

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA



**MEJORA Y CONTROL DE ESTÁNDARES EN
PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA
REDUCCIÓN DEL COSTO EN MINA ANIMON**

**TESIS
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

JUAN JOSÉ GARRIDO LLOSA

ASESOR

Ing. AUGUSTO TEVES ROJAS

Lima- Perú

2015

DEDICATORIA

Dedico esta Tesis a Dios, a la memoria de mis padres: Fortunato Garrido Mendoza y Cirila Llosa Velásquez, por su inquebrantable apoyo, guía, visión y preocupación constante para darme la educación adecuada para lograr ser un buen profesional y ciudadano.

A mi esposa Elva Lusmila por su gran fidelidad, estímulo y motivación permanente para alcanzar metas y objetivos concretos.

Un especial reconocimiento a los Ingenieros: Mauro Alfonso Campos Arteaga y Miro Vidal Dávila, por su invaluable apoyo y sabias enseñanzas en esta hermosa profesión.

Finalmente a mis tres hijos, María Isabel, Juan José y Diana Elizabeth ; mi yerno Tito Roque , mis adoradas nietas Xiomara y Sofía , mis hermanos Raúl , Hilda y Adela que son la inspiración para seguir adelante.

Como un homenaje Póstumo a los Ingenieros: Héctor Sánchez y Sergio Vargas Ortiz compañeros de nuestra prestigiosa alma mater.

AGRADECIMIENTO

A mis maestros tanto en la etapa escolar como en la universitaria y a las empresas **que** me dieron la oportunidad para trabajar y crecer profesionalmente.

A los Ingenieros: Miguel Ninahuanca Rivero, Elmer Orellana Quispe, Pedro Escobar Pinares, Edwin Camones y al Lic. En Economía Ignacio Campos Arias, por su apoyo incondicional y demostrarme que la amistad es algo maravilloso y que está por encima de todo.

También a aquellas personas tanto del país como del extranjero que compartieron conmigo su conocimiento y su experiencia.

Finalmente a la escuela profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería, nuestra alma mater por brindarme los conocimientos adecuados que me permitirán ejercer la carrera en el país y el extranjero.

TABLA DE CONTENIDO

APROBACION

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

TABLA DE CONTENIDO

LISTA DE FIGURAS

LISTA DE TABLAS

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCION

CAPITULO I: GENERALIDADES DE LA MINA

| | | |
|-----|------------------------|----|
| 1.1 | UBICACIÓN Y ACCESO | 28 |
| 1.2 | GEOLOGÍA REGIONAL | 30 |
| 1.3 | MÉTODO DE EXPLOTACIÓN | 30 |
| 1.4 | PERFORACIÓN Y VOLADURA | 32 |
| 1.5 | LIMPIEZA-ACARREO | 32 |
| 1.6 | SOSTENIMIENTO | 32 |
| 1.7 | RELLENO | 33 |
| 1.8 | PRODUCCIÓN | 33 |

**CAPITULO II: IDENTIFICACION DE LOS PRINCIPALES PROBLEMAS Y SUS
CONCECUENCIAS**

| | | |
|------|--|----|
| 2.1. | CUANDO SE DICE QUE UNA VOLADURA ESTÁ MAL REALIZADA | 35 |
| 2.2. | PRINCIPALES PROBLEMAS DETECTADOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA | 37 |

CAPITULO III: DIAGNOSTICO DE LOS PROCESOS OPERATIVOS

| | | |
|-------|--|----|
| 3.1 | RENDIMIENTOS | 47 |
| 3.1.1 | Perforación | 47 |
| 3.1.2 | Voladura | 56 |
| 3.1.3 | Limpieza – acarreo | 62 |
| 3.1.4 | Sostenimiento con perno Split set | 68 |
| 3.1.5 | Sostenimiento con Shotcrete | 72 |
| 3.2 | RESUMEN DEL DIAGNÓSTICO DE LOS PROCESOS OPERATIVOS | 78 |

**CAPITULO IV: EVALUACION DEL CICLO DE MINADO POR COSTOS Y
RENDIMIENTOS**

| | | |
|-------|---|-----|
| 4.1 | RENDIMIENTOS | 93 |
| 4.1.1 | Labores de Desarrollo | 93 |
| 4.1.2 | Labores de Producción | 94 |
| 4.2 | COSTOS | 95 |
| 4.2.1 | Labores de Desarrollo | 95 |
| 4.2.2 | Labores de Producción | 102 |
| 4.2.3 | Comparación de costos unitarios operativos del presupuesto Programado y real | 108 |

| | | |
|-------|-----------------------------|-----|
| 4.2.4 | Costo unitario de Mina real | 112 |
|-------|-----------------------------|-----|

CAPITULO V: OBSERVACIONES DE LA EVALUACION OPERATIVA

| | | |
|-----|---------------|-----|
| 5.1 | OBSERVACIONES | 121 |
|-----|---------------|-----|

CAPITULO VI: CICLO DE MINADO MEJORADO Y REDUCCIONDE LOS COSTOS MEDIANTE LA MEJORA INICIAL DE LOS ESTANDARES DE PERFORACION Y VOLADURA

| | | |
|-------|---|-----|
| 6.1 | SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO | 126 |
| 6.2 | CAPACITACIÓN Y CREACIÓN DE CONCIENCIA | 126 |
| 6.3 | CICLO DE MINADO MEJORADO Y REDUCCIÓN DE SUS COSTOS | 129 |
| 6.3.1 | Labores de Desarrollo | 130 |
| 6.3.2 | Labores de Producción | 138 |
| 6.4 | COMPARACIÓN DE LOS COSTOS UNITARIOS MEJORADOS CON LOS NOMEJORADOS | 143 |
| 6.5 | REDUCCIÓN DEL CASH COST TOTAL | 150 |
| 6.6 | AHORRO EN EL CONSUMO DE EXPLOSIVO | 152 |
| 6.7 | AHORRO EN EL CONSUMO DE BROCAS | 154 |

CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

INDICE DE FIGURAS

| | | |
|----------------------|---|----|
| FIGURA N° 01: | Ilustración del objetivo de la tesis | 25 |
| FIGURA N° 02: | Secuencia de Mejora de los Estándares de Perforación y Voladura para Obtener una reducción de los costos operativos en Mina | 26 |
| FIGURA N° 03: | Plano de Ubicación y Accesibilidad a la Mina Animon | 29 |
| FIGURA N° 04: | Plano Geológico de la Mina Animon | 34 |
| FIGURA N° 05: | Diagrama causa efecto de una voladura deficiente | 40 |
| FIGURA N° 06: | Diagrama de Implicancias y Secuencias repetitivas por una mala Perforación y Voladura | 41 |
| FIGURA N° 07: | Correcto Paralelismo de Taladros | 42 |
| FIGURA N° 08: | Arranque con Buen Paralelismo de Taladros | 42 |
| FIGURA N° 09: | Buen Paralelismo y Longitud de Perforación | 43 |
| FIGURA N° 10: | Buena Alineación de Taladros | 43 |
| FIGURA N° 11: | Resultado Buena Voladura | 44 |
| FIGURA N° 12: | Incorrecta Longitud de Taladros | 44 |
| FIGURA N° 13: | Taladros de Arranque no paralelos | 45 |
| FIGURA N° 14: | Taladros no Paralelos | 45 |
| FIGURA N° 15: | Menor Longitud de Perforación | 46 |
| FIGURA N° 16: | Resultado Mala Voladura | 46 |
| FIGURA N° 17: | Rendimiento Teórico de un Scoop 3.5 Yd.3 de Atlas Coopco expresado en Toneladas/Hr | 64 |
| FIGURA N° 18: | Factores que afectan el lanzamiento de Shotcrete vía Seca | 78 |
| FIGURA N° 19: | Perforación de Producción en Breasting Con Jumbo | |

| | | |
|----------------------|---|-----|
| | Electro-Hidráulico | 81 |
| FIGURA N° 20: | Método de Explotación de Cámaras y Pilares con Perforación en Breasting | 82 |
| FIGURA N° 21: | Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado | 83 |
| FIGURA N° 22: | Diseño en 3D del Método de Explotación Corte Y Relleno Mecanizado | 84 |
| FIGURA N° 23: | Split Set de 7' de longitud | 88 |
| FIGURA N° 24: | Colocación de Split Set Con Jumbo Empernador | 88 |
| FIGURA N° 25: | Shotcrete vía Seca | 90 |
| FIGURA N° 26: | Shotcrete Vía Húmeda | 90 |
| FIGURA N° 27: | Lanzado de Shotcrete Vía Húmeda | 91 |
| FIGURA N° 28: | Incidencia de los costos en los Procesos del Ciclo de Minado donde se aplica Sostenimiento con Shotcrete | 113 |
| FIGURA N° 29: | Incidencia de los Costos en los Procesos Operativos del Ciclo de Minado donde se aplica Sostenimiento con Split Set | |
| FIGURA N° 30: | Incidencia de los Costos en los procesos operativos del Ciclo de Minado en Desarrollo donde se aplica Sostenimiento con Shotcrete | 116 |
| FIGURA N° 31: | Incidencia de los Costos en los Procesos Operativos del Ciclo de minado en desarrollo donde se aplica sostenimiento con Split Set | 116 |
| FIGURA N° 32: | Incidencia de los Costos en los procesos operativos del Ciclo de Minado en Desarrollo donde se aplica Sostenimiento con Split-Set y Shotcrete | 117 |
| FIGURA N° 33: | Incidencia de los Costos en los procesos operativos del | |

| | | |
|----------------------|---|-----|
| | Ciclo de Minado en Producción donde se aplica Sostenimiento Con Split-Set y Shotcrete | 118 |
| FIGURA N° 34: | Cadena Productiva de Mejora de las operaciones unitarias y reducción de costos en mina | 127 |
| FIGURA N° 35: | Reducción de los Costos Unitarios de Mina | 146 |
| FIGURA N° 36: | Porcentaje de Reducción de Costos por cada Operación de Mina | 149 |
| FIGURA N° 37: | Parámetros de Perforación que definen la Malla de Perforación en Frentes de 3.5X3.0 de sección tipo de rocas I y II | 159 |
| FIGURA N° 38: | Parámetros de Perforación que definen la Malla de Perforación en Labores de Producción | 161 |

INDICE DE TABLAS

| | | |
|---------------------|--|----|
| TABLA N° 1: | Vías Principales de Acceso a la Unidad Minera Animon | 29 |
| TABLA N° 2: | Rendimiento de Perforación Presupuestado y Real en Labores de Desarrollo | 49 |
| TABLA N° 3: | Costo de Perforación Presupuestado y Real en Labores de Desarrollo | 50 |
| TABLA N° 4: | Rendimiento de Perforación Presupuestado y Real en Labores de Producción (Breasting) | 52 |
| TABLA N° 5: | Costo de Perforación Presupuestado y Real en Labores de Producción (Breasting) US\$/ML | 53 |
| TABLA N° 6: | Costo de Perforación Presupuestado y Real en Labores de Producción (Breasting) US\$/TM | 53 |
| TABLA N° 7: | Rendimiento de Perforación Real en Labores de Producción (Realce) | 55 |
| TABLA N° 8: | Costo de Perforación Real en Labores de Producción (Realce) US\$/TM | 56 |
| TABLA N° 9: | Rendimiento de Voladura Presupuestado y Real en Labores de Desarrollo | 58 |
| TABLA N° 10: | Costo de Voladura Presupuestado y Real en Labores de desarrollo | 58 |
| TABLA N° 11: | Rendimiento de Voladura Presupuestado y Real en Labores de Producción (Breasting) | 60 |
| TABLA N° 12: | Costo de Voladura Presupuestado y Real en Labores de | |

| | | |
|---------------------|---|----|
| | Producción (Breasting). | 60 |
| TABLA N° 13: | Rendimiento de Voladura Real en Labores de Producción (Realce) | 61 |
| TABLA N° 14: | Costo de Voladura Real en Labores de Producción (Realce) | 62 |
| TABLA N° 15: | Rendimiento de Limpieza –Acarreo Presupuestado y Real en Labores de Desarrollo | 65 |
| TABLA N° 16: | Costo de Limpieza-Acarreo Presupuestado y Real en Labores de Desarrollo | 66 |
| TABLA N° 17: | Rendimiento de Limpieza –Acarreo Presupuestado y Real en Labores de Producción | 67 |
| TABLA N° 18: | Costo de Limpieza-Acarreo Presupuestado y Real en Labores de Producción | 68 |
| TABLA N° 19: | Rendimiento de Sostenimiento de los Pernos Split set en Labores de Desarrollo Presupuestado y Real | 69 |
| TABLA N° 20: | Costo Unitario de Sostenimiento con Split set en Labores de Desarrollo Presupuestado y Real | 70 |
| TABLA N° 21: | Rendimiento de Sostenimiento con Split-set de 7' en labores de Producción Presupuestado y Real | 71 |
| TABLA N° 22: | Costo de instalación de Sostenimiento con Split-Set de 7' en labores de Producción Presupuestado y Real | 72 |
| TABLA N° 23: | Rendimiento de Lanzado de Shotcrete Vía Seca en labores de Desarrollo Presupuestado y Real | 73 |
| TABLA N° 24: | Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete Vía Seca en labores de Desarrollo, Presupuestado y Real | 74 |
| TABLA N° 25: | Rendimiento de Lanzado de Shotcrete Vía Seca en labores de Producción, Presupuestado y Real | 75 |

| | | |
|---------------------|---|-----|
| TABLA N° 26: | Costo de Lanzado de Shotcrete Vía Seca en Labores de Producción Presupuestado y Real | 76 |
| TABLA N° 27: | Resumen del Diagnóstico de las Operaciones Unitarias de Perforación en Desarrollo y Producción | 80 |
| TABLA N° 28: | Resumen del Diagnóstico de las Operaciones unitarias de Voladura en Desarrollo y Producción | 85 |
| TABLA N° 29: | Resumen de las Operaciones Unitarias de Limpieza-Acarreo | 86 |
| TABLA N° 30: | Resumen de las Operaciones Unitarias de Sostenimiento con Split set de 7' | 87 |
| TABLA N° 31: | Diseño de Shotcrete Vía Seca y Vía Húmeda | 91 |
| TABLA N° 32: | Resumen del Diagnostico en Sostenimiento con Shotcrete en desarrollo y Producción | 92 |
| TABLA N° 33: | Ciclo de operaciones unitarias de un frente de 3.50x3.00 presupuestado y real | 94 |
| TABLA N° 34: | Ciclo de Minado en Labores de Producción | 95 |
| TABLA N° 35: | Costo de las Operaciones Unitarias de Perforación y Voladura Presupuestada y Real en Labores de Desarrollo | 100 |
| TABLA N° 36: | Costo de las Operaciones de Unitarias de Limpieza-Acarreo y Sostenimiento en Labores de Desarrollo | 101 |
| TABLA N° 37: | Costo de las Operaciones Unitarias de Producción (Breasting) Perforación y Voladura | 106 |
| TABLA N° 38: | Costo de las Operaciones Unitarias de Producción limpieza-Acarreo y Sostenimiento | 107 |
| TABLA N° 39: | Tabla Comparativa que ilustra la diferencia entre los Costos Unitarios del Presupuesto y Real en Labores de Desarrollo y Producción | 109 |
| TABLA N° 40: | Factores de Producción Promedio mensuales | 110 |

| | | |
|---------------------|---|-----|
| TABLA N° 41: | Tabla Comparativa que ilustra la diferencia entre los Costos Unitarios Operativos del Presupuesto y Reales expresados en US\$/TM. Y que muestran la Totalización de los Costos Unitarios de Minado en Estudio | 111 |
| TABLA N° 42: | Tabla que ilustra la Estructura de Costos Unitarios de Mina en Labores de Producción donde se aplica Sostenimiento con Shotcrete | 113 |
| TABLA N° 43: | Tabla que ilustra la Estructura de Costos Unitarios de mina en Labores de Producción donde se aplica Sostenimiento con Split set | 114 |
| TABLA N° 44: | Tabla que ilustra la Estructura de Costos Unitarios de Mina en Labores de Desarrollo donde se aplica Sostenimiento con Shotcrete | 115 |
| TABLA N° 45: | Tabla que ilustra la Estructura de Costos Unitarios de Mina en Labores de Desarrollo donde se aplica Sostenimiento con Split set | 116 |
| TABLA N° 46: | Tabla que ilustra La Estructura de Costos Unitarios de Mina en Labores de Desarrollo | 117 |
| TABLA N° 47: | Tabla que ilustra La Estructura de Costos Unitarios de Mina en Labores de Producción | 118 |
| TABLA N° 48: | Tabla Resumen que ilustra Los Costos Unitarios, antes del Proceso de Mejora de los mismos | 119 |
| TABLA N° 49: | Ciclo de Minado Mejorado para labores de Desarrollo (Perforación y Voladura) | 130 |
| TABLA N° 50: | Ciclo de Minado Mejorado para labores de Desarrollo (Limpieza-Acarreo y Sostenimiento) | 131 |
| TABLA N° 51: | Tabla Comparativa de los principales Rendimientos en las Operaciones Unitaria Presupuestadas, Reales y Propuestas en Labores de Desarrollo | 133 |

| | | |
|---------------------|--|-----|
| TABLA N° 52: | Tabla Comparativa de los Costos Unitarios en las operaciones Unitaria Presupuestadas, Reales y Propuestas en labores de Desarrollo (Perforación y Voladura) | 134 |
| TABLA N° 53: | Tabla Comparativa de los Costos Unitarios en las operaciones Unitaria Presupuestadas, Reales y Propuestas en labores de Desarrollo (Limpieza-Acarreo y Sostenimiento) | 135 |
| TABLA N° 54: | Ciclo de Minado Mejorado Propuesto para Labores de Producción | 137 |
| TABLA N° 55: | Tabla Comparativa de los principales Rendimientos | 139 |
| TABLA N° 56: | Tabla Comparativa de los Costos Unitarios en las operaciones Unitaria Presupuestadas, Reales y Propuestas en labores de Producción (Perforación y Voladura) | 140 |
| TABLA N° 57: | Tabla Comparativa de los Costos Unitarios en las operaciones Unitaria Presupuestadas, Reales y Propuestas en labores de Producción (Limpieza-Acarreo y Sostenimiento) | 141 |
| TABLA N° 58: | Comparación de los Costos Unitarios Reales Antes de La Mejora con los Costos Unitarios Mejorados (Perforación y voladura) | 143 |
| TABLA N° 59: | Cálculo de los Costos Unitarios de Mina Mejorado en Labores de Producción | 144 |
| TABLA N° 60: | Cálculo de los Costos Unitarios de Mina Mejorado en Labores de Desarrollo | 144 |
| TABLA N° 61: | Comparación de los Costos Unitarios Reales antes de la Mejora expresadas US\$/TM y su porcentaje de incidencia con respecto a la reducción total de los Costos Operativos | 145 |
| TABLA N° 62: | Reducción del Costo por cada Operación Unitario de Minado expresado en US\$/TM, Reducción anual US\$/año y el Porcentaje de incidencia de cada Operación Unitaria en la reducción Total de los Costos Operativos | 148 |
| TABLA N° 63: | Reducción del CASH COST Total de la Unidad minera debido a la reducción del Costo de Mina | 150 |

| | | |
|---------------------|--|-----|
| TABLA N° 64: | Reducción del CASH COST Total de la Empresa minera (Considerando Costos de Lima) debido a la reducción del Costo de Mina | 151 |
| TABLA N° 65: | Ahorro en el Consumo de Explosivo en Labores de desarrollo y Producción y el monto de Ahorro por la Eliminación de tiros Cortados, Soplados y Granulometría inadecuada del Material | 152 |
| TABLA N° 66: | Valores del Burden y Espaciamiento para diámetros de 3.5" del Taladro de Alivio en un Frente de 3.5X3.0 m. de Sección | 160 |

RESUMEN

Esta tesis se titula “**Mejora y Control de Estándares en Perforación y Voladura para la Reducción del Costo en Mina ANIMON**” y tiene como objetivo exponer la factibilidad de la reducción de los costos del ciclo de minado, aplicando para ello estándares mejorados de trabajo y control en las principales operaciones unitarias de minado que son la Perforación y Voladura.

El trabajo en si consta de 6 capítulos:

El Primer Capítulo, comprende: localización, Geología Regional, Método de Explotación, sistema de Limpieza-Acarreo y tipos de Sostenimiento.

El Segundo Capítulo, abarca la identificación de los principales problemas en Perforación y Voladura.

El Tercer Capítulo, es el diagnostico de los procesos operativos incidiendo en el rendimiento y costos de las actividades de perforación - voladura, limpieza-acarreo y sostenimiento en las labores de desarrollo y producción haciendo una comparación de lo presupuestado y lo real.

El Cuarto Capítulo, es la evaluación del ciclo de minado por rendimiento y costos obtenidos en el capítulo anterior.

El Quinto Capítulo, se realizan las observaciones de la evaluación operativa realizada en el capítulo 4.

El Sexto Capítulo, es el ciclo de minado mejorado y la reducción de costos mediante la mejora de los estándares de perforación y voladura.

RESULTADOS: A través de la Mejoras y Control de los Estándares de las Operaciones Unitarias de **Perforación y Voladura**, se logró una reducción del **Costo Unitario Total de Mina en 4.19 US\$/TMS**, es decir una reducción del **18.50%** en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción del **Costos Operativos de Mina de: 3'771,000.00 US\$ /año.**

La reducción Total en Costos Operativos por la mejora de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de tiros cortados y soplados , la eliminación de voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de Perforación ascienden a un monto de:

3'925,570.00 US\$/año.

Este ahorro considerable, justifica ampliamente la implementación de un sistema de Control y Evaluación permanente de los Estándares Operativos en Perforación y Voladura que es la base de toda Operación Minera.

ABSTRACT

This thesis is titled "**Improvement and Control standards in drilling and blasting for cost reduction in underground mine-ANIMON**" and aims to expose the feasibility of the reduction of the mining cycle costs , applying improved working and control on major mining unit operations that are the drilling and Blasting.

The work itself consists of 6 chapters:

His First Chapter comprising: Location, Regional Geology, Mining Method, System Clean-Haul and types of Support.

The Second Chapter covers the identification of the main problems in Drilling and Blasting.

The Third Chapter is the diagnosis of operational processes affecting the performance and costs of activities drilling, blasting, cleaning-carry and support in the work of development and production making a comparison of budgeted and actual.

The Chapter Four is the evaluation cycle undermined by cost and performance achieved in the previous chapter.

The Fifth Chapter, observations of operational assessment conducted in Chapter 4 is performed.

The sixth chapter is improved mining cycle and cost reduction by improving the standards of drilling and blasting.

RESULTS: Through improvements and standards control unit drilling and blasting operations, achieving a reduction of the Total unit cost of mine at **4.19US\$ / TMS**. Is a reduction of the 18.50% compared to what it was getting. This represents a reduction in the operating costs of mine from: **3'771, 000.00 US\$/ year**.

The reduction in total operating costs by improving the unit's mining operations and savings in removal of cut and blown shots, the Elimination of secondary blasting and the increase in the life of drilling steels amount to an amount of: **3'925, 570.00 US\$ / year**.

This considerable savings, widely justify the implementation of a system of monitoring and permanent assessment of the operational standards in drilling and blasting is the basis of any mining operation.

INTRODUCCIÓN

Nuestra mina ejemplo de estudio es un yacimiento de zinc, plomo y cobre cuyo cuerpo mineralizado se presenta en vetas, se considera a estos metales por la alta criticidad que representa **la fluctuación de sus precios** en el mercado; y se demostrará que mediante la mejora de los **estándares** de las operaciones unitarias de **perforación y voladura** se podrán reducir los costos en el ciclo de minado y así contrarrestar el efecto negativo generado por la baja de los precios de estos metales en una mina productora de los mismos y en general de cualquier otro metal.

Al mejorar los estándares y realizar un buen control en la ejecución de los trabajos de perforación y voladura estamos contribuyendo directamente en la reducción del costo en mina en lo que se refiere a las otras actividades como son: La limpieza y acarreo, transporte y sostenimiento, además de crear mejores condiciones de trabajo es decir una labor más segura minimizando el riesgo y eliminando los peligros.

Es por ello que este estudio busca la mejora de las operaciones unitarias de minado y la reducción de los costos operativos de la perforación,

Voladura y por ende de todo el ciclo de minado para así obtener mayores márgenes del beneficio.

MARCO TEORICO

El proceso de desarrollo de esta Tesis obtuvo en principio un diagnóstico de la situación actual de las operaciones unitarias de minado y su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, proseguido esto por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras de los estándares de minado e implementación de los mismos mediante el control operativo de las operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa.

El primer paso fue la revisión de los estándares y costos del presupuesto, procedido por el monitoreo en campo de las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura y de los siguientes procesos de extracción que son consecuencias directas, limpieza-acarreo y sostenimiento.

Problemas: Está primera etapa in situ permitió detectar deficiencias en las operaciones de perforación y voladura.

En Perforación. Siendo los errores en perforación significativos, especialmente cuando afectan el arranque del disparo. Estos errores que constituyen un serio problema en toda operación minera son:

- **Falta de paralelismo** (por ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control) teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, lo que afectará al Fracturamiento y al avance esperado.
- **Los espaciamientos irregulares entre taladros**, propician una fragmentación gruesa o que el disparo sople.
- **La irregular longitud de los taladros**, influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción.
- **La intercepción de taladros**, afectará a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper propiciado que se sople el disparo.
- **Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio**, esto produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sople el disparo o que se produzcan tiros cortados.

En Voladura. Que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias, empezándose por:

- **Un consumo excesivo de explosivos**, este problema operativo de Mina se origina por una supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, y sin haber analizado a detalle la malla de voladura que se disparará. Del mismo modo los bodegueros de los polvorines mina suministran cantidades excesivas de explosivos sin un patrón técnico de control. Reflejándose este exceso de consumo de explosivos en el indicador conocido como factor de potencia y/o factor de carga.

- **La mala administración de explosivos**, La ineficiente administración de explosivos por parte de logística a Mina se manifiesta por la suministración de lotes de explosivos y accesorios sin un adecuado control de la degradación o envejecimiento de los mismos, ya que se detectaron lotes de explosivos y accesorios de voladura con su vida útil vencida, por ejemplo emulsiones con un tiempo de vida superior a los 6 meses y retardos con un tiempo mayor a un año.
- **Carguío de la columna explosiva**, la cual en promedio debería ser el 66% del taladro.
- **El secuencia miento de los tiempos de retardo**, en la malla de voladura debe iniciarse siempre desde la cara libre y en progresivo
Hasta el último grupo de taladros que explotará y el amarre debe realizarse en “V”, esto permitirá obtener un montículo central del material roto producto del disparo, lo cual es conveniente para la mejora del rendimiento del equipo de limpieza, y aprovechar una adecuada distribución de la energía en la malla de voladura.

Limpieza- Acarreo. Se detectaron los siguientes problemas:

- **Las cámaras de acumulación y Ore Pass están muy alejadas**, motivo por el cual el equipo LHD realiza un acarreo de 200 a 400 m haciendo que su ciclo sea ineficiente.

En Sostenimiento, este se realiza con Shotcrete vía seca y vía húmeda pernos Split-set e Hidrosol, los problemas que se presentan son por las siguientes causas:

- **Calidad de los insumos, en el caso del Shotcrete** estos originan que la adherencia y el tiempo de fraguado no sean los adecuados, ocasionando desprendimiento con resultados fatales.
- **Malas Prácticas de lanzamiento del Shotcrete**, lo cual aumenta el factor de rebote a 48% por encima del estándar en vía seca que es del 30%. Una de estas malas prácticas es no respetar la distancia del mortero al área a Shotcretear que es de 1.50 mts. El otro es el no utilizar la mezcla en el tiempo adecuado.

En lo que respecta a costos se ha observado que las operaciones unitarias más ineficientes son perforación, voladura y sostenimiento, y representan el mayor costo dentro del costo total del ciclo de minado.

Fundamentación Bibliográfica

De acuerdo al tema desarrollado en esta Tesis, la bibliografía utilizada radica fundamentalmente en textos, que abarcan temas relacionados al método de explotación, B.Stoces, Elección y Critica de los Métodos de Explotación en Minería. , perforación y voladura, Manual de Perforación y Voladura de Rocas, Carlos López Jimeno. Manual Práctico de Perforación de Voladura de Exsa. Movimiento de Tierras-Manual de Excavaciones por Herbert L. Nichols. Rendimiento de Equipos. Manual de Atlas Coopco. Mecánica de Rocas. Geomecanica en el Minado Subterráneo. Ing. David Córdova.

Objetivo

El objetivo de esta tesis es obtener la reducción de los costos operativo de mina, aplicando para ello un control y seguimiento operativo de las operaciones unitarias

de perforación y voladura. Control que permite la mejora de los estándares de perforación y voladura, y el incremento del rendimiento en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado.

Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad bruta.

En la figura N°1, se ilustra de forma didáctica el objetivo de la presente Tesis.

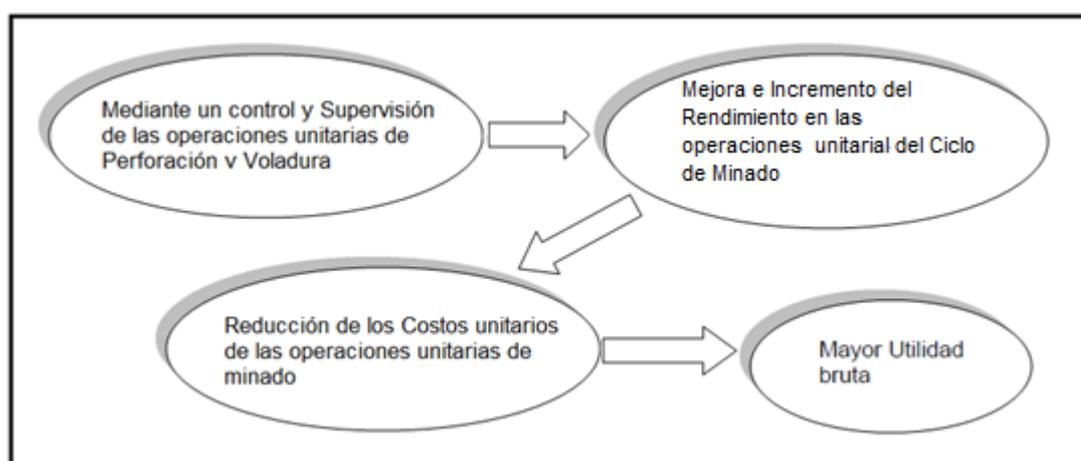


FIGURA N° 1: Ilustración del objetivo de la tesis

FUENTE: Elaboración Propia

En la Figura N° 2, se muestra la secuencia de mejora de los estándares en perforación y voladura para obtener una reducción de los costos operativos en mina.

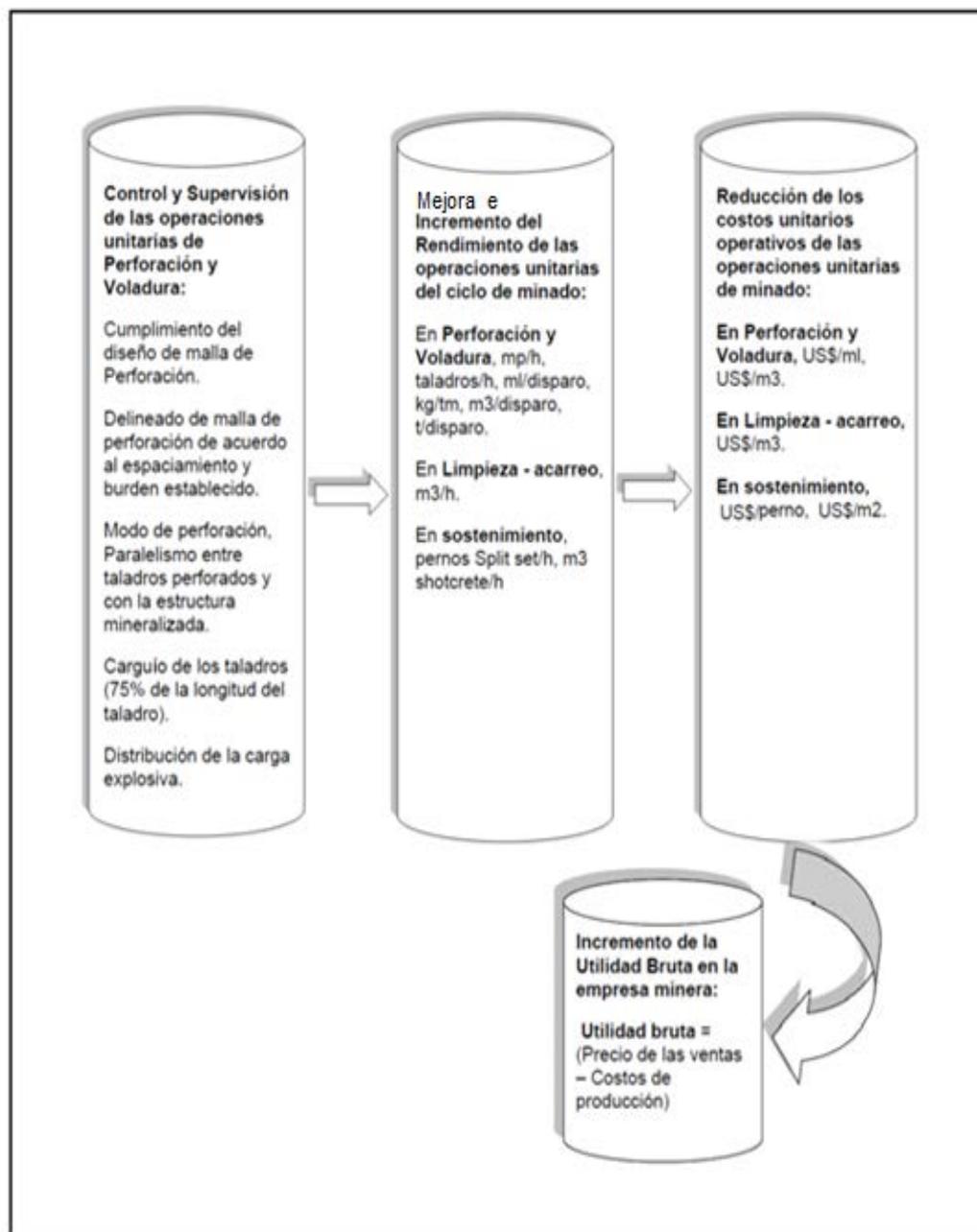


FIGURA N° 2 Secuencia de mejora de los estándares de perforación y voladura para obtener una reducción de los costos operativos en mina

FUENTE: Elaboración Propia

Variables

El término variable se puede definir como toda aquella característica o cualidad que identifica a una realidad y que se puede medir, controlar y estudiar mediante un proceso de investigación.

La Variable Independiente es: Mejora y Control de Estándares en Perforación y Voladura.

La Variable Dependiente es: Reducción del Costo en Mina Subterránea.

Las Variables Intervinientes son: Parámetros de Diseño, características del Macizo Rocoso, Costos Directos, Costos Indirectos, Gastos Generales.

Hipótesis.

“Mejora y Control de Estándares en Perforación y Voladura para la reducción del Costo en mina subterránea-Animon”

CAPITULO I

GENERALIDADES DE LA MINA

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La mina Animon es propiedad de Empresa Administradora Chungar S.A.C. y está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, geomorfológicamente dentro de la superficie puna en un ambiente glaciario, y la zona presenta un clima frígido y seco típico de puna, la vegetación son pastos conocido como "ichus"; Políticamente se ubica en el distrito de Huayllay en las coordenadas U.T.M.: N-8'780,728 y E-344654 a una altura de 4,600 m.s.n.m. dentro de la hoja 23-K-Ondores. La mina es accesible por tres vías:

En la Tabla N°1 se observan las principales vías de acceso a la unidad minera, así como la distancia y el tiempo aproximado de viaje.

TABLA N° 01: Vías principales de acceso a la unidad Minera de ANIMON

| | | | | | |
|------|----------|---------------|----------|-----------|----------|
| Lima | - Oroya | - C. de Pasco | - Animon | ⇒ 304 Km. | ⇒ 6 hrs. |
| Lima | - Huaral | - Animon | - | ⇒ 225 Km. | ⇒ 4 hrs. |
| Lima | - Canta | - Animon | - | ⇒ 219 Km. | ⇒ 4 hrs. |

FUENTE :Elaboracion Propia

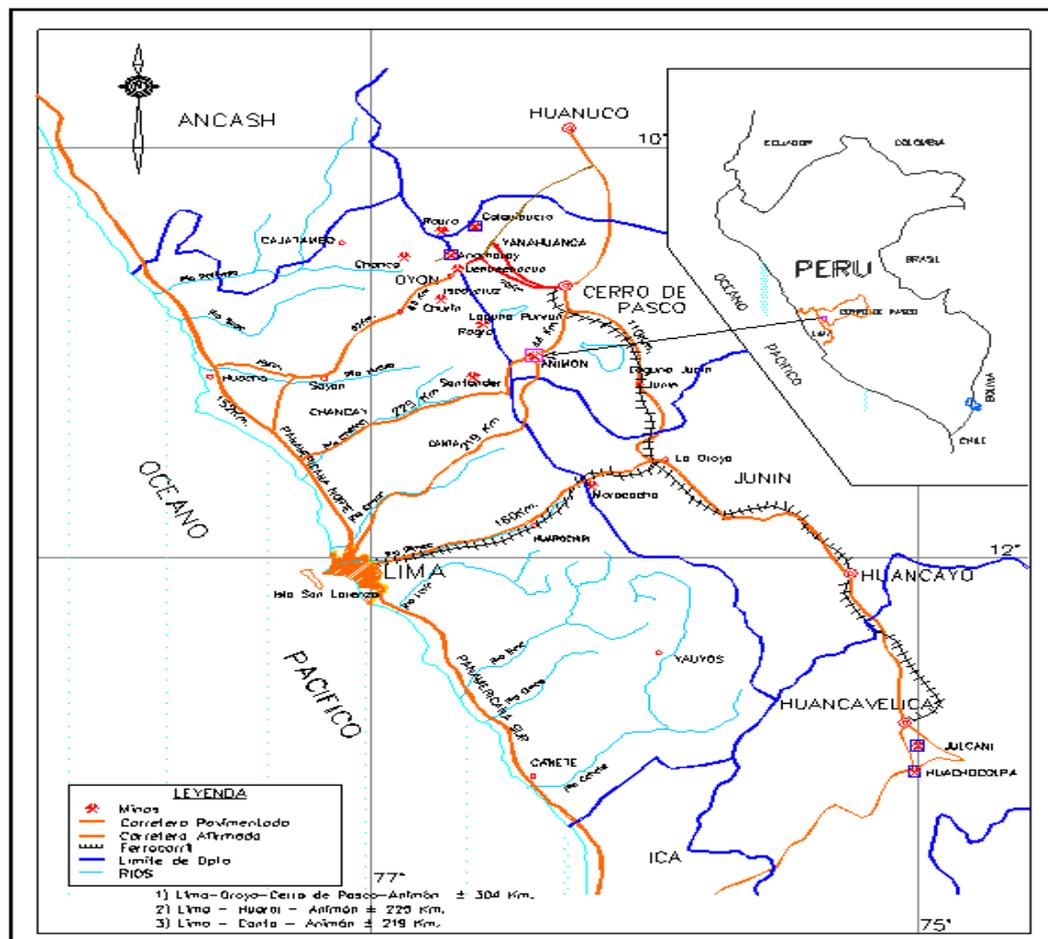


Figura N° 3: Plano de ubicación y accesibilidad a la mina

FUENTE: Elaboración propia.

