

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Control de perforación y voladura en vetas angostas
para evaluar la dilución de minerales método de
explotación *bench and fill* - Unidad
Minera Uchucchacua**

Luis Fernando Huincho Chavez

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Julio Fredy Porras Mayta

AGRADECIMIENTO

Va mi agradecimiento sincero para los docentes de la escuela académica profesional de Ingeniería de Minas de la universidad Continental, de igual manera para mi asesor; quienes hicieron posible la culminación satisfactoria de esta tesis.

DEDICATORIA

Dedico este trabajo de investigación a todos mis familiares que me impulsaron para continuar en esta brega del saber.

ÍNDICE DE CONTENIDO

| | |
|---|-------|
| ASESOR | III |
| AGRADECIMIENTO..... | III |
| DEDICATORIA..... | IV |
| ÍNDICE DE CONTENIDO..... | IV |
| ÍNDICE DE TABLAS | IVIII |
| ÍNDICE DE FIGURAS | IX |
| RESUMEN | XI |
| ABSTRACT | XII |
| INTRODUCCIÓN | XIII |
| CAPITULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | 15 |
| 1.1. Planteamiento y formulación del problema | 15 |
| 1.1.1. Problema general | 16 |
| 1.1.2. Problemas específicos..... | 16 |
| 1.2. Objetivos | 16 |
| 1.2.1. Objetivo general | 16 |
| 1.2.2. Objetivos específicos..... | 16 |
| 1.3. Justificación..... | 17 |
| 1.3.1. Justificación práctica | 17 |
| 1.3.2. Justificación metodológica..... | 17 |
| 1.4. Hipótesis y descripción de variables | 17 |
| 1.4.1. Hipótesis general..... | 17 |
| 1.4.2. Hipótesis específicas..... | 18 |
| 1.5. Variables | 18 |
| 1.5.1. Variable Independiente (X):..... | 18 |
| 1.5.2. Variable dependiente (Y)..... | 18 |
| CAPITULO II MARCO TEÓRICO..... | 19 |
| 2.1. Antecedentes del problema..... | 19 |
| 2.2. Bases teóricas..... | 24 |
| 2.2.1. Introducción..... | 24 |
| 2.2.2. Sistemas de perforación a percusión | 25 |
| 2.2.3. Potencia de percusión | 26 |
| 2.3. Definición de términos | 29 |

| | |
|---|----|
| 2.4. Generalidades de mina | 30 |
| 2.4.1. Ubicación..... | 30 |
| 2.4.2. Accesos..... | 31 |
| 2.4.3. Geografía | 31 |
| 2.4.4. Geología..... | 32 |
| CAPITULO III METODOLOGÍA..... | 36 |
| 3.1. Métodos y alcances de la investigación | 36 |
| 3.1.1. Método general | 36 |
| 3.1.2. Tipo de investigación..... | 36 |
| 3.1.3. Nivel de investigación..... | 36 |
| 3.2. Diseño de investigación..... | 36 |
| 3.3. Población y muestra | 37 |
| 3.3.1. Población..... | 37 |
| 3.3.2. Muestra | 37 |
| 3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos..... | 37 |
| 3.4.1. Técnicas de recolección de datos | 37 |
| 3.4.2. Instrumentos de recolección de datos..... | 37 |
| CAPITULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN..... | 38 |
| 4.1. Escenario actual..... | 38 |
| 4.2. Evaluación geomecánica..... | 40 |
| 4.2.1. Condiciones de estabilidad en relación al minado <i>Bench & Fill</i> | 41 |
| 4.2.2. Condiciones de estabilidad estructuralmente controlada | 42 |
| 4.2.3. Estabilidad controlada por esfuerzos | 43 |
| 4.2.4. Monitoreo de convergencia | 45 |
| 4.2.5. Plazo inmediato - logueo geotécnico..... | 46 |
| 4.2.6. Geología..... | 47 |
| 4.3. Planeamiento de perforación y voladura..... | 47 |
| 4.3.1. Fundamento teórico baricentro | 47 |
| 4.3.2. Cumplimiento de programa de producción | 48 |
| 4.3.3. Cálculo de número de equipos de perforación radial..... | 51 |
| 4.3.4. Dilución | 52 |
| 4.3.5. Dilución planeada y dilución operativa..... | 52 |
| 4.3.6. Infraestructura..... | 52 |
| 4.3.7. Drenaje de la mina..... | 53 |

| | |
|--|----|
| 4.3.8. Perforación <i>Infill</i> | 54 |
| 4.4. Indicadores de gestión | 55 |
| 4.4.1. Dilución | 55 |
| 4.4.2. Balance de perforación | 58 |
| 4.4.3. Asignación de tareas | 59 |
| 4.5. Control de operaciones unitarias: perforación y voladura | 59 |
| 4.5.1. Perforación | 59 |
| 4.5.2. Voladura | 67 |
| 4.6. Discusión de resultados | 72 |
| 4.6.1. HE1: La evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción. | 72 |
| 4.6.2. HE2 De la evaluación geomecanica de vetas angostas permite caracterizar el macizo rocoso. | 72 |
| 4.6.3. HE3 Planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas..... | 73 |
| 4.6.4. HE4 La evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas ... | 74 |
| 4.6.5. HE5 El control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas | 75 |
| CONCLUSIONES..... | 76 |
| RECOMENDACIONES | 78 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS | 80 |
| ANEXOS | 81 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | |
|--|----|
| Tabla 1. Reservas geológicas de la mina Socorro a explotar en el tajo 6675 – 2..... | 33 |
| Tabla 2. Cumplimiento de perforación y producción en abril..... | 50 |
| Tabla 3. Balance de perforación..... | 58 |
| Tabla 4. Matriz de consistencia | 82 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1. Potencia de percusión. Parámetros | 27 |
| Figura 2. Esfuerzos sobre el varillaje | 29 |
| Figura 3. Ubicación y accesos a mina..... | 31 |
| Figura 4. Cumplimiento de programa de producción 2020..... | 39 |
| Figura 5. Zona disturbada por el minado de las preparaciones y con factores de seguridad | 40 |
| Figura 6. Análisis de rotura estructuralmente controlada con sostenimiento (split-set 7pies) – Undwedge | 42 |
| Figura 7. Análisis de rotura estructuralmente controlado con cable Bolt – Unwedge | 43 |
| Figura 8. Modelo geomecánico correspondiente a la Fila 34 | 44 |
| Figura 9. Modelo geomecánico correspondiente a la Fila 21 | 45 |
| Figura 10. Fisuramiento del concreto lanzado “shotcrete” debido a condición de esfuerzos | 46 |
| Figura 11. Baricentro | 48 |
| Figura 12. Cumplimiento de perforación | 49 |
| Figura 13. Cumplimiento de producción..... | 49 |
| Figura 14. Reporte de operación – perforación | 50 |
| Figura 15. Labores preparadas para producción..... | 51 |
| Figura 16. Dilución | 52 |
| Figura 17. Cálculo de la dilución planeada..... | 53 |
| Figura 18. Perforación Infill..... | 54 |
| Figura 19. Equipo DDH para secciones 3x3 m..... | 55 |
| Figura 20. Marco teórico para el control de dilución | 56 |
| Figura 21. Cálculo de dilución planeada o de diseño | 57 |
| Figura 22. Cálculo de dilución operativa | 57 |
| Figura 23. Tablero de control semanal..... | 58 |
| Figura 24. Plan de acción para cumplimiento de objetivos | 59 |
| Figura 25. Diagrama de espina de pescado de disponibilidad mecánica | 62 |
| Figura 26. Diagrama de espina de pescado de rendimiento | 63 |
| Figura 27. Diagrama de espina de pescado de utilización (primera parte) | 64 |
| Figura 28. Diagrama de espina de pescado de utilización (segunda parte)..... | 65 |

| | |
|--|----|
| Figura 29. Tiempo de perforación de un taladro..... | 66 |
| Figura 30. Cálculo de la carga operante de voladura..... | 68 |
| Figura 31. Carguío con emulex para los taladros de producción para control de cajas | 70 |
| Figura 32. Iniciación directa e inversa de cartuchos de emulsión | 71 |

RESUMEN

En la presente investigación se planteó como problema general: ¿Cómo influye la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill* - unidad minera Uchucchacua – 2020? El objetivo general fue determinar la influencia de la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill* - unidad minera Uchucchacua – 2020, y cuya hipótesis general a contrastar fue: la supervisión de los parámetros técnicos de la perforación y voladura en vetas angostas minimiza la dilución de minerales en el método de explotación *Bench and Fill* unidad minera Uchucchacua – 2020.

El método general de investigación fue el científico de tipo aplicada, de nivel explicativo de diseño no experimental, la población y la muestra censal estuvo conformado por los tajeos U.E.A. Uchucchacua Tj 3610 nivel Socorro bajo.

Producto de la investigación se concluye que los parámetros técnicos de la perforación y voladura deben de estar acorde al programa de producción inherente a la evaluación geomecánica mejorando la capacidad de perforación, disponibilidad mecánica, para de esta manera hacer sostenible los resultados operacionales, a través de la gestión de KPI's y de esta manera minimizar la dilución de los minerales.

Palabras claves: Perforación, voladura en vetas angostas, dilución de minerales y método de explotación *Bench and Fill*

ABSTRACT

The present investigation was posed as a general problem: How does drilling and blasting in narrow veins influence mineral dilution, Bench and Fill exploitation method - Uchucchacua mining unit - 2020 ?, whose general objective was: To determine the influence of the drilling and blasting in narrow veins versus dilution of minerals, Bench and Fill exploitation method - Uchucchacua mining unit - 2020, and whose general hypothesis to be tested was: The supervision of the technical parameters of drilling and blasting in narrow veins minimizes the Mineral dilution in the Bench and Fill mining method Uchucchacua - 2020.

The general method of research was the applied scientific method, of an explanatory level of non-experimental design, the population and the census sample was made up of the U.E.A. Uchucchacua Tj 3610 Low Socorro level.

As a result of the investigation, it is concluded: That the technical parameters of drilling and blasting must be in accordance with the production program inherent to the geomechanical evaluation, improving the drilling capacity, mechanical availability, in order to make the operational results sustainable, through of KPI's management and in this way minimize the dilution of minerals.

Keywords: Drilling, narrow vein blasting, mineral dilution, and Bench and Fill mining method

INTRODUCCIÓN

La presente investigación titulada: *Control de perforación y voladura en vetas angostas para evaluar la dilución de minerales método de explotación Bench and Fill - unidad minera Uchucchacua*, trata de resolver el problema de la perforación, ya que es una de las operaciones más importantes dentro de la actividad minera. Sea cualquiera el método con que se lleve a cabo, la perforación se basa en el mismo principio: en la percusión y el giro continuo de un barreno.

La disminución de la ley de mineral por la mezcla entre minerales o que se encuentran por debajo de la ley mínima explotable o por materiales estériles con el mineral económico es una de las principales preocupaciones de los ingenieros de minas. La dilución de minerales conduce a una serie de problemas en el proceso de extracción y concentración de los minerales, los cuales crean prejuicios económicos. El costo de trasladar una tonelada de material estéril a la planta de tratamiento es un factor determinante en la rentabilidad de muchas minas. En este sentido, estudios de optimización de voladuras mediante la aplicación de controles de diseños y secuenciación de tiempos especiales pretenden minimizar la dilución por contacto entre materiales con distintas leyes o entre el mineral y estériles, permitiendo un eficiente proceso de excavación selectiva para dirigir correctamente el material obtenido a la planta de tratamiento o al botadero (escombro), según proceda.

Para una mejor comprensión: la tesis se desarrolló en cuatro capítulos los cuales contienen la siguiente información:

En el capítulo I se detalla el planteamiento y formulación del problema dando a conocer el problema general y específico, del mismo modo se cita el objetivo general y específico seguidamente de la justificación práctica y metodológica; para culminar este capítulo se exponen la hipótesis general, específica y las variables de esta investigación.

El capítulo II trata de los antecedentes nacionales e internacionales, así como de las bases teóricas y la definición de términos básicos de la investigación.

El capítulo II está destinada para la metodología de la investigación, donde se resalta el método general, tipo, nivel, diseño, población y muestra, así como las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

En el capítulo IV titulado: resultados y discusión, se exponen los datos que se obtuvieron de la investigación.

Finalmente, se dan a conocer las conclusiones recomendaciones, referencias bibliográficas y anexos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

La perforación es una de las operaciones más importantes dentro de la actividad minera. Sea cualquiera el método con que se lleve a cabo, la perforación se basa en el mismo principio: en la percusión y el giro continuo de un barreno.

La disminución de la ley de mineral por la mezcla entre minerales o que se encuentran por debajo de la ley mínima explotable o por materiales estériles con el mineral económico es una de las principales preocupaciones de los ingenieros de minas. La dilución de minerales conduce a una serie de problemas en el proceso de extracción y concentración de los minerales los cuales se crean prejuicios económicos. El costo de trasladar una tonelada de material estéril a la planta de tratamiento es un factor determinante en la rentabilidad de muchas minas. En este sentido, estudios de optimización de voladuras mediante la aplicación de controles de diseños y secuenciación de tiempos especiales pretenden minimizar la dilución por contacto entre materiales con distintas leyes o entre el mineral y estériles, permitiendo un eficiente proceso de excavación selectiva para dirigir correctamente el material obtenido a la planta de tratamiento o al botadero (escombro), según proceda.

En tal sentido se hace necesario realizar una investigación con la finalidad de establecer las causas que genera el problema de dilución de los minerales.

1.1.1. Problema general

¿Cómo influye la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill* - unidad minera Uchucchacua – 2020?

1.1.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*?
- b) ¿Cómo influye la evaluación geomecánica de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*?
- c) ¿Cómo influye el planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*?
- d) ¿Cuál es el resultado de la evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*?
- e) ¿Cómo influye el control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*?

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

Determinar la influencia de la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill* - unidad minera Uchucchacua – 2020

1.2.2. Objetivos específicos

- a) Realizar la evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*

- b) Realizar la evaluación geomecánica de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.
- c) Establecer la influencia del planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.
- d) Realizar la evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.
- e) Evaluar el control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

1.3. Justificación

1.3.1. Justificación práctica

La presente investigación se propone realizar la investigación de las operaciones unitarias como es la perforación y voladura de taladros largos con la finalidad de evaluar la dilución de minerales en la explotación de tajeos en vetas angostas aplicando el método de explotación *bench and fill* en los tajeos ubicados en el Nv 3610 de la zona Socorro Bajo; de esta manera se pretende presentar una propuesta de solución al problema de la dilución de los minerales.

1.3.2. Justificación metodológica

Con la finalidad de desarrollar la presente tesis, el investigador hará uso de metodologías propias para la toma de información *insitu*, los cuales serán procesados en forma ordenada y sistemática, estas metodologías podrán servir de base para otras investigaciones similares.

1.4. Hipótesis y descripción de variables

1.4.1. Hipótesis general

La supervisión de los parámetros técnicos de la perforación y voladura en vetas angostas minimiza la dilución de minerales en el método de explotación *Bench and Fill* unidad minera Uchucchacua – 2020.

1.4.2. Hipótesis específicas

- a) La evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas permite reducir la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

- b) La evaluación geomecánica de vetas angostas permite caracterizar el macizo rocoso para reducir la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

- c) El planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas permite controlar la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

- d) La evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas mediante el balance de perforación reduce la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

- e) El control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas mediante la supervisión de la perforación y voladura reducen la dilución de minerales, método de explotación *Bench and Fill*.

1.5. Variables

1.5.1. Variable Independiente (X):

Perforación y voladura

Indicadores:

- Escenario actual
- Evaluación geomecánica
- Planeamiento de perforación y voladura
- Indicadores de gestión
- Control de operaciones unitarias

1.5.2. Variable dependiente (Y)

Dilución de minerales

Indicadores:

- Ley de minerales

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

- Tesis para optar el título de Ingeniero Civil de Minas denominada: “*Evaluación técnico-económica del método Sublevel Stoping y su variante LBH*”. La investigación tiene como objetivo general realizar un análisis técnico-económico para identificar factores que afecten la economía de la aplicación del método *Sublevel Stoping* y su variante LBH. Asimismo, presenta varios objetivos específicos. El primero es realizar un análisis técnico de la aplicación del diseño, desarrollo y producción del método *Sublevel Stoping* y su variante LBH en base a un caso ideal de estudio. En segundo lugar, estudiar la variabilidad en casos en que se haya implementado el método *Sublevel Stoping* y su variante LBH en diferentes tipos de macizo rocoso. Por último, realizar una evaluación económica del método *Sublevel Stoping* y su variante LBH. Producto de la investigación se concluye que el método *Sublevel Stoping* es rentable una vez que se han realizado las labores de construcción, ya sea utilizando el diseño estándar o su variante LBH, y que una vez que comienza la etapa de producción se ven reflejados los ingresos reales de la mina. La variante LBH promete un avance en la producción en menos tiempo debido a la longitud de sus perforaciones y un menor índice de utilización de explosivos durante la etapa de perforación y tronadura. Por otro lado, en cuanto al análisis técnico realizado, la variante LBH llega para acomodar al método estándar debido a su diseño, que remueve una menor cantidad de material y permite

un mayor avance a un menor costo de producción. La variante se puede aplicar siempre y cuando la roca se encuentre en los parámetros de un RMR mínimo de 75, ya que en los casos que se ha aplicado el método estándar con RMR de 50 se han presentado derrumbes y condiciones de trabajo riesgosas. De esta manera es necesario conocer las condiciones del macizo rocoso y que éste se encuentre calificado para trabajar con perforaciones de gran longitud. De no encontrarse una roca con estas características es recomendable trabajar con el método *Sublevel Stopping* estándar. Finalmente, una vez realizado el análisis económico se ve reflejada una realidad completamente distinta a la esperada, tanto el método *Sublevel Stopping* estándar como el *Sublevel Stopping* con su variante LBH son rentables en el tiempo y son especialmente sensibles a la ley media con la que se trabaja. El método *Sublevel Stopping* sin su variante tiene mucho más desarrollo y movimiento de material, y por ende un costo de producción mucho mayor. Ambos diseños son rentables en el tiempo, lo que diferencia la aplicación de la variante es su costo de perforación de producción y finalmente la decisión de utilizarla o no puede depender del capital que se encuentre disponible al momento de invertir, la calidad del yacimiento que se va a trabajar y la disposición de equipos DTH para utilizar perforaciones de gran longitud.(1)

- Tesis para optar el título de Ingeniero Civil de Minas denominada: “*Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla*”. La investigación tiene como objetivo general realizar una estimación de los costos asociados al método *Bench & Fill* en la forma del *opex*, para luego determinar su eficacia por medio de una comparación con el método actual *Cut & Fill post room and pill*. Los objetivos específicos son cinco. El primero es la descripción y revisión de la necesidad de aplicar *Bench & Fill* en la mina Estefanía. El segundo es la aplicabilidad del método *Bench & Fill* en los sectores ABW y D4 de la mina. El tercero, presentar los parámetros relevantes de diseño del nivel piloto, secuencia de explotación y operaciones unitarias necesarias. Además, desarrollar una evaluación económica del método en estudio, estimando los distintos costos relacionados e inversiones a incurrir en su aplicación. El quinto es generar un modelo computacional que permita estimar los costos de método *Bench & Fill* aplicado en Minera Michilla. Producto de su investigación

concluye que siguiendo la metodología planteada a lo largo del proceso se pudo lograr la confección de un modelo computacional que permite estimar los costos directos del Bench & Fill, siendo posible modificar los parámetros de entrada (parámetros de diseño) para así lograr obtener los costos del método en distintos escenarios. Esto permite una clara ventaja al momento de decidir qué cuerpos explotar en el yacimiento, logrando reducir los trabajos de ingeniería previos. (2)

La estimación económica realizada entrega un costo de mina para el *Bench & Fill* de 34,3 \$/t, donde los principales costos se deben al carguío y transporte del material obtenido. Al comparar el costo mina del B&F con el costo del CFPRP (46,5 \$/t), se puede apreciar que el costo total del primero resulta ser hasta un 25 % más bajo que el método de explotación actualmente utilizado. (2)

Los resultados obtenidos eran los esperados al inicio del estudio, no toma más que observar las principales características que rigen a ambos métodos. El B&F se basa en la extracción de cámaras, en donde el mayor dimensionamiento permite una alta productividad y a su vez reducción de los costos (todo esto en desmedro de la selectividad), además es necesario observar las necesidades del CFPRP, en donde se requiere de mayores esfuerzos por medio de trabajos de fortificación para asegurar la estabilidad de las labores. (2)

Pese a que el método B&F resulta ser más económico en la mayoría de las operaciones unitarias, es interesante observar que el costo asociado a la instalación del relleno es de 3,77 \$/t, siendo más del 10 % del costo mina total (34,3 \$/t), lo cual es comparable a la situación que se encuentra el CFPRP. Una opción a estudiar es la factibilidad de cambiar el relleno en seco por un relleno en seco más cemento o lechada, con la finalidad de reducir la cantidad de cámaras a rellenar. (2)

Dentro de los aspectos mejorables del estudio realizado salta claramente a la vista la necesidad de evaluar el sistema de transporte interior mina. En la actualidad todo transporte de material está a cargo de la empresa Astudillo, donde se cobra un cargo fijo por cada tonelada movida. Sería recomendable que

la empresa Michilla S.A. pueda evaluar la internalización del sistema de transporte, así se podría llevar un mayor control de los trabajos como también se podría lograr una posible reducción de costos para algunos casos”.

