

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Identificación y control de los problemas operacionales
de perforación y voladura, para aumentar la producción
de mineral, en la Unidad Minera Americana**

Jhon Maycol Huatarongo Contreras
Samer Brian Sulla Villalva

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



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

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Ildfonso

AGRADECIMIENTO

A la universidad Continental.

A los docentes de la EAP ce Ingeniería de Minas, por sus sabias enseñanzas.

A nuestro Asesor, por su apoyo constante, para el logro de nuestros objetivos.

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a mi padre Bautista Huatarongo Huamán, a mi madre Elisa Contreras Huamán y a mis hermanos por su apoyo emocional, para lograr mis objetivos.

Jhon Huatorongo Contreras

Dedico esta tesis a mis padres:
Porfirio Sullá Vilcarano y
Lorenza Villalva Ccente.

Samer Sullá Villalva

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA	I
ASESOR.....	II
AGRADECIMIENTO	III
DEDICATORIA	IV
ÍNDICE DE CONTENIDOS	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
RESUMEN	X
ABSTRACT.....	XII
INTRODUCCIÓN	XIV
CAPÍTULO I.....	16
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	16
1.1 Planteamiento y formulación del problema	16
1.1.1 Planteamiento del problema	16
1.1.2 Formulación del problema	17
1.2 Objetivos.....	17
1.2.1 Objetivo general	17
1.2.2 Objetivos específicos.....	18
1.3 Justificación e Importancia.....	18
1.4 Hipótesis.....	18
1.4.1 Hipótesis general.....	18
1.4.2 Hipótesis específicas	18
1.5 Identificación de variables.....	19
1.5.1 Variable independiente	19
1.5.2 Variable dependiente.....	19
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	20
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	21
2.1 Antecedentes del problema	21
2.1.1 Antecedentes nacionales.....	21
2.2 Generalidades de la unidad minera Americana	26
2.2.1 Ubicación.....	26

2.2.2 Accesibilidad:.....	27
2.3 Geología regional	27
2.3.1. Estratigrafía	28
2.3.2. Intrusivos	30
2.4 Geología local.....	30
2.5 Geología económica.....	31
2.6 Mineralogía.....	32
2.7 Bases teóricas	34
2.8 Operación minera en zona de cuerpos	39
2.8.1. Tipo de labores.....	39
2.8.2. Trabajos desempeñados	40
CAPÍTULO III MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO	46
3.1 Método y alcances de la investigación.....	46
3.1.1 Métodos de la investigación.....	46
3.1.2 Alcances de la investigación.....	46
3.2 Diseño de la investigación	47
3.3 Población y muestra	47
3.3.1 Población.....	47
3.3.2 Muestra	47
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	47
3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos	47
3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos	47
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	48
4.1 Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.....	48
4.1.1 Evaluación de las deficiencias de los tiempos improductivos.....	49
4.1.2 Evaluación de la mejora de los tiempos improductivos	50
4.1.3 Cubicación del tajeo 012 de la veta Ximena de la unidad minera Americana	52
4.1.4 Parámetros geomecánicos del tajeo 012 de la veta Ximena de la unidad minera Americana	53
4.2 Mejora de los parámetros de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana	54

4.2.1 Primera etapa - mejora de los parámetros de perforación y voladura en el nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena	57
4.2.2 Segunda etapa - mejora de los parámetros de perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena.	59
4.2.3 Mejora de la producción del tonelaje de producción	64
4.3 Reducción del costo de perforación y voladura en la unidad minera Americana	66
CONCLUSIONES	70
RECOMENDACIONES	72
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	73
ANEXOS	75

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables	20
Tabla 2. Coordenadas UTM	26
Tabla 3. Accesibilidad de la unidad minera Americana	27
Tabla 4. Características del tajeo 012 de la Veta Esperanza	40
Tabla 5. Control de tiempo del Simba (J 12) - unidad minera Americana	41
Tabla 6. Control de tiempo del Simba (J 13) - unidad minera Americana	42
Tabla 7. Control de tiempo del Simba (J 10) - unidad minera Americana	43
Tabla 8. Resumen del control de tiempo de los Simbas (J – 10, J – 12, y J – 13) - unidad minera Americana.....	44
Tabla 9. Deficiencias de los tiempos improductivos en promedio mensual	49
Tabla 10. Mejora de los tiempos improductivos en promedio mensual.....	51
Tabla 11. Cubicación del tajeo 012 de la veta Ximena	52
Tabla 12. Parámetros geomecánicos del tajeo 012 de la veta Ximena	53
Tabla 13. Parámetros de cálculo del burden máximo (B, máx.)	55
Tabla 14. Comparación de producción del tonelaje de producción.....	64
Tabla 15. Costo de Operación (OPEX) método de minado por corte y relleno ascendente	67
Tabla 16. Costo de Operación (OPEX) método de minado por taladros largos.....	67
Tabla 17. Parámetros de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena.....	68
Tabla 18. Estructura del costo de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena	69

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la unidad minera Americana	27
Figura 2. Columna estratigráfica de la unidad minera Americana	29
Figura 3. Capacitación en el campo sobre perforación.....	38
Figura 4. Vista transversal del diseño de perforación y voladura en negativo y positivo de los taladros horizontales	53
Figura 5. Diseño de malla de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena.....	57
Figura 6. Diseño de la columna explosiva en taladros de 12 metros de longitud para el nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena.....	58
Figura 7. Vista transversal de la extracción de mineral del nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la Veta Ximena	59
Figura 8. Vista transversal de la segunda etapa de la perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena	60
Figura 9. Diseño de la columna explosiva de los taladros de 15 metros de longitud para el subnivel 17 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena.....	61
Figura 10. Diseño de la columna explosiva de los taladros de 16 metros de longitud para el subnivel 17 en negativo del tajeo 012 de la veta Ximena.....	62
Figura 11. Vista transversal de la extracción de mineral del subnivel 17 de los taladros horizontales en positivo y negativos del tajeo 012 de la veta Ximena	63
Figura 12. Vista transversal del relleno hidráulico del tajeo 012 de la veta Ximena.....	63
Figura 13. Programa y ejecución de producción – método de minado corte y relleno.....	65
Figura 14. Programa y ejecución de producción – método de minado bench and fill del tajeo 012 de la veta Ximena.....	66

RESUMEN

La unidad minera Americana extrae mineral por medio del método de minado corte y relleno ascendente. Últimamente se está aplicando el método de minado por taladros largos (bench and fill), pero se tiene deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura de los taladros horizontales, además se observa demoras operativas producto de las malas prácticas operacionales como la disponibilidad mecánica de los equipos de perforación, los trabajos de operación. En la voladura se tiene deficiencias en la demora de los tiempos de carguío del explosivo y la fragmentación del macizo rocoso tras el disparo.

Para un buen control de los hastiales del tajeo 012 de la veta Ximena se inició los trabajos en el nivel 18 realizando la perforación de los taladros positivos con una longitud de 12 metros de longitud para después realizar el disparo respectivamente, se procede a la limpieza del mineral roto del nivel 18, enseguida en el subnivel 17 se procede a realizar taladros positivos de 15 metros de longitud y taladros negativos de 12 metros de longitud para después ejecutar el disparo, también proceder a la limpieza en el nivel 18.

Se replanteó la mejora de los parámetros de perforación y voladura por medio del diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors. Así, se determinó un tipo de roca buena en el tajeo 012 de la veta Ximena, con RMR de 50. Después se realizaron los cálculos para el *burden* y espaciamiento de la malla cuadra para la perforación de los taladros largos, se obtuvo 1.2 metros para el *burden* y espaciamiento.

En cuanto al diseño de malla de perforación y voladura para esta la primera etapa, se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 12 metros, lo que genera un aumento de la producción de mineral y mayor seguridad, ya que solo se perforará una altura factible. Tras los disparos, el mineral acumulado en el nivel 18 es extraído y queda vacío para poder seguir minando así todo el tajeo 012 de la veta Ximena.

El factor de seguridad para la extracción por taladros largos de nivel a nivel es de 1, lo cual es favorable.

Para diseño de malla de perforación y voladura para la segunda etapa, se habilitó el subnivel 17 en proporción al tajeo restante. Esto ayuda a tener un buen control de las cajas y que la roca busque estabilizarse, a partir del subnivel 17 se procedió a realizar taladros de 15 en positivo y taladros de 16 en negativo. El disparo se realizó de manera simultánea a fin de que el mineral roto caiga al nivel 18 para proceder a su extracción correspondiente, producto de la voladura se procede a la extracción del mineral roto y luego al relleno hidráulico procedente del material desechado en la planta de beneficio, los cuales son bombeados con agua y fluctuante a hacia el tajeo 012 de la veta Ximena.

En cuanto a la producción de mineral con el método de minado *bench and fill* en la programación de producción, se planteó 28,000 toneladas y según lo ejecutado se tuvo 29,257 toneladas. Se logró sobrepasar lo programado porque se mejoró las demoras operativas y también los parámetros de perforación y voladura como también en las etapas de trabajo planteados para mejorar el minado del tajeo 012 de la veta Ximena.

El costo de operación del minado por corte y relleno ascendente es de 73.39 dólares por tonelada, costo muy elevado. A ello también se suma el tiempo de extracción que será más prologado. El costo de operación del minado por taladros largos es de 57.47 dólares por tonelada, el cual es muy rentable. Para ello también se suma el tiempo de extracción que se realizará a un menor tiempo. Se sabe que en este método el costo más representativo, debido al costo de perforación, voladura y extracción, el cual realizando la estructura del costo es de 8.71 dólares por tonelada. Se puede apreciar el buen control de todos los parámetros de perforación y voladura, mejorando continuamente.

Palabras clave: Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura.

ABSTRACT

The Americana Mining Unit has been extracting ore by means of the Cut and Fill Ascending mining method, but recently the long drill mining method (Bench and Fill) has been applied, but there are deficiencies in the unit operations of drilling and blasting of the horizontal drills, there are too many operational delays, due to poor operational practices such as the mechanical availability of drilling equipment, operation work. In blasting, there are deficiencies in the delay of the explosive loading times and the fragmentation of the rock mass after firing.

For a good control of the gables of pit 012 of the Ximena Vein, work began on level 18 by drilling the positive drill holes with a length of 12 meters in length to then fire respectively, proceed to clean the broken ore from level 18, then in sublevel 17 proceed to make positive drill holes of 15 meters in length and negative drill holes of 12 meters in length to then fire, also proceed to perform the cleaning on level 18.

The improvement of the drilling and blasting parameters was reconsidered through the design of the drilling and blasting mesh with the Langefors algorithmic model, in rock type is good in the pit 012 of the Ximena vein, with RMR of 50, making the calculations for the burden and spacing of the square mesh for drilling the long holes was 1.2 meters for the burden and spacing.

The design of the drilling and blasting mesh for this first stage was evaluated based on the geomechanical study carried out previously for a bench height of 12 meters, which generates an increase in ore production and more safety since only a feasible height will be drilled, after the shots the ore accumulated in level 18 is extracted and remains empty to continue mining the entire pit 012 of the Ximena Vein. The safety factor for long-hole mining from level to level is 1, which is favorable.

The design of the drilling and blasting mesh for the second stage enabled the sublevel 17 in proportion to the remaining pit, this helps to have a good control of

the boxes and that the rock seeks to stabilize, from sublevel 17 we proceeded to drill holes of 15 in positive and holes of 16 in negative, the firing was carried out simultaneously so that the broken mineral falls to level 18 to proceed to its corresponding extraction, product of the blasting and extraction of the broken mineral is proceeded to carry out the hydraulic filling, coming from the material discarded in the plant of benefit, which are pumped with water and fluctuating to the pit 012 of the Veta Ximena.

The production of ore with the mining method, Bench and fill in the production schedule was 28,000 tons and according to what was executed was 29,257 tons, it was possible to exceed the schedule because the operational delays were improved and also the parameters of drilling and blasting as well as in the work stages proposed to improve the mining of the pit 012 of the Ximena Vein.

The operating cost of the cut and fill mining is \$73.39 per ton, which is very high and the mining time will be longer. The cost of operation of mining by long drill holes is 57.47 dollars per ton which is very profitable for it also adds the extraction time to be performed at a shorter time, it is known that this method the most presentable cost is the cost of drilling, blasting and extraction which performing the cost structure is 8.71 dollars per ton, you can see the good control of all parameters of drilling and blasting, improving continuously.

Key words: Identification and control of drilling and blasting operational problems.

INTRODUCCIÓN

La unidad minera Americana extrae mineral por medio del método de minado corte y relleno ascendente. Últimamente se está aplicando el método de minado por taladros largos (bench and fill), pero se tiene deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura de los taladros horizontales, además se observa demoras operativas producto de las malas prácticas operacionales como la disponibilidad mecánica de los equipos de perforación, los trabajos de operación. En la voladura se tiene deficiencias en la demora de los tiempos de carguío del explosivo y la fragmentación del macizo rocoso tras el disparo.

Para un buen control de los hastiales del tajeo 012 de la veta Ximena se inició los trabajos en el nivel 18 realizando la perforación de los taladros positivos con una longitud de 12 metros de longitud para después realizar el disparo respectivamente, se procede a la limpieza del mineral roto del nivel 18, enseguida en el subnivel 17 se procede a realizar taladros positivos de 15 metros de longitud y taladros negativos de 12 metros de longitud para después ejecutar el disparo, también proceder a la limpieza en el nivel 18.

Se replanteó la mejora de los parámetros de perforación y voladura por medio del diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors. Así, se determinó un tipo de roca buena en el tajeo 012 de la veta Ximena, con RMR de 50. Después se realizaron los cálculos para el *burden* y espaciamiento de la malla cuadra para la perforación de los taladros largos, se obtuvo 1.2 metros para el *burden* y espaciamiento.

El costo de operación del minado por corte y relleno ascendente es de 73.39 dólares por tonelada, costo muy elevado. A ello también se suma el tiempo de extracción que será más prologado. El costo de operación del minado por taladros largos es de 57.47 dólares por tonelada, el cual es muy rentable. Para ello también se suma el tiempo de extracción que se realizará a un menor tiempo. Se sabe que en este método el costo más representativo, debido al costo de perforación, voladura y extracción, el cual realizando la estructura del

costo es de 8.71 dólares por tonelada. Se puede apreciar el buen control de todos los parámetros de perforación y voladura, mejorando continuamente.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Las operaciones unitarias de la perforación y voladura juegan un papel importante para el ciclo de minado y por ser una actividad que se realiza a diario es una actividad que presenta mayores problemas operacionales en la perforación y voladura; por eso, se debe identificar cómo controlar dichas deficiencias operativas a fin de ir mejorando y optimizando dicha actividad.

