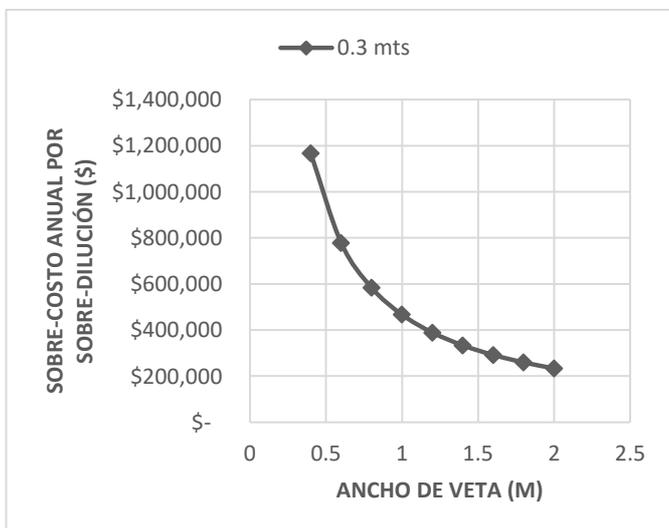


Fig.1 Influencia del sobrecosto anual, considerando una sobre-dilución promedio de 0.3 mts con un ancho de veta en aumento.

Durante los últimos años se tiene una tendencia general de alejarse de los métodos convencionales de explotación de vetas angostas hacia los métodos de explotación mecanizados. Los métodos de Sub Level Stoping y/o Taladros Largos son los métodos dominantes de extracción de vetas angostas tanto en la minería peruana como en el exterior. Si bien este tipo de métodos tienen costos de extracción más bajos por tonelada y tasas de producción más altas que los métodos CAF, estos métodos de mayor producción se asocian con una mayor dilución. Por lo tanto, la selección del método de minado es de suma importancia para minimizar la dilución en vetas angostas.

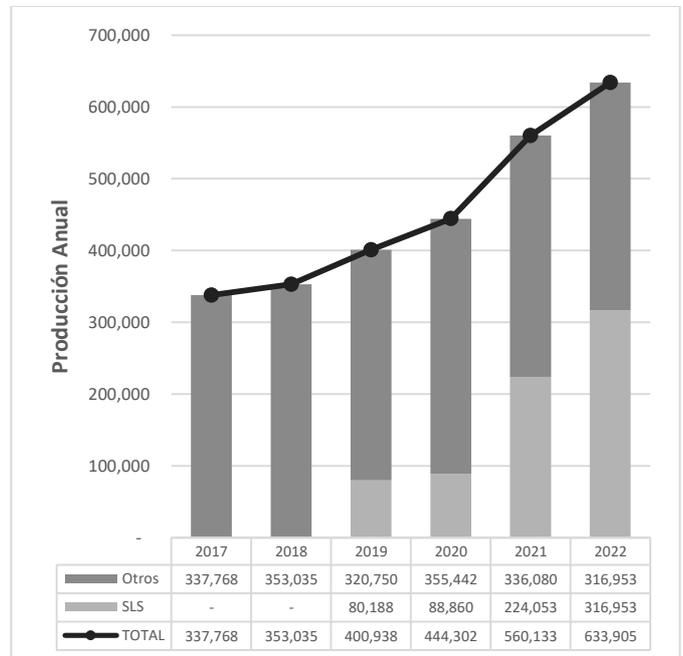


Fig.2 Evolución de la producción anual en Compañía Minera Kolpa desde el año 2017 hasta 2022 y el crecimiento de aporte en métodos de explotación de mayor productividad.

2. OBJETIVOS

- Demostrar la viabilidad de explotación de vetas angostas mediante métodos de alta productividad.
- Mostrar el impacto directo de la dilución en los costos operativos por tipo de método de minado.
- Definir estrategias operacionales mediante una metodología para minimizar y mitigar la dilución en vetas angostas.
- Definir estrategias operaciones en perforación y voladura para reducir al mínimo la dilución.

3. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

El uso de varias técnicas de voladura de roca se ha aplicado en diferentes métodos de alta producción de mineral en minas subterráneas, pero muy pocos en minas donde el ancho del mineral está muy por debajo del ancho del equipo, lo que significa una alta dilución del mineral, optando muchas veces por métodos no mecanizados y por lo tanto menor producción diaria.

Varios investigadores han confirmado la reducción de la dilución mediante la aplicación de técnicas avanzadas de voladura en la industria minera subterránea. (Tao et al., 2019) analizaron las. (Wang et al., 2018) razones del aumento de la dilución mineral en métodos de hundimiento o subniveles de igual forma diseñó un procedimiento de extracción de panel de mineral tomando en cuenta parámetros de estabilidad de hundimiento que determinan alturas de corte óptimas para lograr extracción de mineral con alta recuperación y baja dilución en métodos de taladros largos de vetas de bauxita en minería subterránea.

Otros estudios como el de (Zhang et al., 2018) quien diseñó y utilizó un modelo para investigar la influencia de diferentes anchos de mineral y buzamientos un material extraído. Además, cuanto menor sea el buzamiento o el ancho del cuerpo mineralizado, menor será la longitud resultante del eje de flujo inferior y mayor será la longitud del eje de flujo superior, y viceversa. El área afectada por la pared inclinada muestra una tendencia creciente a medida que disminuye el buzamiento o el ancho del mineral. Los resultados experimentales presentados a través de estas pruebas son útiles para comprender el mecanismo de pérdida y dilución del mineral para extraer un cuerpo de mineral inclinado de espesor medio en función de las características principales del eje de flujo y la forma del cuerpo de extracción.