Otra arista que sería interesante analizar es la posible recuperación de las losas presentes. De acuerdo a estudios previos realizados por la empresa EMT, dependiendo de la loza que se esté trabajando y su ubicación espacial, sería posible alcanzar una recuperación de hasta el 90% del material presente en esta. Al efectuar estos trabajos podría ser posible prolongar la vida útil de la mina en al menos un trimestre. (2)

- Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas denominada: “*Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stopping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuane SAC*”. El objetivo general de la investigación fue diseñar e implementar el método de explotación *Bench and Fill Stopping* en vetas angostas tipo Rosario en minera Chalhuane y sus objetivos específicos son tres. En primer lugar, analizar la geomecánica de la veta Rosario para implementar el método de explotación *Bench and Fill Stopping* en minera Chalhuane SAC. Además, demostrar una alternativa de explotación para yacimientos auríferos de vetas angostas, desde un punto de vista de inversión mínima, con tecnología creativa, sin caer en informalidad; cuidando el medio ambiente y aplicando las normas de seguridad y salud ocupacional en minería. Por último, dimensionar de manera adecuada el tamaño del tajo de acuerdo al método de explotación *Bench and fill stopping* en vetas. (3)

Las conclusiones de su investigación son:

Las condiciones geomecánicas de la roca en la veta Viento ha dado como resultado un RMR en mineral 55, Caja piso 65, Caja techo 60 haciendo factible la implementación y diseño del método de explotación *Bench and Fill Stopping*.

Los resultados obtenidos durante el diseño y aplicación del método *Bench and Fill*, incremento la producción del Tj 460 de 960 ton al mes a 6000 t, dando como

resultado la vida del tajo de 3 meses, reduciendo el costo de producción de 62.40 \$/t a 41.36 \$/t. Logrando con ello la viabilidad de implementar este método en la explotación de vetas angostas en minera Chaluane S. A. C. (3)

El costo de inversión del método de explotación *Bench and Fill Stopping* en vetas angostas es equivalente a 744 678.53 \$, el cual es menor que el proyectado por el método de explotación *Cut anf Fill* (1 276 705.19 \$), resultando ser el más económico en la mayoría de las operaciones. (3)

Con la implementación del método Bench and Fill, se logra mejorar la seguridad personal de la mina en donde no se requiere de mayores esfuerzos por medio de trabajos de fortificación para asegurar la estabilidad de las labores.

- Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas denominada: “*Incremento de la producción mediante la aplicación del método Bench & Fill en veta el Ángel del tajo 227 NE de compañía minera Brexia Goldplata Perú S. A. C*”. El objetivo general fue incrementar la producción mediante la aplicación de un nuevo método de explotación subterránea de la veta el Ángel del Tajo 227 NE de compañía minera *Brexia Goldplata Perú S. A. C*. Los objetivos específicos son dos. Primero, incrementar la producción de mineral al aplicar el método *Bench & Fill* en veta el Ángel del tajo 227 NE de compañía minera *Brexia Goldplata Perú S.A.C*. El segundo, reducir los costos de producción al aplicar el método Bench & Fill en veta el Ángel del Tajo 227 NE de Compañía Minera *Brexia Goldplata Perú S.A.C*. (4)

Las conclusiones de su investigación son:

La aplicación del nuevo método Bench & Fill de explotación subterránea ha logrado incrementar la producción en la veta el Ángel del tajo 227 NE de la compañía minera *Brexia Goldplata Perú S.A.C*. mecanizando la perforación con un equipo *Nautilus* y la extracción del mineral con el equipo *Scooptram ST – 2G* con un sistema de control remoto. (4)

Se muestra de forma efectiva la incrementación de producción de mineral al aplicar el método Bench & Fill en la veta el Ángel del tajo 227 NE de la compañía minera *Brexia Goldplata* Perú S. A. C. debido a la explotación de tajos de 10 metros de altura, teniendo una mayor productividad por guardia de 22.5 t/hombre-día. (4)

Este método permitió reducir los costos operativos de la compañía minera *Brexia Goldplata* Perú S. A. C. Como se puede apreciar en la comparación de las tablas 22 y 23 en las que se muestran los costos operativos del método *Bench & Fill* (28.49 \$/t) y Corte y Relleno (41.58 \$/t); obteniendo un margen de utilidad al utilizar el método *Bench & Fill* de 20.78 \$/t como se puede apreciar a detalle en la tabla 24. (4)

Es importante realizar un detallado estudio geomecánico, que nos permita analizar si es factible o no la aplicación del método *Bench & Fill*, debido a que son determinantes conocer si la calidad del macizo rocoso es viable para el método, teniendo en cuenta el tiempo de autosoporte y el radio hidráulico principalmente. (4)

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Introducción

La perforación y voladura es una técnica aplicable a la extracción de roca en terrenos competentes, donde los medios mecánicos no son aplicables de una manera rentable. Así, partiendo de esta definición, este método es aplicable a cualquier método de explotación, bien en minería, bien en obra civil, donde sea necesario un movimiento de tierras.

La técnica de perforación y voladura se basa en la ejecución de perforaciones en la roca, donde posteriormente se colocarán explosivos que, mediante su detonación, transmiten la energía necesaria para la fragmentación del macizo rocoso a explotar.

De esta forma, se tienen dos tecnologías claramente diferenciadas: la tecnología de la perforación y la tecnología de diseño y ejecución de voladuras.

Las técnicas de perforación, además de la aplicación a la ejecución de perforaciones para voladuras, se emplean para multitud de aplicaciones, como puede ser la exploración, drenajes, sostenimiento, etc.

La perforación en roca ha ido evolucionando con el tiempo con la incorporación y empleo de diferentes tecnologías, aunque muchas han ido cayendo en desuso, bien por la eficiencia conseguida, o bien por otros condicionantes externos (económicos, medioambientales, etc.). Las más empleadas y desarrolladas se basan en sistemas de perforación mecánicos, conocidos como sistemas de perforación “a rotación” y “a percusión”. Son estos métodos, cuya eficacia se enmarca en energías específicas por debajo de los 1.000 J/cm^3 , los que serán más ampliamente descritos y desarrollados en este libro.

Existe una relación intrínseca entre la perforación y la voladura, ya que puede afirmarse categóricamente que “una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”. Se entiende por buena perforación aquella que se ha hecho con los medios y técnicas más adecuadas y que además se ha ejecutado de forma correcta. Asimismo, una buena voladura será aquella que cumple con el objetivo para el que fue diseñada.

2.2.2. Sistemas de perforación a percusión

Esta denominación engloba todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por impacto de un útil de filo más o menos aguzado sobre la misma.

Los sistemas de percusión simple son todavía utilizados en algunos equipos viejos de perforación de pozos de agua (perforadoras de cable), que básicamente consisten en un trépano en forma de cuchilla con el filo inferior más o menos aguzado y que, suspendido de un cable, se deja caer sobre el fondo del pozo. En este fondo se retiran periódicamente los fragmentos producidos mediante un útil especial (cuchara) que los recoge junto con una cierta cantidad de agua que se añade para facilitar la operación. Este sistema se encuentra en la actualidad totalmente obsoleto.

En estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación.

El martillo es el elemento que proporciona la percusión mediante el movimiento alternativo de una pieza de choque, que es el pistón, que sucesivamente golpea sobre el utillaje de perforación. El pistón puede ser accionado por aire comprimido (perforación neumática) o por aceite hidráulico (perforación hidráulica).

2.2.3. Potencia de percusión

Dado que la única forma técnicamente aceptable de valorar un martillo perforador es su potencia de percusión y su eficiencia es conveniente describir y analizar los aspectos que definen esta potencia, las distintas formas que existen de medirla y los parámetros de los que depende.

La figura 1 representa esquemáticamente el mecanismo de percusión de un martillo. Este mecanismo consta de una pieza móvil (pistón) que se desplaza con un movimiento de vaivén en el interior de una cámara (cilindro) por la acción que un fluido a presión (aire o aceite) ejerce sobre una determinada superficie (área de trabajo). La longitud de este desplazamiento que en general es una constante de diseño se denomina carrera.

Los sistemas que se utilizan actualmente son rotopercusivos, en los que además de la percusión proporcionan al útil de corte un movimiento de rotación y una relativamente pequeña fuerza de empuje para una transmisión de la energía más eficaz.

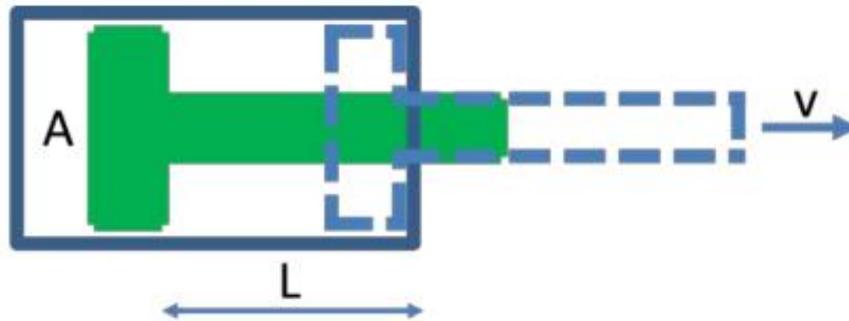


Figura 1. Potencia de percusión. Parámetros

El cálculo de la energía de impacto “E” podría hacerse de dos formas:

- Una primera sería haciendo el cálculo del trabajo realizado sobre el pistón mediante la siguiente expresión:

$$E1 = P_m * A$$

Siendo:

P_m = Presión media efectiva del fluido.

A = Área de trabajo del pistón.

L = Carrera.

Otra forma de hacerlo, que descontaría las pérdidas por rozamiento, sería mediante el cálculo de la energía cinética del pistón al final de su carrera:

$$E2 = \frac{1}{2} * M * V^2$$

Siendo:

M = Masa del pistón.

V = Velocidad del pistón al final de la carrera.

Generalmente, es bastante aproximado suponer que:

$$E2 = K * E1; (K < 1)$$

Esta proporcionalidad entre $E2$ y $E1$ permite, despejando V , escribir la siguiente proporcionalidad:

$$V \propto \left(\frac{2 * P_m * A * L}{M} \right)^{1/2}$$

Por otra parte, existe también una proporcionalidad, función de las variables de diseño, entre la velocidad final del pistón V y el producto de la carrera por la frecuencia de impacto:

$$V \propto (L \cdot N)$$

siendo N la Frecuencia de Impacto De estas dos relaciones de proporcionalidad, se puede extraer una tercera para calcular la potencia de percusión:

$$W \propto E \cdot N \propto P_m \cdot A \cdot L \cdot N \propto P_m \cdot A \cdot V$$

Esta relación indica que la presión del fluido de accionamiento y el área de trabajo del pistón son los parámetros que más inciden en la potencia de percusión del martillo. Las tres variables M , A y L son variables de diseño sobre las que el operador no puede actuar. Sin embargo, sí podrá hacerlo sobre la presión del fluido de accionamiento para obtener una gama de potencias de percusión, según requiera cada aplicación en concreto.

Existe aún una tercera forma de calcular la energía de impacto mediante el registro de los esfuerzos de compresión generados por la onda de choque que recorre el varillaje. Ello dará lugar a un registro como el que se representa en la figura 2, donde varios trenes de ondas, tanto incidentes como reflejadas, recorren el varillaje en ambos sentidos. En dicha figura puede apreciarse por un lado la onda incidente que es lógicamente de compresión y también, un cierto tiempo después, la onda reflejada, que tiene dos partes: una primera de tracción que se corresponde con la penetración de la broca en el terreno y otra de compresión que es la reacción que produce la roca en el instante en que cesa esta penetración.

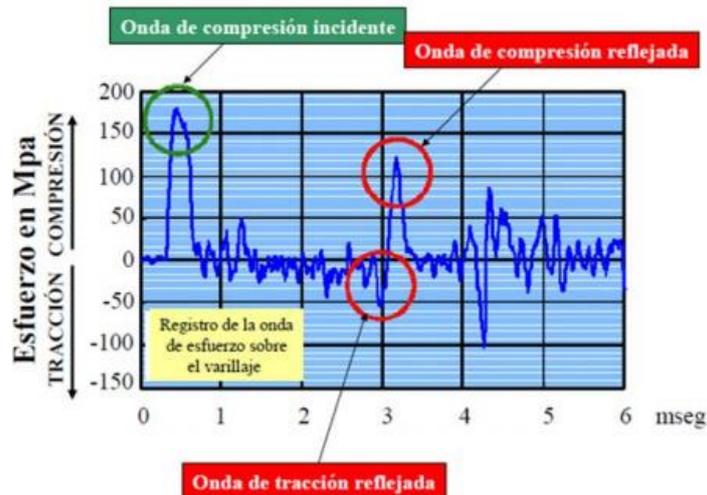


Figura 2. Esfuerzos sobre el varillaje

2.3. Definición de términos

Burden

Se define como la distancia más corta al punto de alivio al momento que el barrenado detona, es uno de los factores más importantes en el diseño de la tronadura, el efecto de la variación del burden en general es mucho mayor que las otras variables

Desviación de perforación

La desviación en la perforación de los barrenos, está dividida en 4 clases distintas: Error en la marcación de la perforación, desviación por alineación del brazo del jumbo, deflexión en la perforación y desviaciones profundas.

Dilución

Se define comúnmente como dilución a la mezcla de mineral con estéril, mediante la cual se lleva bien a procesar un material que no tiene el valor económico previsto, o bien se arroja a la escombrera mineral, con la consiguiente pérdida de aprovechamiento de las reservas.

Espaciamiento

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila. Se calcula en relación con la longitud del bordo, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

Perforación

Consiste en abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar el explosivo y sus accesorios. La perforación se realiza con equipos que combinan los efectos de percusión y rotación, con lo que se produce la trituración de la roca.

Recuperación

El porcentaje de metal valioso en el mineral que se recupera por medio de un tratamiento metalúrgico.

Voladura

Es la acción de fracturar o fragmentar la roca, el suelo duro, el hormigón o de desprender algún elemento metálico, mediante el empleo de explosivos.

2.4. Generalidades de mina

2.4.1. Ubicación

La mina Uchucchacua de la compañía de minas Buenaventura S. A. A. geográficamente se sitúa en la vertiente occidental de los Andes, correspondiendo al distrito y provincia de Oyón del departamento de Lima. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas:

- ✓ 10° 36´ 34" latitud sur
- ✓ 76° 59´ 56" longitud oeste

La unidad minera se encuentra a una altura entre los 4,300 y 5,000 m s. n. m. Se encuentra aproximadamente a 180 km en línea recta al NE de la ciudad de Lima".

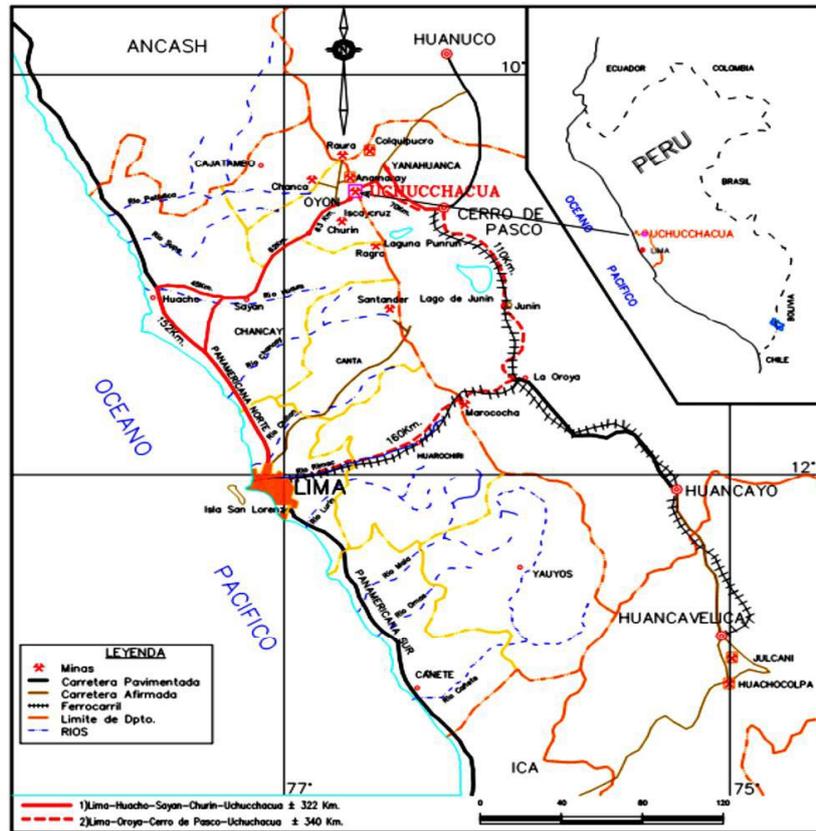


Figura 3. Ubicación y accesos a mina
Tomado de compañía de minas Buenaventura S. A. A.

