



Universidad
Continental

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización de la explotación minera de la Veta
Yahaira por el método de taladros largos en
Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C**

Marco Antonio Izquierdo Paucar

Huancayo, 2019

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas



Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de [Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/2.5/peru/)

ASESOR

Ing. Oscar Jesús Canchucaya Gutarra

AGRADECIMIENTO

A dios por guiar mis pasos y camino durante estos años de vida, por brindarme la oportunidad más anhelada en mi vida y por cuidar a toda mi familia.

Con mucho amor a mi madre Sonia y abuela Águeda, con mucho amor al ángel que me cuida, mi abuelo Venturo quien fue el pionero en la familia de esta pasión llamada minería, a mis hermanos, primos y tíos que me brindan de consejos y llenan de alegría a mi vida.

A la Universidad Continental, a los docentes de la escuela académica de Ingeniería de Minas, agradezco a mi asesor Ing. Oscar Jesús Canchucaja Gutarra, a todos los ingenieros de la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C. que me brindaron su apoyo en esta investigación y a todos los compañeros quienes compartieron sus conocimientos y su amistad sincera.

DEDICATORIA

A mis padres Sonia y Alejandro, a mis abuelos quienes fueron los responsables en inculcarme respeto, coraje y dedicación para alcanzar los anhelos de mi vida, a toda mi familia que me apoyo para culminar este sueño, dios bendiga por la fuerza brindada hacia este humilde ser.

ÍNDICE DE CONTENIDO

ASESOR.....	ii
AGRADECIMIENTO	iii
DEDICATORIA	iv
RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xi
INTRODUCCIÓN.....	xii

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	13
1.1.1. Formulación del problema	14
1.2. Objetivo	15
1.2.1. Objetivo general.....	15
1.2.2. Objetivo específico	15
1.3. Justificación e importancia	15
1.3.1. Justificación	15
1.3.2. Importancia	16
1.3.3. Limitaciones.....	16
1.4. Hipótesis	16
1.4.1. Hipótesis general.....	16
1.4.2. Hipótesis específico	17
1.5. Identificación de variables.....	17
1.5.1. Variable independiente	17
1.5.2. Variable dependiente.....	17

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema.....	19
2.2. Bases teóricas	21
2.2.1. Fundamentos teóricos	21
2.3. Definición de términos	22
2.4. Generalidades de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.	24
2.4.1. Ubicación y accesibilidad	24
2.4.2. Fisiografía	25
2.4.3. Propiedades de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C	26
2.4.4. Geología general	27
2.4.5. Geología del distrito de Morococha.....	28

2.4.6.	Intrusivos.....	31
2.4.7.	Estructuras.....	32
2.4.8.	Sistema con vetas relleno de mineralización polimetálicas	35
2.4.9.	Depósito de minerales explotado por sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.	36
2.4.10.	Características geomecánicas de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.....	39
2.5.	Método de explotación con taladros largos en sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.....	46
2.5.1.	Explotación de la veta	46
2.5.2.	Ciclo de minado con el método de taladros largos en la veta Yahaira ...	46
2.6.	Rendimiento mecánico del equipo de perforación	51
2.6.1.	Características del equipo NAUTILUS SPR	51
2.6.2.	Indicadores de rendimiento	54
2.7.	Parámetros utilizados para el diseño de la malla de perforación.....	55
2.7.1.	Modelos matemáticos de cálculos de voladura aplicados.....	57
2.8.	Factores para el cálculo de distribución y consumo de explosivos	59
2.9.	Especificaciones en la desviación de los taladros largos.....	62

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.	Método, alcance y nivel de la investigación.....	65
3.1.1.	Método de la investigación	65
3.1.2.	Alcance de la investigación.....	65
3.1.3.	Nivel de la investigación.....	66
3.2.	Diseño de la investigación	66
3.3.	Población y muestra.....	66
3.3.1.	Población.....	66
3.3.2.	Muestra.....	66
3.4.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	66
3.4.1.	Técnicas en la utilización de datos.....	66
3.4.2.	Instrumentos utilizados en la recolección de datos	67

CAPITULO IV

RESULTADOS

4.1.	Influencia del método de taladros largos en la optimización	68
4.2.	Rendimiento mecánico del equipo de perforación Nautilus SPR.....	69
4.2.1.	Análisis de tiempo de imprevistos y/o demoras mecánicas	72
4.2.2.	Cálculo de tiempo de perforación en la veta.....	75

4.3.	Diseño de la malla de perforación	79
4.3.1.	Diseño de malla de perforación antes de la optimización.....	79
4.3.2.	Corrección favorable en el diseño de la malla de perforación	81
4.4.	Calculo del consumo de explosivos en explotación de la veta	83
4.4.1.	Análisis de daño del macizo rocoso por exceso en el consumo de explosivos.....	83
4.4.2.	Conservación del macizo rocoso con el consumo adecuado de explosivos.....	88
4.4.3.	Daño del macizo rocoso por simultaneidad de salidas de taladros	93
4.4.4.	Conservación del macizo rocoso con secuenciamiento y distribución de carga	94
4.5.	Determinación de las desviaciones de taladros	96
4.5.1.	Deficiencia de perforación de taladros largos	96
4.5.2.	Mejora de perforación de los taladros largos	98
4.5.3.	Prueba de desviación de taladros semana 30 - 39	99
4.5.4.	Prueba de desviación de taladros semana 40 - 49	103
4.6.	Determinación de beneficios en las operaciones	107
	CONCLUSIONES.....	111
	RECOMENDACIONES.....	113
	REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	114
	ANEXOS	116

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Coordenadas UTM de concesiones de Sociedad Minera Austria Duvaz	24
Tabla 2. Distribución de áreas de concesión administradas por Sociedad Minera Austria Duvaz.....	26
Tabla 3. Depósitos minerales asociados al plomo.	37
Tabla 4. Depósitos minerales asociados al cobre.....	37
Tabla 5. Depósitos minerales asociados al zinc.....	38
Tabla 6. Depósitos minerales asociados a la plata.	38
Tabla 7. Depósitos minerales que componen la ganga.	38
Tabla 8. Clasificación de parámetros individuales utilizados en la clasificación de rocas.....	41
Tabla 9. Índice de calidad de roca de la veta.	43
Tabla 10. Calcificación de roca según el índice Q de BARTON.	43
Tabla 11. Descripción del cálculo del índice RMR de Bieniawski.	44
Tabla 12. Resultados de GSI en la veta Yahaira.....	44
Tabla 13. Resultados de las características geomecánicas de labores y vetas cercanas.	45
Tabla 14. Especificaciones técnicas del equipo Nautilus SPR.	53
Tabla 15. Disponibilidad mecánica y factor de utilización de las semanas 30 – 39 del 2018.	69
Tabla 16. Disponibilidad mecánica y factor de utilización de las semanas 40 – 49 del 2018.	70
Tabla 17. Demoras operativas en la perforación de taladros semana 30 – 39 del 2018.	73
Tabla 18. Demoras operativas en la perforación de taladro semana 40 – 49 del 2018.....	74
Tabla 19. Tiempo estimado de perforación por guardia antes de la investigación.....	76
Tabla 20. Tiempo estimado por perforación por guardia actual.	78
Tabla 21. Resultado matemático de Konya para la perforación.	80
Tabla 22. Resultados según Pearse para optimizar la perforación.....	82
Tabla 23. Resultados del diseño de malla semana 30 – 39 del 2018.	86
Tabla 24. Resultado del diseño de malla propuesta y trabajada en las semanas. 40 – 49 del 2018.	92
Tabla 25. Distribución de retardos no eléctricos “exsaneles” periodo corto, semana 30 - 39.	93
Tabla 26. Distribución de retardos no eléctricos “exsaneles” periodo corto.	95
Tabla 27. Angulo de posición de los taladros para cada fila de perforación.	100
Tabla 28. Desviaciones permitidas para taladros largos en vetas angostas.	102
Tabla 29. Angulo de posición de los taladros para cada fila de perforación usada en la optimización.....	104
Tabla 30. Desviación permitida para taladros largos en vetas angostas.	106
Tabla 31. Análisis económico del periodo semanas 30 – 39 del 2018.	108
Tabla 32. Análisis económico del periodo semanas 40 – 49 del 2018.	109
Tabla 33. Comparativo de costos del tajo de los periodos antes y durante de la investigación.	109
Tabla 34. Consumo de aceros en los periodos antes y durante de la investigación.....	110

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de Sociedad Minera Austria Duvaz	25
Figura 2. Distribución del área de explotación de Sociedad Minera Austria Duvaz.....	26
Figura 3. Plano geológico del departamento de Junín.	27
Figura 4. Plano geológico local de la Sociedad Minera Austria Duvaz.	28
Figura 5. Minas cercanas a Sociedad Minera Austria Duvaz.	29
Figura 6. Columna estratigráfica de Yauli - Morococha.	29
Figura 7. Distribución de vetas de Sociedad Minera Austria Duvaz.....	34
Figura 8. Vetas explotadas de Sociedad Austria Minera Duvaz.....	36
Figura 9. Plano de buzamiento y mineralización de la veta Yahaira.....	40
Figura 10. Diseño de perforación del tajo.....	47
Figura 11. Modelo de detonación del bloque.	49
Figura 12. Plano de sostenimiento geomecánico de la veta Yahaira.....	50
Figura 13. Dimensiones del equipo Nautilus SPR.....	52
Figura 14. Posicionamiento del equipo Nautilus SPR.....	53
Figura 15. Diferencia de la Disponibilidad mecánica y factor de utilización del equipo Nautilus SPR de las semanas 30 – 40.	71
Figura 16. Línea con tendencia al tiempo de mejora en D.M y F.U.....	71
Figura 17. Recuperación de la columna de barras de perforación.....	72
Figura 18. Incumplimiento en el diseño de perforación incrementando taladro de ayuda con espaciamiento de 1.10 m.	80
Figura 19. Diseño de malla aplicada con 0.90 m. de espaciamiento entre filas.	81
Figura 20. Diseño de malla de perforación propuesto – Burden 0.9m.	82
Figura 21. Carguío total de los taladros programados.	87
Figura 22. Reducción de cartuchos en el carguío.	88
Figura 23. Secuenciamiento usual de retardos por filas.	93
Figura 24. Secuencia de salida de taladros aplicado.....	94
Figura 25. Secuencia de salida de taladros con retardos de periodo corto.	95
Figura 26. Distribución de retardos.	96
Figura 27. Mal posicionamiento y área angosta de la labor.	97
Figura 28. Correcto posicionamiento y acople de las barras de perforación en el equipo.	98
Figura 29. Porcentaje de desviación de taladros en el tajo.	102
Figura 30. Taladros desviados parte inferior del tajo.	103
Figura 31. Reducción de porcentaje de desviación de taladros en el tajo.	105
Figura 32. Taladros con mínimo porcentaje de desviación parte inferior del tajo.	106
Figura 33. Resultado del levantamiento topográfico de taladros.....	107

RESUMEN

En los procesos de optimización de la sociedad minera Austria Duvaz S.A.C. consideramos parámetros en el rendimiento del equipo, como disponibilidad mecánica, factor de utilización, se controló el tiempo de perforación de los taladros, minimizando el tiempo imprevisto y/o demoras mecánicas.

Así mismo se rediseño la malla de perforación con un nuevo Burden y espaciamiento aplicando fórmulas matemáticas de voladura, de este modo se comparó la efectividad de las mallas en la voladura consiguiendo la fragmentación en la relación de limpieza y transporte.

De forma semejante se cuantifico el consumo apropiado de los explosivos, reduciendo la cantidad de empleo en una columna explosiva, se calculó el factor de carga, factor de potencia, carga operante, así como la simultaneidad de salidas de cada taladro con retardos de periodo corto.

Se determinó el grado de desviación de los taladros largos con levantamiento topográfico, se trabajó en el control y reducción de los errores de colocación de barreno, alineamiento, para lograr este objetivo, realizó programas de capacitación al personal de perforación.

ABSTRACT

In the optimization processes in the mining company Austria Duvaz S.A.C. we consider parameters in the performance of the equipment, such as mechanical availability, utilization factor, the drilling time of the drills was controlled, minimizing the unforeseen time and / or mechanical delays.

Likewise, the perforation mesh was redesigned with a new burden and spacing applying mathematical blasting formulas, in this way the effectiveness of the meshes in the blasting was compared, achieving fragmentation in the cleanliness and transport relationship.

Similarly, the appropriate consumption of the explosives was quantified, reducing the amount of use in an explosive column, the load factor, power factor, operant load, as well as the simultaneity of outputs of each drill with short period delays were calculated.

The degree of deviation of the long drills with topographic survey was determined, work was carried out in the control and reduction of the errors of hole placement, alignment, to achieve this objective, carried out training programs for the drilling personnel.

INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo de investigación se realizó el planteamiento del estudio, desarrollando el plan y formulación del problema a investigar en la sociedad minera Austria Duvaz S.A.C. se analizó antecedentes de la investigación, artículos científicos, tesis, y las bases teóricas que fundamentes el estudio que se implantara en la tesis, así mismo se desarrolla el método, tipo de investigación, el tipo de diseño que se aplica, las técnicas e instrumentos de recolección de datos.

Teniendo presente lo mencionado, se realizó los trabajos pertinentes para la investigación, la información de la muestra se recopilo con el apoyo de los ingenieros de Sociedad Minera Austria Duvaz, ingenieros de guardia de la empresa especializada Resefer, técnicos de voladura y del personal de las distintas guardias, para explicar de los problemas más comunes que existen en la labor sobre todo en la perforación, en la distribución de los taladros en la malla de perforación, en la cantidad de explosivos que se emplea para la voladura, así como las desviaciones de los taladros largos. Finalizando se da a conocer los resultados y soluciones de las causas que generan las deficiencias en la perforación, así como también las demoras operativas que existen en el método de taladros largos verticales y por ende lograr la optimización.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

La Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C., empresa minera dedicada a la explotación de sus recursos minerales de Cu, Pb, Zn, Ag, realizó un cambio significativos para optimizar la producción de sus minerales, este cambio es el método de taladros largos, así su producción aumentaría a 500 toneladas por guardia aumentando la rentabilidad de la explotación donde se obtendría un margen operativo mayor, sin embargo los tajeos de producción de mineral han presentado ocasionalmente problemas y por ende no se mantenía una productividad óptima para el desarrollo de sus operaciones, estas casusas fueron rendimiento de las máquinas, desviación de los taladros de perforación, diseño de malla y consumo de explosiva, afectando el cumplimiento de producción mensual, trimestral y a los costos de producción.

En el presente trabajo de investigación, se propone una alternativa de solución para optimizar el rendimiento del equipo de perforación, variar la malla de perforación, calcular el consumo de explosivos y por ende la desviación de taladros largos, para minimizar las voladuras secundarias que se pudieran dar, cumpliendo con la producción programada y así mismo reduciendo el costo de operaciones.

1.1.1. Formulación del problema

Problema general

¿Cómo influye la aplicación del método de taladros largos en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.?

Problema específico

- a. ¿Cuál es el rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira?
- b. ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira?
- c. ¿Cuál es el consumo de explosivo en taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira?
- d. ¿Cuál es el grado de desviación máxima de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira?

1.2. Objetivo

1.2.1. Objetivo general

Evaluar cómo influye la aplicación del método de taladros largos en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

1.2.2. Objetivo específico

- a. Calcular el rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- b. Diseñar la malla de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- c. Cuantificar el consumo de explosivo en taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- d. Determinar el grado de desviación máxima de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.

1.3. Justificación e importancia

1.3.1. Justificación

El presente trabajo de investigación en la explotación con el método de taladros largos tiene el objetivo de demostrar el óptimo rendimiento de la maquina seleccionada para la perforación de los taladros largos, se controlará y mejorará la deficiencia surgida en esta operación como, se realizará las perforaciones de acuerdo con el diseño del plano de perforación con el ángulo mencionado en el mismo.

Daremos a conocer la eficiencia, aplicación y ejecución de la malla de perforación en el tajo, se controlará el consumo de explosivos en los taladros para analizar el factor de potencia, las secuencias de salida y la carga operante. Asimismo, evaluaremos el grado de desviación de los taladros perforados en la veta.

1.3.2. Importancia

Generar trabajo continuo de perforación sin demoras operativas, aplicar con eficiencia las mallas de perforación para la explotación del tajo, consumir adecuadamente los explosivos, pero con la producción de mineral planificado y monitoreando los taladros con las desviaciones permitidas si las hubiera.

1.3.3. Limitaciones

Esta investigación fue desarrollada con ciertas limitaciones de datos y bibliográficos, pero fue superada con la experiencia del asesor y profesionales en la rama de este método, por otro lado, la información de la empresa Austria Duvaz es de confidencialidad por el cual el manejo de la información será manejado meticulosamente y con eficiencia.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

La aplicación del método de taladros largos influye directamente en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

1.4.2. Hipótesis específico

- a. El óptimo rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos influye para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- b. La malla de perforación de taladros largos tendrá incidencia para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- c. La cantidad de explosivo en taladros largos influye en la fragmentación para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.
- d. El grado de desviación máxima de perforación de taladros largos influye en el control de la dilución para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.

1.5. Identificación de variables

1.5.1. Variable independiente

Método de taladros largos.

1.5.2. Variable dependiente

Explotación de mineral.

Aplicación de la variable independiente.

Definición conceptual. Perforación y voladura, es la primera operación que se realiza, teniendo como finalidad hacer hoyos y fracturar las rocas, con métodos de explotación, el rendimiento mecánico del equipo de perforación y el empleo de la malla de perforación.

Indicadores.

- Diámetro de taladro (mm)
- Longitud de taladro (pies)
- Costos de explotación ($\$/m^3$)
- Rendimiento de perforación (Hrs. Prog.)
- Disponibilidad mecánica (hrs. Dispo.)
- Factor de utilización (hrs útil.)
- Rendimiento de voladura (exp. / colmn.)
- Espaciamiento entre taladros (mt.)

Aplicación de la variable dependiente.

Definición conceptual. Las empresas mineras de todo el mundo buscan maximizar la producción, mejorar la productividad, racionalizar los procesos y mejorar la rentabilidad para maximizar los beneficios de sus operaciones optimizando la producción, controlando el porcentaje de desviación, controlando la columna explosiva de los taladros.

Indicadores.

- Producción de mineral (ton.)
- Dilución de mineral (ton. min. – ton. Estr.)
- Longitud de varillaje (pies)
- Desviación de taladros (%)
- Factor de carga (kg/ton.)
- Carga operante (kg/w)

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes del problema

(11) en su tesis “Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona esperanza – Cía. Minera Casapalca” tuvo como objetivo reducir los costos de minado, llevando su producción de 7.000 TM/mes a 12.000 TM/mes, evaluando geo mecánicamente las cajas como también el mineral para explotar a bajo costo y alto rendimiento, siendo el caso de taladros largos el conveniente. Siendo el método que aspiraban para cumplir con la producción programada, teniendo sus ventajas de obtener mayor producción de mineral en un menor tiempo y costo.

(7) en su tesis “explotación de un cuerpo mineralizado por subniveles con taladros largos en la unidad de producción Uchucchacua” tuvo como objetivo de

incrementar la producción mensual aplicando el método de explotación de taladros largos, teniendo en cuenta las condiciones geomecánicas, evaluaron las condiciones económicas en base a las siguientes consideraciones (dilución, recuperación de reservas geológicas, valor de mineral y costo de producción) empleando el criterio de valor presente neto.

(13) en su tesis “Aplicación del método bench and fill stoping como una variante del método vertical crater retreat (VCR) para optimizar las operaciones en Cía. Minera Suyamarca” menciona el método de explotación Bench And Fill permite disparar tajeos de grandes volúmenes, donde se elaboran planos de perforación de acuerdo con las características geomecánicas, indicando el número de taladros correspondientes, inclinación y longitud de taladros, el proceso de optimización requiere el control adecuado en la perforación y el rendimiento del equipo.

(6) en su tesis “Dimensiones requeridas en las galerías de producción para mínima desviación de taladros largos con Jumbos Long Hold (Raptor) en el cuerpo mineralizado Mery, Mina Casapalca Unidad Americana” tiene como objetivo reducir los bancos producidos por la voladura así optimizar la voladura del banco, cumplir con la producción proyectada y disminuir los costos de producción determinando las dimensiones requeridas en la galería de producción donde minimiza la desviación.

(8) en su tesis “Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la potencia relativa por volumen para mejorar la fragmentación en el tajo Chalarina - Minera Shauindo - 2017” tiene como objetivo reducir los bancos de la voladura donde se diseñará una malla de perforación teniendo en cuenta el rendimiento de los explosivos por el factor de energía.

(9) en su tesis “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura” tiene como objetivo, aplicar los estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado, como son la perforación y voladura, se está asegurando de manera óptimo todo el ciclo de minado, y para adjudicar este éxito debe cumplirse con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Fundamentos teóricos

(3) describe “Las diversas etapas en el proceso de obtención del mineral estaban diseñadas e implementadas para una aplicación en cuerpos, lo que exigió que se rediseñen los siguientes procesos: 1. Diseño de preparaciones. 2. Diseño de nuevos esquemas de carguío y perforación de taladros de producción. 3. Redefinición de los equipos de perforación. 4. Redefinición y dimensionamiento de los equipos de acarreo. 5. Implementación de nuevos controles operacionales. Este proceso de transición fue planificado para hacerlo de manera gradual, esta contempló una secuencia de minado de tal forma que el programa de producción contenía una mezcla de taladros largos en vetas angostas y en cuerpos, para luego lograr la implementación de manera general con el nuevo esquema”.

Copco (2017) menciona, “Equipos Modernos de Perforación en Minería Subterránea” expresa que: Para la perforación vertical o inclinada de taladros largos en tajeos subterráneos se debe adquirir equipos como los Simbas H157 hasta el Simba M7C; con perforaciones de hasta 130 m y diámetros de

perforación que van de 48 a 165 mm, con pesos de 1,3 a 20TM. Donde nos da a conocer que la desviación de los taladros se debe fundamentalmente a: posicionamiento, la precisión en los taladros es muy importante, fijación de avance, a través de las gatas para estabilizar la abrazadera, emboquillado y empate, la meta es alcanzar la distancia inicial del taladro perforado, con pequeñas fuerzas laterales en la barra, control de perforación, la función que utiliza la presión de rotación para detectar una situación de atasco en el tren de varillaje.

(12) menciona “Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando áreas de influencia”, del ingeniero de minas, sustenta, para ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo, los antecedentes que tomó el autor para esa investigación fue la “La Nueva Teoría para el cálculo de Burden” que fue expuesta en el IV Congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geociencias “CONEINGEMMET - Huancayo 2003” y tesis de investigación titulado “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea en frentes de la mina San Rafael 2008”. Wilfredo Ojeda Mestas demuestra en su investigación que el diseño de malla de perforación y voladura subterránea es aplicado por un modelo matemático de áreas de influencia usando una nueva teoría para calcular el Burden.

2.3. Definición de términos

Acoplamiento: Grado en que un explosivo llena un taladro, los explosivos a granel son acoplados totalmente. (Enaex, manual de tronadura)

Angulo de inclinación: Inclinación de los taladros que sirve para asegurar el espaciamiento entre taladros a perforar en el eje de perforación (fila). (Exsa, edicion especial)

Barra de perforación: Barra de acero larga, cuadrada o hexagonal, con un orificio perforado en el centro para proveer un trayecto de fluido. (Exsa, edicion especial)

Broca retráctil: Elemento con diseño del faldón estriado para minimizar la desviación del taladro. (Exsa, edicion especial)

Costo de explotación: Es valor de una actividad o proceso (\$) por unidad de volumen o tonelada. (Exsa, edicion especial)

Desviación de taladro: Taladro ejecutado que esta fuera del punto inicial planificado, la desviación es vista desde un punto de vista tridimensional pudiendo distorsionar el Burden y el espaciamiento del diseño original. (Copco, 1984)

Dilución: Es la disminucion de la ley del mineral de un yacimiento por mezcla con las rocas de caja. Existe la siguiente relación dónde:

D: Dilución (m). **a:** Ancho de minado (m).

p: potencia de la veta, cuerpo.

$$D = \frac{(a - p)}{a} \times 100$$

Presión de barreno: Presión que ejerce los gases calientes del explosivo detonado sobre la pared del taladro, la presión del taladro es una función de la densidad y la velocidad de detonación.

Retardos: Pausa de tiempo determinado entre detonaciones e impulsos de detonación para permitir la iniciación de cargas explosivas separadamente. (Enaex, manual de tronadura)

Velocidad de detonación: Velocidad a la cual procesa la detonación a través de un explosivo. (Enaex, manual de tronadura)

2.4. Generalidades de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

2.4.1. Ubicación y accesibilidad

La unidad minera Austria Duvaz - Unidad Morococha, se encuentra ubicada en el distrito minero de Morococha, Provincia de Yauli, Dpto. de Junín; aproximadamente a 140 Km, al Este de la ciudad de Lima, y a 3 horas de esta, se accede a las instalaciones del yacimiento por la carretera Central del Perú.