1.2 GEOLOGÍA REGIONAL

Nuestro yacimiento minero ejemplo “Animon” será clasificado como un “**yacimiento del tipo Filoniano**”, conociéndose alrededor de 20 vetas con longitudes entre 100 a 1,000 metros y potencias de 0.50 m. hasta 18 m. Las vetas tienen un Rumbo E-W y Buzamiento entre 40° a 80° al Sur.

También presenta acumulaciones de mineral en forma irregular “Bolsonadas o Cuerpos” en los estratos favorables –Conglomerados – Arenisca-Calizas (Dolomitización) en la intersección con las vetas del sistema E-W con Potencias hasta de 20 m.

Los principales minerales son: Esfalerita, Galena, Calcopirita en ensamble con Cuarzo, Pirita, Rodocrosita y Rodonita.

Esta mina se emplaza en Rocas Sedimentarias, conocidas como “Capas Rojas de La Formación Casapalca” del Cretáceo Superior al Terciario inferior constituida por intercalaciones de Margas, Areniscas, Conglomerados, y sedimentos Calcáreos.

1.3 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La Estructura más importante de la Mina Animon es la **Veta María Rosa**, con una longitud de 1.5 Km. Con una Potencia de 0.5 a 18.00 mts. Buzamiento variable, en la parte baja de 60°, en la parte media 40° y en superficie 45°. La mineralización predominante es Esfalerita, Pirita Y Galena así como trozos Marquesita, Pirolusita y otros.

Esfalerita es casi masiva.

Pirita se presenta en cristales cúbicos y octaédricos. Galena se encuentra agrupada con sulfuros anteriormente indicados.

Las características de la veta María Rosa son:

- Forma de Rosario y lazos sigmoideos, en horizontal y vertical.
- Buzamiento de 30° a 60°.
- Ancho de veta diluida de 3 a 12 mts.
- Mineralización, Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita y Carbonatos.
- Ley de mineral, con buena ley de 12.92 % Zn., 4.77 % Pb. ,0.48% Cu y 4.45 Onza Ag. /tc.
- Estructura con R.M.R. entre 40 a 50 con cajas dentro de 35 -45. Tipo de roca III. La densidad o peso específico es: 3.00 Ton. /mt³.
- La estructura presenta aberturas hasta 5 mts. Con un tiempo máximo de auto soporte de 10 horas.
- Las cajas presentan aberturas hasta 4 mts. Y un tiempo de auto soporte de 8 horas. La densidad o peso específico es: 2.5 Ton. /mt³.

Teniendo estas características presente tanto en el aspecto Estructural, Geomecánico y Geométrico se opto por el Método de Explotación de:

“CORTE Y RELLENO ASCENDENTE MECANIZADO” (GRAM)

Dimensionamiento del Tajo.

- Longitud: 150 mts.
- Alto: 60 mts.
- Ancho: 3-12 mts.

Preparación del tajo

- Rampa de acceso en “Z” (3.50x3.00 mts.)
- 01 Chimenea para echadero de mineral de 1.50x1.50 mts.

- 02 Chimeneas de servicio 1.20x1.20 mts.
- 02 Accesos de la Rampa a la Veta (3.50X3.50)

La preparación de tajo se realiza en material estéril, luego de definir el tamaño del block se procede a realizar un by-Pass de 3.50x3.00 dimensionando el block, a partir de ella se inicia una rampa negativa de - 13 % con una sección de 3.5x3.00 hasta cortar la estructura mineralizada, una vez cortada se procede a su desarrollo ya con producción de mineral a ambos lados, una vez llegado a los límites del tajo se levanta la intersección para convertirlo en un tajo.

1.4 PERFORACIÓN Y VOLADURA.-

La Perforación en tajos se realiza en Breasting (Perforación Horizontal. Cara libre, en la parte inferior) con Jumbos Electrohidráulicas de marcas Tamrock (Axera, Quasar, Monomatic) y Atlas Coopco (Boomer 281) con brazos para barras de 12 y 14 pies, y brocas de 45 y 51 mm. Con escariadoras de 2.5 a 3.5 pulgadas de diámetro para taladros de alivio.

La voladura con explosivos de baja potencia como Emulnor 3,000 de 11/2 "x 12", Emulnor 5,000 de 11/2"x12" para el arranque y Exadit de 45 %. De 7/8"x7" para la corona.

1.5 LIMPIEZA –ACARREO

Se realiza con equipos L.H.D. (Scooptram y Dumper) de diferentes modelos, marcas y capacidades (Scooptram de 3.5, 4.0 y 6.0 Yd3) accionados por energía eléctrica o Diesel, y Dumper de 11 a 13 yd3.

1.6 SOSTENIMIENTO

Se realiza con Shotcrete vía seca y también con equipo mecanizado y robotizado para el sistema de vía húmeda, complementados con Split set de 5 y 7 pies e Hidrobolt de 5 y 7 pies.

1.7 RELLENO.

El relleno puede ser Detrítico o Hidráulico.

Relleno Detrítico, el 50% es Marga Gris provenientes de las labores de preparación y desarrollo.

Relleno hidráulico, proviene del bombeo de una planta que está muy cerca de la planta concentradora, la densidad del R.H. es 1950 gr. /lit. Es distribuido por tuberías de 3" de diámetro hacia los tajos programados, también se utiliza Relleno en Pasta con una densidad de 1,800 gr. /lit.

1.8 PRODUCCIÓN

La producción de la Mina es 2,500 TMS/día, esta mina se caracterizará por ser un yacimiento con una alta presencia de caudal de agua, por ende la operación de voladura en todas las labores de producción y desarrollo se realizará con emulsión explosiva y no con Anfo.

En la figura N°4 se muestra el Plano Geológico con todas las estructuras existentes y las que se están trabajando actualmente.

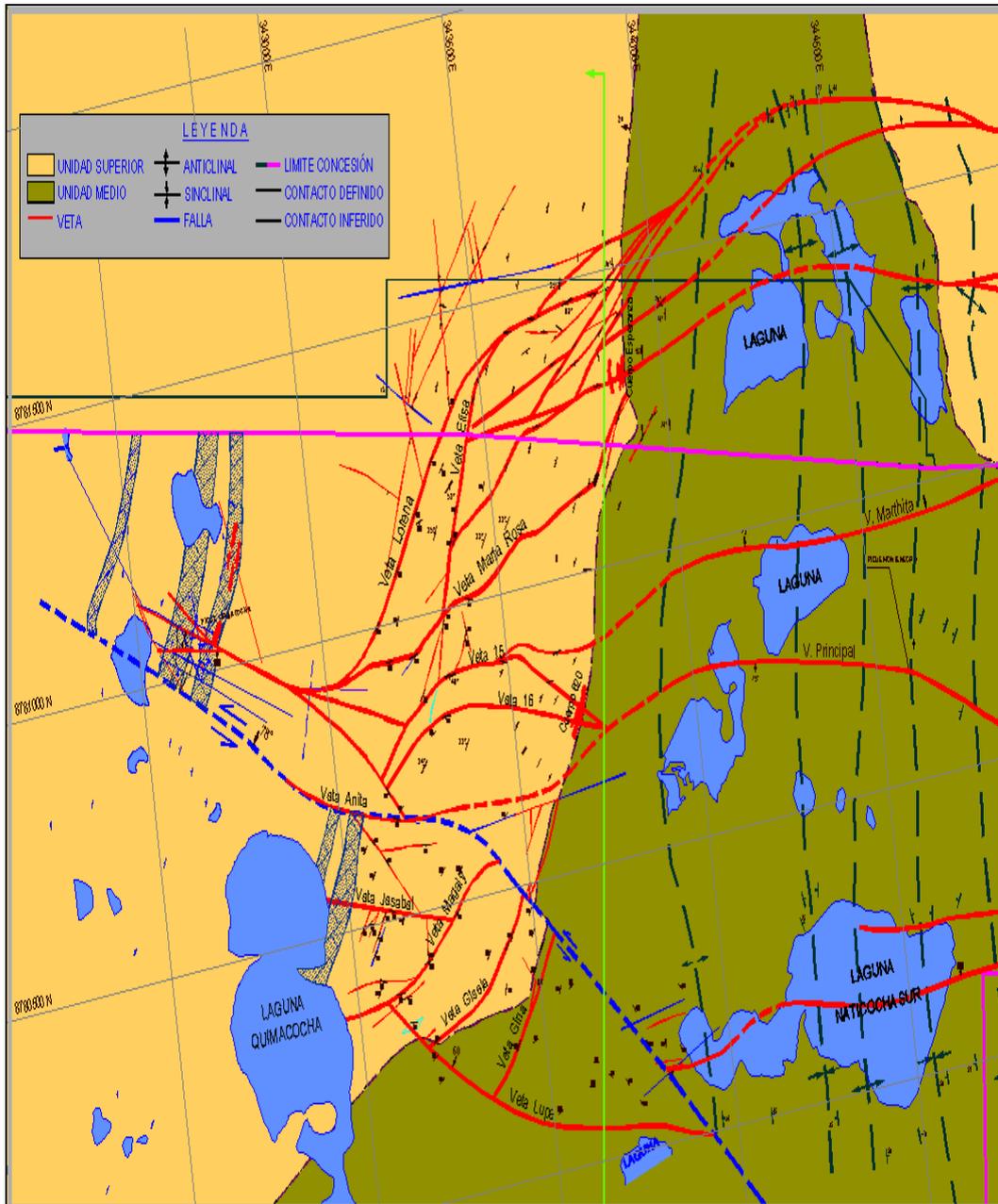


FIGURA N° 4: Plano geológico

Fuente: Informe de geología mina ANIMON

CAPITULO II

IDENTIFICACION DE LOS PRINCIPALES PROBLEMAS Y SUS CONSECUENCIAS

2.1 ¿CUANDO SE DICE QUE UNA VOLADURA ESTÁ MAL REALIZADA?

1. Cuando se obtiene material con granulometría muy gruesa, trae como consecuencia que el rendimiento de los equipos de acarreo y transporte como Scoop y volquetes disminuya porque al trasladar muchos “bolones” el factor de llenado de los equipos de transporte disminuye.
2. Cuando el tonelaje de material producto del disparo es inferior a lo esperado en el caso de labores de producción.

3. Cuando el avance por disparo en labores de desarrollo y preparación (metros de avance por disparo) es inferior a lo esperado, y trae como consecuencia que el avance programado no se cumpla.
4. Cuando se debe realizar voladura secundaria producto de la presencia de tiros cortados y soplados o por la generación de bancos de gran dimensión que ocasionan una condición sub-estándar.

Trayendo todo esto como consecuencia que los costos unitarios de perforación y voladura, y de todo el ciclo de minado aumente.

Lo explicado constituye un problema generalizado en nuestra mina ejemplo de estudio.

Como consecuencia de los problemas mencionados **el costo de voladura** se incrementa debido a la **sobre voladura** que se debe realizar, siendo para el caso ejemplo de una mina que mensualmente entrega a planta un promedio de 75,000 TM y son 850 TM que nuevamente tienen que ser procesadas, es decir que se les debe trasladar desde la parrilla de la tolva de gruesos a un punto seguro en exterior mina donde se les debe aplicar voladura secundaria para alcanzar la granulometría de 6" para poder pasar a la etapa de chancado primario en planta. A esto se suma las voladuras donde se tienen tiros cortados y soplados que se traduce mensualmente en volver hacer la voladura de un promedio de 3,000 TM al mes (valor que puede interpretarse como la presencia de un disparo de 100 TM soplado por día durante todos los días del mes en toda la mina).

2.2 PRINCIPALES PROBLEMAS DETECTADOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA

Entre los principales problemas detectados en las operaciones unitarias de perforación y voladura se destacan.

- i. **Incumplimiento del Diseño de malla de perforación**, se tiene un diseño para diferentes tipos de roca, y sobre el cual se ha realizado el presupuesto, sin embargo no se cumple éste.
- ii. **Deficiencias en el Modo de perforación**. Falta de paralelismo de los taladros con el buzamiento de la estructura mineralizada y con las cajas (Caja techo y caja piso), longitud incompleta de los taladros perforados, Variaciones en la inclinación de los taladros, inadecuada cara libre o insuficientes taladros de alivio inadecuado espaciamiento y burden.
- iii. **El modo de Perforación está directamente relacionado a la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación** (pinta de los puntos de perforación que conforman la malla de perforación). La demarcación de los puntos a perforar asegura que el espaciamiento y el burden sean uniformes adecuados, además de que permite delimitar la sección a perforar y que la carga explosiva y su energía se distribuyan de manera uniforme.
- iv. **Deficiencias en la secuencia de los tiempos de retardo en la malla de voladura**, la secuencia de los tiempos de retardo en los faneles debe iniciarse siempre desde la cara libre y en un orden progresivo hasta el último grupo de taladros que explotará. Del

mismo modo es importante resaltar que el orden de la secuencia de las filas de los taladros que explosionaran, debe ser realizado con un amarre en "V" de los faneles, (en tajos) según la cara libre, en frentes de acuerdo al arranque, esto permitirá obtener un montículo central del material roto producto del disparo lo cual es conveniente para la mejor optimización del rendimiento del equipo de limpieza y aprovechar una adecuada distribución de la energía en la malla de voladura.

- v. **Inadecuada columna explosiva**, se detectó que a los taladros se les cargaba a más 75% de la columna explosiva llegando incluso al 100% de la columna. Esto lo realizaban creyendo que así "se aseguraba obtener un buen disparo", y por falta de conocimiento por parte de la supervisión encargada. Siendo lo adecuado cargar en promedio las 2/3 partes de la columna explosiva, es decir el 66.6% y para el arranque 1,3 a 1,5 más en el caso de frentes, chimeneas.

- vi. **Mal Distribución de la carga explosiva en Mina**. El problema comenzaba desde que el supervisor realizaba o generaba el vale de pedido de explosivos siempre con las mismas cantidades y no analizaba u observaba detalladamente la malla de perforación y/o voladura que se dispararía. Sumado a esto se detectó un inadecuado despacho de explosivos en los polvorines, ya que los bodegueros no despachaban la cantidad específica de explosivos para una determinada voladura sino que repartían el explosivo redondeando la cantidad a un valor mucho mayor, que se materializaba en el

despacho de cajas de explosivos (cajas con su valor completo de explosivos directo de fábrica).

- vii. **Inadecuado control de la degradación o envejecimiento de los explosivos, y de los posibles errores de fabricación.** Se detectaron lotes de explosivos accesorios de voladura con su vida útil vencida, pero que todavía el área de logística de sus almacenes principales continuaba distribuyendo a los polvorines del área Mina para su utilización. Por ejemplo se tenían lotes de emulsiones explosivas con tiempo de fabricación superior a los 6 meses y retardos con un tiempo mayor a un año. Así mismo para evitar la Dispersión, se debe emplear retardos con numeración impar o par en orden progresivo de acuerdo a la salida en "V de los taladros que explosionaran. Ya que por la dispersión se puede tener error de +-5%, pudiendo llegar incluso a 10%.
- viii. **Falta de continuidad en el mantenimiento y/o afilado de las brocas de perforación.** Se cuenta con aguzadora de brocas, **sin embargo no se emplea** continuamente y tampoco se ha centralizado estratégicamente la Ubicación de las aguzadoras de brocas para lograr afilar continuamente todas las brocas de todos los jumbos que diariamente está perforando en mina.

En la Figura 5, se puede observar el diagrama Causa Efecto que ocasionan una perforación y voladura deficiente.

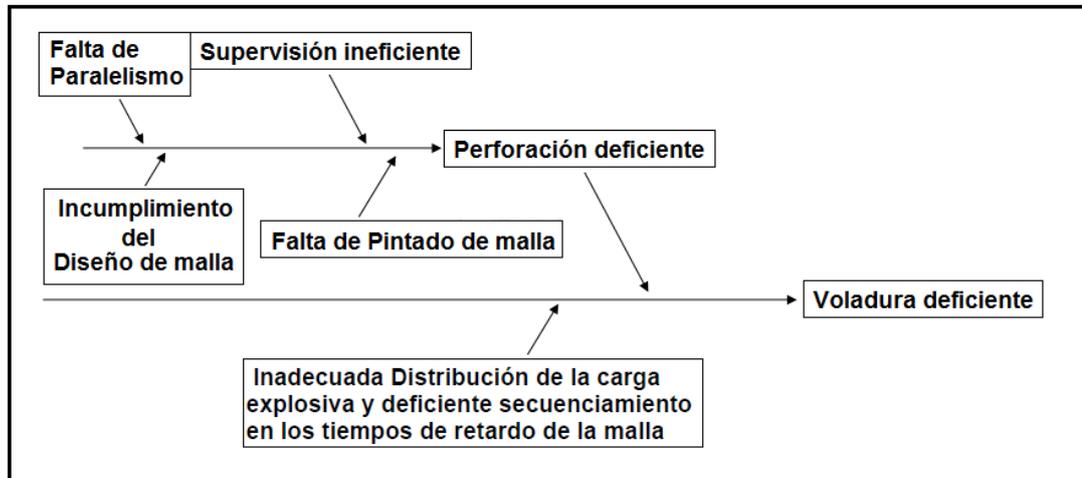


FIGURA N° 5: Diagrama causa efecto de una voladura deficiente

FUENTE: Elaboración propia

En la Figura 6, se puede observar el diagrama de implicancias y secuencias repetitivas producto de una mala perforación y voladura.

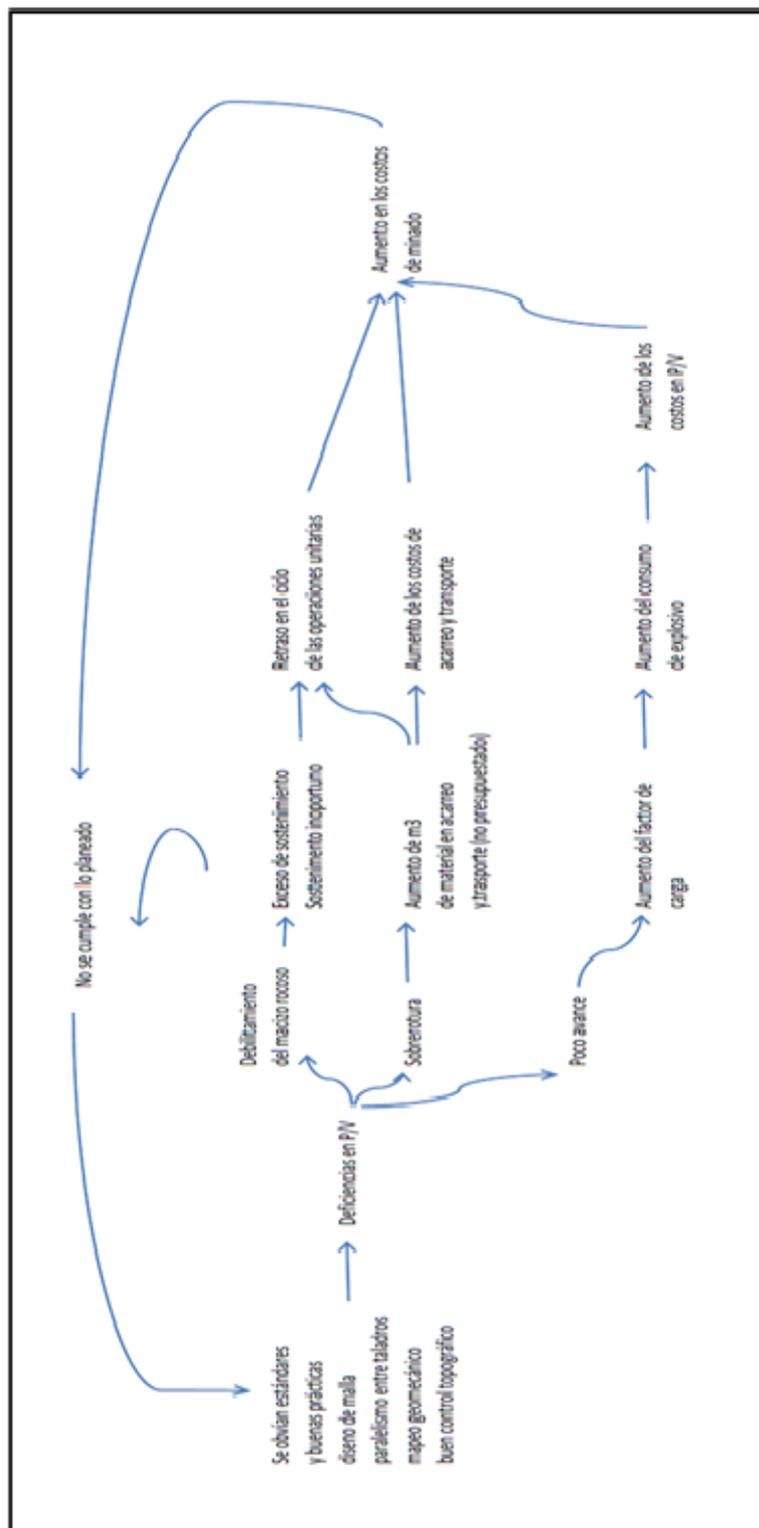


FIGURA N°6: DIAGRAMA DE IMPLICANCIAS RESPECTIVAS POR UNA MALA PERFORACIÓN Y VOLADURA
 FUENTE: Elaboración propia



FIGURA N° 7: Correcto paralelismo de taladros

FUENTE: Elaboración Propia

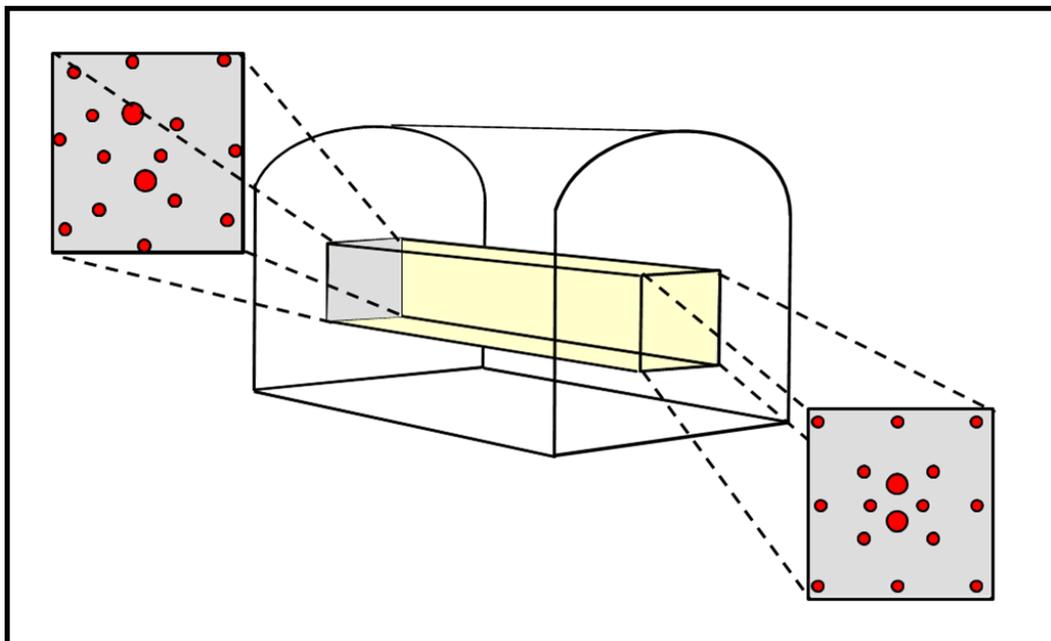


FIGURA N°8: Arranque con buen paralelismo de taladros

FUENTE: Elaboración Propia

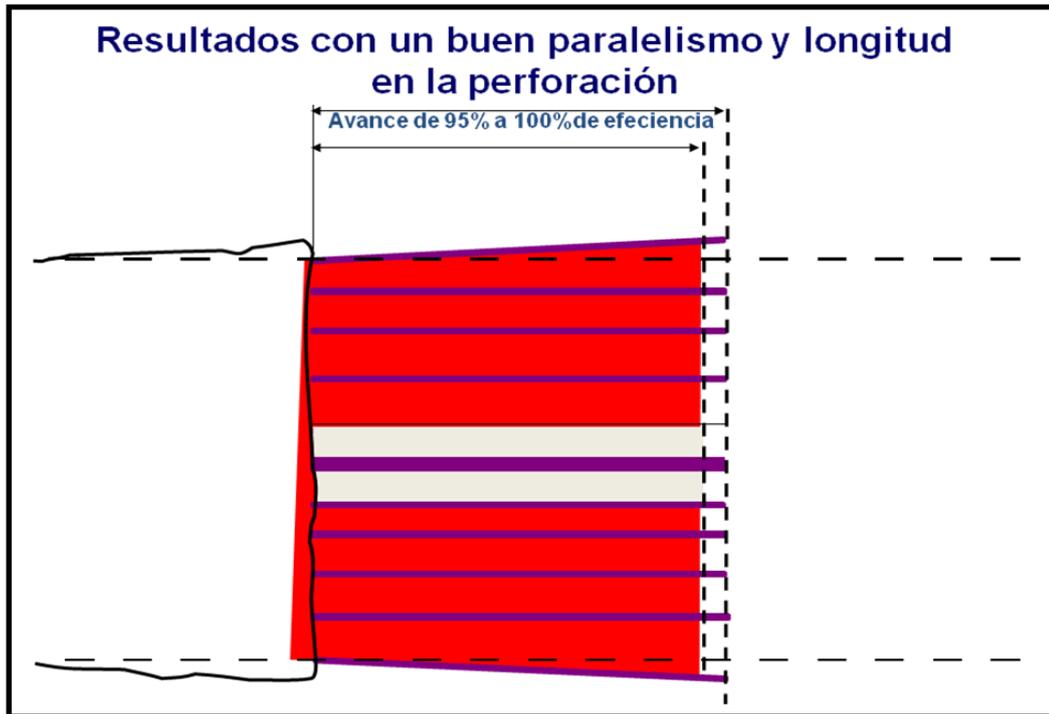


FIGURA N° 9: Buen paralelismo y longitud de perforación

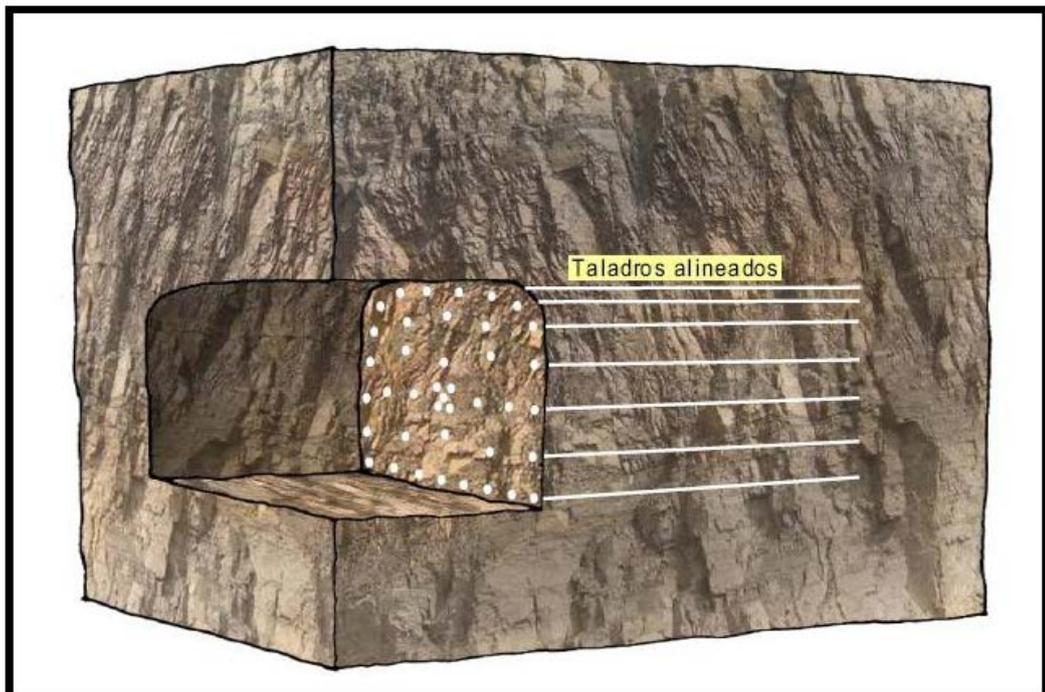


FIGURA N° 10: Buena alineación de taladros

Fuente: Elaboración propia en ambos casos

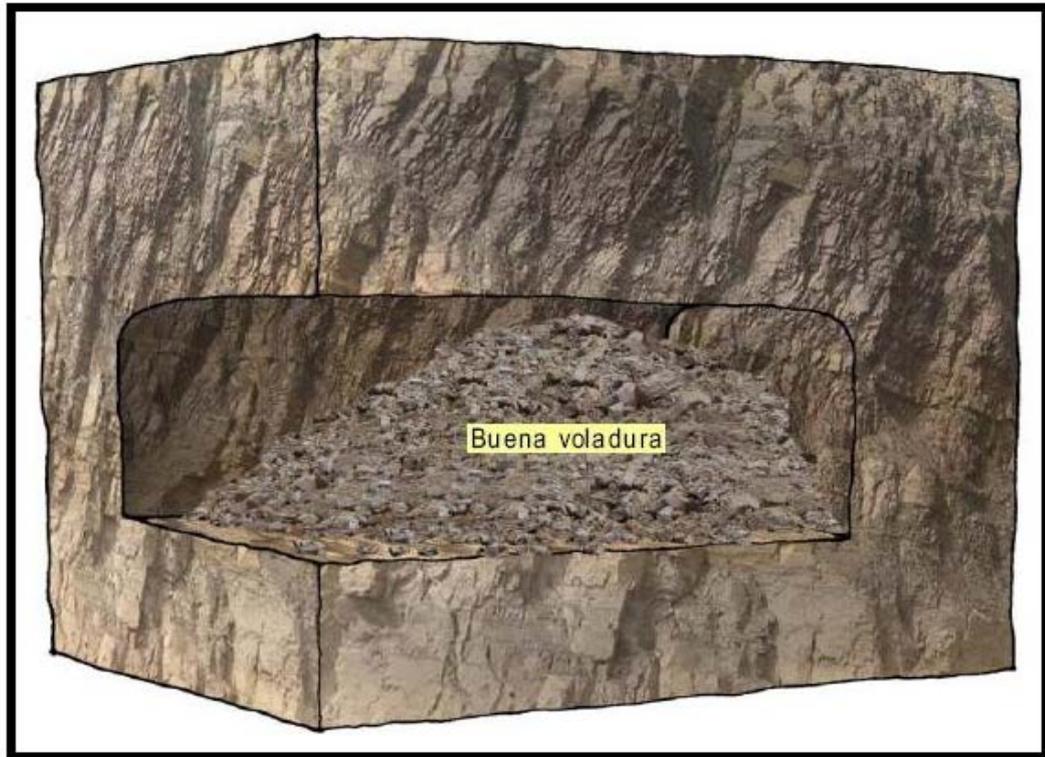


Figura N° 11: Resultado buena voladura



FIGURA N° 12: Incorrecta longitud de taladros

FUENTE: Elaboración propia en ambos casos

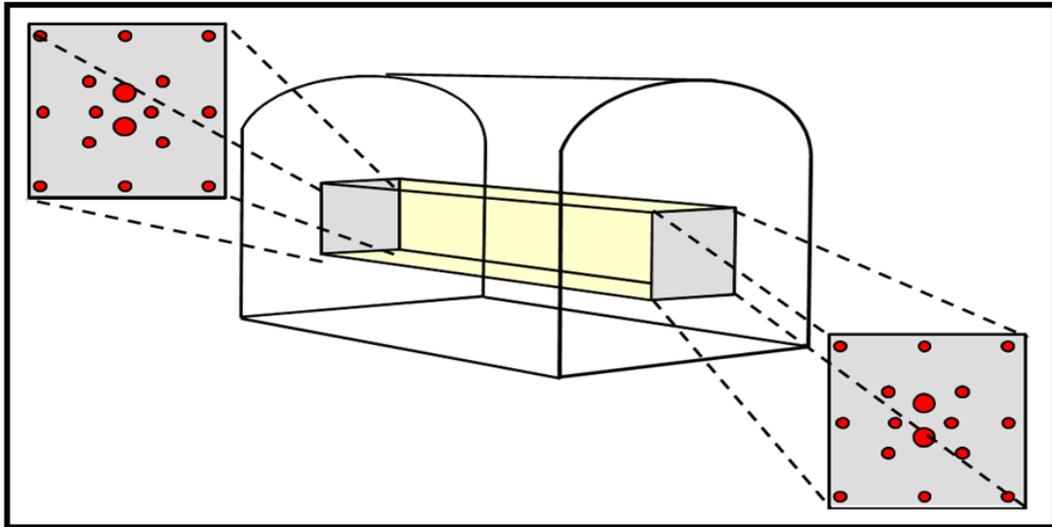


FIGURA N° 13: Taladros de arranque no paralelos

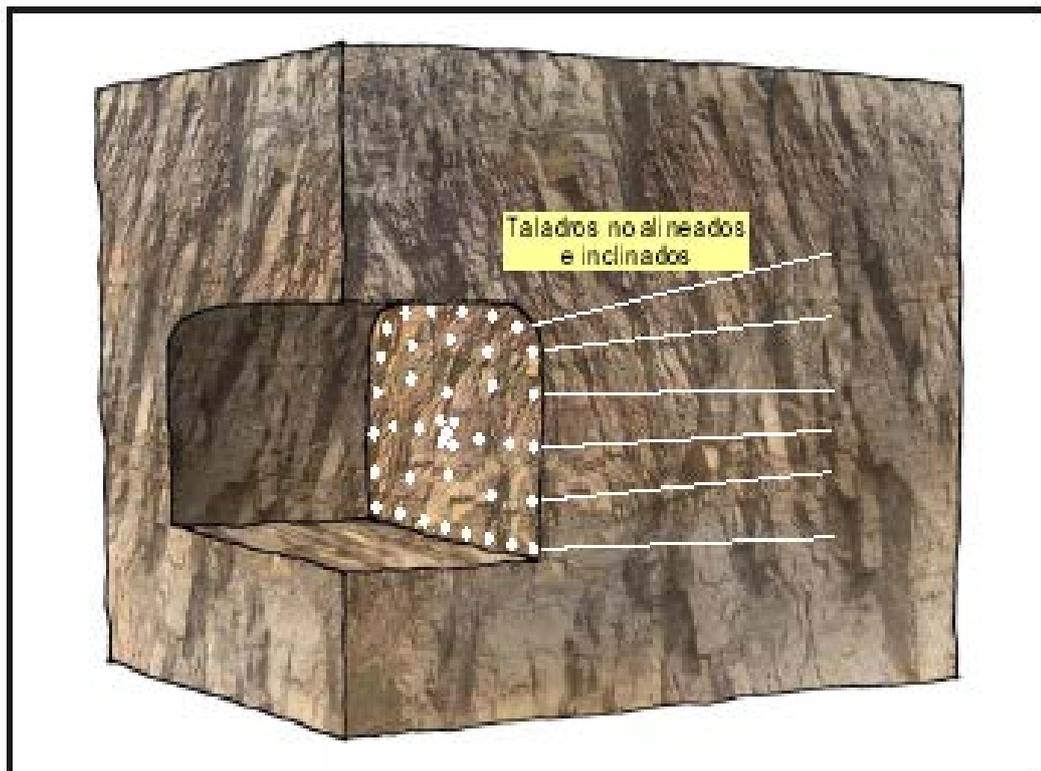


FIGURA N° 14: Taladros no paralelos

FUENTE: Elaboración Propia en ambos casos

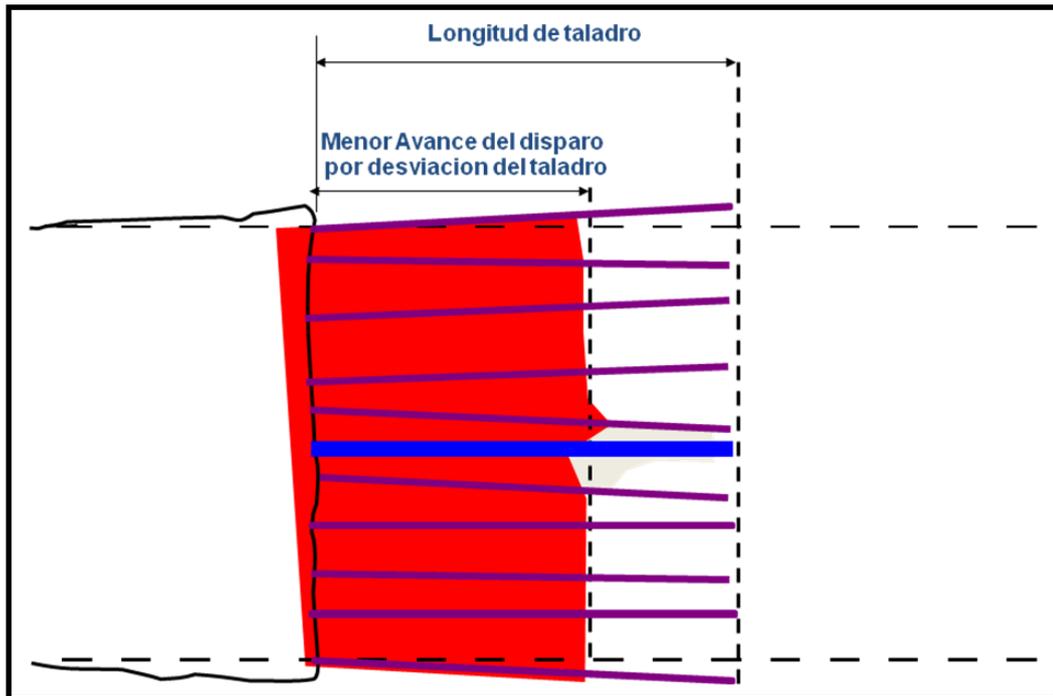


FIGURA N° 15: Menor longitud de perforación

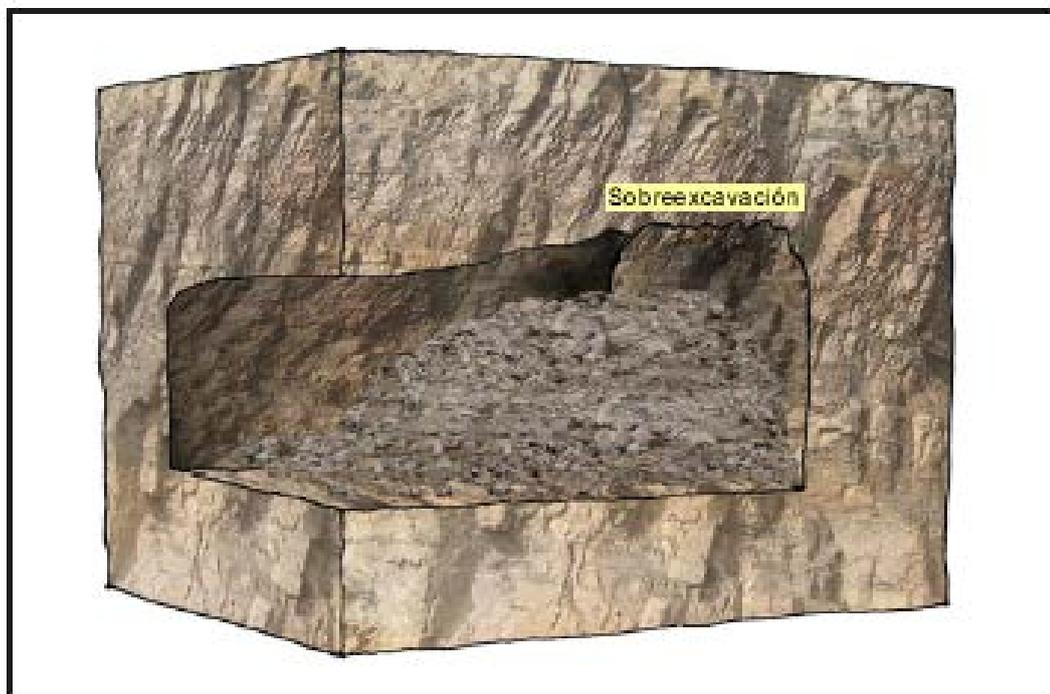


FIGURA N° 16: Resultado mala voladura

FUENTE: Elaboración Propia en ambos casos

CAPITULO III

DIAGNOSTICO DE LOS PROCESOS OPERATIVOS

En este capítulo se presenta el diagnostico obtenido de las operaciones de perforación y voladura en sus diversas aplicaciones operativas.