2.4.2. Accesos

El acceso principal desde la ciudad de Lima hasta la zona de estudio es por dos rutas:

- ✓ La principal lo constituye en primer término el tramo asfaltado Lima - Huacho de 152 km y de Huacho - Sayan de 45 km, posteriormente un tramo afirmado de Sayan-Churín de 62 Km. y Churín-Uchucchacua de 63 km; totalizando 322 km.
- ✓ El segundo acceso es el que une Lima - La Oroya - Cerro de Pasco de 270 km. asfaltado y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 km, afirmado, totalizando 340 km.

2.4.3. Geografía

La zona muestra en la parte central del distrito minero de Uchucchacua la divisoria continental de los andes, angosta y abrupta que llega hasta 5 200 m s. n. m. Hacia el oeste de este lineamiento se suceden quebradas en “V” y “U”

flanqueadas por altos picos y al Este una porción de la planicie altiplánica interceptada por numerosas quebradas y picos sobre los 4 800 m s. n. m.

El clima es frío y seco entre los meses de abril a diciembre, tornándose lluvioso de enero a marzo, pero con temperaturas frías a moderadas”.

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura.

2.4.4. Geología

A) Geología estructural

El movimiento de la placa oceánica debajo de la placa continental ha producido fases comprensivas y distensivas comprometidas en la evolución de los Andes. Característica de este fenómeno se evidencia en una serie de detalles estructurales de diversa magnitud, afectando a las rocas sedimentarias de la zona de Uchucchacua. El aspecto estructural es de suma importancia.

✓ Pliegues

Las fases comprensivas han plegado los sedimentos cretácicos formando el anticlinal de Cachipampa, en una orientación NW-SE e inclinado hacia su flanco occidental. Adyacente a la ubicación del anticlinal de Cachipampa, se localiza mucha de la mineralización presente en la mina. Entre ellas, también se ha emplazado veta Gina Socorro junto a la mina Socorro.

B) Geología económica

El área de Socorro es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales fueron los canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que formaron los cuerpos de mineral.

La mineralización económica de mina Socorro es básicamente de plata, como subproductos se extraen zinc y plomo. Asimismo, se observa una amplia gama

de minerales de ganga de muy rara naturaleza como es el caso de la alabandita (sulfuro de manganeso).

En el tajo 6675 - 2 se cuentan con los blocks 16 y 30 que tienen una reserva geológica de 258,755 TCS con una ley promedio de 19.3 Oz Ag/TCS, 0.9 % Pb y 1.1% Zn.

La potencia del cuerpo es aproximadamente 8 metros y la potencia de los tajos es de 5 metros en promedio, 200 metros de largo y 60 metros de altura para el tajeo que se va a explotar por tajeo por subniveles.

C) Recursos minerales

La mina Socorro se conoce desde superficie. En el nivel superior se desarrolló, preparó y explotó esta estructura mineralizada. Luego por la información de los sondajes diamantinos se decidió profundizar la Rampa 626 hasta el tajo 6675 - 2 desarrollando la mina Socorro con silicatos, alabandita y material arcilloso oxidado. En la tabla N° 01 se detalla los recursos minerales o reservas geológicas presentes en la mina Socorro y veta Gina Socorro.

Tabla 1. Reservas geológicas de la mina Socorro a explotar en el tajo 6675 – 2

| Block | TCS | Oz Ag/TCS | % Pb | % Zn | % Mn | Oz Ag-Eq | US \$/TM |
|--------------|----------------|-------------|------------|------------|--------------|-------------|--------------|
| 16 | 108,005 | 20.1 | 1.4 | 1.4 | 19.95 | 22.9 | 78.00 |
| 30 | 150,750 | 18.7 | 0.6 | 0.8 | 19.31 | 20.1 | 66.90 |
| TOTAL | 258,755 | 19.3 | 0.9 | 1.1 | 19.57 | 21.3 | 71.71 |

Tomado de compañía de minas Buenaventura S. A. A.

D) Afloramientos

La mina Socorro en superficie presenta una longitud de 2500 metros y posee un relleno mineralizante de calcita masiva, bandas de óxidos de Fe, Mn y caliza recristalizada.

E) Mineralogía

La mineralogía de la mina Socorro y veta Gina Socorro es compleja, con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

✓ **Mena:** Proustita, Pirargirita, Esfalerita, Marmatita, Jamesonita, Chalcopirita.

- ✓ **Ganga:** Pirita, Alabandita, Rodocrosita, Calcita, Estibina, Oropimente, Rejalgar.

F) Mineralización

✓ **Paragénesis**

En los cuerpos de reemplazamiento como la mina Socorro y veta Gina Socorro se sugiere una primera etapa rica en Fe-Mn-Zn con predominancia de sulfuros de Fe, sobre ella precipita un periodo de Mn-Cu, el cobre siempre en cantidades subordinadas". "La siguiente etapa marca la asociación Mn-Fe, con abundancia de silicato de Mn; finalmente la mineralización de plata rojas con algo de calcita, estibina y rejalgar tardíos.

✓ **Tipo de mineralización**

Debido a los movimientos de las minas regionales, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Chambará Superior, Medio e Inferior. Posee un ligero desplazamiento relativo en los componentes vertical y horizontal. El relleno mineralógico como se indicó anteriormente es mayormente de sulfuros tales como galena, esfalerita, pirita, platas rojas, alabandita como también, rodocrosita, rodonita y calcita. En menor cantidad presenta silicatos.

G) Guías de mineralización

En superficie se reconoció la mina Socorro descrita anteriormente. Dicha mina se origina a partir de la mineralización regional que origino el fracturamiento y brechamiento de la caliza de la formación Chambará y permitió la migración y deposición de los minerales. Además, la conjugación de fracturamiento débil con Minas principales o fuertes favoreció la deposición del mineral.

✓ **Mineralógica**

La presencia en superficie del relleno de la mina Socorro de calcita masiva con lentes de manganeso y Hematita fueron los indicadores de una posible mineralización de la mina. En interior mina, durante la etapa de exploración, se observó la asociación de la galena de grano grueso y fina con la pirita fina la que está asociada a mineralización de plata. La alabandita y magnetita contienen plata en solución sólida; los silicatos de manganeso se encuentran identificados

con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral. Asimismo, la calcita siempre se encuentra rodeando a los cuerpos y está en ambas cajas de las estructuras tabulares.”

✓ **Litológico**

Las calizas de la formación Chambará juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización. La exploración definió el emplazamiento de la Mina Socorro en dicha formación.

Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las rocas sedimentarias del cretáceo. Sobre ellas se tiene al volcánico terciario y atravesando a ambas se observan dos tipos de intrusivos. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos.

La mineralización de veta Gina Socorro se ha emplazado en la formación Chambará Medio, horizonte favorable para la mineralización de diversas vetas y cuerpos de Uchucchacua.

CAPITULO III

METODOLOGIA

3.1. Métodos y alcances de la investigación

3.1.1. Método general

El método general de la investigación es el científico, debido que la finalidad generar nuevo conocimiento a través del empirismo y la medición la cual está sujeto a la razón, para encontrar la solución al problema planteado.

3.1.2. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, debido a que en una primera instancia se aplican los conocimientos de la investigación básica para solucionar el problema de la dilución que se presenta en los en la explotación de minerales en los diferentes tajeos de la unidad minera.

3.1.3. Nivel de investigación

El nivel de investigación es explicativo, el propósito consiste en explicar y buscar las causas que generan el problema de la dilución de los minerales

3.2. Diseño de investigación

La investigación no experimental, debido que la variable independiente será manipulada para encontrar el efecto en la variable dependiente del problema de la dilución.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

La población está conformada por las tajeos U.E.A. Uchucchacua Tj 3610 nivel Socorro bajo.

3.3.2. Muestra

La muestra censal está conformada por las labores mineras de la U.E.A. Uchucchacua Tj 3610 nivel Socorro bajo.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

- ✓ Observación
- ✓ Entrevistas
- ✓ La encuesta
- ✓ Análisis documental

3.4.2. Instrumentos de recolección de datos

- ✓ Guía de observación de campo
- ✓ Entrevista focalizada
- ✓ Encuesta personal
- ✓ Fichero de registros

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Escenario actual

Luego de haber revisado los resultados del cumplimiento de los programas de producción de los últimos tres meses y haber realizado la visita a los tajos e infraestructura de la mina, podemos afirmar que aún no se consolida dicho cumplimiento, tal como se muestra de color naranja en la figura N°1; debido a una serie de razones de distintos tipos, como son: gestión de contratistas; capacidad de perforación limitada a la baja disponibilidad mecánica de los equipos de perforación radial; falta de homogeneidad de los equipos de perforación; información geomecánica incompleta de los tajos y zonas próximas a explotar; falta de logueo de sondajes DDH para identificar las estructuras primarias y secundarias que acompañan al rumbo del tajo en explotación; riesgo de desprendimiento de bloque de rocas por exposición de grandes aberturas abiertas en el techo de los tajos en explotación, tal como se muestra en la figura N°2.

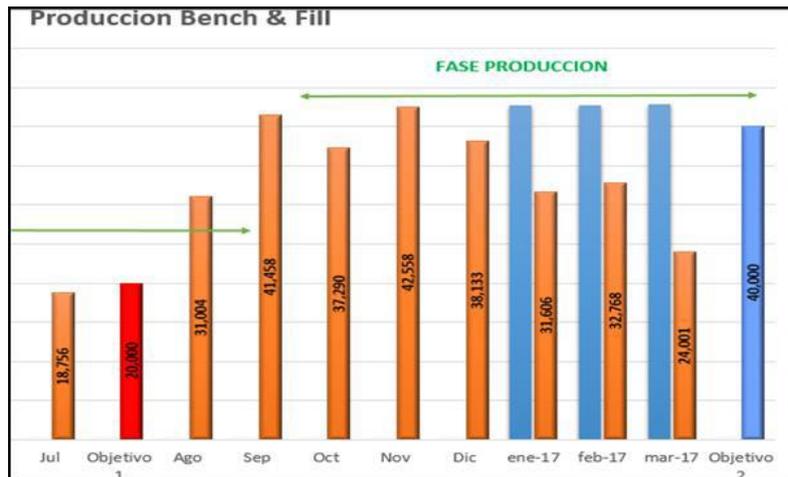


Figura 4. Cumplimiento de programa de producción 2020

Desde el punto de vista de gestión, se puede identificar que hay cierta debilidad en administrar indicadores de gestión que ponen en riesgo el cumplimiento de los planes de producción, tales como el balance de perforación de tajos y control de dilución teniendo en cuenta que este parámetro se debe planear para luego compararlo con lo realizado, a esto se denomina “gestión de riesgos”.

A pesar que se cuenta con la asesoría permanente de Exsa para el carguío de los explosivos, se considera que esta actividad debe estar liderada por un supervisor de la compañía. Exsa debe asistir y no ser responsable de los trabajos que involucra esta actividad, refiriéndonos estrictamente al diseño, cálculo de parámetros, administración de saldos en el polvorín y resultados operacionales.

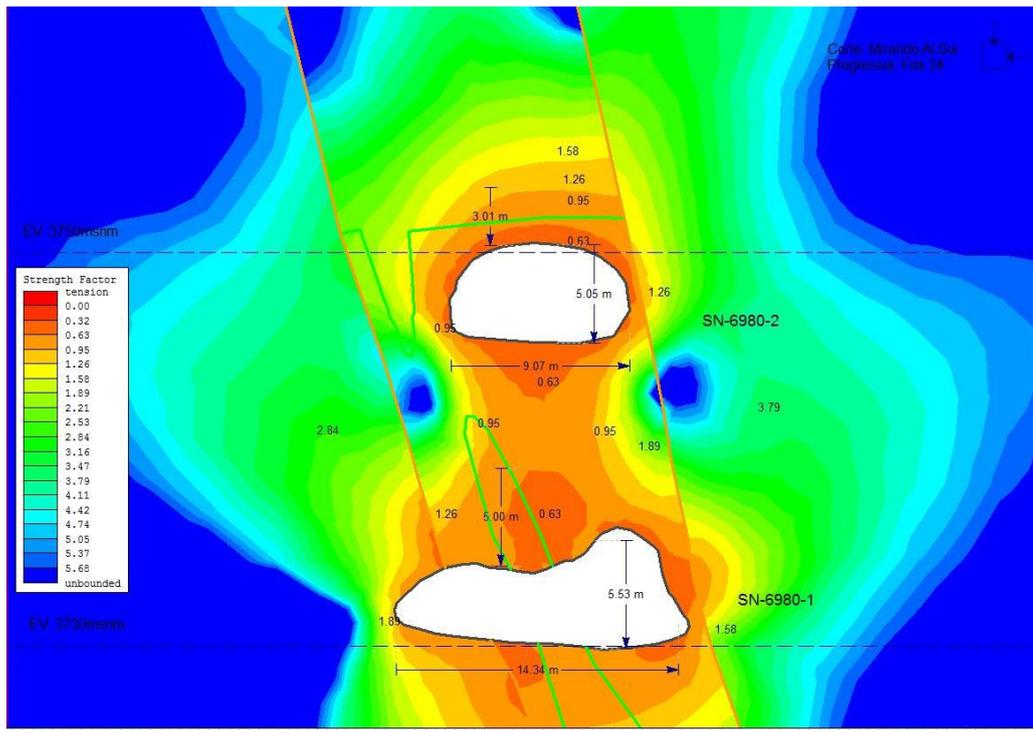


Figura 5. Zona disturbada por el minado de las preparaciones y con factores de seguridad

En esta simulación presentada, el contorno plástico comprende una influencia de 3.0 m y 5.0 m tanto en el SN-6980-2 y el SN-6980-1 respectivamente, zona disturbada por el minado de las preparaciones, y con factores de seguridad menores a 0.95. Condición de estabilidad desfavorable.

Referente al carguío y acarreo de mineral desde los tajos hacia los echaderos, se observa que hay un balance adecuado en la flota de camiones Dumper para el ritmo de producción actual. Sin embargo, hay un exceso en la flota de equipos LHD, pero no resulta relevante en los resultados, ya que el defecto es positivo.

Referente a la infraestructura de mina, se observa que ha habido una buena planificación para la construcción de los echaderos de mineral, tolvas, comedores, polvorines, talleres de mantenimiento mecánico, cámaras de bombeo con suficiente capacidad para las condiciones actuales.

4.2. Evaluación geomecánica

En el aspecto geomecánico, se profundizará porque el conocimiento y la experticia en este campo son fundamentales para entender la problemática de

tener grandes áreas abiertas, así como el riesgo de exposición a espacios vacíos que existe en este método de explotación.

Teniendo en cuenta el diagnóstico de la característica morfológica y geomecánica de la estructura mineralizada veta Gina-Socorro y la inspección a campo realizada, podemos afirmar que el método de minado *Bench and Fill* es compatible con las características encontradas en esta estructura mineralizada; sin embargo, además de considerar las condiciones naturales de la estructura mineralizada, es importante la administración de variables operacionales como: velocidad en el ciclo de minado, relleno detrítico oportuno, prácticas de voladura controlada, establecer pilares de rumbo en zonas vulnerables relacionados a la calidad de la roca. Nos va a permitir mejores rendimientos en relación a las condiciones de estabilidad. Otro aspecto resaltante que se observó es la compatibilidad que debe existir entre la longitud de los elementos de fortificación y el tamaño de las excavaciones y calidades de roca.

Es bien sabido que la estabilidad de las excavaciones subterráneas en relación al macizo rocoso está influenciada por el tamaño de las aberturas, por lo que, bajo estas circunstancias, los especialistas comúnmente recurren a ábacos y tablas geomecánicas basadas en valores promedio de la combinación de diferentes parámetros de la excavación, el cual es aceptable; sin embargo, los métodos numéricos de análisis están siendo desarrolladas con tal importancia que están brindando solución a problemas complejos ligados a diferentes tipos de comportamiento geomecánico. En ese sentido, se realizará el “análisis de estabilidad estructuralmente controlado”, donde se demostrará que para secciones mayores a 6.0 m se debe colocar refuerzos de cable *bolting* de manera sistemática.

4.2.1. Condiciones de estabilidad en relación al minado *Bench & Fill*

Es habitual que las empresas mineras que emplean el método de explotación *Bench and Fill* apliquen programas que permiten determinar las condiciones de estabilidad en relación al método de minado (en este caso *Bench & Fill*), por lo que recomendamos realizarlo bajo las siguientes técnicas: evaluación de las condiciones de estabilidad estructuralmente controlada; estabilidad controlada

por esfuerzos; fortificación en función a las aberturas. Dichos programas se tienen en la unidad minera.

4.2.2. Condiciones de estabilidad estructuralmente controlada

Tal como lo mencionamos en el párrafo anterior, se realizará el análisis a un caso identificado en la galería SN-6980-2.

Este análisis de estabilidad es realizado con el programa de cómputo UNWEDGE, a través de esta evaluación se tiene resultados que permite identificar la forma y dimensiones de las cuñas rocosas asociado a condiciones de inestabilidad y la determinación del sostenimiento para su estabilización. Los mecanismos de falla más probables son por bloques tabulares y formación de cuñas respecto a la dirección de minado, tal como se muestra en la figura N°11 y en la figura N°12, mostramos la recomendación de fortificación con cable *bolting*, usando el software.