Las oficinas de la operación minera están ubicadas en la zona de Tuctu. Los campamentos y las instalaciones minero - metalúrgico están aproximadamente a 8 Km. al Este de la divisoria continental, conocida con el nombre de Ticlio, a una elevación de 4.500 metros sobre el nivel del mar. Las coordenadas geográficas son:

Tabla 1.
Coordenadas UTM de concesiones de Sociedad Minera Austria Duvaz

NORTE	ESTE
8718552,120	375 700,560
8,718,487,340	375 095,790
8,718,796,570	375 982,560
8,718,861,340	375 587,350

Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

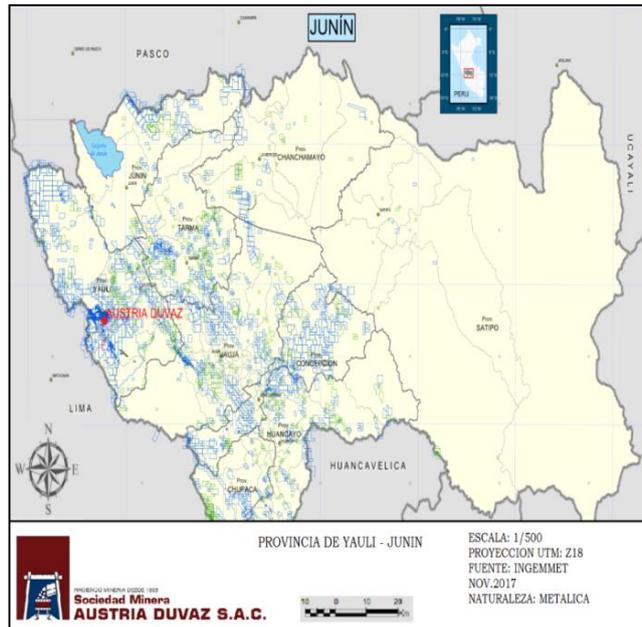


Figura 1. Ubicación de Sociedad Minera Austria Duvaz
Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

2.4.2. Fisiografía

El distrito minero de Morococha es abrupta y reconocida por sus características geológicas favorables para el emplazamiento de ricos yacimientos, las elevaciones que bordean a la minera están por lo general entre 4400 a 5000 m.s.n.m. La cumbre más alta de la zona es el cerro Yanasinga con 5.480 m.s.n.m.; los valles son de origen glaciar, en “U”, cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas, tales como Huacracocho, San Antonio y Huascacocho; estrías y depósitos glaciares son evidencia de una fuerte glaciación y erosión glaciar ocurrida en la zona.

El clima de la región es frígido con dos estaciones bien marcadas, la Estación Húmeda de noviembre a abril, con lluvias y precipitaciones sólidas (nevada y granizo) y la Estación Seca durante el resto del año, esporádicas precipitaciones de lluvia y granizo.

2.4.3. Propiedades de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C

Veta, el cuerpo Freiberg y el manto Madam Elvira, son administradas y trabajados por la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C. El área central pertenece a concesiones de Austria Duvaz y las áreas laterales al Este y Oeste han sido cedidas por las compañías Minera Chinalco Perú S.A. y Minera Argentum S.A., para su explotación por Austria Duvaz S.A.C. podremos observar en el Anexo 2.

Tabla 2.
Distribución de áreas de concesión administradas por Sociedad Minera Austria Duvaz

SOCIEDAD MINERA AUSTRIA DUVAZ		
AREA DE CONCESIONES CONTROLADAS POR S.M.A.D.		
AREA	CEDIDA POR	TOTAL HECTARIAS
AUSTRIA DUVAZ		68.746
MADAM ELVIRA	CHINALCO	4
BOLIVAR	CHINALCO	2.748
TOROMOCHO UNO-2013	CHINALCO	3.14
ARGENTUM AREA 1	ARGENTUM	3.749
ARGENTUM AREA 2	ARGENTUM	26.251
TOTAL		108.634

Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

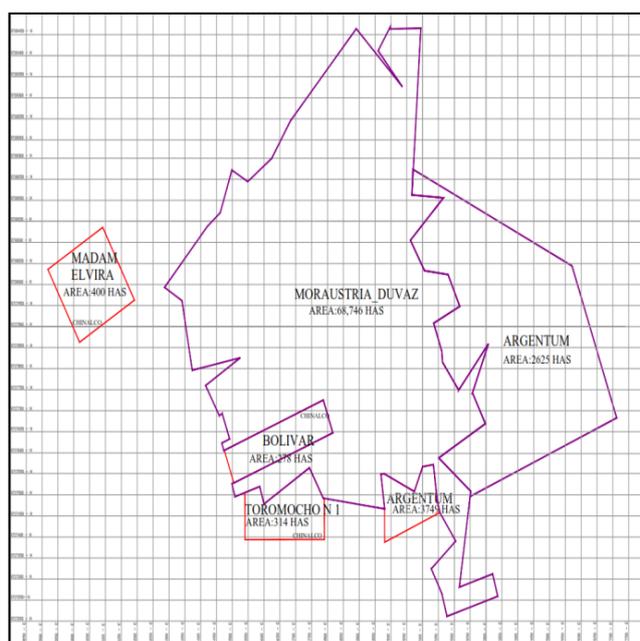


Figura 2. Distribución del área de explotación de Sociedad Minera Austria Duvaz.

Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz.

2.4.4. Geología general

La geología de la cordillera occidental del Perú está constituida por la cadena montañosa de los andes, glaciares, mesetas y valles generados por procesos geodinámicas externos de la tierra. La cordillera de los andes, presenta un relieve abrupto accidentado y con difícil acceso con altitudes de 2000 a 5000 m.s.n.m. (Yanasinga, pico más elevado - Morococha).

- Eje: Rumbo N 20° W al Sur del distrito
- N 40° W en la parte Norte
- Inclinación al Norte de 10° a 15°
- Buzamiento Flanco Oeste es 20° a 30°
- Flanco este es 30° a 40°.

En el distrito de Morococha, se ubican minas como Yauliyacu, Casapalca, Austria Duvaz, Carahuacra, Mar túnel, San Cristobal, Andaychagua, mineras productoras de Ag-Pb-Zn-Wo₃ y el yacimiento de Cu-Au de Toromocho.

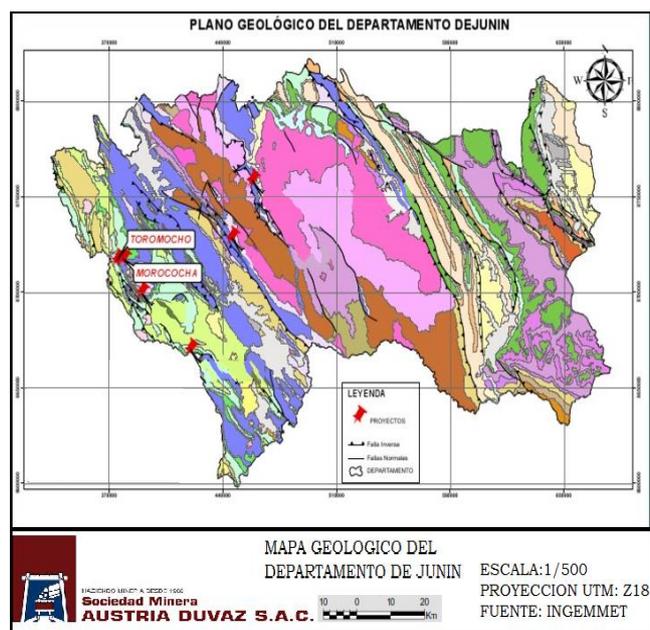


Figura 3. Plano geológico del departamento de Junín.
Fuente: Ingemmet

2.4.5. Geología del distrito de Morococha

El rango más importante de la geología de Morococha es un anticlinal complejo de rumbo NW – SE y cuyo eje tiene dirección 10° - 15° al NO. Este anticlinal, que localmente se le conoce como “anticlinal Morococha”, forma la parte Norte de una estructura mayor que es el domo Yauli.

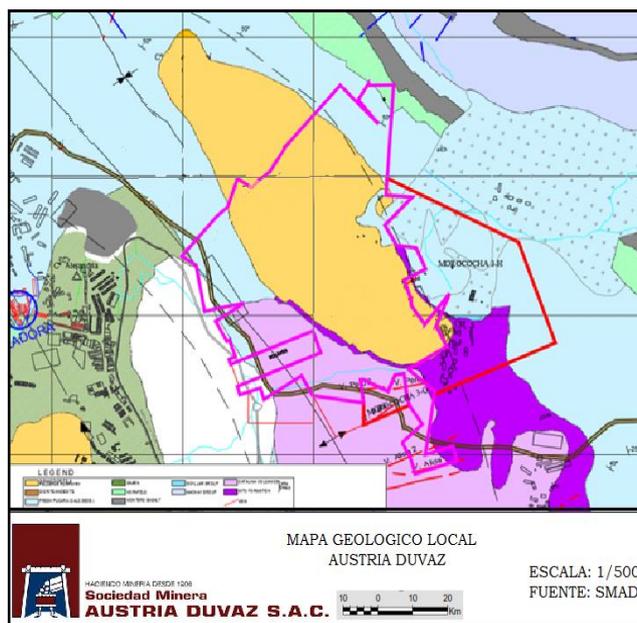


Figura 4. Plano geológico local de la Sociedad Minera Austria Duvaz.
Fuentes: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

Las principales minas relacionadas al distrito minero, cercanas y en los alrededores a esta gran estructura son:

- Al Oeste las minas Yauliyacu y Casapalca.
- En la parte central, norte y este, minas como Ticlio-Anticoná, Manuelita, Morococha, operadas por la compañía Pan American Silver (Minera Argentum S.A.)
- Hacia el norte, en las vecindades de Toromocho, el yacimiento de Austria Duvaz, operado por la compañía Minera Austria Duvaz S.A.C.

- Hacia el Oeste las minas Carahuacra, Mahr Túnel, San Cristobal, Andaychahua, operadas por la compañía Minea Volcan S.A.

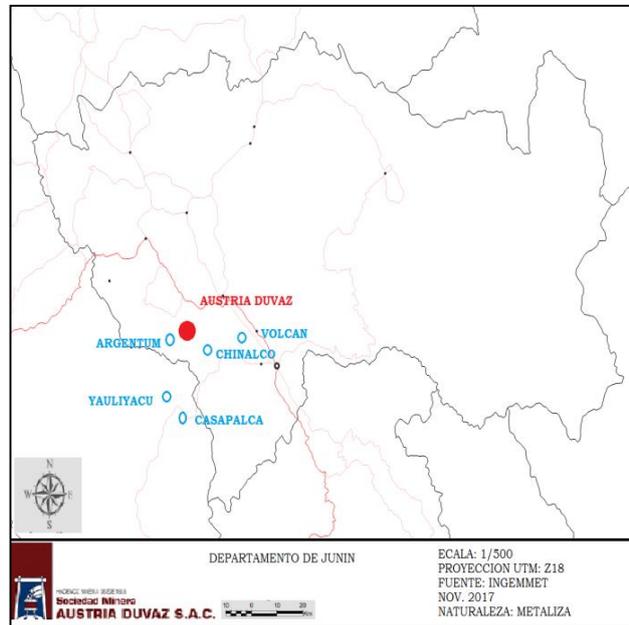


Figura 5. Minas cercanas a Sociedad Minera Austria Duvaz.
Fuente: Ingemmet distribución de zonas metálicas

Estratigrafía.

Ver anexo 3

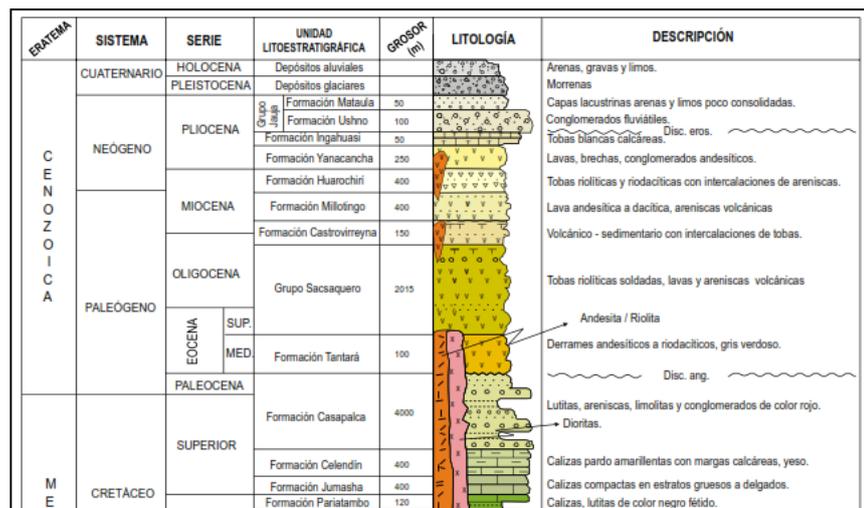


Figura 6. Columna estratigráfica de Yauli - Morococha.
Fuente: Ingemmet columnas estratigráficas del departamento de Junín

Grupo Machay – cretáceo medio.

Caliza gris azulada, masiva con restos de fósiles en la parte inferior, le sucede una caliza carbonosa, lutácea y margosa, caliza fosfatada y finalmente 12m de lutitas negras con ammonites y pelecípodos; potencia 455m.

Grupo Goyllarisquizga – cretáceo inferior.

Conglomerado rojo basal, le suceden areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita y capas de caliza gris, interestratificadas con derrames lávicos o diques capas de diabasa; potencia 369 - 469m.

Grupo Pucará-Triásico-Jurásico.

Calizas de color claro a blanco. Dos derrames lávicos están interestratificados: basalto Montero y traquitas Sacracancha; se ha subdividido en 13 horizontes que dan un espesor de 431m., complejo anhidrita; capas de anhidrita, yeso, lutita y caliza; potencia > 150m.

Grupo Mítu- Pérmico Medio.

Conglomerado rojo en la parte inferior y areniscas, calizas y brechas calcáreas en la parte superior, potencia 160m. Está constituido por la formación Yauli; volcánicos Catalina, fase volcánica del Grupo Mítu; derrames lávicos de dacita y andesita de color gris a verde que altera a color chocolate marrón; en la parte superior brechas volcánicas aglomerados y tufos, potencia > 760m.

Grupo Excélsior- Silúrico-Devónico.

Filitas Excélsior; lutitas y filitas de color negro y verde olivo, fuertemente plegadas y cruzadas por venillas irregulares y lentes de cuarzo, potencia de 250 a 300m.

2.4.6. Intrusivos

La actividad ígnea comenzó durante el Pérmico. Las andesitas y las dacitas de los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas del distrito; los flujos volcánicos y dique-capas interestratificadas con las rocas sedimentarias del jurásico y cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuo la actividad ígnea.

La mayor actividad ígnea ocurrió a fines del terciario con los intrusivos de la diorita, la monzonita y el pórfido cuarcíferos.

Diorita Anticona.

Es la roca más antigua de los intrusivos del Terciario, se extiende ampliamente al Oeste y Norte del distrito de Morococha hasta Ticlio. Es una roca de color oscuro a gris, textura porfirítica; diques de monzonita cuarcífera atraviesan a ésta, lo que indica que la intrusión de la monzonita cuarcífera fue posterior a la intrusión de la diorita Anticona. Contiene vetas de Zn, Pb y Ag con algo de Cu.

Monzonita cuarcífera.

Llamado en general intrusivo Morococha, está localizado en la parte central del distrito; cuatro stocks principales han sido reconocidos: Stock San Francisco, en la zona central; el Stock Gertrudis ligeramente al Norte del

anterior; el Stock Potosí al Noroeste del distrito en donde están emplazadas las vetas que explota Austria Duvaz y el Stock Yantac al Sur del distrito. La monzonita cuarcífera es de color gris de grano grueso y con grandes cristales de ortoclasa. En las apófisis presenta textura porfirítica.

Pórfido cuarcífero.

Es la roca intrusiva más reciente conocida en el distrito de Morococha, un pequeño stock y algunos diques han sido reconocidos en la parte central, en íntima relación con el Stock San Francisco de monzonita cuarcífera, al cual atraviesa. El pórfido de monzonita cuarcífera consiste en fenocristales de cuarzo y una matriz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas.

2.4.7. Estructuras

La estructura regional más importante es el domo de Yauli, el cual se extiende por 30 Km. desde San Cristóbal hasta Morococha, con rumbo general N 35° W. En el distrito de Morococha, la estructura dominante es el anticlinal Morococha, que forma la parte Norte del domo de Yauli, este anticlinal es asimétrico con los volcánicos Catalina (Grupo Mitu) formando el núcleo, su eje tiene rumbo N 20° W en la parte Sur del distrito y N 40° W en la parte Norte; con una inclinación al Norte de 10° a 15°, el buzamiento del flanco Oeste es 20° a 30° y el flanco este es 30° a 40°. Existen dos anticlinales secundarios al Este y Oeste respectivamente.

Plegamiento – Fallamiento.

En el distrito de Morococha, probablemente a fines del Cretáceo (plegamiento “peruano”), fuerzas de compresión E - W, comenzaron a formar el anticlinal Morococha.

Durante el plegamiento “Incaico” las rocas cedieron por ruptura y se formaron dos fallas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación, estas fallas son: la falla Potosí - Toldo en el flanco este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste; los buzamientos de las dos fallas varían entre 45° y 70° y buzán en direcciones opuestas.

Brechamiento.

Existen varias zonas de brecha en la caliza Pucará tales como la brecha Toldo, Santa Clara (Cajoncillo), Churruca, Riqueza y Freiberg, están ubicadas en las zonas de fallas o en la prolongación de ellas, así como en las zonas de contacto de las calizas con los volcánicos Catalina.

Tectónica.

Fallamiento pre mineral, proporcionando la apertura de fracturas (fallas); las que canalizan la mineralización en vetas (relleno de fracturas).

Mineralización.

Después del emplazamiento de los diversos stocks en Morococha, se tiene la siguiente evolución:

1ra Fase: Cuarzo-Pirita (sin interés económico).

2da Fase: Sulfuros económicos (blenda rubia, esfalerita, tetraedrita-tenantita, calcopirita, galena [argentífera], pirita), con rodocrosita; es posible

que en esta 2da fase haya habido varios pulsos, debido a la presencia de esfalerita y blenda.

Tectónica post mineralización.

Fallamiento post mineral; después de la mineralización, nuevamente el sistema es requerido por una tectónica de compensación, en este caso se produce una reactivación del sistema y las vetas son falladas en los minerales más dúctiles y frágiles como la galena y esfalerita.

Fase Supergénica.

Consiste en la generación de sulfuros secundarios; debido al proceso de fluctuación de la capa freática, se tiene la generación de sulfuros secundarios principalmente de cobre: Bornita, Covelita.

Sociedad minera Austria Duvaz, es una minera con yacimiento polimetálico, Ag, Pb, Zn, Cu, cuya mineralogía cambia la zona miento vertical y horizontal de las vetas de mineral.



Figura 7. Distribución de vetas de Sociedad Minera Austria Duvaz.
Fuente: área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

2.4.8. Sistema con vetas relleno de mineralización polimetálicas

Este es un sistema de fracturas Este-Oeste con relleno de mineralización polimetálica de plata-cobre-plomo-zinc donde se concentra la principal explotación minera de Austria Duvaz.

Este sistema de vetas se puede subdividir en dos grupos: El primero al norte con rumbo N 35° a 45° E y con buzamiento al sur, se caracteriza por el abundante relleno de pirita y esfalerita de alta temperatura, algunas de estas vetas están rellenas solamente con cuarzo-pirita. Las vetas más representativas de este sistema son: San Pablo 2, Débora, Helga, San Pablo 3, San Pablo 4, San Pablo 5, San Pablo 6.

El segundo sistema se orienta al N 65° - 70° E y buza al Norte; se caracteriza por tener mejor calidad de sulfuros y menor cantidad de pirita. En estas estructuras se observa que la galena, blenda rubia y tetraedrita, cortan a las vetas de cuarzo-pirita, lo cual implica una superposición de mineralizaciones por reapertura de las fracturas; pertenecen al segundo sistema: Victoria, Austria Duvaz, Melchorita, La Paz, La Paz 138, estas vetas aumentan de ancho y contenido metálico en profundidad.

Brecha mineralización Freiberg.

En el flanco Este del anticlinal Morococha y como parte de la continuación de la falla Potosí - Toldo, se ubica el cuerpo mineralizado Freiberg que conforma una brecha tectónica mineralizada, como cuerpos elongados e irregulares de mineral polimetálico de plata, cobre, plomo, zinc, asociada a la falla.

Manto Madam Elvira.

A la fecha se ha explorado y desarrollado este manto con labores subterráneas en el nivel 400 de Austria Duvaz. Por contener mineral de cobre arsenical, se está evaluando la continuidad de su desarrollo y explotación, teniendo en cuenta la bajada en los precios de los metales Cu-Ag-Zn, el alto contenido de As en los concentrados y su viabilidad económica, comparada con las características más favorables de la mineralización en vetas de Austria Duvaz.

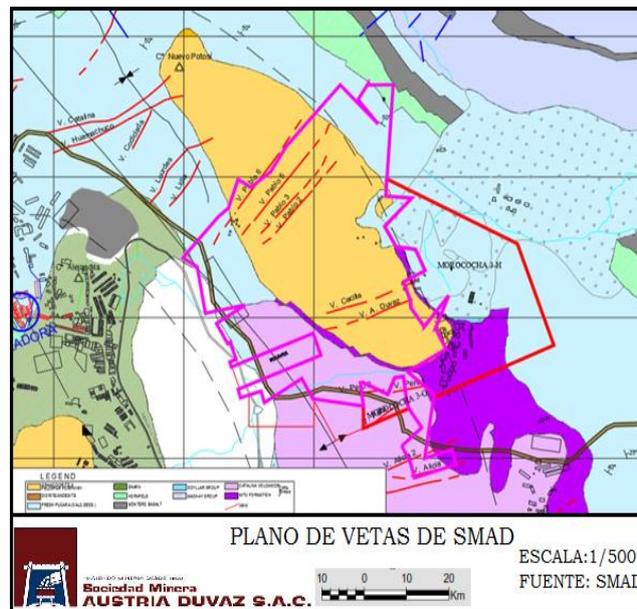


Figura 8. Vetas explotadas de Sociedad Austria Minera Duvaz.

Fuente: área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

2.4.9. Depósito de minerales explotado por sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

Los depósitos minerales que explota Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C. y que constituyen el presente Inventario de Minerales en su Unidad Minera de Morococha, se ubican dentro del área de las concesiones mineras de propiedad de la compañía, incluyendo áreas vecinas al este y oeste que han sido

cedidas por las empresas Compañía Minera Argentum S.A. y compañía Minera Chinalco S.A. Estos depósitos minerales se caracterizan por ser:

- 1) Vetas coligado con relleno de mineral de plata, cobre, plomo, zinc asociadas con cuarzo-pirita.
- 2) Una zona de relleno de brecha tectónica con mineralización lenticular de plata, plomo, zinc, cobre asociada a la Falla regional Toldo-Potosí y que se conoce como “Cuerpo Freiberg”.
- 3) Una zona de remplazamiento mineralizado en calizas, con relleno de pirita-chalcopirita y con valores importantes de cobre-(plata) que remplazan calizas, que se conoce como manto Madam Elvira.

Minerales asociados a la mena.

Tabla 3.

Depósitos minerales asociados al plomo.

MINERALES	FORMULA	DESCRIPCION
Galena	PbS	Sulfuro de plomo, 86.6% Pb
Anglesita	PbSO ₄	Sulfato de plomo, 68.3 % Pb
Cerusita	PbSO ₃	Carbonato de plomo, 77.5% Pb
Minio (tetroxido de plomo)	2PbO.PbO ₂	Oxido de plomo, 90.65% Pb

Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

Tabla 4.

Depósitos minerales asociados al cobre.

MINERALES	FORMULA	DESCRIPCION
Calcopirita o chalcopirita	Cufes ₂	Sulfuro de cu y fe 34.5% Cu
Calcosita o chalcosita	Cu ₂ s	Sulfuro cuproso 78.8% Cu
Covelita	CuS	Sulfuro de cu 64% Cu
Tetrahedrita	(Cu, Fe, Zn, Pg) 12sb ₄ s ₁₃	Sulfoatimuniuro de cobre, fierro, zinc y plata 52% Cu
Cuprita	cu ₂ o	Oxido cuproso 88% Cu
Freibergita	(ag, cu) 10fe ₂ sb ₄ s ₁₃	Cobre gris 30% de Ag de color negro grisáceo
Tenantita	3cu ₂ s.as ₂ s ₃	Cobre gris arsenical 50% Cu

Fuente: Área de geología de Sociedad Minera Austria Duvaz

Tabla 5.
Depósitos minerales asociados al zinc.

MINERALES	FORMULA	DESCRIPCIÓN
Esfalerita	zns	Sulfuro de zinc 67.1% Zn
Wurtzita	zn ₂ s	Sulfuro de zinc 67.1% Zn
Marmatita	(znfe) _s 4	Sulfuro de zinc, fierro 43% Zn

Fuentes: Sociedad Minera Austria Duvaz

Tabla 6.
Depósitos minerales asociados a la plata.

MINERALES	FORMULA	DESCRIPCION
Plata	Ag	Plata nativa 100% Ag
Argentita	Ag ₂ s	Sulfuro de plata 87.1% Ag
Proustita	3ag ₂ s.as ₂ s ₃	Sulfuroarseniuro de plata 65% Ag
Pirargirita	3ag ₂ s.sb ₂ s ₃	Sulfoantimoniuro de plata 59% Ag
Estefanita	5ag ₂ s.sb ₂ s ₃	Sulfoantimoniuro de plata 68% Ag
Polibasita	9ag ₂ s.sb ₂ s ₃	Sulfoantimoniuro de plata 75% Ag
Cerargirita	agcl	Cloruro de plata 75% Ag

Fuente: Sociedad Minera Austria Duvaz

Tabla 7.
Depósitos minerales que componen la ganga.