Muchas compañías mineras en todo el mundo en el ciclo de minado de los métodos de explotación utilizados, ya sea corte y relleno o *sub level stoping*, le dan mucha importancia a las operaciones unitarias de perforación y voladura, ya que según sea el avance lineal de la perforación y voladura podremos obtener una mayor productividad y con esto ser más rentable el proyecto minero.

En el Perú desde el año 2012, se viene aplicando métodos de minado masivos. Entre los más utilizados son corte y relleno ascendente y el *sub level stoping*, en los cuales las operaciones de perforación y voladura son las más importantes, ya que mediante la mejora de estas actividades se puede incrementar la producción de mineral.

La unidad minera Americana extrae mineral por medio del método de minado corte y relleno ascendente. Últimamente se está aplicando el método de minado por taladros largos (bench and fill), pero se tiene deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura de los taladros horizontales, además se observa demoras operativas producto de las malas prácticas operacionales como la disponibilidad mecánica de los equipos de perforación, los trabajos de operación. En la voladura se tiene deficiencias en la demora de los tiempos de carguío del explosivo y la fragmentación del macizo rocoso tras el disparo.

Estas deficiencias generan pérdidas en la producción por el incumplimiento del tonelaje programado de extracción y una disminución en la rentabilidad del proyecto minero. Para lograr mitigar estas deficiencias operacionales se planteó mejorar el control de los trabajos realizando capacitaciones operativas de perforación y voladura a los trabajadores de la unidad minera Americana.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿De qué forma se identificará y controlará los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué forma se mejorará los parámetros de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana?
- ¿De qué forma se identificará y controlará los problemas operacionales de perforación y voladura para reducir el costo de perforación y voladura en la unidad minera Americana?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.

1.2.2 Objetivos específicos

- Determinar la mejora de los parámetros de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.
- Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura para reducir el costo de perforación y voladura en la unidad minera Americana.

1.3 Justificación e Importancia

La unidad minera Americana viene realizando la extracción de mineral por medio de los métodos de minado de corte y relleno ascendente y taladros largos (bench and fill), pero se tiene deficiencias en los frentes de avance de los trabajos de preparación y desarrollo de mina, en las operaciones unitarias de perforación y voladura, además se tiene demasiados tiempos muertos producto de las demoras operativas en campo y la demora de la disponibilidad mecánica de los equipos de perforación. En la voladura se tiene deficiencias en la demora de los tiempos de carguío del explosivo y la fragmentación del macizo rocoso tras el disparo.

Estas deficiencias generan pérdidas en la producción por el incumplimiento del tonelaje programado de extracción y una disminución en la rentabilidad del proyecto minero. Para lograr mitigar estas deficiencias operacionales se planteó mejorar el control de los trabajos realizando capacitaciones operativas de perforación y voladura a los trabajadores de la unidad minera Americana.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, será factible y viable para aumentar la producción de mineral, en la Unidad Minera Americana.

1.4.2 Hipótesis específicas

- La mejora de los parámetros de perforación y voladura será factible y viable para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.

- Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, será factible y viable para reducir el costo de perforación y voladura en la unidad minera Americana

1.5 Identificación de variables

1.5.1 Variable independiente

Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura.

1.5.2 Variable dependiente

Aumentar la producción de mineral.

.

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura, para aumentar la producción de mineral, en la unidad minera Americana

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
V.I.: Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura	Es la mejora por medio de la identificación y controlar las operaciones unitarias de perforación y voladura, en los tiempos muertos producto de las demoras operativas y en la voladura se tiene deficiencias en la demora de los tiempos de carguío del explosivo y la fragmentación del macizo rocoso tras el disparo, para reducir y eliminar estas deficiencias.	Evaluación de las demoras operativas en la perforación y voladura	<ul style="list-style-type: none"> • Espaciamiento (m) • Numero de taladros • Longitud de avance (m) • Burden (m) • Tipo de equipo de perforación • Tiempo de perforación (min) • Fanel de periodo corto (ms) • Cantidad de explosivo (kg)
V.D.: Aumentar la producción de mineral	Es la optimización de los parámetros de perforación y voladura para el incremento de la producción de mineral en el método de minado <i>bench and fill</i> en los trabajos de desarrollo como son las galerías principales ya que se desarrollan sobre mineral el cual se busca un aumento en la rentabilidad del proyecto minero por medio del control de los trabajos operativos de perforación y voladura realizando controles y mejoras en esta operación unitaria principal.	Análisis de la reducción de los costos en la galería principal de la zona esperanza	<ul style="list-style-type: none"> • Producción (t) • Costo de mano de obra • Costo de aceros de perforación • Costos de equipo • Costo de herramientas y equipos de protección personal

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes nacionales

a) Tesis titulada: «*Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S. A. A.*». El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para evaluar el proceso de perforación y voladura aplicando la emulsión bombeable gasificada (EBG) Quantex Sub en las labores de profundización para lograr alcanzar los avances lineales programados mensualmente por la mina Andaychagua de la Cía. Minera Volcan S. A. A. (1).

Además, la metodología tiene las siguientes características (1):

- En las pruebas con EBG Quantex Sub se ha logrado mejorar las eficiencias de metros por disparo, al margen de los factores limitantes (las características de la roca) el rendimiento óptimo logrado en perforación de 14 pies es 3.64 m/disp. Además, en perforación de 12 pies el rendimiento optima logrado es 3.21 m/disp (1).

- El rendimiento de eficiencia de disparo con el QUANTEX SUB, en condiciones normales superaran el 95.5 % de eficiencia por disparo (1).

- Los resultados en cuanto al factor de avance usando Quantex Sub es 46.8 kg/m y el factor de carga fue 1.8 kg/m (1).
- Para las voladuras en los taladros del contorno se usaron Quantex Sub de baja densidad (inferior a 0.9 gr/cm³) y también Cordón NP 80. El resultado de sobrerotura durante las pruebas se logró reducir a 8.3 % (1).
- En cuanto al rendimiento del equipo UBT, cada taladro se carga en 0.82 min/taladro, y el tiempo de rendimiento de carguío por labor es 32 min/labor (1).
- Usando el Quantex Sub se pudo reducir el número de taladros. En sección 5.00 m x 4.50 m de 56 taladros perforados y 44 cargados con el nuevo diseño se redujo a 44 perforados y 37 cargados (1).

b) Tesis titulada: «*Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and Fill y sublevel stoping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura*». El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para desarrollar una metodología que incremente la mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución del método de minado *bench and fill* y *sublevel stoping* con taladros largos, zona Hadas de la unidad minera Raura (2).

Además, la metodología tiene las siguientes características (2):

- Las diluciones programadas por método de minado y reservas de mineral para el periodo 2018 al 2024 con reservas totales de 5' 915,258 toneladas proyectaron diluciones para el método de minado *cut and fill* 11 %, *bench and fill* en cuerpos 18%, *bench and fill* en vetas angostas 32 % y *sublevel stoping* 15 %. Durante el periodo programado 2019 se observa diluciones entre rangos del 5 % al 25 % para los métodos de minado *bench and fill* y *sublevel stoping* con taladros largos, con un promedio del 11 % de dilución, mientras que para el método *cut and fill* está en el rango de 3 % a 11 %, generando un promedio de 7 % de dilución y diluciones del 5 % en labores de avance (Cuerpo Hadas) (2).

- Las leyes de cabeza programadas fueron de 0.17% Cu, 1.78 % Pb, 4.33 % Zn y 2.45 Oz/t Ag, y las leyes de cabeza del tonelaje producido fueron de 0.25% Cu, 1.85 % Pb, 4.50 % Zn y 2.43 Oz/t Ag, siendo el incremento en las leyes de cabeza de 0.08% Cu, 0.07 % Pb y 0.17 % Zn, mejorando el valor de mineral (2).
 - Durante el periodo 2019, se programó un tonelaje de 988,949 toneladas siendo el tonelaje producido de 996,335 toneladas, generando un incremento de 7,386 toneladas. Las leyes de cabeza ejecutadas fueron mayores a lo programado durante el mismo periodo considerando 0.25% Cu, 1.85 % Pb, 4.50 % Zn y 2.43 Oz/t Ag, siendo el incremento en las leyes de cabeza de 0.08%Cu, 0.07 %Pb y 0.17 % Zn, mejorando el valor de mineral (2).
- c) Tesis titulada: «*Mejora en los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la Compañía Minera Santa Luisa S.A. - Unidad Pallca*». El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para mejorar los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la compañía minera Santa Luisa S.A. – unidad Pallca (3).

Además, la metodología tiene las siguientes características (3):

- La realización de la presente tesis de investigación tuvo como objetivo principal mejorar los parámetros de perforación y voladura para poder obtener una disminución en los costos operacionales (optimización de costos) en la unidad Pallca, estandarizándose así una malla de perforación de 4.00 m x 3.80 m de sección, con un avance de perforación de 3.9 m, con una distribución de 35 taladros de producción, 3 taladros de alivio, 1 rompe boca y 4 taladros para el contorno de las paredes (voladura controlada), una nueva distribución de faneles de periodo largo y corto, y nuevos tiempos de retardos (3).
- Diseñando una nueva malla de perforación y voladura, se mejoró el factor de carga de 3.51 kg/m³ a 2.38 kg/m generando así un menor consumo de explosivo y ahorrando 15 \$ por disparo (3).

- Para que los jumberos cumplan con el adecuado diseño de malla de perforación, se hizo un seguimiento y control operativo de las actividades unitarias realizadas, para cual pintaron las mallas a realizar. Esto se realizó con la finalidad de tener un buen paralelismo entre taladros, buena rectitud de perforación, espaciamiento, entre otros (3).
 - Se obtuvo un mejor control en el uso de explosivos, debido a que se entregó a los cargadores hojas impresas con la distribución adecuada de las cargas explosivas que serán llenadas en los taladros. Junto con el maestro disparador y sus ayudantes se hizo un correcto carguío y poner taco (cartón mojado) a los taladros. Hacer una regadita en las coronas y hastiales para no obtener sobrerotura (3).
 - Se optimizaron los costos de avance en las labores: M684 para un avance de 3.49 m se gana 14.95 \$ por metro, G1151 para un avance de 3.42m se gana 13.29 \$/por metro y en K1060 se obtuvo una ganancia de 8.82 \$/por metro para un avance de 3.45 m (3).
- d) Tesis titulada: «*Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en Minera Yanaquihua S.A.C. – Estudio de caso*». El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para reducir los costos operativos en el área de perforación y voladura en la minera Yanaquihua S. A. C. (4).

Además, la metodología tiene las siguientes características (4):

- Se desarrolló una nueva malla de perforación para alcanzar optimizar la perforación, reduciendo de 43 taladros perforados a 39 taladros perforados con la condición de cambiar la broca escariadora de 38 mm a 50.80 mm para los taladros de Alivio; esto trajo una mejora en la producción y reducción de costos aumentando una eficiencia de voladura simulado en *software* JKSimblast de 77.8 % al 87.7 %, mejorando un avance lineal efectiva de 1.4metros a 1.5metros por disparo (4).

- En el ámbito de del rendimiento (Key Performance Indicator) se logra incrementar desde una producción real de 8.75 m³ /disparo a 9.37 m³ /disparo, haciendo un notable incremento de 0.62 m³ /disparo lo que equivale a 1.65 t/ disparo (4).
 - Se redujo los costos de operación en una cantidad de 41.13 dólares por disparo, demostrando una reducción de costos en perforación de un costo real de 122.22 dólares por disparo a un costo optimizado de 91.91 dólares. Asimismo, se muestra que en el proceso de voladura se redujo de 177.65 dólares en costo real a un costo optimizado de 157.54 dólares, por lo cual los costos totales por disparo se reducen desde 289.77 dólares del costo real a un costo optimizado de 248.64 dólares, lo cual con la presente investigación se reduce una cantidad de 41.13 dólares por disparo. (4)
- e) Tesis titulada: «*Optimización de la operación unitaria de perforación y voladura mediante el uso de indicadores claves de rendimiento en la Compañía Minera Arco de Oro S.A.C - Huarochirí - Lima - 2020*». El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para controlar y optimizar el proceso unitario de perforación y voladura para la reducción de los costos operativos incrementando la producción (5).

Además, la metodología tiene las siguientes características (5):

- El seguimiento y control operativo de la perforación y voladura se inicia con un buen reporte diario en el cual se debe detallar los parámetros principales como el número de taladros, metros lineales de avances, cantidad de explosivos utilizados y detalles de la labor que ayuda a tomar decisiones informadas y permiten avanzar seguros sin incertidumbre que el caso requiere (5).
- A través de la optimización de la operación unitaria de perforación y voladura se logró la reducción de los costos del consumo de explosivos en un promedio del 14 % en comparación de lo que se venía obteniendo, representando una reducción en costos operativos de mina de \$23,493.54 al año. (5)

- La reducción de los costos operativos es directamente proporcional a la magnitud de producción de la mina (tonelaje de mineral a producir, metros de avance programados en desarrollos o metros cúbicos de roca estéril a desplazar), por tal razón es proporcional al consumo de explosivos y a la cantidad de áreas de perforación (5).
- Con las propuestas de mejora de las causas que afectan negativamente al proceso de perforación y voladura se logró un incremento en el avance promedio de las zonas de producción de 1.43 m a 1.55 m siendo un incremento del 8 % (6).

2.2 Generalidades de la unidad minera Americana

2.2.1 Ubicación

La unidad minera Americana está políticamente ubicada dentro del distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente está localizada en la zona central, flanco occidental de la cordillera de los Andes; entre las coordenadas 11° 30' de latitud sur y 76° 10' de longitud oeste, a una altura de aproximadamente 4.250 metros sobre el nivel del mar (7).

En la carta nacional, se ubica en el cuadrángulo 24-k (Matucana). Sus coordenadas UTM son:

Tabla 2. Coordenadas UTM
Coordenadas UTM

NORTE	ESTE
8707691.552	369405.232

En la siguiente figura se muestra la ubicación de la unidad minera Americana.