3.1. RENDIMIENTOS

3.1.1. Perforación

3.1.1.1 Labores desarrollo.

“La perforación es el inicio de las operaciones unitarias y de la cual depende el éxito de las demás operaciones unitarias”.

En esta mina ejemplo se presupuestó realizar los trabajos de avance con barra de 12 pies de longitud, sin embargo se viene realizando la perforación con barra de 14 pies, debido a que la supervisión del área de

operaciones mina sustentan que “con una barra de mayor longitud se logrará un mayor avance”. Esto podrá ser correcto si primero se mejora los estándares de los principales parámetros de perforación con una barra de 12 pies, para luego pasar a una barra de mayor longitud como es la barra de 14 pies, ya que los parámetros son distintos.

En lo que respecta a la malla de perforación se presupuestó realizar una malla de perforación con arranque del tipo corte quemado de 28 taladros de 0.6 mts. De espaciamiento y 0.5 mts. De burden, sin embargo en la práctica se viene realizando una malla de corte quemado de 34 taladros de 0.45 mts. De espaciamiento y 0.40 mts. De burden.

La malla de perforación presupuestada, fue inicialmente aplicada en el campo sin embargo no daba los resultados adecuados, quedando una superficie no uniforme luego de la voladura en lo que se refiere a corona y hastiales, además el avance era menor al 75%.

En la práctica se perfora con barra de 14 pies y la perforación efectiva es: 3.66 metros obteniéndose un avance de 3.04m, lo cual es el 83.06%. Al perforar con barra de 14 pies, en un roca de tipo II y III se puede tener una longitud efectiva de perforación de 3.90 mts. Mínimo y obtener un avance de 3.60 mts. Que sería el 92.31 % de eficiencia .Siempre y cuando se tenga un buen diseño de malla, una buena distribución de taladros (lo cual se logra con el trazado de la malla de perforación y un buen control del paralelismo entre taladros) y una buena distribución de carga explosiva.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras por concepto maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la superficie del frente no es uniforme producto de un mal avance. Por otro lado la velocidad de perforación no es la óptima, debido a la antigüedad propia de la máquina, y a la falta de paralelismo. Con un buen paralelismo se puede llegar a una velocidad de 70mp/h.

TABLA N° 2: Rendimiento en perforación presupuestado y real en labores de desarrollo.

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|--|-------------------------|-------------------------|------------------|-------------------------|-----------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| LABOR SECCIÓN | Frente 3.5m x 3m | Frente 3.5m x 3m | Δ | Unidad | $\Delta\%$ % |
| PERFORACIÓN | | | | | |
| Tipo de roca | II-III | II-III | | | |
| Longitud de barra | 3.70 | 4.27 | 0.57 | m | 15.41 |
| Longitud efectiva de perforación | 3.41 | 3.66 | 0.25 | m | 7.33 |
| Avance | 2.89 | 3.04 | 0.15 | m | 5.19 |
| Rendimiento en avance | 84.75 | 83.06 | 1.69 | % | 1.99 |
| Volumen a romper por disparo | 30.35 | 31.92 | 1.58 | m ³ /disparo | 5.19 |
| Tonelaje obtenido por disparo | 75.86 | 79.80 | 3.94 | t/disparo | 5.19 |
| Parámetros de perforación | | | | | |
| Diámetro de la broca | 45 | 45 | 0.00 | mm | 0.00 |
| Espaciamiento | 0.60 | 0.45 | -0.15 | m | -25 |
| Burden | 0.50 | 0.40 | -0.10 | m | -20 |
| Numero de taladros | 28 | 34 | 6.00 | taladros | 21.43 |
| Rendimiento | | | | | |
| Metros perforados totales | 95.48 | 124.44 | 28.96 | mp | 30.33 |
| Rendimiento de perforación | 47 | 54 | 7.00 | mp/h | 13.97 |
| Taladros perforados por hora | 13.86 | 14.72 | 0.86 | taladros/h | 6.18 |
| Tiempo efectivo de perforación | 1.46 | 1.63 | 0.17 | h | 11.64 |
| Tiempo de maniobras por el total taladros | 0.23 | 0.28 | 0.05 | h | 21.74 |

| | | | | | |
|---------------------------------|------|------|------|-----------|-------|
| Tiempo de posicionamiento total | 0.33 | 0.40 | 0.07 | h | 21.21 |
| Tiempo total de perforación | 2.02 | 2.31 | 0.29 | h | 14.36 |
| Toneladas rotas por taladro | 2.7 | 2.3 | 0.34 | t/taladro | 12.55 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 3: Costo de perforación presupuestado y real en labores de desarrollo.

| COSTO UNITARIO DE PERFORACION | | | | |
|-------------------------------|---------------|-----------|-----------|-------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACION | |
| Frente 3.5mx3m | (US\$/ML) | (US\$/ML) | Δ | Δ % |
| PERFORACION | 147.90 | 157.67 | 9.77 | 6.61 |
| MANO DE OBRA | 40.20 | 38.22 | -1.98 | -4.93 |
| Operador de Jumbo | 14.46 | 13.75 | -0.71 | -4.91 |
| Ayudante Operador Jumbo | 12.31 | 11.71 | -0.6 | -4.87 |
| Capataz | 13.43 | 12.76 | -0.67 | -4.99 |
| INSUMOS | 37.8 | 39.52 | 1.72 | 4.55 |
| ACEROS DE PERFORACION | 13.25 | 16.19 | 2.94 | 22.19 |
| Barra de extensión | 2.64 | 3.68 | 1.04 | 39.39 |
| Broca de 45 mm. | 4.62 | 5.74 | 1.12 | 24.24 |
| Shank adapter | 0.99 | 1.23 | 0.24 | 24.24 |
| Coopling | 0.99 | 1.23 | 0.24 | 24.24 |
| Broca escariadora de 3.5 " | 1.35 | 1.37 | 0.02 | 1.48 |
| Adaptador piloto | 1.36 | 1.3 | -0.06 | -4.41 |
| Copas de afilado | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| Aguzadora de copas | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| MATERIALES | 24.55 | 23.33 | -1.22 | -4.97 |
| Manga de ventilación de 30" | 10.84 | 10.3 | -0.54 | -4.98 |
| Alcayata de 3 cuerpos | 7.1 | 6.75 | -0.35 | -4.93 |
| tubos de pvc 1 1/2 x 3 | 6.61 | 6.28 | -0.33 | -4.99 |
| EQUIPOS | 69.90 | 79.93 | 10.03 | 14.35 |
| Jumbo de 1 brazo | 69.90 | 79.93 | 10.03 | 14.35 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.1.2 Labores de Producción

3.1.1.2.1 Breasting

En el caso de la malla de perforación, para una sección de 3.5 X3.0 se presupuestó realizar una malla de 15 taladros de 0.75 mts. De

espaciamiento y 0.75 mts. De burden, con una longitud efectiva de 3.41 mts. Obteniéndose un avance de 2.90 mts. Que es el 85.04 % y un rendimiento por taladro de 6.70 Tn. /tal. En la práctica se viene realizando una malla 19 taladros de 1.0 mts. De espaciamiento y 0.9 mts. De burden con una longitud efectiva de perforación de 3.20 mts.

Que es el 93.8 % de la longitud efectiva de perforación presupuestada obteniéndose un avance de 2.88 mts., lo cual es el 90.00 % con respecto a la longitud de perforación realizada, si consideramos como longitud efectiva de perforación 3.41 mts. Nuestro avance estaría por el 84.45 % que será menos a lo presupuestado.

En lo que respecta al rendimiento por taladro en lo real se obtiene 5.3 Tan. /tal. Que es inferior a lo presupuestado en un 5.08 % menos y el costo por Tonelada se incrementa de 3.72 a 4.09 US\$ /Tn. Que viene a ser el 9.97 % de incremento.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras por concepto de maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la superficie del frente no es uniforme producto de un mal avance y que el operador tiene que calcular la posición del taladro, lo cual se evitaría si se pintara la malla continuamente.

En la Tabla N° 4, se puede observar los rendimientos en perforación presupuestado y real en labores de producción (Breasting)

TABLA N° 4: Rendimiento de perforación presupuestado y real en labores de producción (BREASTING)

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|---|--------------|-------------|-------------|-------------------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuesto | Real | VARIACIÓN | | |
| SECCION 3.50 x 3.00 | Breasting | Breasting | Δ | Unidad | Δ% % |
| PERFORACIÓN | | | | | |
| Tipo de roca | II-III | II-III | | | |
| Longitud de barra 12 pies | 3.70 | 3.70 | 0.00 | m | 0.00 |
| Longitud efectiva de perforación | 3.41 | 3.20 | 0.21 | m | 6.16 |
| Avance | 2.90 | 2.88 | 0.02 | m | 0.69 |
| Rendimiento en avance | 85.04 | 84.46 | 0.58 | % | 0.68 |
| Volumen a romper por disparo | 30.45 | 30.24 | 0.21 | m ³ /disparo | 0.69 |
| Tonelaje obtenido por disparo | 100.49 | 99.79 | 0.69 | t/disparo | 0.69 |
| Parámetros de perforación | | | | | |
| Diámetro de la broca | 45 | 45 | 0.00 | mm | 0.00 |
| Espaciamiento | 0.75 | 1.00 | 0.25 | m | 33.33 |
| Burden | 0.75 | 0.90 | 0.15 | m | 20 |
| Numero de taladros | 15 | 19 | 4.00 | taladros | 26.67 |
| Rendimiento | | | | | |
| Metros perforados totales | 51.15 | 60.8 | 9.65 | mp | 18.87 |
| Rendimiento de perforación | 30 | 30 | 0.00 | mp/h | 0.00 |
| Taladros perforados por hora | 8.67 | 9.27 | 0.60 | taladros/h | 6.89 |
| Tiempo efectivo de perforación | 1.46 | 1.70 | 0.24 | h | 16.44 |
| Tiempo de maniobras por el total taladros | 0.12 | 0.15 | 0.03 | h | 25.00 |
| Tiempo de posicionamiento total | 0.15 | 0.20 | 0.05 | h | 33.33 |
| Tiempo total de perforación | 1.73 | 2.05 | 0.32 | h | 18.50 |
| Toneladas rotas por taladro | 6.7 | 5.3 | 0.34 | t/taladro | 5.08 |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 5 y 6 se observan los costos de producción en Breasting tanto en US\$/ml. Como en US\$/ Tn.

TABLA N° 5: Costo de perforación presupuestado y real en labores de Producción (BREASTING) en US\$/ML.

| COSTO UNITARIO DE PERFORACION | | | | |
|-------------------------------|---------------|-----------|-----------|--------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACION | |
| Breasting 3.5mx3m | (US\$/ML) | (US\$/ML) | Δ | Δ % |
| PERFORACION | 129.37 | 148.57 | 19.2 | 14.84 |
| MANO DE OBRA | 39.57 | 38.22 | -1.35 | -3.41 |
| Operador de Jumbo | 14.41 | 13.75 | -0.66 | -4.58 |
| Ayudante Operador Jumbo | 12.27 | 11.71 | -0.56 | -4.56 |
| Capataz | 12.89 | 12.76 | -0.13 | -1.01 |
| INSUMOS | 30.14 | 30.42 | 0.28 | 0.93 |
| ACEROS DE PERFORACION | 5.64 | 6.73 | 1.09 | 19.33 |
| Barra de extensión | 1.41 | 1.67 | 0.26 | 18.44 |
| Broca de 45 mm. | 2.47 | 2.96 | 0.49 | 19.84 |
| Shank adapter | 0.53 | 0.63 | 0.1 | 18.87 |
| Coopling | 0.53 | 0.63 | 0.1 | 18.87 |
| Copas de afilado | 0.35 | 0.42 | 0.07 | 20.00 |
| Aguzadora de copas | 0.35 | 0.42 | 0.07 | 20.00 |
| MATERIALES | 24.5 | 23.69 | -0.81 | -3.31 |
| Manga de ventilación de 30" | 10.81 | 10.89 | 0.08 | 0.74 |
| Alcayata de 3 cuerpos | 7.10 | 7.13 | 0.03 | 0.42 |
| tubos de pvc 1 1/2 x 3 | 6.59 | 5.67 | -0.92 | -13.96 |
| EQUIPOS | 59.66 | 79.93 | 20.27 | 33.98 |
| Jumbo de 1 brazo | 59.66 | 79.93 | 20.27 | 33.98 |

TABLA N°6: Costos de perforación en BREASTING US\$/TM.

| COSTO UNITARIO DE PERFORACION | | | | |
|-------------------------------|---------------|-----------|-----------|-------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACION | |
| Breasting 3.5mx3m | (US\$/TM) | (US\$/TM) | Δ | Δ % |
| PERFORACION | 3.72 | 4.09 | 0.371 | 9.97 |
| MANO DE OBRA | 1.14 | 1.15 | 0.01 | 0.88 |
| Operador de Jumbo | 0.42 | 0.42 | 0 | 0.00 |
| Ayudante Operador Jumbo | 0.35 | 0.36 | 0.01 | 2.86 |
| Capataz | 0.37 | 0.37 | 0 | 0.00 |
| INSUMOS | 0.862 | 0.893 | 0.031 | 3.60 |
| ACEROS DE PERFORACION | 0.162 | 0.193 | 0.031 | 19.14 |
| Barra de extensión | 0.041 | 0.048 | 0.007 | 17.07 |
| Broca de 45 mm. | 0.071 | 0.085 | 0.014 | 19.72 |
| Shank adapter | 0.015 | 0.018 | 0.003 | 20.00 |
| Coopling | 0.015 | 0.018 | 0.003 | 20.00 |
| Copas de afilado | 0.01 | 0.012 | 0.002 | 20.00 |
| Aguzadora de copas | 0.01 | 0.012 | 0.002 | 20.00 |
| MATERIALES | 0.7 | 0.7 | 0 | 0.00 |

| | | | | |
|-----------------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| Manga de ventilación de 30" | 0.31 | 0.31 | 0 | 0.00 |
| Alcayata de 3 cuerpos | 0.20 | 0.2 | 0 | 0.00 |
| tubos de pvc 1 1/2 x 3 | 0.19 | 0.19 | 0 | 0.00 |
| EQUIPOS | 1.72 | 2.05 | 0.33 | 19.19 |
| Jumbo de 1 brazo | 1.72 | 2.05 | 0.33 | 19.19 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.1.2.2 Realce

Este caso no se presupuestó y su realización no es continua por razones de seguridad.

En la práctica la malla de perforación para realce depende mucho del espaciamiento y el burden, es así que se tiene un espaciamiento de 1.4 m y 0.80m de burden. Sin embargo presenta una serie de deficiencias en lo que respecta a paralelismo de los taladros, inclinación de taladros los cuales deberían ser verticales y la falta de diseño de malla, lo cual repercute en la corona final del corte, la granulometría y tonelaje obtenido (el tonelaje obtenido por taladro según lo visto en el campo es de 6.13 tan.)

Con Un buen Paralelismo de taladros y verticales el rendimiento por taladro sería de 8.66 Tn. /taladro, lo cual nos daría una producción de 318.96 Tn. Y un costo de perforación de 1.65 US\$/Tn.

En la Tabla N° 7, se puede observar los rendimientos en realce real.

TABLA N° 7: Rendimiento de perforación real en labores de producción (REALCE)

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | |
|--|------------------------|-----------------|
| LABOR | Real REALCE | Unidades |
| PERFORACIÓN | | |
| Parámetros de Estructura | | |
| Tipo de roca (Estructura Mineralizada) | II-III | |
| Densidad de mineral | 3.30 | Tn/m3 |
| Potencia de Veta | 3.00 | mts. |
| Longitud de tajo | 10.00 | mts. |
| Area de Corte | 30.00 | mts.2 |
| Parametros de Perforacion | | |
| Longitud de barra 12 pies | 3.70 | mts. |
| Longitud efectiva de perforación | 3.15 | mts. |
| Diametro de Broca | 45 | mm. |
| Espaciamiento | 1.40 | mts. |
| Burden | 0.80 | mts. |
| Taladros por Disparo | 36.00 | Tal./disp. |
| densidad de taladros | 3.00 | tal/fila |
| angulo de corte | 45° | Grados sexag. |
| altura de corte | 2.23 | mts. |
| Rendimientos | | |
| Volumen a romper por disparo | 66.90 | m3. |
| Tonelaje obtenido por disparo | 220.77 | Tn. |
| Total de metros perforados | 113.40 | mp. |
| Rendimiento de Perforación | 45.36 | mp/hr. |
| Numero de taladros perforados /hr. | 19.00 | taladros/hr. |
| Tiempo efectivo de perforación | 1.90 | hr. |
| Tiempo de maniobras por taladro | 0.30 | hr. |
| Tiempo de posicionamiento (llegada y salida) | 0.30 | hr. |
| Tiempo total de perforación | 2.50 | hr. |
| Toneladas rotas por taladro | 6.13 | Tn./taladro |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 8 se observa el costo por tonelada de perforación real en las labores de Producción (Realce).

TABLA N° 8: Costo de perforación real en labores producción (REALCE) US\$/TM.

| COSTO UNITARIO DE PERFORACION | |
|-------------------------------|-----------|
| OPERACIÓN | Real |
| Bresting 3.5mx3m | (US\$/TM) |
| PERFORACION | 2.39 |
| MANO DE OBRA | 0.52 |
| Operador de Jumbo | 0.19 |
| Ayudante Operador Jumbo | 0.16 |
| Capataz | 0.17 |
| INSUMOS | 0.737 |
| ACEROS DE PERFORACION | 0.17 |
| Barra de extensión 12 pies | 0.04 |
| Broca de 45 mm. | 0.07 |
| Shank adapter | 0.02 |
| Coopling | 0.01 |
| Copas de afilado | 0.01 |
| Aguzadora de copas | 0.02 |
| MATERIALES | 0.567 |
| Manga de ventilación de 30" | 0.48 |
| Alcayata de 3 cuerpos | 0.09 |
| tubos de pvc 1 1/2 x 3 | 0 |
| EQUIPOS | 1.13 |
| Jumbo de 1 brazo | 1.13 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.2 Voladura

3.1.2.1 Labores de desarrollo

“El éxito de una voladura depende que tan buena sea la malla de perforación, y de la cantidad óptima de explosivo por taladro”.

Según el presupuesto se puede observar que se necesita 59.62 Kg. De explosivo para realizar una voladura en un frente de 3.5 x 3.00 mts. Con un factor de carga de 1.96 Kg/m³. Sin embargo en la realidad se usa 103.6 Kg de emulsión con un factor de carga de 3.25 Kg/m³, que es lo mismo que entender que se emplea 34.089 kg de explosivo por metro avanzado, sin embargo estos indicadores son todavía excesivos.

Esto se debe a que se ha incrementado la longitud de la barra de 12 a 14 pies y la longitud efectiva de perforación no es la mejor además hay excesivo consumo de explosivo originando la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no como máximo a un 66.67% como debería ser.

Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede llegar a **1.52 kg/m³.**

En la Tabla N° 9, se puede observar el rendimiento de voladura presupuestado y real.

En la Tabla N° 10, se puede observar el costo de voladura presupuestado y real en labores de desarrollo.

TABLA N° 9: Rendimiento de voladura presupuestado y real en labores de desarrollo.

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS EN VOLADURA | | | | | |
|---|---------------|---------------|--------------|-------------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| SECCIÓN | 3.5m x 3m | 3.5m x 3m | Δ | Unidad | Δ% |
| VOLADURA | | | | | |
| Emulsiones explosivas | | | | | |
| Emulnor 5000 1 1/2" x 12" | 14.40 | 17.6 | 3.2 | kg | 22.22 |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 40.95 | 81.19 | 40.24 | kg | 98.27 |
| Exadit 45% 7/8"x7" (corona) | 4.272 | 4.806 | 0.534 | kg | 12.50 |
| Total de explosivos (Kg). | 59.62 | 103.596 | 43.974 | kg | 73.75 |
| Factor de avance | 20.63 | 34.089 | 13.45 | kg/m | 65.18 |
| Factor de Potencia | 0.79 | 1.30 | 0.51 | kg/t | 64.56 |
| Factor de carga | 1.96 | 3.25 | 1.28 | kg/m ³ | 65.82 |
| Tiempo de cebado y carg. /tal. | 1.00 | 1.00 | 0 | min | 0.00 |
| Tiempo total de carguío | 0.47 | 0.57 | 0.1 | h | 21.28 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 10: Costo de voladura presupuestado y real en labores de desarrollo

| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
|-----------------------------|---------------|-----------|-----------|--------|
| Frente 3.5m x 3m | (US\$/ML) | (US\$/ML) | Δ | Δ % |
| VOLADURA | 89.54 | 119.477 | 29.937 | 33.43 |
| MANO DE OBRA | 23.97 | 22.80 | -1.17 | -4.88 |
| Cargador - Desatador | 11.03 | 10.49 | -0.54 | -4.90 |
| Capataz | 12.94 | 12.31 | -0.63 | -4.87 |
| INSUMOS | 65.57 | 96.677 | 30.954 | 47.44 |
| Explosivos | 50.16 | 78.837 | 27.97 | 57.17 |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 29.79 | 56.64 | 26.853 | 90.13 |
| Emulnor 5000 1 1/2" x 12" | 11.34 | 13.17 | 1.834 | 16.14 |
| Exadit 45% 7/8"x7" (corona) | 3.74 | 3.997 | 0.257 | 6.87 |
| Cordón detonante 3P | 5.29 | 5.03 | -2.33 | -44.05 |
| Accesorios de voladura | 15.41 | 17.84 | 3.052 | 20.62 |

| | | | | |
|----------------------------------|------|-------|-------|-----------|
| Fanel de 4 .00 mts periodo corto | 5.04 | 4.79 | 0.37 | 8.37 |
| Fanel de 4 .00 mts periodo largo | 9.54 | 12.26 | 2.72 | 28.5 1 |
| Carmex de 2.10 mts | 0.65 | 0.62 | -0.03 | - 4.62 |
| Mecha rápida | 0.18 | 0.17 | -0.01 | - 5.56 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.2.2 Labores de Producción

La voladura en tajos está relacionada a la perforación en la estructura mineralizada y a la cantidad óptima de explosivo a emplearse.

3.1.2.2.1 Breasting

Según el presupuesto se puede observar que se necesita 24.89 kg para realizar un Breasting de 15 taladros, con un factor de carga de 1.02Kg/m³ y 0.32 kg/t. Sin embargo en la realidad se usa 37.15 Kg de emulsión con un factor de carga de 1.29Kg/m³ y 0.48 kg/t, lo cual es excesivo.

El problema radica en que no se tiene una buena malla de perforación y ni buen paralelismo, por otro lado existe la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no a un 66.67% como debería ser.

Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede obtener un factor de carga de **0.34 kg/m³**, lo cual es similar al programado pero con las mejoras del caso.

En la Tabla N° 11, se puede observar el rendimiento de voladura programado y real en labores de producción (Breasting).

TABLA N° 11: Rendimiento de voladura presupuestado y real en labores de producción (BREASTING)

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS EN | | | | | |
|--|---------------|-----------|-----------|--------|-------|
| VOLADURA | | | | | |
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| SECCIÓN 3.50x3.00 | Breasting | Breasting | Δ | Unidad | Δ% |
| VOLADURA | | | | | |
| Emulsiones explosivas | | | | | |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 46.41 | 54.60 | 8.19 | kg | 17.65 |
| Total de kilogramos de explosivo | 46.41 | 54.60 | 8.19 | kg | 17.65 |
| Factor de Potencia | 0.46 | 0.58 | 0.12 | kg/t | 26.09 |
| Factor de carga | 1.52 | 1.93 | 0.40 | kg/m3 | 26.97 |
| Tiempo de carguío y cebado por taladro | 1 | 1.00 | 0.00 | min | 0 |
| Tiempo total de carguío | 0.25 | 0.32 | 0.07 | h | 28 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 12: Costo de voladura presupuestado y real en labores de producción (BREASTING)

| COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA | | | | | |
|-------------------------------|---------------|-------------|-------------|--------------|--|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| Breasting | (US\$/M3) | (US\$/M3) | Δ | Δ% | |
| VOLADURA | 8.04 | 9.45 | 1.41 | 17.54 | |
| MANO DE OBRA | 3.36 | 3.62 | 0.26 | 7.74 | |
| Cargador - Desatador | 2.09 | 2.25 | 0.16 | 7.66 | |
| Capataz | 1.27 | 1.37 | 0.10 | 7.87 | |
| INSUMOS | 4.68 | 5.83 | 1.15 | 24.57 | |
| Explosivos | 3.59 | 4.47 | 0.88 | 24.51 | |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 3.20 | 4.05 | 0.85 | 26.56 | |
| Cordón detonante 3P | 0.39 | 0.42 | 0.03 | 7.69 | |
| Accesorios de voladura | 1.09 | 1.36 | 0.27 | 24.77 | |
| Fanel de 4 mts | 1.02 | 1.28 | 0.26 | 25.49 | |
| Carmex de 2.10 mts. | 0.06 | 0.07 | 0.01 | 16.67 | |
| Mecha rápida | 0.01 | 0.01 | 0 | 0 | |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.2.2.2 Realce

No se consideró realce en el presupuesto y su realización no es continua.

Según lo observado en el campo se tiene un factor de carga de 1.47 kg/m³ y 0.45 Kg/ton, lo cual mejoraría con un buen diseño de malla, distribución de carga explosiva y secuencia de salida al igual que en los casos anteriores.

En la Tabla N° 13, se puede observar el rendimiento de voladura en la práctica

TABLA N° 13: Rendimiento de voladura real en labores de producción (REALCE)

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS | | |
|--|----------------|-------------------|
| LABOR | Real REALCE | Unidades |
| VOLADURA | | |
| Emulnor 5000 11/2x12" | 0.00 | Kg |
| Emulnor 3000 11/2x12" | 43.85 | Kg |
| Kilogramos de explosivo objetivo por disparo | 43.85 | kg |
| Factor de Potencia | 0.19 | kg/t |
| Factor de carga | 0.66 | kg/m ³ |
| Tiempo de cebado y carguío por taladro | 1.00 | min |
| Tiempo total de carguío | 0.6 | h |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 14 se observa el costo de voladura real en labores de producción en realce, el costo es de 7.89 US\$/ Mt.3

TABLA N° 14: Costo de voladura real en labores de producción (REALCE)

| COSTOS UNITARIOS DE VOLADURA | |
|-------------------------------------|------------------|
| OPERACIÓN | Real |
| Realce | (US\$/M3) |
| VOLADURA | 7.89 |
| MANO DE OBRA | 3.62 |
| Cargador - Desatador | 2.25 |
| Capataz | 1.37 |
| INSUMOS | 4.27 |
| Explosivos | 3.247 |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 3.09 |
| Cordón detonante 3P | 0.157 |
| Accesorios de voladura | 1.02 |
| Fanel de 4 mts | 0.98 |
| Carmex de 2.10 mts. | 0.03 |
| Mecha rápida | 0.01 |

FUENTE: Elaboración Propia

Luego de analizar la perforación y voladura tanto en labores de desarrollo y producción, se procede con el diagnóstico de las operaciones unitarias de limpieza- acarreo y sostenimiento.

3.1.3 Limpieza – acarreo

3.1.3.1 Labores de desarrollo

Se coloca limpieza-acarreo porque en mina, la limpieza propiamente dicha no se da. Esto se debe a que no existen cámaras de acumulación o de carguío cercanas a los frentes lo que hace que el equipo LHD 3.5yd³ (por ejemplo) recorra longitudes de hasta 400 m, para “limpiar el frente”, haciendo que la operación unitaria sea ineficiente.

Según el presupuesto se deben tener cámaras cada 150 m, para tener un rendimiento de 33.72 m³/h con una pendiente de 12% a 14% como máximo, sin embargo en la práctica se tiene distancias de acarreo (mal llamada distancia de limpieza por lo explicado en el párrafo anterior) de 200 hasta 400m, teniendo un promedio de 300m obteniendo un rendimiento de 19.83 m³/h en el mejor de los casos.

El avance de los frentes debe ser llevado con cámaras de carguío y/o acumulación cada **150m**, lo cual asegura una limpieza real y por ende optima de la operación unitaria que permita alcanzar rendimientos mayores de **33 m³/h**. este rendimiento solo se obtendrá llevando labores con una gradientes **no mayor a 12%** y conservando un buen piso de labor.

En la Tabla 15, se puede observar que el ciclo del equipo LHD 3.5 yd³ es de 4.5 minutos según el presupuesto, lo cual se debe principalmente a la velocidad de traslación del equipo (4.5Km/h), para un distancia de 150m. Sin embargo en la práctica se puede observar que la velocidad disminuye por problemas de vía a 4km/h, la distancia, se incrementa por falta de un estándar en las distancias a la cámara de acumulación, teniendo un ciclo de 6.9 minutos y un rendimiento de 19.83 m³/hr.

En Figura N° 17 se puede observar el rendimiento teórico del Scoop de 3.5Yd³ Atlas Coopco.

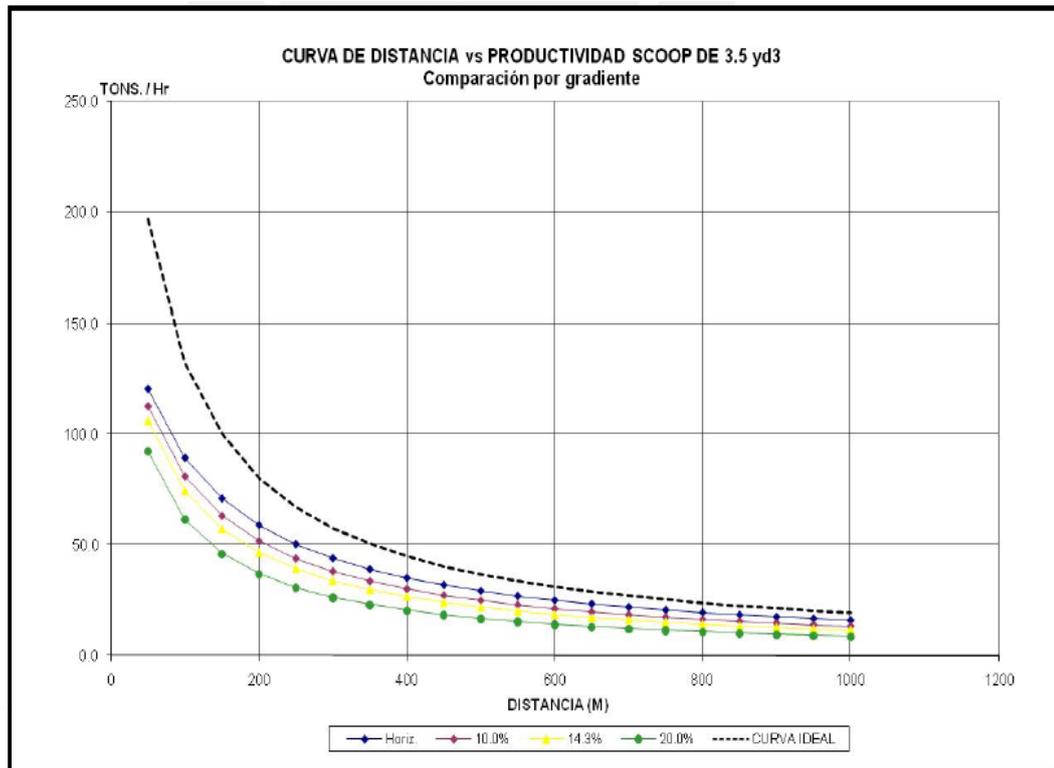


FIGURA N° 17: Rendimiento teórico de un scoop de 3.5 yd 3. de Atlas COOPCO expresado en tn. /hr.

FUENTE: Manual de Atlas Coopco.

TABLA N°15: Rendimiento de limpieza – acarreo presupuestado vs. real en desarrollo

| OPERACIÓN SECCIÓN | Presupuestado 3.5m x 3m | Real 3.5m x 3m | VARIACIÓN | | |
|---------------------------|----------------------------|----------------------|-----------|------------|--------|
| | | | Δ | Unida d | % |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | | |
| Capacidad del Scoop | 3.5 | 3.5 | 0.0 | yd3 | 0 |
| Capacidad del Scoop | 2.68 | 2.68 | 0.0 | m3 | 0 |
| Factor de llenado | 0.85 | 0.85 | 0.0 | % | 0 |
| Capacidad real del Scoop | 2.28 | 2.28 | 0.00 | m3 | 0 |
| Factor de esponjamiento | 40 | 40 | 0.0 | % | 0 |
| Metros cúbicos volados | 30.35 | 31.92 | 1.58 | m3 | 5.19 |
| Metros cúbicos esponjados | 42.48 | 44.69 | 2.21 | m3 | 5.19 |
| Velocidad promedio Scoop | 4.5 | 5.0 | 0.50 | km/ h | 11.11 |
| Pendiente | 12 | 12 | 0 | % | 0.00 |
| Distancia a la cámara | 0.15 | 0.30 | 0.15 | km | 100.00 |
| Ciclo | 0.0675 | 0.115 | 0.0475 | h | 70.37 |
| Carguio | 0.0125 | 0.0125 | 0 | h | 0.00 |
| Traslado con carga | 0.02 | 0.05 | 0.03 | h | 150.00 |
| Descarga | 0.0125 | 0.0125 | 0 | | 0.00 |
| Traslado sin carga | 0.01 | 0.02 | 0.01 | h | 100.00 |
| Maniobras totales | 0.0125 | 0.02 | 0.0075 | h | 60.00 |
| Ciclo en minutos | 4.05 | 6.9 | 2.85 | min | 70.37 |
| Numero de ciclos | 19 | 20 | 0.93 | ciclo s | 5.00 |
| Tiempo total de limpieza | 1.26 | 2.25 | 0.99 | h | 78.89 |
| Rendimiento del scoop | 33.72 | 19.83 | -13.89 | m3/ h | -41.20 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N°16: Costo en limpieza- acarreo presupuestado vs. real en desarrollo

| COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA-ACARREO | | | | |
|--------------------------------------|---------------|-------------|--------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labor de Desarrollo | (US\$/m3) | (US\$/m3) | Δ | Δ% |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.26 | 5.83 | 1.57 | 36.85 |
| MANO DE OBRA | 1.89 | 1.80 | -0.09 | -4.76 |
| Operador Scoop | 0.98 | 0.93 | -0.05 | -5.10 |
| Capataz | 0.91 | 0.87 | -0.04 | -4.40 |
| EQUIPOS | 2.37 | 4.03 | 1.66 | 70.04 |
| Scoop (3.5yd3) | 2.37 | 4.03 | 1.66 | 70.04 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.3.2 Labores de Producción

Según el presupuesto, los tajos deben tener sus cámaras de acumulación de mineral o sus echaderos a una distancia no mayor a los 150 m, para tener un rendimiento de 30 m³/h con una pendiente máxima de 12%, sin embargo en la práctica se tiene distancias de acarreo hasta de 400 m, obteniéndose un rendimiento de 12.83 m³/h.