MINERALES	FORMULA	DESCRIPCION
Pirita	FeS ₂	Sulfuro de hierro calcio
Magnetita	Fe ₃ O ₄	Oxido ferroso-férrico
rodocrosita	MnCo ₃	Carbonato de manganeso
Baritina	BaSo ₄	Sulfato de bario
Calcita	CaCo ₃	Carbonato de calcio
Dolomita	CaMg(Co ₃) ₂	Carbonato de doble de calcio y magnesio
Fluorita	F ₂ Ca	Fluoruro de calcio
Hematita	Fe ₂ O ₃	Oxido férrico

Fuentes: Sociedad Minera Austria Duvaz

2.4.10. Características geomecánicas de sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

Los parámetros de medición fueron obtenidos, evaluados y tomados en cuenta como; tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espacio, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor de relleno, intemperización y presencia de agua.

En el trabajo de mapeo geomecánico, se registraron datos de resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento, se registraron las discontinuidades principales, de la veta en estudio, donde se mostrarán los resultados de RMR, Q-Barton, para el análisis de nuestra investigación.

Aspectos litológicos.

La roca circundante está compuesta por rocas volcánicas – intrusivas, caracterizadas por presentar diorita, monzonita y el pórfido cuarífero, siendo las andesitas y las dacitas de los volcánicos Catalina las rocas ígneas más antiguas del distrito.

Distribución de discontinuidades.

En el área de investigación se formaron fallas importantes por fuerzas de compresión E – W paralelas al rumbo de estratificación, estas fallas son:

Falla potosí – toledo N45°E

Falla Gertrudis N 75°W

Estas fallas fueron formadas por plegamientos intensos de actividad ígnea que se produjo en la región, en el análisis estereográfico compuesto se puede apreciar estos arreglos estructurales del área local, dando la apertura de

Calidad geomecánica procedimientos para el cálculo del macizo rocoso.

Para la clasificación de la masa rocosa de la zona de estudio, se utilizó el criterio de clasificación de la tabla geomecánica como el índice RQD, Q de Barton, RMR Y GSI.

- **Cálculo del índice RQD.**

Índice RQD (Rock Quality Designation) desarrollado por DEERE entre 1963 y 1967, es una estimación de la calidad del macizo rocoso.

Según formula:

$$100e^{-0.1(K)} (0.1K + 1)$$

Caja Techo:

$$100e^{-0.1(16)} (0.1*16 + 1) = 52.49$$

Mineral:

$$100e^{-0.1(14)} (0.1*14 + 1) = 59.18$$

Caja piso:

$$100e^{-0.1(15)} (0.1*15 + 1) = 55.78$$

Valoración de la roca en la veta YAHAIRA según el índice RQD

Tabla 8.

Clasificación de parámetros individuales utilizados en la clasificación de rocas.

RQD	ORCK MASS QUALITY
	(calidad de la masa rocosa)
<25	Muy pobre
25 - 50%	Pobre
51 - 75%	Regular
76 - 90%	Bueno
91 - 100%	Muy bueno

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

El RQD, obtenido de las estructuras (caja techo, mineral, caja piso) dan un resultado de calidad de roca regular.

- **Cálculo del índice Q de Barton.**

Definido por BARTON (1974) como el índice de calidad de roca para túneles. Determina la calidad del macizo rocoso y se aplica en definición del requerimiento en excavaciones subterráneas.

Definida a partir de 6 parámetro

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{JR}{JA} \times \frac{JW}{SRF}$$

Dónde:

Jn: índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

Jr: índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

Ja: índice que indica la alteración de las discontinuidades.

Jw: coeficiente reductor de la presencia de agua.

Srf: (stress reduction factor), coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

(Rqd/jn) = el tamaño de los bloques.

(Jr/ja) = resistencia al corte entre los bloques.

(Jw/srf) = influencia del estado tensional.

Tabla 9.
Índice de calidad de roca de la veta.

PARAMETROS	CAJA		CAJA
	TECHO	MINERAL	PISO
RQD	52.49	59.18	55.78
Jn	2	3	2
Jr	3	3	3
Ja	1	1	1
Jw	0.66	0.66	0.66
Srf:	5	5	5
Q de BARTON	10.39	7.81	11.04

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

Tabla 10.
Calcificación de roca según el índice Q de BARTON.

Calidad excepcionalmente buena	$400 \leq Q \leq 1000$	→	$\Delta Q \approx \pm 100$
Calidad extremadamente buena	$100 \leq Q \leq 400$	→	$\Delta Q \approx \pm 40$
Calidad muy buena	$40 \leq Q \leq 100$	→	$\Delta Q \approx \pm 8$
Calidad buena	$10 \leq Q \leq 40$	→	$\Delta Q \approx \pm 3$
Calidad regular	$4 \leq Q \leq 10$	→	$\Delta Q \approx \pm 1.5$
Calidad mala	$1 \leq Q \leq 4$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.3$
Calidad muy mala	$0.1 \leq Q \leq 1$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.01$
Calidad extremadamente mala	$0.01 \leq Q \leq 0.1$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.005$
Calidad excepcionalmente mala	$0.001 \leq Q \leq 0.01$	→	$\Delta Q \approx \pm 0.0005$

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

Loset (1992), sugirió que para rocas $4 < Q < 30$ los daños de la voladura resultarían en la creación de nuevas juntas con una consecuente reducción local del valor de Q de la roca circundante en la excavación, él sugirió podría ser tomado en cuenta para reducir el valor de RQD en la zona dañada por la voladura.

- **Cálculo del índice de Bieniawski o RMR (rock mass rating)**

Desarrollado por BIENIAWSKI (1989) contribuye el sistema de clasificación del macizo rocoso que permite a su vez relacionar índice de

calidad con parámetros de diseño y sostenimiento de labores mineras subterráneas.

Tabla 11.

Descripción del cálculo del índice RMR de Bieniawski.

PARAMETROS	CAJA PISO	MINERAL	CAJA TECHO
RESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa)	120 MPa	120 MPa	120 MPa
RQD %	52.49	59.18	55.78
ESPACIAMIENTO	0.6 - 2	<60mm	0.6 - 2
PERSISTENCIA	3 -10 m	1 -3 m	3 -10 m
APERTURA	1 - 5 mm	1 - 5 mm	1 - 5 mm
RUGOSIDAD	moderado rugoso	moderado rugoso	moderado rugoso
RELLENO	duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	duro > 5 mm
ALTERACION	ligero alterado	Moderado alterado	ligero alterado
AGUA SUBTERRANEA	húmedo - mojado	húmedo - mojado	húmedo - mojado
ORIENTACION	75° perpendicular al eje de excavación	75° perpendicular al eje de excavación	75° perpendicular al eje de excavación

Fuente: Índice de calidad de roca desarrollado por Bieniawski (1989)

Estimación del GSI en base a descripciones geológicas de la veta.

Relación entre RMR y GSI: **GSI = RMR - 5**

Tabla 12.

Resultados de GSI en la veta Yahaira.

	RMR	GSI
CAJA TECHO	60	55
MINERAL	52	47
CAJA PISO	60	55

Fuente: Elaboración propia.

El criterio de HOEK – BROWN se ha aplicado para determinar la resistencia del macizo rocoso en la veta YAHAIRA, evaluando la calidad de la roca en función del grado y las características de la fracturación,

estructura geológica, alteración de las discontinuidades de la sección en estudio.

Calidad geomecánica en labores diferentes.

Consideramos los parámetros de los principales sistemas de clasificación geomecánica del macizo rocoso, evaluando el tiempo de autosoprote de las labores, estos parámetros geomecánicos considerados en la zona de los tajeos, rampas y galerías, que incluyen caja techo, caja piso, mineral, en base de los análisis Geomecánicos se presenta la siguiente tabla.

Tabla 13.
Resultados de las características geomecánicas de labores y vetas cercanas.

ESTRUCTURA	NIVEL	UBICACIÓN	RMR	RQD %	Q	GSI
RAMPA_420	1700	caja techo	62	62	6.3	55
		mineral				
GALERIA 420_NE	1700	caja piso	60	58	5.6	60
		caja techo	59	52	5.1	50
		mineral	42	40	3.4	45
GALERIA 410_SE	1700	caja piso	60	54	5.4	60
		caja techo	59	50	4.8	55
		mineral	47	36	3.2	45
VETA LA PAZ SUR	1700	caja piso	62	56	5.1	60
		caja techo	58	52	4.9	55
		mineral	42	40	3.5	40
SAN PABLO	1700	caja piso	60	48	4.8	60
		caja techo	63	56	5.2	60
		mineral	50	41	3.3	40
MADAM ELVIRA	400	caja piso	65	57	5.3	60
		caja techo	50	49	4.7	55
		mineral	41	40	3.2	40
FREIBERG	1200	caja piso	52	47	4.8	60
		caja techo	58	53	5.1	60
		mineral	45	39	3.1	40
		caja piso	60	52	4.9	60

Fuente: Área de geomecánica Sociedad Minera Austria Duvaz.

2.5. Método de explotación con taladros largos en sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.

2.5.1. Explotación de la veta

La explotación en la veta con este método es dividir el cuerpo mineralizado en bloques aptos para el laboreo y se basa en arrancar el mineral por medio de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, quedando vacía la cámara después de la explotación.

Aspectos estructurales de la veta

Por las condiciones que actualmente se observa en el tajo, en el cual se va a realizar específicamente el estudio de nuestra investigación damos a conocer los parámetros siguientes del tajo:

- RMR de la veta : 50 – 60 tipo de roca regular
- Buzamiento de la veta : 75° NE
- Rumbo de la veta : 65° N E
- Peso específico del mineral: 3.1 tn/m³
- Calidad del mineral : regular
- Calidad del manto : regular
- Ancho del minado : 0.60 m – 1.20 m

2.5.2. Ciclo de minado con el método de taladros largos en la veta Yahaira

Perforación de los taladros largos.

La perforación se realiza desde el nivel superior del tajo, paralelo al buzamiento de la veta, de acuerdo con la malla de perforación marcada, en la veta solo se perforarán taladros negativos (-).

La malla de perforación obedece a un patrón calculado mediante fórmulas matemáticas de voladura donde un resultados de Burden y espaciamiento de 0.90 m. por lo que respecta a la perforación detallamos las actividades de trabajo a.-Se realiza la perforación de la chimenea (slot) en el extremo del tajeo, con una altura de (10 mt) con taladros distribuidos a través de una malla de perforación, b.- perforan taladros verticales a lo ancho del tajeo cuya voladura creará el slot (cara libre) para la salida de filas. c.- seguidamente, se perforan las filas de producción, los taladros son perforados con un ángulo de inclinación apropiado y todos ellos sobre un mismo plano según la forma del tajeo y la forma de la veta. Los parámetros para la perforación y voladura, en nuestro caso el Burden y espaciamiento para taladros largos serán de acuerdo la sección de la labor (2.4 m x 3.0 m).

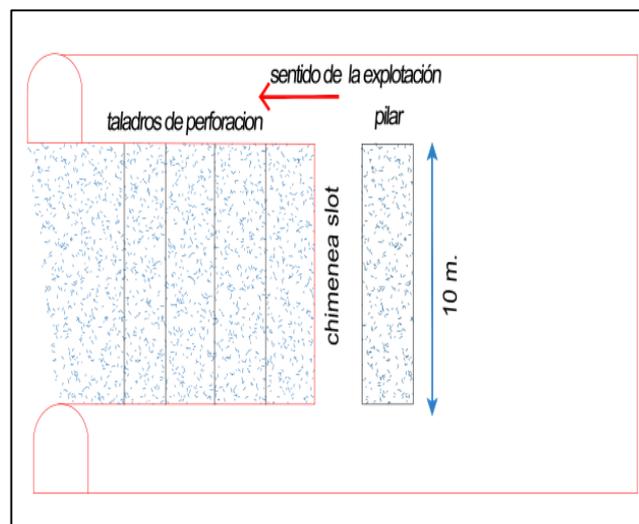


Figura 10. Diseño de perforación del tajeo.
Fuente: Elaboración propia

Voladura.

Una vez culminada la perforación de los taladros se colocan los tubos de PVC, con el fin de evitar atascos de los taladros por fragmentos de rocas remanentes de la perforación, seguida mente se realizan el levantamiento de los

taladros con el fin de determinar desviaciones, investigar las causas y posibles fallas del equipo, condición estructural de la veta, culminado este proceso se realizará el cálculo y selección los explosivos apropiados para la voladura, relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

La fragmentación, el diámetro de taladro y la malla de perforación son determinadas en la etapa inicial de perforación, asimismo, fijamos que la roca es de tipo regular (120 MPa de resistencia a compresión), consideramos encontrar ocasionalmente presencia de cavidades naturales pudiendo dificultar la etapa de perforación.

Accesorios utilizados para el sistema de iniciación

- Emulex de 1 ½" x 12"
- Fulminante no eléctrico MS de 20 mt. (De diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida.

El carguío de los taladros se realizan, tapando los extremos de los taladros que son comunicados, con material del saco de yute, permitiendo que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es un Emulex de mayor potencia al resto que ira en la columna explosiva, por la parte inferior, según se va cargando se va confinando suavemente al cartucho del explosivo procediendo a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento para todos los taladros que son programados para la voladura.

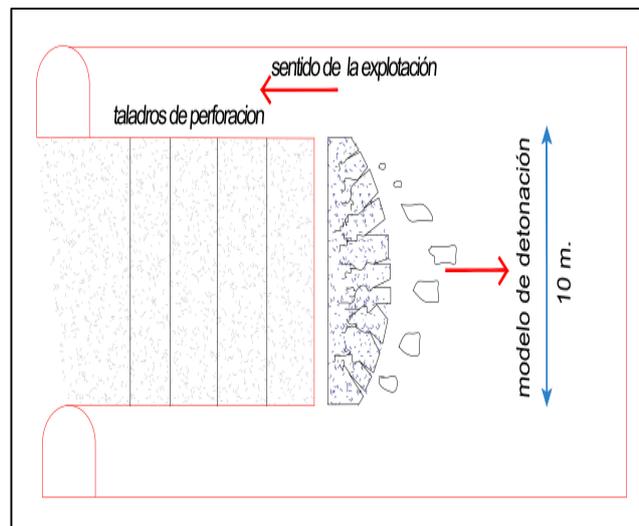


Figura 11. Modelo de detonación del bloque.
Fuente: propia del autor

Ventilación.

La consideración de una buena ventilación para la labor permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren, para la veta Yahaira el ingreso de aire limpio es por la rampa (+) 420, y en el Nv. 1600 está colocado un ventilador de 30, 000 cfm.

Sostenimiento.

Sostenimiento: Malla 4x4 solo en corona + Pernos sistemáticos Split Set 5' toda la sección espaciados a 1.20mts x 1.20mts. Obs. Se encuentra la labor disparada. Recomendación: Limpiar el material y completar el sostenimiento instalando malla solo en la corona + Split en toda la sección. Realizar desate de rocas los hastiales. (Ver anexo 4: Plano de sostenimiento geomecánico de la veta Yahaira).

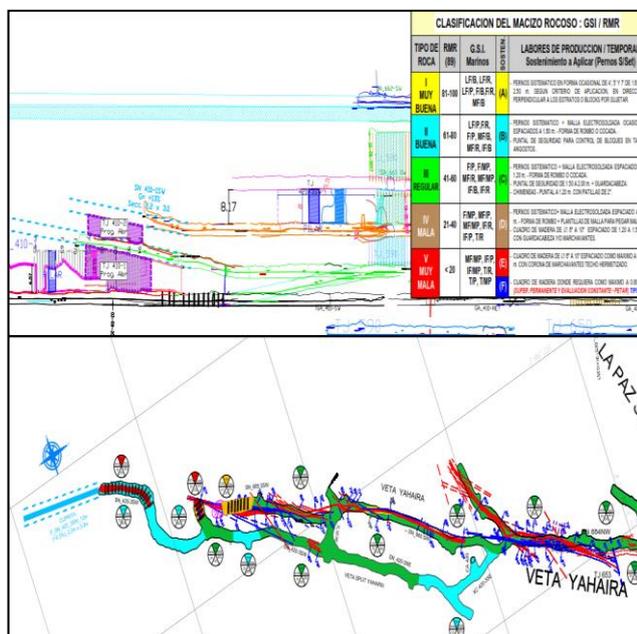


Figura 12. Plano de sostenimiento geomecánico de la veta Yahaira. Fuente: área de geomecánica de Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.

Consideraciones del método de taladros largos

- *Aspecto económico.*
 - Alta productividad
 - Bajo costo
 - Mecanizado

- ***Ventajas.***
 - Muy favorable para la mecanización.
 - Método seguro y fácil de ventilar.
 - Recuperación sobre 90%
 - Dilución baja 20 %
 - Perforación puede adelantarse.
 - Mineral disponible al iniciarse la voladura de producción.

- ***Desventajas.***
 - Bastante desarrollo antes de iniciar la producción.
 - Ineficiente a bajas inclinaciones.
 - Voladura secundaria por mala distribución de carga.

2.6. Rendimiento mecánico del equipo de perforación

2.6.1. Características del equipo NAUTILUS SPR

Es un Jumbo electrohidráulico adaptado para la perforación de taladros largos auto propulsado, aplicado para las perforaciones mineras de chimeneas de descarga, empernado de claves, tipo anillo y perforaciones en paralelo y en abanico.

Proporciona un posicionamiento muy rígido que permite reducir la desviación de los taladros en el emboquillado, su sistema de mando brinda seguridad al operador durante los trabajos cercanos a espacios abiertos, el

equipo está previsto de motor diésel que le permite trasladarse por sus propios medios.

- Equipo Nautilus equipado con perforadora COP 1838 ME
- Rotación de 360° con ángulo de inclinación hacia delante y atrás
- Perforación radial y paralelo
- Barras adaptables R32, T38
- Longitud de barras de 3 pies
- Diámetro de perforación de 64 mm y 127 mm
- Shank adapter R32 T38

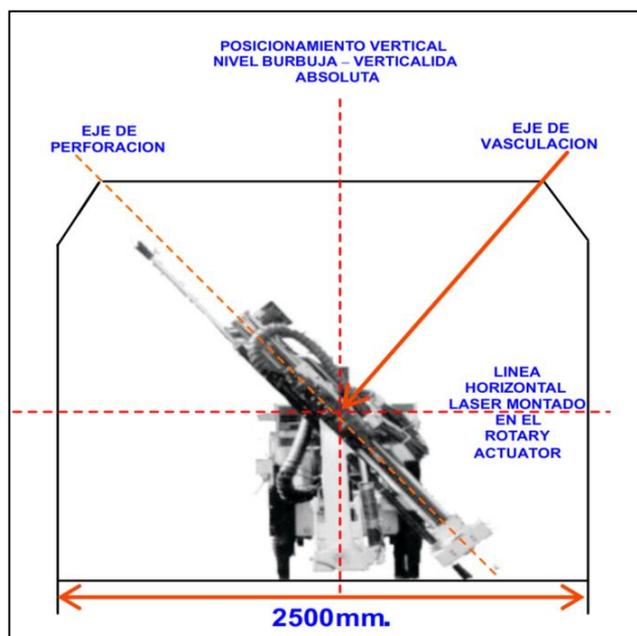


Figura 13. Dimensiones del equipo Nautilus SPR.

Fuente: Resefer Mining & Construcción

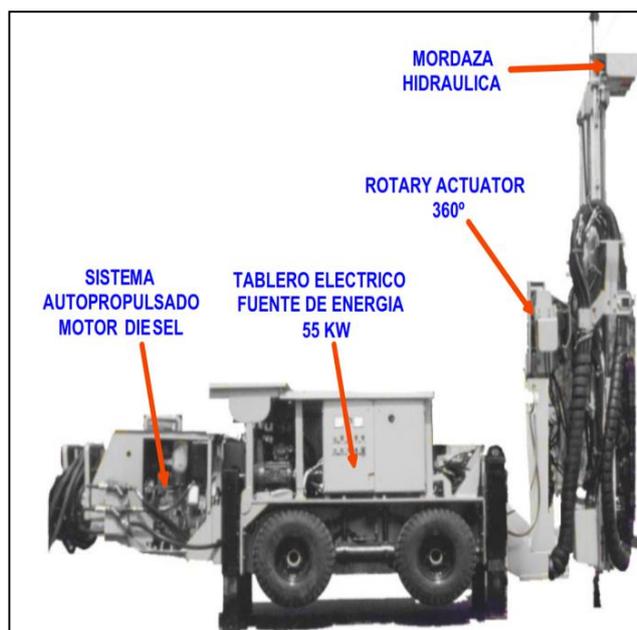


Figura 14. Posicionamiento del equipo Nautilus SPR.

Fuente: Resefer Mining & Construcción

Tabla 14.

Especificaciones técnicas del equipo Nautilus SPR.

EQUIPO	ESPECIFICACIONES TECNICAS	REQUERIMIENTO
NAUTILUS SPR (JUMBO ELECTROHIDRAULICO DE PERFORACION PARA TALADROS LARGOS)	MOTOR DIESEL	NR = 072082 HP = 42 RPM = 3000
	TRNASMISION HIDRAULICA TIPO: HIDROSTATICA "SKID STEEL"	largo: 4.600mm ancho: 1.400mm altura: 1.900mm peso: 4200kg
	DESPLAZAMIENTO LATERAL DE VIGA CON SISTEMA PENDULO	VIGA EFECTIVA: 1500MM GIRO DE VIGA 360°
	VIGA DE AVANCE MODELO RHM- 1304 A	UTILIZA BARRA DE 3 PIES DE LONGITUD MORDAZA HIDRAULICA DE TRABAJO PESADO DOBLE ANDAJE HIDRAULICO MOTOR DE AVANCE DE PERFORADORA
	POWER PACK	FUENTE DE PODER 55KW BOMBA HIDRAULICA: A10V071
	COMPRESOR	3HP Y UNIDAD DE LUBRICACION RH 70G, PARA LUBRICACION DE LA PERFORADORA
	BOMBA DE AGUA	CENTRIFUGA GRUNDFOS CR5 - 6A
	PANEL DE MANDO	MANDO DE CABLE CONTROL REMOTO MCRHM02
	TABLERO ELECTRICO	IP50 440 VOLTIOS 60HZ SISTEMA DE PROTECCION DE TEMPARATURA Y SECUENCIA DE FASES
	PERFORADORA	COP 1238 ME - ATLAS COPCO CAPACIDAD DE PERFORACION 2 1/2 20M DE AVANCE

Fuente: Resefer Mining & Construcción

2.6.2. Indicadores de rendimiento

Disponibilidad mecánica

La disponibilidad en el equipo hace referir su funcionalidad en las horas de programación para la perforación en el tajo y su relación con la capacidad operativa del equipo para llevar la actividad principal. Que es la perforación del bloque mineralizado. Para determinar esta disponibilidad describimos que es el cociente entre el tiempo disponible para producir y el tiempo total de parada. Para calcularlo, es necesario obtener el tiempo disponible, como resta entre el tiempo total, el tiempo por paradas de mantenimiento programado y el tiempo por parada no programada (falta de acero, voladura secundaria, servicios auxiliares deficientes). Una vez obtenido se divide el resultado entre el tiempo total del periodo considerado.

$$DM = \frac{\text{Hrs. Prog.} - \text{Dem. Mec.}}{\text{Hrs. Prog}}$$

Factor de utilización

Es referida La utilización del equipo al máximo su rendimiento en un período de tiempo desde su encendido hasta finalizar la perforación del último taladro programado, aprovechando todas las bondades de su buen funcionamiento del equipo, de los servicios auxiliares, el comportamiento del macizo rocoso ante la perturbación del acero y considerando a la buena manipulación del perforista al equipo. Asumiendo lo mencionado consideramos la siguiente fórmula para obtener el F.U.

$$FU = \frac{\text{Hras Trabajadas}}{\text{Hrs. Prog}}$$

2.7. Parámetros utilizados para el diseño de la malla de perforación

Longitud o profundidad del taladro (L)

La longitud del taladro tiene influencia en el diseño total de la voladura y es factor determinante en el diámetro, Burden y espaciamiento.

$$L = (0.3 \times B)$$

Dónde:

L = longitud de taladro

B = Burden

Diámetro de taladro (\emptyset)

La selección del diámetro de taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al Burden, Espaciamiento distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación, para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se consideran los siguientes aspectos:

- Costo de la voladura (\$/m³ de roca volada).
- Fragmentación y la relación entre el espaciamiento de los taladros y de las fracturas.
- Control de la exactitud de la perforación, y su efecto en la fragmentación.
- Tamaño de la perforadora y la accesibilidad al sitio.

- Altura del banco y la proporción del taladro requerido para el taco.

$$L = 2 \emptyset$$

Dónde:

L: la mínima longitud del taladro, en pies.

\emptyset : es el diámetro del taladro, en pulgadas.

Longitud de taco (T)

Material inerte que tiene la función de retener a los gases generados durante la detonación, solo durante fracciones de segundo, suficiente para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la carga explosiva.

$$T = B$$

Burden (B)

Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y las especificaciones del explosivo a emplear.

Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes.

En la voladura con detonadores de retardo el espaciado promedio es de aproximadamente de:

$$E = (1.4 \times B)$$

2.7.1. Modelos matemáticos de cálculos de voladura aplicados

Modelos matemáticos de Langerfords

El modelo matemático de Langerfords, uno de los destacados especialistas, sugirió que la determinación del Burden se basa en factores además del diámetro del taladro, como la potencia relativa del explosivo, el grado compactación, una constante de la roca, su grado del fracturamiento, porque su modelo es entonces:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{dcxPRP}{cxfx(S/B)}}$$

Dónde:

B = Burden (m).

D = Diámetro del taladro (mm).

