

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO

ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**OPTIMIZACIÓN EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA
RAMPA 1910, UNIDAD DE OPERACIÓN
PALLANCATA - AYACUCHO**

PARA OPTAR TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bachiller: Wilfredo Ccoscco Puma

Asesor:

Mgt. Juan Francisco Soto Elguera

CUSCO - PERÚ

2019

DEDICATORIA

Dedico esta Tesis a mi padre Gregorio Ccoscco León por haberme apoyado de manera incondicional en todo el momento y darme la oportunidad de ser un profesional.

A mis tíos Saturnino Puma Huamaní, Mario Ccoscco León y de más familiares por el apoyo que siempre me brindaron día a día en el transcurso de cada año de mi carrera universitaria.

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradezco a Dios nuestro señor por ser mi guía y compañía en cada momento a lo largo de mi carrera, por ser mi fortaleza en mis momentos de debilidad y por brindarme una buena salud y una vida llena de aprendizaje.

Agradecer también a mi padre, mis familiares por inculcarme los buenos valores y perseverancia desde los inicios de mi vida y del mismo modo a Roselia Yucra Mendoza por el apoyo que me brindo en todo el momento.

Expresar también mi agradecimiento a la Empresa Contratista IESA S.A. por haber confiado en mi persona para formar parte de la gestión de operaciones en la Unidad de Operación Pallancata, igualmente agradecer al Ingeniero Edward Moreno Panti – Jefe de Asistencia Técnica de la Empresa EPS Groupe por su colaboración en el proceso de ejecución de la tesis.

De manera extensiva quiero recalcar mi agradecimiento a la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por haber abierto las puertas y permitir iniciar mi desarrollo profesional de especialidad de ingeniería de minas.

Wilfredo Ccoscco Puma

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de Tesis se ha desarrollado sobre la optimización de avance lineal, costos operativos y sostenimiento con Small Bolter en la construcción de la rampa 1910.

En esta Tesis se da mayor énfasis sobre los ajustes técnicos y operacionales en el proceso de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con la finalidad de incrementar metros de avance lineal por mes y de igual manera optimizar tiempo de perforación, tiempo de limpieza y tiempo de sostenimiento.

En la actualidad se tiene incumplimiento de avance lineal en la construcción de la rampa 1910 y a la vez se estima el costo del ciclo operativo es muy elevado, por ende, se está planteando rediseño de la malla de perforación en perforación y voladura para incrementar eficiencia por disparo, de esta manera alcanzar cumplimiento de avance programado por el cliente.

Actualmente la actividad de sostenimiento con perno hydrabolt se desarrolla con manualmente con apoyo de Jumbo, de acuerdo a los antecedentes en este proceso de sostenimiento se ha registrado dos accidentes con lesión al personal, por tal motivo, como acción correctiva se realiza gestión de cambio de implementación de Small Bolter para el sostenimiento y de esta manera eliminar exposición del personal a peligros de alto riesgo. El equipo de sostenimiento Small Bolter de la empresa Sandvick Group exclusivamente para el sostenimiento de labores subterráneas, el cual nos permite realizar el sostenimiento de un frente en menor tiempo y sin exponer a la persona a peligros de alto riesgo.

La ejecución de la rampa 1910 comprende de: perforación, voladura, ventilación, limpieza y sostenimiento, donde se da mayor énfasis en perforación y voladura por su gran importancia en las operaciones mineras subterráneas.

Esta tesis consta de 5 Capítulos en toda la estructura, siendo el primer capítulo - Generalidades de la metodología de la investigación, segundo capítulo - Marco teórico, tercer capítulo - Generalidades de Unidad Minera Pallancata, cuarto capítulo - Proceso constructivo de la rampa 1910 y quinto capítulo - Resultados y análisis.

RESUMEN

En la presente Tesis el objetivo principal es optimizar las actividades del ciclo operativo en la construcción de la rampa 1910 implementando controles operacionales en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento, donde se está realizado un análisis técnico económico de las condiciones actuales y mejorados en perforación y voladura, limpieza de material roto por voladura y sostenimiento de las labores.

Como objetivo específico se tiene el rediseño de una malla optima de perforación y voladura para incrementar la eficiencia de voladura y por otra parte disminuir los costos operativos en ciclo de minado de la rampa en la Unidad de Operación Pallancata de la Compañía Minera Ares S.A.C.

El contenido de la tesis consta de descripciones geológicas y geomecánica del lugar de estudio.

Esta investigación se ha desarrollado como respuesta a las necesidades de mantener la producción de mineral de la Unidad Minera Pallancata, en vista que las reservas minerales del proyecto de explotación (Pablo alta) se iba agotando cada vez por la extracción continua que se tiene, para no desabastecer la producción de la planta se ha visto necesario ingresar a la zona mineralizada (Pablo baja) mediante una rampa negativa.

Para realizar un análisis de técnico económico se ha recopilado datos de campo a diario (interior mina) dando mayor prioridad la actividad de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento.

CONTENIDO

DEDICATORIA..... 1

AGRADECIMIENTO..... 2

INTRODUCCIÓN..... 3

RESUMEN..... 4

CAPITULO I 11

GENERALIDADES DE LA METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN 11

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... 11

 1.1.1. Descripción del problema 11

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 12

 1.2.1. Problema general 12

 1.2.2. Problemas específicos..... 12

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION..... 13

 1.3.1. Objetivo principal 13

 1.3.2. Objetivos específicos 13

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO 13

1.5. HIPOTESIS 14

 1.5.1. Hipótesis general 14

 1.5.2. Hipótesis específicos 14

1.6. VARIABLES DEL ESTUDIO 14

 1.6.1. Variable dependiente 14

 1.6.2. Variables independientes..... 14

1.7. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN..... 15

 1.7.1. Tipo de investigación 15

 1.7.2. Diseño de investigación..... 15

 1.7.3. Población..... 15

 1.7.4. Muestra..... 16

 1.7.5. Técnica de análisis de datos..... 16

 1.7.6. Instrumentos de recolección de datos 16

 1.7.7. Procesamiento de datos 16

1.7.8. Análisis y procesamiento de resultados.....	16
CAPITULO II	17
MARCO TEORICO.....	17
2.1. MARCO TEORICO REFERENCIAL	17
2.2. MARCO TEORICO CONCEPTUAL.....	19
2.2.1. Descripción de la rampa	19
2.2.2. Rampa	19
2.2.3. Gradiente	19
2.2.4. Radio de curvatura	19
2.2.5. Peralte	20
2.2.5.1. Tipos de Rampa	21
2.2.6. Conceptos básicos de perforación.....	22
2.2.6.1. Perforación	22
2.2.6.2. Perforación con jumbo electro hidráulico.....	23
2.2.6.3. Accesorios de perforación	25
2.2.7. Criterios de voladura.....	27
2.2.7.1. Explosivo	27
2.2.7.2. Fuentes de energía de explosivos.....	28
2.2.7.3. Mecánica de rotura de la roca	31
2.2.7.4. Corte o arranque	32
2.2.8. Caracterización geomecánica de la roca	33
2.2.8.1. Aspecto litológico.....	33
2.2.8.2. Clasificación geomecánica de la masa rocosa	35
2.2.8.3. Zonificación geomecánica de la masa rocosa	37
2.2.8.4. Análisis de estabilidad estructural de la roca.....	38
2.2.9. Sostenimiento	39
2.2.9.1. Tipos de sostenimiento.....	40
2.2.9.2. Mapeo geomecánico	41
CAPITULO IIL	43
GENERALIDADES DE UNIDAD MINERA PALLANCATA	43

3.1. AMBIENTE GEOGRAFICO	43
3.1.1. Ubicación	43
3.1.2. Accesibilidad.....	44
3.1.3. Fisiografía	45
3.1.4. Clima	45
3.1.5. Flora y fauna.....	46
3.2. GEOLOGIA	46
3.2.1. Geología regional	47
3.2.2. Geología económica.....	49
3.2.2.1. Mineralogía.....	49
3.2.2.2. Minerales de mena	49
3.2.2.3. Minerales de ganga	51
3.2.2.4. Minerales de arcilla.....	52
3.2.3. Descripción del yacimiento	53
3.2.3.1. Tipo del yacimiento.....	53
3.2.4. Reserva mineral en zona baja del proyecto Pablo.....	53
3.3. OPERACIÓN MINA	54
3.3.1. Capacidad de producción	55
3.3.2. Método de explotación.....	55
3.4. PLANTA DE BENEFICIO.....	56
3.4.1. Capacidad de planta.....	56
3.4.2. Productos de procesamiento de minerales.....	57
CAPITULO IV.....	58
PROCESO DE CONSTRUCCION DE LA RAMPA 1910.....	58
4.1. DISEÑO DE LA RAMPA 1910.	58
4.1.1. Características generales de la rampa 1910	61
4.1.2. Profundización de la rampa	65
4.2. METODO DE CONSTRUCCIÓN DE LABORES MINERAS	67
4.2.1. Construcción de labores a plena sección.	67
4.2.2. Construcción de labores por sección.....	67
4.2.3. Construcción de labores con galería central.....	68

4.3.	CICLO OPERATIVO ACTUAL EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 191068	
4.3.1.	Perforación	68
4.3.1.1.	Evaluación de contexto inicial de perforación.....	68
4.3.2.	Voladura	74
4.3.2.1.	Explosivos y accesorios utilizados.....	74
4.3.2.2.	Evaluación de diseño de carga explosiva.....	76
4.3.2.3.	Evaluación práctica del personal en el carguío de explosivos.....	76
4.3.3.	Ventilación	79
4.3.3.1.	Sistema de ventilación.....	79
4.3.4.	Drenaje de agua	79
4.3.4.1.	Sistema de bombeo de agua.....	79
4.3.5.	Limpieza de material.....	84
4.3.5.1.	Cálculo de tonelaje	84
4.3.5.2.	Cálculo de tiempo promedio de transporte	85
4.3.5.3.	Tiempo de ciclo de acarreo	85
4.3.5.4.	Cálculo de número de viajes por disparo.....	85
4.3.5.5.	Cálculo de tiempo de acarreo por disparo	86
4.3.5.6.	Rendimiento	86
4.3.6.	Sostenimiento con Jumbo.....	86
4.3.6.1.	Procedimiento de sostenimiento con Jumbo	88
4.3.7.	Transporte de material.....	90
4.3.7.1.	Especificaciones técnicas de volquete	91
4.4.	PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN.....	91
4.4.1.	Perforación y voladura.....	91
4.4.1.1.	Rediseño del arranque de la malla de perforación	91
4.4.1.2.	Rediseño de parámetros de carguío	98
4.4.1.3.	Rediseño de parámetros de secuencia	100
4.4.1.4.	Rediseño de malla de perforación	102
4.4.1.1.	Nuevos parámetros de voladura.....	102
4.4.1.2.	Implementación de reglas de oro de perforación y voladura	105
4.4.2.	Limpieza de material.....	105
4.4.2.1.	Equipo de limpieza	106

4.4.2.2. Especificaciones técnicas de Scoop.....	107
4.4.2.1. Cálculo de operaciones unitarias.....	107
4.4.3. Sostenimiento	110
4.4.3.1. Sostenimiento con Small Bolter.....	110
CAPITULO V.....	114
RESULTADOS Y ANALISIS.....	114
5.1. RESULTADOS DE OPERACION ACTUAL EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 1910	114
5.1.1. Tiempos operativos	114
5.1.1.1. Tiempo de sostenimiento con Jumbo y bomba hydrabolt.....	114
5.1.1.2. Resumen de tiempos operativos	116
5.1.2. Costos operativos.....	117
5.1.2.1. Costo de perforación	117
5.1.2.2. Costo de voladura	118
5.1.2.3. Costo de bombeo de agua	119
5.1.2.4. Costo de limpieza y acarreo	120
5.1.2.5. Costo de sostenimiento con Jumbo.....	121
5.1.2.6. Resumen de costos operativos.	122
5.1.3. Eficiencia de avances actuales.....	122
5.2. RESULTADOS OPTIMIZADOS DE OPERACIÓN EN LA COSNTRUCCION DE LA RAMPA 1910	123
5.2.1. Desarrollo de pruebas pilotos	123
5.2.1.1. Observaciones en la perforación	123
5.2.1.2. Observaciones en el carguío	124
5.2.1.3. Resultados de prueba piloto	126
5.2.2. Tiempos operativos	128
5.2.2.1. Tiempo de perforación.....	128
5.2.2.2. Tiempo de sostenimiento con Small Bolter.....	128
5.2.2.3. Resumen de tiempos operativos	130
5.2.3. Costo de perforación	131
5.2.4. Costo de voladura.....	132

5.2.5. Costo de limpieza y acarreo	133
5.2.6. Costo de bombeo de agua.....	134
5.2.7. Costo de sostenimiento con Small Bolter	135
5.2.8. Resumen de costos operacionales.....	136
5.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS ACTUALES Y MEJORADOS EN LA RAMPA 1910	136
5.3.1. Eficiencia de voladura en la RP 1910	136
5.3.1.1. Factor de carga	139
5.3.1.2. Cumplimiento de avance en la rampa 1910	139
5.3.1.3. Cumplimiento de avance general	140
5.3.1.4. Cumplimiento de reglas de oro de perforación y carguío	141
5.3.2. Tiempo operativos Actuales y Mejorados	143
5.3.3. Costos operativos Actuales y Mejorados.....	144
5.3.4. Seguridad en Sostenimiento.....	146
5.3.4.1. IPERC de sostenimiento con Jumbo	146
5.3.4.2. IPERC de sostenimiento Small Bolter	147
5.3.4.3. Estadística de accidentes en sostenimiento con Jumbo vs Bolter.....	148
CONCLUSIONES.....	
RECOMENDACIONES	
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	
ANEXOS	

CAPITULO I

GENERALIDADES DE LA METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.1. Descripción del problema

La Cía. Minera Ares - Unidad de Operación Pallancata, en la actualidad viene extrayendo mineral del proyecto Pablo (zona alta) aplicando método de explotación por sub niveles y niveles horizontales (Bench and fill) desde el Nv 4306 hasta el Nv 4402.