En la Tabla N° 17, se puede observar que el ciclo del equipo LHD 3.5 yd³ es de 4.05 minutos según el presupuesto, lo cual se debe principalmente a la velocidad de traslación del equipo (4.5Km/h), para un distancia de 150m. Sin embargo en la práctica se puede observar que la velocidad disminuye a 4 km/h con un ciclo de 6.9 minutos debido a la mayor distancia de recorrido.

En la Tabla N° 17, se observa también el rendimiento del Scoop de 3.5 yd3.

Programado y real en labores de producción que es igual al de desarrollo.

TABLA N° 17. Rendimiento de limpieza – acarreo presupuestado y real en labores de producción

| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
|---------------------------|---------------|--------|-----------|-----------|-----------|
| | | | SECCIÓN | 3.5m x 3m | 3.5m x 3m |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | | |
| Capacidad del Scoop | 3.5 | 3.5 | 0.0 | yd3 | 0 |
| Capacidad del Scoop | 2.68 | 2.68 | 0.0 | m3 | 0 |
| Factor de llenado | 0.85 | 0.85 | 0.0 | % | 0 |
| Capacidad real del Scoop | 2.28 | 2.28 | 0.00 | m3 | 0 |
| Factor de esponjamiento | 40 | 40 | 0.0 | % | 0 |
| Metros cúbicos volados | 30.45 | 28.35 | -2.10 | m3 | -6.90 |
| Metros cúbicos esponjados | 42.63 | 39.69 | -2.94 | m3 | -6.90 |
| Velocidad promedio Scoop | 4.5 | 5.0 | 0.50 | km/h | 11.11 |
| Pendiente | 12 | 12 | 0 | % | 0.00 |
| Distancia a la cámara | 0.15 | 0.30 | 0.15 | km | 100.00 |
| Ciclo | 0.0675 | 0.115 | 0.0475 | h | 70.37 |
| Carguio | 0.0125 | 0.0125 | 0 | | 0.00 |
| Traslado con carga | 0.02 | 0.05 | 0.03 | h | 150.00 |
| Descarga | 0.0125 | 0.0125 | 0 | | 0.00 |
| Traslado sin carga | 0.01 | 0.02 | 0.01 | h | 100.00 |
| Maniobras totales | 0.0125 | 0.02 | 0.0075 | h | 60.00 |
| Ciclo en minutos | 4.05 | 6.9 | 2.85 | min | 70.37 |
| Numero de ciclos | 19 | 17 | -2.0 | ciclos | -10.68 |
| Tiempo total de limpieza | 1.26 | 2.00 | 0.74 | h | 58.33 |
| Rendimiento del scoop | 33.72 | 19.83 | -13.89 | m3/h | -41.20 |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 18 se observa el costo en US\$/m3 de Limpieza-acarreo en labores de producción, comparado con el de desarrollo se ve una reducción en lo presupuestado y un aumento en lo real esto es fundamentalmente

debido a los volúmenes que se van a limpiar afectados lógicamente por el factor de esponjamiento.

TABLA N° 18: Costo de limpieza- acarreo presupuestado y real en labores de producción

| COSTOS UNITARIOS DE LIMPIEZA-ACARREO | | | | |
|--------------------------------------|---------------|-------------|-------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labor de Desarrollo | (US\$/m3) | (US\$/m3) | Δ | Δ% |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.25 | 6.06 | 1.81 | 42.59 |
| MANO DE OBRA | 1.89 | 2.03 | 0.14 | 7.41 |
| Operador scoop | 0.98 | 1.05 | 0.07 | 7.14 |
| Capataz | 0.91 | 0.98 | 0.07 | 7.69 |
| EQUIPOS | 2.36 | 4.03 | 1.67 | 70.76 |
| Scoop (3.5yd3) | 2.36 | 4.03 | 1.67 | 70.76 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.4 Sostenimiento con Perno splitset

3.1.4.1 Labores de desarrollo

En lo que respecta a sostenimiento, según el presupuesto, se ha optado por colocar pernos splitset de 7', con un rendimiento de 30 pernos/h, lo cual disminuye en la práctica a 25 pernos/h. Esta disminución del rendimiento es debido a las demoras operativas; coordinaciones y condiciones de labor, (la labor tiene que estar shocreteadas y haber transcurrido 4 horas como tiempo de fraguado). El perno Splitset es un tipo de sostenimiento metálico considerado temporal que trabajan por fricción (Resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro. Los pernos splitset tienen una resistencia a la carga de 1 a 1.5 Tn. /pie, dependiendo del diámetro del taladro y del tipo de roca de regular a mala el diámetro del Splitset es de 39 mm. Y el diámetro del taladro debe ser de 35 a 38 mm.

Según la Tabla N° 19 y 20, se muestra el detalle de los rendimientos en la colocación de pernos splitset y su respectivo costo de instalación, incluido el costo del Splitset.

TABLA N° 19: Rendimiento de sostenimiento de los pernos split- set en labores de desarrollo presupuestado y real

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|---|---------------|--------|-----------|---------------|--------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| Labores de Desarrollo | | | Δ | Unidad | % |
| SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | | | | | |
| Tipo de roca | II-III | II-III | | | |
| Área a sostener | 23.12 | 24.12 | 1 | m2 | 4.33 |
| Espaciamiento pernos | 1.5 | 1.5 | 0 | m | 0.00 |
| Pernos por frente | 15 | 15 | 0 | pernos/frente | 0.00 |
| Longitud del taladro | 2.13 | 2.13 | 0 | m | 0.00 |
| Tiempo de perforación por taladro | 0.02 | 0.02 | 0 | h | 0.00 |
| Tiempo de perforación del frente | 0.30 | 0.30 | 0 | h | 0.00 |
| Tiempo de instalación por perno | 0.013 | 0.02 | 0.007 | h | 53.85 |
| Tiempo de instalación de los pernos | 0.20 | 0.30 | 0.105 | h | 53.85 |
| Tiempo de empernado por frente en horas | 0.50 | 0.60 | 0.105 | h | 21.21 |
| Tiempo de empernado por frente en minutos | 30.00 | 36.00 | 6 | min. | 20.00 |
| Ciclo de empernado | 2.00 | 2.40 | 0.4 | min./perno | 20.00 |
| Rendimiento | 30.00 | 25.00 | -5 | pernos/h | -16.67 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 20: Costo unitario de sostenimiento con SPLIT set en labores de desarrollo presupuestado y real

| COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | | | | |
|---|----------------------|---------------------|------------------|---------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labores de Desarrollo | (US\$/perno) | (US\$/perno) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | 11.68 | 12.66 | 0.98 | 8.39 |
| MANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.58 | 59.79 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.21 | 60.00 |
| Ayudante de Jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.17 | 56.67 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.2 | 62.50 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.11 | -0.27 | -3.66 |
| Barras de perforación 8 pies | 0.17 | 0.15 | -0.02 | -11.76 |
| Broca 38mm | 0.30 | 0.07 | -0.23 | -76.67 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0 | 0.00 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | -0.02 | -33.33 |
| Perno Split set | 6.00 | 6.00 | 0 | 0.00 |
| Adaptador perno | 0.77 | 0.77 | 0 | 0.00 |
| Manga de 1pulgada | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| Jumbo de 1 brazo | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.4.2 Labores de Producción

En lo que respecta a sostenimiento con Splitset en las labores de producción el criterio es el mismo, según el presupuesto, se ha optado por colocar pernos splitset de 7 pies, con un rendimiento de 30 pernos/h, e n la práctica se colocan 25 pernos/hr. Sin embargo esto se puede optimizar reduciendo los tiempos muertos de perforación y marcando previamente la malla de sostenimiento con perno Split set.

En la Tabla 21 y 22 se muestran el rendimiento y el Costo de Instalación de Perno Split –Set de 7 pies con el Jumbo Empernador Voltear RE 77.

TABLA N° 21: Rendimiento de sostenimiento con plitset de 7 pies en labores de producción presupuestado y real

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|---|---------------|--------|-----------|---------------|--------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | | |
| Labores de Desarrollo | | | Δ | Unidad | % |
| SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | | | | | |
| Tipo de roca | II-III | II-III | | | |
| Área a sostener | 23.20 | 21.6 | -1.6 | m2 | -6.90 |
| Espaciamiento pernos | 1.5 | 1.5 | 0 | m | 0.00 |
| Pernos por frente | 15 | 15 | 0 | pernos/frente | 0.00 |
| Longitud del taladro | 2.13 | 2.13 | 0 | m | 0.00 |
| Tiempo de perforación por taladro | 0.02 | 0.02 | 0 | h | 0.00 |
| Tiempo de perforación del frente | 0.30 | 0.30 | 0 | h | 0.00 |
| Tiempo de instalación por perno | 0.013 | 0.02 | 0.007 | h | 53.85 |
| Tiempo de instalación de los pernos | 0.20 | 0.30 | 0.105 | h | 53.85 |
| Tiempo de empernado por frente | 0.50 | 0.60 | 0.105 | h | 21.21 |
| Tiempo de empernado por frente | 30.00 | 36.00 | 6 | min. | 20.00 |
| Ciclo de empernado | 2.00 | 2.40 | 0.4 | min./perno | 20.00 |
| Rendimiento | 30.00 | 25.00 | -5 | pernos/h | -16.67 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 22: Costo de instalación de sostenimiento con SPLIT de 7' en labores de producción presupuestado y real

| COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | | | | |
|--|---------------|--------------|--------------|---------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labores de Desarrollo | (US\$/perno) | (US\$/perno) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | 11.68 | 12.66 | 0.98 | 8.39 |
| MANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.58 | 59.79 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.21 | 60.00 |
| Ayudante de Jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.17 | 56.67 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.2 | 62.50 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.11 | -0.27 | -3.66 |
| Barras de perforación 8 pies | 0.17 | 0.15 | -0.02 | -11.76 |
| Broca 38mm | 0.30 | 0.07 | -0.23 | -76.67 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0 | 0.00 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | -0.02 | -33.33 |
| Perno Split set | 6.00 | 6.00 | 0 | 0.00 |
| Adaptador perno | 0.77 | 0.77 | 0 | 0.00 |
| Mangú de 1pulgada | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| Jumbo de 1 brazo | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.5 Sostenimiento con Shotcrete

3.1.5.1 Labores de desarrollo

Según el presupuesto el rendimiento en lanzado de Shotcrete es de 0.95 m³/h, lo cual ha sido reducido en la práctica a 0.75 mt³/hr. Lo que representa un 21 %, debido a que el tiempo de lanzado se incrementado de 3 a 4 horas el tiempo de lanzado de Schocrete. Esta reducción en el rendimiento afecta también en el costo de lanzado.

Calculo del volumen (V) necesario de Shotcrete (m³). Se aplica la siguiente formula:

$$V = P * L * e * R_b * \text{Rugosidad}$$

Dónde: P: Perímetro mt. (10.00 mts para nuestro caso, con margen de seg)

L: Longitud mt.

e : espesor de Shotcrete= 2" =0.054 mts.

Rb: Rebote vía seca =1.3 ; vía húmeda =1.1

Rugosidad: valores entre 1.1 y 1.9 (uso 1.30)

En La Tabla 23 y 24 se pueden observar los rendimientos y Costo para el lanzado de Shotcrete vía seca según el presupuesto y lo visto en la práctica.

TABLA N° 23: Rendimiento de lanzado de shotcrete vía seca en labores de desarrollo presupuestado y real

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|---|--------------------|----------|-----------|---------|--------|
| OPERACIÓN | Presupues- tado | Real | VARIACIÓN | | |
| Labores de Desarrollo | 3.5m x 3m | 3.5m x3m | Δ | Unidad | % |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE de 2" de espesor | | | | | |
| Tipo de lanzado de Shotcrete(vía seca/ vía húmeda) | vía seca | Vía seca | | | |
| Área por cubrir | 29.00 | 30.4 | 1.40 | mt2. | 4.83 |
| Volumen de mezcla requerido para cubrir | 2.85 | 2.99 | 0.14 | mt3 | 4.91 |
| Arena Gradación 2 (1675 Kg/mt3) | 2.85 | 2.99 | 0.14 | mt3 | 4.91 |
| Kg.de cemento por mt3 de mezcla(400Kg/m3) | 1140.00 | 1196.00 | 56.00 | kg | 4.91 |
| Aditivo por mt3(3.00 Gl./mt3) | 8.55 | 8.97 | 0.42 | gl | 4.91 |
| Fibra metálica por mt3 (20.00Kg./mt3) | 57.00 | 59.80 | 2.80 | kg | 4.91 |
| Desperdicio de material por rebote | 40 | 48 | 8.00 | % | 20.00 |
| Tiempo de lanzado de Shotcrete (prep.del área, Inst. tras.) | 3.00 | 4.00 | 1.00 | h | 33.33 |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.17 | -0.01 | m2/m3 | -0.08 |
| Rendimiento | 0.95 | 0.75 | -0.20 | mt3/hr. | -21.32 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 24: Costo unitario de lanzado de shotcrete vía seca en labores de desarrollo presupuestado y real

| COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | | | | |
|--|----------------------|--------------|------------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labor de Desarrollo | (US\$/m2) | (US\$/m2) | Δ | $\Delta\%$ |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | 8.7 | 11.03 | 2.33 | 26.78 |
| MANO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 0.78 | 26.44 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Operador de Oliva | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.11 | 26.19 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD | 0.08 | 0.10 | 0.02 | 25.00 |
| Implementos de personal de Shotcrete | 0.06 | 0.08 | 0.02 | 33.33 |
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 0.61 | 27.48 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.15 | 28.30 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.13 | 26.00 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.25 | 26.88 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.03 | 30.00 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.05 | 31.25 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 0.92 | 26.67 |
| Scooptram de 3.5 Yd3. | 1.33 | 1.69 | 0.36 | 27.07 |
| Lanzadora Oliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.25 | 26.32 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.07 | 25.93 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.23 | 27.06 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.01 | 20.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

3.1.5.2 Labores de producción

El lanzamiento del Shotcrete en el sostenimiento de las labores de producción (tajos) es similar a lo presupuestado, considerándose un rebote del 40% en lo presupuestado y un 48 % en la práctica debido al incumplimiento de ciertos parámetros en el lanzado de Shotcrete.

En el cuadro 21, se pueden observar los rendimientos para el lanzado de Shotcrete vía seca de acuerdo al presupuesto y lo obtenido en La práctica.

TABLA N° 25: Rendimiento para el lanzado de shotcrete vía seca en labores de producción presupuestadas y reales

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|--|-------------|----------|-----------|---------|--------|
| OPERACIÓN | Presupuesto | Real | VARIACIÓN | | |
| Labores de Producción (Breasting) | 3.5m x 3m | 3.5mx3m | Δ | Unidad | % |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE de 2" de espesor | | | | | |
| Tipo de lanzado de Shotcrete(vía seca/ vía húmeda) | vía seca | Vía seca | | | |
| Área por cubrir | 29.00 | 27.00 | -2.00 | mt2. | -6.90 |
| Volumen de mezcla requerido para cubrir | 2.85 | 2.65 | -0.20 | mt3 | -7.02 |
| Arena Gradación 2 (1675 Kg/mt3) | 2.85 | 2.65 | -0.20 | mt3 | -7.02 |
| Kg. de cemento por mt3 de mezcla(400 Kg./m3) | 1140.00 | 1060.00 | -80.00 | kg | -7.02 |
| Aditivo por mt3(3.00 Gl./mt3) | 8.55 | 7.95 | -0.60 | gal | -7.02 |
| Fibra metálica por mt3 (20.00Kg./mt3) | 57.00 | 53.00 | -4.00 | kg | -7.02 |
| Desperdicio de material por rebote | 40 | 48 | 8.00 | % | 20.00 |
| Tiempo de lanzado de Shotcrete (prep.del área, inst. trasl.) | 3.00 | 4.00 | 1.00 | h | 33.33 |
| Area cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.19 | 0.01 | m2/m3 | 0.13 |
| Rendimiento | 0.95 | 0.66 | -0.29 | mt3/hr. | -30.26 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 26: Costo de lanzamiento de shotcrete vía seca en labores de producción presupuestadas y reales

| COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | | | | |
|---|------------------------|------------------------|-------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestado | Real | VARIACIÓN | |
| Labor de Desarrollo | (US\$/m ²) | (US\$/m ²) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | 8.7 | 11.03 | 2.33 | 26.78 |
| MANO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 0.78 | 26.44 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Operador de Oliva | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.11 | 26.19 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| IMPLEMENTOS | 0.08 | 0.10 | 0.02 | 25.00 |
| Implementos de personal de Shotcrete | 0.06 | 0.08 | 0.02 | 33.33 |
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 0.61 | 27.48 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.15 | 28.30 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.13 | 26.00 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.25 | 26.88 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.03 | 30.00 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.05 | 31.25 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 0.92 | 26.67 |
| Scooptram de 3.5 Yd ³ . | 1.33 | 1.69 | 0.36 | 27.07 |
| Lanzadora Aliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.25 | 26.32 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.07 | 25.93 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.23 | 27.06 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.01 | 20.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

Finalmente, el sostenimiento con Shotcrete es uno de los puntos de menor eficiencia dentro de las operaciones unitarias. Es así, que el rebote juega un papel importante dentro del sostenimiento con Shotcrete. En el presupuesto se ha tomado como rebote el 40% del total, sin embargo en la práctica está alrededor del 48%. Las causas de este rebote son:

Tipo de arena: La cantidad de cemento, fibra metálica y aditivo es la adecuada. Según el presupuesto se tiene que la cantidad de cemento es de 8 bolsas/m³, fibra metálica es de 25kg/m³ y de aditivo es 2gl/m³, lo cual es similar a la práctica, sin embargo el % de rebote ha aumentado en 8% con respecto al presupuesto, debido a que la calidad de la arena utilizada no es de buena calidad, lo cual ocasiona que el concreto sea pobre y por ende no se adhiera bien a las paredes de la excavación.

Mala práctica en el lanzamiento del Shotcrete: La distancia óptima para lanzar el Shotcrete no debe ser mayor a 1.5m, sin embargo se puede observar en la práctica que la distancia es muy variable (va desde 1m hasta 3 a 4 metros). Este exceso en la distancia ocasiona que la mezcla no llega con la suficiente fuerza para adherirse a la pared de la excavación y por ende se despega y cae al piso.

Según la Figura 18, se puede observar la incidencia de los factores que afectan el lanzamiento del Shotcrete en vía seca. Para una muestra de 30 casos en que se ejecuto lanzamiento de Shotcrete vía seca, se detecto que en 21 casos el problema era la baja calidad de los insumos, y en 9 casos el problema era la distancia de lanzado del Shotcrete que llegaba a 3 metros.



FIGURA N° 18: Factores que afectan el lanzamiento del shotcrete vía seca

FUENTE: Elaboración Propia

3.2. RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LOS PROCESOS OPERATIVOS

En la Perforación en Desarrollos se observan un ligero incremento en el avance Real “esencialmente debido a que en el presupuesto se estableció realizar la perforación con barrenos de 12 pies de longitud y en la práctica se realiza con barrenos de 14 pies, obteniéndose por ello una **“aparente favorable variación”** de los indicadores de rendimiento de metros avanzados por disparo de 0.15 m/disparo a favor, es decir un 5.2 % más si se compara con lo presupuestado con barreno de 12 pies, y con respecto a los costos unitarios se observa un incremento de 9.77 US\$/ML, es decir un 6.61% como incremento del costo unitario de perforación esto es debido al mayor consumo de

Explosivo y mayores metros perforados y con resultados nada eficientes. Con barra de perforación de 14 pies la longitud efectiva de perforación debería ser 3.96 m. por lo tanto la eficiencia real de perforación con barra de 14 pies es de 76.76 %.

Así mismo el **avance por disparo presupuestado es bajo**, ya que un avance de 2.90 m. (para perforación con barreno de 12 pies) representa sólo un rendimiento del 85.04% de lo óptimo a obtener (3.41m. de avance al 100% de rendimiento). Se tiene un déficit de 0.51 m. que viene a ser el 17.59 % con respecto al presupuesto.

En la perforación de Producción (Breasting) se observan Rendimientos inferiores a los presupuestados y costos unitarios (US\$/TM) superiores, la longitud efectiva de perforación real es 3.20 mt. Mientras que lo presupuestado es 3.41 mt. Con esta longitud de avance lo que se consigue es obtener un tonelaje inferior a lo presupuestado, el número de ~~trazos~~ en la práctica es mayor que lo programado incrementándose de esta manera el costo de perforación y voladura. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no correctos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

Los Rendimientos y Costos unitarios de la Perforación en Desarrollos y de Producción serán mejorados como se verá en el capítulo 4.

TABLA N° 27: Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de perforación en desarrollo y producción

| RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS | | | | | |
|---|----------------------|-------------|------------------|---------------|------------|
| OPERACIONES UNITARIAS | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | | |
| | | | Δ | Unidad | $\Delta\%$ |
| PERFORACION EN DESARROLLOS | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Avance por disparo | 2.89 | 3.04 | 0.14 | Mt. | 4.83 |
| Volumen a romper por disparo | 30.35 | 31.92 | 1.57 | m3/disp... | 5.17 |
| Numero de taladros perforados por disparo | 28.00 | 34.00 | 6.00 | Tal./disp... | 21.43 |
| Rendimiento de perforación | 47.00 | 54.00 | 7.00 | mp/hr. | 14.89 |
| Toneladas rotas por taladro | 75.86 | 79.80 | 3.94 | TM/tal. | 5.19 |
| Costos | | | | | |
| Costo unitario de perforación | 147.90 | 157.67 | 9.77 | US\$/ML. | 6.61 |
| Mano de obra | 40.20 | 38.22 | -1.98 | US\$/ML. | -4.93 |
| Insumos | 37.80 | 39.52 | 1.72 | US\$/ML. | 4.55 |
| Aceros de perforación | 13.25 | 16.19 | 2.94 | US\$/ML. | 22.19 |
| Materiales | 24.55 | 23.33 | -1.22 | US\$/ML. | -4.97 |
| Equipos (fundamentalmente Jumbo 1 brazo) | 69.90 | 79.93 | 10.03 | US\$/ML. | 14.35 |
| PERFORACION EN BREASTING | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Avance por disparo | 2.90 | 2.88 | -0.02 | mt. | -0.69 |
| Tonelaje obtenido por disparo | 100.49 | 99.79 | -0.70 | m3/disp.. | -0.70 |
| Numero de taladros perforados por disparo | 15.00 | 19.00 | 4.00 | tal/disp.. | 26.67 |
| Rendimiento de perforación | 30.00 | 30.00 | 0.00 | mp/hr. | 0.00 |
| Toneladas rotas por taladro | 6.70 | 5.30 | -1.40 | TM/tal. | -20.90 |
| Costos | | | | | |
| Costo unitario de perforación | 3.72 | 4.09 | 0.37 | US\$/TM. | 9.95 |
| Mano de obra | 1.14 | 1.15 | 0.01 | US\$/TM. | 0.88 |
| Insumos | 0.862 | 0.893 | 0.031 | US\$/TM. | 3.60 |
| Aceros de perforación | 0.162 | 0.193 | 0.031 | US\$/TM. | 19.14 |
| Materiales | 0.70 | 0.70 | 0 | US\$/TM. | 0.00 |
| Equipos (fundamentalmente Jumbo 1 brazo) | 1.72 | 2.05 | 0.33 | US\$/TM. | 19.19 |

FUENTE: Elaboración Propia

La Perforación tipo Breasting se detalla gráficamente a continuación:

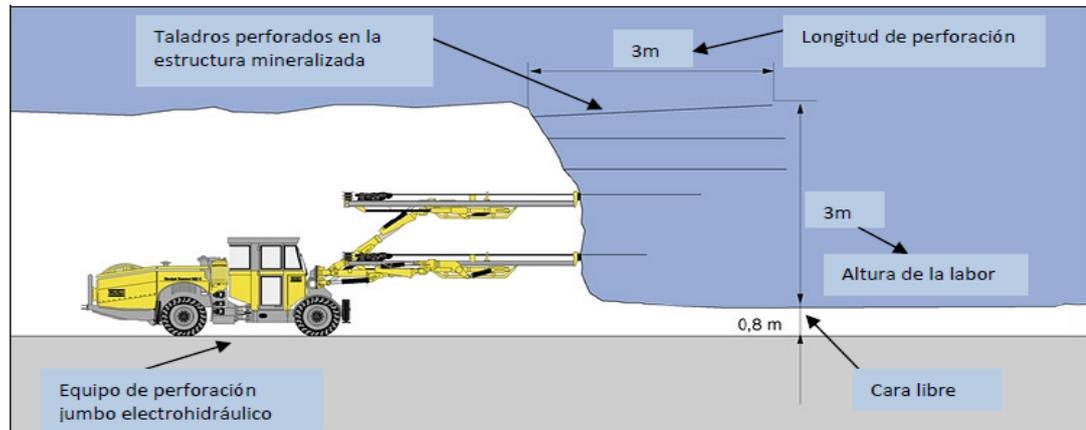


FIGURA N° 19: Perforación de producción en BREASTING con jumbo electrohidráulico

FUENTE: Manual De Atlas Coopco

El método de explotación que también se utiliza es el de cámaras y pilares con corte y relleno ascendente *Post Room and Pillar*, como se ilustra a continuación

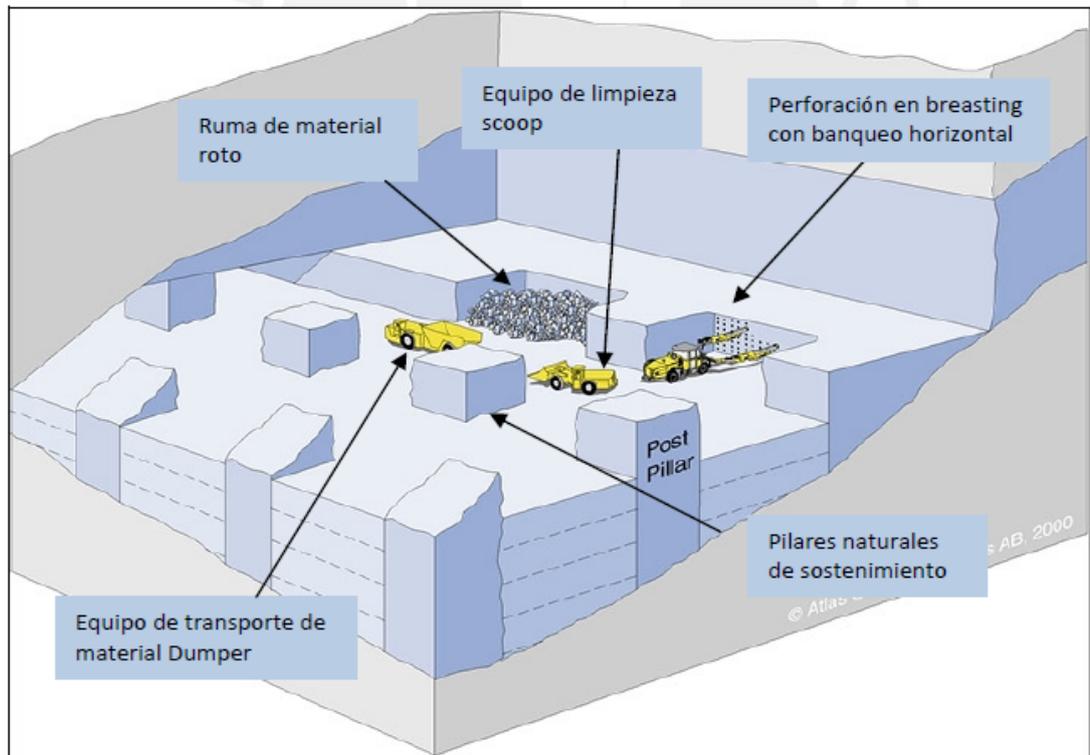


FIGURA N° 20: Método de explotación de cámaras y pilares

FUENTE: Manual De Atlas Coopco.

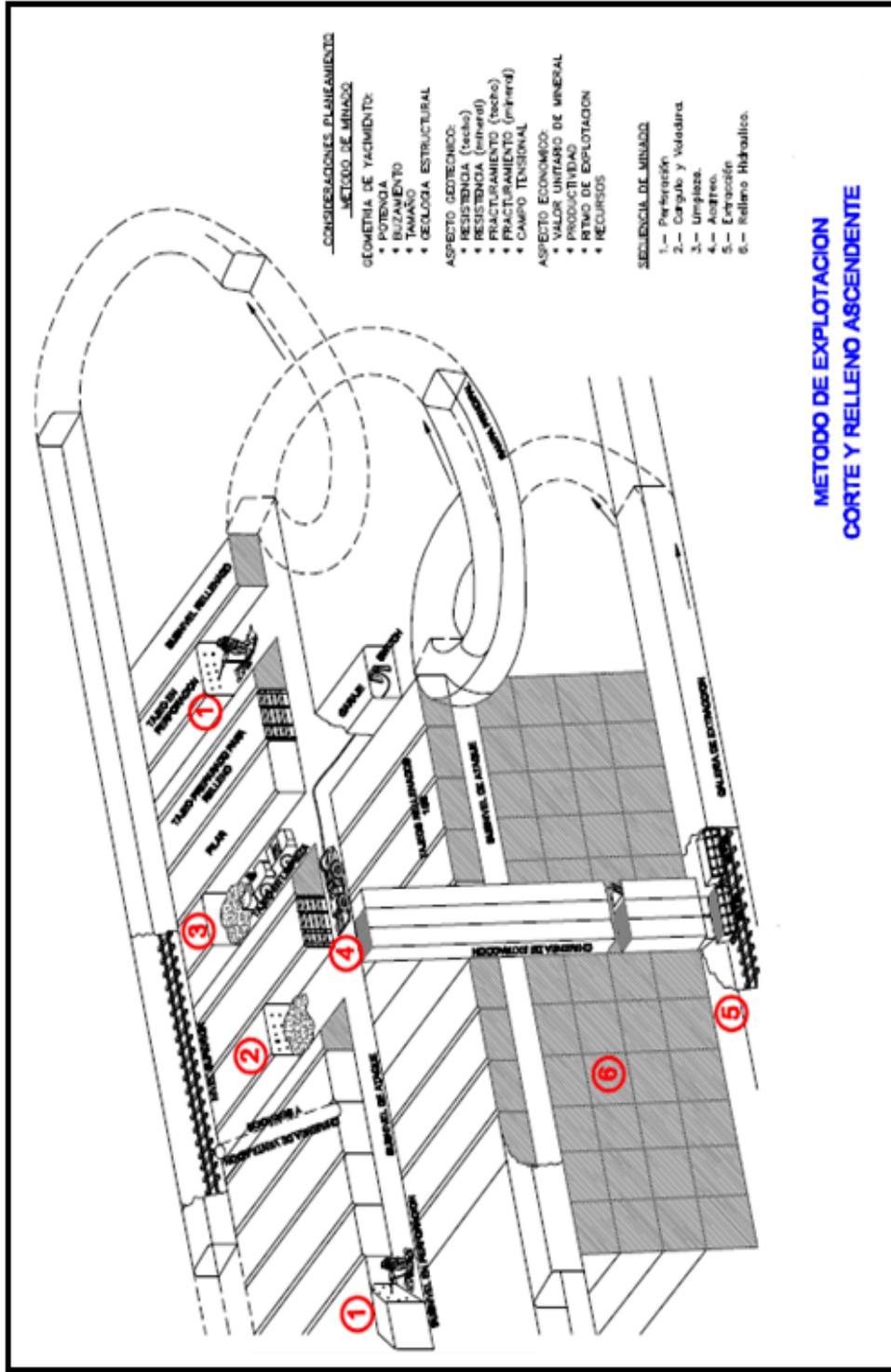


FIGURA N°21: METODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE
FUENTE: Manual de estándares

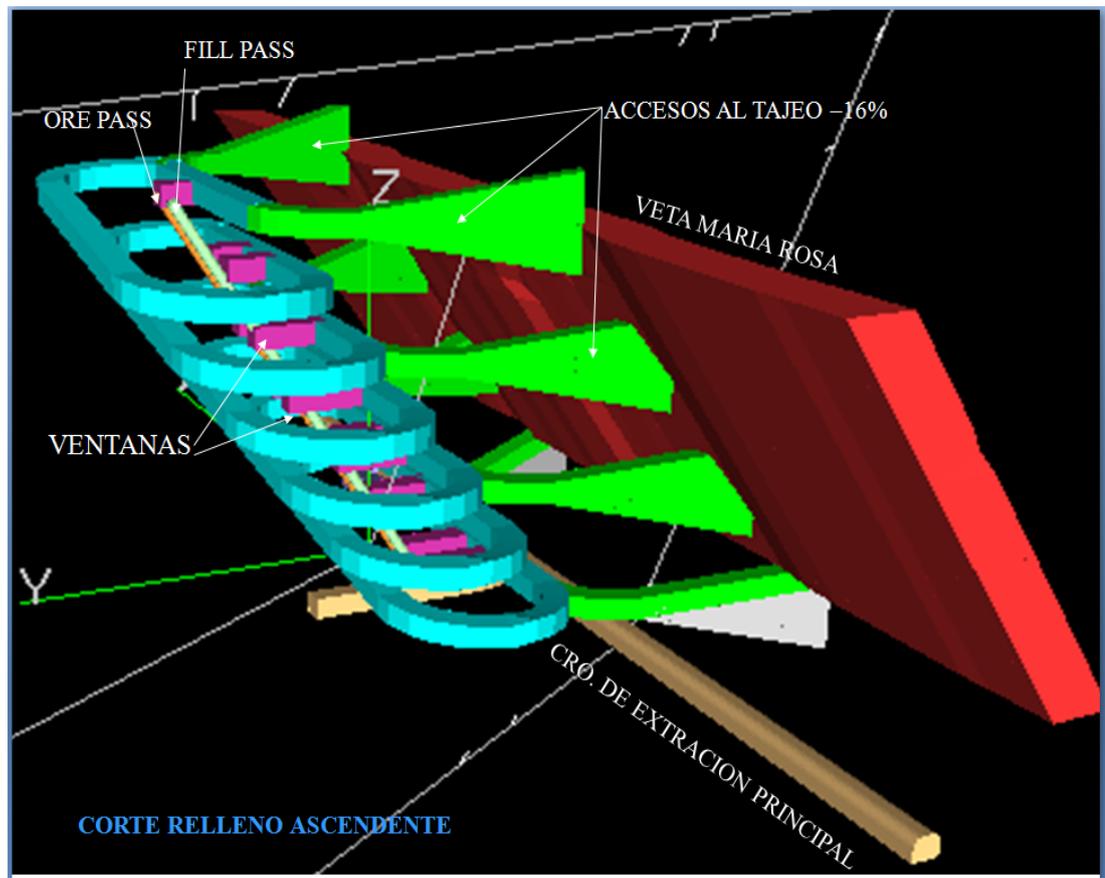


FIGURA N° 22: Diseño en 3d del método C.R.A. mecanizado

FUENTE: Manual de estándares Volcán Cía. Minera.

En la voladura de producción se observa rendimientos inferiores a los presupuestados y costos unitarios (US\$m³) superiores. El costo de voladura es un 17.54 % superior a lo presupuestado y los indicadores de eficiencia como el factor de potencia es un 26 % superior al presupuesto, siendo esto una operación ineficiente. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

Los Rendimientos y Costos unitarios de la Voladura en Desarrollos y Breasting serán optimizados como se verá en el capítulo 4.

TABLA N° 28: Resumen del diagnóstico de las operaciones unitarias de voladura en desarrollo y producción

| RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS | | | | | |
|---|--------------------|-------------|------------------|---------------------|------------|
| OPERACIONES UNITARIAS | PRESUPUEST. | REAL | VARIACIÓN | | |
| | | | Δ | Unidad | $\Delta\%$ |
| VOLADURA EN DESARROLLO (AVANCES) | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Kilogramos de explosivo por | 59.62 | 103.596 | 43.98 | kg/disp. | 73.76 |
| Factor de avance | 20.63 | 34.08 | 13.45 | kg/m | 65.20 |
| Factor de Potencia | 0.79 | 1.30 | 0.51 | Kg./Tn. | 64.56 |
| Factor de carga | 1.96 | 3.25 | 1.29 | kg/m ³ | 65.82 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Voladura | 83.63 | 113.41 | 29.78 | US\$/m ³ | 35.61 |
| Mano de Obra | 23.67 | 22.8 | -0.87 | US\$/m ³ | -3.68 |
| Insumos | 59.66 | 90.61 | 30.95 | US\$/m ³ | 51.88 |
| Explosivos | 44.87 | 72.77 | 27.9 | US\$/m ³ | 62.18 |
| Accesorios de voladura | 14.79 | 17.84 | 3.05 | US\$/m ³ | 20.62 |
| VOLADURA EN PRODUCCION (BREASTING) | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Kilogramos de explosivo por | 46.41 | 54.60 | 8.19 | kg/disp. | 17.65 |
| Factor de Potencia | 0.46 | 0.58 | 0.12 | kg/TM | 26.09 |
| Factor de Carga | 1.52 | 1.93 | 0.41 | kg/m ³ | 26.97 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Voladura | 8.04 | 9.45 | 1.41 | US\$/m ³ | 17.54 |
| Mano de Obra | 3.36 | 3.62 | 0.26 | US\$/m ³ | 7.74 |
| Insumos | 4.68 | 5.83 | 1.15 | US\$/m ³ | 24.57 |
| Explosivos | 3.59 | 4.47 | 0.88 | US\$/m ³ | 24.51 |
| Accesorios de voladura | 1.09 | 1.36 | 0.27 | US\$/m ³ | 24.77 |

FUENTE: Elaboración Propia

En la limpieza-acarreo de las labores de Desarrollo y de Producción se observan Rendimientos inferiores a los presupuestados y costos unitarios (US\$/m³) superiores. El Rendimiento en la limpieza-acarreo en

desarrollo y producción es un 41.20 % inferior a lo presupuestado y por tanto el costo unitario es un 36.85 % y 42.59 % superior respectivamente. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

TABLA N° 29: Resumen de las operaciones unitarias de limpieza y acarreo

| RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS | | | | | |
|---|-------------------------|-------------|------------------|----------------|--------------|
| OPERACIONES UNITARIAS | PRESUPUES T. | REAL | VARIACIÓN | | |
| | | | Δ | Unidad | $\Delta\%$ |
| LIMPIEZA-ACARREO EN DESARROLLOS | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento del Scoop | 33.72 | 19.83 | -13.89 | m3/h | -41.20 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Limpieza-acarreo | 4.26 | 5.83 | 1.57 | US\$/m3 | 36.85 |
| Mano de Obra | 1.89 | 1.80 | -0.09 | US\$/m3 | -4.76 |
| Equipos | 2.37 | 4.03 | 1.66 | US\$/m3 | 70.04 |
| LIMPIEZA-ACARREO EN LABORES DE PRODUCCIÓN | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento del Scoop | 33.72 | 19.83 | -13.89 | m3/h | -41.20 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Limpieza-acarreo | 4.25 | 6.06 | 1.81 | US\$/m3 | 42.59 |
| Mano de Obra | 1.89 | 1.80 | 0.14 | US\$/m3 | 7.41 |
| Equipos | 2.36 | 4.26 | 1.67 | US\$/m3 | 70.76 |

FUENTE: Elaboración Propia

En el **sostenimiento con perno splitset en las labores de Desarrollo y de Producción** se observan Rendimientos y costos unitarios (US\$/perno) similares a los presupuestados, sin embargo esta operación unitaria de minado será posible de optimizar a través de una demarcación previa de la malla de sostenimiento y a un control y optimización de la perforación.