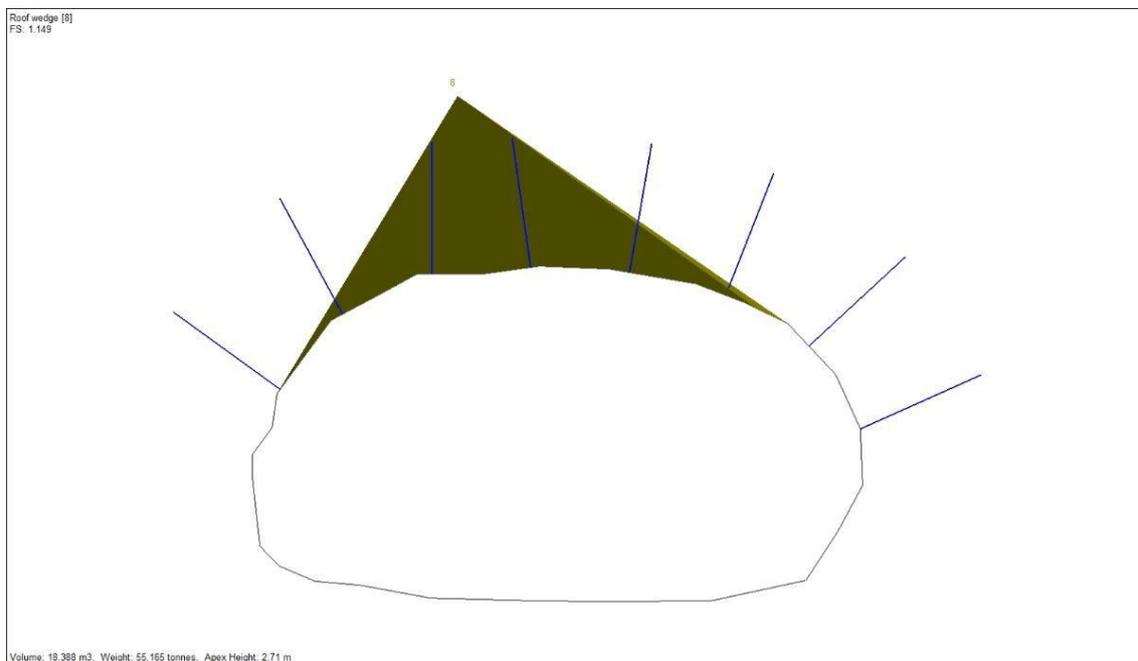


Figura 6. Análisis de rotura estructuralmente controlada con sostenimiento (*split-set* 7pies) – Undwedge

Este análisis demuestra que el sostenimiento aplicado para el SN-6980-2 de sección 9.0 x 4.0 m mediante la aplicación del perno de fricción *split-set* de 7pies, es incompatible a la condición estructural. No obstante, el factor de seguridad para el caso es FS=1.1. Condición de estabilidad desfavorable.

Cuña: 8

Volumen: 18m³

Altura Cuña: 2.7m

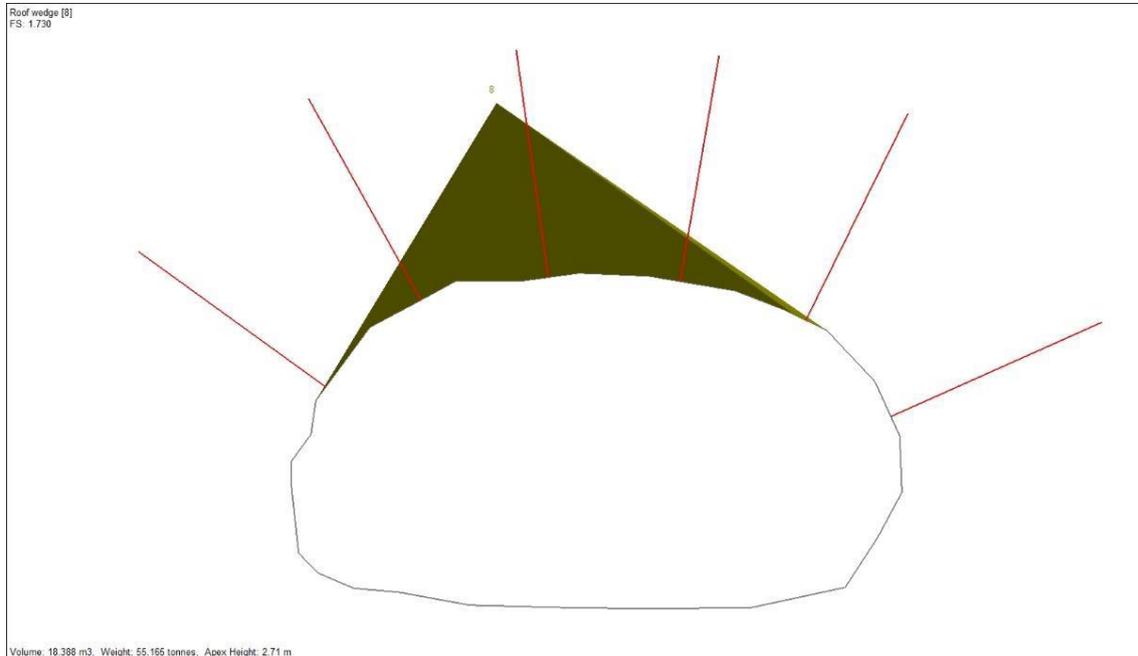


Figura 7. Análisis de rotura estructuralmente controlado con cable Bolt – Unwedge

Este análisis demuestra que el sostenimiento aplicado para el SN-6980-2 de sección 9.0 x 4.0m mediante cable bolting mayor a 3.0 m, es compatible. No obstante, el factor de seguridad para el caso es FS=1.7. Condición de estabilidad favorable

4.2.3. Estabilidad controlada por esfuerzos

Para la verificación del análisis de estabilidad controlada por esfuerzos en relación a las preparaciones de los tajeos de la estructura Gina-Socorro. Se efectúa el modelamiento numérico utilizando el programa de cómputo PHASES2 Versión 8.0, desarrollado por Rocscience. Este es un programa de elementos finitos elasto-plástico bidimensional para el cálculo de esfuerzos, desplazamientos y condiciones de estabilidad alrededor de excavaciones subterránea.

Durante la visita al interior de la mina, se pudo observar espacios abiertos que podrían generar desprendimiento de rocas de gran volumen, por lo que se tuvo

la oportunidad de demostrar la aplicación práctica para las condiciones encontradas en la galería SN-6980-2 y el SN-6980-1.

Ver Figura 13 y Figura 14. Por lo que se recomendó instalar cable bolting sistemático de 10 m de longitud

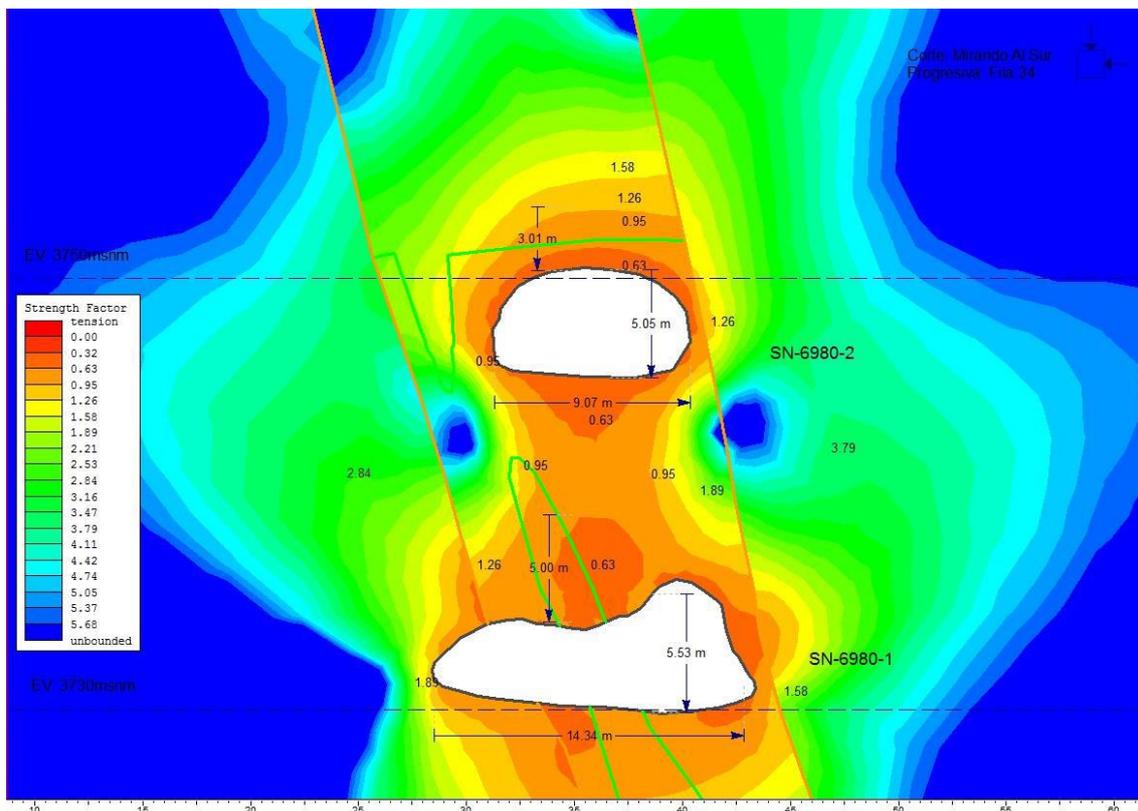


Figura 8. Modelo geomecánico correspondiente a la Fila 34

En esta simulación presentada, el contorno plástico comprende una influencia de 3.0 m y 5.0 m tanto en el SN-6980-2 y el SN-6980-1 respectivamente, zona disturbada por el minado de las preparaciones, y con factores de seguridad menores a 0.95. Condición de estabilidad desfavorable.

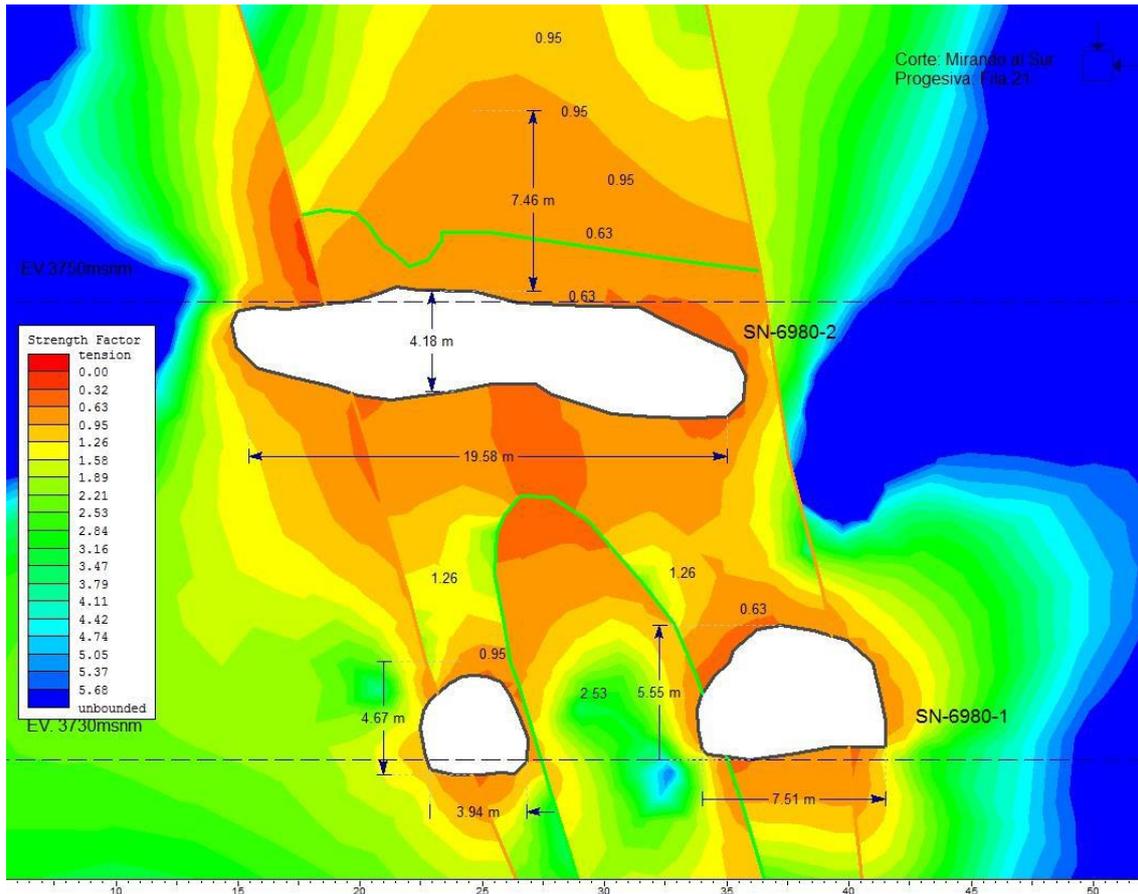


Figura 9. Modelo geomecánico correspondiente a la Fila 21

En esta simulación presentada, el contorno plástico o zona disturbada por el minado alcanza una influencia de 7.0 m correspondiente al SN-6980-2, y con factor de seguridad menor a 0.95. Condición de estabilidad desfavorable.

4.2.4. Monitoreo de convergencia

La ejecución de los proyectos relacionado a la estructura económica Gina-Socorro se encuentra asociado a campos de esfuerzos de medios a altos; es decir, desarrollo de proyectos en cargas litológicas mayores a 1000 m, condición que amerita el manejo sistemático de estaciones de convergencia, permitiendo con ello la determinación de las condiciones de estabilidad, identificación de zonas de actividades sísmicas y sectorización de las alternativas de sostenimiento en función a criterios geotécnicos y políticas de la organización.

Se identificó una oportunidad de mejora en aspectos relacionaos a estaciones de convergencia, en vista de que son insuficientes, se recomienda más instalaciones de los mismos y así también evitar perdida de información de

deformaciones de las excavaciones subterráneas en las etapas de minado. Ver Figura 15.



Figura 10. Fisuramiento del concreto lanzado “shotcrete” debido a condición de esfuerzos

- Foto del TJ-6661-N, se aprecia, rasgos estructurales secundarios por efecto de campos de esfuerzos altos.

4.2.5. Plazo inmediato - logueo geotécnico

El logueo geotécnico es una técnica ligada a la caracterización de la roca y de la masa rocosa que constituye la fase inicial del estudio geológico y geotécnico, por lo que su práctica sistemática nos permitiría identificar estructuras primarias, estructuras secundarias que acompañan a las familias de fallas y que a la fecha no se observan en los planos geológicos estructurales ni geotécnicos.

Identificando las estructuras a través del logueo se podría analizar la oportunidad de recomendar dejar pilares de rumbo el cual mejoraría sustancialmente el rendimiento de las condiciones de estabilidad en la aplicación del método de minado *Bench and Fill*.

4.2.6. Geología

En esta etapa de conocimiento del yacimiento y su relación con la aplicación del método *Sublevel Stopping*, con variante B&F, se evidencia el comportamiento tipo rosario y tramos de concentraciones de mineral económico con morfología de cuerpo que lleva a irregularidades y formación sinuosa en ambas cajas. Lo que anteriormente no era un problema porque se aplicaba el método de explotación Corte y Relleno, y corte a corte se ampliaba o reducía la sección del piso que se explotaba.

En el escenario actual, sólo se cuenta con información de mapeo geológico del nivel superior e inferior y, no se identifica las irregularidades y sinuosidades de las vetas, por lo que se convierte en un parámetro que no se puede controlar y ocasiona desprendimientos improvisados, que han llegado a accidentar equipos.

Una oportunidad de mejora que se pudo identificar es la elaboración de la conciliación de la ley de reserva y la ley planificada.

4.3. Planeamiento de perforación y voladura

4.3.1. Fundamento teórico baricentro

Para aplicar el método de *Bench and Fill* es importante definir el concepto de baricentro en vista de que es un parámetro clave a usar y es distinto para cada modelo de equipo de perforación.

El baricentro para el caso de perforación radial, “es un punto imaginario que representa el centro de gravedad de una galería y a partir del cual se permite sincronizar automáticamente los ejes de perforación y rotación para facilitar la perforación de taladros radiales desde una sola posición”. Físicamente está ubicado a una determinada altura de la viga del equipo de perforación radial,

medida desde el piso cuando la viga se encuentra en posición vertical, tal como se muestra en la figura N°3; por lo que es distinto para cada marca y modelo. Una vez instalado el equipo, es a partir de este punto donde se empieza a girar la máquina perforadora sobre un mismo plano y se generan los taladros de perforación radial.

En vista de esta definición, podemos concluir que es coherente la relación entre el diseño de perforación radial y el equipo a utilizar ya que el dibujante usa el dato de baricentro del equipo para representarlo en los planos de perforación; es decir; para perforar, se debe utilizar el mismo equipo que se utilizó para elaborar el diseño.



Figura 11. Baricentro

4.3.2. Cumplimiento de programa de producción

El incumplimiento del programa de producción de los tajos donde se aplica el método de explotación *Bench & Fill* está directamente relacionado al incumplimiento del programa de perforación de taladros largos, tal como se muestran en las figuras N°4 y N°5, ello debido a la baja disponibilidad mecánica de los equipos de perforación, tal como se muestra el cumplimiento en la figura N°6.

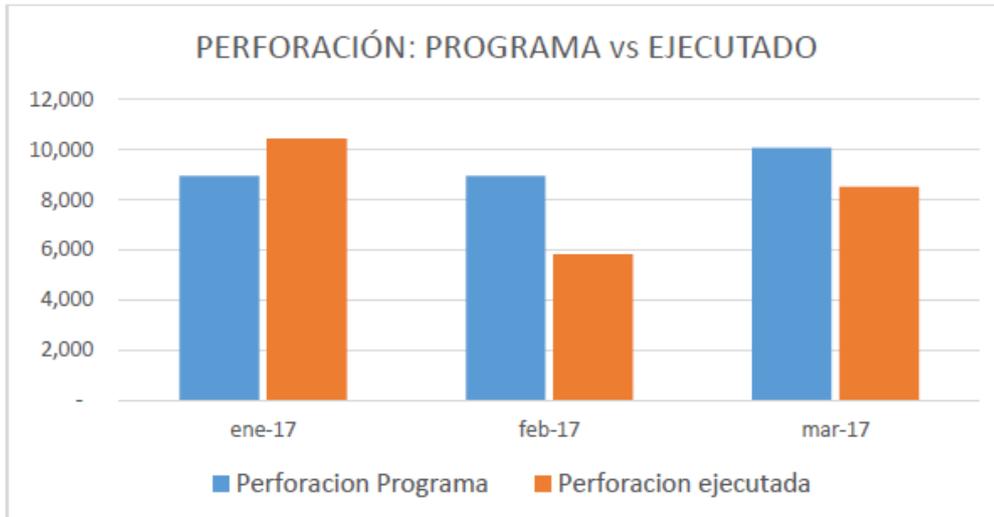


Figura 12. Cumplimiento de perforación

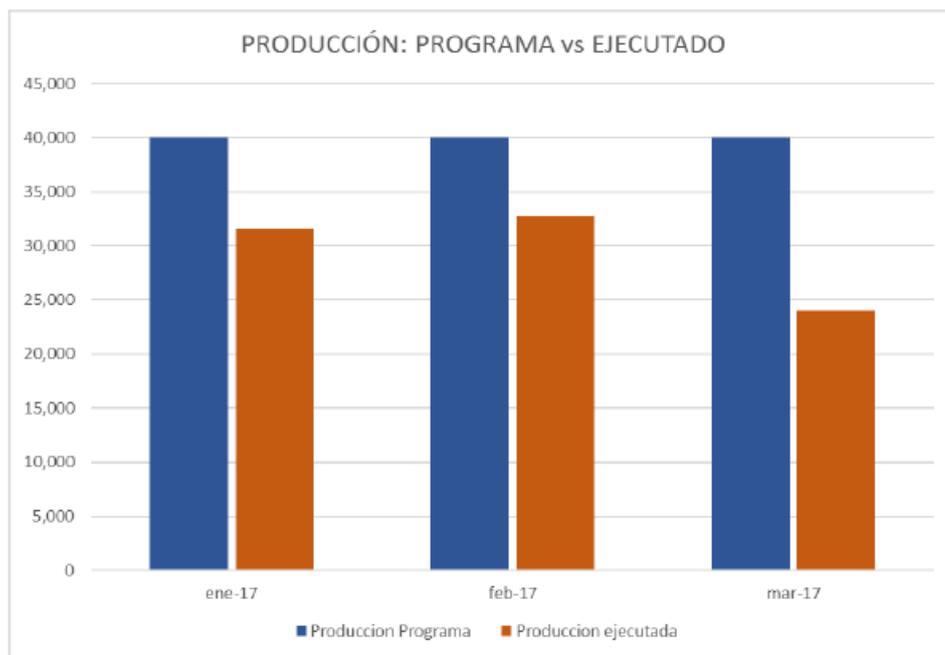


Figura 13. Cumplimiento de producción



Figura 14. Reporte de operación – perforación

Teniendo en cuenta que el programa de producción de los tajos donde se aplica el método *Bench & Fill* es de 40,000 t/mes y representa el 35 % de la producción, se elaboró rápidamente la necesidad de metros a perforar al día 09 de abril para cumplir el objetivo de producción, el cual se muestra en la figura N°7.