La capacidad de la planta concentradora de la Unidad Minera Selene es de 3000TMD, para el cual, se requiere mantener la extracción de mineral que cubra dicha capacidad, sin embargo, las reservas del Proyecto Pablo (zona alta) viene agotándose por la explotación continua que se tiene. Para mantener la producción de mineral de planta de tratamiento, Cía. Minera Ares, ha iniciado construcción de una rampa de gradiente negativa 1910 de 4.5mx4.5m de sección a fin ingresar a la zona mineralizada y extraer mineral de la parte inferior (profundización).

Esta rampa inicia en el Nv 4306, que de acuerdo al proyecto inicial comunicará 6 niveles hasta el Nv 4232. De esta manera la Cía. Minera Ares – Unidad de Operación Pallancata pueda cubrir la necesidad de la planta sin ningún inconveniente.

La ejecución de la rampa 1910 está sujeto al cumplimiento de programa mensual proporcionado parte de Cía. Minera Ares, por consiguiente, la E.C. IESA S.A. debe

cumplir con lo programado en el tiempo establecido de tal manera no perjudique la producción de mineral.

El programa mensual de la ejecución en la rampa es un promedio de 50 metros, sin embargo, el cumplimiento promedio de avance mensual en la rampa es de 35.5m, quedando una diferencia promedio de 14.50 metros mensual.

Para continuar con la ejecución de la rampa 1910 y culminar la ejecución en el tiempo establecido, es necesario realizar análisis todo el ciclo de operativo y luego plantear algunos ajustes para optimizar el tiempo y costos operativos en: perforación, voladura, acarreo y sostenimiento.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿En qué medida se podrá mejorar el cumplimiento de avance programado en la construcción de la rampa 1910 al implementar controles operacionales en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento en la Unidad de Operación Pallancata?

1.2.2. Problemas específicos

- a) ¿Cuál será la eficiencia de disparo al rediseñar una malla óptima de perforación y voladura, proponiendo nuevas prácticas de perforación y carguío de explosivos en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata?
- b) ¿En qué medida disminuirá los costos unitarios operativos en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento en construcción de la rampa 1910 en la Unidad de operación Pallancata?
- c) ¿Cuál será el nivel de riesgo para el personal al realizar sostenimiento con Small Bolter en reemplazo de sostenimiento manual con Jumbo en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACION

1.3.1. Objetivo principal

Mejorar cumplimiento de los avances programados en la construcción de la rampa 1910 implementando controles operacionales en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento con Small Bolter en la Unidad de Operación Pallancata.

1.3.2. Objetivos específicos

- a) Mediante un rediseño óptimo de la malla de perforación y proponiendo nuevas prácticas de perforación y carguío de explosivos incrementar la eficiencia de disparo en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata.
- b) Disminuir los costos operativos en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento de construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata.
- c) Disminuir el nivel de riesgo para el personal realizando sostenimiento con Small Bolter en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

Para mantener la producción de mineral de Cía. Minera Ares se requiere ejecutar una rampa negativa 1910 desde el Nv 4306 hasta el Nv 4232 en el tiempo establecido de acuerdo al cliente.

En los primeros meses de construcción de la rampa se ha tenido deficiencias en perforación, voladura, sostenimiento y acarreo de mineral, lo cual ha generado incumplimiento de los avances programados durante los meses anteriores, por tal motivo, para culminar la ejecución de la construcción de la rampa en el tiempo establecido se hará ajustes necesarios en todo el proceso operativo para dinamizar el avance mensual programado.

1.5. HIPOTESIS

1.5.1. Hipótesis general

Implementando controles operacionales en perforación, voladura, limpieza y sostenimiento se mejorará el cumplimiento avances programados en la construcción de la rampa 1910, Unidad de Operación Pallancata.

1.5.2. Hipótesis específicos

- a) Mediante un rediseño óptimo de una malla de perforación y voladura, implementando nuevas prácticas de perforación y carguío de explosivos se logrará mejorar la eficiencia de los disparos.
- b) Los costos unitarios operativos en perforación, voladura y sostenimiento disminuirán al realizar los ajustes en el proceso operativo.
- c) Realizando sostenimiento con Small Bolter se reducirá el nivel de riesgo para el personal a comparación de sostenimiento manual con Jumbo.

1.6. VARIABLES DEL ESTUDIO

1.6.1. Variable dependiente

- Construcción de rampa 1910 (m/mes).

1.6.2. Variables independientes

- Caracterización Geomecánica de roca (RQD, RMR y Q).
- Diseño de malla de perforación y voladura.
 - Factor de potencia (kg/TM).
 - Eficiencia de disparo (m/disparo).

- Tiempo del ciclo operativo.
 - Tiempo de perforación (min/taladro).
 - Tiempo de limpieza de mineral (min/frente).
 - Tiempo de sostenimiento (min/taladro).
- Rendimiento de equipos.
 - Perforación (pies perforados/hora).
 - Limpieza (TM/hora).
 - Sostenimiento (Pernos/hora, pernos/día, pernos/semana, etc.).

1.7. METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1. Tipo de investigación

Se considera que la investigación es de tipo descriptivo y explicativo, por lo que inicialmente empezaremos describiendo todo el proceso de operativo en la construcción de la rampa negativa 1910, luego se procederá con el análisis de datos obtenidos en campo de las etapas del ciclo de construcción.

1.7.2. Diseño de investigación

La investigación es de tipo explicativo por tanto se trata de un análisis de causa y efecto, es decir se tiene variable independiente y dependiente, de esta manera el diseño de investigación es experimental de variables cuantitativas.

1.7.3. Población

La población de la investigación está definida por todas las labores en la zona de profundización, en las cuales está incluido los trabajos de preparación como: Sub Niveles, By Pases, Cruceros y Rampa 1910.

1.7.4. Muestra

La muestra es una parte representativa de la población que es parte principal del estudio, en este caso de la investigación nuestra muestra se va considerar la Rampa 1910, en donde se realizará el seguimiento y análisis de los indicadores en el proceso de ejecución de la rampa.

1.7.5. Técnica de análisis de datos

Como herramienta de análisis de datos, se ha utilizado el Excel, donde se ha almacenado toda la base de datos obtenidos en campo sobre el proceso de ejecución de la rampa, con el objeto de tener una información histórica y luego hacer un análisis de resultados.

1.7.6. Instrumentos de recolección de datos

La recolección de datos en perforación y voladura de frentes se ha realizado a través de medición directa de eficiencia de disparos con estación total, distanciómetro y flexómetro. En el tema de sostenimiento los datos fueron recolectados a través de reporte de trabajo diario de los operadores de Small Bolter.

1.7.7. Procesamiento de datos

Como la herramienta básica de procesamiento de datos se tiene uso del Excel en el cual se tiene almacenado todo el reporte referido a eficiencia de disparos y numero de pernos instalados.

1.7.8. Análisis y procesamiento de resultados

De igual manera se está usando como herramienta básica de análisis y procesamiento de resultados el Excel.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. MARCO TEORICO REFERENCIAL

Edward Alexander Berroa Suarez (2016). *Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa negativa entre los niveles 2900-2650 vankar EIRL SAC, Minera aurífera Retamas S.A.* Tesis presentada en la universidad nacional de San Agustín de Arequipa.

Conclusiones

- a. En el tramo inicial de la ejecución de la rampa negativa, se presentó roca tipo IV B y presencia de agua por los que se tuvo muchas demoras por la inestabilidad del terreno; al encontrar roca competente tipo III B desde la progresiva -200, se cumplió con los objetivos programados de la contrata VANKAR EIRL., tales como el avance mensual de 100 m. por mes, con las condiciones y características del diseño.
- b. Se ha utilizado sistema Trackless (mecanizado) por su alta performance ya que con respecto al Jumbo Rocket Boomer 282 es que el tiempo de perforación se

- redujo en promedio a 2.17 horas/ frente y Scooptrams ST-1020 tiempo promedio de limpieza 1,63 horas/frente.
- c. El tipo de roca donde se realiza la Rampa es 65% III B, 30% VI A, 5% IV B, teniendo presencia de agua en IV A y IVB
 - d. La acumulación de agua en el frente de perforación no será dificultad debido a que se cuenta con una bomba fly de 80gal. / min.
 - e. Todo el desmonte que se genere de la voladura será usado para el relleno de los tajos en niveles superiores.

Julio Saraeen Bautista Condori (2017). ***Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C.*** Tesis presentada en la Universidad Nacional de Altiplano Puno.

Conclusiones

- a. Según los estudios y etapas de plan de minado a mediano plazo. Las reservas y recursos minerales aseguran la vida de la mina por 5 años de producción con el incremento del Proyecto Pablo alargando la vida la Unidad Operativa Pallancata. La ejecución de taladros diamantinos podrían confirmar más el crecimiento de las reservas, por lo que es idóneo la implementación del plan de minado a mediano plazo, que en base a la estimación y flujo económico es rentable y conveniente para la compañía.
- b. Los métodos de explotación aplicados para la explotación del Proyecto Pablo son seleccionados de acuerdo a las dimensiones y geometría de las vetas y las características geomecánicas las cuales son el Bench and Fill aplicados en zonas donde el ancho de la veta varían de 2.0 a 12 metros y altura de banqueo de 12 metros, Subnivel Ascendente con Relleno Cementado son aplicados en zonas donde el ancho de la veta es 6.0 metros y altura de banqueo de 12 metros y el Corte Relleno semi mecanizado ascendente es aplicado en zonas donde el ancho de la veta es de menores de 2.0 metros.

2.2. MARCO TEORICO CONCEPTUAL

2.2.1. Descripción de la rampa

2.2.2. Rampa

Se denomina rampa a la construcción de una galería inclinada con una gradiente ya sea positiva o negativa, de tal manera que permita comunicación entre dos niveles con cotas diferentes, la sección de la rampa tiene que dar facilidad del ingreso y salida del personal y de mismo modo desplazamiento de maquinarias, equipos y materiales que necesiten dentro de la mina; convirtiéndose así en la principal labor auxiliar dentro de la explotación.

En la etapa del diseño de construcción de la rampa es necesario considerar los siguientes parámetros.

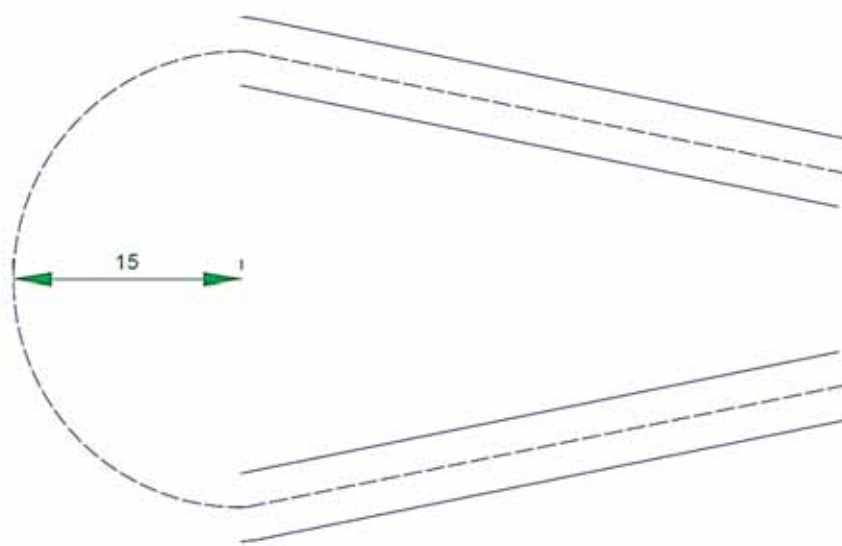
2.2.3. Gradiente

Se define como gradiente de operación a la máxima pendiente que pueden tener las rampas para que la maquinaria y/o equipos operen en ellas con la mejor disponibilidad. La gradiente de la rampa se ha considera en cumplimiento al DS 024 – 2016 EM y su modificatoria DS 023 – 2017 EM, siendo una gradiente máxima de 12%, el cual brinda resultados satisfactorios para los equipos de transporte en la evacuación de mineral y desmonte, para mayor rendimiento en un sistema de transporte subterráneo deben considerarse los factores ambientales, como la ventilación de labores que mejorará la performance de los equipos.