4. METODOLOGIA

Para minimizar estratégicamente la dilución en vetas angostas, es fundamental contar con una metodología bien definida que presente modelos complejos en un marco simple y admita tareas rutinarias y simultáneas. La Fig. 1 presenta el marco metodológico para este estudio.

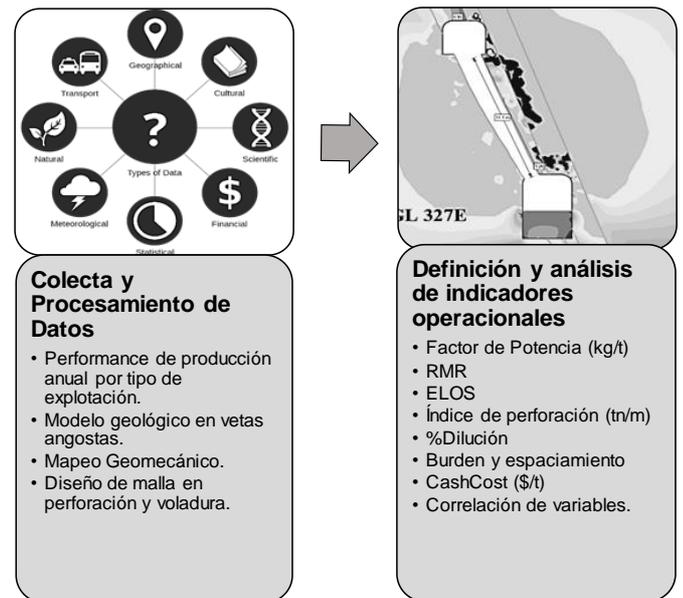


Fig. 3. Propuesta y marco metodológico de control de dilución en vetas angostas en pozos largos con técnicas de voladura controlada

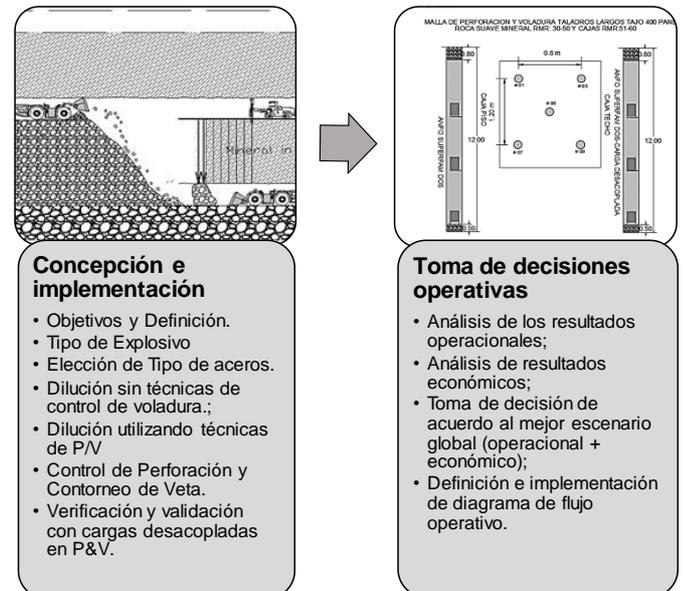


Fig. 4. Propuesta y marco metodológico de control de dilución en vetas angostas en SLS con técnicas de voladura controlada

4.1. Colecta y Procesamiento de Datos

Como primer paso en este estudio, recopilamos y procesamos datos de voladura relacionados con la dilución, por tipo de Roca,

- Performance de producción anual por tipo de explotación.
- Modelo geológico en vetas angostas.
- Mapeo Geomecánico.
- Tipo de Explosivos utilizados,
- Diseño de malla en perforación y voladura.

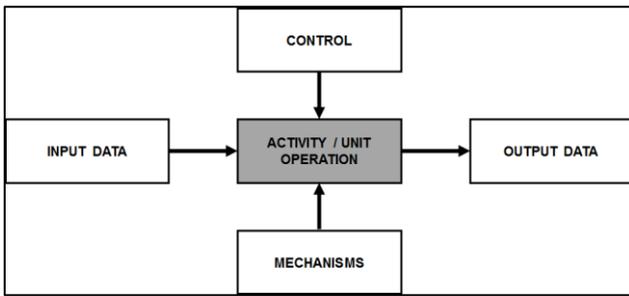


Fig.5 Enfoque general de mapeo de datos para cada colecta y procesamiento de datos consistente con los estándares de modelado de funciones de acuerdo con Definición de integración para el modelado de funciones (IDEFO) Integration Definition for Function Modeling (NIST)

Los datos geomecánicos fueron mapeados en un panel específico de mineral, el cual fue monitoreado a lo largo de su explotación (Panel-A). En la **Fig. 6** se detalla el mapeo geomecánico que se realizó en esa zona. El cual fue designado como Sub Level Stoping debido al ancho de veta de promedió 1.2m.