Tabla 2. Cumplimiento de perforación y producción en abril

| Requerimiento de perforación abril 2017 | | |
|---|--------|-----------|
| Mes | t | 40,000.00 |
| Al mes 9/04 | t | 11,897.00 |
| Saldo | t | 28,103.00 |
| Producción/día | t | 1,405.20 |
| Ratio de perforación | t/m | 3.00 |
| Req. de perforación | m/día | 468.40 |
| Req. de perforación | m/gdia | 234.20 |

Esto significa que cada equipo debe perforar al menos 80 metros/guardia; sin embargo, es necesario aclarar que no sólo se trata de lograr los metros perforados y tener taladros acumulados;

Para el caso del *Bench and Fill*, la perforación radial debe tener precisión para lograr obtener buenos resultados en el proceso de voladura, esto significa evitar desvíos en la perforación para evitar dañar las cajas y evitar una alta dilución.

4.3.3. Cálculo de número de equipos de perforación radial

Teniendo como premisa el rendimiento de los equipos de perforación similares en el mercado nacional minero y aplicados en la explotación de vetas angostas, se tiene:

- Tiempo efectivo de perforación por guardia: 6 horas
- Rendimiento de perforación en vetas: 20 m/h
- Rendimiento por guardia: 120 m/guardia
- Requerimiento de perforación mensual: $(40,000 \text{ ton}) / (3 \text{ t/m}) = 13,334 \text{ m}$
- Requerimiento de perforación por guardia: $13,334 \text{ m} / 60 \text{ guardias} = 222 \text{ m/g}$ día.
- Número de equipos: $222/120 = 1.85$
- Si se considera 85 % de disponibilidad mecánica: $1.85/0.85 = 2.17$
- Se necesitan 2 equipos de perforación radial (no incluye chimeneas VCR)

Para llevar un buen control y evitar la desviación en la perforación, es recomendable marcar a sección completa la línea de referencia de la malla de perforación a lo largo del tajeo, así como la línea de gradiente a lo largo de las labores de perforación y la estructura en el techo de las labores de perforación, tal como se muestra en la figura N°8.

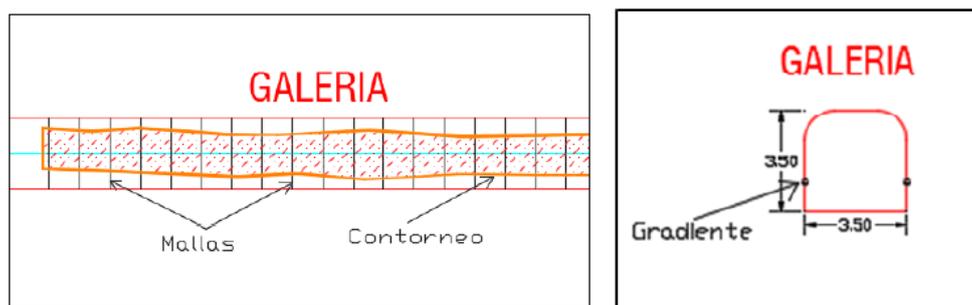


Figura 15. Labores preparadas para producción

Referente al programa de desarrollos y preparaciones, y habiendo visitado las labores de interior mina podemos comentar que están consolidados ya que se observaron labores preparadas en los niveles superiores (la explotación es ascendente), así como las labores principales de infraestructura como son las rampas de acceso, subniveles, chimeneas de ventilación y echaderos, estando listas para iniciar el proceso de perforación radial. Lo mismo se puede comentar

para el plan de mediano plazo, donde se pudo observar que las rampas principales 626-1 y 626-2 están bastante desarrolladas hacia los niveles inferiores.

4.3.4. Dilución

El área de planeamiento es el encargado de calcular la dilución post explotación; sin embargo, en la aplicación del *Bench and Fill* la explotación de vetas angostas es necesario calcular la dilución planeada y la dilución operativa, para eso se debe tener en cuenta la figura N°9; donde se puede visualizar la forma de calcular dichos parámetros para gestionarlos sistemáticamente y llevar un control semanal.

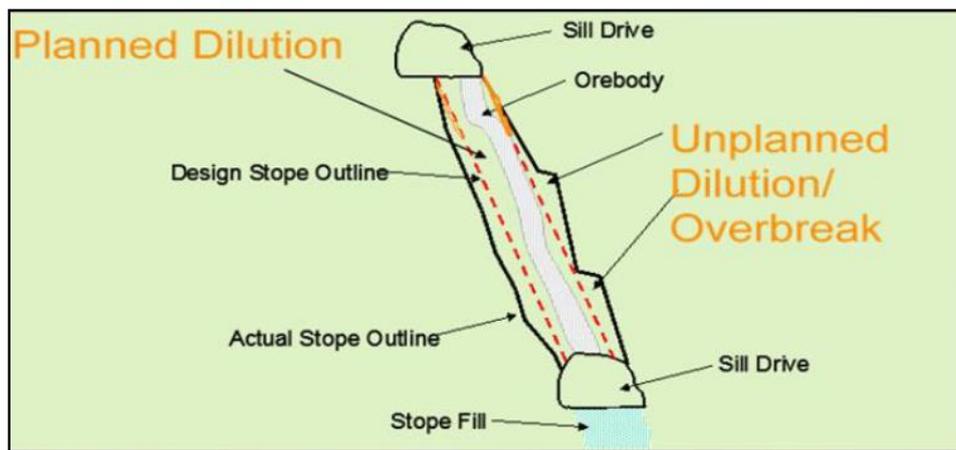


Figura 16. Dilución

4.3.5. Dilución planeada y dilución operativa

Por definición, la “dilución planeada” es aquella que se “calcula” teniendo en cuenta que va a existir una sobre rotura de material estéril (volumen de material dentro de la línea marrón punteada – Planned Dilution) y, la “dilución operativa” es aquella que se “mide” teniendo en cuenta la rotura real (volumen de material dentro de la línea negra gruesa – Unplanned Dilution/Overbreak). Es aplicado para el cálculo de la dilución en tonelaje y en ley. En el acápite de indicadores de gestión explicaremos con mayor detalle este punto.

4.3.6. Infraestructura

Rampas principales: existe una sola rampa Rp. 626-1 para realizar la extracción de mineral y desmonte desde los niveles inferiores Nv 3710 y Nv 3780 hasta la tolva del Nv 3850 (nivel de extracción) con un recorrido de hasta 1,200

m. Situación que retrasa el ciclo de extracción con los camiones dumpers, genera pérdidas por maniobras y un alto potencial de choque de los equipos, ante ello se sugiere habilitar (desquinchar) las rampas secundarias existentes a una sección de 4x 4 m para generar un circuito de extracción (una rampa de subida para todos los equipos y una rampa de bajada), tal como se muestra en la figura N°10.

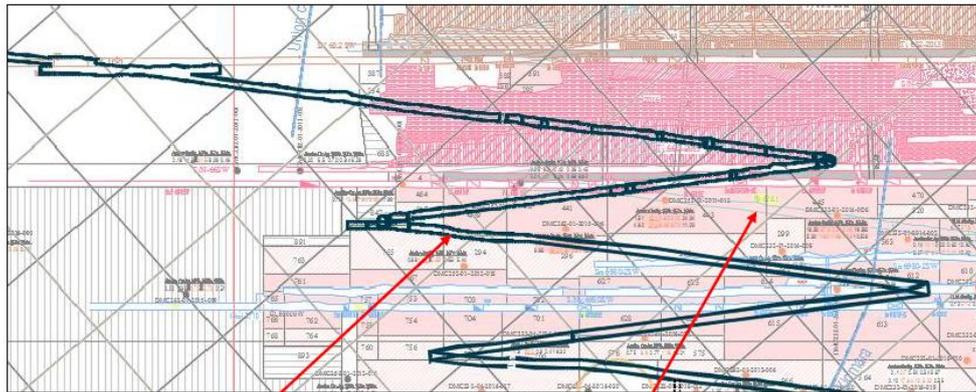


Figura N° 10

Una sola Rp 626-1 de extracción de mineral

Desquinchar rampa auxiliar a 4 x 4 m.

Figura 17. Cálculo de la dilución planeada

4.3.7. Drenaje de la mina

En la mina se evidencio la presencia de abundante agua en los niveles y subniveles de producción, así como la filtración hacia los tajos en producción, situación desfavorable para la estabilidad geomecánica de los tajeos y el desempeño de los equipos de acarreo y transporte, ante ello se plantea la generación de un sistema de evacuación del agua por gravedad mediante la perforación de taladros de drenaje en los subniveles y direccionados hacia los niveles principales.

Circuito de ventilación: se evidenció acumulación de gases producto de la combustión de los equipos en los tajeos y la rampa, para acelerar la construcción de chimeneas de ventilación secundarias, *ore pass* y *waste pass* podrían utilizar la maquina modelo SRM-400 de hasta 2.10 metros de diámetro y 200 m de longitud, pues es un equipo muy versátil que se traslada por sus propios medios,

no requiere cámara, sumidero, loza de perforación, ni excavaciones adicionales que involucren mayores costos.

4.3.8. Perforación *Infill*

Las perforaciones *Infill* se pueden usar con 02 objetivos, la primera para la definición de los contactos mineralizados lo que ayuda a disminuir la dilución e incrementar la recuperación y la segunda para detectar las fallas paralelas a los contactos lo que ayuda al control de la estabilidad del tajeo. Ver figura N° 16

Actualmente existen equipos DDH de menor tamaño que las convencionales que permiten realizar los taladros sin mayor excavación que la galería y se trasladan por sus propios medios, tal como puede apreciarse en la figura N° 17.

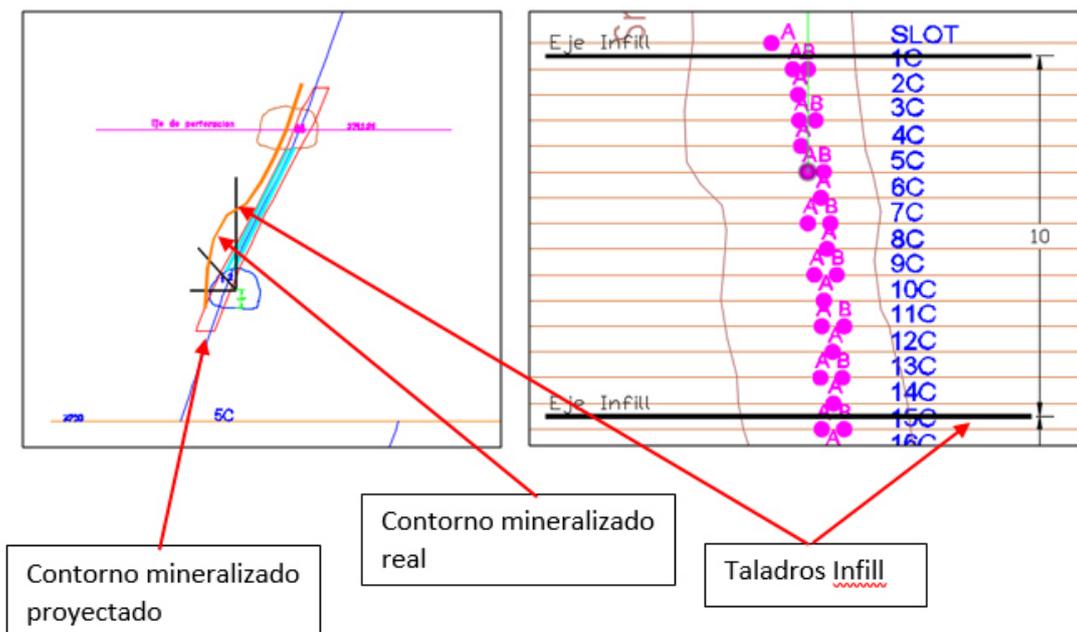


Figura 18. Perforación *Infill*



Figura 19. Equipo DDH para secciones 3x3 m

4.4. Indicadores de gestión

Una de las formas para hacer sostenible los resultados operacionales, es a través de la gestión de KPI's, por lo que a continuación mostraremos los indicadores de mayor relevancia y que generan un impacto económico a la organización. Estos están ligados a la explotación mediante el método del *Bench and Fill*.

4.4.1. Dilución

Tal como lo mencionamos anteriormente, la dilución es inherente al método de explotación y se genera por dos causas, tal como se puede observar en la figura N°18:

- Dilución inherente: aquella que es afectada por la naturaleza del macizo rocoso
- Dilución inducida: aquella que es generada por la intervención del factor humano.

Para la gestión de este KPI, es importante la participación de las áreas de geología, planeamiento, mina y el soporte de la gerencia de la unidad. A partir de ahí el control de la dilución se convierte en una rutina y se controla a través

de KPI's, por lo que finalmente será una herramienta para que los ejecutivos lo administren periódicamente.

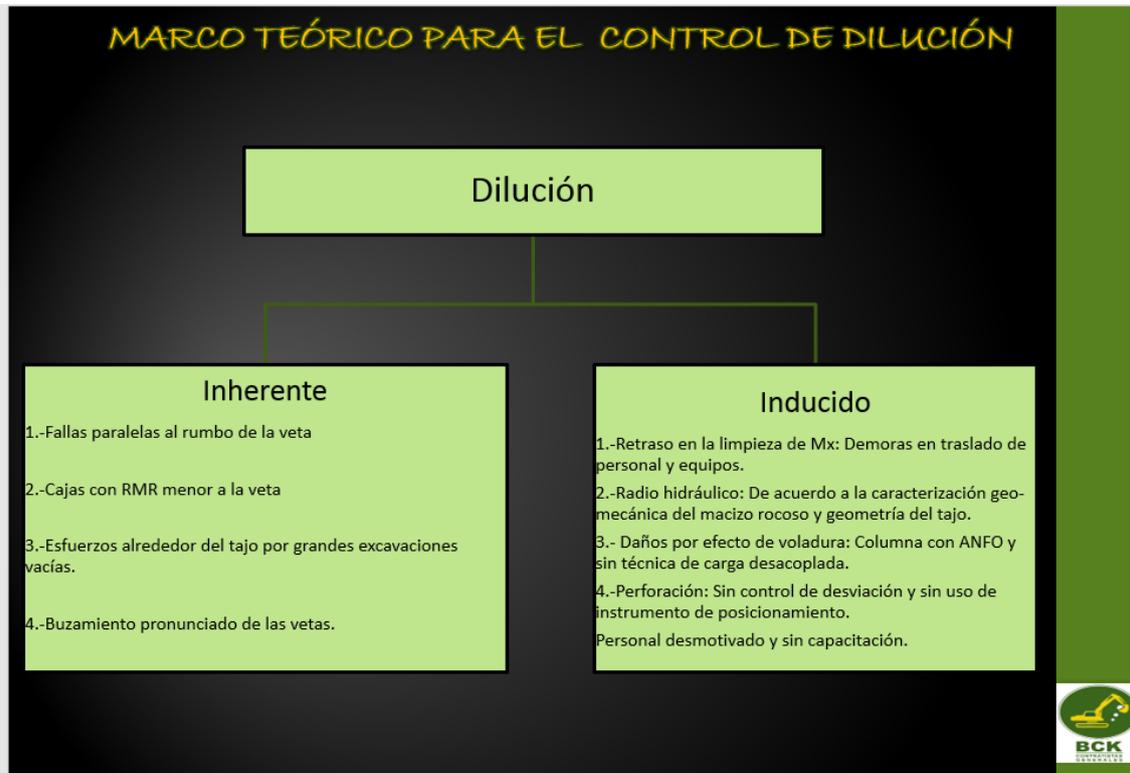


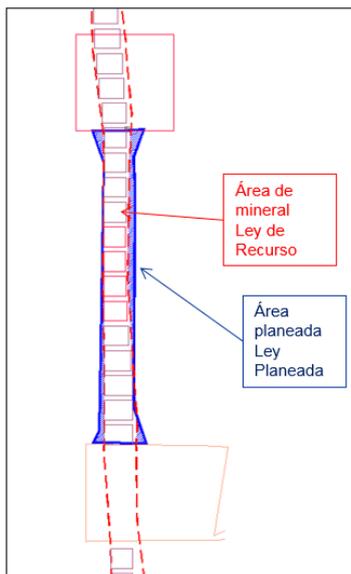
Figura 20. Marco teórico para el control de dilución

Durante la visita se ha identificado que las condiciones inherentes están relacionadas a la presencia de fallas paralelas y que están en el rumbo de la veta, esto debido al desconocimiento de la información ya que los sondajes DDH de la perforación *infill* no se loguea, por ende, no se identifica.

Referente a las condiciones para que se tenga una dilución, se pudo observar que falta ajustar los parámetros de la voladura, que lo detallaremos en el capítulo de perforación y voladura.

Para el cálculo, se han definido teóricamente en dilución de diseño o planeada y dilución operativa. Ver figuras N°19 y N°20.

DILUCIÓN PLANEADA



- $$\text{Dil. TMS Plan} = \frac{\text{TMS Plan.} - \text{TMS Rec.}}{\text{TMS Rec.}}$$

TMS Plan: TMS planeadas elaboradas en software minero por el área de planeamiento.

TMS Rec: TMS recursos, son dadas por el área de geología en su modelo.

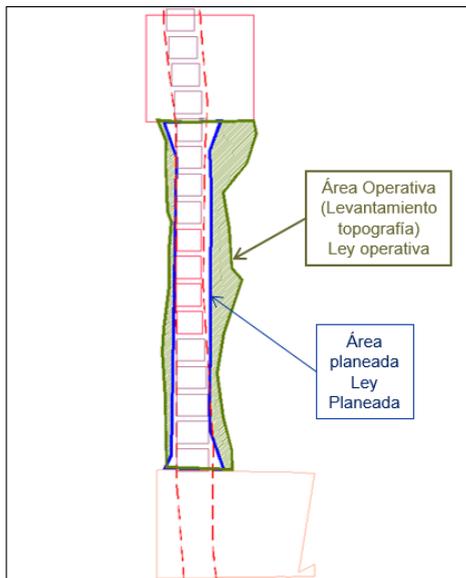
- $$\text{Dil. Ley Plan} = \frac{\text{Ley Plan.} - \text{Ley Rec.}}{\text{Ley Rec.}}$$

Ley Plan: Leyes planeadas son elaboradas en software minero por el área de planeamiento.