2.2.4. Radio de curvatura

El radio de curvatura de la rampa 1910 está en función del equipo con mayor radio de giro, determinado en base al equipo de transporte de mineral, teniendo consideración la rampa de tipo Zig zag el radio de curvatura es de 15m, donde esta permita un porcentaje de seguridad para la maniobrabilidad.

Imagen 1: Radio de curvatura de la rampa 1910



Fuente: Elaboración propio

2.2.5. Peralte

El peralte tiene por finalidad evitar accidentes por la acción de la fuerza centrífuga por la velocidad de los equipos, ya que permite equilibrar la acción de la fuerza ocasionado por el paso del equipo por una curva. Para el cálculo del peralte se tiene que tener en cuenta los siguientes parámetros las fuerzas centrífugas y gravitacionales; en este sentido el peralte se podrá calcular a través de la siguiente fórmula.

$$h = \frac{v^2 * a}{R * g}$$

Donde:

h: Peralte, m.

V: Velocidad; (2.22 m/s)

R: Radio de giro del equipo más grande; (11.10 m)

g: Aceleración de la gravedad; (9.8m/s²)

a: Ancho de la labor; (4.5 m)

$$h = \frac{2.22^2 * 4.5}{11.10 * 9.8} = 0.20\text{m}$$

2.2.5.1. Tipos de Rampa

a) Rampa tipo espiral

Es un sistema que une 2 niveles, este sistema de rampa sirve como vía de transporte de equipo motorizado. En los extremos de esta rampa se hacen ventanas, para las operaciones de minado.

Es recomendable la gradiente de este tipo de rampas entre 7% a 12% y diseñar con mayor gradiente sería esforzar mayor a los equipos, puesto que no podrían restituir fuerza al equipo por mantenerse la misma pendiente en toda la longitud de la rampa, de nivel a nivel.

b) Rampa tipo Zigzag

Las más usadas en nuestro medio, este tipo de rampa con frecuencia se emplea en la minería sin rieles, teniendo las siguientes características importantes:

- El desarrollo por lo general empieza en superficie a un costado de la zona mineralizada y la longitud de la rampa va a depender de la longitud de la veta o cuerpo.
- La rampa entra con una pendiente en promedio de 12% y llega a disminuir dicha pendiente en las curvas para oxigenar el equipo.
- Se construye en material estéril o rocas duras y competentes, la experiencia nos confirma realizar en lo posible en forma paralela a la dirección de la veta o cuerpo, es decir en una de las cajas, de preferencia en la caja piso.
- Las secciones están en función a varios factores ya indicados anteriormente en el diseño. A las zonas mineralizadas se va a entrar por los cruceros o ventanas a partir de estas rampas.

Ventajas y desventajas de la rampa

Ventajas:

- Nos facilita el desplazamiento de maquinaria, equipos, personales y transporte de materiales.
- Mayor seguridad en el transporte de personal.
- Podemos incrementar el tonelaje a extraer.

Desventajas:

- El tiempo de ejecución es mayor comparado con el de un pique para la profundización.
- El costo de ejecución es mayor comparado con el de un pique para la profundización.

2.2.6. Conceptos básicos de perforación

2.2.6.1. Perforación

Es la acción de realizar un orificio cilíndrico en una roca por efectos percusión y rotación, estas perforaciones pueden ser por método manuales o mecánicos con la finalidad de realizar un orificio cilíndrico para luego ser llenados por explosivo para su fractura miento.

Imagen 2: Perforación de frente con Jumbo



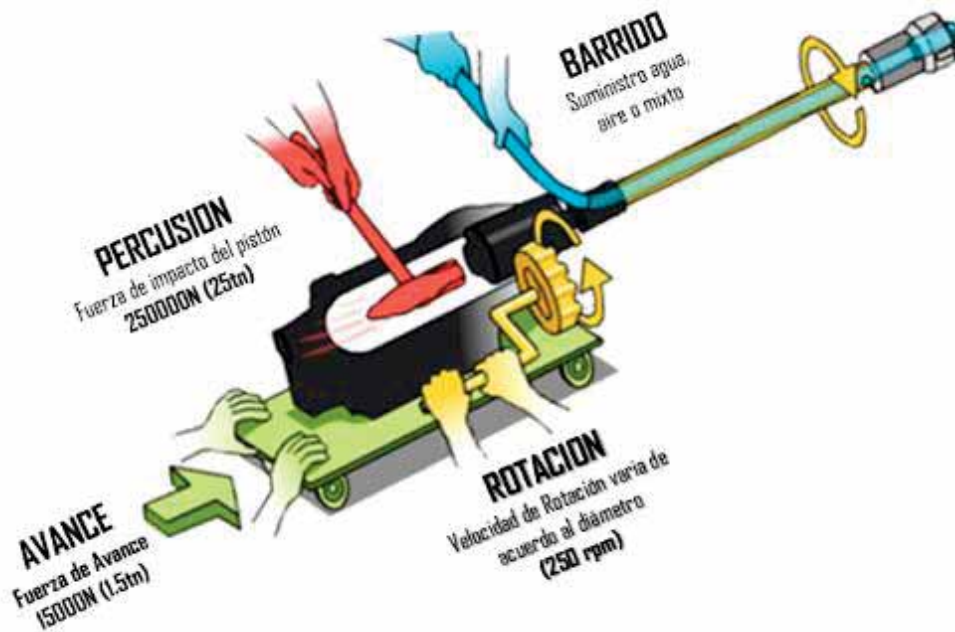
Fuente: Fotografía propio

2.2.6.2. Perforación con jumbo electro hidráulico

La perforación por percusión y rotación tiene cuatro funciones principales:

- ❶ Percusión
- ❷ Avance
- ❸ Rotación
- ❹ Barrido

Imagen 3: Esquema de funcionamiento de la perforadora de Jumbo



Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA - U.O. San Cristóbal

a) Percusión

El movimiento recíproco de impacto del pistón generado por el sistema hidráulico. La espiga del martillo perforador transfiere la energía de percusión del pistón a la barra de perforación, y la barra hace lo mismo a través de la broca hasta la roca.

b) Avance

Con el fin de asegurar una buena transmisión de la energía a la roca, la broca debe estar en contacto permanente; esto se consigue con la fuerza de empuje suministrada por un por el martillo perforador, que debe adecuarse al tipo de roca. La roca fracturada se debe perforar utilizando presiones bajas de percusión y avance, escuchando y observando podrá determinar la presión de avance correcta.

c) Rotación

Es el movimiento rotativo de la barra de perforación que tiene como finalidad desplazar la parte inferior de la broca de perforación entre las percusiones. El motor hidráulico situado dentro del martillo perforador hace rotar la barra de perforación a través de un mecanismo.

La velocidad correcta de rotación depende de la forma y el diámetro de la broca de perforación, así como de la profundidad del taladro y del resto de funciones principales de perforación.

d) Barrido

Es el desplazamiento de material rocoso fino (detritus) por la fuerza de agua hacia el exterior del taladro que se genera durante la perforación. El barrido también sirve para enfriar las estructuras de la máquina de perforación.

Barrido por agua: Es un método de barrido detritus que se genera dentro del taladro. El agua de barrido se dirige a la carcasa de barrido del martillo perforador, desde donde fluye a través de la barra de perforación, y sigue a través de los orificios de barrido de la broca de perforación.

Barrido con aire: El aire de barrido llega al extremo inferior del orificio a través del agujero de la barra y los agujeros de la broca de perforación. La mezcla de aire de barrido con los detritus sale del taladro por el espacio que hay entre la barra y la pared del taladro.

2.2.6.3. Accesorios de perforación

Broca: Es el dispositivo que se encarga de aplicar la energía del sistema de perforación, para lograr penetrar la roca mecánicamente.

Imagen 4: Brocas de perforación de 45mm de diámetro



Fuente: Boart longyear

Shank (Adaptador de culata): Es el dispositivo que recibe la rotación del martillo de la perforadora para transmitir esta rotación a la barra de perforación.

Imagen 5: Adaptador de barra de perforación



Fuente: Boart longyear

Barra de perforación: Es el dispositivo que se encarga de transmitir la energía desde la perforadora hacia la broca.

Imagen 6: Barra de perforación para Jumbo



Fuente: Boart longyear

2.2.7. Criterios de voladura

Se denomina voladura a la acción de fragmentar la roca in situ a través del uso de sustancias químicas llamados explosivos, la aplicación de ingeniería en esta tarea es muy necesario en la cual se tiene que estimar casi con exactitud la calidad de roca, el tipo y cantidad de explosivo a usar en el frente a ser cargado.

2.2.7.1. Explosivo

Son sustancias químicas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía y gas.

Estos explosivos son principal fuente de energía en el proceso de voladura capaces de transformarse en una fracción de microsegundo, en productos gaseosos y condensados, cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas y en consecuencia muy elevadas presiones.

Los explosivos al detonar generan una serie de productos gaseosos a alta temperatura y presión que ocupan un mayor volumen, aproximadamente 1 000 a 10 000 veces mayor que el volumen original del espacio donde se ha confinado el explosivo.

Los procesos de reacción según su carácter fisicoquímico y el tiempo en que se realizan se catalogan como: combustión, deflagración y detonación.

- a) **Combustión:** Puede definirse como tal a toda reacción química capaz de desprender calor pudiendo o no, ser percibida por nuestros sentidos, y que presenta un tiempo de reacción bastante lento.
- b) **Deflagración:** Es un fenómeno superficial en el que el frente de deflagración se propaga por el explosivo en capas paralelas, a una velocidad baja, que generalmente no supera los 1 000 m/s.

La deflagración es sinónimo de una combustión rápida. Los explosivos más lentos al ser activados dan lugar a una deflagración en la que las reacciones se propagan por conducción térmica y radiación.

- c) **Detonación:** Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada

temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva (que se traduce en presión sobre el área circundante).

2.2.7.2. Fuentes de energía de explosivos

Cuando los explosivos reaccionan químicamente, se liberan dos tipos principales de energía. El primero se llama energía de choque y el segundo energía de gas. Ambos tipos de energía se liberan durante el proceso de detonación.

a) Energía de choque

Se cree comúnmente que la energía de choque resulta de la presión de detonación de la explosión. La presión de detonación está en función directa de la densidad del explosivo y la velocidad de detonación.

La energía de choque llamado también energía cinética se calcula multiplicando la masa del explosivo por la velocidad de detonación al cuadrado dividido entre dos.

$$E_c = \frac{m * V_e^2}{2}$$

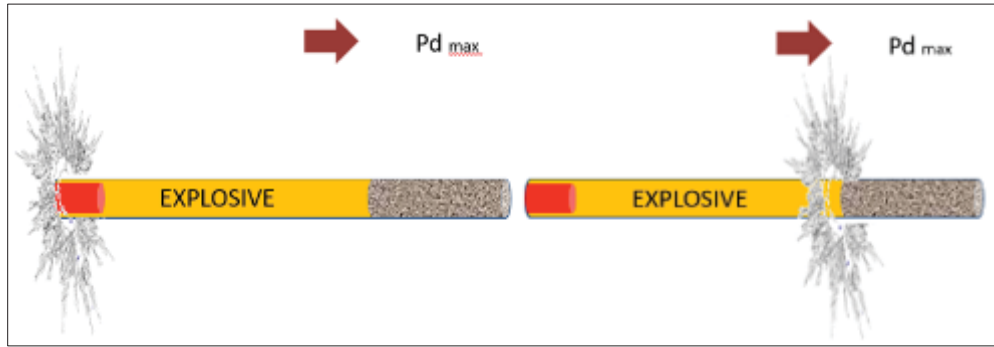
Donde:

m = Masa del explosivo (kg)

Ve = Velocidad de detonación (m/s²)

Ec = Energía cinética (kg.m²/s²)

Imagen 7: Proceso de detonación de emulsión encartuchada



Fuente: Presentación de capacitación EXSA

Presión de detonación

La fuerza generada en el contorno del taladro está en función a la densidad por la velocidad de detonación al cuadrado y su valor se expresa en kilo bares (kbar) o en mega pascales (MPa).

La presión de detonación es un indicador significativo de la capacidad de fragmentación que posee un explosivo y está representado por la siguiente formula.

$$P_d = 0.25 \rho \times VOD^2 \times 10^{-3}$$

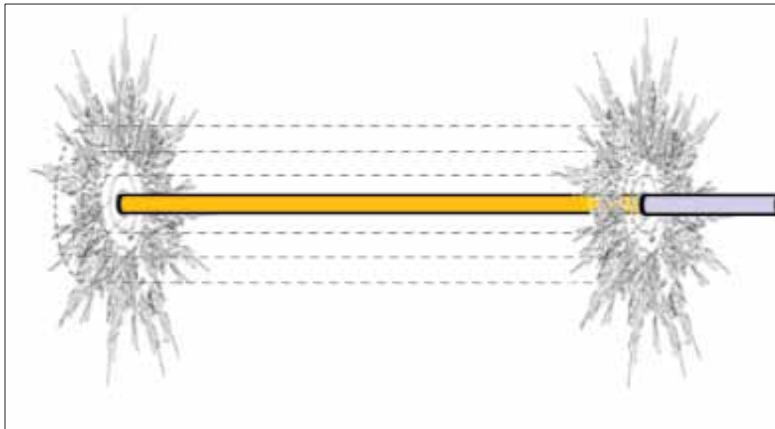
Donde:

ρ : densidad del explosivo, en g/cm³.