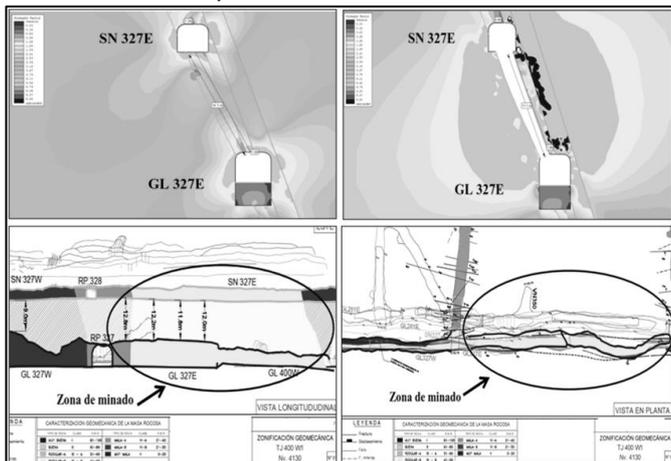


Fig.6 Estabilidad de subniveles para explotación con taladros largos con su factor de seguridad & Estabilidad de subniveles con mineral extraído mediante explotación de Taladros Largos.

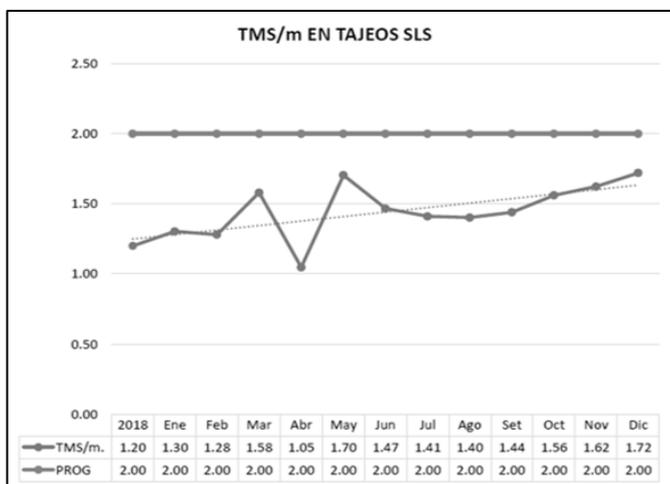


Fig.7 Ratio de TMS/m en ascenso, disminuyendo la

cantidad de taladros con objetivo de una menor alteración de energía liberada por explosivos.

4.2. Definición y análisis de indicadores operacionales

Con base en los datos recopilados previamente, seleccionamos y definimos los indicadores operativos relevantes. Identificamos siete indicadores operativos que se pensó que eran relevantes para la toma de decisiones con un enfoque en minimizar la dilución en la parada por debajo del nivel. Estos siete indicadores operativos incluían lo siguiente:

- 4.2.1. **Factor de Potencia (kg/ton)** es la cantidad de explosivo utilizado por tonelada de mineral roto.
- 4.2.2. **Burden** es la distancia mínima a la cara libre.
- 4.2.3. **Índice de Perforación** es la cantidad de tonelada de mineral producida por un metro perforado.
- 4.2.4. **RMR** es un tipo de clasificación geomecánica presentado por Bieniawski en 1973.
- 4.2.5. **CashCost (\$/t)** es un indicador que mide el costo de producir una tonelada de mineral.
- 4.2.6. **Dilución (%)** Proceso de mezcla o pérdida de mineral de mejor y peor ley (y/o estéril), generado durante las etapas de diseño y/o extracción mineral.
- 4.2.7. **ELOS: El Equivalent Linear Overbreak/ Slough, ELOS (Clark y Pakalnis, 1997)**, es una medida cuantitativa indirecta de la dilución. ELOS se define en la Ecuación 1.

Si bien el concepto de ELOS se puede aplicar a yacimientos angostos y anchos cuando se convierte en porcentaje de dilución la diferencia de valores y el impacto potencial en la rentabilidad es enorme. La ecuación 2 proporciona un medio para convertir los valores ELOS en dilución porcentual y constituye la base a las siguientes ecuaciones.

$$ELOS = \frac{\text{Volume of slough}}{\text{Stope wall surface area}} \quad (1)$$

$$\text{Dilution}(\%) = \frac{ELOS}{\text{Orebody width}} \cdot 100 \quad (2)$$

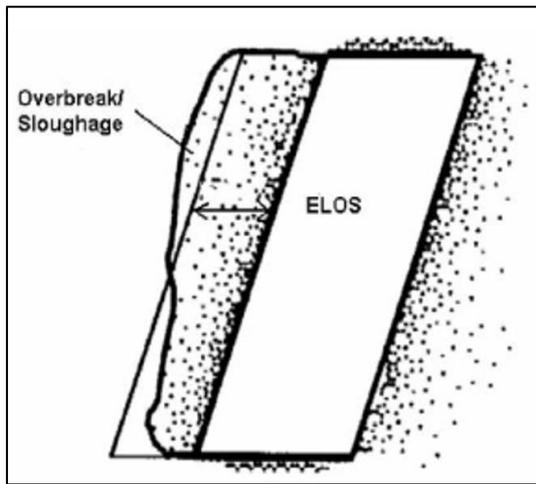


Fig.8 Equivalente lineal Overbreak/Slough, (Clark y Pakalnis, 1997),

4.3. Concepción e implementación

Antes de realizar estos estudios, el proceso de carguío de explosivos se realizaba a un volumen total del taladro. Fig. 9, lo que provocaba un aumento en la cantidad de explosivo por tonelada al cargar el explosivo en los taladros debido a las fracturas provocadas por la perforación.