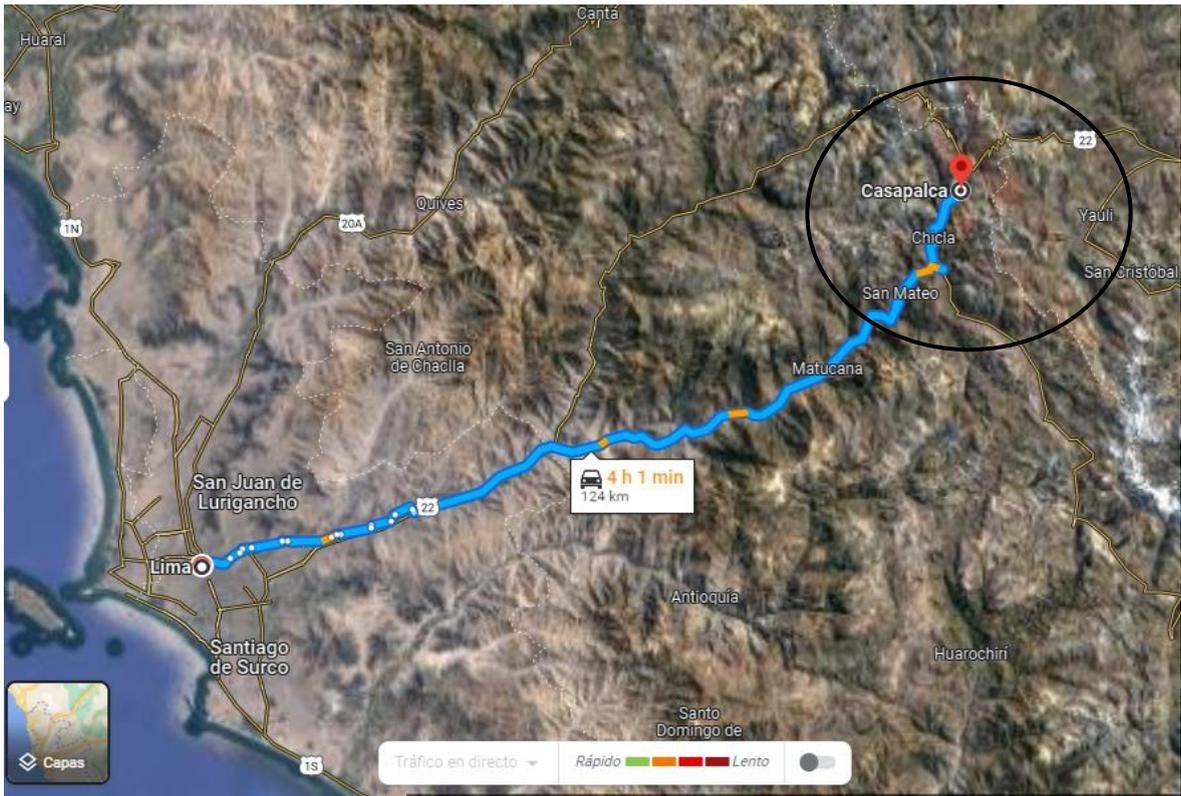


Figura 1. Ubicación de la unidad minera Americana
Tomada del departamento de Geología y Planeamiento de la unidad minera Americana

2.2.2 Accesibilidad:

La unidad minera Americana cuenta con dos vías de acceso que permiten llegar al campamento minero, estos son:

Tabla 3. Accesibilidad de la unidad minera Americana

Ruta	Distancia (km)	Carretera	Tiempo aproximado(h)
Lima a la unidad minera Americana	124	Carretera asfaltada.	4.1 horas.
Total	124		4.1 horas

2.3 Geología regional

La disposición estratigráfica de la zona comprende rocas sedimentarias y volcánicas intercaladas, cuyas edades van desde el Cretácico Superior hasta el Cuaternario. El diseño de la región cuyos ejes se disponen alineados con el porte general de los Andes (7).

La construcción principal: "Anticlinal de americana", comprende una superposición razonablemente abierta en la pieza central de la región que se cierra hacia el norte, hasta construir una falla inversa con hundimiento hacia el este. En el interior de las agrupaciones sedimentarias y extrusivas se rastrean pequeños conjuntos de estructura moderada; muestran una creación sintética comparativa variando apenas en su carácter textural (7).

2.3.1. Estratigrafía

La columna estratigráfica de la región está principalmente conformada por: areniscas, lutitas calcáreas, calizas, capas rojas, brechas, flujos y rocas volcánicas afaníticas y porfíricas, tufo y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros (7).

Las siguientes unidades estratigráficas han sido reconocidas en el distrito de la minera americana.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	COLUMNA	LITOLOGIA	YACIMIENTOS	
CENOZOICO	Cuaternario	Reciente Pleistoceno		Q	Depositos aluviales, coluviales, fluvio-glaciares y glaciares		
		Medio	Formación Río Blanco		Talca, lapilli de color rojo, intercalados con brechas tabulares, bloques riolíticos, algunas capas de caliza en la base. +500 m	Veta Asencio, Veta Rey.	
	Terciario	inferior		Formación Bellavista		Capas delgadas de caliza de color gris, algunas intercalaciones de caliza gris oscura con máculas de sílice, lutita y yeso. 200 - 300 m.	Veta Asencio, Veta Juntas, Veta Victoria, Vetas Lillococha, Veta Rey
				Miembro Yanduyacu		Talca silíceas 100 - 400 m.	
				Miembro Carlos Francisco		Flaca andesítica masiva y brechas volcánicas de lava porfírica, generalmente color gris oscuro a verde. 500 - 1.000 m.	Vetas: Olaya, Olaya Pico, Kinosa, Kinosa Pico, Mariana, Mercedes, San Antonio, Reyvaldo, Rey, Jaenita, Carolina, Americana, Escudilla
				Miembro Tablachaca		Talca y brechas volcánicas, aglomerados, conglomerados y roca porfírica silíceas. 100 - 400 m.	
				Miembro El Carmen		Conglomerados y capas de caliza intercalados con arenosa y yeso. 100 - 300 m.	Cuerpos: Sopista, Viván, Párcos, Parí, Camón, Comancilla, Escudilla, Olaya Veta, Kinosa y Mariana.
				Miembro Capas Rojas		Arenosas y lutitas calcáreas color roja + 2.000 m.	Cuerpos: Veta, Anita, Mory T1, Soña, Serepa, Emilia, Emilia Norte, Viscuña, Esperanza, Esperanza Norte, Esperanza Diamante, Esperanza Pico, Esperanza Tachá, Casapalca, Aña, Esperanza Pico, Chorro Ma. Chasi, Chorra 2da, Chorra Diamante, Potosí, Rica, Riquiza
	MESOZOICO	Cretácico	Superior				Vetas: Esperanza, Esperanza Pico, Esperanza Pico 2, Chira, Mariana, Mariana Pico, Escudilla, O., OI, O2

Figura 2. Columna estratigráfica de la unidad minera Americana
Tomada del departamento de Geología y Planeamiento de la unidad minera Americana

2.3.2. Intrusivos

En la región afloran unos pocos cuerpos de nosy que son de síntesis media, sintéticamente comparables, con alto contenido en sodio; a pesar de que cambian de superficie y de modificación (7).

- **Pórfido de Taruca:** afloran en las cercanías diques y stocks que invaden los extrusivos. La americana, al SE de la zona. Uno de los stocks de forma prolongada con rumbo norte-sur, aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, ligados a gemas de feldespato (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo recordado para una retícula afanítica. Estas piedras pueden denominarse andesitas porfíricas (7).
- **Presas de diabasa:** diques de diabasa oscuros y de grano fino que afloran en las capas rojas al SO de la zona. Estos diques varían en anchura desde un par de centímetros hasta 20 metros (7).
- **Pórfido Victoria:** un cuerpo de color claro y oscuro aflora en el trozo norte de la zona, el afloramiento tiene una anchura aproximada de 300 metros (7). La piedra se compone de fenocristales de albita y poco cuarzo en un fino entramado de sericita (7).

2.4 Geología local

- **Tipo Carlos Francisco:** cuarzo y calcita subordinada, como ganga, pirita, esfalerita, galena y tetraedrita como, mena. Vetas formadas por relleno de fisuras (H, L, M, N, O, P) (7).
- **Tipo Carmen – Aguas Calientes:** carbonatos y cuarzo, como ganga. Esfalerita, galena y tetraedrita (Pirita). Mineralización gradacional al tipo 1. Vetas formadas por relleno de fallas. (7)
- **Tipo Corina:** poca ganga, esfalerita y jamesonita (no determinada).

- **Tipo Americana:** carbonatos clivables como ganga. Tetraedrita, esfalerita con poca galena y pirita. Al Este de la mina Principal (Mina Oroya) (7).
- **Tipo Yauliyacu:** en las formaciones Yauliyacu, Bellavista y río Blanco a 4 kilómetros al Sur de la mina principal (7).
- **Tipo Chisay:** los minerales de mena son: calcopirita bornita y tetraedrita en vetas, vetillas y disseminaciones; junto a las que se halla localizada la malaquita. Los principales minerales de ganga son calcita, dolomita, rodocrosita y barita, que se presentan en pequeñas cantidades. Las rocas encajonantes son los volcánicos porfiríticos "Carlos Francisco" ampliamente distribuidos (3 a 4 kilómetros) en el distrito americana (7).

2.5 Geología económica

2.5.1. Yacimiento

La mina Americana tiene un almacén polimetálico de tipo "cordillerano" con minerales de plata, plomo, zinc y cobre, cuya mineralogía cambia según el calado vertical y plano, debido al carácter mesotérmico de las vetas, estas tendrán una extraordinaria expansión vertical que alcanzaría por debajo de los 3900 m s. n. m. (7).

En las rocas sedimentarias existen grupos mineralizados de forma extremadamente esporádica, resultado de la sustitución de la red calcárea por arreglos acuosos, con presencia de ajuste propilítico y silicificación excepcionalmente leve a ordinaria (7).

En el espacio de la concesión minera de Casapalca existen unos afloramientos que van desde francas grietas cargadas de carbonato (calcita) hasta amplias vetas cargadas de carbonatos, cuarzo y sulfuros, siendo las principales unas vetas prácticamente iguales:

- ✓ Veta Esperanza-Mariana-Mercedes (7).
- ✓ Vena Oroya primaria con dos ramas: Rama Norte Oroya 1 o Vena Oroya Este (misma veta) y Rama Sur Vena Oroya-Americana-Prolongación Eloida (7).
- ✓ Vena Reynaldo (7).

- ✓ Veta Juanita con rama Victoria (7).
- ✓ Veta Escondida que se relaciona con una escisión de la veta Mariana (7).

2.5.2. Zona de cuerpos

Se presentan los cuerpos Mery, Esperanza piso y techo, Cuerpos M's, Chiara y otros.

2.6 Mineralogía

En la zona de vetas, la mina Casapalca es productora de plata (tetraedrita, freibergita), plomo (galena), zinc (esfalerita), y cantidades menores de cobre (calcopirita, bornita), que son los minerales metálicos más abundantes; los minerales de ganga están principalmente dirigidos por pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo (7).

En la zona de los Cuerpos, la mina Casapalca es la productora fundamental de zinc (marmatita y esfalerita) y de forma menos significativa de plata, plomo y cobre; los minerales de ganga están abordados principalmente por pirita, calcita y cuarzo (7).

2.6.1. Vetas

Dentro de la propiedad de la organización Casapalca hay cuatro diseños significativos unidos a otros diseños menores que podrían ser de importancia y necesitan investigaciones geográficas más detalladas para asociarlos y tener la opción de afirmar o descartar su importancia de los otros diseños menores (7).

Hasta la fecha cuatro son las vetas principales de la mina Casapalca, estas son: Esperanza-Mariana-Mercedes-Ximena; Oroya; Don Reynaldo y Juanita. Existen además piezas, círculos cimóticos de diferentes tipos, mantos, brechas y cuerpos de sustitución (7).

Las principales vetas son:

- **Esperanza-Mariana-Mercedes.** Es un diseño solitario que tiene estos nombres por segmentos, la expansión reunida llega a los 3.000 m y se junta con la veta 5 en el extremo este (7).
- **Sistema de vetas de La Oroya.** Tiene un aumento de 1.300 m desde el extremo oeste hasta el punto de articulación (coordenada N 879650; E 368250) y son las que se acompañan.

Comprende el principal diseño mineralizado del arreglo de vetas de la zona de la Oroya, presenta una forma primaria excepcionalmente desplazada de E a W. Presenta hundimiento en rumbo NE a SW, visto en segmento longitudinal (E-W) el mineral monetario está más al W y más carbonatado al E, situado en rocas volcánicas de andesitas porfíricas y afaníticas conocidas como desarrollo Carlos Francisco del terciario (7)

- **Veta Don Reynaldo.** Es una construcción que llega aproximadamente a los 3.200 m, con un afloramiento caracterizado de 500 m en la zona suroeste y 150 m en la zona noreste en la zona de Antachacra, la mayor parte de la veta está cubierta por material morénico-coluvial, de vez en cuando la rotura se restringe particularmente en las zonas de culminación alta al norte de los 5.000 m (7).
- **Vena Juanita.** En el extremo sur de la región minera de Casapalca, se encuentra la veta Juanita con una expansión de 2.000 m, igualmente tiene una rama de 900 m de longitud conocida como veta Victoria. Hacia el oeste del B.M. del nivel 4.500 la veta Juanita aflora en estructura irregular otros 450 m hasta las direcciones N 8'705,400; E 374,300, posteriormente la veta Juanita en estructura libre llega a los 2.400 m (7).

2.6.2. Mantos

En la zona de La Oroya este existe un manto de 1,2 m de anchura que suplanta a los esquistos calcáreos y a las margas que se expanden un par de metros hacia el norte y hacia el sur individualmente desde la veta 5 que sería el conductor a través

del cual se elevaron los arreglos. La ramificación de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso está directamente relacionado con la sustancia de plata (7).

2.6.3. Recursos

En la región de la mina americana, los activos pueden ser para empezar estimados y el acompañamiento puede ser progresado: los cuatro diseños significativos bajarán algo así como 2.000 m a 3.500 m s. n. m. ya que estas vetas afloran en la región de americana, debido a que estas vetas afloran en estructura espasmódica con expansiones imprevisibles que se pueden resumir en un aumento completo de las cuatro vetas en 13 km, teniendo en cuenta una anchura típica de las vetas de 3 a 4 m (7).

Además, existen otros diseños menores que estructuran partes, por ejemplo, la veta Escondida, círculos sigmoides y colecciones esporádicas de sustituciones y mantos que pueden dar muchos asombros posteriormente (7).

Adicionalmente tenemos la presencia de surtidos de varios aspectos y grados que han expandido la creación ampliamente, ampliando en borde extraordinario la existencia útil de la mina, a esto se agregan los trabajos de investigación que se realizan continuamente (7).

2.7 Bases teóricas

2.7.1. Métodos de explotación en la unidad minera Americana

En las operaciones mineras, la principal actividad es la explotación de mineral, para lo cual se determinó un método de explotación dependiendo del tipo de yacimiento, condiciones geológicas y geomecánicas que se presentaron, es por ello que se presentaron dos tipos y/o métodos de explotación en la unidad minera Americana (8).