C = Cte. De la roca.

PRP = potencia relativa en peso del explosivo

F = factor de fijación = 0.85 (taladro inclinado)

E/V = S/B = relación de espaciamiento – Burden

Dc = densidad de carga (kg/m³)

Grado de fijación (F): Es el grado de dificultad con que se efectúa tanto como el desprendimiento como la rotura para fines prácticos, consideraremos el grado de fijación, **f: 1**, para garantizar una rotura de fondo libre en voladuras para vetas angostas.

Proyección = Aumenta con el diámetro.

Grietas = Aumenta con el diámetro.

Modelo matemático de Pearse

Investigador, que considero que además de los parámetros geométricos, geomecánicos, parámetros y propiedades de los explosivos plasmándolo en las formula siguiente:

$$B = K \times D \times 10^{-3} \times (PD/RT)^{1/2}$$

Dónde:

B = Burden (m)

K = constante que depende las características de las rocas (0.7 – 1.0)

D = diámetro de barreno (mm)

PD = presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

TR = resistencia a tracción de roca (kg/cm²)

Modelo matemático de Konya

Sus investigaciones fueron basadas a las densidades de roca y explosivo para lograr una fragmentación

$$B = 3.15 \times d \times (p.exp / p. roca)^{1/3}$$

B = Burden (pies)

D = diámetro de la carga (pulg)

p.exp = densidad del explosivo

p. roca = densidad de la roca.

2.8. Factores para el cálculo de distribución y consumo de explosivos

Longitud de carga (LC)

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada longitud de carga donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca.

Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. En minera Cerro Negro se determina la longitud de carga basada en la resistencia a la compresión de la roca, la experiencia indica que a mayor resistencia se necesita mayor energía, esto indica mayor longitud de Carga.

$$LC = HB + SP - T$$

Dónde:

LC = longitud de carga (m)

HB = altura de banco (m)

SP = sobre perforación (m)

T = taco (m)

Carga lineal (CL)

Se define como la cantidad de explosivo a utilizar por cada metro de columna de carga. Se expresa en kg/m o lb/yd. Es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el resultado de la voladura.

$$CL = 0.5067 \times (\varnothing)^2 \times pe$$

Dónde:

Cl = carga lineal (kg / m)

Ø = diámetro de la broca (pulg)

ρe = densidad del explosivo (gr / cc)

Cantidad de explosivo (We)

Se define como la Carga lineal o específica por longitud de columna explosiva, donde se considera, columna continua o la suma de las cargas segmentadas en Kilogramos.

$$\mathbf{We = CL \times LC}$$

Dónde:

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Cl = carga lineal (kg/m)

LC = longitud de carga (m)

Carga operante (COp)

Es la cantidad de roca que se obtendrá con la voladura. Es calculada utilizando el Burden, espaciamiento, altura de banco y el número de taladros que se volara.

$$\mathbf{COp = We \times NT}$$

Dónde:

COp = carga operante (kg)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

NT = número de taladros detonados en un solo tiempo

Volumen de roca (V_r)

Es la cantidad de roca que se obtendrá con la voladura. Es calculada utilizando el Burden, Espaciamiento, altura de banco y el número de taladros.

$$V_r = B \times E \times HB$$

Dónde:

V_r = volumen de roca por taladro (m^3)

B = Burden (m)

E = espaciamiento (m)

HB = altura de banco (m)

Tonelaje roto (T_n)

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$T_n = V_r \times \rho_r$$

Dónde:

T_n = toneladas rotas (toneladas)

V_r = volumen de roca (m^3)

ρ_r = densidad de roca (tn/m^3)

Factor de energía

Indica la cantidad total de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca. El factor de Carga (FC) se expresa en Kg/m³.

$$FC = We / V \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

Dónde:

FC = factor de carga (kg/m³)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

V = volumen de roca por taladro (m³)

2.9. Especificaciones en la desviación de los taladros largos

Desviación de taladros

Debemos tener en cuenta las características de la roca huésped de la veta y las paredes de estas, debemos contar con la habilidad del operador en la perforación, tipo de trazo en la voladura y el caudal de agua y aire, se trabajará con precisión en el posicionamiento y alineamiento de los taladros deben ser logrados con marcas apropiadas, Incluso es imprescindible una buena visión del perforista en la puesta del barreno desde el mando de manipulación de la máquina.

Desatino en la colocación del barreno

La columna del acero de perforación no necesariamente es de la longitud del taladro de perforación si no que se señalara a la punta de la columna y que está en manipulación por una misma persona donde no se debe permitir un error, aun tomando en cuenta que ese error sea reducido

Ocasionalmente este error se da en la colocación, inclinación, del punto señalado, esta conduce a un incremento distinto entre la colocación señalada. Para nuestro caso estamos tomando en cuenta del 2% de desviación en la inclinación de 80° en 10m del banco, que no puede ser afectado al rendimiento de la voladura, el uso de láser para colocar correctamente y alinear con indicadores de nivelación hacia delante y hacia atrás, asociadas con un piso parejo, está considerado el mejor método de minimizar el error de alineamiento, donde todos los taladros sean perforados con el mismo equipo.

Error en el alineamiento

Resulta de la colocación, inclinación y volteo sobre el punto de perforación señalada, conduciendo a un incremento distinto entre la colocación señalada con el aumento de longitud de los taladros perforados, para taladros cortos (10 m) un error de 2 % al final del taladro que no puede ser afectado al rendimiento de la voladura.

Error de flexión

El error de flexión no es lineal con la longitud del taladro, está ligado a la profundidad del taladro y a las secciones transversales de la broca y barreno, la rigidez de la pequeña sección transversal de varilla de acero es frecuentemente insuficiente para prevenir la flexión de la columna de perforación, tubo varilla, guía de varillas y centralizadores son todos los métodos de reducción para el error de flexión. En la práctica de la perforación se procederá cuidadosamente al alineamiento, estos pueden guiar a una reducción significativa en el error total de la perforación.

Desventajas de la desviación de los taladros

Que se tiene actualmente es la desviación de taladros largos Esta es una preocupación de los ingenieros del área de perforación y voladura, así como de los operadores porque la calidad de los taladros y el % de desviación tiene un efecto sorprendente sobre los costos siendo la perforación es el primer paso para las demás operaciones unitarias.

Los factores que influyen en forma determinada en la desviación de taladros son:

- Longitud de taladro.
- Diámetros de perforación, varillaje, brocas y barras de una buena perforación.
- Errores de posicionamiento.
- Alineamiento con la sección a perforar y el eje central de la perforada.
- Angulo correcto de inclinación del taladro.

Parámetros de la desviación – dilución

Un parámetro importantísimo en el rango de la desviación es la dilución ya que determinara la factibilidad del proyecto, ya que la dilución es la porción del material no deseable y una excesiva dilución no la hace rentable, pero no es porque el método no funcione, sino que la calidad de perforación es pésima, reflejándose en forma directa con la dilución, aunque muchas veces se puede controlar, pero es inevitable por lo que se debe considerar en el diseño del método de explotación.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método, alcance y nivel de la investigación

3.1.1. Método de la investigación

En el presente trabajo se está aplicando el nivel de investigación científico, en el cual obtendremos resultados de manera clara y precisa ligados al punto de estudio planteado, incluiremos reglas y técnicas en la observación y experimentación planificada, enlazando los resultados de campo y teóricos.

3.1.2. Alcance de la investigación

Para concordar el estudio de la investigación se atribuye el método aplicativo, considerando llevar a la práctica las teorías generales, el objetivo de la investigación será predecir un comportamiento específico en una situación definida motivando a la resolución del problema que se plantea.

3.1.3. Nivel de la investigación

El nivel de investigación es descriptivo - correlacional, puesto que se describirá el proceso de la explotación por taladros largos, para la optimización de la producción de la veta Yahaira y correlacional, porque está ligado a la primera operación minera que es la perforación y voladura.

3.2. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es de tipo experimental.

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Compuesta por todos los tajos de explotación de la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.

3.3.2. Muestra

La muestra está conformada en la explotación de la veta Yahaira de la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas en la utilización de datos

En la investigación se utilizaron técnicas adecuadas para la obtención de los datos, entre ellas:

Observación directa.

Ejecutamos un monitoreo planificado de las principales actividades de operaciones, para obtener datos detallados de nuestra investigación.

Entrevista no estructurada.

Se organizó y ejecuto una serie de entrevistas con personal especializado, a fin de obtener información detallada y efectiva de las operaciones ejecutadas y el proceso de sí mismo.

Revisión de documentos.

Encaminado a obtener y revisar la información de la empresa en estudio, bibliografías, revistas, informes documentados, etc. Con la finalidad de obtener datos valiosos y elaborar una investigación eficiente.

3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos

- Flexómetro, distancio metro, clinómetro, escalímetro, nivel, martillo de Smith.
- Software de Microsoft office, donde se utilizaron los programas de Word, Excel, PowerPoint, para la elaboración y procesamiento de los datos obtenidos.
- Acceso al internet, para la obtención de información referenciada.
- Recursos de oficina, lapiceros, libreta de notas y un computador para el procesamiento de los datos y elaboración de la investigación.

CAPITULO IV

RESULTADOS

4.1. Influencia del método de taladros largos en la optimización

El método de explotación de taladros largos que sociedad minera Austria Duvaz S.A.C. viene aplicando en sus operaciones, cuenta con un ritmo de producción de mineral muy rentable, siendo una suma importante la optimización que se llevo durante el segundo periodo del 2018, para conseguir el proposito de encontrar la mejora en la producción, para ello se controló solo los parámetros más decisivos, así como; el rendimiento del equipo de perforación, diseño de malla conveniente a las dimensiones de la labor, cálculo del consumo de los explosivos para la extracción del mineral y la reducción de taladros desviados productos de la perforación.

Considerando estas premisas de mejorar nuestros índice de producción sin retraso alguno, resulta que la aplicación del método de taladros largos en la veta fue

efectivo con respecto al buzamiento, calidad de la zona mineralizada, calidad de la roca encajonante, los bloques con alturas de 10 metros y con RMR de 55 se obtuvo un plan de minado planificado con bajo costo y rentable para el periodo ya mencionado.

4.2. Rendimiento mecánico del equipo de perforación Nautilus SPR

Se verá reflejada los resultados del rendimiento antes y durante la optimización.

El rendimiento del equipo NAUTILUS SPR no satisfacía a las necesidades de las operaciones, al recabar información de su, el tiempo de perforación por taladro, disponibilidad mecánica, tiempo de utilización, considerando el tiempo de paradas no programadas, paradas por mantenimiento, fallas imprevistas hacían que las pretensiones de trabajo para cada guardia era complicado. (Ver anexo 5 y 6 respectivamente).

Tabla 15.

Disponibilidad mecánica y factor de utilización de las semanas 30 – 39 del 2018.

NAUTILUS SPR	D.M.	F.U.	Hrs Trabajadas	Hrs. Prog.	Dem. Mecánicas	Hrs. Mot. Perf
Sem_30	87%	57%	63.6	112.0	14.5	63.6
Sem_31	59%	32%	35.8	112.0	45.7	32.1
Sem_32	67%	41%	45.7	112.0	37.1	47.6
Sem_33	100%	38%	51.4	136.0	0.0	64.1
Sem_34	75%	73%	53.5	73.0	18.0	51.8
Sem_35	84%	74%	77.1	104.0	16.3	62.6
Sem_36	69%	63%	71.1	112.0	35.3	71.6
Sem_37	59%	57%	63.5	112.0	45.5	52.3
Sem_38	69%	41%	42.5	103.0	31.5	42.7
Sem_39	72%	46%	48.1	104.0	29.3	43.1
Total general	74.19%	52.24%	552.2	1080.0	273.2	531.5

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 15. Se muestra los resultados de la disponibilidad mecánica con un porcentaje no muy óptimo para el trabajo de perforación continuo de los taladros largos.

A su vez, durante la optimización (semanas 40 – 49) se vio forzado a un cambio en la estrategia de trabajo, para ello se capacitó a los operadores y técnicos mecánicos en acciones correctivas en la manipulación de la maquina NAUTILUS SPR. Se mejoró los indicadores para una buena gestión en los resultados como: disponibilidad mecánica, factor de utilización, reducción de las horas en paradas imprevistas de trabajo. (Ver Anexos 7 y 8 respectivamente).

Tabla 16.

Disponibilidad mecánica y factor de utilización de las semanas 40 – 49 del 2018.

NAUTILUS SPR	D.M.	F.U.	Hrs Trabajadas	Hrs. Prog.	Dem. Mecánicas	Hrs. Mot. Perf
Sem_40	90%	70%	63.6	136.0	0.0	63.6
Sem_41	86%	67%	60.2	112.0	14.3	52.3
Sem_42	89%	86%	62.4	112.0	18.1	49.5
Sem_43	95%	75%	65.0	136.0	0.0	32.1
Sem_44	98%	80%	68.7	136.0	0.0	47.6
Sem_45	100%	78%	70.4	136.0	0.0	64.1
Sem_46	100%	86%	80.5	136.0	0.0	51.8
Sem_47	100%	89%	77.1	136.0	0.0	62.6
Sem_48	100%	91%	71.1	136.0	0.0	71.6
Sem_49	100%	89%	48.1	136.0	0.0	43.1
Total general	95.83%	81.10%	667.0	1312.0	32.4	538.3

Fuente: Reporte planeamiento mina

En la tabla 16. Observamos el resultado de la mejora de disponibilidad de la máquina y del factor de utilización del equipo de perforación donde las demoras mecánicas fueron reducidas por un buen control y seguir con el programa de mantenimiento del equipo de perforación. (Ver Anexo 9).

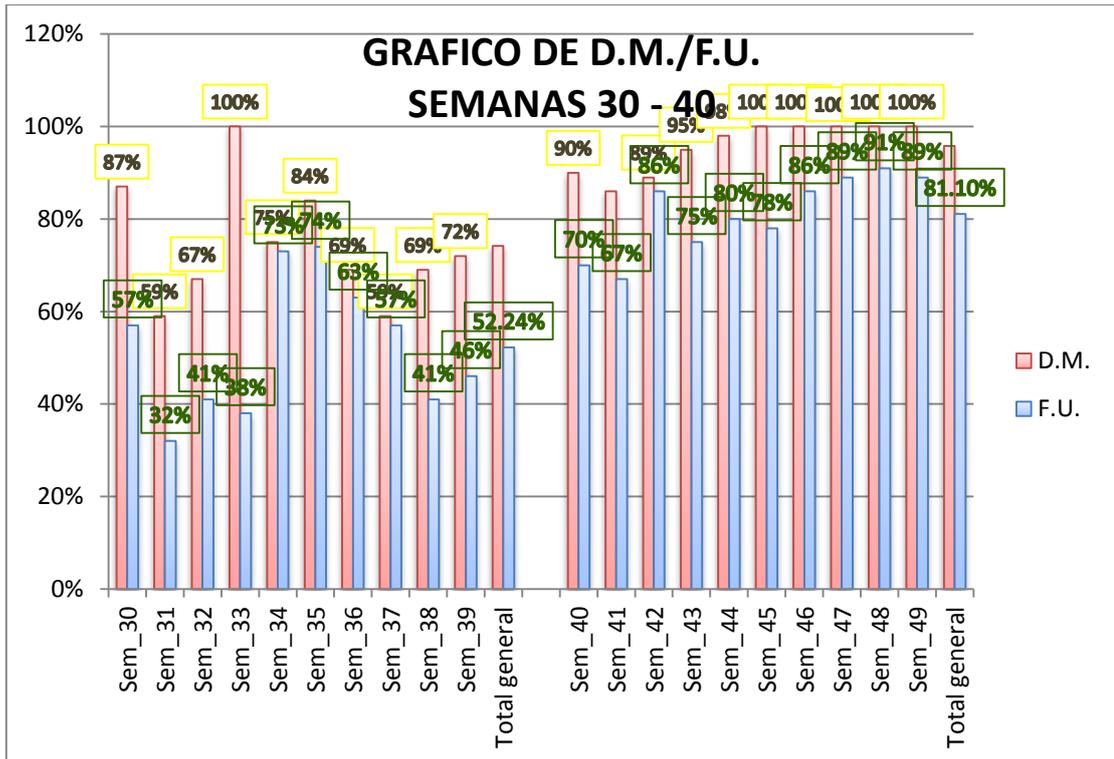


Figura 15. Diferencia de la Disponibilidad mecánica y factor de utilización del equipo Nautilus SPR de las semanas 30 – 40.

Fuente: propia del autor.

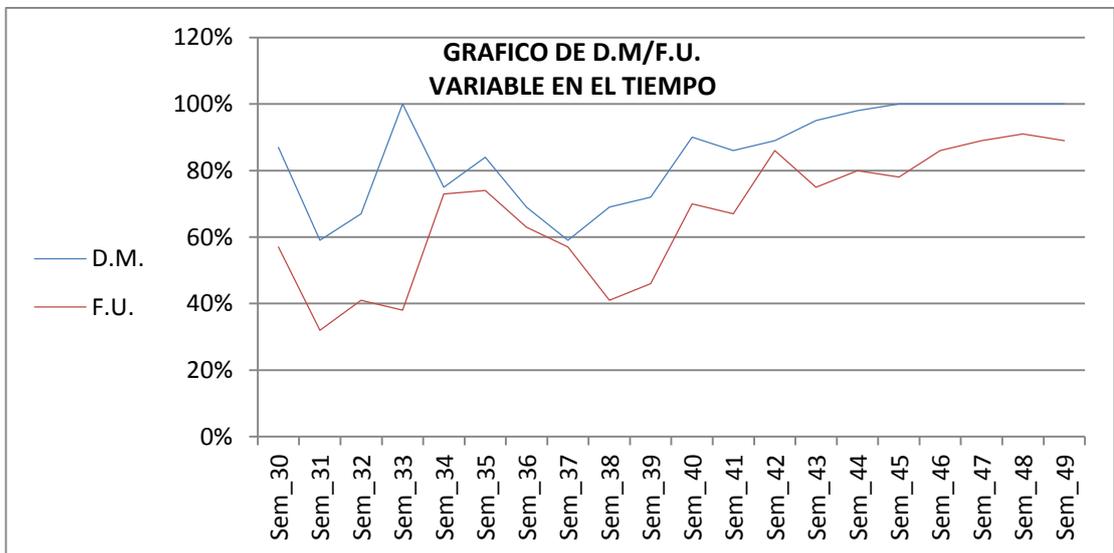


Figura 16. Línea con tendencia al tiempo de mejora en D.M y F.U.

Fuente: Elaboración propia.

En las semanas 30 – 40, la gráfica de tiempo muestra cómo se va mejorando el trabajo del equipo en las perforaciones de los taladros largos.

4.2.1. Análisis de tiempo de imprevistos y/o demoras mecánicas

Imprevistos y/o demoras mecánicas de la semana 30 – 39

Tiempo de almuerzo: el traslado del personal de las labores hasta el comedor para hora del almuerzo.

Reparación de la falla mecánica y eléctrica: Falta de un personal perenne en el almacén de repuestos y accesorios por parte de la empresa especializada, para comunicar de inmediato la falla del equipo.

Plantado de barrenos: En la perforación de taladros largos negativos, no se tiene un buen avance debido a que se perfora en un terreno que se encontró geodas y una roca regular de tipo III con un RMR de 55 a más, el cual produce un constante atascamiento de las barras de toda la columna de perforación y eso produce un sobre esfuerzo en la mordaza del equipo al tratar de sacar las barras y desenboquillarlas, produciendo esto un desgaste prematuro y posteriormente una falla mecánica del equipo y a la vez esto conlleva a que las barras de perforación se rompan o se caigan al nivel inferior. En la figura 17 se muestra el intento de extraer la columna de aceros de perforación.



Figura 17. Recuperación de la columna de barras de perforación.
Fuente: propia del autor

Tabla 17.
Demoras operativas en la perforación de taladros semana 30 – 39 del 2018.

RESEFER	703.4
Falta de Aceros	8.4
Mantenimiento correctivo	429.2
Recuperación de Aceros	29.2
Mantenimiento programado	22.7
Mantenimiento Preventivo en la labor	3.8
Falla mecánica	131.6
Demoras Op. ECM.	15.9
Perforación de Repaso en Mineral	10.3
Falla eléctrica	2.3
Recarga disparo fallado.	1.7
Equipo Inoperativo ECM	35.2
Abastecimientos materiales ECM	0.7
Incumplimiento de estand.-Seguridad	0.7
Falta de operador	11.8
SMAD	179.3
Falta de servicios (Energía, Agua, Aire)	71.4
Demoras Op. SMAD	19.2
Limpieza de Frente	42.2
Carguío de Taladros	15.8
Falta de Planos y/o Mallas	6.8
Falta de ventilación	12.2
Rebaje de Piso	6.4
Falta de labor	3.8
Trabajo cuenta SMAD.	1.7

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 17, se describe las actividades que ocasionaron las demoras operativas en RESEFER (empresa especializada en las operaciones de perforación de taladros largos) y en SMAD (sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.) teniendo en cuenta de los datos que presentan en el reporte diario de equipos (ver anexo 6, Demoras operativas del equipo antes de la optimización) a estos datos se tomaron medidas correctivas a corto plazo dando resultados provechosos.

Imprevistos y/o demoras mecánicas de la semana 40 – 49

Tiempo de almuerzo: el tiempo de salida de los trabajadores de sus labores para la hora del almuerzo fue coordinado según las distancias de sus labores hacia el comedor.

Reparación de la falla mecánica y eléctrica: se designó a un trabajador para el puesto de almacén de los repuestos y accesorios.

Plantado de barrenos: con capacitaciones constantes al perforista para el buen manejo del equipo y correcto manejo de los aceros de perforación así también en la puesta correcta del punto marcado.

Falla mecánica: para evitar las fugas de aceite, sobrecalentamiento del motor, cambio de manguera, etc. Los técnicos mecánicos brindaron una capacitación al perforista y Ayudante perforista para el buen uso de las herramientas en caso de emergencias, también se implementó el mantenimiento correctivo y predictivo del equipo. (ver anexo 10, programa mensual de mantenimiento del equipo de perforación).

Tabla 18.

Demoras operativas en la perforación de taladro semana 40 – 49 del 2018.

RESEFER	184.8
Falta de Aceros	1.8
Mantenimiento correctivo	76.0
Mantenimiento programado	14.1
Mantenimiento Preventivo en la labor	1.0
Falla mecánica	57.9
Demoras Op. ECM.	4.6
Perforación de Repaso en Mineral	5.1
Falla eléctrica	8.0
Equipo Inoperativo ECM	13.5
Incumplimiento de estand.-Seguridad	1.3
Accidente de Equipo	1.4

SMAD	70.3
Falta de servicios (Energía, Agua, Aire)	9.6
Demoras Op. SMAD	17.3
Limpieza de Frente	3.7
Carguío de Taladros	9.9
Falta de Planos y/o Mallas	6.2
Rebaje de Piso	4.6
Falta de labor	6.9
Trabajo cuenta SMAD.	11.5
Apoyo en servicios mineros	0.5

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 18, se describe las actividades de los datos que presentan en el reporte diario de equipos, estos se tomaron en cuenta como imprevistos por la recurrencia en cada guardia de trabajo, tomándose medidas correctivas a corto plazo dio resultados provechosos bajando el porcentaje de recurrencias en las guardias de trabajo, considerando la mejora conforme se realizan los trabajos en conjunto. (ver anexo 8, demoras operativas del equipo durante de la optimización)

4.2.2. Cálculo de tiempo de perforación en la veta

Semanas 30 – 39

Tabla 19.

Tiempo estimado de perforación por guardia antes de la investigación.

PROMEDIO DE TIEMPOS Y TIEMPO DE PERFORACION EN TODA LA GUARDIA								
TALADRO	TIEMPO ADICION	TIEMPO EMPATE	TIEMPO PERFORACION / BARRA	TIEMPO SALIDA	IMPREVISTOS	TIEMPO EFECTIVO	TIEMPO DE PERFRACION COLUMNA	TIEMPO TOTAL
TALADRO 1	00:00:34	00:00:22	00:02:41	00:00:29	00:05:15	00:03:37	00:29:31	00:38:52
TALADRO 2	00:00:31	00:00:20	00:02:52	00:00:27	00:12:12	00:03:43	00:31:32	00:47:54
TALADRO 3	00:00:36	00:00:23	00:02:46	00:00:28	00:10:45	00:03:45	00:30:26	00:45:24
TALADRO 4	00:00:38	00:00:20	00:02:56	00:00:33	00:05:35	00:03:54	00:32:16	00:42:18
TALADRO 5	00:00:31	00:00:24	00:02:47	00:00:35	00:10:42	00:03:42	00:30:37	00:45:36
TALADRO 6	00:00:28	00:00:23	00:02:39	00:00:31	00:16:55	00:03:30	00:29:09	00:50:05
TALADRO 7	00:00:30	00:00:24	00:02:55	00:00:32	00:08:22	00:03:49	00:32:05	00:44:48
TALADRO 8	00:00:35	00:00:25	00:02:49	00:00:30	00:09:15	00:03:49	00:30:59	00:44:33
TALADRO 9	00:00:33	00:00:22	00:02:46	00:00:34	00:14:45	00:03:41	00:30:26	00:49:26
TALADRO 10	00:00:31	00:00:25	00:02:48	00:00:29	00:18:32	00:03:44	00:30:48	00:53:33
TALADRO 11	00:00:30	00:00:02	00:02:52	00:00:28	00:16:14	00:03:24	00:31:32	00:51:38
TALADRO 12	00:00:31	00:00:21	00:02:48	00:00:31	00:13:12	00:03:40	00:30:48	00:48:11
TIEM. PROM.	00:00:32	00:00:21	00:02:48	00:00:31	00:11:49	00:03:42	00:30:51	
TIEMPO NETO DE LA PERFORACION								09:22:18

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 19 se calcularon los tiempos de todo el proceso de perforación en el tajo para estimar el tiempo empleado en toda la guardia.