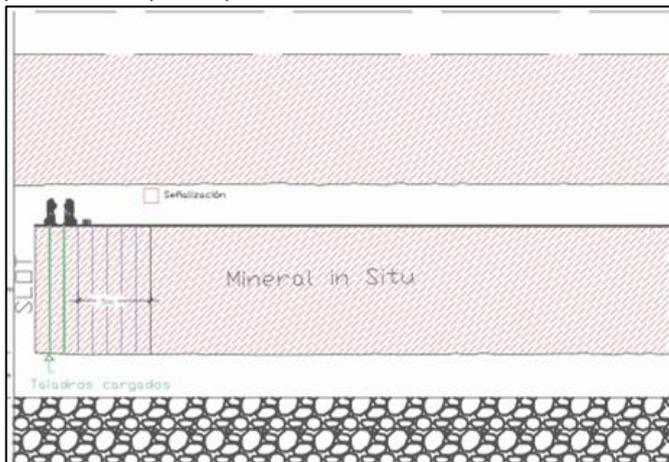


Fig.9 Las líneas verdes muestran los taladros perforados sin estar aislados con ningún material, lo que aumentaba la cantidad de explosivo cargado por taladro.

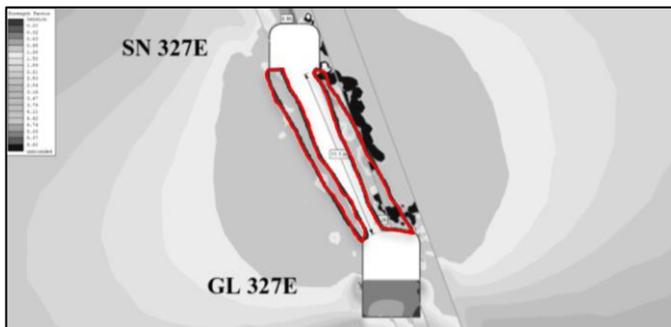


Fig.10 Dentro del análisis de estabilidad, a alturas mayores de 10 mts de bancada y de 10 a 15 mts de

spam sin relleno, provocaba desprendimiento en las cajas.

Luego, a través de diversas pruebas de tipos de explosivos con diferentes cargas explosivas, se diseñó una malla de perforación, la cual se muestra en la Fig.11, que puede evitar la fuga de explosivos por fracturas de la roca y puede ser sobrecargada; Esto se logró mediante el uso de tuberías de PVC que se conectan con cada perforadora y se desacoplan verticalmente para que pueda tener un impacto menor en la roca que las recubre.

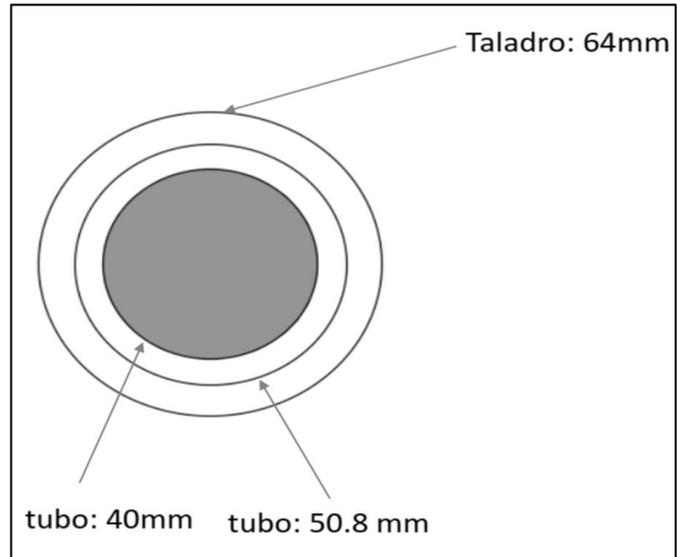


Fig.11 Sección de la columna de carga de diámetro de 64mm vs 40mm con uso de tubo de PVC.

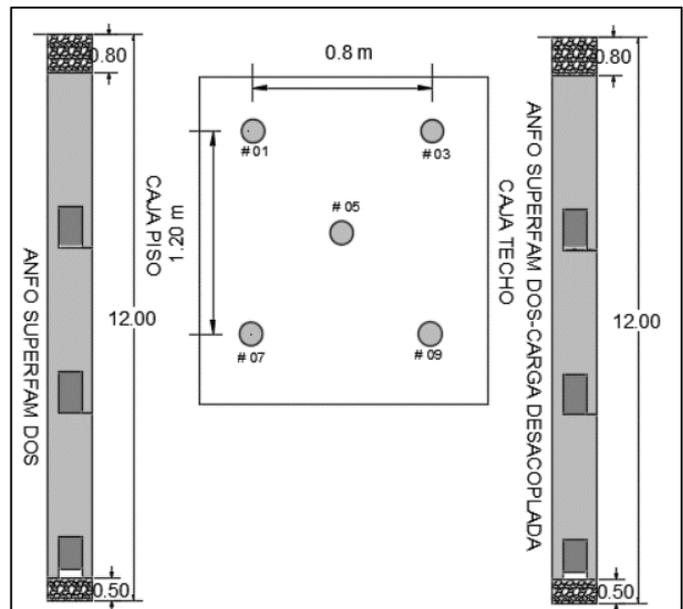


Fig.12 Malla de perforación y voladura mediante carga desacoplada, utilizando tubos de PVC.