VOD: velocidad de detonación, en m/s.

PD: presión de detonación, en kbar.

Imagen 8: Ondas de presión generada por la emulsión encartuchada



Fuente: Presentación de capacitación EXSA

Velocidad de detonación

Es la velocidad de la onda de detonación que se propaga a través del explosivo, y por tanto es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, sea al aire libre o en confinamiento dentro de un taladro de voladura.

Los factores que la afectan son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación.

b) Energía de gas

Inmediatamente después de la propagación de la onda de choque, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del taladro expandiendo y extendiendo las grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad, Esto significa que los gases primero emigran a las grietas, diaclasas, fallas y discontinuidades existentes, además de estratos de material que tienen baja cohesión en las interfaces, La trayectoria de los gases dentro del macizo siguen la trayectoria de menor resistencia por la boca del taladro.

2.2.7.3. Mecánica de rotura de la roca

Proceso de fracturamiento

El proceso de fracturamiento de la roca es un proceso que ocurre en varias etapas o fases que se desarrollan casi al mismo tiempo separadas por un tiempo extremadamente corto.

Estas etapas son:

- a) Detonación del explosivo y generación de la onda de choque.
- b) Transferencia de la onda de choque a la masa de la roca iniciando su agrietamiento.
- c) Generación y expansión de gases a alta presión y temperatura que provocan el fracturamiento y movimiento de la roca.
- d) Desplazamiento de la masa de roca triturada para formar la pila de escombros o detritos.

El proceso de fracturamiento comienza después de la detonación, el efecto de impacto de la onda de choque y de los gases en rápida expansión sobre la pared del taladro, se transfiere a la roca circundante, difundiéndose a través de ella en forma de ondas o fuerzas de compresión, provocándole sólo deformación elástica, ya que las rocas son muy resistentes a la compresión. Al llegar estas ondas a la cara libre en el frente de voladura causan esfuerzos de tensión en la masa de roca, entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a tensión de la roca es excedida, ésta se rompe en el área de la línea de menor resistencia (Burden), en este caso las ondas reflejadas son ondas de tensión que retornan al punto de origen creando fisuras y grietas de tensión a partir de los puntos y planos de debilidad naturales existentes, agrietándola profundamente (efecto de craquelación).

La rotura de rocas requiere condiciones fundamentales como:

- Confinamiento del taladro en la roca
- Cara libre
- Distancia de taladro a la cara libre

- a. **Confinamiento del explosivo en el taladro:** Es la acción de lograr el mejor acoplamiento con la pared interior que permita transferir la onda de choque a la roca, el explosivo suelto, presencia de vacíos o desacoplamiento en el taladro disminuyen enormemente este efecto.
- b. **Cara libre:** La cara libre en voladura es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia sólo como ondas sísmicas.
- c. **Distancia del taladro a la cara libre:** La distancia del primer taladro hacia la cara libre se denominada línea de menor resistencia o “Burden”. Debe ser adecuada para cada diámetro de taladro. Si es muy larga la reflexión de ondas será mínima, e incluso nula y la fragmentación se limitará a la boca o collar del taladro como craterización.

2.2.7.4. Corte o arranque

El éxito de la palabra voladura subterránea reside en apertura de la cavidad inicial, denominada corte o arranque, que al detonar forma una segunda cara libre de mayor diámetro para facilitar la rotura de la siguiente sección, de modo que los taladros del núcleo y de la periferia pueden trabajar destrozando la roca

Para realizar el disparo de la primera fase se tiene diferentes formas de efectuar el disparo para crear la cavidad de corte.

a) Tipos de corte en paralelo

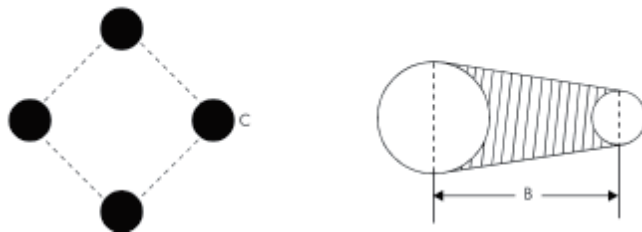
Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

- a. **Corte quemado:** Comprende a un grupo de taladros de igual diámetro perforados cercanamente entre sí con distintos trazos o figuras de distribución, algunos de los cuales no contienen carga explosiva de modo que sus espacios vacíos actúan como caras libres.
- b. **Corte cilíndrico:** Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros vacíos tiene mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica.

Imagen 9: Burden de la malla de perforación



Fuente: Manual de perforación y voladura EXSA

2.2.8. Caracterización geomecánica de la roca

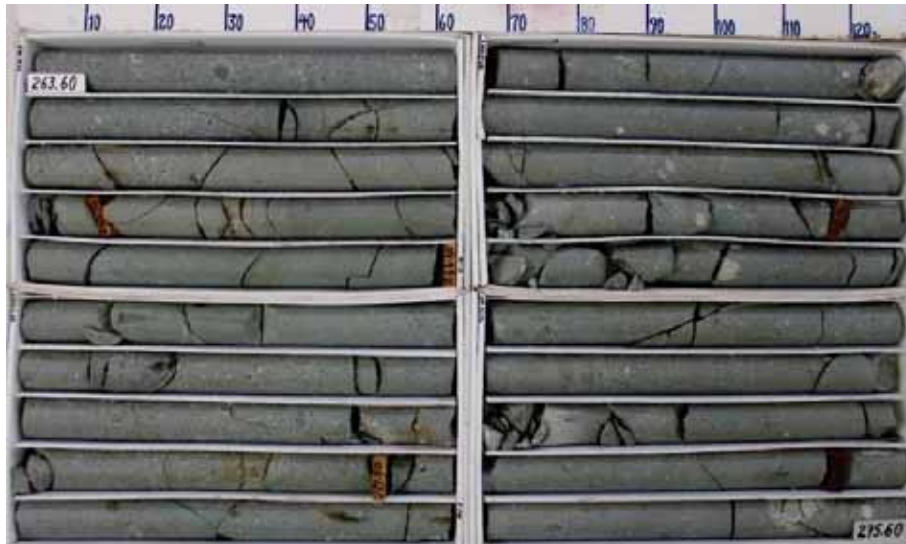
2.2.8.1. Aspecto litológico

En la zona de estudio las estructuras mineralizadas se encuentran dentro de rocas de origen volcánica.

a) Piroclasto dacítico

Son fragmentos de roca dacita que han sido expulsados por efecto de la erupción volcánica, la dacita está compuesta por fenocristales principalmente de cuarzo y plagioclasas sódica, englobados en una matriz vítrea o micro cristalina. Es frecuente la presencia de fenocristales de minerales máficos como la biotita. Geotécnicamente de comportamiento estable.

Imagen 10: Toba cristalítica de composición dacítica.



Fuente: Estudio geotécnico de zona pablo (2017) Cía. Minera ares.

b) Retrabajado dacítico conglomerático

Es roca volcánica constituido por una matriz de pasta volcánica y clastos de tobas volcánicas abundante contenido de plagioclasas, con fuerte alteración argílica y fracturamiento moderado en todo el horizonte.

Imagen 11: Aglomerado volcánico de composición dacítica



Fuente: Estudio geotécnico de zona pablo (2017) Cía. Minera ares.

2.2.8.2. Clasificación geomecánica de la masa rocosa

La clasificación Geomecánica se ha realizado en base al Sistema de Valoración de la masa rocosa, Rock Mass Rating – RMR (1989), de Z.T. Bieniawski. Los valores de resistencia de la compresión uniaxial de la roca fue estimado mediante índices de campo (uso de martillo Schmidt). Al realizar estimación de la calidad de roca se ha obtenido un promedio de 47 rebotes, a través de este resulta al correlacionar en el Abaco de Deere D. and Miller R. (1966) se obtiene 117 MPa de resistencia a la compresión uniaxial de la roca, así como se muestra en el anexo 01.

a) Índice RQD (Rock Quality Designation)

La calidad de roca R.Q.D. se puede determinar como el porcentaje de trozos de rocas o testigos mayores a 10 cm de longitud respecto a la longitud total del sondeo.

En la actualidad, el índice RQD se utiliza como parámetro estándar en el registro de testigos de perforación y es un elemento básico para la clasificación de masa rocosa.

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud de trozos de tertigos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longitud total de testigo}} * 100$$

De acuerdo a la información al área de geología, resultado de índice de calidad de roca representa un 56%, el cual al correlacionar en cuadro 01 nos da una referencia de calidad de roca Regular.

Tabla 1: Interpretación de valores de RQD (Deere, 1964)

RQD (%)	Calidad de la Roca
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Fuente: (Deere, 1964)

b) Índice Q

El índice Q se trata de uno de los principales indicadores para las zonas de roca de baja calidad que va ser determinada a partir de 6 parámetros.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD: Índice de calidad de roca

J_n: Número de familias de diaclasas

J_r: Rugosidad de las superficies de las discontinuidades

J_a: Alteración de las diaclasas

J_w: Presencia de agua

SRF: Factor reductor de esfuerzo

$$Q = \frac{56}{20} * \frac{3}{1} * \frac{1}{1} = 8.3$$

Considerando los 6 parámetros mencionado en el párrafo anterior. En el anexo 05 se presenta la evaluación geomecánica y determinación de valores del índice Q y en relación a este resultado de acuerdo a la interpretación de la tabla de Q de Barton que se presenta en el Anexo 03 se estima la calidad de la roca de tipo regular.

c) RMR (Rock Mass Rating)

Este sistema de clasificación se ha desarrollado en base a la clasificación existente de Bieniawski de 1989. El parámetro que define la clasificación es el denominado RMR que indica la calidad del macizo rocoso en cada dominio estructural a partir de los siguientes parámetros.

- Resistencia a la compresión simple
- R.Q.D. Índice de calidad de roca.

- Espaciamiento de las discontinuidades
- Orientación de las discontinuidades
- Agua subterránea.

En el anexo 04 se detalla la valoración de los parámetros existentes en la rampa 1910 donde se tiene como resultado inicial un puntaje de RMR de 66, al realizar el ajuste por orientación se obtiene un valor de RMR de 50 – 60 que representa calidad de roca regular tipo IIIA.

2.2.8.3. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas con características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

El criterio que ha primado en la zonificación geomecánica de la zona de estudio ha sido la calidad de la masa rocosa que aparece con mayor presencia, desde que en cada tipo de roca se presentan diferentes calidades de masas rocosas. En la tabla se presentan un resumen de estos resultados.

Tabla 2: Zonificación geomecánica de la masa rocosa en la unidad de Pallancata

CLASIFICACION	TIPO	RMR	Q	COD.COLORES
Roca Muy Mala	V	0-20	0.002	
Roca Mala-B	IV-B	20-30	0.02	
Roca Mala-A	IV-A	30-40	0.1	
Roca Regular-B	III-B	40-50	0.5	
Roca Regular-A	III-A	50-60	2.2	
Roca Buena-B	II-B	60-70	10	
Roca Buena-A	II-A	70-80	46.4	

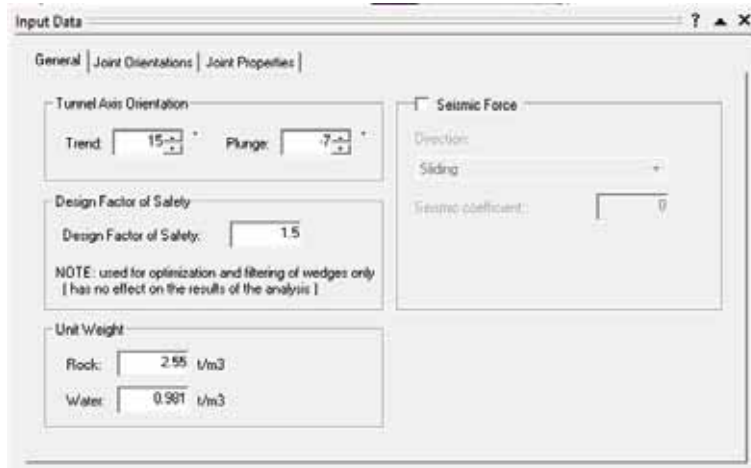
Fuente: Área de geomecánica de Cía. Mineras Ares.

2.2.8.4. Análisis de estabilidad estructural de la roca

Para calcular el tamaño de los bloques y factores de seguridad, se usó el software de equilibrio límite Unwedge de Rocscience.

El factor de seguridad determinado es de 1.5 y se ha considerado una densidad de la roca de 2.55 t/m³.