Eficiencia de perforación

Ef. Perf. = (Longitud real perforada/longitud teórica) x 100

Ef. Perf. = (9.8m / 10m) x 100 = 98%

Tiempo de perforación por taladro

T. perf. = Tiempo total de perforación/Taladros perforados.

T. perf. = 515.45 min/12 = 42.9 min

Velocidad de perforación por taladro antes de la optimización

V. perf. = Longitud taladro/Tiempo total perforación taladro

V. perf. = 9.8/46.8 = 0,22 m/min

Total, de metros perforados antes de optimización

T. met. Perf. = N° de taladros x N° de barras x Longitud de barra x Eficiencia de perforación.

T. met. Perf. = 12 x 11 x 0.91 x 98 % = 117.71 m/Guardia.

Semanas 40 – 49

Tabla 20. Tiempo estimado por perforación por guardia actual.

PROMEDIO DE TIEMPOS Y TIEMPO DE PERFORACION EN TODA LA GUARDIA								
N° TALADRO	TIEMPO ADICION	TIEMPO EMPATE	TIEMPO PERFORACION BARRAS	TIEMPO SALIDA	IMPREVISTOS	TIEMPO EFECTIVO	TIEMPO DE PERFORACION COLUMNA	TIEMPO TOTAL
TALADRO 1	00:00:25	00:00:12	00:02:13	00:00:15	00:05:08	00:02:50	00:22:05	0:30:18
TALADRO 2	00:00:23	00:00:13	00:02:27	00:00:13	00:00:00	00:03:03	00:24:39	0:27:55
TALADRO 3	00:00:27	00:00:14	00:02:17	00:00:14	00:14:40	00:02:58	00:22:49	0:40:41
TALADRO 4	00:00:29	00:00:11	00:02:34	00:00:18	00:00:00	00:03:14	00:25:56	0:29:28
TALADRO 5	00:00:24	00:00:12	00:02:24	00:00:14	00:00:00	00:03:00	00:24:06	0:27:20
TALADRO 6	00:00:21	00:00:11	00:02:15	00:00:15	00:00:00	00:02:47	00:22:27	0:25:29
TALADRO 7	00:00:23	00:00:13	00:02:11	00:00:16	00:02:12	00:02:47	00:21:43	0:26:58
TALADRO 8	00:00:22	00:00:14	00:02:25	00:00:18	00:00:00	00:03:01	00:24:17	0:27:36
TALADRO 9	00:00:19	00:00:12	00:02:27	00:00:13	00:00:00	00:02:58	00:24:39	0:27:50
TALADRO 10	00:00:25	00:00:14	00:02:29	00:00:15	00:00:00	00:03:08	00:25:01	0:28:24
TALADRO 11	00:00:24	00:00:13	00:02:22	00:00:17	00:00:00	00:02:59	00:23:44	0:27:00
TALADRO 12	00:00:23	00:00:15	00:02:24	00:00:17	00:06:22	00:03:02	00:24:06	0:33:47
TALADRO 13	00:00:21	00:00:13	00:02:31	00:00:15	00:00:00	00:03:05	00:25:23	0:28:43
TALADRO 14	00:00:24	00:00:13	00:02:36	00:00:14	00:00:00	00:03:13	00:26:18	0:29:45
TALADRO 15	00:00:23	00:00:14	00:02:29	00:00:16	00:04:35	00:03:06	00:25:01	0:32:58
TALADRO 16	00:00:24	00:00:12	00:02:25	00:00:17	00:00:00	00:03:01	00:24:17	0:27:35
TALADRO 17	00:00:25	00:00:14	00:02:28	00:00:16	00:00:00	00:03:07	00:24:50	0:28:13
TIEM. PROM.	00:00:24	00:00:13	00:02:25	00:00:15	00:01:56	00:03:01	00:24:12	
TIEMPO NETO DE LA PERFORACION								8:20:00

Fuente: propia del autor

Eficiencia de perforación actual

Ef. Perf. = (longitud teórica perforada/longitud real perforada) x 100

$$\text{Ef. Perf.} = (10 / 10) \times 100 = 100\%$$

Tiempo de perforación por taladro actual

T. perf. = Tiempo total de perforación/Taladros perforados.

$$\text{T. perf.} = 495.9/17 = 29.17 \text{ min}$$

Velocidad de perforación por taladro actual

V. perf. = Longitud taladro/Tiempo total perforación taladro

$$\text{V. perf.} = 10/29.17 = 0,34 \text{ m/min}$$

Total, de metros perforados actual

T. met. Perf. = N° de taladros x N° de barras x Longitud de barra x Eficiencia de perforación.

$$\text{T. met. Perf.} = 17 \times 11 \times 0.91 \times 100\% = \mathbf{170.17 \text{ m/Guardia.}}$$

4.3. Diseño de la malla de perforación

4.3.1. Diseño de malla de perforación antes de la optimización

El diseño programado por el área de planeamiento, contemplan solamente los taladros por filas (vetas angostas), con un Burden de 1.10 m y un espaciamiento variable dependerá del ancho de la veta y el resultado obtenido bajo estas condiciones es la alta frecuencia de los disparos fallados, ocasionadas por taladros desviados llegando a los problemas de banqueo por lo que “operativamente” se incrementa un taladro de ayuda. El diseño de la malla de

perforación está dado por la siguiente formula matemático usado en voladura de minas. (Ver anexo 11, Diseño de malla de perforación con taladros intermedios).

Según modelo matemático de Konya

$$B = 3.15 \times d \times (p.exp / p. Roca)^{1/3}$$

$$B = 1.06$$

Tabla 21.

Resultado matemático de Konya para la perforación.

B = Burden (pies)	3.48
d = diámetro de explosivo (pulg)	1.5
p.exp.= densidad del explosivo (gr/cc)	1.12
proc.= densidad de la roca (gr/cc)	2.8

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

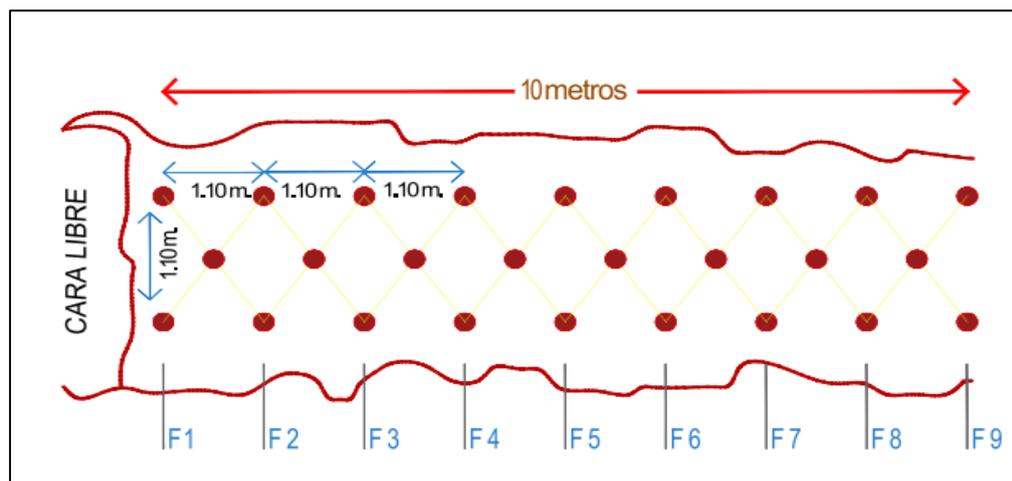


Figura 18. Incumplimiento en el diseño de perforación incrementando taladro de ayuda con espaciamiento de 1.10 m.

Fuente: Elaboración propia.

Las principales causas para esta ocurrencia son:

- Preparación de los subniveles fuera del estándar.
- Levantamiento topográfico desactualizado.
- Limitaciones del propio equipo.

4.3.2. Corrección favorable en el diseño de la malla de perforación

El diseño de la malla propuesta para las perforaciones de taladros largos, está dado para los taladros por filas y se perforara con un burden y espaciamiento de 0.90 m los resultados se verán reflejados en las tablas presentadas posteriormente. (Ver anexo 12, diseño de malla de perforación con espaciamiento de 0.90 m.) (Ver anexo 13, Diseño de malla de perforación del slot durante la investigación).

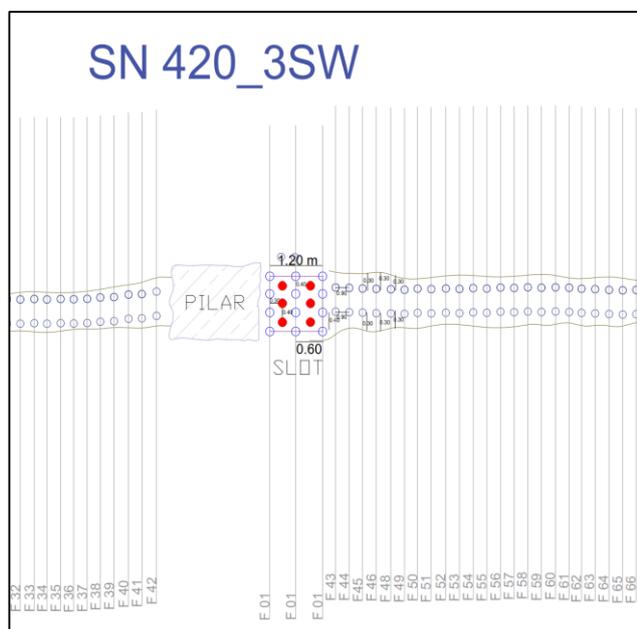


Figura 19. Diseño de malla aplicada con 0.90 m. de espaciamiento entre filas.

Fuente: Área de planeamiento de Sociedad Minera Austria Duvaz

Según modelo matemático de Pearse

$$B = K \times D \times 10^3 \times (PD/RT)^{1/2}$$

$$B = 0.97$$

Tabla 22.
Resultados según Pearse para optimizar la perforación.

D =	diámetro de taladro (mm)	64
PD =	presión de detonación (kg/cm ²)	40771.1
RC =	resistencia a la compresión (kg/cm ²)	1573.3
RT =	resistencia a la tracción (kg/cm ²)	154.3
K =	constante según la tracción de roca	
	$K = 1.96 - 0.27 \ln(\text{ERQD})$	0.9
ERQD	Índice de calidad de roca equivalente (%)	44.5
	$\text{ERQD} = \text{RQD} \times \text{JSF}$	44.5
RQD =	índice de calidad de roca	55.6
JSF =	factor de corrección	0.8
	$\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v$	55.6
J_v =	conteo volumétrico de discontinuidades	18

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

Como se observa en los resultados en la tabla, el Burden práctico no deben exceder de 1.0 m pudiendo mantenerse en un rango aceptable como: 0.9 m a fin de evitar perforar un taladro adicional entre filas, así mismo se considera trabajar con el modelo matemático de Pearse, para el cumplimiento de nuestro propósito, dado al requerimiento de la planta y la capacidad del lampón del scoop, por otro lado se evitara voladuras secundarias.

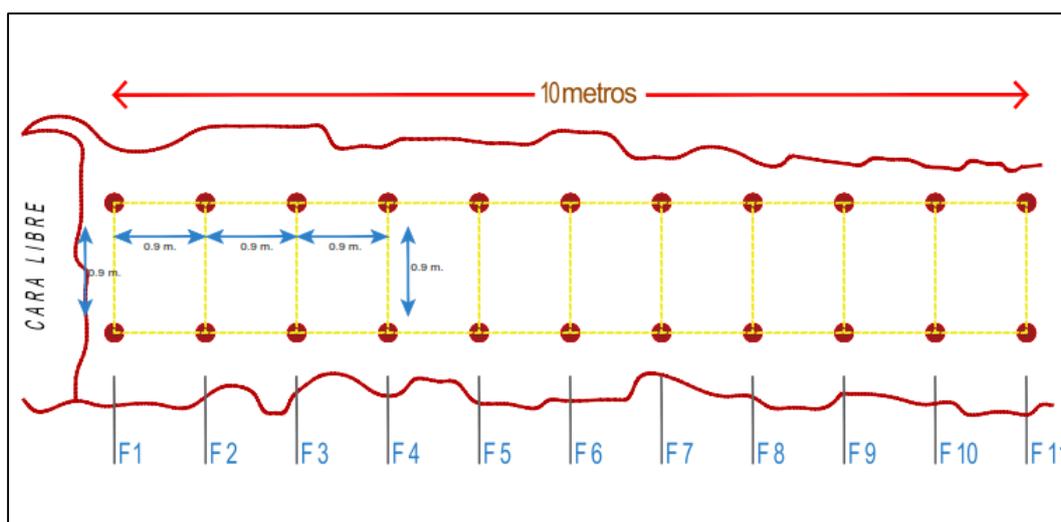


Figura 20. Diseño de malla de perforación propuesta – Burden 0.9m.

Fuente: Elaboración propia.

4.4. Cálculo del consumo de explosivos en explotación de la veta

4.4.1. Análisis de daño del macizo rocoso por exceso en el consumo de explosivos

Al efectuar la voladura de varias filas a la vez, se obtiene como resultados una alta concentración de energía, generando inestabilidad en la roca adyacente caídas de rocas. La principal causa para esta ocurrencia es que todos los taladros son cargados en su totalidad, incluyendo los taladros de ayuda, por lo que este consumo debe ser controlado, especialmente en la caja techo (veta angosta). Para analizar el daño procedemos a lo siguiente:

Longitud de carga (LC)

$$LC = HB + SP - T$$

$$LC = 10\text{m} - 2.20\text{m}$$

$$LC = 7.8$$

Dónde:

LC = longitud de carga (m)

HB = altura de banco (m)

SP = sobre perforación (m)

T = taco (m)

Carga lineal (CL)

$$CL = 0.5067 \times (\varnothing)^2 \times \rho_e$$

$$Cl = 0.5067 (0.64)^2 \times 1.14 \text{ g/ cm}^3$$

$$Cl = 0.23 \text{ kg/m}$$

Dónde:

Cl = carga lineal (kg / m)

Ø = diámetro de la broca (pulg)

pe = densidad del explosivo (gr / cc)

Cantidad de explosivo (We)

$$\mathbf{We = CL \times LC}$$

$$We = 0.23 \times 7.8$$

$$\mathbf{We = 1.79 \text{ kg}}$$

Dónde:

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Cl = carga lineal (kg/m)

LC = longitud de carga (m)

Carga operante (COp)

$$\mathbf{COp = We \times NT}$$

$$COp = 1.79 \times 2$$

$$\mathbf{COp = 3.58 \text{ kg}}$$

Dónde:

COp = carga operante (kg)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

NT = número de taladros detonados en un solo tiempo

Volumen de roca (Vr)

$$\mathbf{Vr = B \times E \times HB}$$

$$Vr = 1.10 \times 1.10 \times 10$$

$$\mathbf{Vr = 12.1 \text{ m}^3}$$

Dónde:

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

B = Burden (m)

E = espaciamento (m)

HB = altura de banco (m)

Tonelaje roto (Tn).

$$\mathbf{Tn = Vr \times \rho r}$$

$$\mathbf{Tn = 12.1 \times 3.1}$$

$$\mathbf{Tn = 37.51 \text{ toneladas}}$$

Dónde:

Tn = toneladas rotas (toneladas)

Vr = volumen de roca (m³)

ρr = densidad de roca (tn/ m³)

Factor de carga.

$$\mathbf{FC = We / Vr \text{ (kg/ m}^3\text{)}}$$

$$FC = 1.79 / 12.1$$

$$\mathbf{FC = 0.15 \text{ kg/m}^3}$$

Dónde:

FC = factor de carga (kg/m³)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

Factor de potencia

$$\mathbf{Fp} = \mathbf{COp} / \mathbf{Vr}$$

$$Fa = 3.58/12.1$$

$$\mathbf{Fa} = \mathbf{0.29 \text{ kg/m}^3}$$

Dónde:

Fp = factor de potencia (kg/m³)

COp = carga operante (kg)

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

Tabla 23.

Resultados del diseño de malla semana 30 – 39 del 2018.

DATOS	
ancho de minado	2.0 m
altura de banco	10.0 m
longitud volada	3.3 m
Burden	1.1 m
espaciamiento	1.2 m
densidad de mineral	3.1 tn/m ³
PERFORACION	
equipo	NAUTILUS
taladros cargados	11
longitud perforación	9.0 m
diámetro broca	64 mm
diámetro tubo	51 mm
VOLADURA	
Emulex 1 1/2" x 12"	374 Und.
peso total	150.8 kg

RESULTADOS		
relación de acoplamiento	65	%
carga lineal explosiva	1.79	kg/m
volumen roto	66	m ³
tonelaje roto	204.6	tn
Carga operante	3.58	Kg
Factor de carga	2.6	Kg/m ³
FACTOR DE POTENCIA	0.68	kg/tn

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

En la tabla 23, el volumen roto está dado por ancho, altura y longitud a volar en el banco, el resultado multiplicado por la densidad de la roca entonces el factor de potencia está dado por la división de toneladas rotos / peso del explosivo.

Para una referencia del consumo de explosivos, así como los factores que involucran en el minado de una labor de producción, observamos en la tabla 23 el resultado del factor de potencia es muy alta, seguidamente observamos en la figura 21 el carguío total del taladro siendo este el problema del daño al macizo rocoso

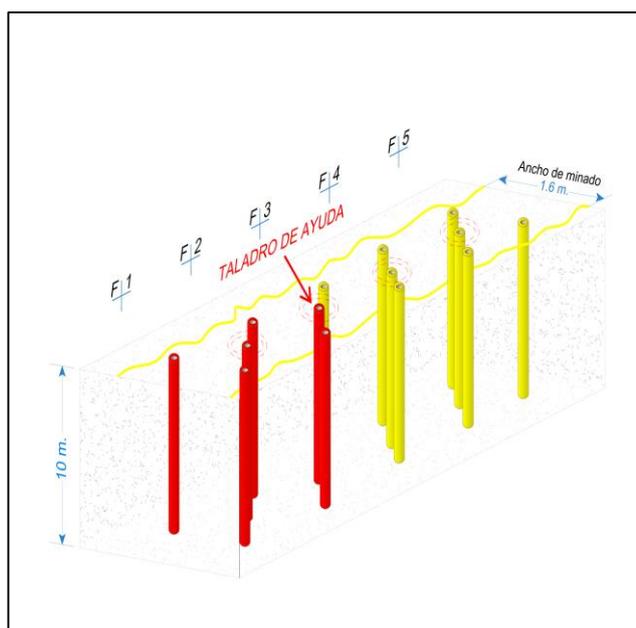


Figura 21. Carguío total de los taladros programados.

Fuente: Elaboración propia.

4.4.2. Conservación del macizo rocoso con el consumo adecuado de explosivos

Se considera que el diseño de carguío y el consumo de los explosivos con el método de taladros largos, donde se contempló la realización de un levantamiento detallado de las condiciones en los que se encuentran cada uno de los taladros, debiendo utilizar para estas pruebas las herramientas necesarias que nos permitan generar un “protocolo de carguío” confiable, con el fin de tener un registro al detalle de nuestros resultados.

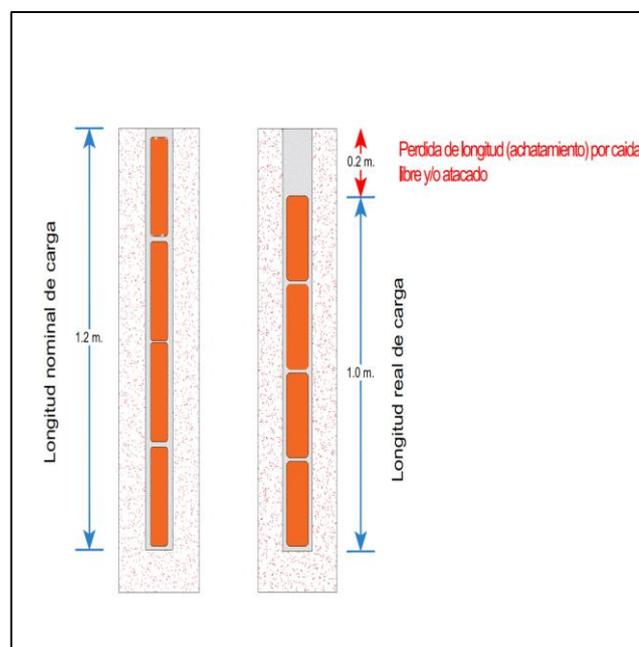


Figura 22. Reducción de cartuchos en el carguío.

Fuente: Elaboración propia.

Según los datos obtenidos en campo, la reducción que sufre un cartucho al momento de carguío es de 25% así que para realizar los cálculos en cuanto a la cantidad de explosivos, utilizaremos una relación de 4 cartuchos por metro de carga, en taladros entubados.

Longitud de carga (LC)

$$LC = HB + SP - T$$

$$LC = 10m - 1.80 m$$

$$LC = 8.2 m$$

Dónde:

LC = longitud de carga (m)

HB = altura de banco (m)

SP = sobre perforación (m)

T = taco (m)

Carga lineal (CL)

$$CL = 0.5067 \times (\emptyset)^2 \times \rho_e$$

$$Cl = 0.5067 (0.64)^2 \times 1.14 \text{ g/cm}^3$$

$$Cl = 0.23 \text{ kg/m}$$

Dónde:

Cl = carga lineal (kg / m)

∅ = diámetro de la broca (pulg)

ρ_e = densidad del explosivo (gr / cc)

Cantidad de explosivo (We)

$$We = CL \times LC$$

$$We = 0.23 \times 8.2$$

$$We = 1.88 \text{ kg}$$

Dónde:

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Cl = carga lineal (kg/m)

LC = longitud de carga (m)

Carga operante (COp)

$$\mathbf{COp = We \times NT}$$

$$\mathbf{COp = 1.88 \times 2}$$

$$\mathbf{COp = 3.6 \text{ kg}}$$

Dónde:

COp = carga operante (kg)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

NT = número de taladros detonados en un solo tiempo

Volumen de roca (Vr)

$$\mathbf{Vr = B \times E \times HB}$$

$$\mathbf{Vr = 0.9 \times 0.9 \times 10}$$

$$\mathbf{Vr = 8.1 \text{ m}^3}$$

Dónde:

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

B = Burden (m)

E = espaciamiento (m)

HB = altura de banco (m)

Tonelaje roto (Tn).

$$\mathbf{Tn = Vr \times \rho r}$$

$$\mathbf{Tn = 8.1 \times 3.1}$$

$$\mathbf{Tn = 25.11 \text{ toneladas}}$$

Dónde:

Tn = toneladas rotas (toneladas)

Vr = volumen de roca (m³)

ρr = densidad de roca (tn/m³)

Factor de carga.

$$FC = We / Vr \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

$$FC = 1.80 / 8.1$$

$$FC = 0.22 \text{ kg/m}^3$$

Dónde:

FC = factor de carga (kg/m³)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

Factor de potencia

$$Fp = COp / Vr$$

$$Fa = 3.76 / 8.1$$

$$Fa = 0.46 \text{ kg/m}^3$$

Dónde:

Fp = factor de potencia (kg/m³)

COp = carga operante (kg)

Vr = volumen de roca por taladro (m³)

Tabla 24.
Resultado del diseño de malla propuesta y trabajada en las semanas. 40 – 49 del 2018.

DATOS		
ancho de minado	2.0	m
altura de banco	10.0	m
longitud volada	4.5	m
Burden	0.9	m
espaciamiento	0.9	m
densidad de mineral	3.1	tn/m ³
PERFORACION		
equipo	NAUTILUS	
taladros cargados	12	
longitud perforación	9.0	m
diámetro broca	64	mm
diámetro tubo	51	mm
VOLADURA		
Emulex 1 1/2" x 12"	372	Und
peso total	149.9	kg
RESULTADOS		
relación de acoplamiento	65	%
carga lineal explosiva	1.79	kg/m
volumen roto	90	m ³
tonelaje roto	279	ton
Carga operante	3.6	Kg
Factor de carga	3.8	kg/m ³
FACTOR DE POTENCIA	0.54	kg/tn

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

En la tabla 24, el volumen roto está dado por ancho, altura y longitud a volar en el banco, el resultado multiplicado por la densidad de la roca entonces el factor de potencia está dado por la división de toneladas rotos / peso del explosivo.

4.4.3. Daño del macizo rocoso por simultaneidad de salidas de taladros

La carga operante en las salidas de los taladros es de 3.58 kg, cabe señalar en este caso, ocurre por la detonación de dos o más taladros en forma simultánea. Esto es equivalente a generar altos niveles de vibración.