4.3.1. Tipo de Explosivo

Es razonable esperar que las minas con malas condiciones de macizo rocoso experimenten niveles más altos de sobre-dilución por influencia de la voladura. Por ello la siguiente propuesta se basa en el modelo de Pearse para el cálculo de Burden, espaciamiento, obteniendo la malla de perforación según el tipo de explosivo.

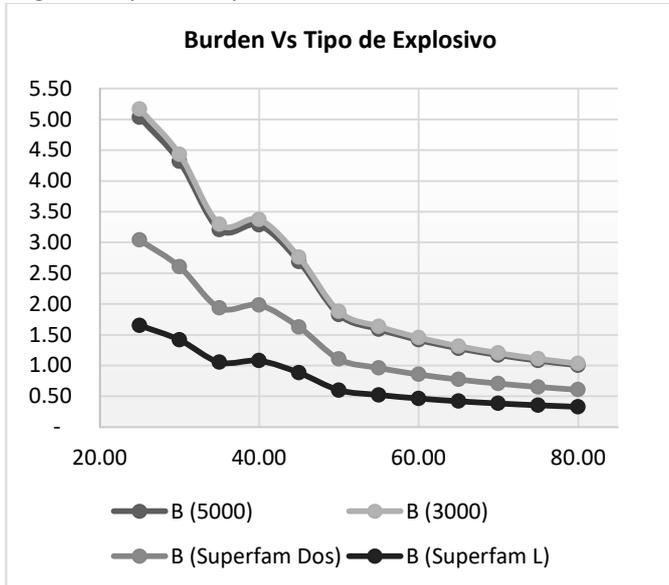


Fig.13 Análisis de diseño de mallas de perforación en SLS Taladros Largos, donde se obtiene los posibles Burden de acuerdo con los explosivos que se tiene en la unidad.

4.3.2. Elección de tipo de aceros

Durante este periodo de prueba de ambas brocas en un tipo de roca IVA se viene obteniendo mejores resultados con la broca Straightrac (Fig. 14) por su diseño tales como diámetro de botones inicial, orificio de lavado para evacuación de detritus (barrido) y rendimiento.

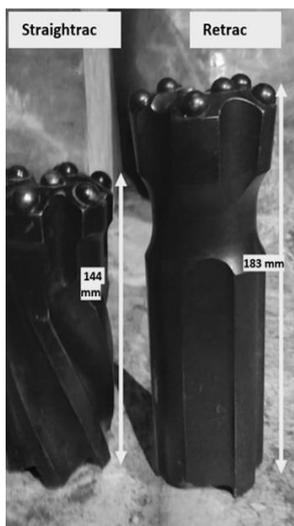


Fig.14 Diferencia de tipo de aceros para perforación, véase la diferencia del faldón corto y largo, los resultados para rocas tipo IVA con RMR [31-40] obtiene mejores resultados dentro de análisis de control de dilución por la evacuación de detritus y rendimiento de este.

4.3.3. Control de Perforación y Contorneo de Veta.

Parte de la *Colecta y Procesamiento de Datos*, se tiene la simulación del análisis de estabilidad en tajeos, para lo cual se delimita el tipo de roca de acuerdo con la clasificación RMR de Bieniawski, en la Fig.15 .

Los taladros que están <0.1mts del contorneo con las cajas no son considerados para el carguío. De ser roca encajonante con RMR < 41 se realiza el carguío con un explosivo de menor energía de detonación.

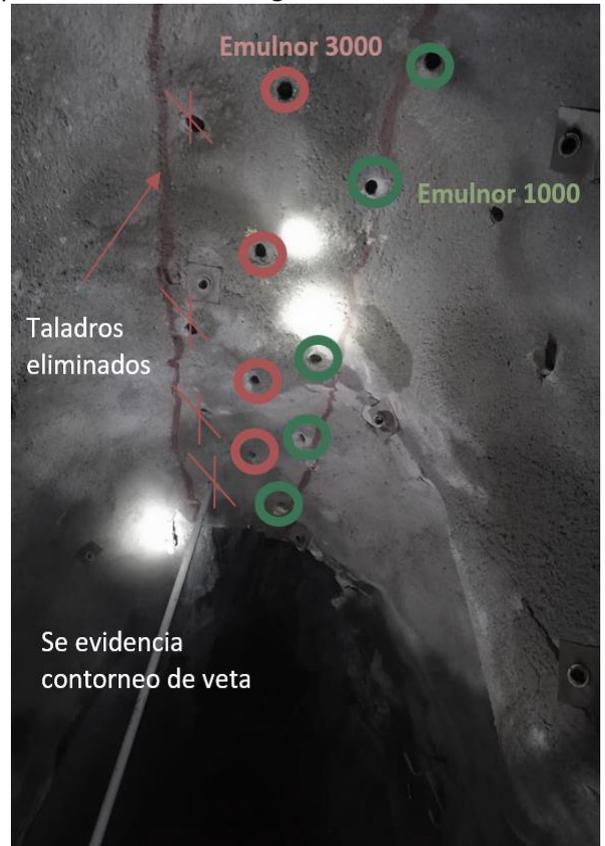


Fig.15 Verificación de taladros en filas de 2:1, de los cuales los taladros centrales se cargan con Emulnor de 1-1/2x12" de 3000, taladros de caja piso con Emulnor de menor potencia, mientras que los taladros de la caja techo no se cargan.