Ley Rec: Ley recursos, son dadas por el área de geología en su modelo.

Figura 21. Cálculo de dilución planeada o de diseño

DILUCIÓN OPERATIVA



- $$\text{Dil. TMS Ope.} = \frac{\text{TMS Operativa.} - \text{TMS Plan.}}{\text{TMS Plan.}}$$

TMS Ope.: TMS operativa, son dadas por la diferencia entre las TMS Real menos las TMS Planeadas.

TMS Plan: TMS planeadas elaboradas en software minero por el área de planeamiento.

- $$\text{Dil. Ley Ope.} = \frac{\text{Ley Operativa.} - \text{Ley Plan.}}{\text{Ley Plan.}}$$

Ley Ope.: Ley operativa, son dadas por la diferencia entre la Ley Real menos la Ley Planeada.

Ley Plan: Leyes planeadas son elaboradas en software minero por el área de planeamiento.

Figura 22. Cálculo de dilución operativa

Se adjunta el modelo de tablero de control semanal, donde se llevan a cabo los controles de los principales KPI's, es un reporte en una Excel muy fácil de elaborarlo y tomarlo como herramienta de gestión, que debe ser liderado por el gerente de unidad. Ver figura N°21.

| Tablero de Control Semanal (TCS) | | Semana N° 37 | | | Explicación | Acciones |
|------------------------------------|--------|--------------|------|--------|-------------|---|
| | | 05-sep | al | 11-sep | | |
| Indicador | Unidad | Real | Frct | % | | |
| Cumplimiento de Tiempo de limpieza | días | 1.00 | 3.20 | 100% | ● | No se tiene carga acumulada en los tajos. |
| Dilución de Diseño | % | 2.6% | 10% | 385% | ● | Se cumple. |
| Dilución Operativa | % | 6.5% | 15% | 231% | ● | Se cumple. |
| Dilución Total | % | 8.9% | 25% | 281% | ● | Se cumple. |
| Cumplimiento - Secuencia de Minado | % | 100.0% | 100% | 100% | ● | Se cumple. |

Figura 23. Tablero de control semanal

4.4.2. Balance de perforación

Una de las bondades de este método de explotación es que nos permite tener la mina preparada, para el cual se debe realizar una gran inversión inicial para tener listo las labores de preparación (subniveles) y en perforar las filas de producción, por lo que se debe gestionar este KPI que finalmente se traduce en tiempo; Es decir el lenguaje habitual es el “tiempo de producción que se tiene perforado”.

En el escenario de una mina como la UM Uchucchacua, se estima que debe ser un mes equivalente a 13,000 metros perforados y en términos de inversión en “perforación adelantada” es aproximadamente \$130,000.00 (para la zona de la veta Gina-Socorro). Mostramos un reporte en Excel que se usa rutinariamente en las minas que usan este método de explotación.

En la misma hoja Excel se debe llevar el control de “toneladas preparadas”, refiriéndose a las labores que están listas para instalar los equipos de perforación radial e iniciar el proceso de perforar los taladros largos. Ver figura N°22.

Tabla 3. Balance de perforación

| Balance de perforación radial Bench & Fill | | | | | | | |
|--|-----------------|------------------|----------------------|--------------|-------|----------------------|--|
| Tajo | m perforado | Factor de rotura | Toneladas perforadas | m preparados | t/m | Toneladas preparadas | |
| 6980 N | 400.00 | 2.00 | 800.00 | 600.00 | 25.00 | 15 000.00 | |
| 6980 1C | 350.00 | 2.50 | 875.00 | 400.00 | 30.00 | 12 000.00 | |
| 6980 s | 300.00 | 3.00 | 900.00 | 200.00 | 33.00 | 6 600.00 | |
| 6661 4 | 400.00 | 3.20 | 1 280.00 | 200.00 | 35.00 | 7 000.00 | |
| Total | 1 450.00 | | 3 855.00 | | | 40 600.00 | |

4.4.3. Asignación de tareas

Para completar el círculo de control de KPI's y tener una herramienta más para cumplir las recomendaciones de las diversas asesorías, se sugiere el uso de la herramienta de gestión 3w (*what?; why?; when?*), es una herramienta de gestión muy poderosa que permite asignar tareas con responsabilidades para el cumplimiento de los objetivos, que se puede mejorar insertando la lógica del semáforo en las celdas de la hoja Excel. Ver figura N°23.

| Plan de Acción para cumplimiento de producción en tajos Bench & Fill - UM Uchucchacua - Abril 2017 | | | | | | |
|--|----------|---|-----------------|----------|--|-----------|
| Punt | Fecha | Qué | Quien | Cuando | Comentarios | Completad |
| SEGURIDAD | | | | | | |
| 1 | 09.04.17 | Controles de seguridad en los tajos | Pio Carrasco | 10.04.17 | Se tiene incluido en el procedimiento de trabajo escrito y se volvió a capacitar a los operadores de equipo de perforación radial y a los jefes de guardia de la EE. | 80% |
| MINA | | | | | | |
| 2 | 09.04.17 | Cita. Debe elevar la disponibilidad mecánica y confiabilidad de sus equipos. | Pio Carrasco | 16.04.17 | Se elevó la DM de los equipos Nautilus 1 y 2 a 85% | |
| 3 | 09.04.17 | Preparar plan de recuperación de metros perforados para cumplir el programa de producción (234 m/día) para el mes presente y para los próximos meses. | Pio Carrasco | 16.04.17 | EE presentó plan para recuperar xxxx metros en xx días. | |
| 4 | 09.04.17 | Presentar plan de mantenimiento mecánico detallado de cada equipo. | Pio Carrasco | 16.04.17 | EE presentó plan de mantenimiento mecánico, el cual está en ejecución y la DM de los equipos Nautilus 1 y 2, se llevaron a 85%. | |
| 5 | 09.04.17 | Implementar repuestos críticos instalados en el taller de mantenimiento de mina. | Pio Carrasco | 16.04.17 | EE presentó plan de mantenimiento mecánico, el cual está en ejecución y la DM de los equipos Nautilus 1 y 2, se llevaron a 85%. | |
| 6 | 09.04.17 | A corto plazo UM debe implementar perforación con equipo y personal propio | G.U. | 31.05.17 | En proceso | |
| 7 | 09.04.17 | Implementar técnica de voladura que permita "Proyectar el mineral al piso" y no al frente | EXSA | 30.04.17 | En proceso | |
| GEOMECANICA | | | | | | |
| 8 | 09.04.17 | BCK recomienda la implementación de simulaciones usando los softwares Phase y Unwedge en aquellos lugares que se tenga aberturas mayores. | Ricardo Rivera | 30.04.17 | En proceso | |
| 9 | 09.04.17 | realizar los logueos de tipo geomecánico en los tajos infill con que cuenta el área de geología | Ricardo Rivera | 31.05.17 | En proceso | |
| PLANEAMIENTO | | | | | | |
| 10 | 09.04.17 | Gestionar la dilución como KPI importante | Jackson Arriola | 30.04.17 | En proceso | |
| 11 | 09.04.17 | Control de "Balance de perforación": | Jackson Arriola | 30.04.17 | En proceso | |

Figura 24. Plan de acción para cumplimiento de objetivos

4.5. Control de operaciones unitarias: perforación y voladura

4.5.1. Perforación

La perforación es una de las operaciones unitarias más importantes en el ciclo de minado, por lo que se recomienda implementar rápidamente estas oportunidades de mejora:

- ✓ Se pudo constatar que una de las debilidades que está impactando en los resultados actuales es que observa pocas filas de perforación listas para ser cargados con explosivo.
- ✓ La capacidad de perforación radial está limitado a la baja disponibilidad mecánica de los equipos de perforación radial de la empresa Resefer, los cuales están por debajo de lo que se necesita en la operación, pudiendo

observarse en los siguientes tajeos en explotación: Tj 6980 N; Tj 6980 1-C; Tj 6980 S; Tj 6661 1-4.

Por lo que:

- ✓ Empresa contratista Resefer debe elevar la disponibilidad mecánica y confiabilidad de sus equipos.
- ✓ Presentar plan de mantenimiento mecánico detallado de cada equipo.
- ✓ Soporte de mecánicos para estos equipos durante las 24 horas.
- ✓ Implementar repuestos críticos instalados en el taller de mantenimiento de mina.
- ✓ Empresa contratista Resefer debe presentar plan de recuperación de metros perforados para cumplir el programa de producción (240 m/día) para el mes presente y para los próximos meses.
- ✓ Uso rutinario de soporte de barras para tener el hábito de rotar las barras, tener un desgaste homogéneo y prolongar la vida útil de los aceros de perforación.
- ✓ Supervisión mina debe elaborar plan para que la empresa contratista disponga más horas de perforación por guardia en los tajos (actualmente sólo puede perforar hasta la 1:00 p.m.).
- ✓ A corto plazo UM debe implementar perforación con equipo y personal propio.
- ✓ Equipo a adquirir debe ser original (no adaptados), con tecnología moderna (laser de posicionamiento, display, joystick para mando a distancia, etc.).
- ✓ Equipo de perforación Nautilus N°3 tiene baricentro de fabricación 1.50 m y está perforando taladros en el Tj 6661-4 Nv 3850 con diseño de baricentro 1.60 m, donde la potencia de la veta es de aproximadamente 2.0 m. Esto genera desviación de los taladros y dilución.

Se recomienda lo siguiente:

- ✓ Control operacional de la línea de supervisión al detalle (baricentro, posicionamiento), problemas mecánicos, servicios, etc. y brindar apoyo oportuno al contratista.
- ✓ Cambio de equipo de perforación.
- ✓ Modificar diseños de perforación y marcar el baricentro a 1.50 m, para este tajo y no mover el equipo a otro lugar.
- ✓ Los equipos de perforación deben iniciar temprano, el personal dedicado a la perforación debe ser trasladado en el primer viaje a los tajos.
- ✓ Los mantenimientos preventivos deben realizarlo en las horas muertas (cambio de guardia y hora de refrigerio).
- ✓ Se debe implementar *check list* de los equipos de perforación, éste debe ser visado por el jefe de guardia y entregado al mecánico diariamente, con el cual se realizará el programa de mantenimiento correctivo, fuera de horas de perforación.
- ✓ Implementar a la brevedad la herramienta de gestión: “Balance de perforación”.

A. Mediano plazo

También se han identificado oportunidades de mejora en la gestión de perforación. Los KPI's que se deben gestionar para mejorar los resultados en el mediano plazo y que va a permitir mantener la operación sostenible son las siguientes: disponibilidad mecánica; rendimiento; y utilización. Teniendo en cuenta estos indicadores, se adjunta los diagramas de espina de pescado con sus respectivas variables, los cuales han sido identificados para el caso de la mina Uchucchacua, Es imprescindible la participación de los jóvenes ingenieros en entrenamiento para que tomen datos de campo y se complemente los diagramas. Luego del cual se deben elaborar los planes de acción para cada mejorar los KPI's. Se muestran en las figuras N°24, 25 y 26.

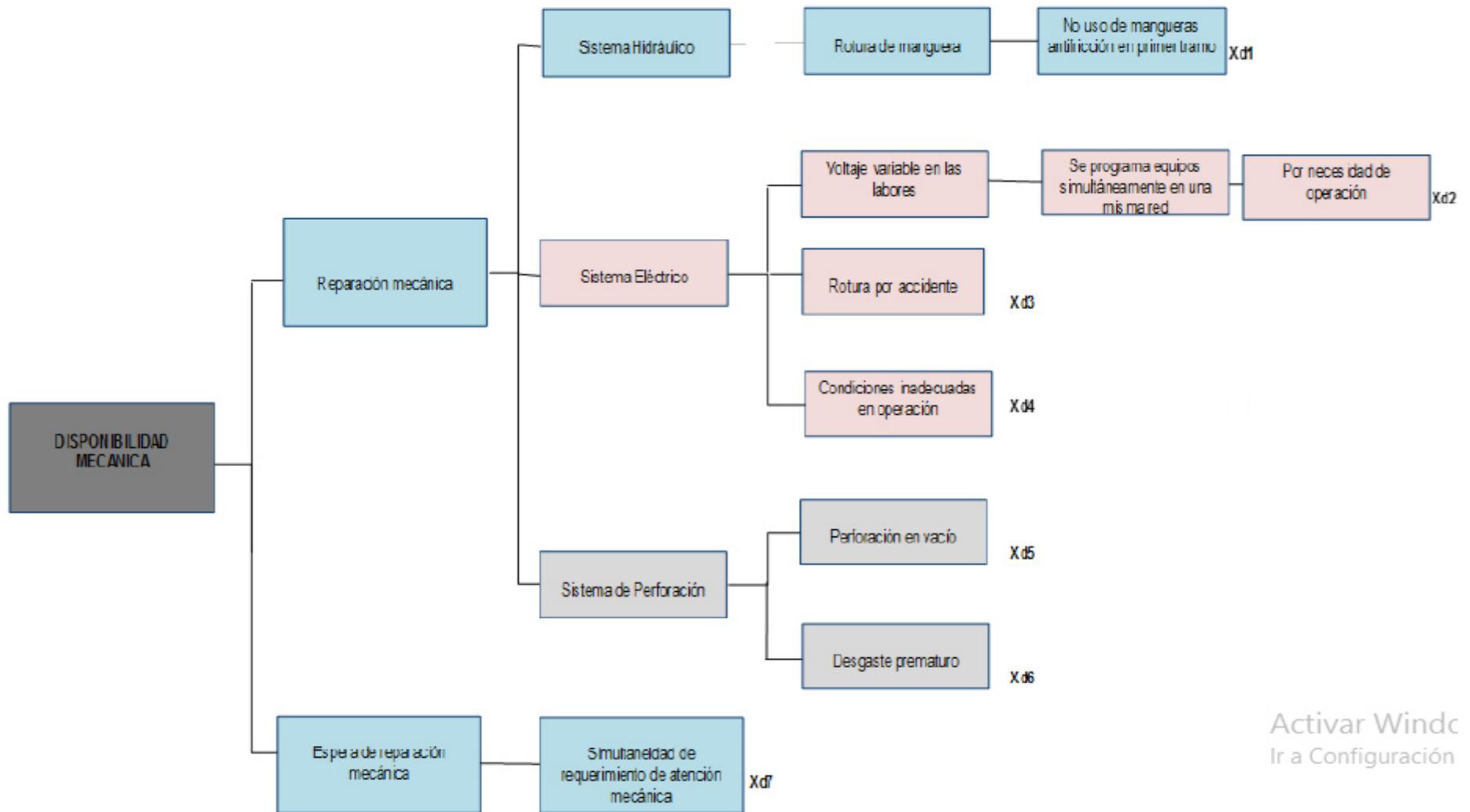
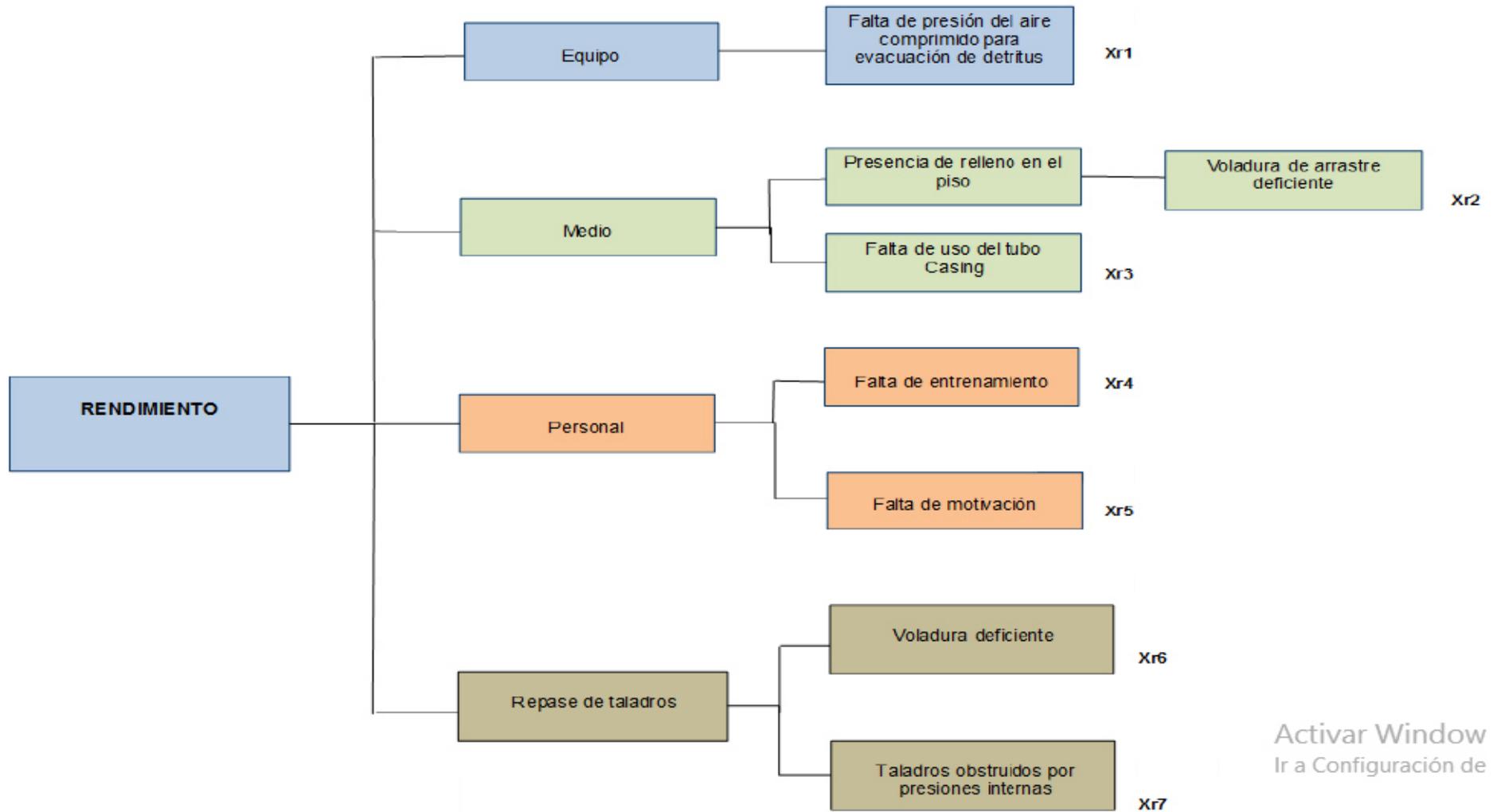