Una de ellas es la zona de vetas Oroya y Esperanza, aquí se utiliza el método de corte y relleno ascendente convencional y la otra es la zona de cuerpos donde se usa el método de *sublevel stopping* mecanizado con la perforación de taladros largos paralelos y en abanico (8).

2.7.2. Operación minera en zona de vetas

a) Tipo de labores mineras

- **Galerías.** Estas obras tienen un componente especial de 8'x 8' y se ejecutan bordeando la veta, dado que el lecho de roca es grande y la veta presenta las circunstancias esenciales para no tener un gasto importante de ayuda, en cualquier caso, en el caso de que el territorio sea extremadamente agrietado e inestable, los despliegues se ejecutan idealmente en la caja del suelo alineada con la veta a una buena distancia de 15 metros (llamada by pass) y posteriormente se entra en la veta a través de escalas o ventanas opuestas a ella (8). La limpieza de estos frentes se termina con herramientas neumáticas de excavación y pala de 1,5 yd³ (8).
- **Chimeneas.** Son operaciones verticales de 8' X 8' que imparten visualizaciones de niveles superiores e inferiores, con una cota de hasta 50 metros que actúan como funciones de doble negociación y administración (ventilación, establecimiento de líneas, calles, etc.) (8).
- **Sub-niveles.** Trabajos de preparación que se realizan de manera uniforme y a través de la veta, que se crea a partir de una pila que pasa sobre un andamio a un nivel específico para iniciar un pozo y comenzar la estrategia de doble deal para cortar y rellenar hacia arriba (8).
- **Tajos.** Labor de explotación la cual se realiza una vez culminada el subnivel con taladros en realce, la chimenea corta al tajo en dos lados y/o alas (este – oeste) (8).

2.7.3. Método corte y relleno ascendente

A partir del desarrollo del subnivel se procederá a aplicar el método de corte y relleno ascendente “cut and fill stoping”, la altura de corte depende de la competencia de la roca caja, de preferencia se desarrolla dos cortes con una altura de 3 metros (8).

a) Ventajas:

- ✓ Se tiene un buen control de dilución (8).
- ✓ En la perforación y voladura se tiene el control de las cajas, existiendo seguridad (8).
- ✓ La recuperación del mineral con las leyes deseadas es en un 90% efectiva (8).
- ✓ Buena fragmentación de mineral (8).

b) Desventajas:

- ✓ Se tiene baja productividad y producción.
- ✓ El costo de relleno tanto detrítico como hidráulico son altos.

2.7.4. Operaciones unitarias de la perforación y voladura unidad minera Americana

Para extraer el metal con valor económico se completa un proceso de extracción recurrente, como el siguiente para la minería de apertura larga: perforación, impacto, limpieza, transporte, rellenado (8).

En los avances se sigue el ciclo de acompañamiento, perforación, impacto, retroceso, limpieza y transporte.

a) Voladura de frentes unidad minera Americana

Para la evaluación del diseño de la malla de perforación y voladura, se realizó el seguimiento de la perforación y voladura en la labor de avance en la galería principal, del Nv. 23 en la zona Esperanza de la unidad minera Americana (8).

Controles en el carguío de explosivos en la labor, se detectó algunas desviaciones por parte de los trabajadores, las siguientes observaciones son:

- ✓ Durante el apilamiento de los taladros con explosivos, se distinguió que no se apilan por la longitud de la abertura del taladro, y en el caso de que no se pongan los tubos de PVC, simplemente se apilan hasta donde entra el señuelo subyacente (8).
- ✓ No tienen la menor idea de las cualidades de lo inestable que están cuidando durante el apilamiento (8).

- ✓ Ausencia de explosivos de medida más modesta (8).
- ✓ No tienen materiales de preparación, punzón de cobre (8).
- ✓ No hay control de peligrosidad durante el apilamiento (8).

b) Evaluación de la perforación y voladura con el equipo frontonero Boomer S1D

En el seguimiento de la perforación y voladura en el tajo lado oeste, en coordinación con el jefe de perforación y voladura, encontrándose las siguientes observaciones:

- ✓ La estampación del segmento a perforar no está terminada, hay ausencia de engrase, rumbo y asimismo hay asimetría en la corona por deficiente penetración (8).
- ✓ Se realizó una visita con los encargados de la perforación y el disparo para distinguir las desviaciones en los procesos de penetración y disparo en el crafeo de la galería principal, del Nv. 23 en la zona Esperanza, transmitiendo sugerencias a los administradores y cargadores, así como recogiendo datos del hardware de penetración frontal Boomer SID (8).
- ✓ Se hizo un seguimiento de la evaluación posterior a la visita, identificando grandes cambios; por ejemplo, la obra de arte de la sección transversal de la perforación, la utilización de guías, las normas de penetración, el logro de una apertura de perforación construida y la finalización de un apilamiento satisfactorio de explosivos (8).
- ✓ La preparación fue dirigida en el campo sobre la penetración, el control del paralelismo y la utilización de guías, en la figura adjunta se muestra la preparación particular a la fuerza de trabajo responsable de la perforación y el impacto, en el complemento 2 se muestran los resultados separados (8).



*Figura 3. Capacitación en el campo sobre perforación
Tomada del departamento de Planeamiento de la Galería principal, del Nv. 23 en la zona
Esperanza de la unidad minera Americana*

c) Evaluación de la perforación y voladura con el equipo frontonero Boomer S1D

Un desarrollo del apilamiento en el frente de la perforación e impacto de la galería principal, del Nv. 23 en la zona Esperanza, se realizó en un trabajo conjunto con el jefe de zona, donde se encontraron las percepciones adjuntas:

- ✓ Se observó agua recogida en la parte superior, esto demuestra que se realizó la perforación de taladros sin bomba sumergible, por lo tanto, aberturas de arrastre y ayuda de arrastre sin paralelismo, insuficiente apropiación de aberturas y tapados con detritus (8).

- ✓ Se encontraron taladros de perforación cortas de 2,5 - 3,0 metros, debido mal estado de la roca inestables provocando así que se tapen los taladros (8).

- ✓ La preparación en el trabajo fue completada, prescribiendo a los compañeros responsables para el trabajo de perforación y voladura, para que hagan la distribución de faneles - retardos, antes de iniciar el carguío con explosivos (8).

- ✓ El carguío de los taladros de la periferia debe ser determinado por el tipo de roca (8).
- ✓ El carguío de los taladros, se recomienda la utilización en los tacos el cartón y el aprovechamiento de las cajas de los explosivos en las labores (8).

2.8 Operación minera en zona de cuerpos

2.8.1. Tipo de labores

En la zona de cuerpos se realiza operación minera de *trackless* o mecanizada, para lo cual se ejecutan diferentes labores como:

a) Rampas

Son labores de acceso hacia los niveles de explotación, tiene una sección de 4.0 x 4.0 con gradientes que varía de 10 % a 13 % y en las curvas varían de 10 % a 12 %. El punto de inicio es en el nivel 1Alex. Para la perforación se utilizan jumbos de un solo brazo y para los refugios maquinas chicas Jack Leg, con una longitud de taladros de 14 y 8 pies respectivamente (8).

b) Chimeneas

Estas se realizan de forma convencional, por BCR o RICE BORING, cuya finalidad es para ventilación, instalación de servicios o como echaderos de mineral o desmonte. Para la perforación de las chimeneas se tiene máquina neumática Jack Leg con una profundidad de taladro de 8'. En la voladura se utilizan como accesorios los faneles con retardo, carmex y cordón detonante, cómo agente de voladura se utiliza el ANFO (8).

c) Galerías

Son labores horizontales realizadas con una sección de 4.00 * 4.00 que se ejecutan en los niveles principales para poder acceder al cuerpo o seguir alguna veta que contenga mineralización económicamente rentable (8).

d) Cruceros

Parten desde las galerías con la misma sección en forma perpendicular a ellas para poder acceder a los cuerpos y luego extraer el mineral (8).

e) Ventanas

Presentan la misma sección que las galerías, pero su función principal es el de acceder al cuerpo mineralizado para en las mismas realizar la perforación de taladros de producción (8).

2.8.2. Trabajos desempeñados

a) Estudio del control de tiempo de los Simbas (J – 10, J – 12, y J – 13)

Objetivos:

- ✓ Conocer el ciclo de perforación de las barras de los equipos de taladros largos.
- ✓ Verificar el ciclo de perforación neta de las barras.
- ✓ Reconocer las fallas mecánicas constantes.
- ✓ Reconocer los tiempos muertos.

b) Parámetros del tajeo de la veta Esperanza

Tabla 4. Características del tajeo 012 de la Veta Esperanza

Veta	Esperanza
Nivel	12
Altura del tajeo	50 m
Densidad de roca	2.7
Altura de banqueo	20 m
Numero de barras	14 unidades (1 barra igual a 1.5 m)
Ag (oz/tc)	5.88
Pb (%)	1.82
Cu (%)	0.34
Zn (%)	2.38

Tabla 5. Control de tiempo del Simba (J 12) - unidad minera Americana

SIMBA : 12

INICIO DE PERFORACION: 1' 20"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
1	15	74	0	27	89	0	15	89	1	59	52
1	10	57	0	25	59	0	24	49	2	0	65
1	8	12	0	20	7	0	23	46	1	51	65
1	45	32	0	41	36	0	26	28	2	52	96
1	21	67	0	26	10	0	22	82	2	10	59
0	18	61	0	18	86	0	23	16	1	0	63
1	2	83	0	21	22	0	26	65	1	50	70
1	15	53	0	38	79	0	26	5	2	20	37
1	4	77	0	33	20	0	26	68	2	4	65
1	22	76	0	30	5	0	27	70	2	20	51
2	0	42	0	49	85	0	16	40	3	6	67

23 38 90

SIMBA : 12

INICIO DE PERFORACION: 1' 30"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
0	51	71	0	17	87	0	32	86	1	42	44
1	17	8	0	20	21	0	24	88	1	59	83
1	9	25	0	18	25	0	24	25	1	53	71
1	10	60	0	22	6	0	23	98	1	52	83
1	9	77	0	19	60	0	23	29	1	55	12
1	9	57	0	22	63	0	58	69	2	27	86
1	11	56	0	20	3	0	26	98	2	1	17
1	15	14	0	19	26	0	36	77	2	11	94
1	7	66	0	23	82	0	26	47	1	53	39
0	53	26	0	49	12	0	22	31	1	39	39
1	19	64	0	56	35	0	44	23	2	52	99

22 30 67

Tomada del departamento de Planeamiento- zona Esperanza de la unidad minera Americana

Tabla 6. Control de tiempo del Simba (J 13) - unidad minera Americana

SIMBA : 13

INICIO DE PERFORACION: 50"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
0	: 49	: 83	0	: 23	: 89	0	: 7	: 20	1	: 20	: 92
1	: 10	: 95	0	: 16	: 96	0	: 38	: 47	2	: 6	: 38
1	: 3	: 5	0	: 19	: 42	0	: 36	: 12	1	: 58	: 59
1	: 20	: 15	0	: 17	: 39	0	: 27	: 21	2	: 4	: 75
1	: 24	: 39	0	: 17	: 65	0	: 23	: 55	2	: 5	: 59
1	: 16	: 15	0	: 17	: 46	0	: 24	: 72	1	: 58	: 33
1	: 8	: 52	0	: 18	: 20	0	: 24	: 50	1	: 51	: 22
1	: 14	: 31	0	: 23	: 15	0	: 27	: 75	2	: 5	: 21
1	: 11	: 91	0	: 17	: 85	0	: 25	: 15	1	: 54	: 91
1	: 23	: 32	0	: 18	: 39	0	: 25	: 63	2	: 7	: 34
1	: 30	: 74	0	: 18	: 78	0	: 30	: 23	2	: 19	: 75
1	: 23	: 58	0	: 26	: 73	0	: 25	: 13	2	: 15	: 44
1	: 26	: 59	0	: 21	: 36	1	: 58	: 25	3	: 46	: 20
1	: 25	: 28	0	: 42	: 23	0	: 34	: 15	2	: 41	: 66
1	: 22	: 70	0	: 40	: 64	0	: 32	: 38	2	: 35	: 72

33 12 1

SIMBA : 13

INICIO DE PERFORACION: 55"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
0	: 57	: 2	0	: 0	: 0	0	: 27	: 92	1	: 24	: 94
1	: 6	: 93	0	: 17	: 90	0	: 26	: 31	1	: 51	: 14
1	: 9	: 1	0	: 36	: 47	0	: 25	: 19	2	: 10	: 67
2	: 8	: 23	0	: 17	: 51	0	: 25	: 25	2	: 50	: 99
1	: 0	: 0	0	: 15	: 33	0	: 34	: 27	1	: 49	: 60
0	: 54	: 99	0	: 23	: 74	0	: 25	: 76	1	: 44	: 49
1	: 10	: 62	0	: 16	: 32	0	: 27	: 60	1	: 54	: 54
1	: 14	: 59	0	: 17	: 78	0	: 25	: 35	1	: 57	: 72
1	: 7	: 99	0	: 30	: 48	0	: 24	: 10	2	: 2	: 57
1	: 20	: 13	0	: 38	: 79	0	: 25	: 10	2	: 24	: 2
1	: 17	: 61	0	: 40	: 85	0	: 28	: 37	2	: 26	: 83
1	: 26	: 48	0	: 20	: 96	0	: 20	: 50	2	: 7	: 94
1	: 26	: 7	0	: 23	: 81	0	: 27	: 73	2	: 17	: 61
1	: 23	: 24	0	: 28	: 44	0	: 14	: 59	2	: 6	: 27
1	: 12	: 59	0	: 35	: 89	0	: 20	: 7	2	: 8	: 55

31 17 88

Tomada del departamento de Planeamiento- zona Esperanza de la unidad minera Americana

Tabla 7. Control de tiempo del Simba (J 10) - unidad minera Americana

SIMBA : 10

INICIO DE PERFORACION: 1' 17"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
1	8	44	0	19	79	0	20	19	1	48	42
1	8	21	0	21	8	0	25	93	1	55	22
1	13	83	0	20	16	0	23	58	1	57	57
1	7	40	0	22	39	0	24	8	1	53	87
1	6	97	0	23	74	0	22	64	1	53	35
1	13	63	0	30	64	0	24	30	2	8	57
1	8	33	0	19	99	0	23	47	1	51	79
1	4	13	0	26	58	0	26	6	1	56	77
1	30	52	0	18	24	0	22	17	2	10	93
1	38	6	0	24	62	0	23	60	2	26	28
1	22	30	0	17	27	0	37	19	2	16	76
1	19	97	0	15	17	0	27	70	2	2	84
1	31	19	0	18	89	0	23	76	2	13	84
1	30	72	0	25	34	0	24	71	2	20	77
1	28	7	0	25	72	0	34	0	2	27	79