4.4. Toma de decisiones operativas

De acuerdo con la metodología de las Fig.3 y Fig.4 se contemplaron los siguientes análisis:

4.4.1. Análisis de los resultados operacionales;

Con esta metodología se pudieron explotar paneles de mineral con ancho de veta muy corto (véase fig. 16), los cuales fueron asignados a un programa de CAF por el ancho de veta <1 mts y ejecutado a un método más productivo con un valor por tonelada muy similar y a un costo muy por debajo que un CAF.

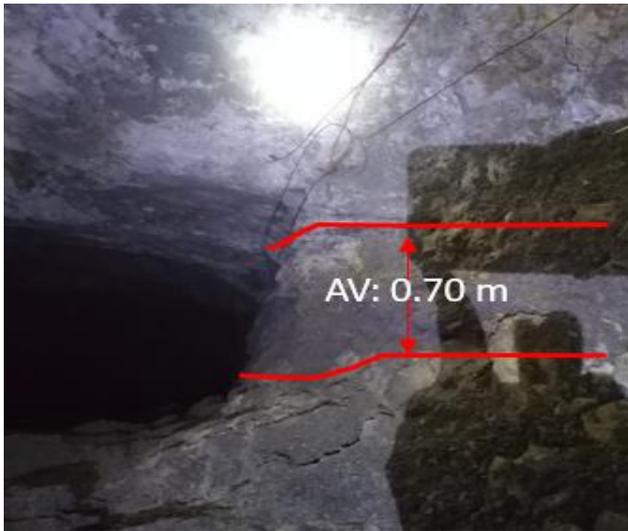


Fig.16 método de explotación de SLS en vetas angostas (0.7 mts)



Fig.17 Diseño de carguío utilizando tubería de PVC en carga desacoplada, la cual cada taladro tiene un diámetro de 64 mm, sin embargo, solo se cargaban 40mm (véase fig. 11), lo que disminuyó en un 37% la cantidad de explosivo cargado por tonelada. Con esta técnica se pudieron explotar paneles de mineral con ancho de veta de <0.8 mts para cajas regulares a malas de acuerdo con la clasificación de RMR.



Fig.18 Generación de Slots para Cara libre en SLS. Véase la perforación a 0.6 mts y ejecutado 0.65 mts.

4.4.2. Análisis de resultados económicos

De acuerdo con los resultados operacionales se puede demostrar que hay un impacto positivo en el CashCost(\$/t) un antes y después de las estrategias operacionales ya mencionadas (véase fig.19).

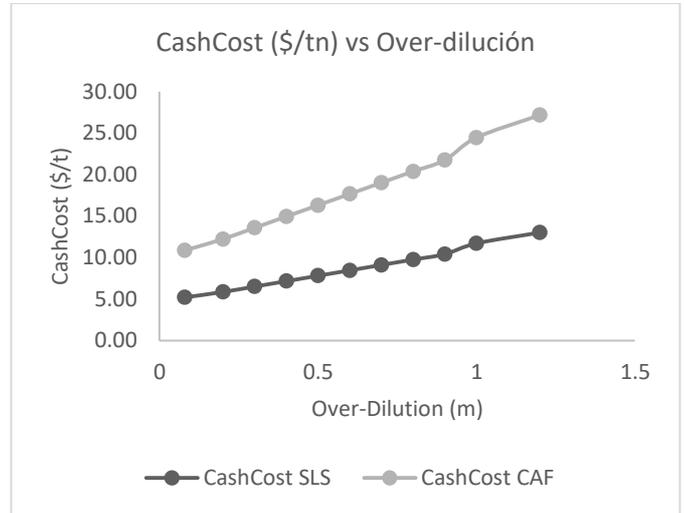


Fig. 19 Muestra la disminución del CashCost a medida que se reduce y controla la dilución en SLS o CAF.

4.4.3. Toma de decisión de acuerdo con el mejor escenario global (operacional + económico);

El optar por un método de explotación involucra varios parámetros, en los cuales hay un gran impacto en el tonelaje y costo por tonelada extraída.

Motivo a ello la explotación en vetas angostas mediante SLS ha ido en aumento (ver fig. 2) incluso hasta en anchos < 1 mt.

Esto ha permitido que el CashCost (\$/t) se reduzca en que varios paneles de mineral pasaron de CAF a SLS. (Véase fig. 20)

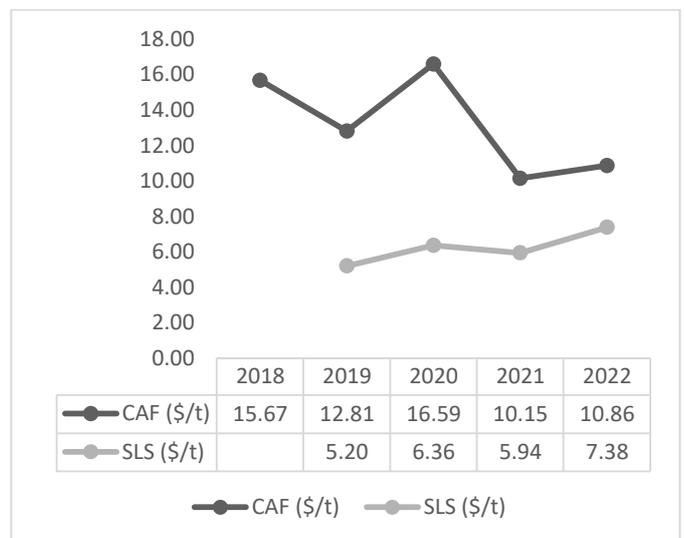


Fig. 20 Comparativo de costo operativo entre CAF vs SLS.