Imagen 12: Parámetros de Cálculo en el Software Unwedge

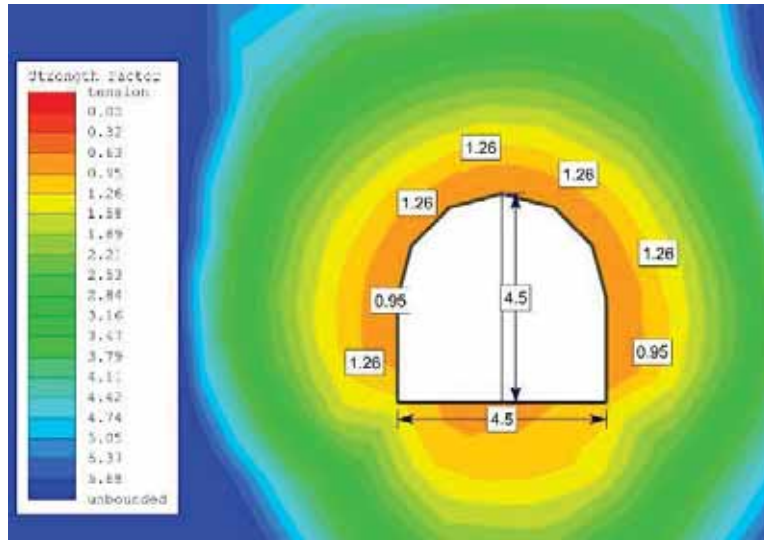


Fuente: Área de geomecánica de Cía. Mineras Ares

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas y diaclasas), las cuales constituyen planos de debilidad, influyen sobre las condiciones de estabilidad. A fin de evaluar la influencia del arreglo estructural de la masa rocosa de la zona Pablo, se ha realizado un análisis de estabilidad estructuralmente controlada, utilizando el Software Unwedge.

La rampa 1910 de acuerdo al análisis de deformación se observa una zona estable con factores de seguridad que van de 0.95 a 1.26 en condiciones desfavorables.

Imagen 13: Diseño de análisis numérico de la rampa 1910



Fuente: Área de geomecánica de Cía. Mineras Ares

2.2.9. Sostenimiento

Se denomina sostenimiento de rocas al proceso de instalación y/o colocado de materiales a la pared de una labor minera con la finalidad de mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las cargas que producen las rocas cerca al perímetro de la excavación subterránea.

El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene la finalidad de asegurar, controlar y mantener la estabilidad de éstas, a fin de proporcionar condiciones seguras de trabajo y brindar acceso a las labores subterráneas. Para su diseño se deberá tener en cuenta lo siguiente:

- Las características del macizo rocoso.
- La influencia de esfuerzos naturales e inducidos.
- La dirección de la excavación con relación los rasgos estructurales.
- La forma y las dimensiones de la excavación.
- La deformabilidad del macizo rocoso y de los elementos de sostenimiento a fin de que el diseño asegure la vida de servicio esperada de la excavación.

2.2.9.1. Tipos de sostenimiento

Se puede clasificar al sostenimiento en dos grandes grupos.

a) Sostenimiento pasivo

Es cuando los elementos colocados vienen a ser el soporte del macizo rocoso, son externos al macizo y deben soportar cualquier movimiento externo de la roca que está en contacto con el perímetro excavado como:

- Cimbras metálicas
- Cuadros de madera
- Concreto lanzado (Shotcrete)
- Pernos cementados)

Estos elementos pasivos requieren que la roca se desplace o deforme para recién empezar a actuar como soporte. (Los sostenimientos que se instalan en la superficie se les denominan, además de sostenimiento pasivo como soporte de roca).

b) Sostenimiento activo

Viene a ser el refuerzo de la roca donde los elementos colocados pasan a ser parte integral del macizo rocoso, estos elementos de sostenimiento activos son: los pernos de anclaje y cables de anclaje tensados, estas son capaces de proporcionar refuerzo a la roca desde el instante mismo de su instalación, logrando que la roca forme una zona de compresión y participe en la estabilidad de la excavación (refuerzo de roca).

2.2.9.2. Mapeo geomecánico

La estimación del tipo de sostenimiento de labores de avance es determinada por el área de geomecánica, este proceso de evaluación geomecánica se realiza haciendo uso de la tabla geomecánica según GSI (Índice de Resistencia Geológica).

En el proceso de evaluación sirve para determinar el tipo de roca en el cual se está desarrollando una labor y tipo de sostenimiento que se debe colocar, en este proceso de mapeo geomecánico es muy importante tomar en cuenta los siguientes parámetros:

- Estructura de la roca (Número de fracturas)
- Condición superficial (Resistencia)

Tabla 3: Tabla Mapeo Geomecanico

TABLA DE GEOTECNIA CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO		TIPO DE SOSTENIMIENTO - MECANIZADO				
<p>CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN OSI MODIFICADO</p> <p>Se determina en base al grado de fracturamiento, midiendo la cantidad de fracturas por metro lineal (m-stm) con el uso de un flexómetro, así como la concurrencia superficial de las fracturas tomando en cuenta las orientaciones, rugosidad, relleno, recubrimiento y la resistencia de las paredes golpeando e instalando la roca con el uso de la prueba o el uso del martillo Schmidt.</p> <p>Para la determinación del soporte, además de la Caracterización del Macizo Rocoso se toma en cuenta los factores influyentes como el agua, estado de esfuerzos y método de minado.</p> <p>FACTORES INFLUYENTES</p> <p>CONDICION SUPERFICIAL RESISTENCIAL</p> <p>ESTRUCTURA</p> <p>MATERIA</p>	<p>CONDICION SUPERFICIAL RESISTENCIAL</p> <p>MUY BUENA (MB) Superficie de las discontinuidades muy rugosa (Rc > 250Mpa). (Se está con golpes de picota).</p> <p>BUENA (B) Superficie con oxidación ligera abierta 1-2mm (Rc 100-250 Mpa). (Se rompe con varios golpes de picota).</p> <p>REGULAR (R) Discontinuidades lisas. Onduladas con recubrimiento de arcilla y corte moderadamente abierta de 2 - 5mm (Rc 50 - 100 Mpa). Se rompe con uno o dos golpes de picota.</p> <p>POBRE (P) Superficie lisa, plana con estrías, abeto 5mm a 1cm con recubrimiento de arcilla y corte compacto (Rc 25 - 50 Mpa). (Se resaca superficialmente).</p> <p>MUY POBRE (MP) Superficie pura y estática. Inters abierta y muy abierta (Rc < 25 Mpa). (Se desgruda o se resaca profundamente).</p>	<p>ESTRUCTURA</p> <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) 1 - 5 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. (RQD 75 - 100) 20cm < espac. entre diaclasas < 100cm.</p> <p>MODERADAMENTE FRACTURADA (MF) 6 - 10 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades moderadamente espaciadas entre sí. (RQD 50 - 75) 15cm < espac. entre diaclasas < 20cm.</p> <p>MUY FRACTURADA (MP) 11 - 20 fracturas por metro Cuatro o más sistemas de discontinuidades 50cm < espac. entre diaclasas < 10cm.</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) Más de 20 fracturas por metro Plegamiento y talamiento con muchas discontinuidades interseccionadas formando fragmentos angulosos e irregulares. (RQD 0 - 25) 2cm < espac. entre diaclasas < 5cm.</p> <p>TEXTURADA (T) Masa rocosa extremadamente roza con una mezcla de fragmentos fácilmente desagregables, angulosos y redondeados en matriz arcillosa (Sin RQD)</p>	<p>TIPO DE ROCA</p> <p>I-A</p> <p>II-B</p> <p>III-A</p> <p>III-B</p> <p>IV-A</p> <p>IV-B</p> <p>V</p>	<p>RMR</p> <p>71-80</p> <p>61-70</p> <p>51-60</p> <p>41-50</p> <p>31-40</p> <p>21-30</p> <p>< 20</p>	<p>CLASIFICACIÓN/TIEMPO DE AUTOSOORTE</p> <p>Buena-A / 6 meses</p> <p>Buena-B / 1 meses</p> <p>Regular-A / 3 días</p> <p>Regular-B / 24 horas</p> <p>Mala-A / 8 horas</p> <p>Mala-B / 8 horas con pre-soporte</p> <p>Muy Mala / 8 horas con pre-soporte</p>	<p>SOSTENIMIENTO AVANCES PERMANENTES</p> <p>Empalmado sistemático con reticulados de 1.5m x 1.5 m, traslape entre malla 20 cm.</p> <p>Instalar pernos de 7-10 pies espaciados en reticulado (cuadrado) o tres bolillos (rombico) con espaciamiento de 1.2 m x 1.2 m más malla electro-soldada en la corona con traslape de 20 cm.</p> <p>Lanzar 2 pulg de shotcrete con fibra (20kg/m³) más pernos de 7-10 pies espaciados a 1.0 m x 1.0 m.</p> <p>Instalar pre-sostenimiento (Spilling bar) en la corona con pernos inflables de 10 pies espaciados 0.30 m, ejecutar el avance, luego sobre la carga como piso lanzar 2 pulg de shotcrete con fibra (40 Kg/m³) en bóveda y después de la limpieza completar en las paredes, finalmente instalar Cimbras metálicas espaciadas a 1.0 m con planchas acanaladas topadas con bolacrete.</p> <p>Instalar pre-sostenimiento (Spilling bar) en la corona con pernos inflables de 10 pies espaciados 0.30 m, ejecutar el avance, luego sobre carga como piso lanzar 2 pulg de shotcrete con fibra (40 Kg/m³) en bóveda y después de la limpieza completar en las paredes, finalmente instalar Cimbras metálicas espaciadas a 1.0 m con planchas acanaladas topadas con bolacrete.</p>
	<p>CONDICION SUPERFICIAL RESISTENCIAL</p> <p>MUY BUENA (MB) Superficie de las discontinuidades muy rugosa (Rc > 250Mpa). (Se está con golpes de picota).</p> <p>BUENA (B) Superficie con oxidación ligera abierta 1-2mm (Rc 100-250 Mpa). (Se rompe con varios golpes de picota).</p> <p>REGULAR (R) Discontinuidades lisas. Onduladas con recubrimiento de arcilla y corte moderadamente abierta de 2 - 5mm (Rc 50 - 100 Mpa). Se rompe con uno o dos golpes de picota.</p> <p>POBRE (P) Superficie lisa, plana con estrías, abeto 5mm a 1cm con recubrimiento de arcilla y corte compacto (Rc 25 - 50 Mpa). (Se resaca superficialmente).</p> <p>MUY POBRE (MP) Superficie pura y estática. Inters abierta y muy abierta (Rc < 25 Mpa). (Se desgruda o se resaca profundamente).</p>	<p>ESTRUCTURA</p> <p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) 1 - 5 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí. (RQD 75 - 100) 20cm < espac. entre diaclasas < 100cm.</p> <p>MODERADAMENTE FRACTURADA (MF) 6 - 10 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades moderadamente espaciadas entre sí. (RQD 50 - 75) 15cm < espac. entre diaclasas < 20cm.</p> <p>MUY FRACTURADA (MP) 11 - 20 fracturas por metro Cuatro o más sistemas de discontinuidades 50cm < espac. entre diaclasas < 10cm.</p> <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) Más de 20 fracturas por metro Plegamiento y talamiento con muchas discontinuidades interseccionadas formando fragmentos angulosos e irregulares. (RQD 0 - 25) 2cm < espac. entre diaclasas < 5cm.</p> <p>TEXTURADA (T) Masa rocosa extremadamente roza con una mezcla de fragmentos fácilmente desagregables, angulosos y redondeados en matriz arcillosa (Sin RQD)</p>	<p>TIPO DE ROCA</p> <p>II-A</p> <p>II-B</p> <p>III-A</p> <p>III-B</p> <p>IV-A</p> <p>IV-B</p> <p>V</p>	<p>RMR</p> <p>71-80</p> <p>61-70</p> <p>51-60</p> <p>41-50</p> <p>31-40</p> <p>21-30</p> <p>< 20</p>	<p>CLASIFICACIÓN/TIEMPO DE AUTOSOORTE</p> <p>Buena-A / 6 meses</p> <p>Buena-B / 1 meses</p> <p>Regular-A / 3 días</p> <p>Regular-B / 24 horas</p> <p>Mala-A / 8 horas</p> <p>Mala-B / 8 horas con pre-soporte</p> <p>Muy Mala / 8 horas con pre-soporte</p>	<p>SOSTENIMIENTO AVANCES TEMPORALES</p> <p>Empalmado sistemático con reticulados de 1.5 m x 1.5 m, traslape entre malla 20 cm.</p> <p>Instalar pernos de 7-10 pies espaciados en reticulado (cuadrado) o tres bolillos (rombico) con espaciamiento de 1.2 m x 1.2 m más malla electro-soldada en la corona con traslape de 20 cm.</p> <p>Lanzar 2 pulg de shotcrete con fibra (20 kg/m³) más pernos de 7-10 pies espaciados a 1.0 m x 1.0 m.</p> <p>Instalar pre-sostenimiento en la corona con pernos inflables de 10 pies espaciados 0.30 m, ejecutar el avance, luego sobre carga como piso lanzar 2 pulg de shotcrete con fibra (40 Kg/m³) en bóveda y después de la limpieza completar en las paredes, instalar pernos de 7-10 pies espaciados a 1.0 m x 1.0 m con malla electro-soldada, luego lanzar shotcrete de 2 pulg sin fibra cubriendo la malla totalmente.</p> <p>Instalar pre-sostenimiento en la corona con pernos inflables de 10 pies espaciados 0.30 m, ejecutar el avance, luego sobre la carga como piso lanzar 3 pulg de shotcrete con fibra (40 Kg/m³) en bóveda y después de la limpieza completar en las paredes, instalar pernos de 7-10 pies espaciados a 1.0 m x 1.0 m con malla electro-soldada, luego lanzar shotcrete de 2 pulg sin fibras cubriendo la malla totalmente.</p>