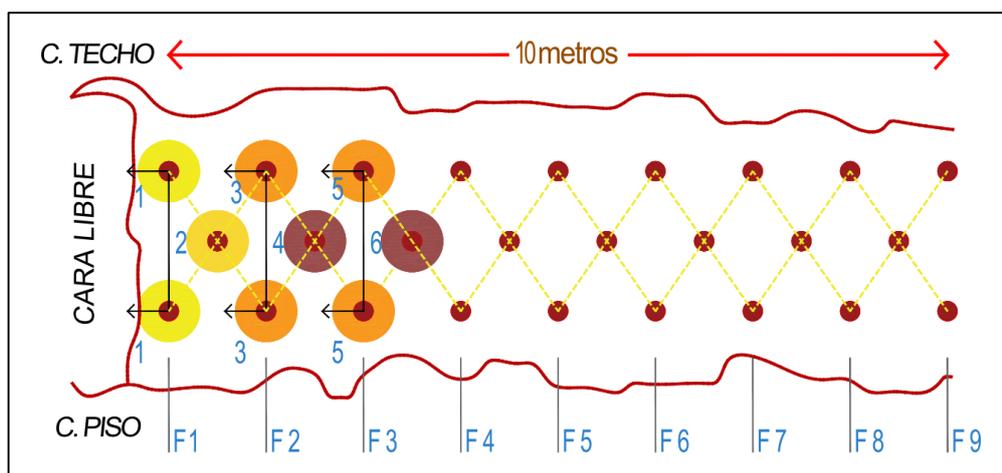


Figura 23. Secuenciamiento usual de retardos por filas.

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 25.

Distribución de retardos no eléctricos "exsaneles" periodo corto, semana 30 - 39.

SECUENCIAMIENTO		
distribución de taladro	N° de retardo	tiempo milisegundos
1° fila	1	25
1° fila	1	25
Fila adicional	2	50
2° fila	3	100
2° fila	3	100
Fila adicional	4	125
3° fila	5	150
3° fila	5	150
Fila adicional	6	175

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

4.4.4. Conservación del macizo rocoso con secuenciamiento y distribución de carga

El daño generado al entorno de la labor, como consecuencia de la detonación, es generado principalmente por la alta concentración de explosivos utilizado por unidad de tiempo “carga operante”, es decir mientras más taladros sean cargados con un solo número de retardo, mayor será al daño.

La forma de disminuir la carga operante, es detonar continuamente cada taladro uno después del otro dentro de una fila y mantener otro tiempo entre fila y fila. Estos tiempos varían según las condiciones del yacimiento, siendo necesario en todos los casos utilizar accesorios de voladura en periodos cortos (exsaneles PC), a fin de mejorar la voladura y la fragmentación.

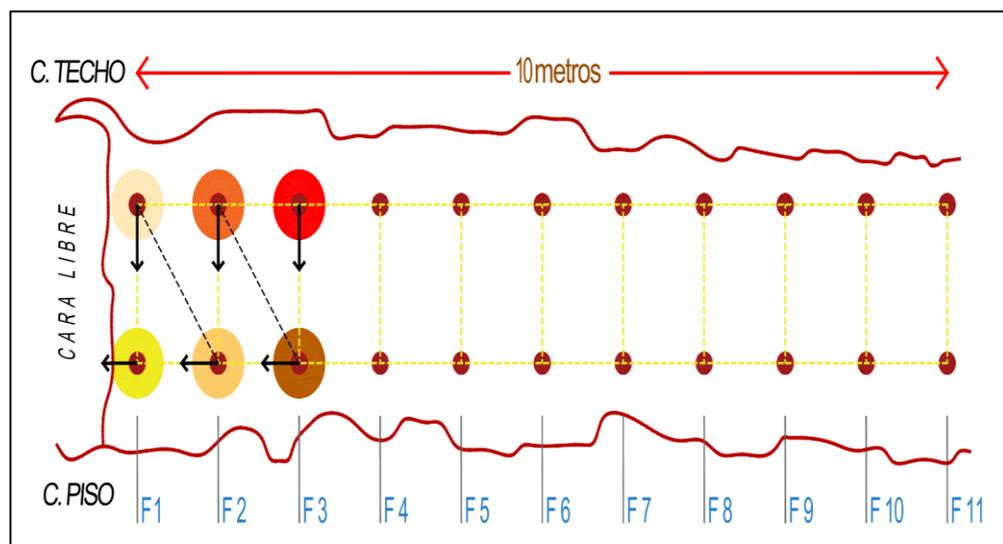


Figura 24. Secuencia de salida de taladros aplicado.

Fuente: Elaboración propia.

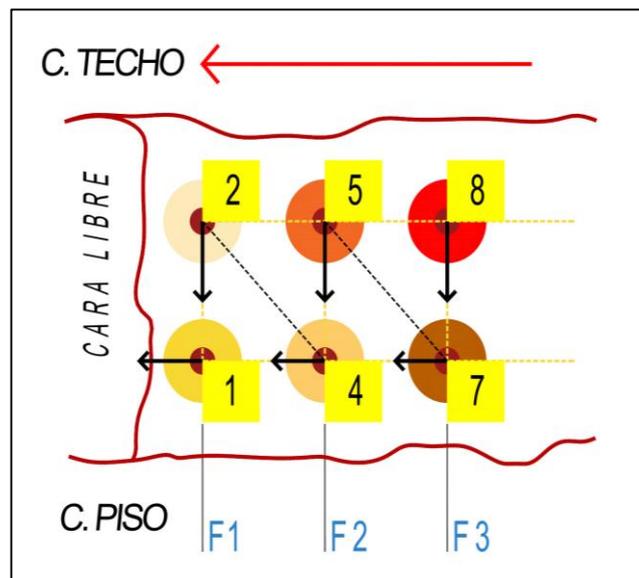


Figura 25. Secuencia de salida de taladros con retardos de periodo corto.
Fuente: Elaboración propia

Tabla 26.

Distribución de retardos no eléctricos "exsaneles" periodo corto.

SECUENCIAMIENTO		
distribución de taladro	Nº de retardo	tiempo milisegundos
1º fila	1	25
1º fila	2	50
2º fila	4	100
2º fila	5	125
3º fila	7	175
3º fila	8	200

Fuente: Asistencia técnica de voladura - Exsa

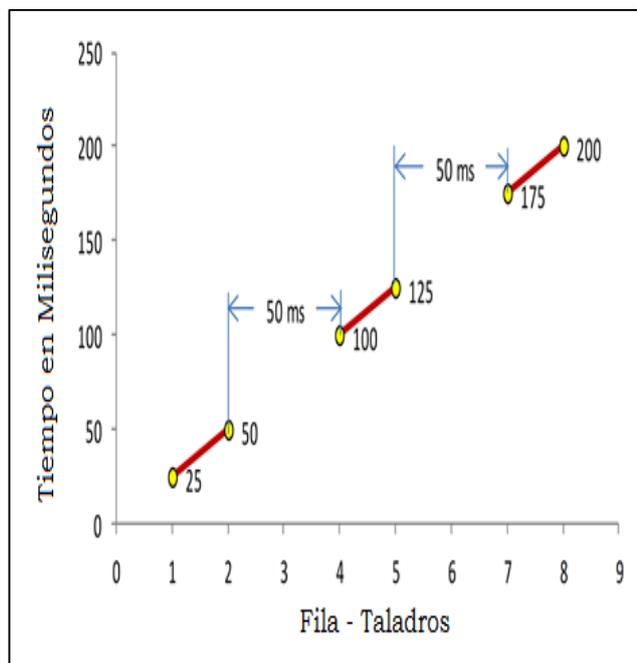


Figura 26. Distribución de retardos.

Fuente: Asistencia técnica de voladura – Exsa

4.5. Determinación de las desviaciones de taladros

4.5.1. Deficiencia de perforación de taladros largos

En el trabajo de perforación de taladros largos, consideramos factores como:

- Posicionamiento incorrecto del equipo de perforación
- Falla del equipo de perforación (por falta de orden en la labor, incomodan los tubos de agua aire y manga de perforación)
- Penetración de estructuras geológicas como: estratos, fallas, juntas, alteraciones, geodas



Figura 27. Mal posicionamiento y área angosta de la labor.
Fuente: Propia del autor

Corrección taladros.

El trabajo realizado por el equipo y la manipulación del perforista dejan como consecuencias siguientes:

- Plantado (atasco) de barras de la columna explosiva (aceros gastados, factor geológico)
- Taladros comunicados (cruce de taladros)
- Taladros desviados (exceso de desviación)

Repaso de taladros.

Se dan por las consecuencias siguientes:

- El no tapar los taladros después de culminar la perforación.
- Taladros tapados dado por los disparos, estos son afectados por los taladros más cercanos a los taladros a disparar, afectando a los tubos

cerrándolos o comprimiéndolos por el efecto de la onda de detonación.

- El no entubar inmediatamente los taladros realizados, para no ser afectado por las vibraciones en la perforación del taladro cercano.
- El tiempo empleado en esta actividad.

4.5.2. Mejora de perforación de los taladros largos

Posicionamiento del equipo de perforación, se adiestra al perforista y ayudante para trabajar en conjunto con indicaciones correctas.

Equipo de perforación, planificación del área de mantenimiento para realizar programas efectivos en la planificación del mantenimiento predictivo y correctivo

Penetración de estructuras geológicas como: estratos, fallas, juntas, alteraciones, geodas, planificación del área de geología y geomecánica para que los planos de trabajo sean lo más explícitos.



Figura 28. Correcto posicionamiento y acople de las barras de perforación en el equipo.

Fuente: Propia del autor

Corrección de taladros.

Es por las consecuencias siguientes:

Plantado de barras de la columna explosiva, se originaba por las estructuras geológicas que se presentaban, por la baja potencia de la perforadora cuando se encontraba sin mantenimiento, se adiciono guía de varillas y brocas retráctil de 64 mm.

Intersección de taladro, con las charlas respectivas que se dieron a los perforistas sobre posicionamiento del equipo, se mejoró considerablemente en las desviaciones siendo estos la causa de los taladros comunicados.

Taladros desviados, la mejora en este punto fue muy gradual dado que consideramos factores geológicos estructurales.

Repaso de taladros.

Es por las consecuencias siguientes:

- Se enfatizó para el tapado inmediato de los taladros.
- Se destacó la inmediata acción para el traslado de tubos al tajo para los entubados respectivos.

4.5.3. Prueba de desviación de taladros semana 30 - 39

Analizamos cuales son las variables que llevan a las desviaciones de los taladros en el tajo identificando los aceros, el equipo, los servicios, así mismo tenemos en cuenta de las variables que no se pueden controlar en la desviación de los taladros, es el macizo rocoso, las discontinuidades geológicas, estas determinan favorablemente a la desviación, el atascamiento de las barras o

brocas dentro del taladro no solo influye a la desviación, si no también influye al carguío con explosivos.

En el estudio, las perforaciones del slot y de las filas son afectadas continuamente con las desviaciones de los taladros y para el cálculo aproximado a las desviaciones de la perforación para ello aplicamos una expresión matemática que aplican en la Cia. Minera Perubar S.A.

$$F = B * (0.1 + 0.003H) \text{ (Teórico)}$$

Dónde:

F: desviación de la perforación (m)

B: Burden máximo (m)

H: profundidad del taladro (m)

La prueba fue en las siguientes filas del tajo 420_3sw de la veta Yahaira:

Nivel: 1700

Filas: 2 y 3

Tabla 27.

Angulo de posición de los taladros para cada fila de perforación.

FILA	Nº TALADRO	ANGULO	METROS	BARRAS
2	1	88.0°	10	11b
Tal. adicional	2	88.0°	10	11b
	3	88.0°	10	11b
3	1	87.0°	10	11b
	2	87.0°	10	11b
Tal. adicional	3	87.0°	10	11b

Fuente: Área de planeamiento de Sociedad Minera Austria Duvaz

En la tabla 27. Indicamos los ángulos de perforación (ver anexo 14, ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación) por fila, pero el resultado en las perforaciones diarias resalta las desviaciones como se muestra en la figura 30.

Estamos considerando la desviación de 4% en el banco de 10 m.

Según lo propuesto:

$$F = B (0.1 + 0.04H) \text{ (mt)}$$

$$F = 1.10 (0.1 + 0.04 (10))$$

$$F = 0.55 \text{ mt}$$

El índice de desviación

$$0.55 \text{ cm/mt.per}$$

Desviación: **5.5%**

En las pruebas de campo, en las primeras filas de la perforación de taladros largos verticales nos dan una idea del grado de desviación, después de la prueba mencionada que la desviación aproximada es de 5.5cm por metro de perforación, es decir que este error de inclinación y alineamiento no debe ser mayor a 2 cm por 1 m, podemos llegar a un objetivo constante de control en la perforación.

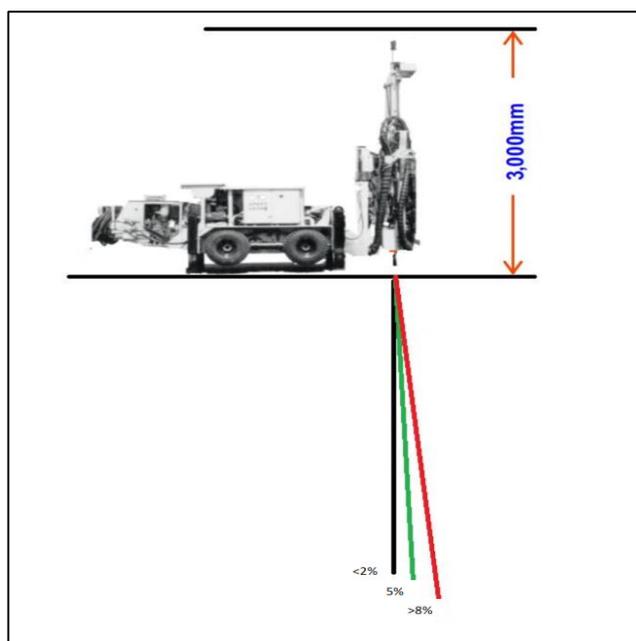


Figura 29. Porcentaje de desviación de taladros en el tajo.
Fuente: Elaboración propia.

La desviación del taladro, puede ocurrir por la falla del equipo de perforación o por penetrar geodas, estratos, que cambian la dirección del taladro, la longitud del bloque e indispensable para la perforación.

Consideramos las referencias de las empresas especialistas en el comercio de aceros de perforación, estos acreditan sus productos si como también que porcentaje de desviación, en la tabla 28. Observamos que a más de 5% de desviación está considerado un trabajo de perforación con problemas.

Tabla 28.

Desviaciones permitidas para taladros largos en vetas angostas.

CUADRO DE DESVIACIONES PERMITIDAS		
Desviación mala	DE 5% - 8%	
Desviación catastrófica	> 8%	TRABAJO CON PROBLEMAS

Fuente: Boart LongYear asistencia técnica de control de aceros

La longitud de los aceros de perforación son determinantes para llevar un adecuado paralelismo o verticalidad de los taladros en el banco mineralizado

por ende era indispensable realizar una renovación de toda la columna de aceros de perforación para iniciar el proceso de optimización así mismo consideramos la necesidad de la asistencia técnica de la empresa proveedora de los aceros para la capacitación al trabajador por el uso erróneo del varillaje, acoplamiento de las barras siendo estos los factores que siendo estos que prescindían en el desgaste del acero como barras y de la broca retráctil, así mismo el posicionamiento y alineamiento fueron aportantes a las desviaciones de los taladros añadiendo a esto el pésimo rendimiento del equipo de perforación.

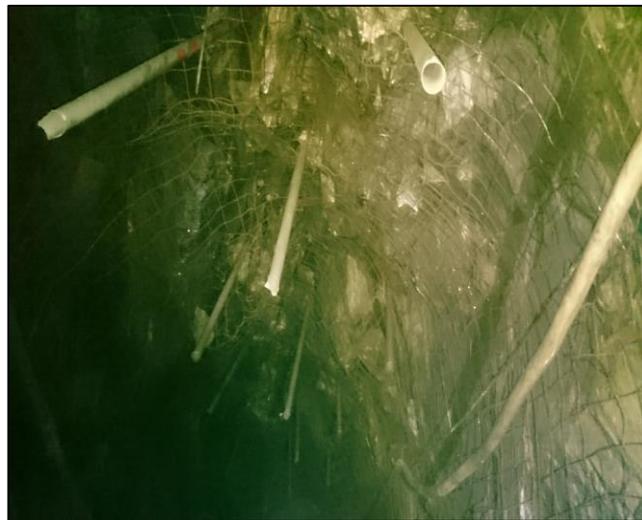


Figura 30. Taladros desviados parte inferior del tajo.
Fuente: Propia del autor.

4.5.4. Prueba de desviación de taladros semana 40 - 49

Para la el contorl de las desviaciones se consideraron lo siguiente:

$$F = B * (0.1 + 0.002H)$$

Dónde:

F: desviación de la perforación (m)

B: Burden máximo (m)

H: profundidad del taladro (m)

La prueba fue en las siguientes filas del tajo 420_3sw de la veta Yahaira:

Nivel: 1700

Filas: 53 y 54

Tabla 29.

Angulo de posición de los taladros para cada fila de perforación usada en la optimización.

FILA	N° TALADRO	ANGULO	METROS	BARRAS
53	1	87.0°	10	11b
	2	87.0°	10	11b
54	1	86.5°	10	11b
	2	86.5°	10	11b

Fuente: Área de planeamiento Sociedad Minera Austria Duvaz S.A.C.

En la tabla 29 mostramos los ángulos de perforación (ver anexo15, ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación usada en la optimización) por cada fila los resultados de la mejora en las desviaciones son muy evidentes por el control en las operaciones fueron muy indispensables tanto para la perforación de los taladros y el rendimiento del equipo de perforación, mostramos la evidencia en la figura 32.

Estamos considerando la desviación de 2% a 5% en el banco de 10 m.

Según lo propuesto:

$$F = B (0.1 + 0.02H) \text{ (mt)}$$

$$F = 0.90 (0.1 + 0.02 (10))$$

$$F = 0.27 \text{ mt}$$

El índice de desviación

$$0.27 \text{ cm/mt.per}$$

Desviación: **2.7%**

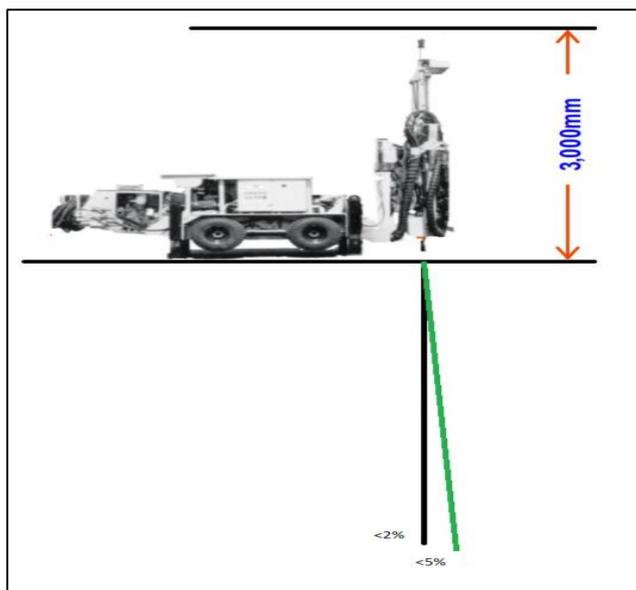


Figura 31. Reducción de porcentaje de desviación de taladros en el tajo.
Fuente: Elaboración propia

La mejora en los taladros de perforación fueron consideraciones como:

La minimización de la desviación en forma considerable, para este se requirió una planificación muy detallada en la programación de mantenimiento del equipo, uso adecuado de sus accesorios del equipo, incluyendo a los operadores sean responsables y dando orientación y entrenamiento continuo.

Actualmente el equipo descrito en el desarrollo de la investigación cuanta ayudas como gatas hidráulicas en buen estado para darles una buena estabilidad, apoyos adecuados para los brazos del equipo, accesorios de goma para el contacto de las rocas.

La mejora hacia el equipo jugó favorablemente en la desviación de los taladros y también en la reducción de atascamiento de las barras y brocas dentro de los taladros.

Por otro lado consideramos las referencias de las empresas especialistas en el comercio de aceros de perforación, estos acreditan sus productos si como

también que porcentaje de desviación, en la tabla 30. Observamos que la desviación permitida no es más de 2% siendo considerado un trabajo de muy técnico profesional.

Tabla 30.

Desviación permitida para taladros largos en vetas angostas.

CUADRO DE DESVIACIONES PERMITIDAS		
Desviación mala	< 2%	TRABAJO MUY TECNICO
Desviación catastrófica	de 2% -5%	PROFESIONAL

Fuente: Boart LongYear asistencia técnica de aceros



Figura 32. Taladros con mínimo porcentaje de desviación parte inferior del tajo.

Fuente: Propia del autor

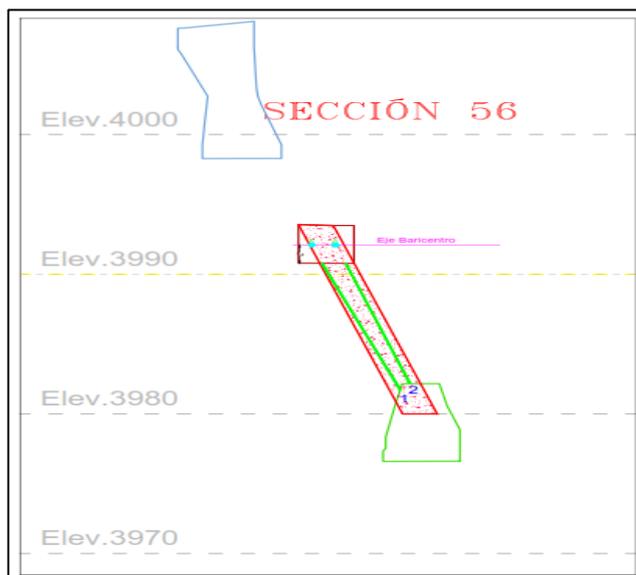


Figura 33. Resultado del levantamiento topográfico de taladros.
Fuente: Elaboración propia.

Se nota la diferencia entre la teoría, práctica, se seguirá mejorando, durante los estudios de este método de explotación.

La prueba que se realizó para esta investigación es exclusivamente para taladros largos verticales en los primeros taladros de las filas en el TJ_420_3SW, estos nos dan una idea del grado de desviación, en general se puede mencionar que la desviación esta aproximadamente 2.7 cm/mt perforado el porcentaje de desviación es de 2% en promedio, se debe mencionar que el error de inclinación y alineamiento debe ser monitoreado constantemente teniendo consideraciones que se mencionó.

Como se menciona la desviación de taladros puede ocurrir por fallas del equipo de perforación o por penetrar geodas, estratos que cambian la dirección del taladro, la longitud incorrecta del taladro.

4.6. Determinación de beneficios en las operaciones

La clave para la optimizar y minimizar costos en el método de taladros largos es usando maquinarias de dimensiones como el cuerpo mineralizado permita tener

condiciones de capacidad de producción y tamaño de la abertura, no obstante se debe considerar los costos que generan el consumo de aceros, consumo de explosivos y costos que envuelven en el desarrollo del proyecto.

Daremos a conocer los costos de producción en el periodo antes de la investigación y el periodo durante la investigación.

Los costos que se representan en los cuadros siguientes, son valores estimados para las valorización de la empresa especializada perciba este beneficio.

Tabla 31.
Análisis económico del periodo semanas 30 – 39 del 2018.

PERIODO 30 - 39	CANTIDAD	UNIDAD MEDIDA	P.U VOLADURA SLS	TOTAL
Longitud del block	240	METRO		
Ancho de veta	1.2	METRO		
Altura de banco	10	METRO		
Densidad del material	3.1			
Nº de taladros perforados 64 mm	157.5	UNIDAD		
Longitud de taladro perforado	10.5	METRO		
Metros perforados de producción 64mm	1653.3	METRO	\$ 12	\$ 19840.0
Nº de taladros rimados 127 mm	15	UNIDAD		
Longitud de taladros rimados	157.5	METRO		
Metros perforados rimados 127 mm	2362.5	METRO	\$ 13	\$ 30712.5
Total de metros perforados	4015.8	METRO		
Toneladas	12449.1	KG/M3	\$ 0.77	\$ 9585.8
TOTAL VALORIZADO				\$ 60138.2

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 32.
Análisis económico del periodo semanas 40 – 49 del 2018.

PERIODO 40 -49	CANTIDAD	UNIDAD MEDIDA	P.U VOLADURA SLS	TOTAL
Longitud del block	240	METRO		
Ancho de veta	1.2	METRO		
Altura de banco	10	METRO		
Densidad del material	3.1			
N° de taladros perforados 64 mm	177.7	UNIDAD		
Longitud de taladro perforado	10.5	METRO		
Metros perforados de producción 64mm	1865.85	METRO	\$ 12	\$ 22390.2
N° de taladros rimados 127 mm	17	UNIDAD		
Longitud de taladros rimados	178.5	METRO		
Metros perforados rimados 127 mm	3034.5	METRO	\$ 13	\$ 39448.5
Total de metros perforados	4900.4	METRO		
Toneladas	15191.1	KG/M3	\$ 0.77	\$ 11697.1
TOTAL VALORIZADO				\$ 73535.8

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 33.
Comparativo de costos del tajo de los periodos antes y durante de la investigación.

ITEM COMPARATIVOS	PERIODO SEM. 30 -39	PERIODO SEM. 40 -49	COSTO UNITARIO
N° de taladros perforados 64 mm	157.5	177.7	
Longitud de taladro perforado	10.5	10.5	
Metros perforados de producción	1653.8	1865.85	\$ 12
N° de taladros rimados 127 mm	15	17	
Longitud de taladros rimados	157.5	178.5	
Metros perforados rimados	2362.5	3034.5	\$ 13
Total de metros perforados	4016.3	4900.4	
Toneladas	12450.4	15191.1	\$ 0.77
TOTAL VALORIZADO		\$ 9586.8	\$ 11697.1

Fuente: Elaboración propia

Tabla 34.

Consumo de aceros en los periodos antes y durante de la investigación.