4.4.4. Definición e implementación de diagrama de flujo operativo.

De acuerdo con todo mencionado anteriormente, se estableció un flowsheet para la extracción de mineral y garantizar un resultado con menores costos, menor dilución y mayor productividad.

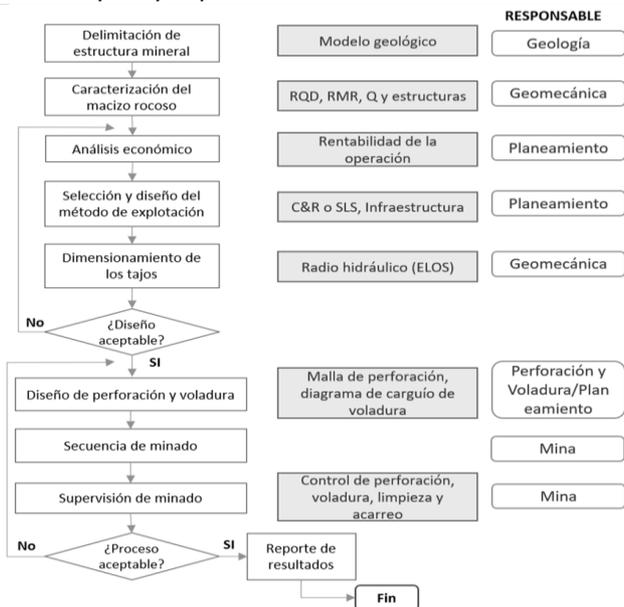


Fig. 21 Flowsheet para el control y reducción de dilución.

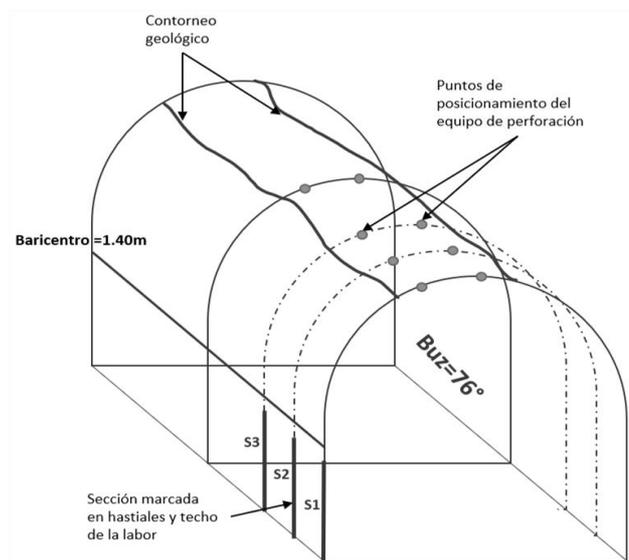


Fig. 22 Esquema de perforación positiva óptima en SLS.

5. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Es posible y se ha demostrado la explotación de vetas angostas en SLS de hasta 0.8 mts. Este resultado es muy favorable ya que en situaciones normales este tipo de estructuras angostas son explotadas mediante CAF.

Se muestra las curvas de sobrecosto anual de obtener sobre-dilución en un margen de [0.3-0.6] mts, sin embargo, con los controles, estrategias operaciones y metodología adecuada tenemos un margen positivo al controlar la dilución hasta en un 0.18 mts. (véase fig. 23)

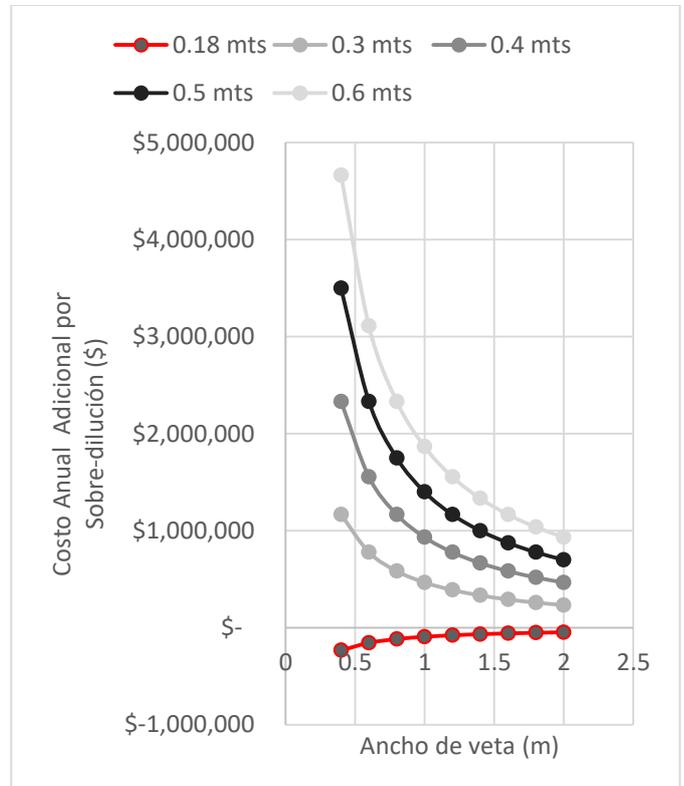


Fig. 23 Costo Anual de Sobre-Dilución vs Ancho de Veta (mts)

6. CONCLUSIONES

Mediante la metodología (véase fig.3-4) se pudo reducir, el factor de potencia en un 25% y la dilución pasó de un 40% a un 8% mediante el uso de tubería de PVC en la carga con carga desacoplada, control de desviación de taladros, uso adecuado de brocas por tipo de roca, control de perforación y contorneo de estructuras mineralizadas y una importante reducción en los costos operativos de un 31% al explotar en SLS frente a tajeos que se realizaban con CAF.