31 24 77

SIMBA : 10

INICIO DE PERFORACION: 2' 20"

Perforacion			Colocado de barra			Cambio de barra			Ciclo de perforacion		
min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg	min	Seg	mseg
0	50	23	0	11	92	0	13	39	1	15	54
1	7	30	0	19	96	0	24	93	1	52	19
1	1	81	0	19	98	0	26	90	1	48	69
1	8	46	0	19	71	0	24	9	1	52	26
1	0	42	0	22	74	0	23	8	1	46	24
1	10	33	0	25	55	0	24	14	2	0	2
0	59	4	0	18	93	0	23	96	1	41	93
1	11	96	0	23	19	0	22	53	1	57	68
1	10	11	0	21	68	0	22	35	1	54	14
1	10	8	0	23	22	0	25	48	1	58	78
1	28	56	0	22	32	0	20	60	2	11	48
1	28	48	0	22	12	0	34	51	2	25	11
1	17	32	0	16	99	0	29	30	2	3	61
1	22	10	0	19	58	0	24	23	2	5	91
0	37	99	0	21	17	0	26	48	1	25	64

28 19 22

Tomada del departamento de Planeamiento- zona Esperanza de la unidad minera Americana

Tabla 8. Resumen del control de tiempo de los Simbas (J – 10, J – 12, y J – 13) - unidad minera Americana

SIMBA	N° BARRAS	PERF. NETA	Ciclo/Barra (min)	Demoras de Inicio	D.M.(Min)	Cambio de Pibot	OP.
J - 12	10	19' 7"	1.55	2' 10"	15 - 30	5 - 15	OP 1
J - 12	11	23' 39"	2.09	1' 20"	15 - 30	5 - 15	OP1
J - 12	11	22' 31"	2.03	1' 30"	15 - 30	5 - 15	OP 1
J - 12	12	23' 56"	2.00	1' 35"	15 - 30	5 - 15	OP 1
J - 13	15	33' 12"	2.13	50"	15 - 30	5 - 15	OP 3
J - 13	15	31' 18"	2.05	55"	15 - 30	5 - 15	OP 3
J - 13	14	26' 48"	1.55	1'	15 - 30	5 - 15	OP 3
J - 13	14	27' 32"	1.58	1'	15 - 30	5 - 15	OP 3
J - 13	3	5' 18"	1.46	1' 10"	15 - 30	5 - 15	OP 4
J - 10	15	31' 25"	2.06	1' 17"	15 - 30	5 - 15	OP 4
J - 10	15	28' 20"	1.53	2' 20"	15 - 30	5 - 15	OP 4
J - 10	15	30' 2"	2.00	1' 16"	15 - 30	5 - 15	OP 4
J - 12	9	24' 1"	2.40	2' 20"	15 - 30	5 - 15	OP 2
J - 12	11	30' 14"	2.45	1' 22"	15 - 30	5 - 15	OP 2
J - 12	9	21' 48"	2.25	1' 9"	15 - 30	5 - 15	OP 2
J - 12	6	17' 24"	2.54	1' 39"	15 - 30	5 - 15	OP 2
J - 13	8	18' 25"	2.18	1' 38"	15 - 30	5 - 15	OP 5
J - 13	12	26' 6"	2.11	1' 27"	15 - 30	5 - 15	OP 5
J - 13	10	20' 50"	2.05	2' 29"	15 - 30	5 - 15	OP 5
J - 13	8	17' 53"	2.14	1' 49"	15 - 30	5 - 15	OP 5
J - 13	6	12' 3"	2.01	48"	15 - 30	5 - 15	OP 5

Tomada del departamento de Planeamiento- zona Esperanza de la unidad minera Americana

Interpretación:

- ✓ Cada operador, dependiendo de su experiencia, manipula los Simbas con mayor o menor velocidad como se aprecia en el cuadro de resumen.
- ✓ La demora operativa (D.O) más resaltante es el cambio de pivot y también el traslado del equipo de una labor a otra que varía desde los 30 minutos a una hora.
- ✓ Si el equipo estuviese al 100 % de disponibilidad mecánica se tendría un promedio de perforación de 270 a 300 metros por guardia.
- ✓ En promedio se puede llegar a perforar hasta 40 metros por hora con el equipo en buen estado y un operador de experiencia.

c) Observaciones en el control de tiempo de los Simbas (J – 10, J – 12, y J – 13)

- ✓ Las fallas más constantes de los equipos SIMBAS son las roturas de las mangueras que suceden a diario y casi por lo menos 2 veces al día.
- ✓ Las demoras mecánicas en ocasiones se deben más al tiempo que tardan los mecánicos en el auxilio del equipo y también a que no se hallan en el momento los repuestos (mangueras, shank, otros).
- ✓ En algunos casos los equipos no llegan a perforar todos los pivot por que la sección de la labor no es la óptima y el equipo no encaja.
- ✓ Debe haber un mayor control de las barras de perforación ya que en algunos casos sobrepasa su tiempo de vida útil y las barras se pierden en el taladro junto con las brocas. Al igual que el Shank se debe controlar su vida útil.

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.1 Método y alcances de la investigación

3.1.1 Métodos de la investigación

a) Método general

En forma general se empleará el método científico, porque se construye a base de datos empíricos *in situ* en las operaciones de mina para identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.

b) Método específico

El método específico que se empleará es el método experimental deductivo. Se deduce que, al identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, ayudará al aumento de la producción de mineral en la unidad minera Americana.

3.1.2 Alcances de la investigación

a) Tipo de investigación

La investigación es de diseño experimental, porque el objetivo de la investigación es identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral.

b) Nivel de investigación

Descriptivo porque trata de explicar de qué manera la identificación y el control de los problemas operacionales en la perforación y voladura podrá mejorar el aumento de la producción de mineral en la unidad minera Americana.

3.2 Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es experimental.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

Todos los tajeos de la Veta Ximena de la unidad minera Americana.

3.3.2 Muestra

El tajeo 012 del nivel 18 de la veta Ximena de la unidad minera Americana.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos

En la presente investigación se realizará la recolección de datos en campo *in situ* mediante la técnica observacional y procesamiento de datos pasados y actuales en la operación de perforación y voladura con equipo Jumbo.

Para la recolección de datos de los tiempos de los equipos de perforación se utilizó hojas de cálculo para el almacenamiento de datos, tesis, libros, catálogos del equipo de perforación y laptop para el procesamiento de los datos.

3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

Para la investigación se utilizará como instrumento de campo: cuaderno de notas, planos, reporte de operaciones de perforación y voladura y herramientas de gestión.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana.

La identificación y control de problemas operacionales de perforación y voladura se evaluó mediante el análisis de los siguientes:

- ✓ En el ciclo de la perforación está relacionado al tiempo de perforación, la velocidad de perforación, la longitud de perforación y del avance de la sección y de la desviación del taladro.

- ✓ Examinar la cantidad de explosivos y accesorios utilizados en el carguío de taladros.

- ✓ Cuáles son los principales problemas que se producen en esta actividad de perforación y voladura, así como decidir las razones de las demoras operativas más habituales.

- ✓ Análisis del ciclo de perforación promedio, el tiempo de perforación efectivo, el tiempo total de perforación y el avance promedio de la sección.

- ✓ Aplicar y orientar la operación minera subterránea a la mejora continua y de esta manera trabajar en las normas de eficiencia y calidad de la organización.

- ✓ Antes de los estándares de perforación y las estrategias de trabajo para cada una de las actividades ejecutadas en el área de operaciones minera.

4.1.1 Evaluación de las deficiencias de los tiempos improductivos

En las actividades para la extracción de mineral por banqueo. Se identificaron 18 actividades que influyen en la producción de mineral, en la siguiente tabla se muestra las deficiencias de los tiempos improductivos en promedio mensual.

Tabla 9. Deficiencias de los tiempos improductivos en promedio mensual

ACTIVIDAD	DIF HR
Falla mecánica	22.84
Falla eléctrica del equipo	16.00
Traslado de equipo de labor a labor	13.90
Chequeo maquina (pre uso)	7.00
Instalación de equipo y preparación de labor	6.83
Charla y/o capacitación - interior mina	5.17
Traslado de equipo a taller	4.50
Operador apoya otros trabajos	3.67
Rotura y cambio de shank	3.67
Instalación de agua/energía y/o aire	2.50
Desatado de labor	2.00
Mantenimiento preventivo	1.50
Parado por falta de área	1.50
Demora por topógrafos (marcado mallas)	1.00
Muestreo en labor	1.00
Falta de limpieza y/o sostenimiento	0.83
Rotura y/o cambio de manguera	0.67
Traslado de equipo de taller a labor	0.50
Grand Total	95.08

Interpretación

Las deficiencias de los tiempos improductivos en promedio mensual son de 95.08 horas, siendo las condiciones y causas básicas de la deficiencia en los tiempos improductivos lo siguiente:

- ✓ La mala administración de agua, energía, aire y ventilación. Durante la guardia, se ha visto que las instalaciones están situadas hasta 90 metros de distancia. La distancia ideal debería ser de 20 metros.

- ✓ La falla mecánica del equipo de perforación por sobrepasar el ciclo de mantenimiento preventivo.
- ✓ El derrame desmesurado de agua y aire por fugas.
- ✓ Las demoras operativas y tiempos muertos por la demora del marcado de malla de perforación y voladura del operador del equipo, por lo general se emplea 7 minutos.
- ✓ El incumplimiento del estándar de la malla de perforación y voladura por parte de los operadores.
- ✓ El equipo de perforación tiene una alta recurrencia de falla mecánica en los pistones, mangueras y barras de perforación.
- ✓ El apoyo preventivo del equipo de perforación no se está llevando a cabo con la regularidad requerida, especialmente en el engrase del carrusel de perforación y las herramientas de perforación.
- ✓ El equipo no está detallando si está con el tanque lleno o no de combustible, lo que crea contratiempos para el rendimiento del equipo.
- ✓ No se puede acceder a los tajeos por la deficiencia de la limpieza de los accesos.

4.1.2 Evaluación de la mejora de los tiempos improductivos

En las actividades para la extracción de mineral por banqueo. Se identificaron 18 actividades que influyen en la producción de mineral, en la siguiente tabla se muestra las deficiencias de los tiempos improductivos en promedio mensual.

Tabla 10. Mejora de los tiempos improductivos en promedio mensual.

ACTIVIDAD	DIF HR
Falla mecánica	17.96
Falla eléctrica del equipo	11.12
Traslado de equipo de labor a labor	9.02
Chequeo maquina (pre uso)	4.12
Instalación de equipo y preparación de labor	3.95
Charla y/o capacitación - interior mina	2.29
Traslado de equipo a taller	2.62
Operador apoya otros trabajos	1.79
Rotura y cambio de shank	1.79
Instalación de agua/energía y/o aire	1.43
Desatado de labor	1.03
Mantenimiento preventivo	0.85
Parado por falta de área	0.85
Demora por topógrafos (marcado mallas)	0.75
Muestreo en labor	0.75
Falta de limpieza y/o sostenimiento	0.65
Rotura y/o cambio de manguera	0.50
Traslado de equipo de taller a labor	0.40
Grand Total	61.87

Interpretación

La mejora de los tiempos improductivos en promedio mensual se tiene 61.87 horas, el cual se ha reducido en un 65 % en cada ítem, esto mayormente se dio gracias a los siguientes controles:

- ✓ Una buena coordinación e información con la contraguardia.
- ✓ Reconocer los riesgos en el área de trabajo.
- ✓ Asegurarse de que el área de trabajo está protegida.
- ✓ Observar que los materiales y equipos con los que trabaja el personal.
- ✓ Observe la eficacia del trabajo del personal.
- ✓ Tenga en cuenta los comentarios del personal con respecto al trabajo que están realizando.

- ✓ En caso de que sea posible, ayúdeles realizando retroalimentación de los trabajos en campo a fin de tener una mejor comunicación con los trabajadores.
- ✓ Anotar en el cuaderno de campo cada una de las informaciones que sean factibles para posible análisis y mejora, por ejemplo, cantidad de explosivos, distribución de carga, tiempo de carguío, problemas que surjan, etc.
- ✓ La demora operativa del equipo de perforación Simba mayormente es el excesivo traslado, ya que los tajeos están lejos o de las labores cercanas donde se estacionan los equipos el cual se debe ser evaluada y preparada.
- ✓ Las demoras en perforación son debido al tipo de roca, presencia de fracturas, condiciones mecánicas del equipo, presión de agua y energía eléctrica para ello se debe estar evaluando constantemente.
- ✓ Las condiciones en las que se encuentran las brocas generan también demoras, debido a que una broca en buen estado perfora más rápido que una broca gastada y mal afilada.

4.1.3Cubicación del tajeo 012 de la veta Ximena de la unidad minera Americana

El dimensionamiento de la veta Ximena del tajeo 012 en la siguiente tabla.

Tabla 11. Cubicación del tajeo 012 de la veta Ximena

Veta	Ximena
Nivel	18
Altura del tajeo	50 m
Volumen (m3) neto del tajeo	10 836 m ³
Tonelaje (Ton.) neto del tajeo	29 257, 20
Densidad de roca	2.7
Ag (oz/tc.)	5.88
Pb (%)	1.82
Cu (%)	0.34
Zn (%)	2.38

4.1.4 Parámetros geomecánicos del tajeo 012 de la veta Ximena de la unidad minera Americana

En la siguiente tabla se muestra los parámetros geomecánicos del tajeo 012 de la veta Ximena.

Tabla 12. Parámetros geomecánicos del tajeo 012 de la veta Ximena Caracterización Geomecánica del tajeo 012 de la Veta Ximena.	
Potencia del mineral	Menor o igual a 1.12 metros
RMR	56 calidad buena

En la siguiente figura se muestra la perforación y voladura a realizar en el tajeo 012 de la veta Ximena

Interpretación

La calidad del tipo de roca es buena en el tajeo 012 de la veta Ximena, por ello para un buen control del macizo rocoso se ha previsto realizar los trabajos de perforación y voladura de la siguiente manera como se muestra en la siguiente figura.