CONSUMO DE ACEROS DE PERFORACIÓN EN EL TAJO					
Aceros de perforación	P.u.	Cnt. usada	Total	Cnt. usada	Total
	\$	semanas 30-39		semanas 40-49	
Broca de 64 mm	25.38	72	1827.36	60	1522.8
Rimadora de 127 mm	80.57	8	644.56	5	402.85
Barras t38 de 3 pies	60.67	60	3640.2	48	2912.16
Shank Adapter	12.69	15	190.35	12	152.28
		costo total	\$6302.47		\$4990.09

Fuente: Elaboración propia.

La viabilidad de económica del tajo y la elección del método de explotación del proyecto no siempre es el del menor costo de operación, si no debemos saber planificar y optimizar los procesos del minado.

CONCLUSIONES

1. La aplicación del método de taladros largos influyó en la optimización de los parámetros tales como: En la estandarización de la malla de perforación y voladura, donde se realizó un seguimiento y control operativo, abarcando el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, se controló el modo de perforación (paralelismo en la perforación, perforación de todo el barreno) y de la adecuada demarcación o delineado de la malla de perforación (puntos de perforación al espaciamiento y Burden establecidos en la malla de perforación), se controló y verificó de un adecuado secuenciamiento de los retardos (tiempos de retardo) con respecto a la cara libre en la malla de voladura. Además, el control de la distribución de la carga explosiva permitió reducir el consumo de los explosivos y accesorios.
2. Antes a la optimización la disponibilidad mecánica del equipo era de 74.19%, el factor de utilización fue de 52.24%, en el periodo de la optimización se cumplió con el cálculo del rendimiento del equipo, el resultado de la disponibilidad mecánica es de 95.83% y factor de utilización de 81.10%, se obtuvo estos valores reduciendo los tiempos improductivos, así mismo se cumplió las horas de mantenimiento programado del equipo de perforación y cumpliendo 170.17 m/guardia de perforación de los taladros.
3. Previo a la optimización, la malla de perforación tenía el burden y espaciamiento de 1.10 m obteniendo disparos fallados, se rediseñó la malla de perforación de acuerdo con la determinación de los parámetros geomecánicos de la veta, se esquematizó la malla de perforación al realizar el cálculo con la fórmula matemática de voladura de Pearse, reflejando el resultado de burden y espaciamiento de 0.90 m este modelo matemático se implementó como parte de la optimización.

4. El factor de potencia inicialmente era de 0.68 kg/ton. la carga operante 3.58 kg. El factor de carga de 2.6 kg/m³, estos valores afectaban al consumo desproporcionado de explosivo, se tenía inestabilidad de las paredes de la veta por la potencia de energía de una columna de explosivos, en el periodo de la optimización, el factor de potencia es de 0.54 kg/ton. Carga operante 3.6 kg. Y el factor de carga 3.8 kg/m³. Estos resultados obtenidos en campo concluyo en la conservación de las paredes del tajo al tiempo de sostenimiento natural determinado, se redujo el consumo de los explosivos, así también la energía producida por una columna de explosivos utilizando retardos de periodos cortos en las secuencias de salidas de un taladro.

5. El grado de desviación en los taladros antes de la optimización, en la veta fue de 5.5 %, debido a que no se mantenía un estándar en el pintado de los puntos de perforación, el espacio para el trabajo del equipo era reducido y no permitía que la viga de perforación se direccionara adecuadamente, para optimizar se controló, estableció estándares de trabajo, se capacito al personal, se cambió la marca de aceros de perforación, arrojando un resultado de 2.7 %. Un rango de desviación permisible, así reducimos notablemente la voladura secundaria, atacando directamente a las desviaciones de los taladros de producción de mineral.

RECOMENDACIONES

1. Se debe cumplir y mantener el programa de mantenimiento del equipo, así conservar la disponibilidad mecánica y factor de eficiencia esto produce el aumento de horas productivas durante las perforaciones de los taladros.
2. Realizar las mallas de perforación de acuerdo con los parámetros geológicos de cada labor de trabajo, se debe aplicar las fórmulas matemáticas de perforación y voladura sometidos al dimensionamiento de la labor para el diseño de la malla de perforación.
3. Realizar pruebas de voladura por lo menos tres veces por mes, de tal forma que permita solucionar problemas que por la rutina de la misma operación son dejados de lado. En tales pruebas hacer un estudio del consumo y carga operante.
4. Se debe controlar oportunamente con el área de topografía para verificar las desviaciones de los taladros Es implementar de un sistema de capacitación e incentivo a los operadores que nos sirva como base para un sistema de evaluación del desempeño para una mejora en las operaciones.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. Bernaola, A., Castillo, J., & Herbert, H. (2013). *"Perforación y voladura de rocas en minería"*. Madrid: Universidad Politecnica de Madrid.
2. Chaupis, R. (2003). *"Optimización en perforación y voladura de taladros largos en la unidad minera Iscaycruz"*. Lima: Simposium EXSA.
3. Cipriani, F. (2013). *"Transición en la aplicación del método de minado de Taladros Largos de Cuerpos a Vetas Angostas en la Mina San Rafael"*. Lima: MINSUR.
4. Copco, A. (2017). *"Equipos Modernos de Perforación en Minería Subterránea"*. Lima.
5. EXSA, s. (s.f.). *"Manual práctico de voladura de rocas"*. Especial.
6. Gamboa, E., & Gordillo, J. (2013). *"Dimensiones requeridas en las galerías de producción para una mínima desviación de taladros largos con Jumbos Long Hole "Raptor", en el cuerpo mineralizado Mery Mina Casapalca Unidad Americana"* Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Trujillo, Escuela académica profesional de Ingeniería de Minas, Trujillo.
7. Gonzales, M., & Jose, V. (2012). *"Explotación de un cuerpo mineralizado por subniveles con taladros largos en la unidad de producción de Uchuchacua"*. Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad de Huancavelica, Facultad de Ingeniería de Minas.
8. Iparraguirre, E. (2017). *"Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la potencia relativa por volumen para mejorar la fragmentación en el tajo Chalarina"* - *Minera Shauindo - 2017*. Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Trujillo, Escuela académica profesional de Ingeniería de Minas, Trujillo.

9. Jáuregui, O. (2009). “*Reduccion de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones de perforacion y voladura*”. Tesis Ingenieria de Minas, Pontificia Universidad Catolica del Peru, Facultad de ciencias y ingenierias, Lima.
10. López, J., Carlos, L., & Emilio, L. (2003). *Manual de perforación y voladuras de rocas*. Madrid.
11. Mallco, F., & De La Cruz, P. (2014). *aplicacion de los taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operaciones en la zona esperanza - Minera Casapalca S.A*. Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de Huancavelica, Facultad de Ingeniería de Minas, Huancavelica.
12. Ojeda, R. (2012). *diseño de mallas de perforación y voladura subterranea aplicando un modelo matematico de areas de influencia*. lima.
13. Quispe, E. (2014). *Aplicación del metodo de Bench and Fill Stopping con una variante del metodo Vertical Crater Retreat (VCR) para optimizar las operaciones en Cia. Minera Suyamarca*. Tesis de Ingeniería de Minas, Universidad Nacional de San Martin de requipa, Facultad de Ingeniería de Geologia, Fisca y Minas, Arequipa.
14. RESEFER. (2016). *"Manual de equipos Nautilus"*. Lima: Especial.

ANEXOS

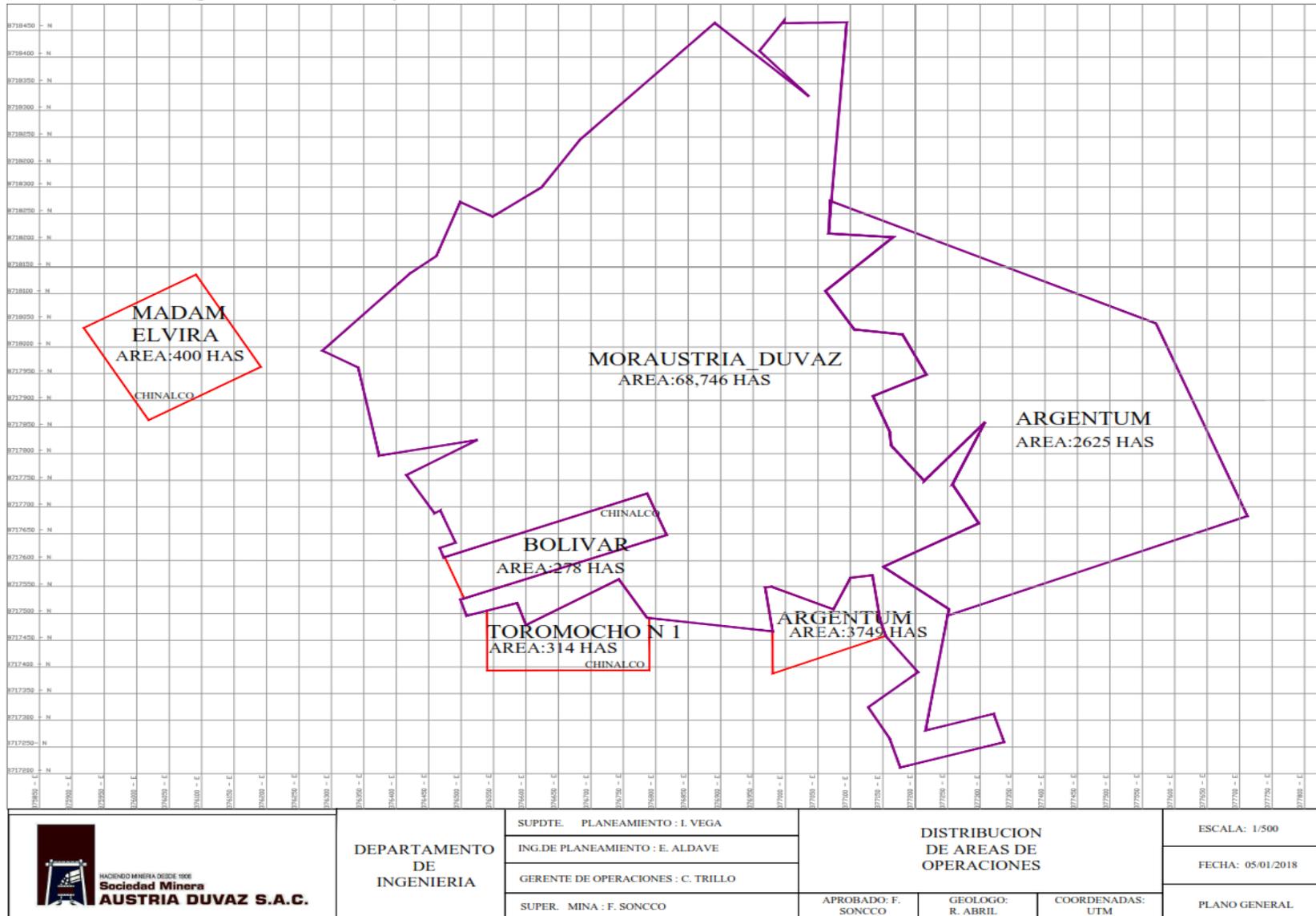
Anexo 1: Matriz de Consistencia.....	117
Anexo 2: Plano general del área de explotación de Sociedad Minera Austria Duvaz	118
Anexo 3: Columna estratigráfica de la provincia de Yauli - Morococha	119
Anexo 4: Plano de sostenimiento geomecánico de la veta Yahaira	120
Anexo 5: Reporte diario de equipos de perforación antes de la investigación	121
Anexo 6: Demoras operativas en la perforación de los taladros antes de la optimización....	122
Anexo 7: Reporte diario de equipo de perforación durante la investigación	123
Anexo 8: Demoras operativas en la perforación de los taladros durante la optimización.....	124
Anexo 9: Base de datos de equipo de taladros largos antes de la optimización.	125
Anexo 10: Programa mensual de mantenimiento de equipo de perforación	126
Anexo 11: Diseño de malla de perforación con taladros intermedios.....	127
Anexo 12: Diseño de malla de perforación con burden y espaciamiento de 0.90 m. aplicado en la optimización.	128
Anexo 13: Diseño de malla de perforación del Slot durante la investigación.....	129
Anexo 14: Ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación	130
Anexo 15: Ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación usada en la optimización	131

Anexo 1: Matriz de Consistencia

OPTIMIZACIÓN DE LA EXPLOTACION MINERA DE LA VETA YAHAIRA POR EL METODO DE TALADROS LARGOS EN SOCIEDAD MINERA AUSTRIA DUVAZ S.A.C.

	PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLE	INDICADOR
GENERAL	¿Cómo influye la aplicación del método de taladros largos en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.?	Evaluar cómo influye la aplicación del método de taladros largos en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.	La aplicación del método de taladros largos influye directamente en la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira – Sociedad minera Austria Duvaz S.A.C.		<u>INDEPENDIENTES</u> 1. Diámetro de taladro (mm) 2. Longitud de taladro (pies) 3. Costo de explotación (\$/m ³) 4. Rendimiento de perforación (Hrs. Prog). 5. Disponibilidad mecánica (hrs. dispo). 6. Factor de utilización (hrs. útil). 7. Rendimiento de voladura (exp./column). 8. Espaciamiento entre taladros (mt).
ESPECIFICO	a.- ¿Cuál es el rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira? b.- ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira? c.- ¿Cuál es el consumo de explosivo en taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira? d.- ¿Cuál es el grado de desviación máxima de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira?	a.- Calcular el rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira. b.- Diseñar la malla de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira. c.- Cuantificar el consumo de explosivo en taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira. d.- Determinar el grado de desviación máxima de perforación de taladros largos para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira.	a.- El óptimo rendimiento mecánico del equipo de perforación de taladros largos influye para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira b.- La malla de perforación de taladros largos tendrá incidencia para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira c.- La cantidad de explosivo en taladros largos influye en la fragmentación para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira d.- El grado de desviación máxima de perforación de taladros largos influye en el control de la dilución para la optimización de la explotación minera en la veta Yahaira	<u>VARIABLE INDEPENDIENTE:</u> Método de taladros largos. <u>VARIABLE DEPENDIENTE:</u> Explotación de mineral.	<u>DEPENDIENTES:</u> 1. producción de minera (ton.) 2. Dilución de mineral (ton.min – ton. estr). 3. longitud de varillaje (pies). 4. desviación de taladros (%). 5. factor de carga (kg/ton). 6. carga operante (kg/w).

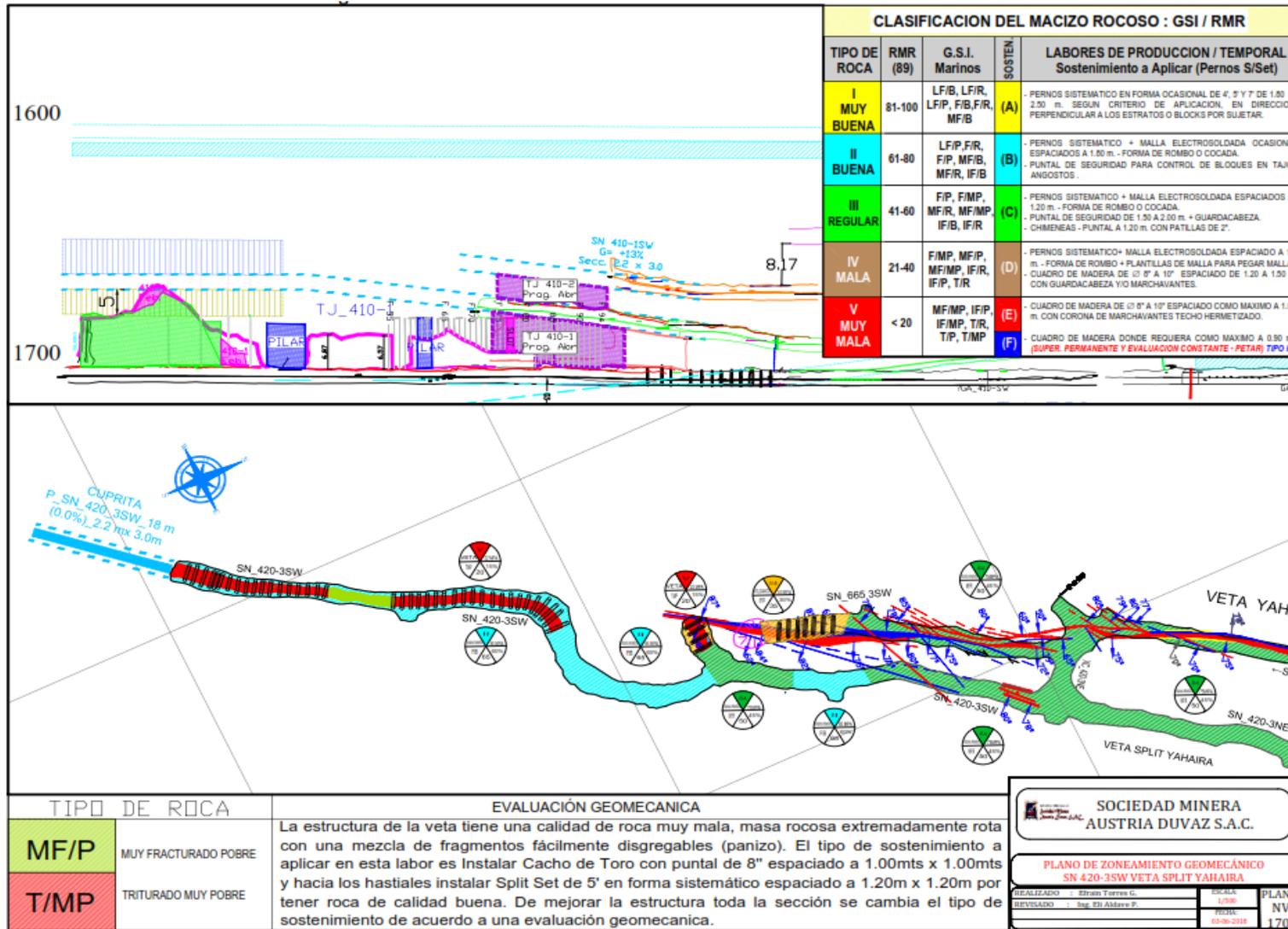
Anexo 2: Plano general del área de explotación de Sociedad Minera Austria Duvaz



Anexo 3: Columna estratigráfica de la provincia de Yauli - Morococha

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD LITOESTRATIGRÁFICA	GROSOR (m)	LITOLOGÍA	DESCRIPCIÓN	
CENOZOICA	CUATERNARIO	HOLOCENA	Depósitos aluviales			Arenas, gravas y limos.	
		PLEISTOCENA	Depósitos glaciares			Morrenas	
	NEÓGENO	PLIOCENA	Grupo Jishi	Formación Mataula	50		Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas.
				Formación Ushno	100		Conglomerados fluviales.
			Formación Ingañasi	50		Tobas blancas calcáreas. Disc. eros.	
			Formación Yanacancha	250		Lavas, brechas, conglomerados andesíticos.	
	PALEÓGENO	MIOCENA		Formación Huarochiri	400		Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas.
				Formación Milofingo	400		Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas
				Formación Castrovireyna	150		Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas.
	PALEÓGENO	OLIGOCENA		Grupo Sacsaguero	2015		Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas
		EOCENA	SUP.				Andesita / Riolita
	MED.	Formación Tantarà	100			Disc. ang.	
	PALEOCENA						
MESOZOICA	CRETACEO	SUPERIOR	Formación Casapalca	4000		Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo. Dioritas.	
			Formación Celendín	400		Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso.	
			Formación Jumasha	400		Calizas compactas en estratos gruesos a delgados.	
		INFERIOR	Formación Pariatambo	120		Calizas, lutitas de color negro fétido.	
			Formación Chulec	220		Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas.	
			Formación Pariahuanca	260		Calizas y margas calcáreas.	
			Grupo Goyllarisqizaga	Formación Farrat	700		Areniscas de grano medio blanco a gris rojo.
		Formación Carhuaz		450		Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas.	
		Formación Santa		100		Caliza gris y arcillitas abigarradas.	
		JURÁSICO	MEDIA		Formación Chaucha	300	
				Formación Cercapuquio	322		Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas.
	INFERIOR		Grupo Pucará	Formación Condorsinga	1000		Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris.
				Formación Aramachay	400		Calizas gris azulada con presencia de venillas de calizas.
	TRIÁSICO	SUPERIOR		Formación Chambará	300		Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limoarcillitas carbonosas.
						Calizas micríticas con nódulos de chert.	
PALEOZOICA	PERMIANO	SUPERIOR	Grupo Mito	1700		Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos.	
	CARBONIFERO	SUPERIOR	Grupo Tarma	1300		Areniscas, calizas y lutitas de color brunáceo.	
	DEVONIANO	SUPERIOR	Grupo Ambo	900		Monzogranitos, granitos.	
	SILURIANO ORDOVICIANO	SUPERIOR	Grupo Cabanillas	750			Secuencias tipo flysh con areniscas, lutitas y pizamas
	NEOPROTEROZOICA			Metasedimentitas no diferenciadas	700		Filitas con escasas intercalaciones de cuarzo, negro grisáceas, basaltos, metabas y mármoles.
				Complejo Metamórfico	1000		Disc. ang.
						Lutitas seritoesquistosas y paragneises, anfibolitas.	

Anexo 4: Plano de sostenimiento geomecánico de la veta Yahaira



Anexo 5: Reporte diario de equipos de perforación antes de la investigación

RESEFER MINING & CONSTRUCTION										REPORTE DE EQUIPOS										CÓDIGO	REPEQUI-001
										CONTROL DE EQUIPO JUMBO (LONG HOLE / FRENTE)										REVISIÓN	01
EQUIPO		LONG HOLE	MODELO	SMAD	ECM	OPERADOR				FECHA		GUARDIA		NIVEL	LABOR						
RPS-2		<input checked="" type="checkbox"/>	Nautilus		X	William R. Huincho Huilcas				Día	Mes	Año	Día	Noche	X	J-420-3	24x3				
CÓDIGO	TIEMPO (h. min.)		N° TALADROS		NIVEL LABOR	LONG.	N° DE BARRAS	METROS DE AVANCE	OBSERVACIONES	DETALLE DE ACTIVIDADES											
	INICIO	TERMINO	Mineral	Dest.		TALADROS				HORAS DE PRODUCCIÓN											
204	7:00	7:30								101 Perf. en mineral 102 Perf. de reposo en mineral 103 Perforación en desmonte 104 Perforación de reposo en desmonte 105 Perforación para sostenimiento 106 Desquiche 107 Otros											
203	7:30	8:00								HORAS DISPONIBLES: 201 Falta de operador 202 Manto preventivo de la labor 203 Ingreso - Salida 204 Charla 205 Traslado al equipo 207 Refrigerio 208 Traslado de equipo 209 Faltas de labor											
205	8:00	8:15								210 Falta de servicios (energía agua-aire) 211 Instalación de equipo 212 Apoyo en servicios menores 213 Falta de ascenso 214 Falta de ventilación 215 Trabajos varios 216 Accidente de equipo 217 Recuperación de ascenso 218 Abastecimiento de combustible											
301	8:15	8:35							Ajustes de pernos desabte de roca en labor energía eléctrica 440												
212	8:35	9:10																			
210	9:10	10:00																			
101	10:00	12:00																			
		Fila 12	A			0.9	11	10													
			B			0.9	11	10													
			C			0.9	11	10													
		Fila 13	A			0.9	11	10													
			B			0.9	11	10													
			C			0.9	11	10													
207	12:00	1:00								HORAS DE MANTENIMIENTO Y REPARACION 301 Inspección de equipo 302 Mantenimiento inicial/final 303 Mantenimiento programado 304 Mantenimiento correctivo 305 Falta eléctrica 306 Falta mecánica											
101	1:00	2:20																			
		Fila 14	A			0.9	11	10													
			B			0.9	11	10													
306	2:20	3:40				0.9	11	10	cambio de acumulador	HORAS DEMORAS OPERATIVAS 400 Demoras Op. ECM 401 Demoras Op. SMAD 402 Recarga de baterías falladas 403 Trabajo en SMAD 404 Abastecimiento materiales SMAD 405 Abastecimiento materiales ECM 406 Equipo Inoperativo ECM 407 Estandarización											
101	3:40	6:00	C			0.9	11	10		408 Reperforación 409 Falta de orden de trabajo 410 Incumplimiento de estándar-Seguridad 411 Rehaja de Piso 412 Limpieza de Frente 413 Falta de Supervisión (ordenes de trabajo) 414 Cargos de Taladros 415 Falta de Planos y/o Mallas											
		Fila 15	A			0.9	11	10													
			B			0.9	11	10													
			C			0.9	11	10													
								132	120mts												
CONDICIÓN INICIAL DEL EQUIPO					OBSERVACIONES: barras demoradas gastadas capas e hilos																
OPERATIVO <input checked="" type="checkbox"/> INOPERATIVO <input type="checkbox"/>																					
ABASTECIMIENTO (GALONES)																					
ACEITE HIDRAULICO					Firma del Operador			V.B. Jefe de Turno			V.B. Jefe de Mina			HOROMETRO	HIDRAULICO	ELÉCTRICO	DIESEL				
ACEITE DE MOTOR														Inicial:		45210					
ACEITE DE TRANSMISION														Final:		4526.6					
COMBUSTIBLE														Total Horas:							

Anexo 6: Demoras operativas en la perforación de los taladros antes de la optimización