TABLA N° 30: Resumen de las operaciones unitarias de sostenimiento con SPLIT SET de 7 pies

| RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS | | | | | |
|---|----------------------|--------------|------------------|-------------------|-------------|
| OPERACIONES UNITARIAS | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | | |
| SOSTENIMIENTO CON PERNO SPILT SET DE 7 PIES | | | Δ | Unidad | Δ% |
| SOTENIMIENTO CON PERNO SPLITSET EN DESARROLLOS | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento de empernado | 30 | 25 | -5 | pernos/h | -16.67 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Sostenimiento con Splitset | 11.68 | 12.66 | 0.98 | US\$/perno | 8.39 |
| Mano de Obra | 0.97 | 1.55 | 0.58 | US\$/perno | 59.79 |
| Materiales | 7.38 | 7.11 | -0.27 | US\$/perno | -3.66 |
| Equipos | 3.33 | 4.00 | 0.67 | US\$/perno | 20.12 |
| SOTENIMIENTO CON PERNO SPLITSET EN LABORES DE PRODUCCIÓN | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento de empernado | 30 | 25 | -5 | pernos/h | -16.67 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Sostenimiento con Splitset | 11.68 | 12.66 | 0.98 | US\$/perno | 8.39 |
| Mano de Obra | 0.97 | 1.55 | 0.58 | US\$/perno | 59.79 |
| Materiales | 7.38 | 7.11 | -0.27 | US\$/perno | -3.66 |
| Equipos | 3.33 | 4.00 | 0.67 | US\$/perno | 20.12 |

FUENTE: Elaboración Propia

Los rendimientos y costos unitarios de limpieza-acarreo y sostenimiento con perno SPLITSET serán optimizados como se verá en el capítulo 4. El perno tipo SPLITSET consiste básicamente en el tubo de expansión y su correspondiente plancha de sujeción, como se detalla gráficamente a continuación:

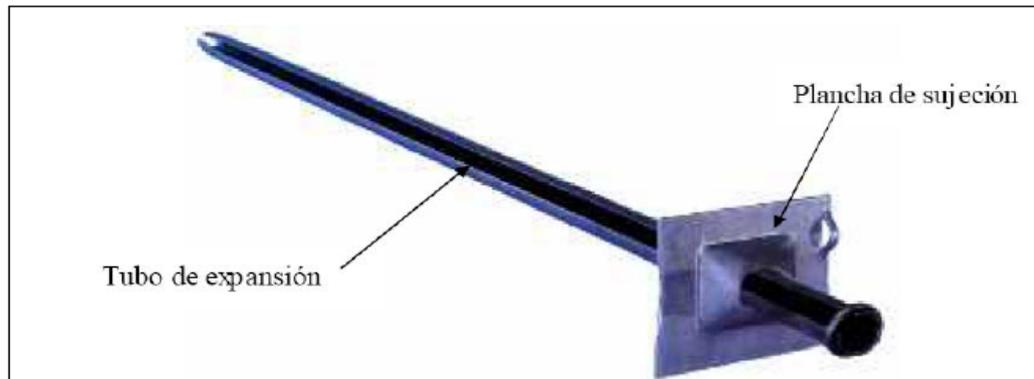


FIGURA N° 23: SPLIT SET de 7 pies de longitud

FUENTE: Revista Tecnología Minera Edición N° 41, año 2013

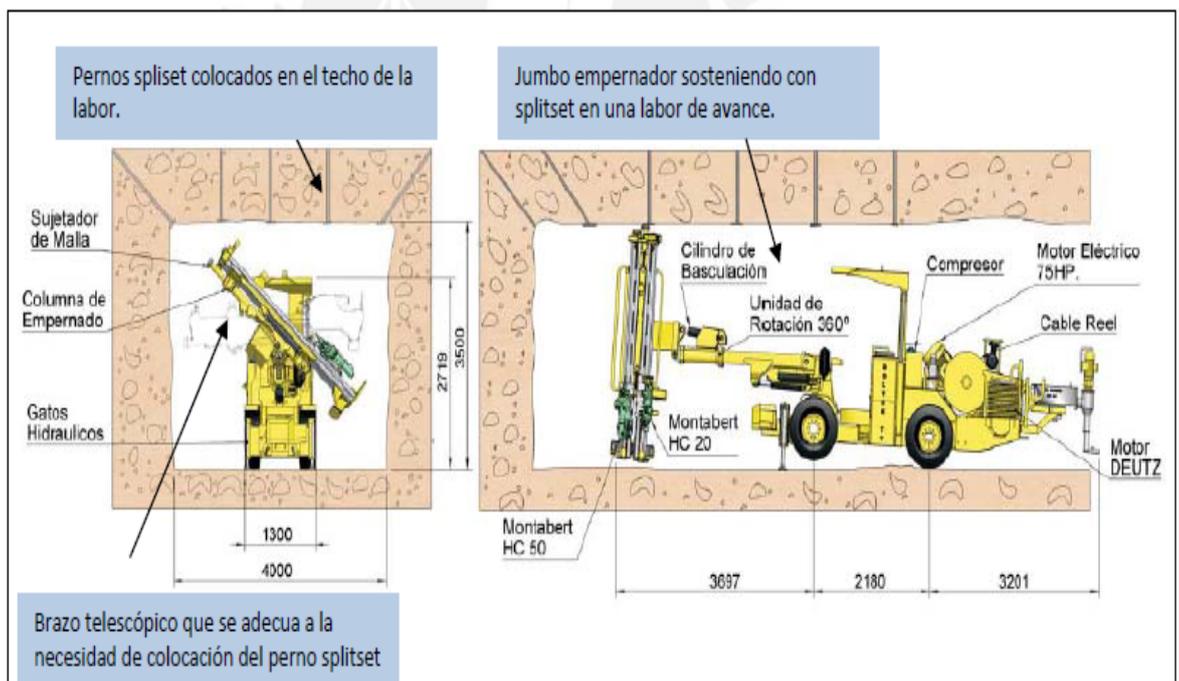


FIGURA N° 24: Colocación de SPLIT SET con jumbo emperrador

FUENTE: Revista Tecnología Minera Edición N° 41, año 2013

En el Sosténimiento con Shotcrete en las labores de Desarrollo se observan Rendimientos (m^2/m^3) similares entre lo presupuestado y lo real lo mismo que los costos unitarios ($US\$/m^2$). El rendimiento de área cubierta presupuestado es de $10.18 m^2/m^3$ y de 10.17

m²/m³ en la práctica, en producción el rendimiento presupuestado es de 10.18 m²/m³, y 10.19 m²/m³ en la práctica; estas ligeras variaciones es por el área a sostener. En cuanto al rendimiento de Shotcrete lanzado es un 21.05 % inferior al presupuesto en desarrollo y un 30.53 % en producción, debido a las demoras en la instalación y en el lanzado mismo y el rebote del Shotcrete en la práctica es un 20% superior al del presupuesto. Ocasionando que el Costo unitario del Shotcrete se eleve en 26.78 %.

Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.

En el Sostentamiento con Shotcrete en las labores de Producción los rendimientos y costos unitarios son similares al presupuesto. Sin embargo esta operación unitaria es factible de mejorar en lo que respecta al rendimiento de área cubierta m² por m³ de mezcla lanzado, mediante un control en el rebote que debe ser como máximo del 30%.

Los Rendimientos y Costos unitarios del sostenimiento con Shotcrete en labores de desarrollo y producción serán optimizados en el capítulo 4.

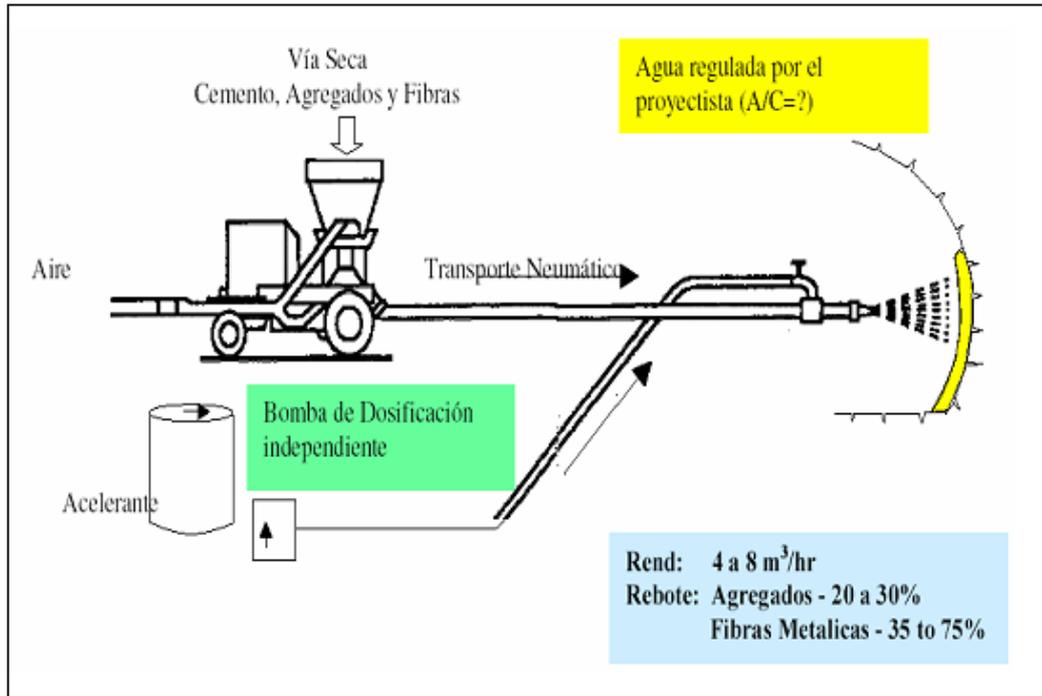


FIGURA N° 25: Shotcrete via seca

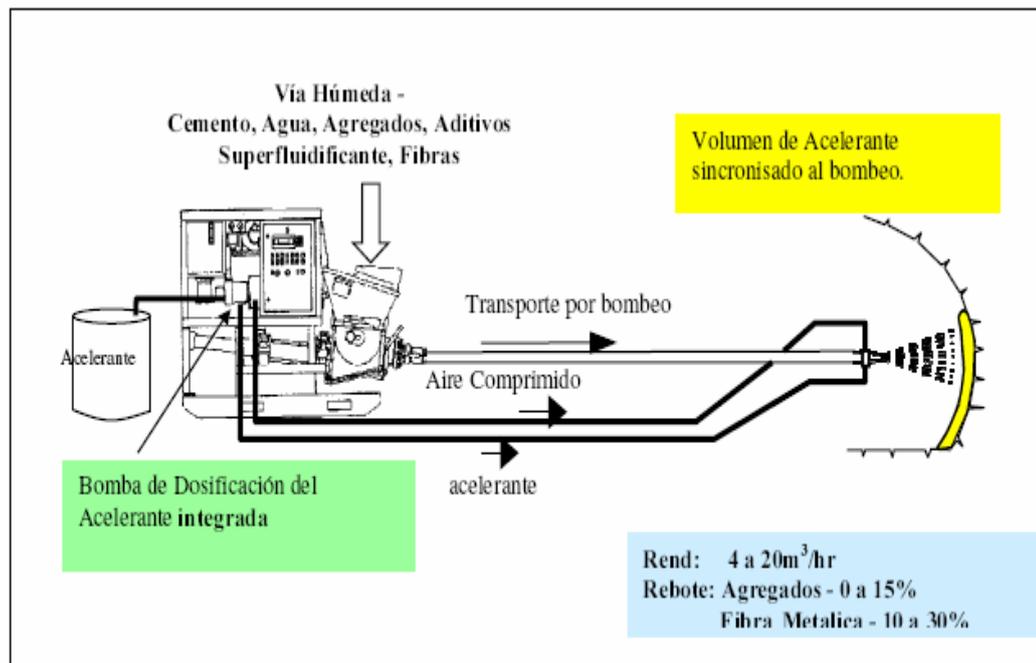


FIGURA N° 26: Shotcrete via húmeda

FUENTE: Shotcrete para soporte de rocas Tom Melbye, Director Gerente de MBT.



FIGURA N° 27: Lanzado de shotcrete via humeda proyeccion robotica con aditivos y fibras metalicas de alta tecnologia

FUENTE: Revista Tecnología Minera Edición 41, año 2013

TABLA N° 31: Diseño de shotcrete vía seca y vía húmeda

| DISEÑO DE MEZCLA VIA SECA Shotcrete para 210 Kg/m2 en 7 días | | DISEÑO DE MEZCLA VIA HUMEDA Shotcrete para 210 Kg/m2 en 7 días | |
|---|--------------------|---|--------------------|
| INSUMO | CANTIDAD | INSUMO | CANTIDAD |
| Cemento Andino | 400.00 Kg. | Cemento Andino | 360.00 Kg. |
| Arena Gradación 2 | 1675.00 Kg. | Arena Gradación 2 | 1670.00 Kg. |
| Fibra Metálica | 20.00 Kg. | Fibra Metálica | 20.00 Kg. |
| Aditivo Acelerante V-Lox | 3.00 Gl. | Estabilizador | 6.10 Kg. |
| Agua | 164.20 Lit. | Acelerante V-Lox | 3.00 Kg. |
| | | Agua | 164.20 Lt. |
| COSTO POR M3 | US\$ 150.00 | COSTO POR M3 | US\$ 240.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 32: Resumen del diagnóstico en sostenimiento con shotcrete en desarrollo y producción

| RESUMEN DEL DIAGNOSTICO DE LAS OPERACIONES UNITARIAS | | | | | |
|---|----------------------|--------------|------------------|----------------|--------------|
| OPERACIONES UNITARIAS | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | | |
| | | | Δ | Unidad | $\Delta\%$ |
| SOTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN DESARROLLOS | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento del lanzado de Shotcrete | 0.95 | 0.75 | -0.2 | m3/h | -21.05 |
| Rebote | 40 | 48 | 8 | % | 20.00 |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.17 | -0.01 | m2/m3 | -0.10 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Sostenimiento con Shotcrete | 8.7 | 11.03 | 2.33 | US\$/m2 | 26.78 |
| Mano de Obra | 2.95 | 3.73 | 0.78 | US\$/m2 | 26.44 |
| Materiales | 2.22 | 2.83 | 0.61 | US\$/m2 | 27.48 |
| Equipos | 3.45 | 4.37 | 0.92 | US\$/m2 | 26.67 |
| SOTENIMIENTO CON SHOTCRETE EN LABORES DE PRODUCCIÓN | | | | | |
| Rendimientos y eficiencias | | | | | |
| Rendimiento del lanzado de Shotcrete | 0.95 | 0.66 | -0.29 | m3/h | -30.53 |
| Rebote | 40 | 48 | 8 | % | 20.00 |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.19 | 0.01 | m2/m3 | 0.10 |
| Costos | | | | | |
| Costo Unitario de Sostenimiento con Shotcrete | 8.7 | 11.03 | 2.33 | US\$/m2 | 26.78 |
| Mano de Obra | 2.95 | 3.73 | 0.78 | US\$/m2 | 26.44 |
| Materiales | 2.22 | 2.83 | 0.61 | US\$/m2 | 27.48 |
| Equipos | 3.45 | 4.37 | 0.92 | US\$/m2 | 26.67 |

FUENTE: Elaboración Propia

CAPITULO IV

EVALUACION DEL CICLO DE MINADO POR RENDIMIENTO Y COSTO

4.1 RENDIMIENTOS

4.1.1 Labores de desarrollo

Luego de analizar las operaciones unitarias por separado se puede ver todo el ciclo de las operaciones unitarias de una labor de desarrollo, así en la Tabla 33, se puede observar que el ciclo de minado se programa para 8.25 horas pero en la práctica dura 10.73 horas.

Las principales actividades en el ciclo de minado son la perforación y voladura, la limpieza-acarreo y sostenimiento (Shotcrete y empernado), en lo que respecta a su duración, teniendo ellas el 87.88% y 90.68 % del programado y real respectivamente.

En la Tabla N° 33 y 34 se muestran los tiempos de las operaciones unitarias que conforman el ciclo de minado presupuestado y real en labores de desarrollo y producción.

TABLA N° 33: Ciclo de las operaciones unitarias de un frente de 3.50x3.0 presupuestado y real

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|---|-----------------------------|--------------|-------------|-------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuesta | Real | VARIACIÓN | | |
| Ciclo de Operaciones Unitarias en Desarrollos | Frentes de avance 3.5m x 3m | | Δ | Unidad | Δ% |
| PERFORACIÓN | | | | | |
| Tiempo total de perforación | 2.02 | 2.31 | 0.29 | hora | 14.36 |
| VOLADURA | | | | | |
| Tiempo total de carguío | 0.47 | 0.57 | 0.1 | hora | 21.28 |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | | |
| Tiempo total de limpieza | 1.26 | 2.25 | 0.99 | hora | 78.57 |
| SOSTENIMIENTO con Perno Split set | | | | | |
| Tiempo de empernado | 0.50 | 0.60 | 0.10 | hora | 20.00 |
| SOSTENIMIENTO con Shotcrete | | | | | |
| Tiempo de lanzado de | 3.00 | 4.00 | 1.00 | hora | 33.33 |
| ACTIVIDADES CONEXAS | | | | | |
| Ventilación | 0.50 | 0.50 | 0.00 | hora | 0.00 |
| Regado y Desatado | 0.50 | 0.50 | 0.00 | hora | 0.00 |
| TIEMPO TOTAL POR CICLO | 8.25 | 10.73 | 2.48 | hora | 30.06 |

FUENTE: Elaboración Propia

4.1.2 Labores de Producción

En la Tabla 34, se puede observar que el ciclo de minado se programa para 7.74 horas pero en la práctica dura 9.97 horas.

Las principales actividades en el ciclo de minado son la perforación, la limpieza y el sostenimiento, teniendo ellas el 87.08 % y 89.97 % del programado y real respectivamente.

TABLA N° 34: Ciclo de minado en labores de producción

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS | | | | | |
|--|-------------------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| OPERACIÓN | Presupuestad | Real | VARIACIÓN | | |
| Ciclo de Operaciones Unitarias en Producción | Labores en Brestring 3.50x3.0 | | Δ | Unidad | Δ% |
| PERFORACIÓN | | | | | |
| Tiempo total de perforación | 1.73 | 2.05 | 0.32 | hora | 18.50 |
| VOLADURA | | | | | |
| Tiempo total de carguío | 0.25 | 0.32 | 0.07 | hora | 28.00 |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | | |
| Tiempo total de limpieza | 1.26 | 2.00 | 0.74 | hora | 58.73 |
| SOSTENIMIENTO con Perno Split set | | | | | |
| Tiempo de empernado | 0.50 | 0.60 | 0.10 | hora | 20.00 |
| SOSTENIMIENTO con Shotcrete | | | | | |
| Tiempo de lanzado de Shotcrete | 3.00 | 4.00 | 1.00 | hora | 33.33 |
| ACTIVIDADES CONEXAS | | | | | |
| Ventilación | 0.50 | 0.50 | 0.00 | hora | 0.00 |
| Regado y Desatado | 0.50 | 0.50 | 0.00 | hora | 0.00 |
| TIEMPO TOTAL POR CICLO | 7.74 | 9.97 | 2.23 | hora | 28.81 |

FUENTE: Elaboración Propia

4.2 COSTOS

Con respecto a los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado, se ha realizado una comparación y análisis entre los costos presupuestados de las operaciones unitarias y los reales obtenidos para las condiciones de trabajo actual.

4.2.1 Labores de desarrollo

De los resultados mostrados en la Tabla 3, se puede observar lo siguiente:

4.2.1.1 Costo de Perforación

El costo total según el presupuesto para un frente de 3.5X3.0 es de 147.90 US\$/ML mientras que lo real es de 157.67 US\$/ML. Esta diferencia se explica principalmente por el rubro de equipos el cual es para el programado 69.90 US\$/ML contra los 79.93 US\$/ML de lo real, que representa el 114.35% del programado es decir que se ha incrementado en un 14.35 %. Este efecto de incremento del costo real en el rubro de equipos se debe principalmente al mayor tiempo de perforación por falta de habilidad del operador y por el estado del equipo de perforación y por mayor número de taladros. Ya que la longitud efectiva de perforación de 3.66 mt .no es significativo en comparación con los 3.41 m. de longitud efectiva de perforación programada.

El rendimiento real en perforación efectivamente será posible mejorar mediante el control de los parámetros y factores de perforación como son el modo de perforación (adecuado paralelismo), ejecución de la perforación de acuerdo al diseño de la malla de perforación (espaciamiento y burden) y delineado o pintado de malla, consiguiéndose con ello un incremento del rendimiento en perforación y por ende un costo en perforación menor al actual.

Se observa en el rubro de insumos un costo real de los aceros de perforación de 39.52 US\$/ML frente al presupuestado 37.80 US\$/ML.

Debido principalmente al mayor número de taladros.

En el rubro de mano de obra se observa un costo real de 38.22 US\$/ML menor que el presupuesto de US\$/ML 40.20 debido al ligero aumento en avance de 2.89m. a 3.04m.

4.2.1.2 Costo de Voladura

El costo de voladura en labores de desarrollo ha sido calculado respecto a los m³ de material disparado.

El costo en la voladura está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, el avance alcanzado y los m³ de roca obtenidos producto del disparo. Teniéndose un costo programado en voladura de 89.54 US\$/ML igual a 8.52 US\$/m³, mientras que el costo real es de 119.477 US\$/ML. Igual a 11.34 US\$/m³, lo cual representa un incremento de 33.43 % del costo programado. Este efecto se debe a que el rendimiento por disparo (m³/disparo) programado es de 30.35 m³/disparo mientras que el real es 31.92 m³/disparo, debiéndose también a que se presupuestó realizar la perforación con barreno de 12 pies de longitud y en la realidad se realiza con 14 pies observándose un incremento de más del 50% en explosivo.

El rendimiento real en voladura efectivamente será posible mejorar mediante el control de los parámetros de perforación y voladura (consumo de explosivos mediante una adecuada distribución de la carga explosiva), consiguiéndose un costo en voladura menor al actual.

En el rubro de Insumos también se observa un incremento del costo de 65.57 US\$/ML. Presupuestado a 96.77 US\$/ML. real, lo

cual es un incremento de 47.44% del costo programado en materiales de voladura; esto debido también al efecto del bajo rendimiento que se presupuestó obtener por disparo, a pesar que en materiales se presupuestó emplear 59.62kg por disparo frente a los 103.596 kg que realmente se emplean (73.75% más de lo presupuestado).

El costo de voladura Programada en labores de Producción es de 8.04US\$/m³ y lo real es de 9.45 US\$/m³ debiéndose este incremento a un bajo rendimiento en los metros cúbicos volados producto del bajo avance en Bresting de 2.7 mt.

4.2.1.3 Costo de limpieza-acarreo

El costo de limpieza-acarreo es con respecto a los mt.³ esponjados que serán trasladados por el equipo LHD de 3.5 yd³.

El costo de limpieza-acarreo programado es de 4.26 US\$/m³ mientras que el real es de 5.83 US\$/m³, lo cual representa un incremento del costo de 36.85 % respecto a lo programado. Este costo también será posible de disminuir mediante un incremento en el rendimiento de la limpieza-acarreo que se logrará con un control del mismo, ejecutándose cámaras de carguío y/o acumulación cada 150 m, gradientes de las labores no mayores a 12% y un adecuado material a cargar productos de una perforación y voladura controlada y optimizada.

4.2.1.4 Costo de sostenimiento con SPLITSET

El costo del sostenimiento real con perno splitset es 12.66 US\$/perno mientras el presupuestado es 11.68 US\$/perno, sin embargo será posible de optimizar el costo de sostenimiento con perno splitset a través de las mejoras a realizar en la operación unitaria de perforación.

4.2.1.5 Costo de sostenimiento con Shotcrete

El costo de sostenimiento con Shotcrete en desarrollo y producción es calculado con respecto a los m² cubierto y es un 26.78 % superior a lo presupuestado, debido a que el rendimiento real de área cubierta m² por m³ de mezcla lanzado (m^2/m^3) es un 0.13% inferior a lo presupuestado. Debiéndose esto a la cantidad de desperdicio ocasionado por el rebote 48%, es decir 20% más de lo presupuestado, inadecuada manipulación del material, mala calidad de insumos (principalmente la arena, ocasiona un aumento en la cantidad de cemento por m³) y mala práctica en el lanzado y un mayor tiempo en el lanzado.

TABLA N° 35: Costo de las operaciones unitarias perforación y voladura presupuestada y real en labores de desarrollo

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | |
|--------------------------------|------------------|------------------|---------------|--------------|
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | Δ | Δ% |
| PERFORACIÓN | 147.90 | 157.67 | 9.77 | 6.61 |
| MANO DE OBRA | 40.2 | 38.22 | -1.98 | -4.93 |
| Operador Jumbo | 14.46 | 13.75 | -0.71 | -4.91 |
| Ayudante | 12.31 | 11.71 | -0.60 | -4.87 |
| Capataz | 13.43 | 12.76 | -0.67 | -4.99 |
| INSUM OS | 37.8 | 39.52 | 1.72 | 4.55 |
| ACEROS DE PERFORACIÓN | 13.25 | 16.19 | 2.94 | 22.19 |
| Barra de extensión | 2.64 | 3.68 | 1.04 | 39.39 |
| Broca de 45mm | 4.62 | 5.74 | 1.12 | 24.24 |
| Shank adapter | 0.99 | 1.23 | 0.24 | 24.24 |
| Coopling | 0.99 | 1.23 | 0.24 | 24.24 |
| Broca escariadora | 1.35 | 1.37 | 0.02 | 1.48 |
| Adapter piloto | 1.36 | 1.3 | -0.06 | -4.41 |
| Copas de afilado | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| Aguzadora de copas | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| MATERIALES | 24.55 | 23.33 | -1.22 | -4.97 |
| Mangas de ventilación de 30" | 10.84 | 10.3 | -0.54 | -4.98 |
| A alcayatas de 03 cuerpos | 7.10 | 6.75 | -0.35 | -4.93 |
| Tubos de pvc 1 1/2 x 3 mts | 6.61 | 6.28 | -0.33 | -4.99 |
| EQUIPOS | 69.90 | 79.93 | 10.03 | 14.35 |
| Jumbo (1 brazo) | 69.90 | 79.93 | 10.03 | 14.35 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | Δ | Δ% |
| V OLADURA | 89.54 | 119.477 | 29.937 | 33.43 |
| M ANO DE OBRA | 23.97 | 22.8 | -1.17 | -4.88 |
| Cargador – Desatador | 11.03 | 10.49 | -0.54 | -4.90 |
| Capataz | 12.94 | 12.31 | -0.63 | -4.87 |
| INSUM OS | 65.57 | 96.677 | 31.107 | 47.44 |
| EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS | 65.57 | 96.677 | 31.107 | 47.44 |
| Emulnor 3000 11/2" x 12" | 29.79 | 56.64 | 26.85 | 90.13 |
| Emulnor 5000 11/2" x 12" | 11.34 | 13.17 | 1.83 | 16.14 |
| Exadit 45% de 7/8X7 | 3.74 | 3.997 | 0.257 | 6.87 |
| Cordón detonante 3P | 5.29 | 5.03 | -0.26 | -4.91 |
| Fanel de 4m. Periodo corto | 5.04 | 4.79 | -0.25 | -4.96 |
| Fanel de 4m. Periodo largo | 9.54 | 12.26 | 2.72 | 28.51 |
| Carmex | 0.65 | 0.62 | -0.03 | -4.62 |
| Mecha rápida | 0.18 | 0.17 | -0.01 | -5.56 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 36: Costo de las operaciones unitarias de limpieza acarreo y sostenimiento en labores de desarrollo

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | |
|--------------------------------------|------------------------|------------------------|--------------|--------------|
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) | Δ | Δ% |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.26 | 5.83 | 1.57 | 36.85 |
| M ANO DE OBRA | 1.89 | 1.80 | -0.09 | -4.76 |
| Operador Scoop | 0.98 | 0.93 | -0.05 | -5.10 |
| Capataz | 0.91 | 0.87 | -0.04 | -4.40 |
| EQUIPOS | 2.37 | 4.03 | 1.66 | 70.04 |
| Scoop (3.5 yd3) | 2.37 | 4.03 | 1.66 | 70.04 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/Per) | TOTAL(US\$/Per) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET | 11.68 | 12.66 | 0.98 | 8.39 |
| M ANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.58 | 59.79 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.21 | 60.00 |
| Ayudante de jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.17 | 56.67 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.2 | 62.50 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.11 | -0.27 | -3.66 |
| Barra de extensión 12 pies | 0.17 | 0.15 | -0.02 | -11.76 |
| Broca de 45mm | 0.30 | 0.07 | -0.23 | -76.67 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0 | 0.00 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | -0.02 | -33.33 |
| Peron split set de 7 ´pies | 6.00 | 6.00 | 0 | 0.00 |
| Adaptador de perno | 0.77 | 0.77 | 0 | 0.00 |
| Manga de ventilación de 30" | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| Jumbo (1 brazo) | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M2) | TOTAL(US\$/M2) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | 8.7 | 11.03 | 2.33 | 26.78 |
| M ANO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 0.78 | 26.44 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Operador de Aliva | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.11 | 26.19 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD | 0.08 | 0.10 | 0.02 | 25.00 |
| Implementos de personal de Shotcrete | 0.06 | 0.08 | 0.02 | 33.33 |

| | | | | |
|----------------------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 0.61 | 27.48 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.15 | 28.30 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.13 | 26.00 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.25 | 26.88 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.03 | 30.00 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.05 | 31.25 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 0.92 | 26.67 |
| Scooptram de 3.5 Yd3. | 1.33 | 1.69 | 0.36 | 27.07 |
| Lanzadora Aliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.25 | 26.32 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.07 | 25.93 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.23 | 27.06 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.01 | 20.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

4.2.2 Labores de Producción

Según la Tabla N° 6, se puede observar lo siguiente:

4.2.2.1 Costo de Perforación

El costo según el presupuesto para un tajo en Breasting de 3.5x3.0 , es de 3.72 US\$/TM mientras que el real es de 4.09 US\$/TM, esta variación se debe principalmente al rubro de equipos el cual es para el programado 1.72 US\$/TM contra los 2.05 US\$/TM de lo real, que representa el 119.19% del programado. Este aumento del costo en el rubro de equipos se debe a que el rendimiento en el avance por metro lineal conseguido con la perforación con jumbo es sólo de 2.88 m/disparo mientras que el presupuestado es de 2.90 m/disparo. El rendimiento real de perforación en tajos se optimizará mediante el control de los parámetros y factores de perforación como son el modo de perforación (adecuado paralelismo), ejecución de la perforación de acuerdo al diseño de la malla de perforación (espaciamiento y burden) y delineado o pintado de malla.

En el rubro de Insumos por Aceros de perforación se observa un incremento del costo de 0.862 US\$/TM a 0.893 US\$/TM debido principalmente al componente aguzadora de copas que representa un 14.9 % del presupuestado.

En el rubro Mano de obra se observa un incremento en el costo real por la supervisión del capataz de 1.14 US\$/TM a 1.15 US\$/TM, debido a que se optó tener mano de obra más calificada (personal de supervisión de campo técnico en lugar de empírico).

4.2.2.2 Costo de Voladura

El costo de voladura ha sido calculado respecto a los m^3 de material disparado y está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, los m^3 de material obtenido producto del disparo y el avance realizado. Teniéndose un costo programado de voladura es 8.04 US\$/ m^3 mientras que el costo real es de 9.45 US\$/ m^3 . El costo de insumos por material explosivo de acuerdo al presupuesto es de 4.68 US\$/ m^3 mientras que lo real es de 5.83 US\$/ m^3 , lo cual es el 24.57 % más del costo programado en materiales de voladura, esto debido principalmente a que se presupuestó consumir 46.41 kg de explosivo Emulnor por disparo, sin embargo se viene consumiendo 54.60 kg por disparo.

El rendimiento real en voladura efectivamente será posible optimizar mediante el control de los parámetros de perforación y voladura

(consumo de explosivos mediante una adecuada distribución de la carga explosiva), consiguiéndose un costo en voladura menor al actual.

4.2.2.3 Costo de limpieza-acarreo

El costo de limpieza-acarreo es con respecto a los m^3 esponjados que serán trasladados por el equipo LHD de 3.5 yd^3 por ejemplo. El costo de limpieza-acarreo programado es de $4.25 \text{ US\$/m}^3$, mientras que el real es de $6.06 \text{ US\$/m}^3$, lo cual representa el 42.59 % más del programado. Esta variación del $1.81 \text{ US\$/m}^3$ en el costo de limpieza-acarreo se debe a que el rendimiento de limpieza –acarreo programado (m^3/h) es un 41.20 % superior al real que se está obteniendo, debiéndose esto a la falta de cámaras de carguío y/o acumulación cada 150m, gradientes de las labores no mayores a 12% y un adecuado material a cargar productos de una perforación y voladura controlada y optimizada en las etapas previas a la limpieza-acarreo.

4.2.2.4 Costo de sostenimiento con splitset

El costo del sostenimiento con pernos splitset real es $12.66 \text{ US\$/perno}$ mientras que el presupuestado es de $11.68 \text{ US\$/perno}$ esta diferencia es fundamentalmente al bajo rendimiento ocasionado por demoras innecesarias. El costo de sostenimiento con perno Split set en tajos

Será posible de reducir mediante las mejoras a realizar en la operación unitaria de perforación.

4.2.2.5 Costo de sostenimiento con Shotcrete

El costo de sostenimiento con Shotcrete es calculado con respecto al área cubierto con Shotcrete (m² de Shotcrete) y es de 8.7 US\$/m² el presupuestado y el real es de 11.03 US\$/m², esta diferencia es debido a la mayor cantidad de rebote 48 % ocasionando un bajo rendimiento del Shotcrete, sin embargo no deja de ser caro debido a la cantidad de desperdicio ocasionado por el rebote (se presupuesto tener un rebote máximo por lanzado de Shotcrete de un 40%, sin embargo se llega hasta un 48%), inadecuada manipulación de material, mala calidad de insumos (principalmente la arena, ocasionando un aumento en la cantidad de cemento por m³) y mala práctica del lanzado.

En la tabla N°37 se muestra el costo de las operaciones unitarias de perforación y voladura en las labores de producción (Breasting).

En la Tabla N° 38 se muestra el costo de las operaciones unitarias de limpieza-acarreo y sostenimiento (Split-set y Shotcrete) en labores de producción (Breasting).

TABLA N° 37: Costo de las operaciones unitarias en producción (BREASTING) perforación y voladura

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | |
|---------------------------------|-------------------------|-------------------------|--------------|--------------|
| BREASTING DE 3.50M X 3 M | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | Δ | $\Delta\%$ |
| PERFORACIÓN | 129.37 | 148.57 | 19.2 | 14.84 |
| MANO DE OBRA | 39.57 | 38.22 | -1.35 | -3.41 |
| Operador Jumbo | 14.41 | 13.75 | -0.66 | -4.58 |
| Ayudante | 12.27 | 11.71 | -0.56 | -4.56 |
| Capataz | 12.89 | 12.76 | -0.13 | -1.01 |
| INSUMOS | 30.14 | 30.42 | 0.28 | 0.93 |
| ACEROS DE PERFORACIÓN | 5.64 | 6.73 | 1.09 | 19.33 |
| Barra de extensión | 1.41 | 1.67 | 0.26 | 18.44 |
| Broca de 45mm | 2.47 | 2.96 | 0.49 | 19.84 |
| Shank adapter | 0.53 | 0.63 | 0.1 | 18.87 |
| Coopling | 0.53 | 0.63 | 0.1 | 18.87 |
| Copas de afilado | 0.35 | 0.42 | 0.07 | 20.00 |
| Aguzadora de copas | 0.35 | 0.42 | 0.07 | 20.00 |
| MATERIALES | 24.5 | 23.69 | -0.81 | -3.31 |
| Mangas de ventilación de 30" | 10.81 | 10.89 | 0.08 | 0.74 |
| Alcayatas de 03 cuerpos | 7.10 | 7.13 | 0.03 | 0.42 |
| Tubos de pvc 1 1/2 x 3 mts | 6.59 | 5.67 | -0.92 | -13.96 |
| EQUIPOS | 59.66 | 79.93 | 20.27 | 33.98 |
| Jumbo (1 brazo) | 59.66 | 79.93 | 20.27 | 33.98 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/M3) | TOTAL (US\$/M3) | Δ | $\Delta\%$ |
| V OLADURA | 8.04 | 9.45 | 1.41 | 20.26 |
| MANO DE OBRA | 3.36 | 3.62 | 0.26 | 10.14 |
| Cargador - Desatador | 2.09 | 2.25 | 0.16 | 5.07 |
| Capataz | 1.27 | 1.37 | 0.10 | 5.07 |
| INSUMOS | 4.68 | 5.83 | 1.15 | 38.38 |
| EXPLOSIVOS | 3.59 | 4.47 | 0.88 | 85.2 |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 3.20 | 4.05 | 0.85 | 56.82 |
| Cordón detonante 3P | 0.39 | 0.42 | 0.03 | 28.38 |
| ACCESORIOS DE VOLADURA | 1.09 | 1.36 | 0.27 | 21.7 |
| Fanel de 4m. Periodo largo | 1.02 | 1.28 | 0.26 | 6.49 |
| Carmex | 0.06 | 0.07 | 0.01 | 5.07 |
| Mecha rápida | 0.01 | 0.01 | 0 | 0 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N°38: Costos de la operaciones unitarias en producción limpieza – acarreo y sostenimiento.