Fuente: Área Geotecnia - U. O. Pallancata

CAPITULO III

GENERALIDADES DE UNIDAD MINERA PALLANCATA

3.1. AMBIENTE GEOGRAFICO

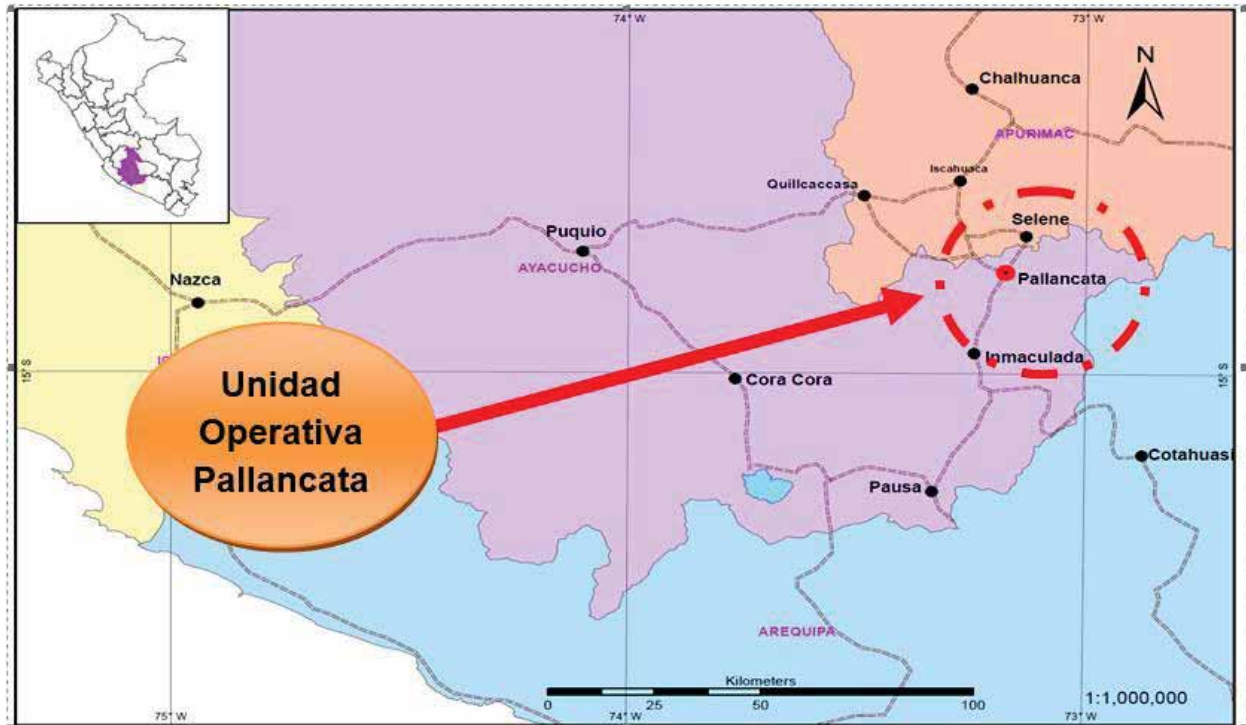
3.1.1. Ubicación

La Unidad Operación Pallancata, se ubica en el Distrito de Coronel Castañeda, Provincia de Parinacochas, Departamento de Ayacucho; aproximadamente 520 km. al SE de Lima y 180 km. al SW del Cusco.

La operación minera más cercana, dista 15 km. Al NE y es la mina Selene Explorador, de Compañía Minera Ares. La ubicación de Proyecto Pablo.

- Departamento: Ayacucho.
- Provincia: Parinacochas.
- Distrito: coronel Castañeda.
- Anexo: Comunidad Campesina de Pallancata.

Imagen 14: Ubicación de la unidad de operación Pallancata



Fuente: Tesis UNA - 2017.

3.1.2. Accesibilidad

Se puede acceder a la Unidad de Operación Pallancata por 02 vías, la primera vía es, desde la ciudad de Lima hasta la ciudad de Cuzco (vía aérea) y desde la ciudad de Cuzco pasando por la ciudad de Abancay hasta Quillcaccasa a través de 740 km. de carretera asfaltada y de allí 45 km. de trocha carrozable hasta la Unidad de Operación Pallancata, el viaje dura aproximadamente 09 horas.

El mayor centro de población más cercano a Pallancata es el pueblo de Izcahuaca, a unos 45 kilómetros al noroeste de Pallancata, con una población de aproximadamente 500 personas, sus instalaciones son muy limitadas de precaria condición como son construidas de material de abobe en su gran mayoría de la población.

Cuadro 1: Accesos a la Unidad de Operación Pallancata por vías Cusco

Ruta Vía Cusco		Tiempo Promedio	Distancia
Lima	Cusco	1 hora	1,165 km
Cusco	Abancay	4 horas 20 min	194 km
Abancay	Chalhuanca	1 hora 20 min	120 km
Chalhuanca	Quilcaccasa	1 hora 30 min	110 km
Quilcaccasa	U. O. Pallancata	2 horas	59 km

Fuente: Elaboración propia

La segunda vía es desde la ciudad de Lima hasta la ciudad de Nazca, Puquio y Quilcaccasa de manera sucesiva a través de 950 km. de carretera asfaltada y de allí 45 km. de carretera de trocha carrozable hasta Unidad de Operación Pallancata. El viaje dura aproximadamente 14 horas hasta las instalaciones de la Unidad Minera.

Cuadro 2: Accesos a la Unidad de operación Pallancata vía Nazca

Ruta Vía Nazca		Tiempo Promedio	Distancia
Lima	Nazca	8 horas	460 Km
Nazca	Puquio	3 horas	160 km
Puquio	Quilcaccasa	2 horas	150 km
Quilcaccasa	U. O. Pallancata	2 horas	59 km

Fuente: Elaboración propia

3.1.3. Fisiografía

Situado en la Cordillera Occidental del Sur de Perú, las elevaciones en la zona van desde aproximadamente 4000 a 4700 m. La topografía es accidentada. La altitud, la exposición de rocas, pendientes pronunciadas y la falta sustancial de la cubierta del suelo da como resultado una falta de vegetación importante.

3.1.4. Clima

El clima en Pallancata consiste de una estación seca y otra húmeda. Los meses más húmedos son de diciembre a marzo. Las temperaturas van de menos 5°C a 20°C, con

una temperatura media anual de 8°C (46°F). La temperatura máxima es 18,8°C (66°F) en noviembre y el promedio mínimo es de menos 7.5°C (18.5°F) en julio.

La precipitación es de unos 610 mm (24 pulgadas) anuales de los cuales el 80% cae en los meses de invierno, de noviembre a marzo. La media máxima de las precipitaciones se produce en enero 133,3 mm (5,25 pulgadas) y mínima, en julio de 2,4 mm (0,1 pulgadas).

3.1.5. Flora y fauna

La zona presenta escasa vegetación, debido a las condiciones climáticas y edáficas, hacia las zonas bajas de las laderas montañosas se exponen arbustos, cactáceas y plantas herbáceas de vida efímera y que están tapizando el suelo, en los valles presenta especies de matorrales tipo huanarco jatropha, Yauli barnadesia, Huanoy optopterigium hasango y chinchircuma Mutisia. Por encima de los 3 500 m.s.n.m., se exponen matorrales manteniendo su follaje verde y son de consistencia coriácea, prevaleciendo principalmente la tola y la cortadera, entre los 3800 m.s.n.m. y los 4500 m.s.n.m. se presenta una cobertura vegetal constituida matas gruesas de hojas puzo cortantes denominados pajonales, y las de porte bajo denominados césped, siendo relevantes los pajonales tipo Stipa obtusa, Stipa ichu. La fauna es muy escasa y está generalmente conformada por los auquénidos de la región como son las llamas y alpacas, esporádicamente se expone el ganado ovino.

3.2. GEOLOGIA

El área de emplazamiento de la mina Pallancata se encuentra dentro de la unidad geomorfológica denominada "Colinas y lomadas" y está asociado fundamentalmente a rocas tobáceas piroclásticas redepositadas y lavas con un grado de erosión de moderado a fuerte.

El origen de la unidad geomorfológica ha sido fuertemente controlado por la acción glaciár y la actividad volcánica y en menor proporción por la presencia de lluvias y viento.

Imagen 15: Área de emplazamiento de la mina Pallancata.



Fuente: Google Earth

3.2.1. Geología regional

La mina Pallancata se encuentra en un área de relieve topográfico constituido por colinas y lomadas redondeadas y eventuales riscos con paredes de rocas subverticales con un extenso y llano valle, así como dispersas lagunas y restos de depósitos morrénicos que caracterizan el valle con una altura entre los 4,000 y 4,600 msnm. La laguna de mayor dimensión es la laguna Chucchurani, siguiendo en dimensión las lagunas Puca, UchuyPuca. La laguna de mayor influencia en el área de emplazamiento de la veta Pablo es la laguna Pataccocha. Todas las lagunas pertenecen a la cuenca del río Pallancata.

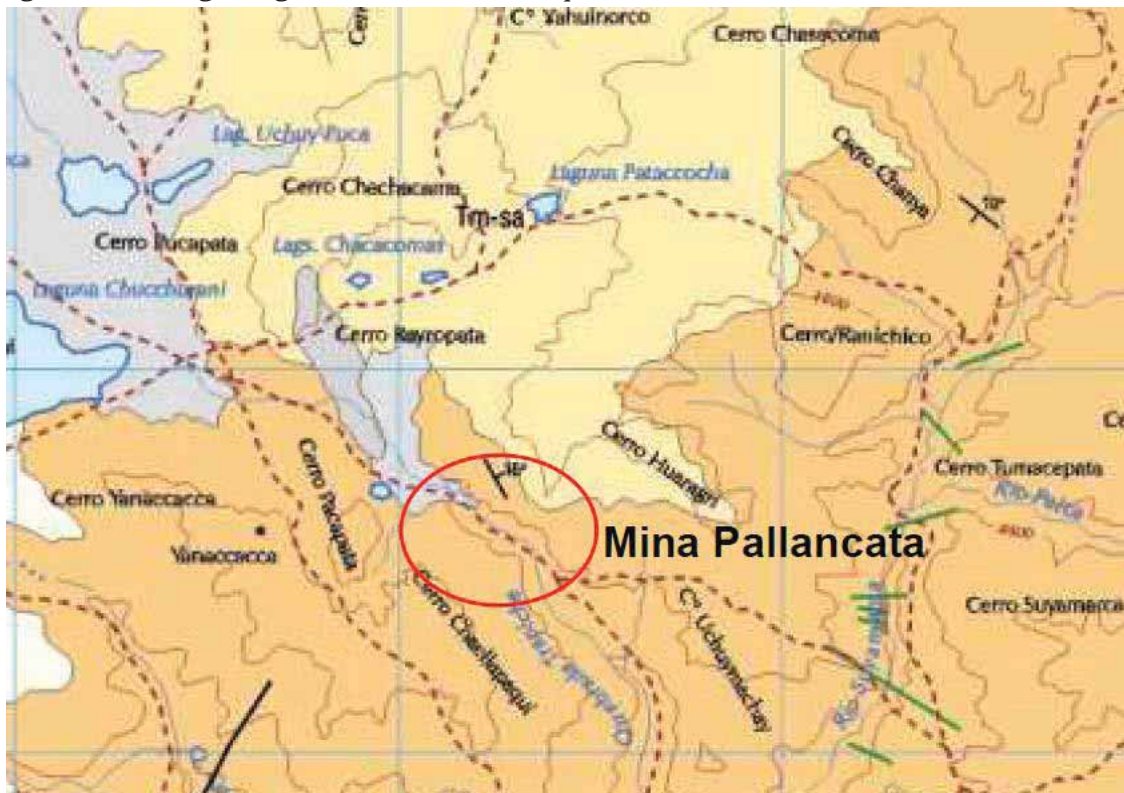
El rasgo morfológico-estructural más importante corresponde a macizos rocosos de origen volcánico y volcanoclásticos, controladas por diversas etapas de erupción y por la fuerte erosión glaciaria que las ha afectado, traduciéndose en grandes artesas y valles glaciares.