Suma de Hrs. Actividad Etiquetas de fila	Etiquetas de columna										Total general
	sem_30	sem_31	sem_32	sem_33	sem_34	sem_35	sem_36	sem_37	sem_38	sem_39	
RESEFER	34.8	55.5	118.5	84.0	101.9	124.6	29.3	35.8	50.9	68.2	703.4
Falta de Aceros	1.0	1.4				2.8			2.0	1.3	8.4
Mantenimiento correctivo	31.2	28.3	68.6	60.4	45.8	79.6	17.4	27.5	43.0	27.5	429.2
Recuperación de Aceros	0.7	4.3	11.2	4.7	1.8	3.0		2.5		1.2	29.2
Mantenimiento programado		10.3	1.9	4.8			5.7				22.7
Mantenimiento Preventivo en la labor	0.9		1.5			1.3					3.8
Falla mecánica	1.0	9.5	20.3	7.0	22.8	37.5			5.7	27.8	131.6
Demoras Op. ECM.		1.8	9.0	1.6	3.5						15.9
Perforación de Repaso en Mineral			4.5	1.8				4.0			10.3
Falla eléctrica			1.5					0.8			2.3
Recarga disparo fallado.				1.5					0.2		1.7
Equipo Inoperativo ECM				1.5	27.5		6.2				35.2
Abastecimientos materiales ECM				0.7							0.7
Incumplimiento de estand.-Seguridad					0.7						0.7
Falta de operador						0.3		1.0		10.5	11.8
SMAD	20.4	26.2	8.2	21.9	8.0	14.1	19.8	16.4	17.8	26.6	179.3
Falta de servicios (Energía, Agua, Aire)	9.4	12.9	3.6	5.7	1.5	2.8	12.4	6.4	7.7	9.0	71.4
Demoras Op. SMAD	1.2	1.7	0.5	4.3	2.8	1.0	3.8	3.2		0.8	19.2
Limpieza de Frente	8.8	8.3	3.1			7.8			5.7	8.5	42.2
Carguío de Taladros	1.0	0.5	0.5	6.9	0.5	0.8	0.5	2.0	0.5	2.5	15.8
Falta de Planos y/o Mallas		0.8				1.7	1.5	0.8	2.1		6.8
Falta de ventilación		1.9		5.0				0.9	0.7	3.7	12.2
Rebaje de Piso			0.5				1.5	3.2	1.2		6.4
Falta de labor					3.3					0.5	3.8
Trabajo cuenta SMAD.										1.7	1.7
Total general	55.2	81.7	126.7	105.9	109.9	138.6	49.1	52.3	68.6	94.8	882.7

Anexo 7: Reporte diario de equipo de perforación durante la investigación

RESEFER MINING & CONSTRUCTION		REPORTE DE EQUIPOS										CÓDIGO	REP-EQUI-001		
CONTROL DE EQUIPO JUMBO (LONG HOLE / FRENTE)												REVISIÓN	01		
EQUIPO		LONG HOLE <input checked="" type="checkbox"/>	MODELO	SMAD	ECM	OPERADOR			FECHA		GUARDIA	NIVEL:	1700		
Nautus		FRENTE <input type="checkbox"/>	Rsp-2		<input checked="" type="checkbox"/>	Rosimo Garcia Romero			Día	20	Mes	10	Año	18	
CARGO		TIEMPO (h. min)		N° TALADROS		NIVEL-LABOR	LONG. TALADROS	N° DE BARRAS	METROS DE AVANCE	OBSERVACIONES					
		INICIO	TERMINO	Mineral	Dest.					DETALLE DE ACTIVIDADES					
203		7:00	7:30							HORAS DE PRODUCCIÓN					
204		7:30	8:00							101 Perf. en mineral 104 Perforación de repaso en desmonte					
205		8:00	8:20							102 Perfale repaso en mineral 105 Perforación para sustitución					
301		8:30	8:30							103 Perforación en desmonte 106 Des-pande					
101		8:30	6:00							107 Otros					
			Fila 45	1			0.9	11	10	HORAS DISPONIBLES					
				2			0.9	11	10	201 Falta de operador 210 Falta de servicios (energía agua-aire)					
			Fila 46	1			0.9	11	10	202 Manten preventivo de la labor 211 Instalación de equipo					
				2			0.9	11	10	203 Ingreso - Salida 212 Apoyo en servicios mineros					
			Fila 47	1			0.9	11	10	204 Claría 213 Falta de aceros					
				2			0.9	11	10	205 Traslado al equipo 214 Falta de ventilación					
			Fila 48	1			0.9	11	10	207 Refrigerio 215 Trabajos varios					
				2			0.9	11	10	208 Traslado de equipo 216 Accidente de equipo					
			Fila 49	1			0.9	11	10	209 Falta de labor 217 Recuperación de aceros					
				2			0.9	11	10	218 Abastecimiento de combustible					
			Fila 50	1			0.9	11	10	HORAS DE MANTENIMIENTO Y REPARACION					
				2			0.9	11	10	301 Inspección de equipo 304 Mantenimiento correctivo					
			Fila 51	1			0.9	11	10	302 Mantenimiento inicial final 305 Falta eléctrica					
				2			0.9	11	10	303 Mantenimiento programado 306 Falta mecánica					
			Fila 52	1			0.9	11	10	HORAS DEMORAS OPERATIVAS					
				2			0.9	11	10	400 Demoras Op. ECM 408 Reperforación					
			Fila 53	1			0.9	11	10	401 Demoras Op. SMAD 409 Falta de orden de trabajo					
				2			0.9	11	10	402 Recarga disparo fallado 410 Incumplimiento de stand-Seguridad					
				1			0.9	11	10	403 Trabajo cuenta SMAD 411 Retiro de Piso					
				2			0.9	11	10	404 Abastecimiento materiales SMAD 412 Limpieza de Frente					
				1			0.9	11	10	405 Abastecimiento materiales ECM 413 Falta de Supervision (orden de trabajo)					
				2			0.9	11	10	406 Equipo Inoperativo ECM 414 Carguio de Taladros					
				1			0.9	11	10	407 Estandarización 415 Falta de Platos y/o Mallas					
CONDICIÓN INICIAL DEL EQUIPO						OBSERVACIONES:									
OPERATIVO <input checked="" type="checkbox"/>		INOPERATIVO <input type="checkbox"/>													
ABASTECIMIENTO (GALONES)															
ACEITE HIDRAULICO:											HOROMETRO	HIDRÁULICO	ELÉCTRICO	DIESEL	
ACEITE DE MOTOR:											Inicial:		9562.8		
ACEITE DE TRANSMISIÓN:											Final:		9570.6		
COMBUSTIBLE:											Total Horas:				
				Firma del Operador		VºBº Jefe de Turno		VºBº Jefe de Mina							

Anexo 8: Demoras operativas en la perforación de los taladros durante la optimización

Suma de Hrs Actividad	Etiquetas de columna										Total general
	sem_40	sem_41	sem_42	sem_43	sem_44	sem_45	sem_46	sem_47	sem_48	sem_49	
Etiquetas de fila	sem_40	sem_41	sem_42	sem_43	sem_44	sem_45	sem_46	sem_47	sem_48	sem_49	Total general
RESEFER	19.2	21.8	29.2	18.8	13.8	27.4	22.5	17.3	0.3	14.4	184.8
Falta de Aceros		1.5							0.3		1.8
Mantenimiento correctivo	17.1	17.0	21.6	9.6	3.8	6.9					76.0
Mantenimiento programado			0.8	8.3						5.0	14.1
Mantenimiento Preventivo en la labor		1.0									1.0
Falla mecánica			4.8			11.0	20.3	16.8		4.9	57.9
Demoras Op. ECM.			2.0	0.9	0.8		0.8				4.6
Perforación de Repaso en Mineral					3.6	1.5					5.1
Falla eléctrica	0.7	2.3						0.5		4.5	8.0
Equipo Inoperativo ECM					5.5	8.0					13.5
Incumplimiento de estand.-Seguridad							1.3				1.3
Accidente de Equipo	1.4										1.4
SMAD	16.8	14.8	0.3	17.8	10.1	1.0	3.3	1.5	1.5	3.3	70.3
Falta de servicios (Energía, Agua, Aire)	9.6										9.6
Demoras Op. SMAD		1.2		7.2	9.0						17.3
Limpieza de Frente	2.7							1.0			3.7
Carguío de Taladros	0.5	5.8		2.2					1.5		9.9
Falta de Planos y/o Mallas		1.3		2.5	1.1		1.0			0.4	6.2
Rebaje de Piso	2.5		0.3				0.4	0.5		0.9	4.6
Falta de labor		0.9		6.0							6.9
Trabajo cuenta SMAD.	1.5	5.7				1.0	1.8			1.5	11.5
Apoyo en servicios mineros										0.5	0.5
Total general	36.0	36.6	29.4	36.6	23.8	28.4	25.8	18.8	1.8	17.7	255.0

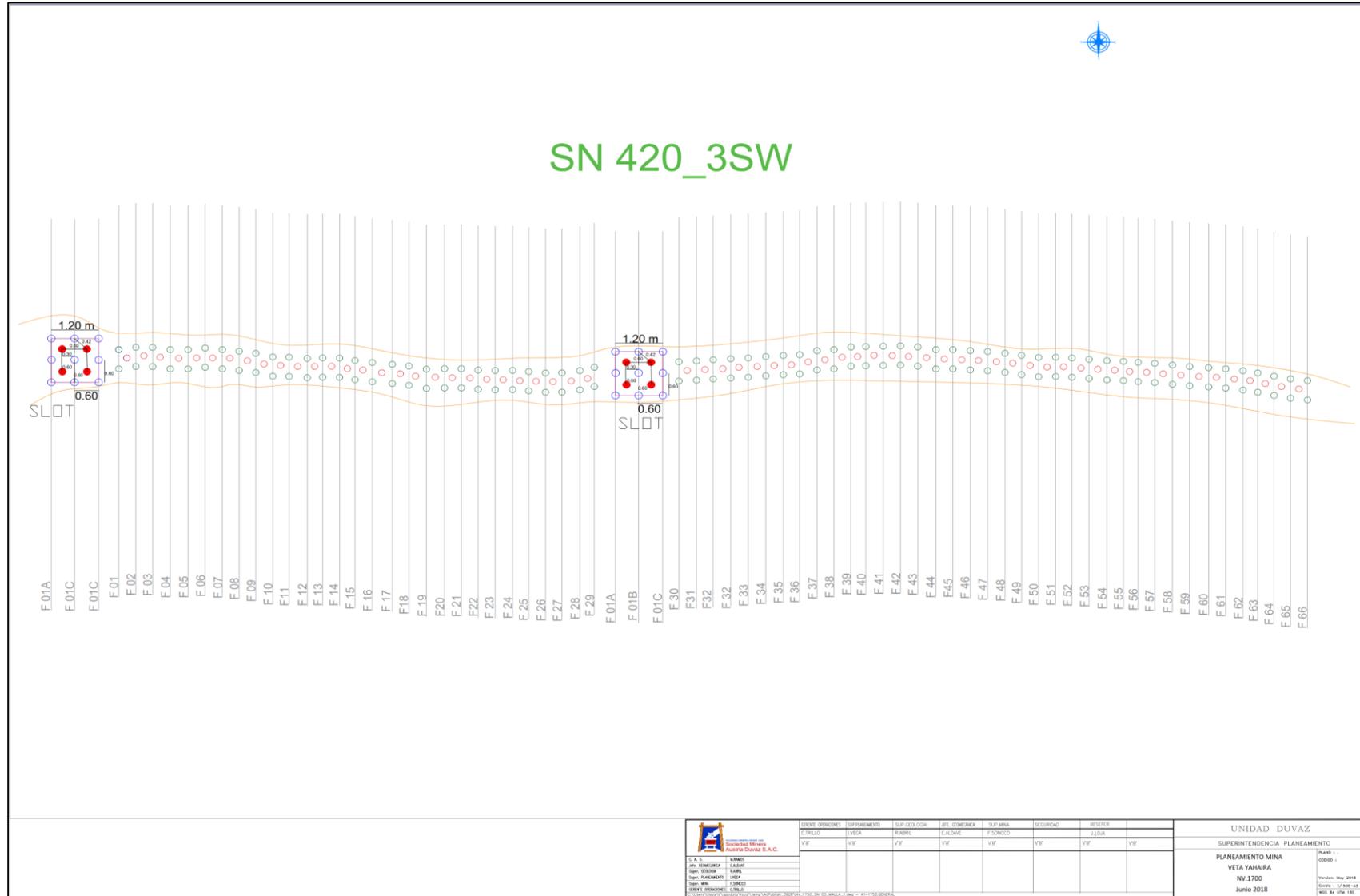
Anexo 9: Base de datos de equipo de taladros largos antes de la optimización.

Mes	Fecha	SEMANA	Turno	Unidad	Operador	Supervisor	Equipo	Nivel	Labor	Codigo	Descripcion del evento
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	204	Charla
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	205	Traslado al Equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	107	Otros
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	210	Falta de servicios (Energia, Agua, Aire)
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	207	Refrigerio
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	211	Instalacion de equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	208	Traslado de equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	Z. GARCIA	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	204	Charla
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	205	Traslado al Equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	407	Estandarizacion
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	211	Instalacion de equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	301	Inspección de equipo
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	24-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	204	Charla
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	301	Inspección de equipo
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	215	Trabajo Varios
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	208	Traslado de equipo
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	211	Instalacion de equipo
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	207	Refrigerio
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	R. BENDEZU	R HUAMAN	NAUTILUS 2	1750	TJ_420_3SW	203	Ingreso - Salida
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1700	TJ_420_3SW	204	Charla
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1700	TJ_420_3SW	205	Traslado al Equipo
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1700	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1700	TJ_420_3SW	101	Perforacion en Mineral
Agos_18	25-set	sem_40	DIA	A. Duvaz	C. BENITO	M	NAUTILUS 2	1700	TJ_420_3SW	207	Refrigerio

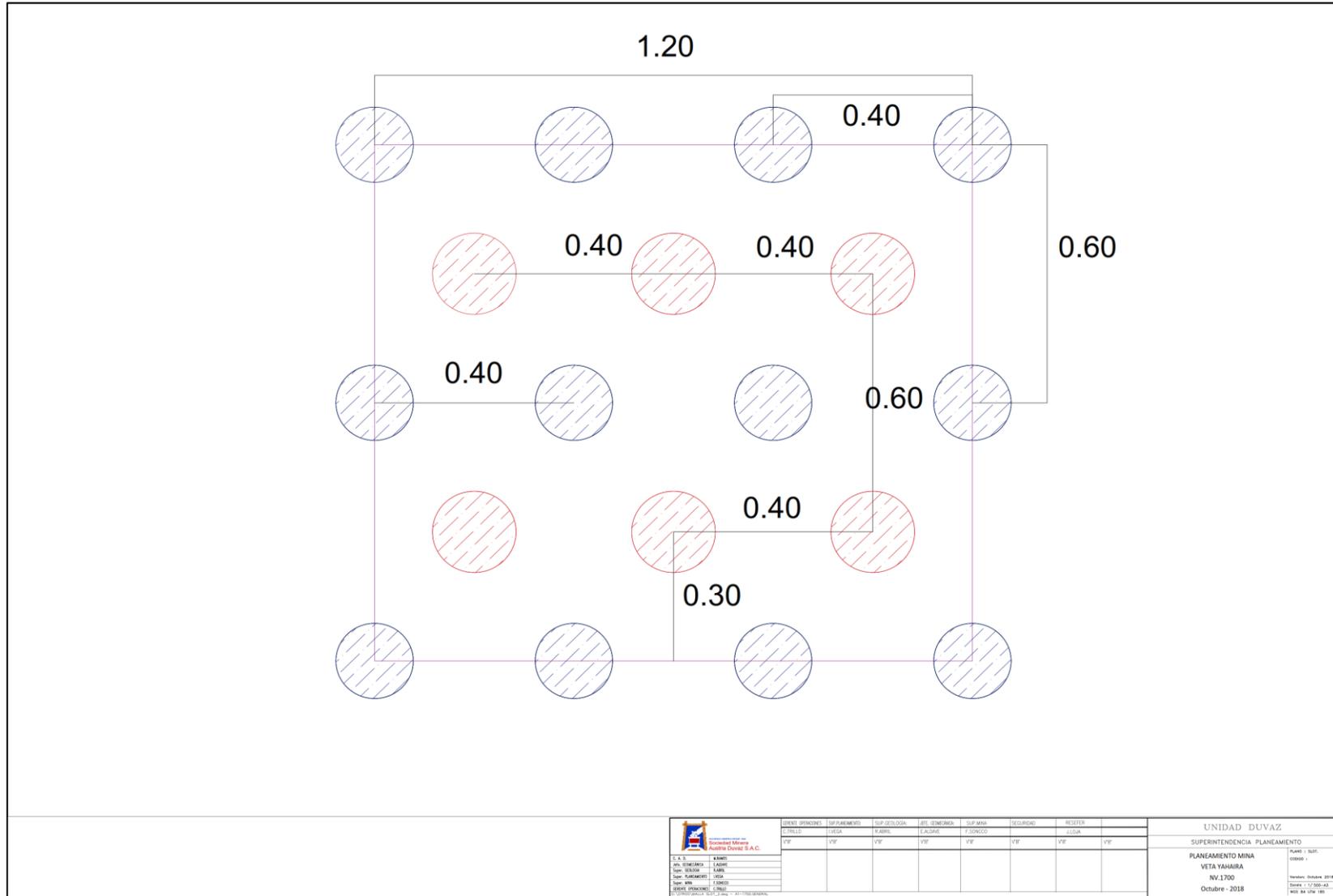
Anexo 10: Programa mensual de mantenimiento de equipo de perforación

		PROGRAMA MENSUAL DE MANTENIMIENTO OCTUBRE RESEFER - 2018																									
		<table border="1"> <tr><td>MP</td><td>125</td><td>250</td><td>375</td><td>500</td></tr> <tr><td>MP</td><td>625</td><td>750</td><td>875</td><td>1000</td></tr> </table>				MP	125	250	375	500	MP	625	750	875	1000	<table border="1"> <tr><th colspan="2">LEYENDA</th></tr> <tr><td>MP</td><td>Mantto. Preventivo</td></tr> <tr><td>MC</td><td>Mantto. Correctivo</td></tr> <tr><td>INOP</td><td>Inoperativo / En Reparación</td></tr> <tr><td>REPRG</td><td>REPROGRAMADO</td></tr> </table>				LEYENDA		MP	Mantto. Preventivo	MC	Mantto. Correctivo	INOP	Inoperativo / En Reparación
MP	125	250	375	500																							
MP	625	750	875	1000																							
LEYENDA																											
MP	Mantto. Preventivo																										
MC	Mantto. Correctivo																										
INOP	Inoperativo / En Reparación																										
REPRG	REPROGRAMADO																										
		LUNES, 08 de OCTUBRE 2018				DOMINGO, 21 de OCTUBRE 2018																					
CÓDIGO EQUIPO	TIEMPO ESTIMADO	SISTEMA	LUN.	MAR.	MIÉ	JUE	VIE	SÁB	DOM	TRABAJOS RELEVANTES / OBSERVACIONES																	
			08/10/18	09/10/18	17/10/2018	18/10/18	12/10/18	20/10/18	21/10/18																		
NAUTILUS PSR 2	10	DIESEL		MP						Mantenimiento programado . Mantenimiento del motor diesel de 125 horas trabajados, cambio de holderes de mesa de perforadora, cambio de cilindros de mordaza. Engrase.																	
		ELECTRICO																									
		PERCUTOR																									
NAUTILUS PSR 2	10	DIESEL			MP					Mantenimiento preventivo 250 horas percusion, mantenimiento correctivo cambio de SLIDIN BAR , engrase general.																	
		ELECTRICO																									
		PERCUTOR																									
NAUTILUS PSR 2	8	DIESEL							MC	Mantenimiento sistema electrico, cambio de perforadora, cambio de mangueras dañada del primer tramo de perforadora y engrase.																	
		ELECTRICO																									
		PERCUTOR																									
<p>EL PROGRAMA ESTÁ SUJETO A CAMBIOS DE FECHA CONFORME A LAS HORAS REALES TRABAJADAS A LA SEMANA PROYECTADA, ESTOS CAMBIOS SERÁN COMUNICADOS CON ANTICIPACION PARA QUE PREVenga SU TRABAJO.</p> <p>ES RESPONSABILIDAD DEL SUPERVISOR DE TURNO EN EL CUMPLIMIENTO DE SACAR MUESTRA DE ACEITE DE TODO LOS SISTEMAS Y DEL ENGRASE GENERAL.</p> <p>ES OBLIGACION DEL SUPERVISOR DE TURNO EN RELLENAR LA CARTILLA DE MANTENIMIENTO Y PRESENTAR AL JEFE INMEDIATO CON LAS FIRMAS CORRESPONDIENTES AL FINALIZAR LA ACTIVIDAD.</p>																											
<hr/> SUP.MAT. RESEFER					<hr/> RESIDENTE DE OBRA RESEFER																						

Anexo 11: Diseño de malla de perforación con taladros intermedios



Anexo 13: Diseño de malla de perforación del Slot durante la investigación

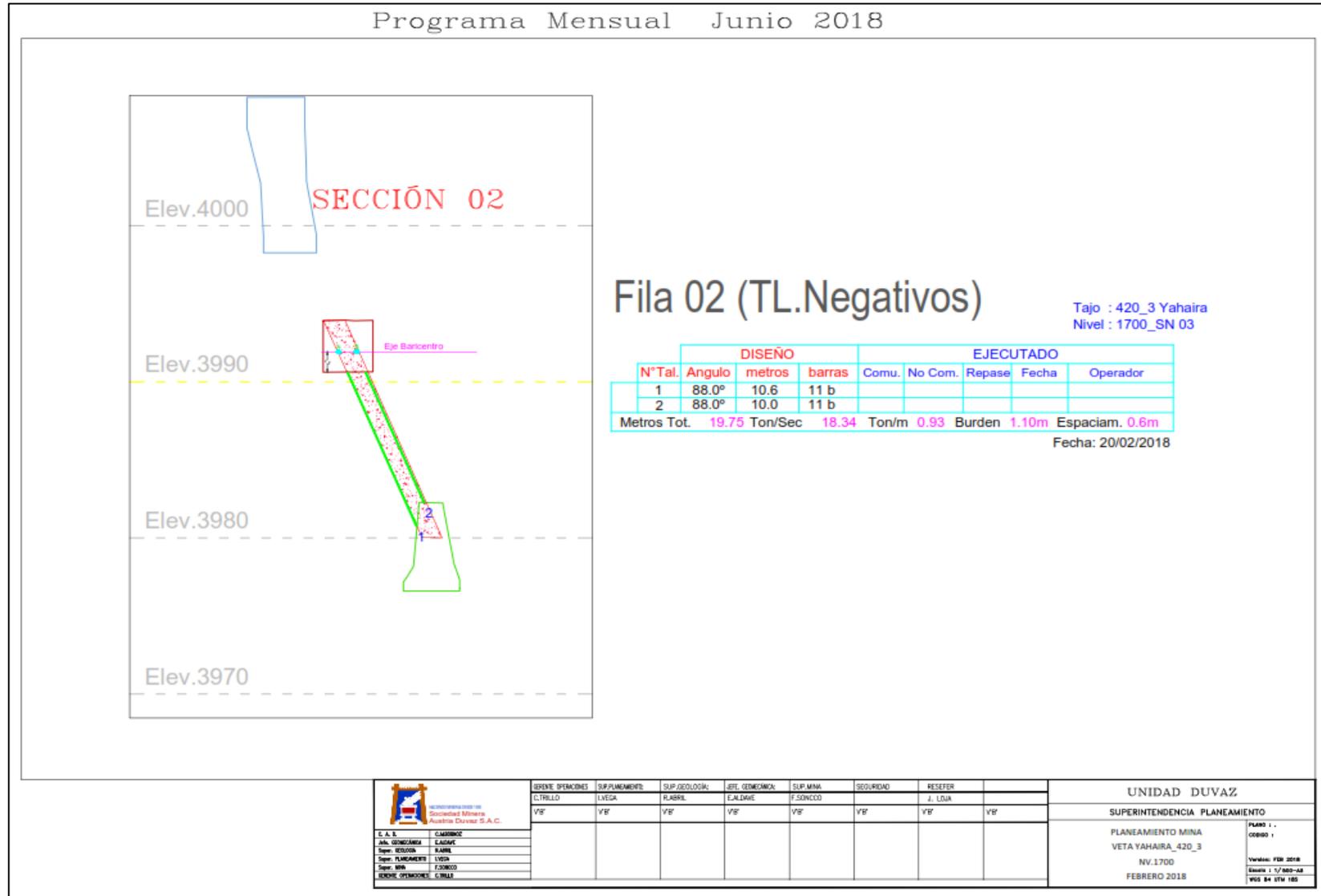


S.A.C. Sociedad Minera Veta Yahaira S.A.C.	
D. S. S. MINERÍA D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO	D. S. S. MINERÍA D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO D. S. S. REGISTRADO

UNIDAD OPERATIVA	SUP. PLANEAMIENTO	SUP. GEOLOGÍA	SUP. GENERACIÓN	SUP. MINAS	SEGURIDAD	RESERVA
CIERRE	LOGICA	R. ANÁL.	L. A. ANÁL.	P. TÉCNICO		
VP	VP	VP	VP	VP	VP	VP

UNIDAD DUVAZ SUPERINTENDENCIA PLANEAMIENTO	
PLANAM. MINA VETA YAHAIRA NV.1700 Octubre - 2018	PLANO - SUP. 00000 - Versión: Octubre 2018 Escala: 1:10000 - 01 BOG. BA. 016. 001

Anexo 14: Ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación



Anexo 15: Ángulo de posición de los taladros para cada fila de perforación usada en la optimización