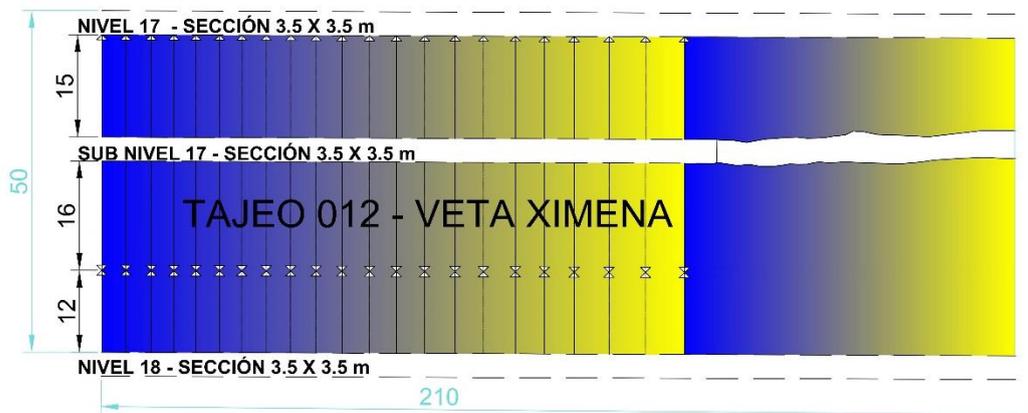


Figura 4. Vista transversal del diseño de perforación y voladura en negativo y positivo de los taladros horizontales
Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

Interpretación

Para un buen control de los hastiales se inicia en el nivel 18 realizando la perforación de los taladros positivos con una longitud de 12 metros de longitud para después realizar el disparo respectivamente, se procede a realizar la limpieza del mineral roto del nivel 18, enseguida en el subnivel 17 se procede a

realizar taladros positivos de 15 metros de longitud y taladros negativos de 12 metros de longitud para después realizar el disparo, también proceder a realizar la limpieza en el nivel 18.

4.2 Mejora de los parámetros de perforación y voladura para aumentar la producción de mineral en la unidad minera Americana

Para mejorar la producción de mineral por el método de minado taladros largos (bench and fill). La perforación es de manera horizontales en todas las etapas.

Se procedió a realizar los trabajos de extracción en dos etapas como se muestra a continuación:

- ✓ Primera etapa: las actividades de perforación y voladura en el nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena
- ✓ Segunda etapa: las actividades de perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena.

a) Diseño de la malla de perforación y voladura de los taladros de producción

Mejorar de los parámetros de perforación y voladura por medio del diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors. Se procedido a realizar los cálculos para el *burden* y espaciamiento con el modelo algorítmico de Langefors como se muestra a continuación.

DENSIDAD DE CARGA (dc)

dc	$0.3405 \times d \times D^2$	D : en pulgadas ; dc en lb/ft	1 ft =	0.30	mt	
f	Coficiente	0.3405	36	1m =	3.28	ft
dc=P x (D/36) ²		D : en mm	1 Kg	2.21	lb	

GRADO DE RETACADO (P)

$$P = dc \times (36/D)^2 \quad dc : \text{en Kg/mt}$$

$$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

En la siguiente tabla se muestra los parámetros para el cálculo del *burden* máximo (B, max).

Tabla 13. Parámetros de cálculo del *burden* máximo (B, máx.)

D	Diámetro del taladro (mm)	63
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	0.985
Tipo de roca	RMR Descripción del RMR	50 REGULAR
f	Factor de fijación Taladros verticales f : 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85	1
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0.82
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.1
L	Longitud de taladro (m.)	15

La relación del *burden* y espaciamiento con relación al diseño de la malla de perforación y voladura para la investigación tomó:

La relación de B/E es igual a 1 para una malla cuadrada

- **Cálculo del *burden* máximo (B máx.)**

$$B_{max.} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{C \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B máx.)

$$B_{max.} = \frac{63}{33} \times \sqrt{\frac{0.82 \times 1.1}{0.985 \times 1 \times (1)}}$$

$$B_{máx.} = 1.83 \text{ m}$$

- **Cálculo del *burden* práctico (BP 1.)**

$$BP\ 1 = B_{max} - \frac{2 \times D}{1000} - 0.02 \times L$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B máx.)

$$BP\ 1 = 1.83 - \frac{2 \times 63}{1000} - 0.02 \times 10$$

$$BP\ 1 = 1.38\ m$$

- **Cálculo del espaciamiento (E)**

$$E = \frac{BP\ 1}{\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B máx.)

$$E = 1.38/1$$

$$E = 1.38\ m$$

Replanteo del *burden* y espaciamiento en campo *in situ* se tiene los siguiente:

- **Cálculo del *burden* replanteado (Br)**

$$Br = Bp - Bp \times 13\%$$

Donde

- ✓ Burden practico (BP)
- ✓ Burden replanteado (Br)
- ✓ 13 % reajuste en función a las longitudes de perforación (12, 15 y 16 m)

Reemplazando

$$Br = 1.38 - 1.38 \times 13\%$$

$$Br = 1.20\ m$$

- **Cálculo del espaciamiento replanteado (Er)**

$$Er = E - E \times 13\%$$

Donde

- ✓ Espaciamiento (E)
- ✓ Espaciamiento replanteado (Er)

✓ 13 % reajuste en función a las longitudes de perforación (12, 15 y 16 m)

$$E_r = 1.38 - 1.38 \times 13\%$$

$$E_r = 1.20 \text{ m}$$

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura del tajeo 012 de la Veta Ximena.

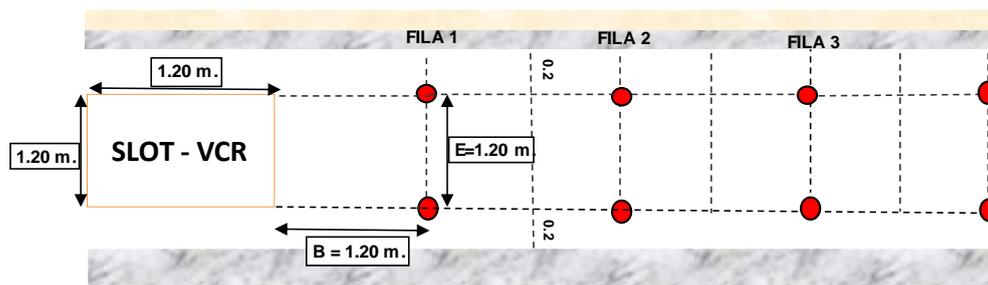


Figura 5. Diseño de malla de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena

Este diseño de malla de perforación y voladura para los taladros de producción utilizada en las dos etapas de trabajo, la perforación de los taladros se realizará a 0.20 metros de los hastiales a fin de controlar la sobre rotura.

4.2.1 Primera etapa - mejora de los parámetros de perforación y voladura en el nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

La perforación se realizará del nivel 18 en positivo para luego ser cargado y disparado.

En la siguiente figura se muestra Diseño de la columna explosiva en taladros de 12 metros de longitud para el subnivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

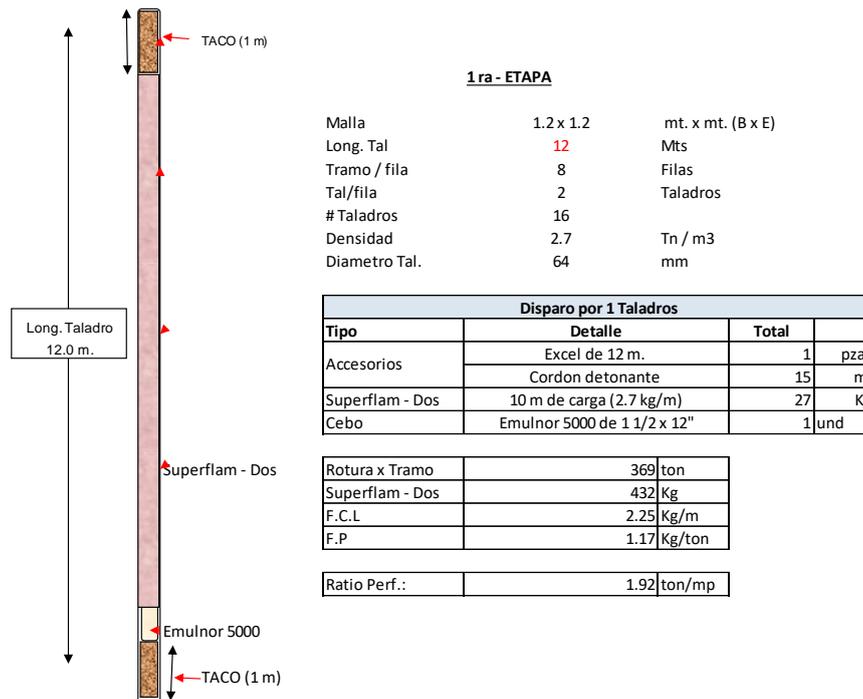


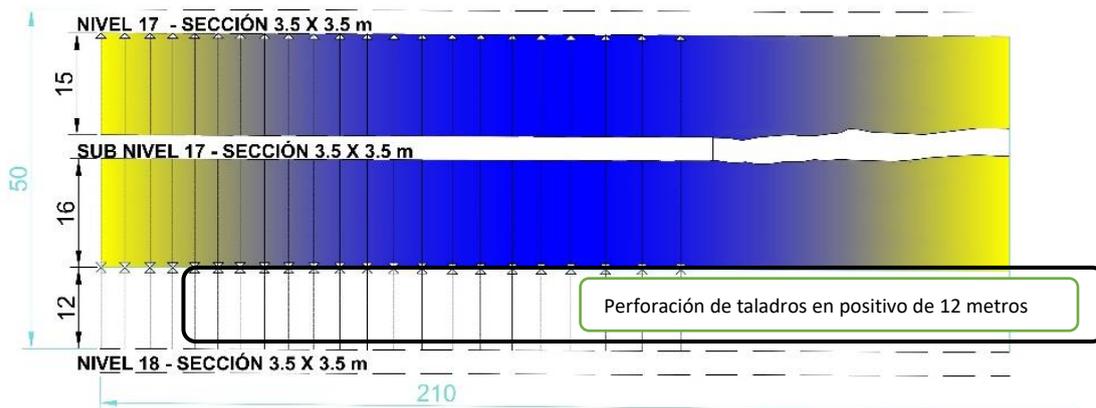
Figura 6. Diseño de la columna explosiva en taladros de 12 metros de longitud para el nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

Interpretación

En relación con el diseño de malla de perforación y voladura para esta etapa, se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 12 metros, lo cual genera un aumento de la producción de mineral y más seguridad ya que solo se perforará una altura factible

a) Extracción de mineral del subnivel 18 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

En la siguiente figura se muestra vista transversal de la extracción de mineral del nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la Veta Ximena



TAJEO 012 - VETA XIMENA

**Figura 7. Vista transversal de la extracción de mineral del nivel 18 en positivo del tajeo 012 de la Veta Ximena
Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana**

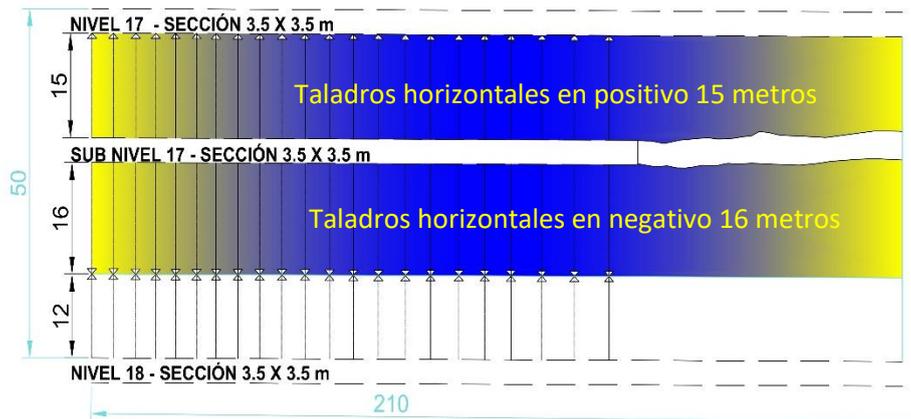
Interpretación

De la figura se observa que tras los disparos el mineral acumulado en el nivel 18 es extraído y queda vacío para poder seguir minando, esto se da en todo el tajeo 012 de la veta Ximena. El factor de seguridad para la extracción por taladros largos de nivel a nivel es de 1, lo cual es favorable.

4.2.2 Segunda etapa - mejora de los parámetros de perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena.

La perforación de los taladros largos horizontales se realizará en el subnivel 17 en positivo y negativo. El disparo se realizará simultáneamente y en sobre la carga del disparo realizado en la primera etapa.

La siguiente figura muestra la descripción de la segunda etapa de la perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena.



TAJEO 012 - VETA XIMENA

Figura 8. Vista transversal de la segunda etapa de la perforación y voladura en el subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

El disparo de los taladros horizontales en positivo y negativo se realizó de manera simultánea y sobre carga del primer disparo realizado en la primera etapa.