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | VARIACIÓN | |
|------------------------------------|-------------------------|--------------------------|--------------|---------------|
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/M3) | TOTAL (US\$/M3) | Δ | Δ% |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.25 | 6.06 | 1.81 | 42.59 |
| MANO DE OBRA | 1.89 | 2.03 | 0.14 | 7.41 |
| Operador Scoop | 0.98 | 1.05 | 0.07 | 7.14 |
| Capataz | 0.91 | 0.98 | 0.07 | 7.69 |
| EQUIPOS | 2.36 | 4.03 | 1.17 | 70.76 |
| Scoop (3.5 yd3) | 2.36 | 4.03 | 1.17 | 70.76 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/Per) | TOTAL (US\$/Per.) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET | 11.68 | 12.66 | 0.98 | 8.39 |
| MANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.58 | 59.79 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.21 | 60.00 |
| Ayudante de jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.17 | 56.67 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.2 | 62.50 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.11 | -0.27 | -3.66 |
| Barra de extensión 12 pies | 0.17 | 0.15 | -0.02 | -11.76 |
| Broca de 45mm | 0.30 | 0.07 | -0.23 | -76.67 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0 | 0.00 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | -0.02 | -33.33 |
| Peron split set de 7 ´pies | 6.00 | 6.00 | 0 | 0.00 |
| Adaptador de perno | 0.77 | 0.77 | 0 | 0.00 |
| Manga de ventilación de 30" | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| Jumbo (1 brazo) | 3.33 | 4.00 | 0.67 | 20.12 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/M2) | TOTAL (US\$/M2) | Δ | Δ% |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | 8.7 | 11.03 | 2.33 | 26.78 |
| MANO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 0.78 | 26.44 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Operador de Aliva | 0.51 | 0.65 | 0.14 | 27.45 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.11 | 25.58 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.11 | 26.19 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.17 | 26.15 |
| IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD | 0.08 | 0.10 | 0.02 | 25.00 |
| Implementos de personal de | 0.06 | 0.08 | 0.02 | 33.33 |

| | | | | |
|----------------------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| Shotcrete | | | | |
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0 | 0.00 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 0.61 | 27.48 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.15 | 28.30 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.13 | 26.00 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.25 | 26.88 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.03 | 30.00 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.05 | 31.25 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 0.92 | 26.67 |
| Scooptram de 3.5 Yd3. | 1.33 | 1.69 | 0.36 | 27.07 |
| Lanzadora Aliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.25 | 26.32 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.07 | 25.93 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.23 | 27.06 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.01 | 20.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

4.2.3 Comparación de Costos unitarios operativos del Presupuesto y Real

Como parte de la evaluación del ciclo de minado, se comparará el costo unitario presupuestado de cada operación unitaria con el costo unitario real, tanto en labores de desarrollo como en labores de producción.

TABLA N° 39: Tabla comparativa que ilustra la diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto y reales en labores de desarrollo y producción.

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE DESARROLLO | | | | | |
|---|---------------------|------------|---------|------------|------------|
| | COSTO PRESUPUESTADO | COSTO REAL | Δ COSTO | UNIDAD | Δ PORCENTU |
| | | | | | % |
| PERFORACION | 147.9 | 157.67 | 9.77 | US\$/ML | 6.61 |
| VOLADURA | 8.53 | 11.38 | 2.85 | US\$/M3 | 33.41 |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.26 | 5.83 | 1.57 | US\$/M3 | 36.85 |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET 7 | 11.68 | 12.66 | 0.98 | US\$/perno | 8.39 |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | 8.7 | 11.03 | 2.33 | US\$/M2 | 26.78 |

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE PRODUCCION | | | | | |
|---|---------------------|------------|---------|------------|------------|
| | COSTO PRESUPUESTADO | COSTO REAL | Δ COSTO | UNIDAD | Δ PORCENTU |
| | | | | | % |
| PERFORACION | 3.72 | 4.09 | 0.37 | US\$/TM | 9.95 |
| VOLADURA | 8.04 | 9.45 | 1.41 | US\$/M3 | 17.54 |
| LIMPIEZA- | 4.25 | 6.06 | 1.81 | US\$/M3 | 42.59 |
| SOSTENIMIENTO SPLIT SET | 11.68 | 12.66 | 0.98 | US\$/perno | 8.39 |
| SOSTENIMIENTO SHOTCRETE | 8.70 | 11.03 | 2.33 | US\$/M2 | 26.78 |

FUENTE: Elaboración Propia

Para totalizar los costos unitarios de las operaciones en tajos y avances, expresaré los costos unitarios en US\$ por TM, donde TM representará las toneladas de mineral que el área de Mina entrega mensualmente a Planta para su tratamiento. Para ello consideraremos los factores de Producción promedios globales de la mina durante un mes de operación.

TABLA N° 40: Factores de producción promedio mensuales

| FACTORES DE PRODUCCIÓN PROMEDIOS MENSUALES | | | | |
|---|-----------|--------|----------------------|----------|
| OPERACIONES UNITARIAS | Cantidad | Unidad | Factor de Producción | Unidad |
| En Perforación | | | | |
| Metros de avance | 1170.00 | ML | 0.02 | ML/TM |
| Mineral explotado por Breasting | 60000.00 | TM | 80 | % |
| Pies perforados en labores de Avance | 179983.75 | pies | 2.40 | pies/TM |
| Pies perforados en labores de Producción | 275533.75 | pies | 3.67 | pies/TM |
| En Voladura | | | | |
| M3 de desmonte roto en labores de Avance | 14000.00 | m3 | 0.19 | m3/TM |
| M3 de mineral roto en labores de Producción | 21428.57 | m3 | 0.29 | m3/TM |
| En Limpieza | | | | |
| M3 de desmonte limpiados en labores de Avance | 19600.00 | m3 | 0.26 | m3/TM |
| M3 de mineral limpiados en labores de Producción | 30000.00 | m3 | 0.40 | m3/TM |
| En Sostenimiento con perno Split set | | | | |
| Pernos splitset puestos en labores de Avance | 3316.69 | pernos | 0.04 | perno/TM |
| Pernos splitset puestos en labores de Producción | 4580.19 | pernos | 0.06 | perno/TM |
| En Sostenimiento con Shotcrete | | | | |
| M2 sostenidos en labores de Avances | 4025.00 | m2 | 0.05 | m2/TM |
| M2 sostenidos en labores de Producción | 1725.00 | m2 | 0.02 | m2/TM |
| Tonelaje de Mineral mensual entregado a Planta | 75000.00 | TM | | |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 41 : Tabla comparativa que ilustra la diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto y reales expresados en

US\$/TM y que muestra la totalización de los costos unitarios de minado en estudio

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE DESARROLLO | | | | | |
|---|----------------------------|-------------------|----------------|---------------|-----------------------|
| | COSTO PRESUPUESTADO | COSTO REAL | Δ COSTO | UNIDAD | Δ PORCENTUAL % |
| PERFORACION | 5.63 | 6.01 | 0.38 | US\$/TM | 6.75 |
| VOLADURA | 3.41 | 4.55 | 1.14 | US\$/TM | 33.43 |
| LIMPIEZA-ACARREO | 1.70 | 2.33 | 0.63 | US\$/TM | 37.06 |
| SOSTENIMIENTO SPLIT SET | 2.31 | 2.38 | 0.07 | US\$/TM | 3.03 |
| SOSTENIMIENTO SHOTCRETE | 3.33 | 4.2 | 0.87 | US\$/TM | 26.13 |

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE PRODUCCION | | | | | |
|---|----------------------------|-------------------|----------------|---------------|-----------------------|
| | COSTO PRESUPUESTADO | COSTO REAL | Δ COSTO | UNIDAD | Δ PORCENTUAL % |
| PERFORACION | 3.72 | 4.09 | 0.37 | US\$/TM | 9.95 |
| VOLADURA | 2.44 | 2.86 | 0.42 | US\$/TM | 17.21 |
| LIMPIEZA-ACARREO | 1.29 | 1.84 | 0.55 | US\$/TM | 42.64 |
| SOSTENIMIENTO SPLIT SET | 1.74 | 2.03 | 0.29 | US\$/TM | 16.67 |
| SOSTENIMIENTO SHOTCRETE | 2.52 | 3.18 | 0.66 | US\$/TM | 26.19 |

FUENTE: Elaboración Propia

Es importante resaltar que estos costos operativos unitarios de minado incluyen el uso por equipos, la depreciación de equipos, la mano de obra, materiales e insumos, sin embargo no incluye los costos unitarios por servicios auxiliares (suministro de caudal de agua, aire y relleno hidráulico) y energía (suministro de energía a través de las subestaciones). Por ejemplo en el caso de la perforación el costo por uso del equipo de perforación jumbo se calculo sumando el costo fijo que consiste en el costo de posesión y el costo por servicio de mantenimiento mecánico; con el costo variable que es la suma del

costo de repuestos por mantenimiento con el costo por insumos (grasas, aceites, petróleo), dependiendo el costo variable de las horas de percusión del equipo por mes, siendo en promedio 200 horas de percusión. Los costos por aceros de perforación (brocas de 45mm, barrenos de perforación, san adapter, looping, broca rimadora de 2", adapter piloto y aguzadora de copas) se considerará como el costo por insumos de la perforación y sus costos unitarios se calcularán en función del precio unitario de cada acero de perforación, la vida útil del acero y el rendimiento de la perforación.

Como se explicó en el análisis de los costos unitarios de las operaciones unitarias del ciclo de minado, en la perforación y voladura en las labores de avance se observa un incremento significativo de los costos unitarios reales frente a los presupuestados, esto debido a que se incrementó el número de taladros debido a un aumento en la longitud de perforación por utilizar barra de 14 pies. Así mismo se observa que todos los costos unitarios reales en las labores de Producción son superiores a los presupuestados.

4.2.4 Costo unitario de Mina real

A continuación se detallará la estructura de costos unitarios operativos que conforman el costo unitario total de Mina que se viene obteniendo en la operación.

TABLA N° 42: Tabla que ilustra la estructura de costos unitarios de mina en labores de producción donde se aplica sostenimiento con shotcrete

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|--|-------------------------|--------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 17.54 |
| Perforación | 4.09 | 19.18 |
| Voladura | 2.86 | 13.41 |
| Limpieza-acarreo | 1.84 | 11.91 |
| Sostenimiento con Shotcrete | 3.18 | 14.92 |
| Ventilación | 0.35 | 1.64 |
| Servicios auxiliares mina-relleno hidráulico | 2.46 | 11.54 |
| Transporte | 2.1 | 9.85 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 20.62 | 100 |

FUENTE: Elaboración Propia

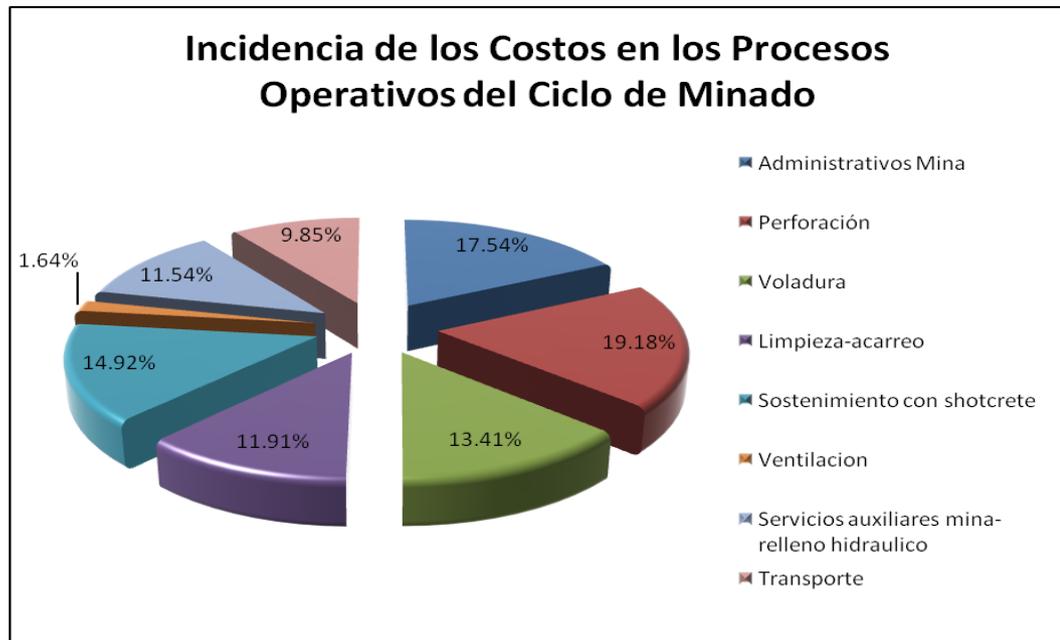


FIGURA N° 28: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado donde se aplica sostenimiento con shotcrete.

FUENTE: Elaboración Propia

Del mismo modo se presenta la estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total del ciclo de minado para labores de producción donde se aplica el sostenimiento con perno splitset.

TABLA N° 43: Tabla que ilustra la estructura de costo unitarios de mina en labores de producción donde se aplica sostenimiento con SPLITSET

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|--|-------------------------|--------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 19.21 |
| Perforación | 4.09 | 21.01 |
| Voladura | 2.86 | 14.69 |
| Limpieza-acarreo | 1.84 | 9.45 |
| Sostenimiento con Split Set | 2.03 | 10.43 |
| Ventilación | 0.35 | 1.80 |
| Servicios auxiliares mina-relleno hidráulico | 2.46 | 12.63 |
| Transporte | 2.1 | 10.79 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 19.47 | 100.00 |

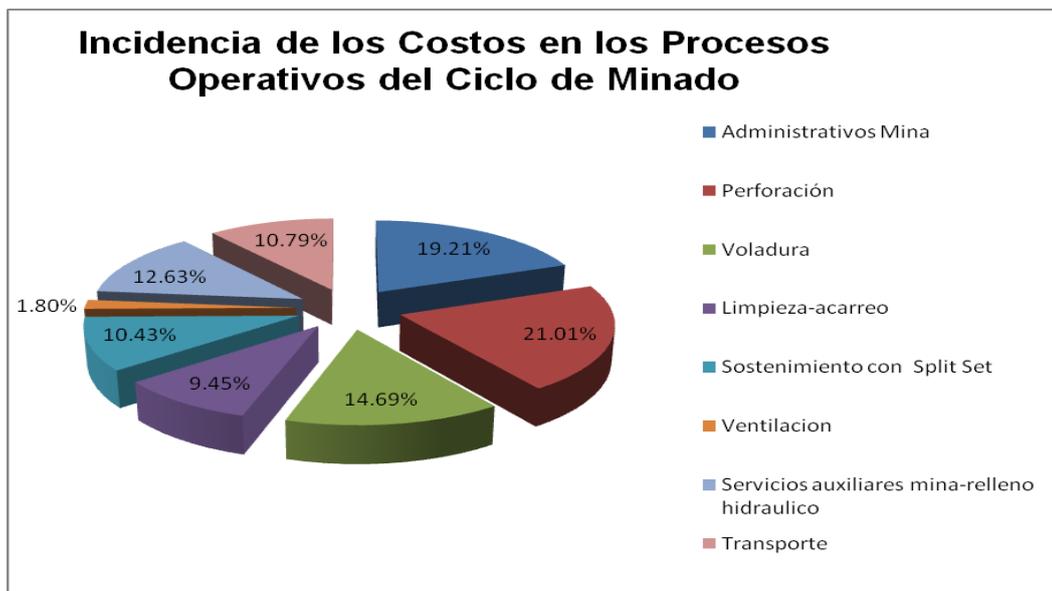


FIGURA N° 29: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado, sostén con SPLIT SET.

FUENTE: Elaboración Propia en ambos casos

Para labores de desarrollo se muestra la estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total del ciclo de minado donde se aplica Shotcrete como sostenimiento.

TABLA N° 44: Tabla que ilustra la estructura de costos unitarios de mina en labores de desarrollo donde se aplica sostenimiento con shotcrete.

| Procesos Operativos | Costo Unitario | Grado de incidencia |
|------------------------------------|----------------|---------------------|
| | \$/TM | % |
| Administrativos Mina | 3.74 | 14.79 |
| Perforación | 6.01 | 23.77 |
| Voladura | 4.55 | 18.00 |
| Limpieza-acarreo | 2.33 | 9.22 |
| Sostenimiento con Shotcrete | 4.20 | 16.61 |
| Ventilación | 0.35 | 1.38 |
| Servicios auxiliares mina | 2.00 | 7.91 |
| Transporte | 2.10 | 8.31 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 25.28 | 100 |

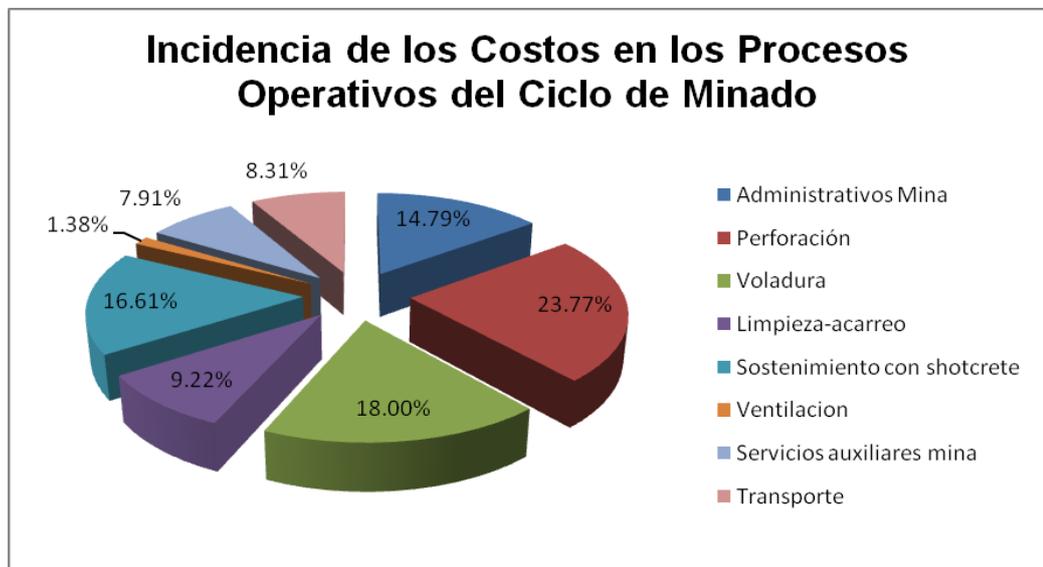


FIGURA N° 30: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado en desarrollo donde se aplica sostenimiento con shotcrete.

FUENTE: Elaboración Propia en ambos caso

Del mismo modo se presenta la estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total del ciclo de minado para labores de desarrollo donde se aplica el sostenimiento con perno splitset.

TABLA N° 45: Tabla que ilustra la estructura de costos unitarios de mina en labores de desarrollo donde se aplica sostenimiento con SPLITSET

| Procesos Operativos | Costo Unitario | Grado de incidencia |
|------------------------------------|----------------|---------------------|
| | \$/TM | % |
| Administrativos Mina | 3.74 | 15.94 |
| Perforación | 6.01 | 25.62 |
| Voladura | 4.55 | 19.39 |
| Limpieza-acarreo | 2.33 | 9.93 |
| Sostenimiento con perno Split Set | 2.38 | 10.14 |
| Ventilación | 0.35 | 1.49 |
| Servicios auxiliares mina | 2.00 | 8.53 |
| Transporte | 2.10 | 8.95 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 23.46 | 100.00 |

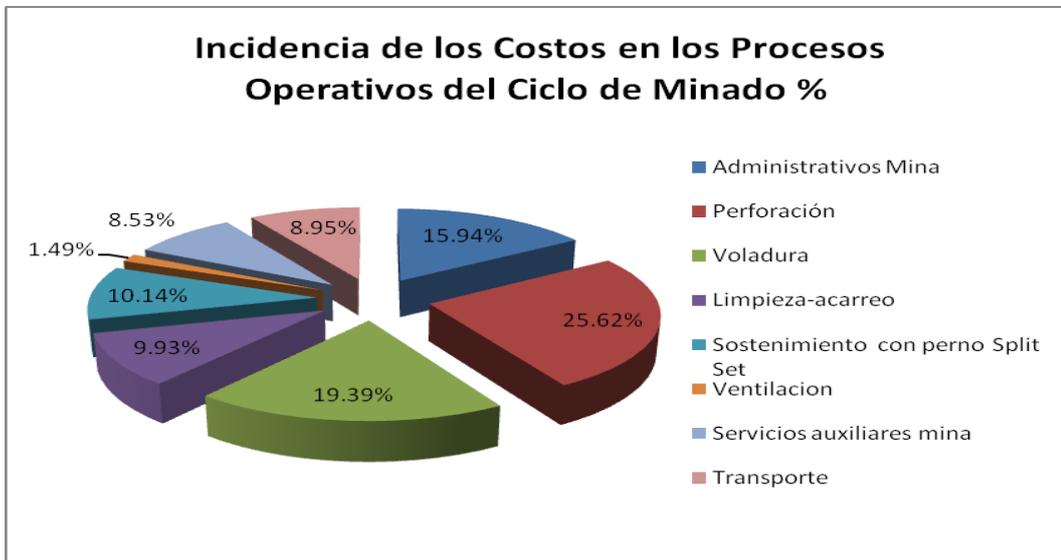


FIGURA N° 31: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado en desarrollo donde se aplica sostenimiento con SPLIT SET.

FUENTE : Elaboracion Propia ambos casos

Agrupando los costos de sostenimiento con perno splitset con sostenimiento con Shotcrete como un único costo de sostenimiento y expresando todos los costos unitarios de los procesos productivos en US\$/TM, la estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total de ciclo de minado o costo unitario de mina para labores de desarrollo y de producción sería:

TABLA N° 46: Tabla que ilustra la estructura de costos unitarios de mina en labores de desarrollo

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|------------------------------------|-------------------------|--------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 13.52 |
| Perforación | 6.01 | 21.73 |
| Voladura | 4.55 | 16.45 |
| Limpieza-acarreo | 2.33 | 8.42 |
| Sostenimiento | 6.58 | 23.79 |
| Ventilación | 0.35 | 1.27 |
| Servicios auxiliares mina | 2.00 | 7.23 |
| Transporte | 2.10 | 7.59 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 27.66 | 100.00 |

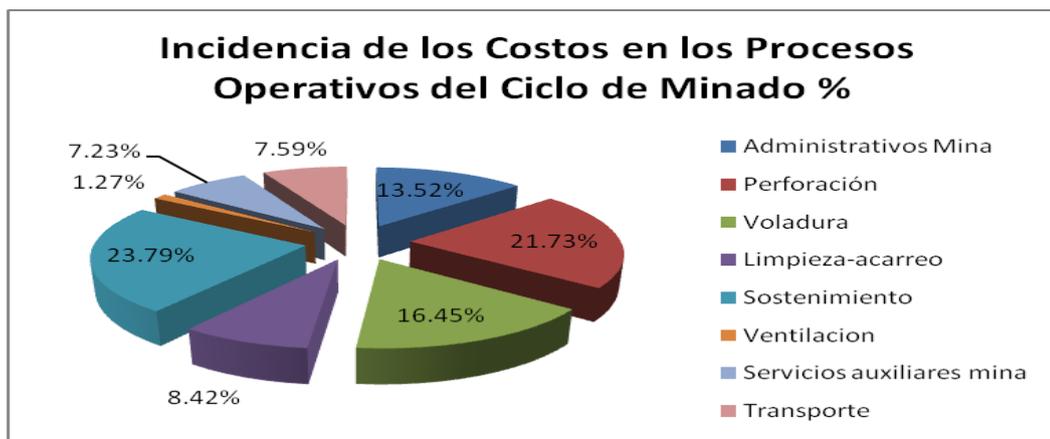


FIGURA N°32: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado en desarrollo

FUENTE: Elaboracion Propia en ambos casos

TABLA N° 47: Tabla que ilustra la estructura de costos unitarios de mina en labores de producción

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|------------------------------------|-------------------------|--------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 16.85 |
| Perforación | 4.09 | 18.43 |
| Voladura | 2.86 | 12.89 |
| Limpieza-acarreo | 1.84 | 8.29 |
| Sostenimiento | 5.21 | 23.48 |
| Ventilación | 0.35 | 1.58 |
| Servicios auxiliares mina | 2.00 | 9.01 |
| Transporte | 2.10 | 9.46 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 22.19 | 100.00 |

FUENTE: Elaboracion Propia

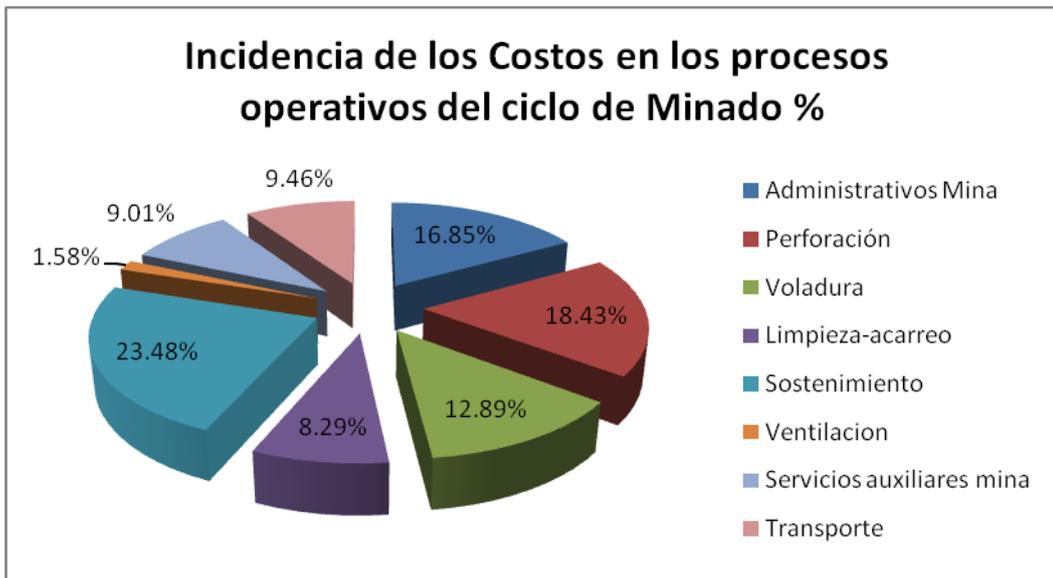


FIGURA N° 33: Incidencia de los costos en los procesos operativos del ciclo de minado

FUENTE: Elaboración Propia

Tabla N° 48, Cuadro Resumen que ilustra los Costos Unitarios antes del proceso de optimización de los mismos.

TABLA N° 48: Tabla resumen que ilustra los costos unitarios, antes del proceso de mejora de los mismos

| Costos Unitarios | Costo Unitario \$/TM |
|--|---------------------------------|
| Costo Unitario Mina en Labores de Producción (sostenimiento Split set) | 19.47 |
| Costo Unitario Mina en Labores de Producción (sostenimiento Shotcrete) | 20.62 |
| Costo Unitario Mina en Labores de Desarrollo (sostenimiento Split set) | 23.46 |
| Costo Unitario Mina en Labores de Desarrollo (sostenimiento Shotcrete) | 25.28 |
| Costo Unitario Mina en Labores de Desarrollo | 27.66 |
| Costo Unitario Mina en Labores de Producción | 22.19 |

FUENTE: Elaboración Propia

Es importante resaltar que estos costos unitarios incluyen el costo por uso de equipos, depreciación de los equipos, energía, servicios auxiliares, mano de obra e insumos.

CAPITULO V

OBSERVACIONES DE LA EVALUACIÓN OPERATIVA

5.1 OBSERVACIONES

- En lo que respecta a labores de desarrollo donde se sostiene con Shotcrete, se observa que las operaciones unitarias de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con Shotcrete suman 17.09 US\$/TM y representan el 67.60 % del costo total del ciclo de minado.
- En lo que respecta a ciclo de minado en labores de desarrollo donde se sostiene con pernos splitset se observa que las operaciones unitarias de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con perno splitset suman 15.27 US\$/TM y representan el 65.09 % del costo total del ciclo de minado.

- En lo que respecta a labores de producción donde se sostiene con Shotcrete, se observa que las operaciones unitarias de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con Shotcrete suman 11.97 US\$/TM y representan el 58.05% del costo total del ciclo de minado.
- En lo que respecta a labores de producción donde se sostiene con perno splitset, se observa que las operaciones unitarias de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con perno splitset suman 10.82 US\$/TM y representan el 55.57% del costo total del ciclo de minado.
- La perforación y voladura en frentes y tajos, presentan problemas en lo que respecta al avance obtenido (tanto en metros de avance obtenidos producto del disparo o en las toneladas rotas obtenidas producto también del disparo), debiéndose esto a la falta de control en el diseño de la malla de perforación (delineado o marcado de los puntos donde se debe perforar cada taladro, en base al espaciamiento y burden establecido), control del modo de perforación (paralelismo entre taladros y con la estructura mineralizada, perforación completa penetrando todo el barreno de perforación), control de la distribución de la carga explosiva en la mina y adecuada secuencia de salida explosiva en la voladura.
- El factor de carga o factor de potencia es una variable que aun no se ha podido controlar en esta mina en estudio, debiéndose

esto principalmente a que no se toma conciencia o se desconoce o no se prioriza la importancia de las variables de perforación y a su interacción con la voladura. Este problema se superara con una adecuada capacitación.

- Otro grave problema generalizado en la mina esta en el manipuleo de explosivos, es decir de la distribución de la carga explosiva en los taladros, la cual se debe a que los supervisores de operaciones piden una cantidad excesiva de explosivos (debido a la falta de capacitación y entrenamiento en temas de perforación y voladura) al polvorín y el remanente de mina no se interna nuevamente al polvorín. Situación que además de generar un sobre costo de voladura por materiales, genera también una condición subestimar de la seguridad en mina.
- En lo que respecta a la limpieza y acarreo se han detectado que los equipos LHD trabajan a un bajo rendimiento debido a que no se realizan cámaras de acumulación cada 150m, es así que se encuentra que los equipos LHD recorren distancias de más de 200m, llegando hasta 600m. Esto ya no se considera limpieza sino acarreo, para lo cual no está diseñado el equipo LHD. Con una distancia adecuada de limpieza y una pendiente no mayor a 12% se puede obtener rendimientos de 24.4 m³/h en frentes de avance y tajos.

- En el sostenimiento con perno splitset, se detecta su aplicación en las labores permanentes como es el caso de frentes de avance en rampas y labores de desarrollo, sin embargo esto es una mala práctica debida a que este perno se ha diseñado para aplicarse en labores temporales como son los tajos de explotación. Es por ello que se debe evaluar la utilización de pernos helicoidales en labores permanentes.
- En el sostenimiento con Shotcrete existe una serie de problemas en su aplicación debido a la baja calidad de los insumos del Shotcrete (sobre todo la arena, la cual ocasiona que se aumente la cantidad de otros insumos como es el caso del cemento) y al modo de aplicación o lanzado del Shotcrete (se recomienda una distancia de lanzado del Shotcrete vía seca no mayor a 1.5m). El rebote medido en campo es de 48%, sin embargo el programado es de 40%. Un rebote aceptable para un Shotcrete vía seca es no mayor al 30%.
- Se debe evaluar utilizar el Shotcrete vía húmeda con mayor incidencia para las labores de desarrollo y producción (tajos), ya que presenta un mayor rendimiento en su aplicación, así como un menor rebote (15% máximo).

CAPITULO VI

**CICLO DE MINADO MEJORADO Y LA REDUCCIÓN DE LOS COSTOS
MEDIANTE LA MEJORA INICIAL DE LOS ESTÁNDARES DE
PERFORACIÓN Y VOLADURA.**

La reducción de los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado se logra mediante la mejora de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, lo que acarrea que el rendimiento e indicadores de productividad se incrementen en cada una de las operaciones unitarias, realizándose para ello mejores procedimientos de trabajo.

Las mejoras se concretan con el control e implementación de los factores de éxito (con sus correspondientes estándares de trabajo, los mismos que son consecuencias de la aplicación de estas mejores prácticas de trabajo) en las operaciones unitarias de minado. Estos factores de éxito son esencialmente referidos a la perforación y voladura, y se les puede

dividir en dos importantes grupos directamente relacionados y complementados, refiriéndose al

Primer grupo al seguimiento y control operativo; y el segundo grupo al factor humano mediante la capacitación y creación de conciencia.

6.1 SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO

- Cumplimiento del Diseño de la Malla de Perforación para cada aplicación de voladura.
- Perforación eficiente y según la demarcación de la malla de perforación en campo.
- Adecuada secuencia miento de los retardos de cada taladro en la malla de voladura, y adecuado carguío de los taladros.
- Adecuada distribución de la carga explosiva en los taladros.

6.2 CAPACITACION Y CREACION DE CONCIENCIA

La capacitación y creación de conciencia en los trabajadores de la empresa consiste en invertir en activos intangibles, es decir en aquellos que constituyen la principal fuente de diferenciación o de creación de ventajas competitivas sostenibles para la empresa. Esta capacitación se materializa en charlas y cursos sobre las operaciones de minado, reducción de costos y buenos procedimientos de trabajo.

Entre los beneficios que trae la capacitación a la organización minera se menciona:

- Mejor conocimiento de las tareas, procesos y funciones en todos niveles.
- Ayuda al personal a identificarse con los objetivos y metas de la organización.
- Promueve la comunicación en toda la organización.
- Ayuda a mantener bajos costos en diferentes áreas. En especial en las operaciones de Mina
- Incrementa la calidad y productividad del trabajo en cada proceso productivo de minado.
- Se incrementa la responsabilidad en temas de seguridad, salud ocupacional, cuidado del medio ambiente y relaciones sociales.

A continuación se ilustra la cadena de optimización de los procesos productivos.

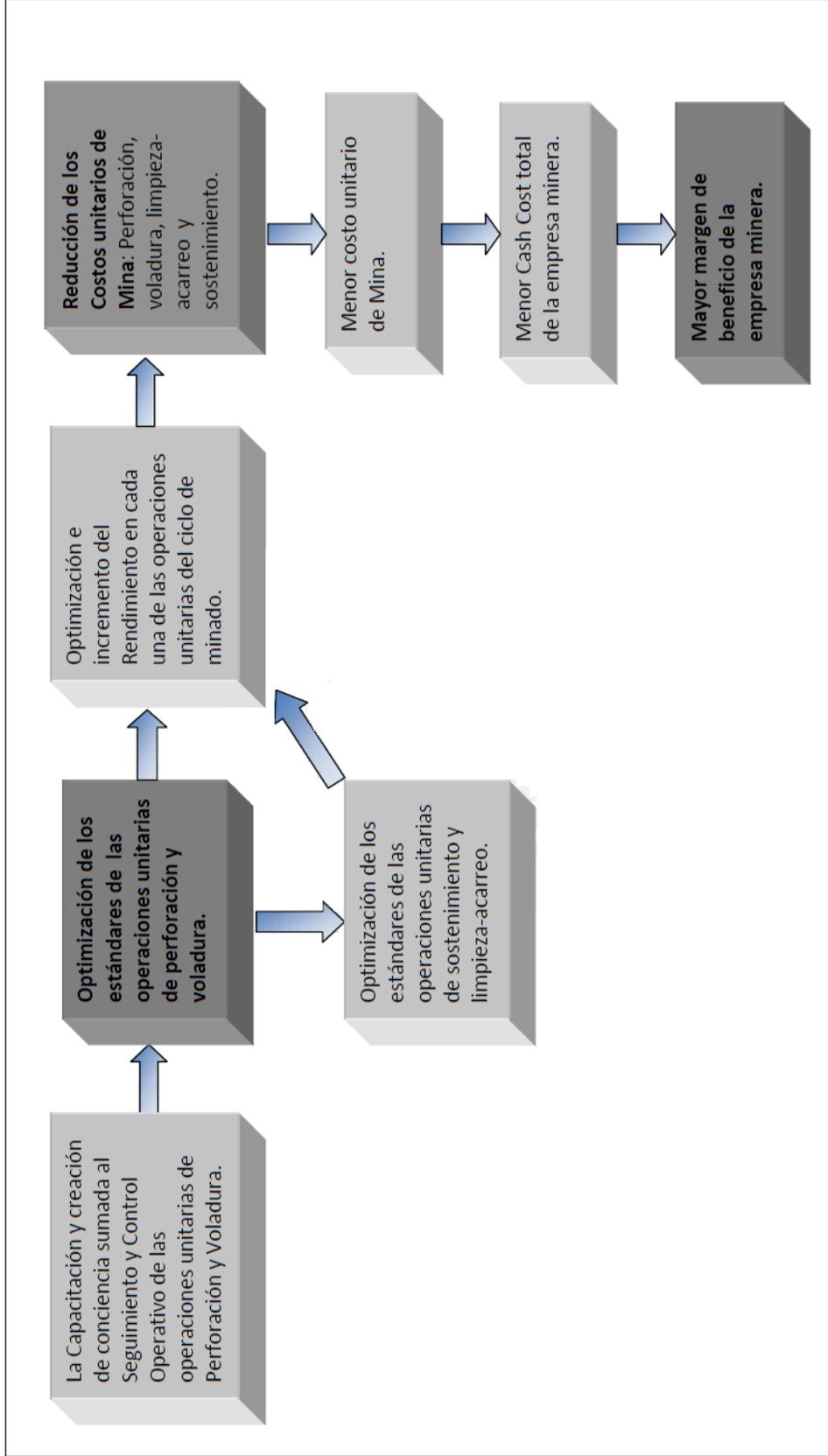


FIGURA N°34: CADENA PRODUCTIVA DE MEJORA DE LAS OPERACIONES UNITARIAS Y REDUCCIÓN DE COSTOS EN MINA
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA

6.3 CICLO DE MINADO MEJORADO Y REDUCCION DE SUS COSTOS

La mejora es posible en principio mediante el incremento de la productividad y del rendimiento en la perforación y voladura, esto como consecuencia de mejorar la malla de perforación y/o voladura, a través de una perforación que cumpla con el burden, espaciamiento, inclinación, longitud del taladro establecidos, utilizar bien las características propias de la máquina de perforación y el tipo de roca; en voladura se debe realizar un adecuado consumo de explosivos que se vea reflejado en un factor de carga y/o potencia establecido y que es técnicamente acorde con el diámetro de la broca, burden, espaciamiento, longitud del taladro, condición del terreno (presencia de agua), características de la roca. Del mismo modo se debe entender y tomar en cuenta claramente las propiedades y características de los explosivos y accesorios de voladura.