Las unidades litoestratigráficas más representativas en el área de mina Pallancata corresponden a la formación Aniso y a la formación Saycata. La formación Aniso está conformada por secuencias tobáceas areniscas conglomeradas de fragmentos

subredondeados a subangulares de tobas y lavas andesíticas. La formación Saycata se caracteriza por ser una secuencia lávica de composición andesítica con coloraciones claras a oscuras con textura fluidal (ver figuras 16).

Así mismo, se localizan en forma aislada cuerpo subvolcánicos de composición dacítica de textura porfírica con mayor contenido de cuarzo. Los subvolcánicos cortan a la formación Aniso y Saycata y probablemente en esta litología se encuentre emplazada la veta Pablo.

Imagen 16: Geología regional del área de emplazamiento de la unidad minera Pallancata.



Fuente: (INGEMMET - Hoja 30p de la carta geológica nacional)

3.2.2. Geología económica

3.2.2.1. Mineralogía

La mineralogía está caracterizada por la presencia de minerales de mena y minerales de ganga, los minerales de mena o primarios están constituidos por proustita, pirargirita, calcopirita, galena, esfalerita, arsenopirita, mientras que los minerales de ganga o secundarios están conformados por cuarzo, pirita, pirrotita, calcita, sericita, illita, esmectita.

3.2.2.2. Minerales de mena

Los principales minerales de mena son:

a) Proustita (Ag_3AsS_3).

Es un mineral de clase de los minerales sulfuros proveniente de mena de plata que se trata de un sulfuro de plata y arsénico, estos sulfuros contienen aniones adicionales de arseniuro o antimoniuro y cationes de plata, llega a formar una serie de solución sólida con la pirargirita en la que la sustitución gradual del arsénico por antimonio va dando los distintos minerales de la serie, como impureza contiene algo de antimonio.

Se forma en vetas hidrotermales en las últimas etapas de cristalización de éstas, como último mineral que cristaliza en la secuencia de deposición primaria, en la zona de oxidación y enriquecida en otros minerales de la plata y sulfuros, está asociado a minerales de plata nativa y arsénico nativo, pertenece a la clase de los sulfosales.

b) Pirargirita (Ag_3SbS_3).

Es un sulfosal de mena de plata, denominada asimismo pirita de arsénico, su color característico es el rojo oscuro, su dureza dentro de la tabla de Mohs es de 2.5, de brillo adamantino a submetálico, y raya rojo indio, la mineralización se hace más continua hacia profundidad, constituye un mineral hidrotermal de baja temperatura.

c) **Arsenopirita (FeAsS).**

Es considerado el mineral de arsénico, se le denomina asimismo mispiquel (AsFe), se expone de un color blanco de plata, con brillo metálico, cuya dureza en la escala de Mohs es de 5.5-6.0, la fractura generalmente es irregular, su presentación es a manera de cristales tabulares, gruesos, masas granulares y compactas, son minerales formados en alta temperatura en filones hidrotermales, debido al golpe va a exponer un olor a ajos, está asociado a menas de plata, cobre, galena, pirita, calcopirita, frecuentemente asociado con el oro.

d) **Calcopirita (CuFeS₂).**

Es el mineral principal de cobre, conforma el sulfuro de cobre y fierro, se encuentra asociado esencialmente a la pirita, se presenta de color amarillo latón verdoso, presentando una raya negra verdosa, de fractura concoidea y brillo metálico, su dureza de acuerdo a la escala de Mohs es de 3.5- 4.0, la densidad es de 4.3 g/cm³, se le encuentra a manera de granos anhedrales y diseminados en la pirita, rellenando venillas, siendo éste el mineral de primera generación, es de origen hidrotermal de alta temperatura. Se ubica dentro de los intersticios y fracturas de la pirita y del cuarzo.

e) **Esfalerita (ZnS).**

Se le denomina también blenda, de Zn, se trata de un -sulfuro de Zn, se expone con colores negro, verdoso, amarillo, incoloro, su brillo esencialmente es resinoso a graso, de exfoliación perfecta, raya blanco parduzco, su dureza en la tabla de Mohs es de 4.0, es transparente o translúcida, masiva, su sistema de cristalización es cúbica dodecaédrica y octaédrica, en la veta presenta tonalidades beige a marrón claras, puede estar acompañado de pirita y calcita como relleno de cavidades. Su fractura es irregular y se le reconoce por su exfoliación perfecta, el origen es hidrotermal estando asociado principalmente a la calcopirita y está íntimamente relacionada a la galena.

f) Galena (PbS).

Constituye un sulfuro de plomo y es el principal mineral de plomo, pertenece al grupo de los sulfuros, se caracteriza por su color grisáceo, presenta un brillo metálico, la dureza en la tabla de Mohs es de 2.5, de fractura sub-concoidea, la raya que presenta es gris oscuro; se encuentra en forma cristalina, puede contener cantidades menores de cadmio, antimonio, bismuto, viene a ser el principal mineral de plomo. En la zona de mineralización se presenta muy escasa, está asociada a la esfalerita.

3.2.2.3. Minerales de ganga

a) Cuarzo (SiO₂).

Se puede encontrar como cristales bien formados mineralizado de oro a manera de venillas, incluso de enormes dimensiones hasta masas compactas microcristalinas (cuarzitas) y criptocristalinas (águas). Los cristales son generalmente prismas hexagonales terminados en dos romboedros que simulan una bipirámide hexagonal. Las maclas son comunes, su color es normalmente blanco, pero en la práctica puede presentar todas las tonalidades según las variedades. Cuando es puro es incoloro (cristal de roca), la dureza de acuerdo a la escala de Mohs es 7, tiene una densidad: 2.65 g/cm³, este mineral no tiene exfoliación, sin embargo, presenta fractura concoidea.

b) Pirita (S₂Fe).

Constituye un sulfuro de hierro, con porcentajes promedios de 46% de hierro y 54% de azufre, es de color amarillo latón pálido, con clivaje imperfecto, su brillo esencialmente es metálico y la raya que expone es de color negra, de dureza en la tabla de Mohs de 6.0-6.5, la fractura es concoidea a irregular, se trata de uno de los componentes principales de la zona mineralizada, se encuentra asociada a zonas de alteración argílica intermedia a avanzada, está también rellenando cavidades lixiviadas y fracturas muy pequeñas microscópicas, siendo de granulometría fina, textura porosa y aspecto terroso, se altera principalmente a óxidos de hierro tipo limonita.

c) Pirrotita (Fe_7S_8).

Es un sulfuro de hierro, denominado asimismo pirrotina, pertenece al grupo de los sulfuros, su color característico es bronce oscuro a marrón oscuro, brillo metálico, raya de color negro, la dureza dentro de la tabla de Mohs es de 3.5-4.5, ocurre principalmente con la piritita y con la esfalerita, formando cuerpos irregulares de mineralización. Contiene además inclusiones de azufre libre, su sistema de cristalización es monoclinico, una de sus características es su magnetismo.

d) Calcita (CO_3Ca).

Constituye un carbonato de calcio, se expone en masas granuladas finas a compactas, cuya dureza en la tabla de la escala de Mohs es de 3.0, presenta un color blanco a incoloro, su brillo es vítreo a terroso, están alojadas principalmente en fisuras, de raya blanca a grisácea, cuya fractura es sub-concoidea y de clivaje perfecto, se presenta en cristales o agregados granulados finos o gruesos, una de sus cualidades es la reacción al ácido clorhídrico. Se presenta principalmente masiva y está asociada los minerales de mena como de ganga, constituye el mineral más estable de carbonato de calcio, su dureza es muy baja y su reacción a los ácidos es elevada ya que produce efervescencia con los ácidos, contiene alrededor del 55% de CaO generalmente se origina en cuencas marinas y continentales.

3.2.2.4. Minerales de arcilla.

Los principales minerales de arcilla que se exponen en la zona mineralizada son la sericita, illita y la esmectita.

La sericita se origina de la transformación o alteración de los feldespatos, constituyendo las plagioclasas las que más se desarrollan en este tipo de alteración, constituye asimismo un agregado de grano fino de micas blancas del tipo muscovita o paragonito, se forma como un agregado de baja temperatura, aparece como producto de la transformación subsólida de los feldespatos, siendo las plagioclasa las que por su mayor contenido de calcio con mayor frecuencia desarrollan este tipo de alteración.

La illita es un filosilicato o silicato laminar del grupo de las micas, se le considera una arcilla no expansiva, micácea, con mayor contenido de silicio, magnesio, hierro, y agua que la muscovita y la sericita, pero presenta menor contenido de aluminio y potasio, se produce como agregados de pequeños cristales monoclinicos grises a blancos. La illita constituye un mineral producto de la alteración o meteorización de la muscovita o feldespato en ambiente de meteorización hídrica y térmica.

La esmectita constituye una arcilla de estructura cristalina que presenta una capa de alúmina y dos capas de sílice, se hincha por hidratación con la presencia de agua, pertenece a la clase de silicatos, subclase filosilicatos, se distingue la montmorillonita, nontronita y la saponita, se expone generalmente en agregados laminares o en masas suaves y blandas, se precipitan en pH alcalinos y de gran concentración iónica, o como producto de alteración hidrotermal de rocas ácidas y neutras.

3.2.3. Descripción del yacimiento

El yacimiento es un depósito epitermal de baja sulfuración, los cuales corresponden a cuarzo, sericita, pirofillita, albita y clorita.

3.2.3.1. Tipo del yacimiento

El origen del yacimiento es hidrotermal de baja a intermedia sulfuración, está compuesta de ganga de cuarzo granular mediano a fino, cuarzo oqueroso, cuarzo en bandas con textura crustiforme.

3.2.4. Reserva mineral en zona baja del proyecto Pablo

De acuerdo a la información del área de geología, en el 2015 se ha realizado un programa de exploración y perforación de 19,100 metros de perforación diamantina desde superficie con la finalidad de determinar la reserva y el recurso mineral en el proyecto Pablo, en base a la información obtenida por el área de geología se muestra el siguiente

cuadro 6, donde detalla la cantidad de mineral que se tiene en la zona baja del proyecto Pablo.

Cuadro 3: Detalle de reserva y recurso mineral del proyecto Pablo

RES/REC	Datos	Total, general
Reserva	Tonelaje (t)	790,528.11
	Ley Ag (g/t)	301.78
	Ley Au (g/t)	1.16
	Pot (m)	10.76
	Dil (%)	18.7%
Recurso	Tonelaje (t)	168,179.86
	Ley Ag (g/t)	260.29
	Ley Au (g/t)	1.08
	Pot (m)	4.07
	Dil (%)	27.0%

Fuente: Geología Cía. Minera Ares.

La capacidad de tratamiento de la planta concentrado Selene es de 3000 TMD.

Cuadro 4: Capacidad de la planta de tratamiento Selene diaria.

Ítem	Descripción	Total
1	TM tratados (Día)	2,715.89
2	TM tratados (Mes)	958,707.97
3	Ley Au (gr/TM)	1.13
4	Ley Ag (gr/TM)	265.79
5	Rec. Au%	87.04
6	Rec. Ag%	87.56
7	Concentrado (TM)	14,794
8	Fino Au	30,401
9	Fino Ag	7,982,925

Fuente: Geología Cía. Minera Ares.

3.3. OPERACIÓN MINA

El método de minado que se aplica en la veta Pablo de la Zona es mediante el “Bench and Fill” (Banqueo y Relleno).

La forma de trabajo en este tipo de explotación, consiste en la extracción de mineral basado en la voladura de taladros largos, luego para ser rellenado con desmonte o relleno cementado.

Para esta opción de trabajo, se tomó en consideración la geomecánica y dimensiones de la estructura, a la vez, con estas características, se trabajó el diseño de la mina, teniendo en consideración la dureza de las cajas piso y techo del yacimiento, con el cual se puede determinar:

- Tamaño y forma de las galerías.
- Altura entre los niveles.
- Longitud máxima sin rellenar.
- Diseño de la malla de perforación y de la voladura.
- Técnicas de carguío.

3.3.1. Capacidad de producción

En la actualidad la producción promedio de la Mina Pallancata es de 3000 TMD.