A una producción de 600,000 TM/AÑO un cambio de explotación de vetas angostas de CAF a SLS se tendría una reducción de 3.48\$/t lo cual significaría un margen positivo de 2,088,000 \$/año y con el control de dilución de 40% a 8% de aproximado de 2.4\$/tm, un ahorro de 1,400,000 \$/anual.

Esto tipo de estrategias operacionales pueden mecanizar minas que actualmente son convencionales para tener una mayor producción y un menor costo por tonelada.

REFERENCIAS

- Clark, L and Pakalnis, R, 1997. **An empirical design approach for estimating unplanned dilution from stope hanging walls and footwalls**, in **Proceedings 99th Canadian Institute of Mining and Metallurgy (CIM) Annual General Meeting**.
- Raffaldi, Michael Jon, J. *et al.* Cemented Paste Backfill Geomechanics at a Narrow-Vein Underhand Cut-and-Fill Mine. **Rock Mech Rock Eng.** 52, 4925–4940, 2019. <https://doi.org/10.1007/s00603-019-01850-4>
- Tao, G., Lu, M., Zhang, X., Zhang, R., & Zhu, Z. (2019). **A new diversion drawing technique for controlling ore loss and dilution during longitudinal sublevel caving**. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, **113**, **163–171**. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.12.006>
- Wang, S., Li, X., & Wang, S. (2018). **Three-dimensional mineral grade distribution modelling and longwall mining of an underground bauxite seam**. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, **103**, **123–136**. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.01.035>
- Zhang, X., Tao, G., & Zhu, Z. (2018). **Laboratory study of the influence of dip and ore width on gravity flow during longitudinal sublevel caving**. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, **103**, **179–185**. <https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2018.01.039>
- Ghazdali, Omar et al. Study and evaluation of the stability of underground mining method used in shallow-dip vein deposits hosted in poor quality rock. **Mining of Mineral Deposits**, v. 15, n. 3, p. 31-38, 2021.
- Brunton, I and Trueman, R, 2001. **Rock mass characterization at Barkers underground operation, KKMRC/AMIRA/BART II project report, pp 1-14 (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre: Brisbane)**.
- Ekanayake, K & Ekanayake, C. Suitability of the overhand cut-and-fill mining method for narrow vein graphite extraction — a case study, in Y Potvin (ed.). **Design Methods 2015: Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining**, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 307-313, 2015. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1511_18_Ekanayake
- NIST, Integration Definition for Function Modeling (IDEFO). FIPS PUB 183.** Federal Information Processing Standards Publication, National Institute of Standards and Technology. U.S. Department of Commerce. Technology Administration., 1993.
- Pakalnis, R C, Poulin, R and Hadjigeorgiou, J, 1995. **Quantifying the cost of dilution in underground mines**, **Mining Engineering**, 47(12): 1136-1141.
- Potvin, Y, 1988. Empirical stope design in Canada, PhD thesis (unpublished), Department of Mining and Minerals Processing, University of British Columbia, Vancouver.
- Elbrond, J, 1994. **Economic effects of ore losses and rock dilution**, **Canadian Institute of Mining and Metallurgy (CIM) Bulletin**,87(978):131-134.
- Revey, G F, 1998. **Effects and control of overbreak in underground mining**, **Mining Engineering**, 50(8):63-67.
- Scoble, M J and Moss, A, 1994. **Dilution in underground mining: Implications for production management**, **Mineral Resource Evaluation II: Methods and Case Histories**, **Geological Society Special Publication**, 79:95-108 (Geological Society Publishing House: London).

Perfil profesional

Asistente de Jefe de G. en Compañía Minera Kolpa, con sólidos conocimientos en sistemas de mejora continua Lean Six Sigma. Con experiencia en minería superficial, subterránea en vetas angostas y científica en proyectos de perforación, voladura de rocas y conminución en NAP Mineração, Sao Paulo Brasil.

Nombre del autor: Jairo Romero Huerta

Cargo: Asistente de Jefe de G

Empresa: Compañía Minera Kolpa

Correo electrónico: jromero@kolpa.com.pe

Teléfono / Celular: +51920551515

Dirección: Calle Independencia 452, Miraflores

Perfil profesional

Actual Gerente de Operaciones en Compañía Minera Kolpa, amplia experiencia en Gerenciamiento de Compañías Mineras, así como sólidos conocimientos en Planeamiento, Elaboración de Presupuestos y Control de Costos. Dirección y ejecución de Proyectos en el Sector Minero. Sólidos conocimientos en la Administración de RRHH, trabajando en las Comunidades Andinas del Perú y Comunidades en el Norte y Sur de Argentina. Conocimientos en Legislación de Seguridad Ambiental, y diseño de Proyectos Ambientales.

Nombre del coautor (1): Fernando Pajuelo Rincón

Cargo: Gerente de Operaciones

Empresa: Compañía Minera Kolpa

Correo electrónico: fpajuelo@kolpa.com.pe

Teléfono / Celular: (51) 615-4900 anexo 2060

Dirección: Calle independencia 452, Miraflores