En la siguiente figura, se muestra el diseño de la columna explosiva de los taladros de 15 metros de longitud para el subnivel 17 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

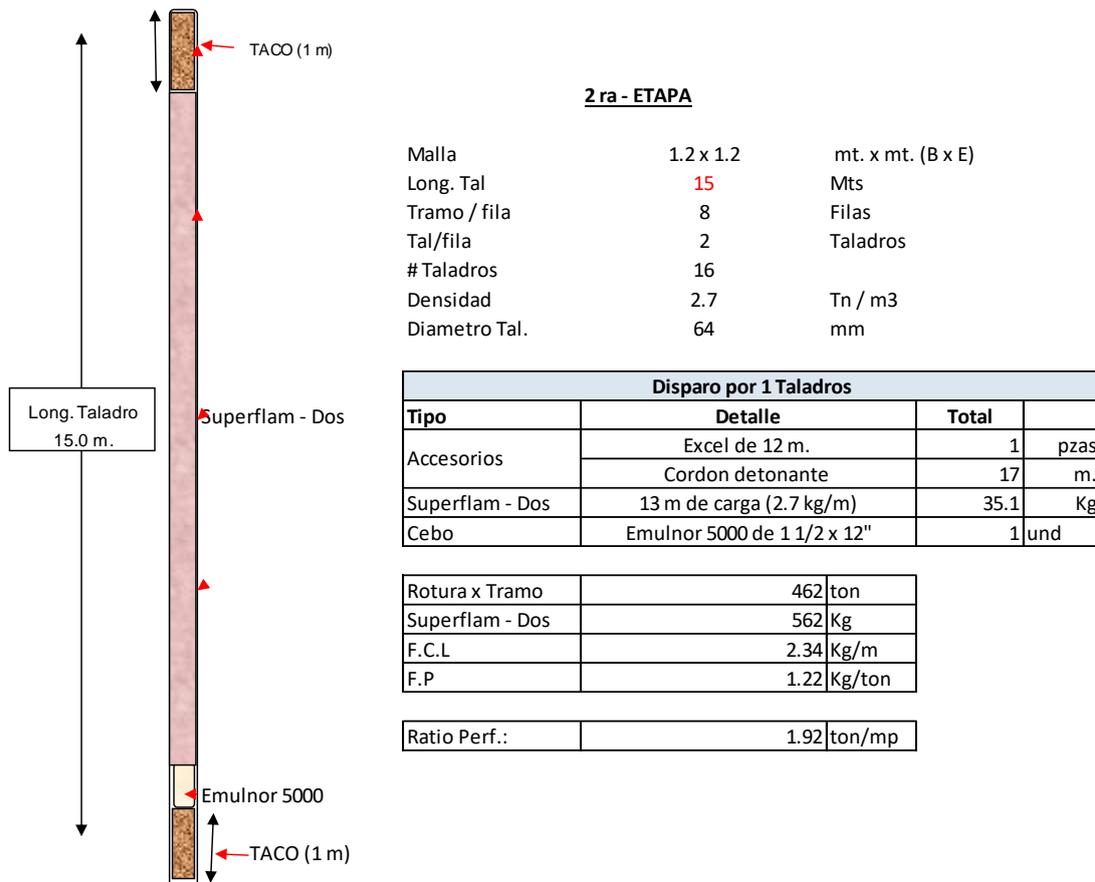


Figura 9. Diseño de la columna explosiva de los taladros de 15 metros de longitud para el subnivel 17 en positivo del tajeo 012 de la veta Ximena

También se realizará en el subnivel 17 taladros en negativo, el mismo se muestra en la siguiente figura. Se muestra el diseño de la columna explosiva de los taladros de 16 metros de longitud para el subnivel 17 en negativo del tajeo 012 de la veta Ximena

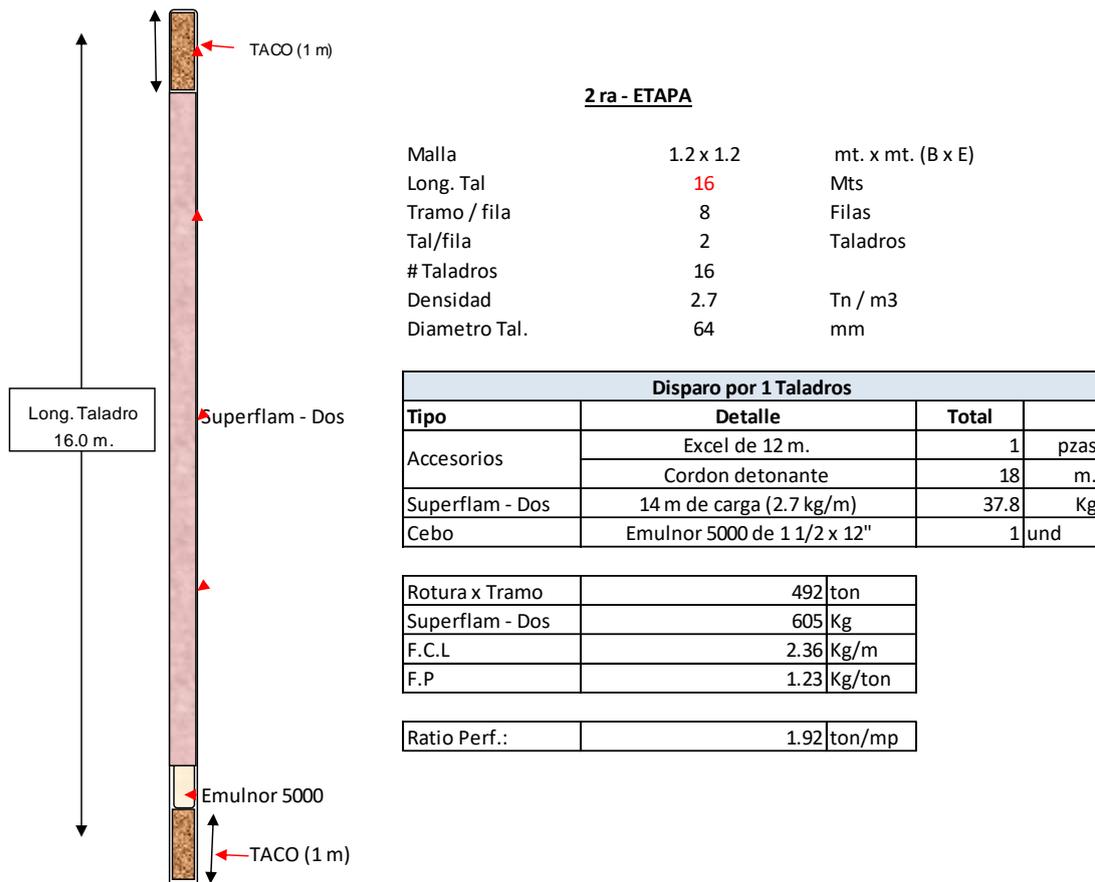


Figura 10. Diseño de la columna explosiva de los taladros de 16 metros de longitud para el subnivel 17 en negativo del tajeo 012 de la veta Ximena

Interpretación

Para diseño de malla de perforación y voladura para la segunda etapa se habilitó el subnivel 17 en proporción al tajeo restante. Esto ayuda a tener un buen control de las cajas y que la roca busque estabilizarse, a partir del subnivel 17 se procedió a realizar taladros de 15 en positivo y taladros de 16 en negativo, el disparo se realizó de manera simultánea a fin de que el mineral roto caiga al nivel 18 para proceder a su extracción correspondiente.

a) Extracción de mineral del subnivel 17 en positivo y negativo del tajeo 012 de la veta Ximena

En la siguiente figura, se muestra vista transversal de la extracción de mineral del subnivel 17 de los taladros en positivo y negativos del tajeo 012 de la veta Ximena

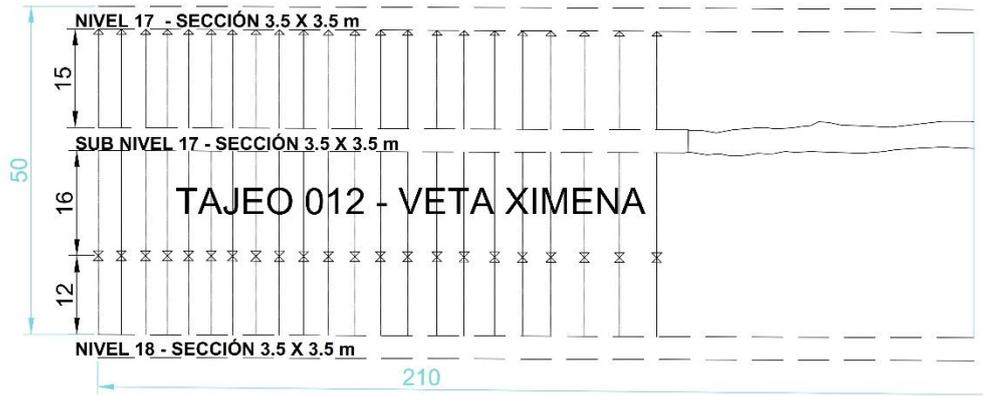


Figura 11. Vista transversal de la extracción de mineral del subnivel 17 de los taladros horizontales en positivo y negativos del tajeo 012 de la veta Ximena Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

El relleno es hidráulico y consiste en el material desechado de la planta de beneficio, los finos son bombeados con agua y fluctuante a hacia en los tajeos.

En la siguiente figura se muestra la vista transversal del relleno hidráulico del tajeo 012 de la veta Ximena

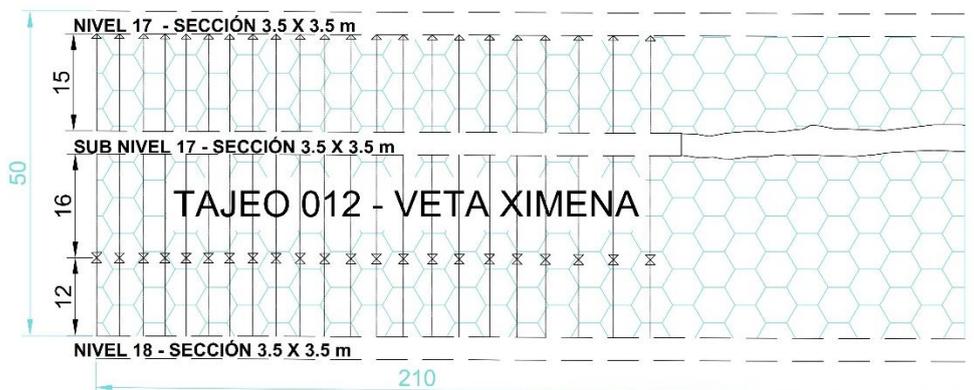


Figura 12. Vista transversal del relleno hidráulico del tajeo 012 de la veta Ximena Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

Interpretación

Producto de la voladura se procede y extracción del mineral roto, luego a realizar el relleno hidráulico procedente del material desechado en la planta de beneficio que son bombeados con agua y fluctuante a hacia el tajeo 012 de la veta Ximena

4.2.3 Mejora de la producción del tonelaje de producción

Para mejorar la producción de mineral del tonelaje del tajeo 012 de la veta Ximena se procedió a realizar un comparativo de la producción del tonelaje del método de minado corte y relleno a *bench and fill*.

En la siguiente tabla se muestra la comparación de Producción del tonelaje de producción.

Tabla 14. Comparación de producción del tonelaje de producción

Metodo de explotacion		Corte y relleno	Bench and fill
May-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,510
Jun-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,580
Jul-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,650
Ago-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,650
Set-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,700
Oct-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,706
Nov-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,750
Dic-21	P	1,500	3,500
	E	1,200	3,711
Total (ton)	P	12,000	28,000
	E	9,600	29,257

P: PROGRAMADO

E: EJECUTADO

Interpretación

Para la producción de mineral se realizó un análisis comparativo entre el método de minado por corte y relleno ascendente con relación al método de minado del *bench and fill*, según la tabla se muestra la programación mensual para cada método planteado en el cual se tuvo los siguiente:

En el planteamiento para el método de minado por corte y relleno ascendente en lo programado se planteó la producción mensual en promedio mensual de 1500 toneladas y asiendo la evaluación de producción de mineral lo ejecutado solo se tendría en promedio mensual de 1200 toneladas.

En el planteamiento para el método de minado por *bench and fill* en lo programado se planteó la producción en promedio mensual en 3500 toneladas y asiendo la evaluación de producción de mineral lo ejecutado se tendría en promedio mensual de 3600 toneladas.

Según este análisis, lo óptimo es el método de minado por *bench and fill* ya que se tendría más producción de mineral y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso son adecuadas.

En la siguiente tabla se muestra el programa y ejecución de producción – método de minado corte y relleno.



Figura 13. Programa y ejecución de producción – método de minado corte y relleno Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

En la siguiente tabla se muestra el programa y ejecución de producción – método de minado *bench and fill* del tajeo 012 de la veta Ximena

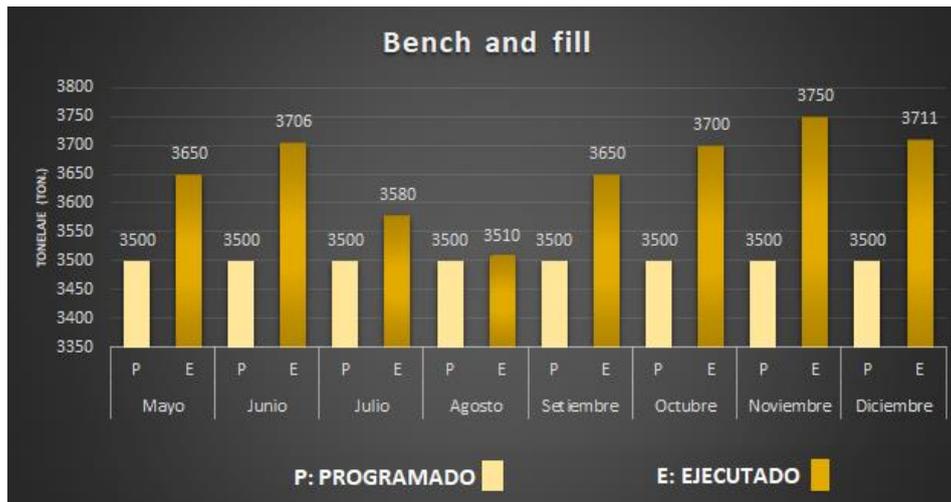


Figura 14. Programa y ejecución de producción – método de minado bench and fill del tajeo 012 de la veta Ximena
Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

Interpretación

La producción de mineral del año 2021 a partir del mes de marzo a diciembre, en la comparación de la producción de mineral el tonelaje del método de minado corte y relleno ascendente en lo programado, se plantea 12,000 y en los ejecutado se tiene 9,600 toneladas. En este escenario la producción de mineral es ineficiente debido a las operaciones del ciclo de minado se generaría el incumplimiento del programa de producción de mineral y llevaría más tiempo de trabajo.

La producción de mineral con el método de minado *bench and fill* en la programación de producción se planteó 28,000 toneladas y según lo ejecutado se tuvo 29,257 toneladas. Se logró sobrepasar lo programado porque se mejoró las demoras operativas y también los parámetros de perforación y voladura como también en las etapas de trabajo planteados para mejorar el minado del tajeo 012 de la veta Ximena.

4.3 Reducción del costo de perforación y voladura en la unidad minera Americana

4.3.1 Análisis de la perforación y voladura del estado situacional anterior

El método de minado utilizado anteriormente es el corte y relleno ascendente, en el que se producía 1200 toneladas ejecutas en promedio en cada mes a un mayor costo de operación

Tabla 15. Costo de Operación (OPEX) método de minado por corte y relleno ascendente

ESTIMACION DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN	OCF	unidades
COSTO DE PRODUCCION	52.76	US\$/t
GASTOS ADMINISTRATIVOS	10.97	US\$/t
GASTOS DE VENTA (COMERCIALIZACION DE CONCENTRADO)	7.56	US\$/t
OTROS GASTOS - (DEPRESIACION AMORTIZACION)	1.20	US\$/t
CIERRE DE MINA MCAR	0.90	US\$/t
COSTO DE OPERACIÓN	73.39	US\$/t

Interpretación:

El costo de operación del minado por corte y relleno ascendente es de 73.39 dólares por tonelada, monto muy elevado. A ello también se suma el tiempo de extracción que será más prologado.

4.3.2 Análisis de la perforación y voladura del estado situacional optima

El método de minado por taladros largos, se producirá 3500 toneladas en promedio por mes, a un menor costo de operación

Tabla 16. Costo de Operación (OPEX) método de minado por taladros largos

ESTIMACION DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN	SLS	unidades
COSTO DE PRODUCCION	36.84	US\$/t
GASTOS ADMINISTRATIVOS	10.97	US\$/t
GASTOS DE VENTA (COMERCIALIZACION DE CONCENTRADO)	7.56	US\$/t
OTROS GASTOS - (DEPRESIACION AMORTIZACION)	1.20	US\$/t
CIERRE DE MINA MCAR	0.90	US\$/t
COSTO DE OPERACIÓN	57.47	US\$/t

Interpretación:

El costo de operación del minado por taladros largos es de 57.47 dólares por tonelada que es muy rentable. También se suma el tiempo de extracción que se realizara a un menor tiempo.