Figura 25. Diagrama de espina de pescado de disponibilidad mecánica

Activar Windc
Ir a Configuración



Activar Window
Ir a Configuración de

Figura 26. Diagrama de espina de pescado de rendimiento

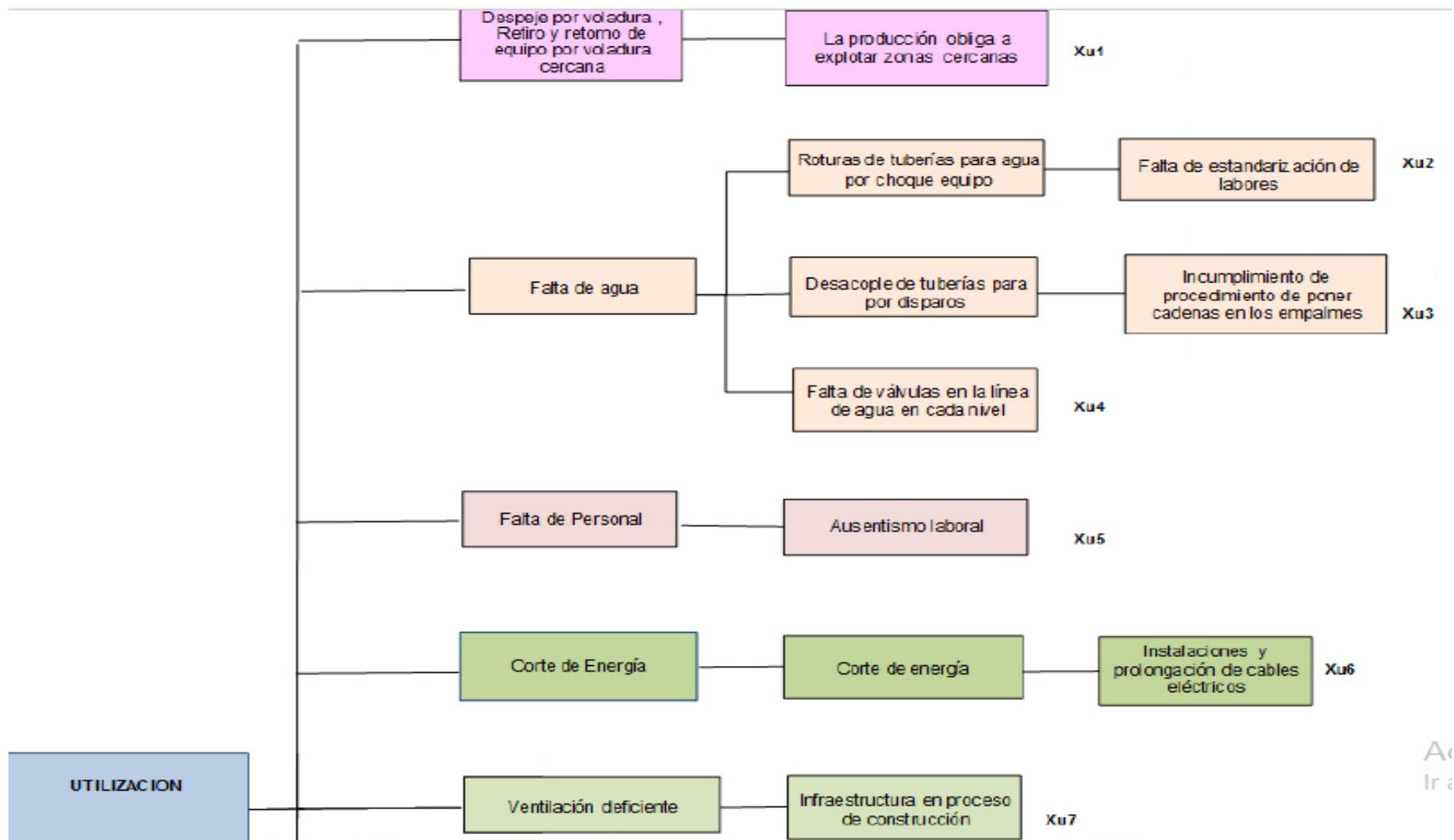


Figura 27. Diagrama de espina de pescado de utilización (primera parte)

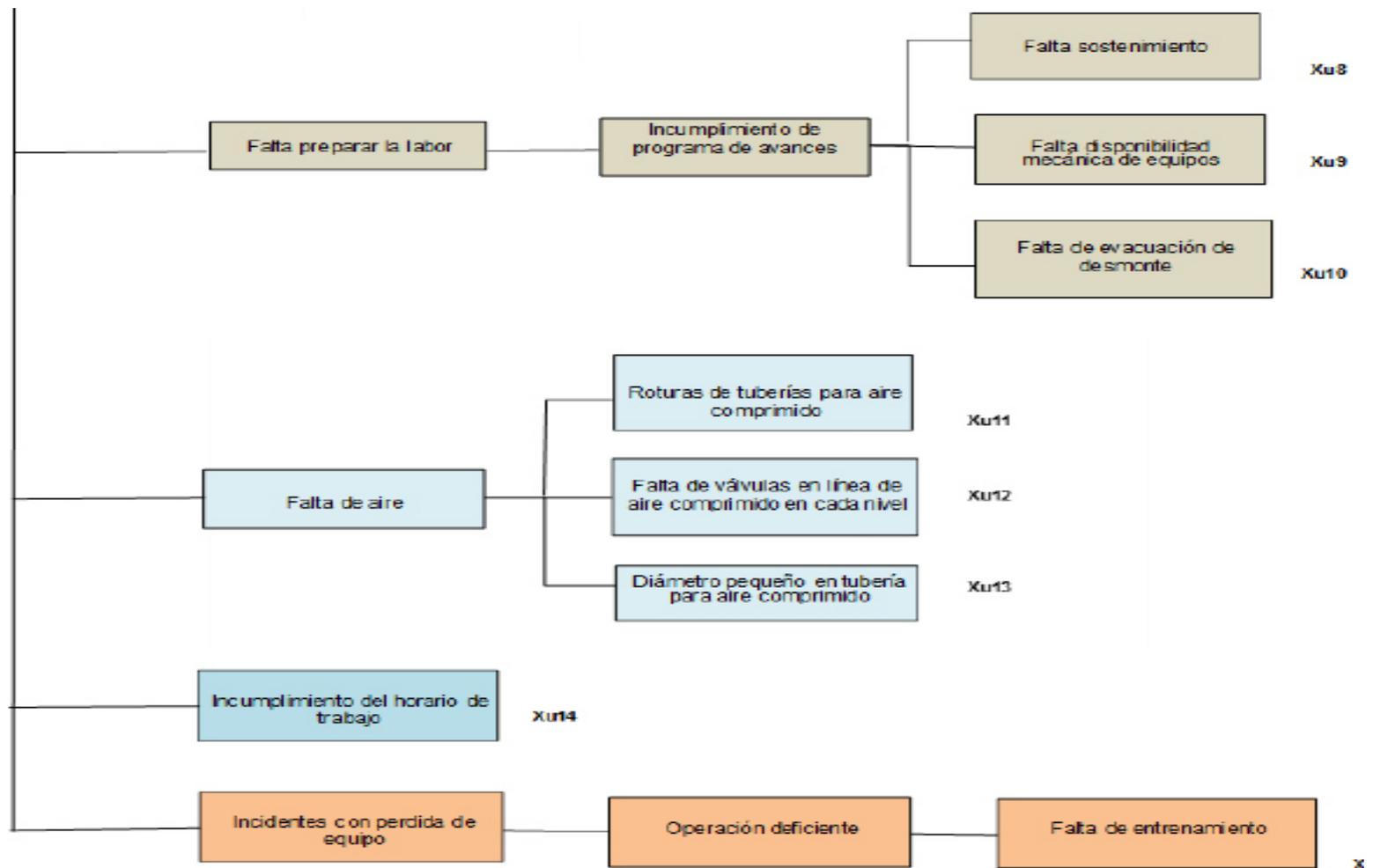


Figura 28. Diagrama de espina de pescado de utilización (segunda parte)

La implementación de estos KPI's permitirá mejorar los rendimientos de perforación de la situación actual, donde observamos que un taladro de 13 metros demanda 43 minutos de perforación, tal como se muestra en la figura N°27.

| TIEMPOS DE PERFORACION DE UN TALADRO | | | |
|--|-----------------------|------------------|------------|
| Tajo | 6980 | Nro. de taladro | 2 |
| Nivel | 3710 | Angulo | 64° |
| Sección | 31C | Longitud | 13.14 m |
| Equipo | Nautilus 2 | barras | 11 |
| Posicionamiento del equipo | | 15.0 min | |
| barra | Tiempo de perforación | Adicionar barras | |
| | min | min | |
| 1 | 2.50 | 0.28 | |
| 2 | 1.33 | 2.28 | |
| 3 | 1.52 | 0.38 | |
| 4 | 1.47 | 0.47 | |
| 5 | 1.43 | 0.37 | |
| 6 | 1.20 | 0.57 | |
| 7 | 1.58 | 0.30 | |
| 8 | 1.30 | 0.32 | |
| 9 | 1.53 | 0.37 | |
| 10 | 1.45 | 0.68 | |
| 11 | 0.97 | | |
| | | 22.30 | min |
| Extracción de las 11 barras | | 3.9 | min |
| Introducir 4 tubos de 2" | | 2.2 | min |
| Tiempo total de perforación de un taladro | | 43.4 | min |

Figura 29. Tiempo de perforación de un taladro

B. Barras de perforación y brocas

- ✓ Las barras de perforación empleadas miden 0.90 a 1.20 m. su uso depende de la longitud de la viga.
- ✓ Cuanto mayor es la longitud de la barra de perforación tenemos menos acoplamientos, obteniendo un varillaje más estable con menor desviación del taladro.

- ✓ En el mercado existen equipos que permiten usar barras de 1.50 a 1.80 m.
- ✓ En el equipo Nautilus 3 no se observó el empleo del soporte porta barras. Este soporte permite rotar el uso y un desgaste homogéneo de las barras de perforación.
- ✓ Se usan brocas retractiles las cuales son adecuadas para evitar el atasque del varillaje.
- ✓ Se emplea barra guía (tubo tac) para lograr una menor desviación del taladro

C. Desviación de taladros

- ✓ Una oportunidad de mejora identificado es realizar el marcado de la traza de la veta en el nivel inferior. Ello permitirá que se tenga en cuenta el criterio que los taladros de contorno tengan una separación mínima de 50 cm de las cajas techo y piso.
- ✓ Es necesario marcar en el nivel inferior la traza de la veta, ya permitirá a la supervisión decidir fácilmente el carguío del taladro para su voladura. (Si el taladro está fuera de la traza no debe ser disparado).

4.5.2. Voladura

A. Plazo inmediato – voladura

Se tiene el soporte técnico de Exsa; sin embargo, se ha identificado una oportunidad de mejora en buscar la forma de proyectar el mineral hacia el piso del nivel inferior y no en proyección horizontal, por lo que se recomienda implementar lo siguiente, ver figura N°28.

- ✓ Técnica de voladura que permita “proyectar el mineral al piso” y no al frente, de manera tal que permita tener una menor luz entre la cresta del relleno y el banco a disparar. Esto reducirá la posibilidad del desprendimiento de la caja techo en lugares que la caja sea irregular y sinuoso. Se realizó una prueba en el Tj 6661-4

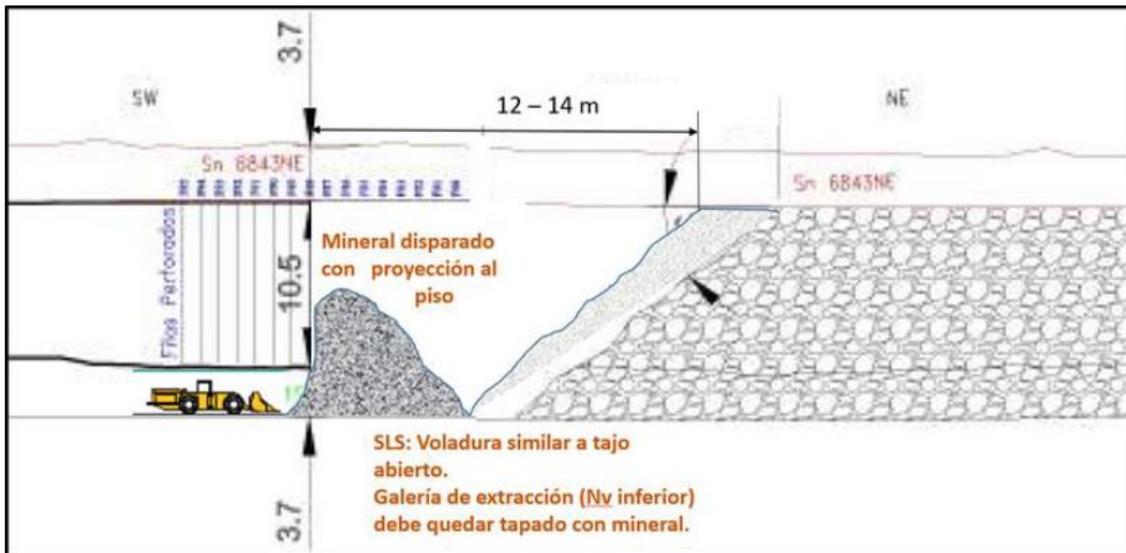


Figura 30. Cálculo de la carga operante de voladura

- ✓ Calcular la carga operante de manera sistemática: es un parámetro que nos indica la cantidad máxima de explosivo a usar en cada voladura (cantidad de explosivo por cada retardo que rompe el mineral pero que no daña la roca caja).
- ✓ No se recomienda el uso de anfo en vetas angostas porque ejerce mayor efecto de rotura y proyección de material roto. Activa planos de falla que están en las cajas.
- ✓ Otros casos: evitar usar anfo en donde la impedancia de la roca sea menor o igual a $3,100 \text{ m/s} \times (\text{densidad del explosivo})$.
- ✓ Para los taladros de contorno del piso y techo se recomienda emplear Exsaline 1" x 16"

B. Voladura de taladros de producción, distribución de carga, factor de potencia y carga operante

- ✓ Una buena práctica de la supervisión de Buenaventura es la realización del protocolo de voladura donde se indica la cantidad, tipo y forma de carguío con explosivos, número de cebos y taladros programados con firma de las jefaturas correspondientes.

- ✓ Se recomienda el uso de Emulex 65 1½" x 12" en los taladros de producción con un deck intermedio de 40 cm. Al usar deck en los taladros con dos retardos diferentes y consecutivos, se reduce la carga operante a 6.69 kg/retardo contra 10 a 12 kg/retardo de actual uso. Ver figura N°29.
- ✓ Es una práctica operativa rasgar los cartuchos de emulsión, no siendo recomendable el rasgado porque confina la carga explosiva y aumenta innecesariamente la carga lineal.
- ✓ Los períodos largos de retardo en la secuencia de la voladura son importantes porque permiten vencer la elasticidad de la roca y generar el volumen necesario.
- ✓ Se recomienda emplear retardos consecutivos para favorecer la fragmentación por el choque entre los fragmentos volados y evitar la proyección del material. La diferencia de tiempos de retardos debe aumentar a medida que se disparan más secciones.
- ✓ Es recomendable el uso de lampas para tapar los taladros con tacos y así lograr taponear todos los taladros.
- ✓ La altura del taco evita la sobre rotura hacia atrás de la siguiente sección perforada, la cual se define evaluando voladuras anteriores.

C. Taladros de contorno

- ✓ Para los taladros de contorno del piso y techo se recomienda emplear Exsaline 1" x 16", es un explosivo muy práctico de fácil uso, consiste en emulsiones encartuchas de dichas dimensiones, adosadas a un cordón detonante 10P. (ver figura N°29).
- ✓ Este producto está desacoplado en diámetro y en longitud al estar separados los cartuchos entre sí. (ver figura N°29)

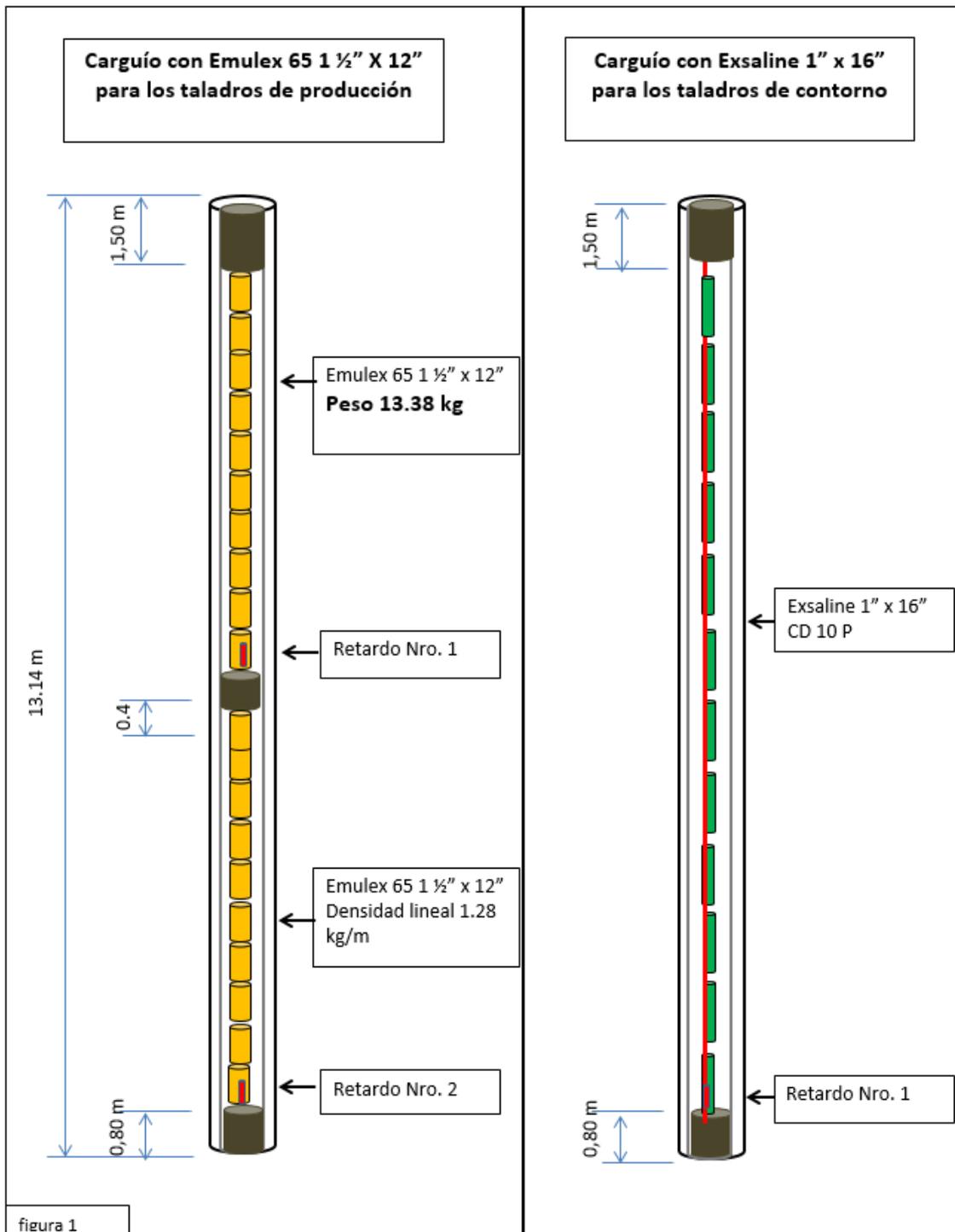


Figura 31. Carguío con emulex para los taladros de producción para control de cajas

D. Causas por las que se originan repisas en la voladura

Se ha observado que algunas veces en las voladuras quedan repisas en el nivel inferior (comúnmente conocido como zapatos), esto puede deberse a dos causas:

Excesiva longitud del taco inferior.