Producto de la mejora en la perforación y voladura, es la obtención de un incremento en los indicadores de productividad tales como toneladas rotas por disparo (TM/disparo), toneladas rotas por taladro (TM/taladro), metros avanzados por disparo (ML/disparo), toneladas rotas por metro perforado (TM/mp), disminución en el factor de carga (Kg/m³) y factor de avance (Kg./ML) y la eliminación de bancos, bolones que necesitan ser movidos y corregidos mediante voladura secundaria.

La limpieza mejora debido a que solo se requiere mover la cantidad de material establecido en el tiempo adecuado, con la granulometría adecuada, adecuado ambiente de trabajo; el sostenimiento se realiza en una adecuada sección donde no es necesario realizar voladuras

secundarias y no se tienen problemas por sobre rotura, del mismo modo al mejorar la perforación y voladura el sostenimiento que implique la utilización de los jumbos de emperadores incrementan su productividad.

Producto de la mejora de la limpieza y sostenimiento, es la obtención de un incremento en los indicadores de productividad tales como toneladas limpiadas o movidas por hora TM/h, metros cúbicos limpiados o movidos por hora m³/h, pernos Split set sostenidos por hora pernos/h. Del mismo modo a través de mejores procedimientos de trabajo en el sostenimiento con Shotcrete se incrementa los metros cuadrados por metros cúbicos de mezcla m²/m³.

Toda esta mejora operativa de los parámetros técnicos traen como consecuencia una mejora y reducción de los costos unitarios operativos, como es en perforación y voladura, dólares por tonelada rota US\$/TM, dólares por metro avanzado US\$/ML, dólares por kg de explosivo consumido US\$/kg, dólares por metro cubico roto US\$/m³. En Limpieza se reduce los dólares por metro cubico limpiado US\$/m³, y en sostenimiento se reduce los dólares por perno sostenido US\$/perno y los dólares por metro cuadrado de área cubierta sostenida US\$/m².

6.3.1 Mejoras en las labores de desarrollo

Las mejoras en los estándares operativos en labores de desarrollo y sus respectivos costos unitarios de minado se ven reflejadas en las tablas 49, 50,51 y 52

**TABLA N° 49: Ciclo de minado mejorado para labores de desarrollo
(PERFORACION Y VOLADURA)**

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS | | |
|--|------------------|---------------|
| OPERACIÓN | Propuesto | Unidad |
| LABOR FRENTE SECCIÓN 3.50M. X3.00M. | | |
| PERFORACIÓN | | |
| Tipo de roca | II-III | |
| Longitud de barra 12 pies | 3.70 | mt. |
| Longitud efectiva de Perforación | 3.41 | mt. |
| Avance | 3.25 | mt. |
| Rendimiento objetivo en avance | 95.31 | % |
| Volumen a romper por disparo | 34.13 | mt.3 |
| Tonelaje obtenido por disparo | 85.31 | Tn. |
| Parámetros de perforación | | |
| Diámetro de la broca | 45 | mm. |
| Espaciamiento | 0.50 | mt. |
| Burden | 0.50 | Mt. |
| Numero de taladros | 32 | Tal. |
| Taladros de alivio 3.5 " | 3 | tal. |
| Rendimiento | | |
| Metros perforados totales | 109.12 | mp. |
| Rendimiento de perforación | 47.44 | mp/hr. |
| Taladros perforados por hora | 13.91 | tal/hr. |
| Tiempo efectivo de perforación | 1.69 | hr. |
| Tiempo de maniobras por el total de taladros | 0.27 | hr. |
| Tiempo de posicionamiento total | 0.34 | hr. |
| Tiempo total de perforación | 2.30 | hr. |
| Toneladas rotas por taladro | 2.7 | Tn./tald. |
| VOLADURA | | |
| Emulsiones explosivas | | |
| Emulnor 5000 1 1/2" x 12" | 14.40 | Kg. |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 44.57 | Kg. |
| Exadit 45% 7/8"x7" (corona) | 4.272 | Kg. |
| Total de kilogramos de explosivo | 63.25 | Kg. |
| Factor de avance | 19.46 | Kg./mt. |
| Factor de Potencia | 0.74 | Kg./Tn. |
| Factor de carga | 1.85 | Kg./mt3 |
| Tiempo de carguío y cebado por taladro | 1 | min. |
| Tiempo total de carguío | 0.54 | hr. |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 50: Ciclo de minado mejorado para labores de desarrollo (LIMPIEZA-ACARREO Y SOSTENIMIENTO)

| OPERACIÓN | propuesto | Unidad |
|---|------------------|---------------|
| LIMPIEZA Y ACARREO | | |
| Capacidad del Scoop | 3.50 | Yd3 |
| Capacidad del Scoop | 2.68 | m3 |
| Factor de llenado | 0.85 | % |
| Capacidad real del Scoop | 2.28 | m3 |
| Factor de esponjamiento | 30 | % |
| Metros cúbicos volados | 34.13 | m3 |
| Metros cúbicos esponjados | 44.37 | m3 |
| Velocidad promedio Scoop | 5.00 | Km./hr. |
| Pendiente | 12 | % |
| Distancia al ore pass | 0.15 | Km. |
| Ciclo | 0.089 | hr. |
| Carguío | 0.017 | hr. |
| Traslado con carga | 0.02 | hr. |
| Descarga | 0.017 | hr. |
| Traslado sin carga | 0.02 | hr. |
| Maniobras totales | 0.015 | hr. |
| Ciclo en minutos | 5.34 | min |
| Numero de ciclos | 19 | ciclos |
| Tiempo total de limpieza | 1.74 | hr. |
| Rendimiento del Scoop | 25.57 | m3/hr |
| SOSTENIMIENTO CON SPLITSET | | |
| Tipo de roca | II-III | |
| Área a sostener | 26.00 | m2 |
| Espaciamiento pernos | 1.5 | m. |
| Pernos por frente | 15 | per/frente |
| Longitud del taladro | 2.13 | m. |
| Tiempo de perforación por taladro | 0.02 | hr. |
| Tiempo de perforación del frente | 0.30 | hr. |
| Tiempo de instalación por perno | 0.013 | hr. |
| Tiempo de instalación de los pernos | 0.20 | hr. |
| Tiempo de empernado por frente | 0.50 | hr. |
| Tiempo de empernado por frente | 30 | min |
| Ciclo de empernado | 2.0 | min./perno |
| Rendimiento | 30.00 | pernos/hr. |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE de 2" de espesor | | |

| | | |
|--|----------|--------|
| Tipo de lanzado de Shotcrete(vía seca/ vía húmeda) | via seca | |
| Área por cubrir | 32.50 | m2 |
| Volumen de mezcla requerido para cubrir | 2.97 | m3 |
| Arena Gradación 2 (1675 Kg/mt3) | 2.97 | m3 |
| Kg. de cemento por mt3 de mezcla (400Kg/m3) | 1188.00 | Kg. |
| Aditivo por mt3 (3.00 Gl./m3) | 8.90 | Gl. |
| Fibra metálica por mt3 (20 Kg/m3) | 59.40 | Kg. |
| Desperdicio de material por rebote | 30.00 | % |
| Tiempo de lanzado de Shotcrete (prep.del área, inst. Lanz..) | 2.00 | hr. |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.96 | m2/m3 |
| Rendimiento | 1.48 | m3/hr. |
| ACTIVIDADES CONEXAS | | |
| Ventilación | 0.50 | hr. |
| Regado y desatado | 0.50 | hr. |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 51 se hace una comparación de los rendimientos de las operaciones unitarias presupuestados, reales y mejorados en las labores de desarrollo.

TABLA N° 51: Tabla comparativo de los principales rendimientos en las Operaciones unitarias (PRESUPUESTADO- REAL-PROPUESTO O MEJORADO) en labores de desarrollo

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS | | | | |
|--|---------------------|-------------|------------------|-----------------|
| LABOR FRENTES | Presupuesta. | Real | Propuesto | Unidades |
| SECCION 3.50MX3.00M | | | | |
| PERFORACIÓN | | | | |
| Avance | 2.89 | 3.04 | 3.25 | Mt. |
| Espaciamiento | 0.6 | 0.45 | 0.5 | mt. |
| Burden | 0.5 | 0.40 | 0.5 | mt. |
| Numero de Taladros | 28 | 34 | 32 | tal. |
| Rendimiento de Perforación | 47.00 | 54.00 | 47.44 | mp/hr |
| Numero de taladros por hora | 13.86 | 14.72 | 13.91 | tal/hr |
| VOLADURA | | | | |
| Kilogramos de explosivo objetivo por disparo | 59.62 | 103.6 | 63.25 | Kg. |
| Factor de Potencia | 0.75 | 1.30 | 0.74 | Kg./Tn |
| Factor de carga | 1.96 | 3.25 | 1.85 | Kg./ m3 |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | |
| Factor de esponjamiento | 40 | 40 | 30 | % |
| Distancia al ore pass | 0.15 | 0.3 | 0.15 | Km. |
| m3 volados | 30.35 | 31.92 | 34.125 | m3 |
| m3 esponjados | 42.48 | 44.69 | 44.36 | m3 |
| Pendiente | 12 | 12 | 12 | % |
| Ciclo en minutos | 4.05 | 6.9 | 5.34 | min. |
| Rendimiento del Scoop | 33.72 | 19.83 | 25.57 | m3/hr |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET | | | | |
| Pernos Split Set /frente | 15 | 15 | 15 | Pernos/ Fr. |
| Rendimiento | 30 | 25 | 30 | pernos/hr |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE DE 2" | | | | |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.17 | 10.96 | m2/m3 |
| Rendimiento | 0.95 | 0.75 | 1.48 | m3/hr |
| Actividades conexas | | | | |
| Ventilación | 0.50 | 0.50 | 0.50 | hr. |
| Regado y desatado | 0.50 | 0.50 | 0.50 | hr. |

FUENTE: Elaboración Propia

En lo que respecta al costo del ciclo de minado mejorado está por debajo del programado y el real, lo cual se debe al aumento en el rendimiento, así como a un mejor control de los insumos y materiales para evitar el uso exagerado.

En la Tabla N° 52 se puede observar el costo unitario de cada una de las operaciones unitarias de perforación y voladura, presupuestadas, reales y propuestas o mejoradas.

En la Tabla N° 53 se puede observar el costo unitario de cada una de las operaciones unitarias de limpieza-acarreo y sostenimiento, presupuestadas, reales y propuestas o mejoradas.

TABLA N° 52. Comparativa del costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas en labores de desarrollo (PERF. Y VOL.)

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | PROPUESTO |
|------------------------------|-------------------------|-------------------------|-------------------------|
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) |
| PERFORACIÓN | 150.45 | 160.22 | 135.60 |
| MANO DE OBRA | 40.2 | 38.22 | 35.75 |
| Operador Jumbo | 14.46 | 13.75 | 12.86 |
| Ayudante | 12.31 | 11.71 | 10.95 |
| Capataz | 13.43 | 12.76 | 11.94 |
| INSUMOS | 37.8 | 39.52 | 26.82 |
| ACEROS DE PERFORACIÓN | 13.25 | 16.19 | 4.98 |
| Barra de extensión | 2.64 | 3.68 | 1.13 |
| Broca de 45mm | 4.62 | 5.74 | 1.77 |
| Shank adapter | 0.99 | 1.23 | 0.38 |
| Coopling | 0.99 | 1.23 | 0.38 |
| Broca escariadora | 1.35 | 1.37 | 0.42 |
| Adapter piloto | 1.36 | 1.3 | 0.40 |
| Copas de afilado | 0.65 | 0.82 | 0.25 |
| A gozadora de copas | 0.65 | 0.82 | 0.25 |
| MATERIALES | 24.55 | 23.33 | 21.84 |
| Mangas de ventilación de 30" | 10.84 | 10.3 | 9.65 |
| Alcayatas de 03 cuerpos | 7.10 | 6.75 | 6.31 |

| | | | |
|--------------------------------|-------------------------|-------------------------|-------------------------|
| Tubos de pvc 1 1/2 x 3 mts | 6.61 | 6.28 | 5.88 |
| EQUIPOS | 72.45 | 82.48 | 73.03 |
| Jumbo (1 brazo) | 69.90 | 79.93 | 70.77 |
| Ventilador de 30,000 CFM. | 2.55 | 2.55 | 2.26 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) |
| V OLADURA | 89.53 | 119.477 | 95.92 |
| M AÑO DE OBRA | 23.97 | 22.8 | 31.56 |
| Cargador – Desatador | 11.03 | 10.49 | 19.62 |
| Capataz | 12.94 | 12.31 | 11.94 |
| INSUM OS | 65.56 | 96.677 | 64.36 |
| EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS | 65.56 | 96.677 | 64.36 |
| Emulnor 3000 11/2" x 12" | 29.79 | 56.64 | 28.76 |
| Emulnor 5000 11/2" x 12" | 11.34 | 13.17 | 10.08 |
| Exadit 45% de 7/8X7 | 3.74 | 3.997 | 3.32 |
| Cordón detonante 3P | 5.29 | 5.03 | 4.71 |
| Fanel de 4m. Periodo corto | 5.04 | 4.79 | 4.48 |
| Fanel de 4m. Periodo largo | 9.53 | 12.26 | 10.47 |
| Carmex | 0.65 | 0.62 | 1.74 |
| Mecha rápida | 0.18 | 0.17 | 0.80 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 53. Tabla comparativa del costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas en labores de desarrollo (LIMP.ACARR.SOST)

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | PRESUPUESTO |
|------------------------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.26 | 5.83 | 3.49 |
| M AÑO DE OBRA | 1.89 | 1.80 | 0.35 |
| Operador Scoop | 0.98 | 0.93 | 0.24 |
| Capataz | 0.91 | 0.87 | 0.11 |
| EQUIPOS | 2.37 | 4.03 | 3.14 |
| Scoop (3.5 yd3) | 2.37 | 4.03 | 3.14 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/Per) | TOTAL (US\$/Per.) | TOTAL (US\$/Per.) |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET | 11.68 | 12.89 | 10.78 |
| MANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.77 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.28 |
| Ayudante de jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.23 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.26 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.34 | 7.38 |

| | | | |
|--------------------------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|
| Barra de extensión 12 pies | 0.17 | 0.15 | 0.17 |
| Broca de 45mm | 0.30 | 0.30 | 0.30 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0.06 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | 0.06 |
| Peron split set de 7 ´pies | 6.00 | 6.00 | 6 |
| Adaptador de perno | 0.77 | 0.77 | 0.77 |
| Manga de ventilación de 30" | 0.02 | 0.02 | 0.02 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 2.63 |
| Jumbo (1 brazo) | 3.33 | 4.00 | 2.63 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M2) | TOTAL(US\$/M2) | TOTAL(US\$/M2) |
| SOSTENIMIENTO CON SCHOCRETE | 8.7 | 11.03 | 5.22 |
| M AÑO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 1.76 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.3 |
| Operador de Aliva | 0.51 | 0.65 | 0.3 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.26 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.26 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.25 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.39 |
| IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD | 0.08 | 0.10 | 0.05 |
| Implementos de personal de Shotcrete | 0.06 | 0.08 | 0.04 |
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0.01 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 1.34 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.32 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.30 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.56 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.06 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.10 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 2.07 |
| Scooptram de 3.5 Yd3. | 1.33 | 1.69 | 0.80 |
| Lanzadora Aliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.57 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.16 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.51 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.03 |

FUENTE: Elaboración Propia

6.3.2 Labores de Producción

Las mejoras en los estándares operativos en labores de producción - tajos y sus respectivos costos unitarios de minado se ven reflejadas en las Tablas N° 54, 55 y 56, respectivamente.

TABLA N° 54: Ciclo de minado mejorado propuesto para labores de producción

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS | | | |
|--|--------------------------|--------------|-------------|
| LABOR | EXPLOTACION EN BREASTING | Propuesto | Unidades |
| SECCION | 3.50MX3.00M | | |
| PERFORACIÓN | | | |
| Especificaciones | | | |
| Longitud de barra 12 pies | | 3.70 | M |
| Longitud efectiva de perforación | | 3.41 | M |
| Rendimiento objetivo en avance | | 95.00 | % |
| Avance | | 3.25 | M |
| Volumen a romper por disparo | | 34.125 | m3/disparo |
| Tonelaje obtenido por disparo | | 112.61 | Tn./disparo |
| Parámetros de perforación | | | |
| Diámetro de la broca | | 45.00 | Mm |
| Espaciamiento | | 0.75 | M |
| Burden | | 0.70 | M |
| Numero de taladros | | 24 | Taladros |
| Rendimientos | | | |
| metros perforados | | 81.84 | Mp |
| Rendimiento de perforación | | 54.56 | mp/hr |
| Tiempo efectivo de perforación | | 1.00 | hr. |
| Tiempo de maniobras por el total de taladro | | 0.17 | hr. |
| Tiempo de posicionamiento por el total de taladros | | 0.33 | hr. |
| Tiempo total de perforación | | 1.50 | hr. |
| Toneladas rotas por taladro | | 4.69 | Ton/Tal. |
| VOLADURA | | | |
| Emulnor 5000 11/2x12" | | 0.00 | Kg. |
| Emulnor 3000 11/2x"12" | | 49.266 | Kg. |
| Exadit 45% 7/8x7" | | 4.272 | Kg. |
| Kilogramos de explosivo objetivo por disparo | | 53.54 | Kg. |
| Factor de Potencia | | 0.48 | Kg./Tn |
| Factor de carga | | 1.57 | Kg./m3 |

| | | |
|--|--------------|--------------|
| Tiempo de cebado y carguío por taladro | 1.00 | Min |
| Tiempo total de carguío | 0.40 | hr. |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | |
| Capacidad de Scoop (yd3) | 3.50 | yd3 |
| Capacidad de Scoop (m3) | 2.66 | m3 |
| Factor de Llenado | 85 | % |
| Capacidad real del Scoop m3 | 2.26 | m3 |
| Factor de esponjamiento | 30.00 | % |
| Distancia al ore pass | 1.5 | Km. |
| m3 volados | 34.125 | m3 |
| m3 esponjados | 44.36 | m3 |
| Pendiente | 12 | % |
| Velocidad promedio del Scoop | 5.00 | Km./hr |
| Numero de Ciclo | 20 | Ciclos |
| Traslado con carga | 0.03 | Hr |
| Traslado sin carga | 0.03 | Hr |
| Maniobras totales | 0.03 | Hr |
| ciclo total en hr | 0.09 | Hr |
| Ciclo en minutos | 5.4 | min. |
| Número de ciclos | 20 | |
| Tiempo total de limpieza | 1.80 | Hr |
| Rendimiento del Scoop | 24.65 | m3/hr |

FUENTE: Elaboración Propia

En la Tabla N° 55 se hace una comparación de los rendimientos de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y mejoradas en las labores de producción.

TABLA N° 55: Tabla comparativo de los principales rendimientos en las operaciones unitarias (PRESUPUESTADO-REAL-PROPUESTO O MEJORADO) EN LABORES DE PRODUCCION

| DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS | | | | |
|--|--------------|-------|-----------|-------------|
| LABOR EXPLOTACION EN BREASTING. | Presupuesto. | Real | Propuesto | Unidad |
| SECCION 3.50MX3.00M | | | | |
| PERFORACIÓN | | | | |
| Avance | 2.9 | 2.7 | 3.25 | m |
| Volumen a romper por disparo | 30.45 | 28.35 | 34.125 | m3/disparo |
| Tiempo total de perforación | 1.73 | 2.05 | 1.50 | hr |
| VOLADURA | | | | |
| Kilogramos de explosivo objetivo por | 46.41 | 54.6 | 53.54 | Kg |
| Factor de Potencia | 0.46 | 0.58 | 0.48 | Kg/Tn. |
| Factor de carga | 1.52 | 1.93 | 1.57 | Kg/m3 |
| LIMPIEZA Y ACARREO | | | | |
| Factor de esponjamiento | 40 | 40 | 30 | % |
| m3 volados | 30.45 | 28.35 | 34.125 | m3 |
| m3 esponjados | 42.63 | 39.69 | 44.36 | m3 |
| Ciclo en minutos | 4.05 | 6.9 | 5.4 | min. |
| Rendimiento del Scoop | 33.72 | 19.83 | 24.65 | m3/hr |
| SOSTENIMIENTO CON PERNOS | | | | |
| SPLIT SET DE 7 PIES | | | | |
| pernos /frente | 15 | 15 | 15 | pern/frente |
| Tiempo de empernado por frente | 0.5 | 0.6 | 0.38 | hr. |
| Rendimiento | 30 | 25 | 38 | pern/hr. |
| SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE | | | | |
| DE 2" DE ESPESOR | | | | |
| Área cubierta m2 por m3 de mezcla | 10.18 | 10.19 | 10.96 | m2/m3 |
| Actividades conexas | | | | |
| Ventilación | 0.5 | 0.5 | 0.5 | hr |
| Regado y desatado | 0.5 | 0.5 | 0.5 | hr |
| Tiempo total por ciclo (Incluye ventilación , regado y desatado) | 9.24 | 11.12 | 8.3 | hr. |

FUENTE: Elaboración Propia

En lo que respecta al costo del ciclo de minado propuesto en labores de producción – tajos está por debajo del programado y el real, lo cual se

debe al aumento en el rendimiento, así como a un mejor control de los insumos y materiales para evitar la el uso exagerado..

En la Tabla N° 56 se puede observar el costo unitario de cada una de las operaciones unitarias perforación y voladura presupuestadas, reales y propuestas.

En la Tabla N° 57 se puede observar el costo unitario de cada una de las operaciones unitarias limpieza-acarreo y sostenimiento presupuestados, reales y propuestos.

TABLA N° 56: Tabla comparativa del costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas en labores de producción (PERF. Y VOLD.)

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | PROPUESTO |
|--------------------------------|------------------------|-------------------------|-------------------------|
| BRESTING DE 3.50M X 3 M | TOTAL(US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) | TOTAL (US\$/ML.) |
| PERFORACIÓN | 131.89 | 151.28 | 103.57 |
| MANO DE OBRA | 39.57 | 38.22 | 35.75 |
| Operador Jumbo | 14.41 | 13.75 | 12.86 |
| A ayudante | 12.27 | 11.71 | 10.95 |
| Capataz | 12.89 | 12.76 | 11.94 |
| INSUM OS | 30.14 | 30.42 | 19.41 |
| ACEROS DE PERFORACIÓN | 5.64 | 6.73 | 8.06 |
| Barra de extensión | 1.41 | 1.67 | 2.01 |
| Broca de 45mm | 2.47 | 2.96 | 3.53 |
| Shank adapter | 0.53 | 0.63 | 0.76 |
| Coopling | 0.53 | 0.63 | 0.76 |
| Copas de afilado | 0.35 | 0.42 | 0.50 |
| A gozadora de copas | 0.35 | 0.42 | 0.50 |
| MATERIALES | 24.5 | 23.69 | 11.35 |
| Mangas de ventilación de 30" | 10.81 | 10.89 | 9,65 |
| A alcayatas de 03 cuerpos | 7.10 | 7.13 | 6.31 |
| Tubos de pvc 1 1/2 x 3 mts | 6.59 | 5.67 | 5.04 |
| EQUIPOS | 62.18 | 82.64 | 48.41 |
| Jumbo (1 brazo) | 59.66 | 79.93 | 46.15 |

| | | | |
|-------------------------------|-----------------------|-----------------------|-------------|
| Ventilador de 30,000 CFM. | 2.52 | 2.71 | 2.26 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) | |
| VOLADURA | 8.04 | 9.45 | 8.06 |
| MANO DE OBRA | 3.36 | 3.62 | 3.01 |
| Cargador – Desatador | 2.09 | 2.25 | 1.87 |
| Capataz | 1.27 | 1.37 | 1.14 |
| INSUMOS | 4.68 | 5.83 | 5.05 |
| EXPLOSIVOS | 3.59 | 4.47 | 3.70 |
| Emulnor 3000 1 1/2" x 12" | 3.20 | 4.05 | 3.03 |
| Exadit 45% 7/8x7" | 0.00 | 0.00 | 0.32 |
| Cordón detonante 3P | 0.39 | 0.42 | 0.35 |
| ACCESORIOS DE VOLADURA | 1.09 | 1.36 | 1.35 |
| Fanel de 4m. Periodo largo | 1.02 | 1.28 | 1.28 |
| Carmex | 0.06 | 0.07 | 0.06 |
| Mecha rápida | 0.01 | 0.01 | 0.01 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 57: Tabla comparativa del costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas en labores de producción (LIMP.ACAR. Y SOST.)

| DESCRIPCIÓN | PRESUPUESTADO | REAL | PROPUESTO |
|------------------------------------|------------------------|--------------------------|--------------------------|
| BRESTING DE : 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) | TOTAL(US\$/M3) |
| LIMPIEZA-ACARREO | 4.25 | 6.06 | 5.03 |
| MANO DE OBRA | 1.89 | 2.03 | 1.78 |
| Operador Scoop | 0.98 | 1.05 | 0.94 |
| Capataz | 0.91 | 0.98 | 0.84 |
| EQUIPOS | 2.36 | 4.03 | 3.25 |
| Scoop (3.5 yd3) | 2.36 | 4.03 | 3.25 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/Per) | TOTAL (US\$/Per.) | TOTAL (US\$/Per.) |
| SOSTENIMIENTO CON SPLIT SET | 11.68 | 12.66 | 10.11 |
| MANO DE OBRA | 0.97 | 1.55 | 0.63 |
| Operador de Jumbo | 0.35 | 0.56 | 0.23 |
| Ayudante de jumbo | 0.30 | 0.47 | 0.19 |
| Capataz | 0.32 | 0.52 | 0.21 |
| MATERIALES | 7.38 | 7.11 | 6.92 |
| Barra de extensión 12 pies | 0.17 | 0.15 | 0.11 |
| Broca de 45mm | 0.30 | 0.07 | 0.20 |
| Shank adapter | 0.06 | 0.06 | 0.04 |
| Coopling | 0.06 | 0.04 | 0.04 |

| | | | |
|--------------------------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|
| Peron split set de 7 ´pies | 6.00 | 6.00 | 6.00 |
| Adaptador de perno | 0.77 | 0.77 | 0.51 |
| Manga de ventilación de 30" | 0.02 | 0.02 | 0.01 |
| EQUIPOS | 3.33 | 4.00 | 2.56 |
| Jumbo (1 brazo) | 3.33 | 4.00 | 2.56 |
| FRENTE DE 3.5 X 3 M | TOTAL(US\$/M2) | TOTAL(US\$/M2) | TOTAL(US\$/M2) |
| SOSTENIMIENTO CON SCHOCRETE | 8.7 | 11.03 | 5.22 |
| M AÑO DE OBRA | 2.95 | 3.73 | 1.76 |
| Lanzador | 0.51 | 0.65 | 0.3 |
| Operador de Aliva | 0.51 | 0.65 | 0.3 |
| Alimentador1 | 0.43 | 0.54 | 0.26 |
| Alimentador 2 | 0.43 | 0.54 | 0.26 |
| Electricista de turno | 0.42 | 0.53 | 0.25 |
| Capataz | 0.65 | 0.82 | 0.39 |
| IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD | 0.08 | 0.10 | 0.05 |
| Implementos de personal de Schocrete | 0.06 | 0.08 | 0.04 |
| Implementos de personal auxiliar | 0.02 | 0.02 | 0.01 |
| MATERIALES Y HERRAMIENTAS | 2.22 | 2.83 | 1.34 |
| Reflectores y Accesorios | 0.53 | 0.68 | 0.32 |
| Calibradores de 2" | 0.50 | 0.63 | 0.3 |
| Chaquetas | 0.93 | 1.18 | 0.56 |
| Discos Metálicos | 0.10 | 0.13 | 0.06 |
| Herramientas | 0.16 | 0.21 | 0.1 |
| EQUIPOS | 3.45 | 4.37 | 2.07 |
| Scooptrams de 3.5 Yd3. | 1.33 | 1.69 | 0.8 |
| Lanzadora Aliva 265 | 0.95 | 1.20 | 0.57 |
| Mezcladora de Concreto | 0.27 | 0.34 | 0.16 |
| Camión de servicios | 0.85 | 1.08 | 0.51 |
| Equipo de ensayos | 0.05 | 0.06 | 0.03 |

FUENTE: Elaboración Propia

6.4 COMPARACION DE LOS COSTOS UNITARIOS MEJORADOS CON LOS NO MEJORADOS

Los márgenes de reducción del costo unitario de cada una de las operaciones unitarias de minado se pueden apreciar en la Tabla N° 58.

TABLA N° 58: Comparación de los costos unitarios reales antes de la mejora con los costos unitarios mejorados (PRODUCCION Y DESARROLLO)

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN PRODUCCION | | | | | |
|--|------------|----------------|---------|-----------|-----------|
| DESCRIPCION | COSTO REAL | COSTO MEJORADO | Δ COSTO | UNIDAD | Δ %PORC . |
| PERFORACION | 151.28 | 103.57 | -47.71 | US\$/ML | -31.54 |
| VOLADURA | 9.45 | 8.06 | -1.39 | US\$/M³ | -14.71 |
| LIMPIEZA-ACARREO | 6.06 | 5.03 | -1.03 | US\$/M³ | -16.99 |
| SOSTENIMIENTO SPLIT SET | 12.66 | 10.11 | -2.55 | US\$/pern | -20.14 |
| SOSTENIMIENTO SHOTCRETE | 11.03 | 5.22 | -5.81 | US\$/M² | -52.67 |

| COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN LABORES DE DESARROLLO | | | | | |
|---|------------|----------------|---------|-----------|-----------|
| DESCRIPCION | COSTO REAL | COSTO MEJORADO | Δ COSTO | UNIDAD | Δ %PORC . |
| PERFORACION | 160.22 | 135.6 | -24.62 | US\$/ML | -15.37 |
| VOLADURA | 119.477 | 95.92 | -23.557 | US\$/ML | -19.72 |
| LIMPIEZA-ACARREO | 5.83 | 3.49 | -2.34 | US\$/M³ | -40.14 |
| SOSTENIMIENTO SPLIT SET | 12.89 | 10.78 | -2.11 | US\$/pern | -16.37 |
| SOSTENIMIENTO SHOTCRETE | 11.03 | 5.22 | -5.81 | US\$/M² | -52.67 |

FUENTE: Elaboración Propia

Se puede observar la reducción de los costos unitarios de mina logrados por la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, optimización basada en la obtención de rendimientos superiores a los que se venían obteniendo.

Agrupando los costos de sostenimiento de pernos splitset con sostenimiento con Shotcrete como un único costo unitario de sostenimiento y expresando todos los costos unitarios de las operaciones unitarias de minado en US\$/TM para una adecuada comparación entre los mismos y conocer su grado de incidencia en el costo total del ciclo de minado. La estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total del ciclo de minado mejorado o costo mina

mejorado para labores de producción y desarrollo se muestra a continuación. A estos costos operativos de perforación, voladura, limpieza-acarreo y sostenimiento, se les agregan los costos de administración mina, servicios auxiliares con relleno hidráulico, ventilación y transporte.

TABLA N° 59: Calculo del costo unitario de mina mejorado en labores de producción

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|--|-----------------------------|------------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 20.26 |
| Perforación | 2.99 | 16.20 |
| Voladura | 2.44 | 13.22 |
| Limpieza-acarreo | 1.52 | 8.23 |
| Sostenimiento | 2.86 | 15.49 |
| Ventilación | 0.35 | 1.90 |
| Servicios auxiliares mina-relleno hidráulico | 2.46 | 13.33 |
| Transporte | 2.1 | 11.38 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 18.46 | 100.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 60: Calculo del costo unitario de mina mejorado en labores de desarrollo

| Procesos Operativos | Costo Unitario \$/TM | Grado de incidencia % |
|--|-----------------------------|------------------------------|
| Administrativos Mina | 3.74 | 17.53 |
| Perforación | 5.16 | 24.19 |
| Voladura | 3.65 | 12.94 |
| Limpieza-acarreo | 1.81 | 8.49 |
| Sostenimiento | 2.95 | 13.83 |
| Ventilación | 0.35 | 1.64 |
| Servicios auxiliares mina-relleno hidráulico | 2.46 | 11.53 |
| Transporte | 2.1 | 9.85 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 21.33 | 100.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

Comparando los costos unitarios de minado antes del proceso de optimización con los costos optimizados por mejores estándares de operación, tenemos:

TABLA N° 61: Comparación de los costos unitarios reales antes de la mejora, expresados en US\$/TM y su porcentaje de incidencia con respecto a la reducción total de los costos operativos.

| Procesos Productivos de Mina | Costos Reales \$/TM | Costos Mejorados \$/TM | ΔCosto Mina \$/TM | ΔPorcentual del costo Mina % |
|--|--------------------------------|-----------------------------------|------------------------------|---|
| Administrativos Mina | 3.74 | 3.74 | 0.00 | 0 |
| Perforación | 4.09 | 2.99 | -1.10 | -26.89 |
| Voladura | 2.86 | 2.44 | -0.42 | -14.69 |
| Limpieza-acarreo | 1.84 | 1.52 | -0.32 | -17.39 |
| Sostenimiento | 5.21 | 2.86 | -2.35 | -45.11 |
| Ventilación | 0.35 | 0.35 | 0.00 | 0 |
| Servicios auxiliares mina-relleno hidráulico | 2.46 | 2.46 | 0.00 | 0 |
| Transporte | 2.1 | 2.1 | 0.00 | 0 |
| Costo unitario del ciclo de minado | 22.65 | 18.46 | -4.19 | -18.50 |

FUENTE: Elaboración Propia

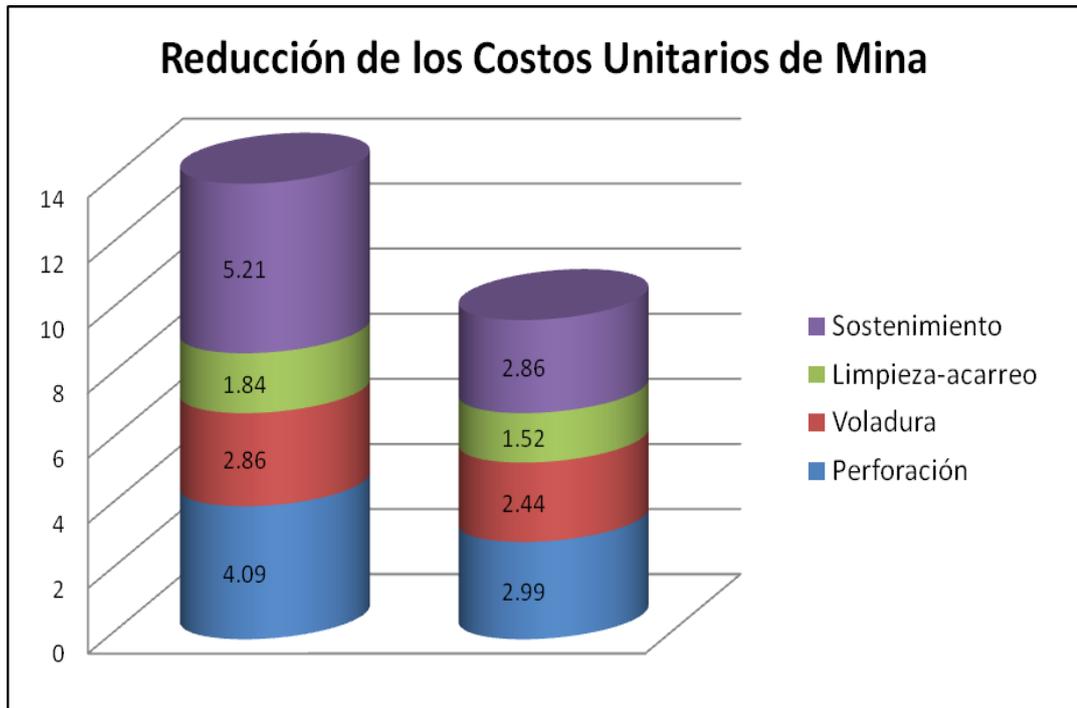


FIGURA N° 35: Reducción de los costos unitarios de mina

FUENTE: Elaboración Propia

Al reducir el costo unitario de Mina en 4.19 US\$/TM, para una mina que entrega a planta concentradora un promedio de 75,000TM (toneladas de mineral secas) por mes, se tendrá un ahorro 3'771,000.00 U S \$ por año debido a la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Mina.

La reducción en cada operación unitaria de minado se aprecia en la Tabla N° 62, donde se evidencia que el mayor porcentaje de reducción del costo se da en el sostenimiento (56.09%) con respecto al ahorro total, seguido luego de la perforación (26.25%), voladura (10.02%) y limpieza-acarreo (7.64%).