La operación unitaria de la perforación y voladura es la más representativa para este método de minado de taladros largos.

En los parámetros de producción de los taladros largos en horizontal, el equipo Simba cuenta con un juego de 10 barras que viene hacer la capacidad del

carrusel del equipo que se consideró para la estructura del costo de perforación y voladura. El tajeo de la veta Ximena tiene una longitud de 210 metros un ancho de 1.2 en promedio y una altura neta de 43 metros (primer corte 12 metros en positivo, segundo corte de 16 metros en negativo y 15 metros en positivo el cual es disparado simultáneamente).

En la siguiente tabla se muestra los parámetros de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena.

Tabla 17. Parámetros de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena

Perforacion de Produccion	192	taladros/tajeo	Carguio de taladros	
			Longitud	1 m
Taladros perforados - Produccion	192	tal/tajeo	Densidad	0.85 Gr/cm ³
longitud de taladro (10 barras capacidad de carrusel)	15	m/tal	Diametro	63 mm
Volumen de Produccion	29,257.20	ton	F.C.L (Kg. Anfo / m)	2.31
Longitud	210.00	m		
Ancho	1.20	m	Burden	1.20
Altura de tajeo neto a perforar	43.00	m	Espaciamiento	1.20
Densidad	2.70	ton/m ³		
Factor de carga	2.31	kg/m		
	10.16	Ton/m		
Equipos de Perforacion			Equipos de Limpieza	
Rendimiento de Simba	6.58	tal/gdia	Rendimeinto Scooptram 3.5 Yd3	38 ton/hr
Horas Trabajadas Simba	4.2	hr/gdia	Horas Trabajadas SCOOP	7 hr/gdia
Consumo de Petroleo	1.50	Gal/hr	Consumo de Petroleo	3.5 Gal/hr
Dias trabajados	30	días	Horas por dia	12 Horas

En la siguiente tabla se muestra la estructura del costo de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena.

Tabla 18. Estructura del costo de perforación y voladura del tajeo 012 de la veta Ximena

Item	Descripción	Unidad	Cantidad	Cantidad	Costo Unitario	Vida Util	Costo Parcial	Costo Total Sin Explosivo
			(Personas)		US\$/Unidad		US\$/gdia	US\$/ton
1.00	PERFORACION						61,984.31	2.08
1.01	Mano de Obra						18,678.11	
	Operador de Simba	Gdia	1.30	29.18	88.01		3,338.88	
	Ayudante Operador de Simba	Gdia	1.30	29.18	40.34		1,530.32	
	Mecanico - Electricista de Mina Rpractor	Gdia	2.60	29.18	104.48		7,927.50	
	Peon de Servicios	Gdia	2.60	29.18	47.67		3,617.12	
	Bodeguero	Gdia	1.30	5.84	47.01		356.74	
	Choferes Camioneta Mantenimiento	Gdia	1.30	5.84	52.24		396.37	
	Choferes Camión Servicios, lubricador	Gdia	1.30	5.84	52.24		396.37	
	Supervisión							
	Ingeniero Jefe de Guardia	Gdia	1.30	4.38	195.89		1,114.80	
1.02	Aceros de Perforacion						16,370.26	
	Barra SP T38-RD38-T38 x 4"	p.p		9,446.40	0.79		7,432.97	
	Broca Retractil FP T38 x 64MM	p.p		9,446.40	0.30		2,794.25	
	Shank COP 1838/1638 T38 x 435 MM	p.p		9,446.40	0.04		373.92	
	Copas de Afilado	Jgo.		9,446.40	0.04		377.86	
	Aguzadora de copas	Pza		9,446.40	0.00		3.15	
	Tubo de PVC	m.		1,104.00	4.11		4,537.44	
	Bolsa de Polipropileno	Kg.		72.00	0.90		64.66	
	Canchales de anclaje	Pza		12.00	7.51		90.06	
	Reflectores de 500 watt	Pza		4.00	72.51		290.03	
	Conos de plastico naranja para SLS	Pza		210.00	0.22		46.83	
	Manguera de 1" (70 m)	m		70.00	3.53		247.10	
	Manguera de 1/2" (70 m)	m		70.00	1.60		112.00	
1.03	Equipos						26,166.25	
	Simba	hr.		121.60	206.56		25,117.45	
	Combustible	Gal		182.40	5.75		1,048.80	
1.04	Herramientas y EPP						769.69	
	Implementos de seguridad	Gdia	2.60	29.18	6.28		476.60	
	Herramientas	Gdia	1.00	29.18	7.04		205.42	
	Lamparas Mineras	Gdia	2.60	29.18	1.16		87.67	
2.00	VOLADURA						16,538.26	0.26
2.01	Mano de Obra						4,869.20	
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.30	29.18	47.67		1,808.56	
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	2.60	29.18	40.34		3,060.64	
2.02	Explosivos y accesorios de voladura						8,786.42	
	Emulnor 5000 1 1/2" X 12"	Pza.		768.00	0.70		540.67	
	Superflam - 2 (bis. X 25kg.)	Kg.		5,765.76	0.92		5,304.50	
	Guias Ensambladas Carmex de 7"	Pza.		14.00	1.57		22.04	
	DETONADOR NO ELECTRICO 15.0 M EXCEL	Pza.		768.00	3.70		2,838.95	
	Mecha rápida de ignition	m.		4.00	0.29		1.16	
	Cordón Detonante Pentacord 4gr	m.		350.00	0.23		79.10	
2.03	Equipos						1,625.40	
	Cargador de Anfo	Ton		29,257.20	0.06		1,625.40	
2.04	Herramientas y EPP						1,257.25	
	Implementos de seguridad	Gdia	3.90	29.18	6.28		714.90	
	Herramientas	Gdia	2.00	29.18	7.04		410.85	
	Lamparas Mineras	Gdia	3.90	29.18	1.16		131.50	
3.00	EXTRACCION						133,489.63	4.03
3.01	Mano de Obra						9,437.75	
	Operador de Scooptram	Gdia	1.30	109.99	66.00		9,437.75	
3.02	Insumos						831.60	
	Mangas de ventilación 30"	m.		210.00	3.96		831.60	
3.03	Equipos						121,382.77	
	Scooptram 3.5 yd	hr.		769.93	96.88		74,589.30	
	Telemando	hr.		769.93	7.63		5,878.38	
	Combustible	Gal		2,694.74	5.75		15,494.77	
	Ventilador de 32,000 CFM	hr.		1,670.08	15.22		25,420.31	
3.04	Herramientas y EPP						1,837.52	
	Implementos de seguridad	Gdia	1.30	109.99	6.28		898.11	
	Herramientas	Gdia	1.00	109.99	7.04		774.20	
	Lamparas Mineras	Gdia	1.30	109.99	1.16		165.20	
TOTAL COSTO DIRECTO (US\$/tn)							212,012.20	6.38
	Utilidad Costo Directo				10%			0.64
	Gastos generales				13%			0.83
COSTO TOTAL (US\$/tn)								8.71

Tomada del área de Operaciones mina - unidad minera Americana

Interpretación

El costo de perforación, voladura y extracción es de 8.71 dólares por tonelada, se puede apreciar el buen control de todos los parámetros de perforación y voladura en esta tabla, ya que se muestran a detalle cada ítem y el control respectivo para cada uno de ellos e ir mejorando continuamente.

CONCLUSIONES

1. Para un buen control de los hastiales del tajeo 012 de la veta Ximena se inició los trabajos en el nivel 18 realizando la perforación de los taladros positivos con una longitud de 12 metros de longitud para después realizar el disparo respectivamente. Se procede a la limpieza del mineral roto del nivel 18, enseguida en el subnivel 17 se procede a ejecutar taladros positivos de 15 metros de longitud y taladros negativos de 12 metros de longitud para después realizar el disparo. También proceder a la limpieza en el nivel 18.
2. Se replanteó la mejora de los parámetros de perforación y voladura por medio del diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors. Así, se determinó un tipo de roca buena en el tajeo 012 de la veta Ximena, con RMR de 50. Después se realizaron los cálculos para el burden y espaciamiento de la malla cuadra para la perforación de los taladros largos, se obtuvo 1.2 metros para el burden y espaciamiento.

En cuanto al diseño de malla de perforación y voladura para esta la primera etapa, se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 12 metros, lo que genera un aumento de la producción de mineral y mayor seguridad, ya que solo se perforará una altura factible. Tras los disparos, el mineral acumulado en el nivel 18 es extraído y queda vacío para poder seguir minando así todo el tajeo 012 de la veta Ximena. El factor de seguridad para la extracción por taladros largos de nivel a nivel es de 1, lo cual es favorable.

Para diseño de malla de perforación y voladura para la segunda etapa, se habilitó el subnivel 17 en proporción al tajeo restante. Esto ayuda a tener un buen control de las cajas y que la roca busque estabilizarse, a partir del subnivel 17 se procedió a realizar taladros de 15 en positivo y taladros de 16 en negativo. El disparo se realizó de manera simultánea a fin de que el mineral roto caiga al nivel 18 para proceder a su extracción correspondiente, producto de la voladura se procede a la extracción del mineral roto y luego al relleno hidráulico

procedente del material desechado en la planta de beneficio, los cuales son bombeados con agua y fluctuante a hacia el tajeo 012 de la veta Ximena.

En cuanto a la producción de mineral con el método de minado *bench and fill* en la programación de producción, se planteó 28,000 toneladas y según lo ejecutado se tuvo 29,257 toneladas. Se logró sobrepasar lo programado porque se mejoró las demoras operativas y también los parámetros de perforación y voladura como también en las etapas de trabajo planteados para mejorar el minado del tajeo 012 de la veta Ximena.

3. El costo de operación del minado por corte y relleno ascendente es de 73.39 dólares por tonelada, costo muy elevado. A ello también se suma el tiempo de extracción que será más prologado. El costo de operación del minado por taladros largos es de 57.47 dólares por tonelada, el cual es muy rentable. Para ello también se suma el tiempo de extracción que se realizará a un menor tiempo. Se sabe que en este método el costo más representativo, debido al costo de perforación, voladura y extracción, el cual realizando la estructura del costo es de 8.71 dólares por tonelada. Se puede apreciar el buen control de todos los parámetros de perforación y voladura, mejorando continuamente.

RECOMENDACIONES

1. Se deben llevar un mejor control de los aceros y barras de perforación, los que se deben cambiar a tiempo para no ocasionar la rotura de estas en plena perforación, evitando su pérdida. Asimismo, en el momento de realizar el carguío de dichos taladros no se realicen de la mejor manera.
2. Se deben dejar los frentes bien limpios para que el equipo de perforación Simba no pierdan mucho tiempo a la hora de iniciar la perforación, también evitar mover distancias largas en una guardia.
3. En el carguío de taladros de producción mayores de 12 metros se puede usar más de 1 cebo debidamente espaciado cada 5 o 6 metros, sean en taladros positivos o negativos; del mismo modo en taladros negativos se puede hacer uso de tacos para un mejor resultado en la voladura y en la granulometría.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. BERROSPI, Víctor. Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S. A. A. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cerro de Pasco : Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2019, 126 pp.
2. CUEVA, Jhean y PAUCARCHUCO, Edwin. Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and fill y sublevel stoping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Continental, 2020, 112 pp.
3. OTRILLA, Gofrey y ROMERO, José. Mejora en los parámetros de perforación y voladura para optimizar costos operacionales en la Compañía Minera Santa Luisa S.A. - Unidad Pallca. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Cajamarca : Universidad Privada del Norte, 2018, 110 pp.
4. REYES, Poul. Reducción de costos operativos por medio del control de indicadores en el proceso de perforación y voladura en Minera Yanaquihua S.A.C. – Estudio de caso. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Tecnológica del Perú, 2019, 80 pp.
5. ROJAS SEGURA, Percy Ignacio . Optimización de la operación unitaria de perforación y voladura mediante el uso de indicadores claves de rendimiento en la Compañía Minera Arco de Oro S.A.C - Huarochirí - Lima - 2020. Trabajo de Suficiencia Profesional (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Continental, 2021, 94 pp.
6. ALARCON, Nicolas. Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - Unidad San Cristobal Compañía Minera Volcan. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2019, 161 pp.

7. DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA - UNIDAD MINERA AMERICANA . *Estudio de las reservas y recursos minerales*. Huarochirí : Unidad Minera Americana, 2022.

8. DEPARTAMENTO DEL AREA DE PLANEAMIENTO - UNIDAD MINERA AMERICANA. *Informe de estudio de los metodos explotacion utilizados en la Unidad MInera America*. Huarochirí : Unidad MInera America, 2022.

ANEXOS

Anexo 1

Matriz de Consistencia

Identificación y control de los problemas operacionales de perforación y voladura, para aumentar la producción de mineral, en la unidad minera americana

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL
¿De qué forma se identificará y controlará los problemas operacionales de perforación y voladura, para aumentar la producción de mineral, en la Unidad Minera Americana?	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, para aumentar la producción de mineral, en la Unidad Minera Americana.	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura. será factible y viable, para aumentar la producción de mineral, en la Unidad Minera Americana.
PROBLEMAS ESPECÍFICOS	OBJETIVOS ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS
¿De qué forma se identificará y controlará los problemas operacionales de perforación y voladura, para reducir las demoras operativas, en la Unidad Minera Americana?	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, para reducir las demoras operativas, en la Unidad Minera Americana.	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, será factible y viable para reducir las demoras operativas, en la Unidad Minera Americana.
¿De qué forma se identificará y controlará los problemas operacionales de perforación y voladura, para reducir los costos de los frentes de avance, del método de minado Corte y Relleno Ascendente, en la Unidad Minera Americana?	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, para reducir los costos de los frentes de avance, del método de minado Corte y Relleno Ascendente, en la Unidad Minera Americana.	Identificar y controlar los problemas operacionales de perforación y voladura, será factible y viable para reducir los costos de los frentes de avance, del método de minado Corte y Relleno Ascendente, en la Unidad Minera Americana.

Anexo 2

Diseño de malla de perforación y voladura sección de 3.5 m x 3.5 m –
subnivel 17 del tajeo 012 de la veta Ximena



Tomada de unidad minera Americana

Anexo 4

Equipo Boomer - Perforación y voladura - subnivel 17 del tajeo 012 de la veta Ximena