- ✓ Iniciación inversa de las emulsiones: una característica de las emulsiones es su mala iniciación inversa, vale decir cuando el fulminante no apunta hacia la columna de carga, estos cartuchos no detonan en todos los casos. (ver figura N°30).
- ✓ Por otro lado, los taladros tienen longitudes hasta 13.14 m mientras que la manguera del exsanel miden 12.0 m, lo que obliga a colocar hasta 3 cartuchos para ser activados por iniciación inversa con una alta probabilidad que éstos no detonen con la consecuente formación de una repisa en el nivel inferior.
- ✓ Se recomienda tener un lote de exsanel de 14 m para evitar esta anomalía.

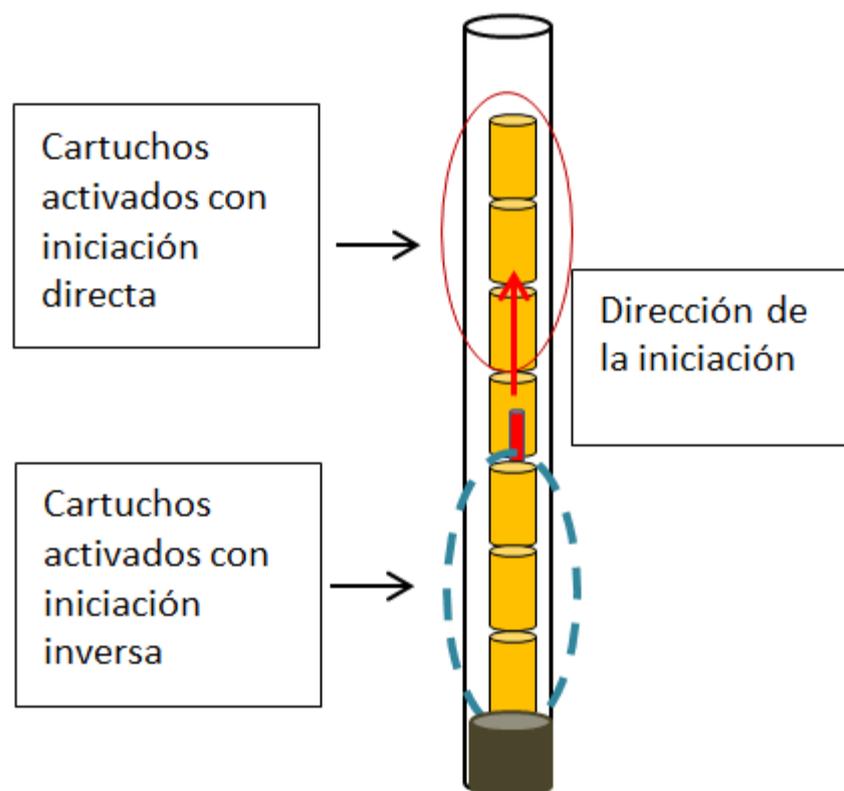


Figura 32. Iniciación directa e inversa de cartuchos de emulsión

4.6. Discusión de resultados

4.6.1. HE1: La evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción.

De la investigación se concluye que de la evaluación del programa de producción se afirma que no se cumple debido a la falta de gestión por los contratistas; capacidad de perforación limitada a la baja disponibilidad mecánica de los equipos de perforación radial; falta de homogeneidad de los equipos de perforación.

El ingeniero Morales Roció en su investigación: “*Evaluación técnico-económica del método Sublevel Stopping y su variante LBH*” concluye que el método *Sublevel Stopping* es un método que es rentable una vez que se han realizado las labores de construcción, ya sea utilizando el diseño estándar o su variante LBH, y que una vez que comienza la etapa de producción se ven reflejados los ingresos reales de la mina. La variante LBH promete un avance en la producción en menos tiempo debido a la longitud de sus perforaciones y un menor índice de utilización de explosivos durante la etapa de perforación y tronadura; de ambas conclusiones podemos decir que los métodos ofrecen ventajas económicas, pero previa evaluación de los escenarios donde se aplican.

4.6.2. HE2 De la evaluación geomecánica de vetas angostas permite caracterizar el macizo rocoso.

De la investigación se concluye que de la evaluación geomecánica podemos afirmar que el método de minado *Bench and Fill* es compatible con las características encontradas en esta estructura mineralizada; sin embargo, además de considerar las condiciones naturales de la estructura mineralizada, es importante la administración de variables operacionales como: velocidad en el ciclo de minado; relleno detrítico oportuno; prácticas de voladura controlada; establecer pilares de rumbo en zonas vulnerables relacionados a la calidad de la roca. Esto permitirá mejores rendimientos en relación a las condiciones de estabilidad. Otro aspecto resaltante que se observó es la compatibilidad que debe existir entre la longitud de los elementos de fortificación y el tamaño de las excavaciones y calidades de roca.

El ingeniero Morales Roció en su investigación: “*Evaluación técnico-económica del método Sublevel Stopping y su variante LBH*” concluye en cuanto al análisis técnico realizado que la variante LBH llega para “acomodar” al método estándar debido a su diseño, que remueve una menor cantidad de material y permite un mayor avance a un menor costo de producción. La variante se puede aplicar siempre y cuando la roca se encuentre en los parámetros de un RMR mínimo de 75, ya que en los casos que se ha aplicado el método estándar con RMR de 50 se han presentado derrumbes y condiciones de trabajo riesgosas. De esta manera es necesario conocer las condiciones del macizo rocoso y que éste se encuentre calificado para trabajar con perforaciones de gran longitud. De no encontrarse una roca con estas características es recomendable trabajar con el método *Sublevel Stopping* estándar.

Del mismo modo, los ingenieros Curilla, Yonattan y Muñico, Jeanpool en su investigación titulada: “*Incremento de la producción mediante la aplicación del método Bench & Fill en veta el Ángel del Tajo 227 NE de compañía minera Brexia Goldplata Perú S.A.C*”, concluyen que es importante realizar un detallado estudio geomecánico, que nos permita analizar si es factible o no la aplicación del método Bench & Fill, debido a que son determinantes conocer si la calidad del macizo rocoso es viable para el método, teniendo en cuenta el tiempo de autosoporte y el radio hidráulico principalmente.

De las conclusiones podemos coincidir que es necesario realizar una evaluación geomecánica que permita caracterizar con mayor precisión el macizo rocoso.

4.6.3. HE3 Planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas

Respecto a la hipótesis la investigación del planeamiento de perforación y voladura podemos concluir que es coherente la relación entre el diseño de perforación radial y el equipo a utilizar ya que el dibujante usa el dato de baricentro del equipo para representarlo en los planos de perforación; es decir; para perforar, se debe utilizar el mismo equipo que se utilizó para elaborar el diseño, así mismo se establece que el tiempo efectivo de perforación por guardia

es de 6 horas, con un rendimiento de 20 m/hr ó 120 m/guardia, considerándose un 85% de disponibilidad mecánica $1.85/0.85= 2.17$ y 2 equipos de perforación.

El ingeniero Morales Roció en su investigación: “*Evaluación técnico-económica del método Sublevel Stopping y su variante LBH*” concluye en cuanto al análisis técnico realizado, la variante LBH llega para “acomodar” al método estándar debido a su diseño, que remueve una menor cantidad de material y permite un mayor avance a un menor costo de producción. La variante se puede aplicar siempre y cuando la roca se encuentre en los parámetros de un RMR mínimo de 75, ya que en los casos que se ha aplicado el método estándar con RMR de 50 se han presentado derrumbes y condiciones de trabajo riesgosas. De esta manera es necesario conocer las condiciones del macizo rocoso y que éste se encuentre calificado para trabajar con perforaciones de gran longitud. De no encontrarse una roca con estas características es recomendable trabajar con el método *Sublevel Stopping* estándar.

De estas conclusiones se establece que para las perforaciones de deben de establecer programas de perforación que con lleven cumplir las metas de explotación.

4.6.4. HE4 La evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas

La investigación concluye que para hacer sostenible los resultados operacionales, es a través de la gestión de KPI's, con la participación de las áreas de geología, planeamiento, mina y el soporte de la gerencia de la unidad. A partir de eso, el control de la dilución se convierte en una rutina y se controla a través de KPI's, por lo que finalmente será una herramienta para que los ejecutivos lo administren periódicamente.

El ingeniero Jorquera, Miguel en su investigación: “*Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla*” concluye que pese a que el método B&F resulta ser más económico en la mayoría de las operaciones unitarias, es interesante observar que el costo asociado a la instalación del relleno es de 3,77 \$/t, siendo más del 10 % del costo mina total (34,3 \$/t), lo cual es comparable a la situación que se encuentra el CFPRP. Una opción a estudiar es la factibilidad

de cambiar el relleno en seco por un relleno en seco más cemento o lechada, con la finalidad de reducir la cantidad de cámaras a rellenar.

De estas conclusiones podemos deducir que para el manejo del método de explotación *Bench and Fill* es necesario manejar estándares económicos.

4.6.5. HE5 El control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas

Respecto a esta hipótesis, la conclusión fue que se han identificado oportunidades de mejora en la gestión de perforación. Los KPI's que se deben gestionar para mejorar los resultados en el mediano plazo y que va a permitir mantener la operación sostenible son las siguientes: disponibilidad mecánica; rendimiento; y utilización. Teniendo en cuenta estos indicadores, se adjunta los diagramas de espina de pescado con sus respectivas variables, los cuales han sido identificados para el caso de la mina Uchucchacua; respecto a la voladura se debe de calcular la carga operante de manera sistemática, ya que es un parámetro que nos indica la cantidad máxima de explosivo a usar en cada voladura (cantidad de explosivo por cada retardo que rompe el mineral pero que no daña la roca caja).

El ingeniero Jorquera, Miguel en su investigación: "*Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla*" concluye que otra arista que sería interesante analizar es la posible recuperación de las losas presentes. De acuerdo a estudios previos realizados por la empresa EMT, dependiendo de la loza que se esté trabajando y su ubicación espacial, sería posible alcanzar una recuperación de hasta el 90 % del material presente en esta. Al efectuar estos trabajos podría ser posible prolongar la vida útil de la mina en al menos un trimestre.

De ambas apreciaciones establecemos que hoy más que nunca para hacer competitivos a las empresas mineras es tratar de recuperar al máximo los recursos mineros en tal sentido la dilución tiene que ser la mínima y con la posibilidad de recuperar finalmente los pilares.

CONCLUSIONES

1. Los parámetros técnicos de la perforación y voladura deben de estar acorde al programa de producción inherente a la evaluación geomecánica mejorando la capacidad de perforación, disponibilidad mecánica, para de esta manera hacer sostenible los resultados operacionales, a través de la gestión de KPI's y de esta manera minimizar la dilución de los minerales.
2. De la evaluación del programa de producción, se afirma que no se cumple debido a la falta de gestión por los contratistas; capacidad de perforación limitada a la baja disponibilidad mecánica de los equipos de perforación radial; falta de homogeneidad de los equipos de perforación.
3. De la evaluación geomecánica podemos afirmar que el método de minado *Bench and Fill* es compatible con las características encontradas en esta estructura mineralizada; sin embargo, además de considerar las condiciones naturales de la estructura mineralizada, es importante la administración de variables operacionales como: velocidad en el ciclo de minado; relleno detrítico oportuno; prácticas de voladura controlada; establecer pilares de rumbo en zonas vulnerables relacionados a la calidad de la roca. Nos va a permitir mejores rendimientos en relación a las condiciones de estabilidad. Otro aspecto resaltante que se observó es la compatibilidad que debe existir entre la longitud de los elementos de fortificación y el tamaño de las excavaciones y calidades de roca.
4. Del planeamiento de perforación y voladura podemos concluir que es coherente la relación entre el diseño de perforación radial y el equipo a utilizar ya que el dibujante usa el dato de baricentro del equipo para representarlo en los planos de perforación; es decir, "para perforar, se debe utilizar el mismo equipo que se utilizó para elaborar el diseño, asimismo se establece que el tiempo efectivo de perforación por guardia es de 6 horas, con un rendimiento de 20 m/hr ó 120 m/guardia, considerándose un 85 % de disponibilidad mecánica $1.85/0.85 = 2.17$ y 2 equipos de perforación.

5. Para hacer sostenible los resultados operacionales se debe dar a través de la gestión de KPI's, con la participación de las áreas de geología, planeamiento, mina y el soporte de la gerencia de la unidad. A partir de eso, el control de la dilución se convierte en una rutina y se controla a través de KPI's, por lo que finalmente será una herramienta para que los ejecutivos lo administren periódicamente.

6. Se han identificado oportunidades de mejora en la gestión de perforación. Los KPI's que se deben gestionar para mejorar los resultados en el mediano plazo y que va a permitir mantener la operación sostenible son las siguientes: disponibilidad mecánica, rendimiento y utilización. Teniendo en cuenta estos indicadores, se adjunta los diagramas de espina de pescado con sus respectivas variables, los cuales han sido identificados para el caso de la mina Uchucchacua; respecto a la voladura se debe de calcular la carga operante de manera sistemática, ya que es un parámetro que nos indica la cantidad máxima de explosivo a usar en cada voladura (cantidad de explosivo por cada retardo que rompe el mineral pero que no daña la roca caja).

RECOMENDACIONES

1. Implementar a la brevedad las recomendaciones descritas en los ítems como “plazo inmediato”.
2. Se observaron labores que no tenían centrado la veta en la galería, por lo que se recomienda excavar los subniveles teniendo en cuenta que la veta en lo posible debe quedar al centro de la galería.
3. Por el tamaño de las aberturas encontradas es importante establecer estándares de sostenimiento que respondan a principios y criterios geotécnicos. Considerar que el nivel de deformación es compatible con el tamaño del mismo, siguiendo la lógica, la longitud de los elementos de anclaje debe ser compatibles con el tamaño de las excavaciones, calidad de roca, cuña máxima, tiempo de servicio de la excavación y condición de esfuerzos.
4. Debido principalmente a las condiciones de campo de esfuerzos donde se encuentra sometido las operaciones de mina Uchucchacua, es importante la implementación y la administración de estaciones de convergencia el cual permita el conocimiento de los niveles de deformación de las excavaciones subterráneas.
5. Implementar el logueo geotécnico de los testigos diamantinos y la implementación de técnicas *Infill* el cual permita caracterizar e identificar estructuras primarias importantes (fallas, zonas de corte) asociado a Gina-Socorro y estructuras similares, por otro lado, establecer pilares de rumbo en la aplicación del minado *Bench and Fill* el cual evite inestabilidades potenciales de falla en las etapas de minado.
6. Dadas las limitaciones que presenta los métodos empíricos y analíticos en el diseño de excavaciones y en el análisis de interacción roca - sostenimiento, hacer uso de métodos numéricos, basado en el análisis de estabilidad estructuralmente controlado, y análisis de estabilidad por esfuerzos, en la que se demuestra, que la longitud de los elementos de anclaje debe supera la altura de la región plástica, o la altura de la cuña máxima originado por

presencia de las familias de las discontinuidades en la estructura Gina-Socorro. Asimismo, implementar la técnica cable bolting en las preparaciones con aberturas mayores a 6.0 m.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. MORALES, R. *Evaluación técnico-económica del método Sublevel Stoping y su variante LBH*. (Título de Ingeniero Civil de Minas). Chile: Universidad de Talca, 2018, 90 pp.
2. JORQUERA, M. *Método de explotación Bench & Fill y su aplicación en minera Michilla*. (Título de Ingeniero Civil de Minas). Chile: Universidad de Chile, 2015, 127 pp.
3. VILCA, C. *Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stoping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la producción – minera Chalhuane SAC* (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa: Universidad Nacional San Agustín, 2018, 118 pp.
4. CURILLA, Y. y MUÑICO, J. *Incremento de la producción mediante la aplicación del método Bench & Fill en veta el Ángel del tajo 227 NE de compañía minera Brexia Goldplata Perú S.A.C.* (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú. 2019, 133 pp.

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

Tabla 4. Matriz de consistencia

| | Problema | Objetivo | Hipótesis | Variable |
|--------------------|--|--|---|---|
| General | ¿Cómo influye la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill - unidad minera Uchucchacua – 2020? | Determinar la influencia de la perforación y voladura en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill - unidad minera Uchucchacua – 2020 | La supervisión de los parámetros técnicos de la perforación y voladura en vetas angostas minimiza la dilución de minerales en el método de explotación Bench and Fill unidad minera Uchucchacua – 2020. | Independiente Perforación y voladura |
| Específicos | a) ¿Cuál es el escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill? | a) Realizar la evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | a) La evaluación del escenario actual del cumplimiento del programa de producción en vetas angostas permite reducir la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | Dependiente Dilución de minerales |
| | b) ¿Como influye la evaluación geomecanica de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill? | b) Realizar la evaluación geomecanica de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | b) La evaluación geomecanica de vetas angostas permite caracterizar el macizo rocoso para reducir la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | |
| | c) ¿Como influye el planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill? | c) Establecer la influencia del planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | c) El planeamiento de perforación y voladura de vetas angostas permite controlar la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill. | |
| | d) ¿Cuál es el resultado de la evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill? | d) Realizar la evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | d) La evaluación de los indicadores de gestión de vetas angostas mediante el balance de perforación reduce la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | |
| | e) ¿Cómo influye el control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill? | e) Evaluar el control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas frente a la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | a) El control de operaciones unitarias mineras en vetas angostas mediante la supervisión de la perforación y voladura reducen la dilución de minerales, método de explotación Bench and Fill | |

| | Concepto | Dimensión | Indicador |
|------------------------|---|---|-----------|
| Variable independiente | La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura (Karlinski et al., 2009). Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes | ▪Escenario actual | % |
| Perforación y voladura | | ▪Evaluación geomecánica | Puntos |
| | | ▪Planeamiento de perforación y voladura | % |
| | | ▪Indicadores de gestión | % |
| | | ▪Control de operaciones unitarias | % |
| Variable dependiente | Es aquellos residuos de roca de bajo grado, inevitablemente retirados con el material en el proceso de minería, que contribuyen a bajar el grado del mineral explotado". | | |
| Dilución de minerales | | ▪Ley de minerales | % |