El costo de sostenimiento se reduce debido a que en el sostenimiento con perno Split set, el rendimiento de instalación y/o perforación de los taladros para la colocación de pernos splitset se ha incrementado en un 20.00% lo que

significa que el costo por uso del equipo Jumbo Empernador ha disminuido en un 16.75%. Así mismo en el sostenimiento con Shotcrete el rendimiento de metros cuadrados cubiertos por metro cubico de mezcla se ha incrementado en un 7.77% y el desperdicio de materiales producto del rebote por la practica operativa ha disminuido en un 37.5% que significa que el costo de lanzado de Shotcrete disminuye en un 52.67%.

En la Perforación y voladura la reducción de sus costos obedece principalmente a que el tonelaje obtenido por disparo se ha incrementado en un 20.37% con respecto a lo que se viene obteniendo, del mismo modo el factor de carga se ha reducido en un 18.65 %.

Adicionalmente a la reducción de los costos unitarios de la perforación y voladura, se tendrán montos de ahorros debido a la eliminación de la voladura secundaria (tiros sopladados o cortados productos de una mala voladura) que puede entenderse como el 4% de la producción anual del mineral que tuvo que aplicarse sobre voladura. Y un monto de ahorro por el incremento de la vida útil de los aceros de perforación (específicamente brocas), cuya vida

Útil se ha incrementado en un 25%, debido a su adecuado afilamiento y mantenimiento. Los montos de ahorro directos por la eliminación de la voladura secundaria y por el incremento de la vida útil de los aceros de perforación se detallarán en las secciones 6.6 y 6.7.

Para mantener esta reducción de los costos operativos de mina o continuar con su reducción, se debe continuar con la optimización, modernización y capacitación de las operaciones de perforación y voladura, supervisada bajo

un seguimiento y control operativo, que reflejen el cumplimiento de los procedimientos adecuados de trabajo en cada operación unitaria de minado.

La reducción del costo anual por cada operación unitaria de minado se aprecia considerando una Mina que produce 900, 000 TM al año.

TABLA N° 62: Reducción del costo por cada operación unitaria de minado expresado en US\$/TM, reducción anual US\$/año y el porcentaje de incidencia de cada operación unitaria en la reducción total de los costos operativos.

| Procesos Productivos Mina | Margen de ahorro unitario US\$/TM | Producción Anual TM | Reducción Anual US\$ | Porcentual % |
|----------------------------------|--|----------------------------|-----------------------------|---------------------|
| Perforación | 1.1 | 900,000.00 | 990,000.00 | 26.25 |
| Voladura | 0.42 | 900,000.00 | 378,000.00 | 10.02 |
| Limpieza-acarreo | 0.32 | 900,000.00 | 288,000.00 | 7.64 |
| Sostenimiento | 2.35 | 900,000.00 | 2'115,000.00 | 56.09 |
| Ciclo de Minado | 4.19 | | 3'771,000.00 | 100.00 |

FUENTE: Elaboración Propia

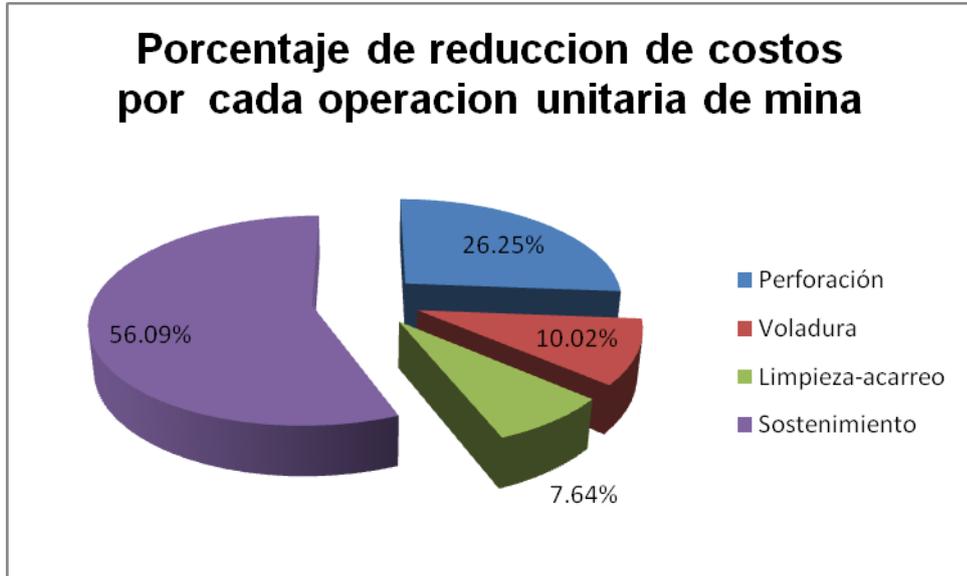


FIGURA N° 36: Porcentaje de reducción de costos por cada operación unitaria de mina

FUENTE: Elaboración Propia

6.5 REDUCCION DEL CASH COST TOTAL

Del mismo modo el Cash Cost Total de toda la compañía minera se reduce al haber reducir el costo unitario de Mina como se detalla en el siguiente cuadro de cálculo del cash total de la unidad minera (cálculo del Cash Cost sin incluir inversiones).

TABLA N° 63: Reducción del CASH COST total de la unidad minera debido a la reducción del costo de mina

| Rubro | Costo Unitario (US\$/TMS) | | | |
|----------------------------|---------------------------|--------------|--------------|--------------|
| | Real | Mejorado | Diferencia | Variación % |
| Mina | 22.65 | 18.46 | -4.19 | -18.50 |
| Concentradora | 3.77 | 3.77 | 0 | 0 |
| Energía | 7.80 | 7.80 | 0 | 0 |
| Talleres | 2.16 | 2.16 | 0 | 0 |
| Alquiler Hidroeléctrica | 1.30 | 1.30 | 0 | 0 |
| Servicios Generales | 7.00 | 7.00 | 0 | 0 |
| Desarrollos | 2.15 | 2.15 | 0 | 0 |
| Total Unidad Minera | 46.83 | 42.64 | -4.19 | -8.95 |

FUENTE: Elaboración Propia

Es importante resaltar que el costo por Servicios Generales incluye el costo por Gerencia de Operaciones (costo referido al gerente de operaciones y a la jefatura de Proyectos), costo por Servicios generales propiamente dicho (costo de terceros por el mantenimiento de las carreteras de acceso a la unidad minera, seguridad industrial, comunicaciones y telecomunicaciones como servicios de terceros, programa de proyección social, y distribución de equipos administrativos), costo por Superintendencia de administración (costo referido al superintendente de administración y las áreas de contabilidad, relaciones comunitarias, compras y almacenes e informática, costo por Recursos Humanos (costo por el área de recursos humanos, capacitación, hoteles y campamentos, administración de convenios colectivos y programa de bienestar de personas) y el costo por el rubro de: Administración, medio ambiente que es esencialmente el costo por el programa de gestión ambiental.

Se puede apreciar que el Cash total de la unidad minera se reduce en un **8.95%** debido a que el costo unitario de Mina se ha reducido en **18.5%**,

representando el costo de Mina aproximadamente el **43.29%** del Cash Cost Total de la Unidad Minera.

Y con respecto al Cash Cost Total de toda la empresa Minera (considerando los costos de la central de Lima por ejemplo) tendremos que el porcentaje de reducción del Cash Cost Total es un **7.65%**.

TABLA N° 64: Reducción del CASH COST total de la empresa minera (considerando costos lima), debido a la reducción del costo de mina

| Rubro | Costo Unitario (US\$/TMS) | | | |
|----------------------------|---------------------------|--------------|--------------|--------------|
| | Real | Mejorado | Diferencia | Variación % |
| Total Unidad Minera | 46.83 | 42.64 | -4.19 | -8.95 |
| Gastos Administrativos | 3.40 | 3.40 | 0 | 0 |
| Seguros | 0.85 | 0.85 | 0 | 0 |
| Transporte Terrestre | 3.10 | 3.10 | 0 | 0 |
| Gastos Financieros | 0.56 | 0.56 | 0 | 0 |
| CASH COST TOTAL | 54.74 | 50.55 | -4.19 | -7.65 |

FUENTE: Elaboración Propia

6.6 AHORRO EN EL CONSUMO DE EXPLOSIVO

Los Ahorros potenciales en el consumo de Explosivos (sobre todo en los cartuchos de emulsión) se ven reflejados por los programas de avances y desarrollos y en la producción de mineral objetivo. Del mismo modo se tiene un monto de ahorro por la eliminación de la

Ocurrencia de tiros cortados y soplados en la voladura, como se podrá apreciar en el Tabla N° 65.

TABLA N° 65: Ahorro en el consumo de explosivo en labores de desarrollo y producción. Y el monto de ahorro por la eliminación de tiros cortados, soplados y granulometría inadecuada del material.

| Ahorros en labores de Desarrollo | | |
|---|-------------------|-----------------|
| Especificaciones | Cantidad | Unidad |
| Metros de avance programados por año | 25,000.00 | m |
| Factor de avance real | 34.08 | kg/m |
| Factor de avance mejorado | 19.46 | kg/m |
| Explosivos | | |
| Ahorro de explosivo/metro de avance | 14.62 | kg/m |
| Ahorro de explosivo total por año | 365,500.00 | kg |
| Costo por kilogramo de explosivo | 2.27 | US\$/kg |
| Monto del ahorro (USD) | 829,685.00 | US\$/año |

| Ahorros en labores de Producción | | |
|---|---------------------|-----------------|
| Especificaciones | Cantidad | Unidad |
| Tonelaje programado por año | 900,000.00 | TM |
| Factor de potencia | 0.58 | kg/TM |
| Factor de potencia mejorado | 0.48 | kg/TM |
| Explosivos | | |
| Ahorro de explosivo/metro de avance | 0.10 | kg/TM |
| Ahorro de explosivo total por año | 90000 | kg |
| Costo por kilogramo de explosivo | 2.27 | US\$/kg |
| Monto del ahorro (USD) | 204,300.00 | US\$/año |
| Monto de ahorro total en consumo de explosivos | 1'033,985.00 | US\$/año |

| Ahorros por la eliminación de tiros cortados y soplados | | |
|--|------------------|---------------|
| Especificaciones | Cantidad | Unidad |
| Sobrecosto unitario por tiros cortados y soplados | 0.1 | US\$/TM |
| Tonelaje Programado por año | 900000 | TM |
| Monto del ahorro (USD) | 90,000.00 | US\$ |

| | | |
|----------------------------------|---------------------|-----------------|
| AHORRO TOTAL EN EXPLOSIVO | 1'123,985.00 | US\$/año |
|----------------------------------|---------------------|-----------------|

FUENTE: Elaboración Propia

6.7 AHORRO EN EL CONSUMO DE BROCAS COMO ACEROS DE PERFORACION

Como se explico en este capítulo, con el debido afilamiento de las brocas, se logra incrementar su vida útil en un 25%, por tanto si nuestros pies perforados anuales son 6'000,000.00 pp., entonces con el respectivo afilado de las brocas de botones de 45mm se incrementaría en 1'500,000.00 pp. Lo que equivale un ahorro de 1,000 brocas (vida útil de una broca es de 1,500.00 pp.) al año, lo cual representa un ahorro US\$/. 64,570.00, (costo de una broca US\$ 64.57) al año por consumo de brocas de perforación.

CONCLUSIONES

A través de la mejora de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró una reducción del Costo unitario total de Mina en 4.19 US\$/TMS es decir un reducción del 18.50% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 3'771,000.00 US\$ al año.

- La reducción total en costos operativos por la mejora de las operaciones unitarias de minado y por los ahorros en la eliminación de la voladura secundaria y el incremento en la vida de los aceros de perforación ascienden a un monto de 3'925,570.00 US\$ al año.
- La mayor reducción de costo operativo se obtuvo en la operación unitaria de sostenimiento 2.35 US\$/TM (56.08% de la reducción total), seguido por la Perforación 1.10 US\$/TM (26.25% de la reducción

total), Voladura 0.42 US\$/TM (10.02% de la reducción total) y la limpieza-acarreo 0.32 US\$/TM (7.64% de la reducción total).

- Con la reducción del Costo unitario total de Mina se obtuvo una reducción del 8.95% del cash Cost total de la empresa Minera, ya que el Costo de Mina representa aproximadamente el 43.29% del Cash total de la empresa Minera.
- En voladura la reducción del costo es 0.42 US\$/TM es decir una reducción del costo de 378,000.00 US\$ al año, del mismo modo se evidencia también que el ahorro potencial anual en consumo de explosivos (emulsiones) es de 368,789.00 US\$ al año considerando tanto las labores de desarrollo-avance, y las labores de producción de mineral. Todo esta reducción del costo y ahorro en voladura debido a que se optimizó la eficiencia de los disparos o voladuras, optimizándose el factor de potencia de 0.58 kg/TM a 0.48 kg/TM en labores de producción y el factor de avance de 34.08 kg/m a 19.46 kg/m en labores de desarrollo. Del mismo modo la eficiencia en el avance obtenido en los disparos de 2.7 m a 3.25 m en labores de producción y de 3.04 m a 3.25 m en labores de desarrollo.
- Se tiene un monto de ahorro total de 1'033,985.00 US\$ al año por la optimización del factor de potencia y factor de avance en labores de producción y desarrollo respectivamente. A su vez un monto de ahorro de 90,000.00 US\$ al año por la eliminación del sobre costo de voladura (0.1 US\$/TM) debido a la ocurrencia de tiros cortados y soplados.

- En perforación la reducción del costo es 1.10 US\$/TM es decir una reducción del costo de 990, 000 US\$ al año, por razones análogas a la voladura en que se mejoro la eficiencia en el avance por disparo en labores de producción y desarrollo.
- Se tiene un ahorro de 64,570.00 US\$ al año por consumo de brocas debido a un adecuado mantenimiento y afilado de estos aceros de perforación, ya que incrementa la vida útil por broca en un 25%.
- En sostenimiento la reducción del costo es 2.35 US\$/TM es decir una reducción del costo de 2'115,000.00 US\$ al año, debiéndose esta reducción principalmente al sostenimiento con perno splitset en que se optimizo el rendimiento de la perforación con jumbo para empernado de 25 pernos/h a 30 pernos/h.
- En limpieza-acarreo la reducción del costo es 0.32 US\$/TM es decir una reducción del costo de 2.88,000 US\$ al año, debiéndose a que se optimizo el rendimiento del Scoop de 19.83 m³/h a 24.65 m³/h en labores de producción y de 19.83 a 25.57 m³/h en labores de desarrollo. Este aumento del rendimiento se concretó con la realización de vías o caminos con pendientes no mayores a 12% y cámaras de acumulación que permitan distancias de recorrido del Scoop no mayores a 200m.
- Los principales factores de éxito para concretar la optimización de los estándares de perforación y voladura y en general del ciclo de minado, son el Seguimiento y control operativo y la Capacitación y creación de conciencia.

- El seguimiento y control operativo de la perforación y voladura debe abarcar el control del diseño de la malla de perforación según el tipo de roca y cumplimiento del mismo, control del 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), control y verificación de un adecuado secuencia miento de los retardos (tiempos de retardo en los faneles) con respecto a la cara libre en la malla de voladura. Además el control de la distribución de la carga explosiva en mina permitirá eliminar el exceso de explosivos y accesorios despachados y asegurar toda devolución de remante
- La reducción de los costos operativos de mina es directamente proporcional a la magnitud de producción de la mina. (tonelaje de mineral a producir, metros de avance programados en desarrollos o metros cúbicos de roca estéril a desplazar), por ende es proporcional al consumo de explosivos y a la cantidad áreas de perforación.
- La capacitación y creación de conciencia de los trabajos en los temas de optimización de la perforación y voladura debe darse de manera constante, fomentando la comunicación entre todos los niveles de la organización, propiciando ideas novedosas que mejoren los procedimientos de trabajo.
- 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 de la granulometría del material obtenido.

RECOMENDACIONES

1. En Perforación

Diseñar y dar a conocer una malla de perforación para cada aplicación de voladura. Por ejemplo en el caso de frentes de avance para voladura subterránea en túnel con arranque de cuatro secciones (método de cuadrados y rombos inscritos con arranque por corte quemado en rombo) como se realiza en la mina en estudio, estableceremos los siguientes parámetros de diseño de la malla de perforación y voladura en base al diseño de perforación y voladura acertado y recomendado en el Manual de Perforación y Voladura de Rocas de López Jimeno y el Manual Práctico de Voladura de EXSA:

- En Figura N° 37 se tiene una forma de realizar una adecuada malla de perforación en función a la sección del frente, tipo de roca y diámetro de los taladros de alivio.

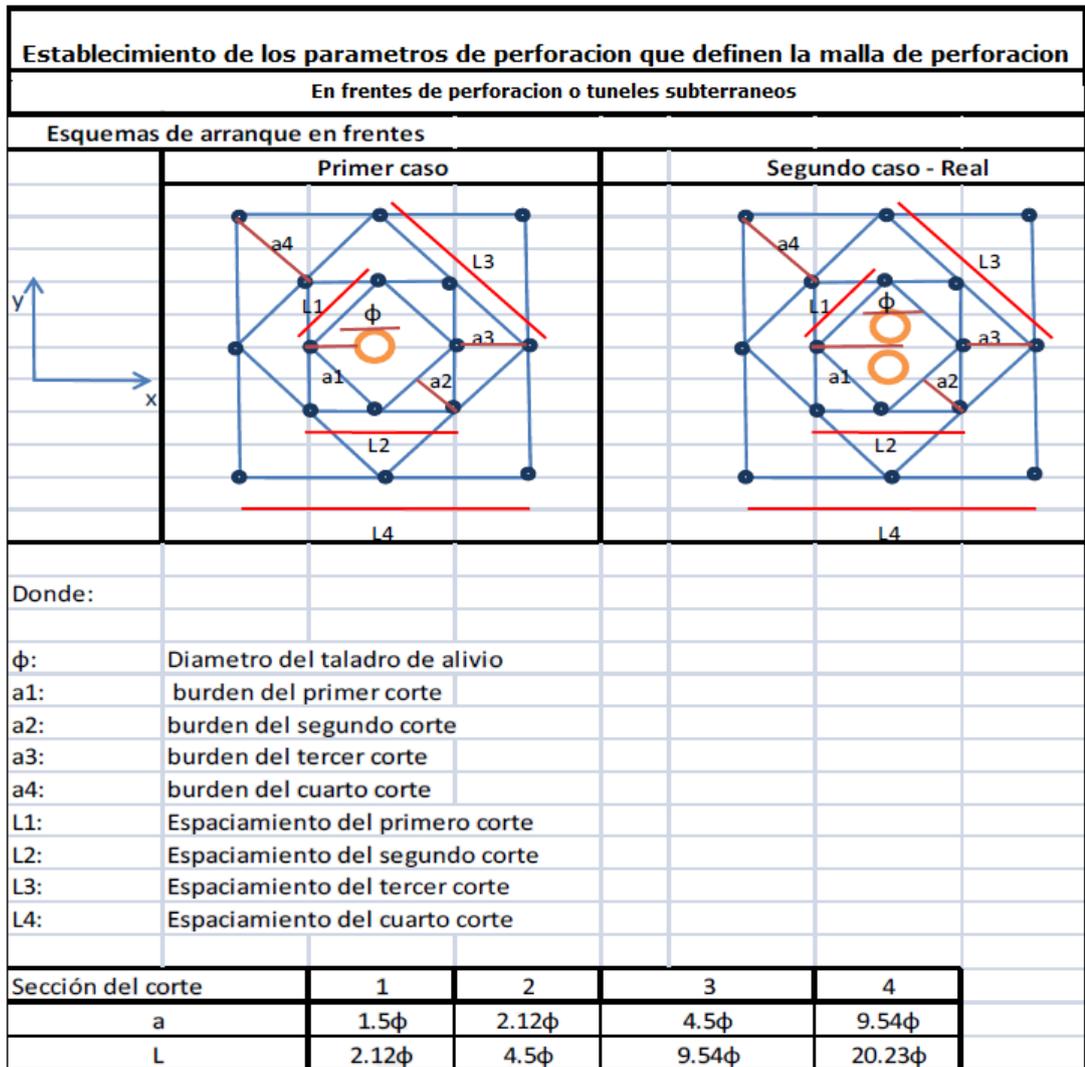


FIGURA N° 37: Parámetros de perforación que definen la malla de perforación en frentes de 3.5x3.0 m. Tipo de roca i-ii

FUENTE: Elaboración Propia

**TABLA N° 66: Valores del burden y espaciamento para 3.5" de
Diámetro del taladro de alivio en frentes**

| | | | | |
|---|-------|-------|--------|--------|
| Para nuestra escariadora de 3.5" tendremos los siguientes valores a dé a y L en | | | | |
| | | | | |
| Sección del corte | 1 | 2 | 3 | 4 |
| A | 13.34 | 18.85 | 40.0 | 84.81 |
| L | 18.85 | 40.01 | 84.8 | 179.84 |
| Sin embargo en nuestra mina ejemplo de estudio se realizan dos taladros de alivio en los frentes, esto como medida para disminuir el riesgo de detonación por simpatía, Debido a la alta presencia de aguas subterráneas y por discontinuidades estructurales de macizo rocoso. | | | | |
| Del macizo rocoso | | | | |
| Por ello nuestros parámetros de perforación (valores de a y L) variarán especialmente los ejes "X" e "Y", y a1 será definido como la distancia del centro de la malla perforación hacia el primer taladro de producción de nuestra malla con arranque de 2 taladros de alivio | | | | |
| | | | | |
| Sección del corte | 1 | 2 | 3 | 4 |
| A | 2.25φ | 3.18φ | 6.75 | 14.31φ |
| L | 3.18φ | 6.75φ | 14.31φ | 30.35φ |
| Nuestros valores de espaciamento y burden que definen la malla de perforación en frentes de avance y/o túneles serán: | | | | |
| | | | | |
| Sección del corte | 1 | 2 | 3 | 4 |
| A | 20.00 | 28.27 | 60 | 127.22 |
| L | 28.27 | 60.00 | 127.22 | 269.81 |

FUENTE: Elaboración Propia

En el caso del diseño de la malla de perforación y voladura en realces y Brestring (perforación y voladura de producción) está se definirá en base a las recomendaciones y definiciones concluidas en los estudios de William A. Hustrulid su libro *Underground Mining Methods Engineering Fundamentals and International Cases Studies*, y en los estudios de voladura del doctor Ash.

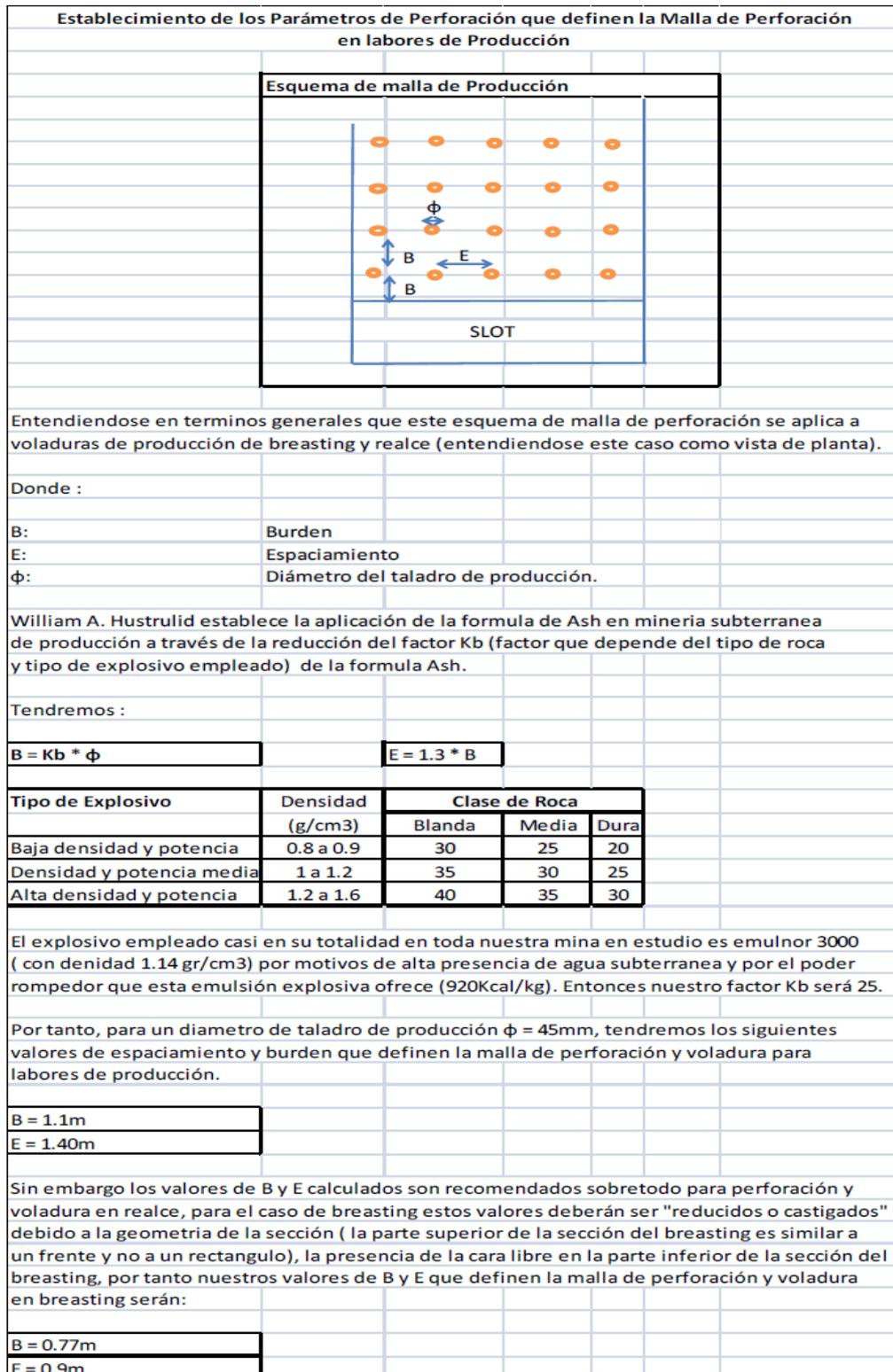


FIGURA N° 38: Parámetros de perforación que definen la malla de perforación en labores de producción

FUENTE: Elaboración propia

- Marcado o delineado de la malla de perforación. Esto asegurará establecer y marcar el espaciamiento y burden en el terreno, afín que el operador del jumbo (perforista) ejecute la perforación del taladro en la ubicación correcta.
- Control del paralelismo en la perforación a través de marcado Topográfico de la dirección a seguir, mantenimiento o incorporación del sistema de paralelismo automático de los jumbos, uso de guidores como pueden ser tubos de PVC o los atacadores de madera para comparar el paralelismo entre cada taladro que se va perforando.
- Programa de capacitación a los perforistas y personal de voladura en centros de capacitación minera como en el Centro Tecnológico Minero CETEMIN y cursos programados del Centro Tecnológico de voladura EXSA – CTVE, etc. Programa de capacitación para supervisores de compañía y residentes de contrata en centros tecnológicos similares como Centro Tecnológico de Voladura EXSA-CTVE. Centro Tecnológico Minero CETEMIN. Y en los cursos de especialización del Instituto de Capacitación Minera y en el Centro de Formación Técnica Minera (CFTM) de la Universidad Nacional De Ingeniería (UNI).
- Los aceros de perforación como los barrenos deben ser protegidos contra la corrosión y el polvo y deben ser almacenados en caballetes especiales lo mismo que las brocas deben permanecer en su respectivo envase.

- No se deben utilizar elementos de perforación desgastados porque provocarían un desgaste prematuro de los aceros de perforación que si están nuevos, debido a que se desgastarían las roscas que están en contacto.
- Los acoplamientos entre los aceros de perforación deben estar adecuadamente ajustados y apretados para tener una adecuada transmisión de la energía y evitar problemas por sobrecalentamiento.
- Continuar con un afilamiento constante y continuo de las brocas, teniendo las aguzadoras en ubicaciones estratégicas donde puedan afilarse el total de brocas que se requiere diariamente emplear y puedan entregarse a tiempo las brocas afiladas a las labores donde se perforara. Con el afilado las brocas de 45mm que se emplean pueden llegar a durar en promedio un 25% más de su vida útil, es decir de 1,875 pies perforados a 2,000 pies perforados por broca si la roca es del tipo III Y IV .

2. En Voladura

- Control del explosivo que sale del polvorín hacia la labor y devolución del remanente. Este control del explosivo se realiza a través de dos fases, el primer control será con la generación de vales de salida que firman los ingenieros de operaciones mina donde se autoriza la cantidad adecuada de explosivos a emplear en una voladura específica, es decir kg de explosivos y cantidad de accesorios de voladura necesarios para romper toneladas de mineral o desmonte esperadas a través de un determinado número de taladros a cargar; del mismo

modo que el remanente que no se empleo debe ser devuelto de inmediato a fin de evitar la creación de una condición sub-estándar en la labor de trabajo y evitar la merma o mala utilización de los explosivos y accesorios de voladura. La segunda fase es una constatación por parte de la Superintendencia de Mina y el área de Planeamiento Mina que la cantidad de explosivos y accesorios de voladura consumidos semanal o mensualmente están de acuerdo con las toneladas de mineral o desmonte producidos con las voladuras especificadas en los vales registrados en un sistema informático.

- Para los taladros de producción en promedio el carguío debe ser en promedio las 2/3 partes de la longitud del taladro.
- Es decir el 66% como establece el Manual Práctico de voladura de Esa y a su vez el manual de Perforación y Voladura de Rocas de López Jimeno. Esta cantidad es suficiente para obtener una adecuada fragmentación de roca y el tonelaje de mineral roto por taladro acorde al diámetro del taladro, espaciamiento y *b u r d e n* establecidos.
- Diseñar la malla de voladura en la cual se vea la secuencia de salida de los taladros en base a sus respectivos tiempos de retardo y la cantidad de explosivo por taladro.
- Para el caso de galerías y rampas se debe hacer **shoots bastan** lo cual garantice la obtención de una buena corona y un buen contorneo de los hastiales. En el caso del **smooth blasting** ver la opción de utilizar explosivo de menor potencia (emulsión de 1000) para los contornos, así como el uso de cañas.

- Realizar un estudio de la granulometría del material disparado.
- El consumo de explosivos objetivo debe ser 1.57 kg/m^3 de material disparado en las labores de producción, y en los desarrollos de 1.85 kg/m^3 .
- Para el arranque utilizar explosivos de mayor potencia. (E. 5000).
- Realizar pruebas de la medición de la velocidad de detonación de los explosivos, para conocer la variación entre el valor real medido y el valor que da el fabricante.
- Los faneles deben ser distribuidos de tal manera, que sus respectivos tiempos de retardo que se colocan en cada taladro de la malla de voladura de producción, no deben ser números continuos, con el objetivo de evitar que se produzcan fallas por la dispersión.
- Revisar siempre que no se tengan lotes de explosivos y accesorios de voladura vencidos y/o deteriorados.

3. En Limpieza-acarreo

- Diseñar y construir cámaras cada 150 m para evitar el exceso de acarreo y la disminución del rendimiento en la limpieza. Con estas cámaras cada 150m por ejemplo para un Scoop de 3.5 Yd^3 aseguraremos obtener rendimientos de limpieza de $24.37 \text{ m}^3/\text{h}$ en contraste a rendimientos menores de $20 \text{ m}^3/\text{h}$ cuando el equipo tiene que recorrer distancias de incluso 400m. Del mismo modo estas cámaras

de acumulación permitirán agilizar el nuevo inicio del ciclo de minado de la labor que se está limpiando. Estos rendimientos superiores:

- Serán soportados con el mantenimiento y desarrollo de vías con gradientes mayores a 12%, ya que gradientes superiores contribuyen a la disminución del ciclo de limpieza y por tanto al rendimiento.

4. En Sostenimiento

- En las labores permanentes como es el caso de frentes de avance se debe utilizar pernos helicoidales en lugar de pernos splitset que son para labores temporales. Los pernos helicoidales presentan una mayor resistencia al arranque (4t/pie), en lugar de los splitset (1t/pie) que son para labores temporales.
- En el caso del sostenimiento con Shotcrete, se debe tener bastante cuidado con los insumos. La calidad de los insumos es muy importante para tener un concreto de resistencia adecuada (210 kg/m²). El problema radica en la calidad de la arena, la cual hace que se utilice mayor cantidad de cemento y por ende aumentando el costo por m² lanzado. Se debe evaluar optar por otro proveedor de arena de mejor calidad (mejor estructura granulométrica) que permitan asegurar una adecuada impermeabilidad y alta resistencia del concreto.
- En el caso de labores permanentes se debe cambiar de vía seca a vía húmeda, ya que genera menor cantidad de rebote (15%) y se tiene un concreto de mejor calidad ya que la mezcla con el agua se

genera en la mezcladora y no a la salida de la pistola como es el caso de la vía seca. Por otro lado el Shotcrete vía húmeda tiene un rendimiento de 4 a 20 m³/h vs. 4 a 8 m³/h del vía seca.

GLOSARIO DE TERMINOS MINEROS Y GEOLOGICOS

- **Anfo:** Es un agente explosivo de bajo precio cuya composición es 94.3% de Nitrato de Amonio y 5.7% de gas-oíl, que equivalen a 3.7litos de este ultimo por cada 50kg de Nitrato de Amonio.
- **Burden:** Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Control:** Comprobación, Inspección, Fiscalización, Intervención.
- **Costos Unitarios:** Costo aplicado a una actividad determinada ejemplo: Perforación, voladura, sostenimiento, limpieza etc.
- **Costos operativos o de producción mina:** Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están

directamente ligados a la producción. Pudiéndose categorizarse en costos directos e indirectos.

- **Costos directos:** Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos.
- **Costos indirectos:** Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida
- **Cara libre o taladro de alivio:** Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca.
- **Calcita:** Mineral blanco de carbonato cálcico cristalizado, principal componente de la roca caliza.
- **Discontinuidades:** Son los planos de origen mecánico o sedimentario que separan los bloques de la matriz rocosa.
- **Diagénesis - Biogénico:** Proceso de formación de una roca a partir de sedimentos sueltos que sufren un proceso de consolidación.
- **Dolomita:** Mineral formado por carbonato de calcio y magnesio.

- **Estándar:** Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo.
- **Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- **Equipos leasing- Pauling-dumping (LHD):** Son los equipos de carguío, transporte y descarga empleados en minería subterránea y que permiten obtener una alta productividad en las operaciones.
- **Emulsión explosiva:** Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.
- **Estándar:** Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo.
- **Emulsión explosiva:** Son del tipo inversado “agua en aceite”, componiéndose de dos fases líquidas, una continua constituida

básicamente por una mezcla de hidrocarburos y otra dispersa constituida por micro gotas de una solución acuosa de sales oxidantes, con el nitrato de amonio como principal componente.

- **Fanel:** Accesorio de voladura con micro retardos.
- **Grado de ocurrencia:** Es la probabilidad de que pueda ocurrir un evento en particular, basándose en la frecuencia histórica
- **Geomecanica:** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento Geomecanico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- **Implementar:** Poner en funcionamiento, aplicar métodos, medidas etc. Para llevar a cavo algo.
- **Labores permanentes:** Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones.
- **Labores temporales:** Son labores que requieren un sostenimiento ocasional y menor que en las labores permanentes, pues estas labores serán rellenadas luego de ser explotadas.

- **Optimizar:** Buscar la mejor manera de realizar una actividad.
- **Macizo rocoso:** Es el conjunto de los bloques de matriz rocosa y de las discontinuidades.
- **Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- **Mejorar:** realizar algo superior al anterior.
- **Perforación en Breasting:** Perforación horizontal de producción con la cara libre en la parte inferior de la malla de perforación.
- **Perno Split set:** Es un tipo de perno que trabaja a fricción, consiste en un tubo de acero con una ranura longitudinal, de diámetro algo mayor que la perforación donde se introducirá.

Su diámetro disminuye al introducirlo al barreno, generando presiones de fijación por efecto elástico.

- **Rendimiento:** En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización, en términos mineros es la capacidad de realizar un trabajo .
- **Relleno hidráulico:** Tiene con objetivo rellenar los tajos que han sido explotados, y tiene dos funciones básicas, la primera es servir como piso de trabajo para efectuar la perforación, el disparo y el acarreo de mineral, y el segundo es como sostenimiento para que la mina no

colapso debido al incremento de áreas abiertas. El relleno hidráulico es por lo general el relave desechado por la concentradora el cual debe cumplir ciertas características de granulometría.

- **Smooth Blasting:** Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.
- **Shotcrete:** Es hormigón proyectado, se utiliza principalmente para fines de soporte de rocas y suelos, y es considerada una de las tecnologías más adaptables de fortificación en construcción de túneles y minería.
- **Tajo:** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.
- **Velocidad de detonación:** La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases.
- **Yacimiento: Concentración** u ocurrencia natural de uno o más minerales.

BIBLIOGRAFIA

- **DR. B. ESTOCES – ELECCIÓN Y CRÍTICA DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA.** Ediciones Omega S.A. 1963
- **ING. MSC. DAVID NÉSTOR CÓRDOVA ROJAS – EXPOSICIÓN: GEOMECANICA APLICADA AL MINADO SUBTERRÁNEO.** Lima 25 de febrero del 2010.
- **CARLOS LÓPEZ JIMENO - “MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS”** I.G.M.E., Madrid 2003.
- **LUIS I. GONZÁLEZ DE VALLEJO - “LIBRO DE INGENIERÍA GEOLÓGICA”** Pearson Educación. Madrid .2004.
- **INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERÚ - FACULTAD DE MINAS DE LA UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO – “LIBRO DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA MÉTODOS Y CASOS PRÁCTICOS”** Puno, 1,999.

- **MOVIMIENTO DE TIERRAS-MANUAL DE EXCAVACIONES-** por Herbert L. Nichos. (1981)
- **WILLIAM A.HUSTRULID “UNDERGROUND MINING METHODS ENGINEERING FUNDAMENTALS AND INTERNATIONAL CASES STUD,SME”** .New York 2001
- **U. LANGEFORS Y B. KIHSTROM – “THE MODERN TECHNIQUE OF ROCK BLASTING”**, Suecia 1,963.
- **EXSA - “MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA”** Lima 2,013
- **SHOTCRETE PARA SOPORTE DE ROCAS-TOM MOLBYE- DIRECTOR – MBT.INTERNATIONAL UNDERGROUND CONSTRUCTION GROUP.** Inglat. 2,002.