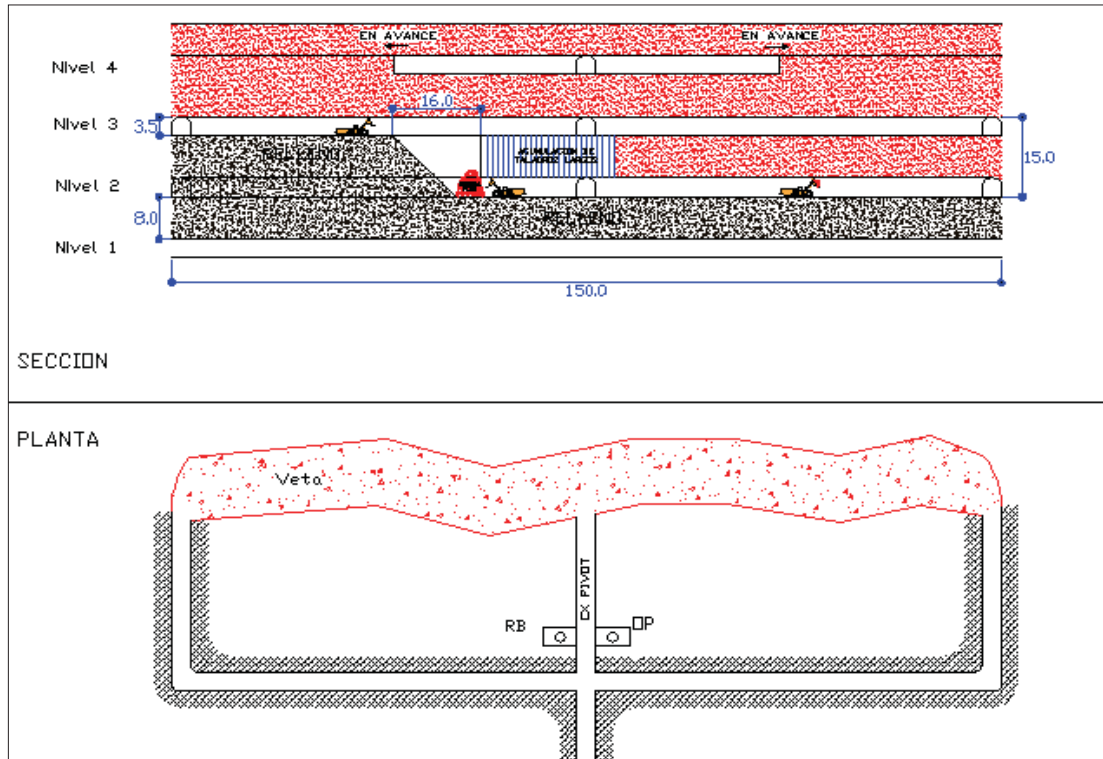
3.3.2. Método de explotación

La explotación está basada en la perforación de taladros largos, como se muestra, la secuencia de minado empieza del centro del tajo, minando hacia los límites de la veta.

Se considera una rampa de la cual se extiende brazos a los límites de la veta, con el fin de extraer el mineral roto y a su vez ingresar el relleno. Estos By-Passes se desarrollan en la caja piso aproximadamente de 10 a 20 metros del contacto de mineral, la altura entre niveles es de 13 a 15 metros, para el ingreso a la veta se ha considerado un promedio de 5 cruceros a lo largo (cada 60m)

Se adjunta el siguiente gráfico, para un mayor entendimiento del método de minado.

Imagen 17: Vista en perfil y en planta de método de explotación de "Bench and Fill".



Fuente: Estudio Geomecánico de veta Pablo

3.4. PLANTA DE BENEFICIO

El mineral extraído de la Mina Pallancata es transportado a través de volquetes de bajo perfil de 25 a 30 TM de capacidad a la Planta Concentradora de Selene que está ubicado, aproximadamente, 22 kilómetros para su procesamiento y luego para su venta en forma de concentrado de plata y oro.

3.4.1. Capacidad de planta

La Planta Concentrado de Selene tiene una capacidad de producción de 3000 TMD, a continuación, se presenta diagrama de proceso de tratamiento de la Planta Concentradora.

Imagen 18: Proceso de tratamiento de minerales en U.M. Selene.



Fuente: Elaboración propio.

3.4.2. Productos de procesamiento de minerales.

Los productos de procesamiento de minerales en la planta de U.O Selene en mayor porcentaje es el Plata (Ag) y en menor porcentaje en Oro (Au) tal como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 4: Productos de la U. O. Pallancata

Productos	2018	2017	2016	2015	2014
Producción de Plata (koz)	7,449	5,956	2,620	3,664	6,527
Producción de Oro (koz)	26.4	23.47	12.37	16.42	24.34
Total	7,475	5,979	2,632	3,680	6,551
% Ag	99.6%	99.6%	99.5%	99.6%	99.6%
% Au	0.4%	0.4%	0.5%	0.4%	0.4%

Fuente: Hochschild Mining plc 2019

CAPITULO IV

PROCESO DE CONSTRUCCION DE LA RAMPA 1910

4.1. DISEÑO DE LA RAMPA 1910.

La construcción de la rampa está de acuerdo al diseño de área del planeamiento de Cía. Minera Ares, esta construcción de la rampa 1910 es de tipo Zig Zag que tiene una longitud proyectado de 621.33 m. Esta construcción de la rampa comunica diferentes niveles para extraer el material roto ya sea mineral o desmonte y transporte equipos móviles de carguío y transporte.

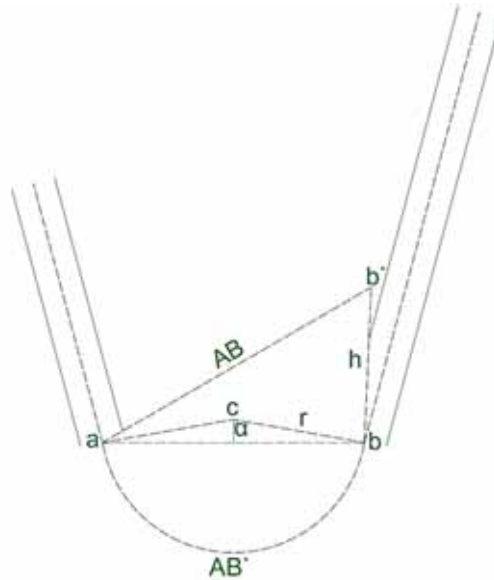
La rampa 1910 tiene las siguientes características:

- 📍 La construcción de la rampa tiene pendiente negativa.
- 📍 De acuerdo al mapeo geomecánica del área de Geotecnia, la construcción de la rampa está en material estéril en una roca de tipo IIIA con RMR de 51 a 60.
- 📍 La dirección de la rampa esta paralela a la veta o cuerpo mineralizado.
- 📍 La sección de la rampa está en función a los equipos de carguío y transporte.

Esta rampa será utilizada especialmente para el transporte de mineral y/o desmonte extraído de los frentes, transporte de maquinarias, materiales, instalación de servicios

auxiliarías, seguidamente se presenta en el (cuadro 5) la distancia de la rampa de nivel a nivel.

A través del siguiente esquema se puede determinar la longitud total de la curva.

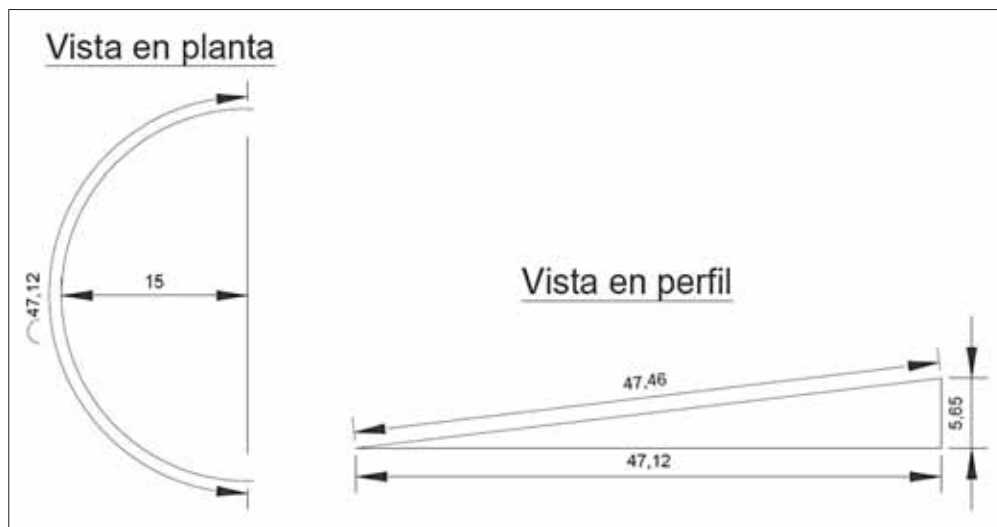


$$AB = \sqrt{(\text{arc}2\alpha)^2 + h^2}$$

Gradiente: 12%

Radio de curvatura : 15 m

Grafico 1: Vista en planta y perfil de radio de curvatura



Fuente: Elaboración propio

Distancia Aparente (Lado Curva) = $\pi * 15 = 47.12\text{m}$

Altura (Lado Curva) = $\text{Tan}(\alpha) * 47.12 = 5.65\text{m}$

Cuadro 5: Distancia verdadera y aparente en tramo curva y recto

Cota Nv superior	Cota Nv inferior	Distancia verdadera tramo curva	Distancia aparente tramo curva	Altura en lado curva (H)
4306	4296	23.73	23.56	2.83
4296	4280	23.73	23.56	2.83
4280	4264	47.46	47.12	5.65
4264	4248	47.46	47.12	5.65
4248	4232	47.46	47.12	5.65
Cota Nv superior	Cota Nv inferior	Distancia verdadera tramo recto	Distancia aparente tramo recto	Altura en tramo recto (H)
4306	4296	60.24	59.81	7.18
4296	4280	110.61	109.82	13.18
4280	4264	86.88	86.26	10.35
4264	4248	86.88	86.26	10.35
4248	4232	86.88	86.26	10.35

Fuente: Elaboración propio

Cuadro 6: Distancia Verdadera de la rampa entre niveles

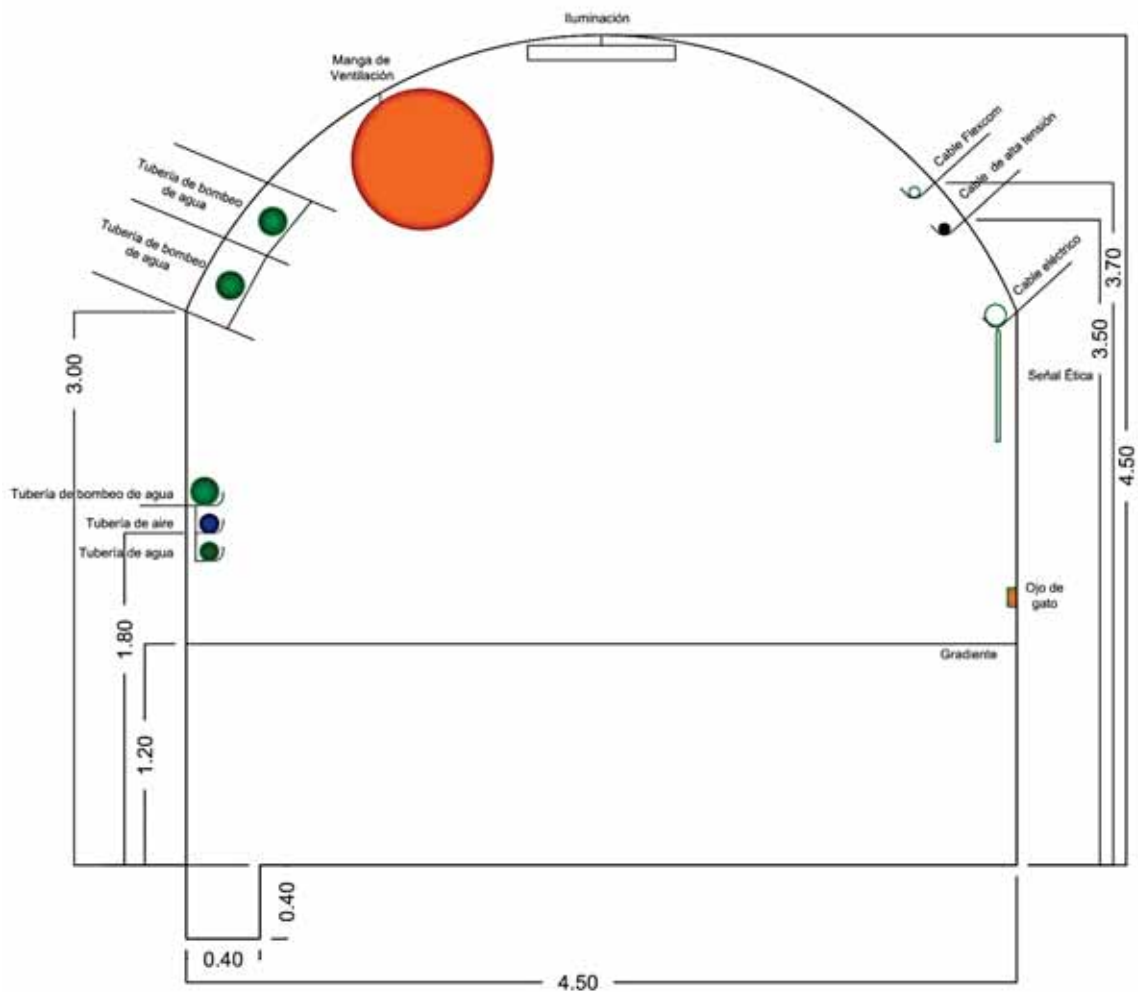
Nivel Superior	Nivel Inferior	Altura	Distancia	Dist. Acumulada
4306	4296	10	83.97	83.97
4296	4280	16	134.34	218.31
4280	4264	16	134.34	352.65
4264	4248	16	134.34	486.99
4248	4232	16	134.34	621.33

Fuente: Elaboración propio.

4.1.1. Características generales de la rampa 1910

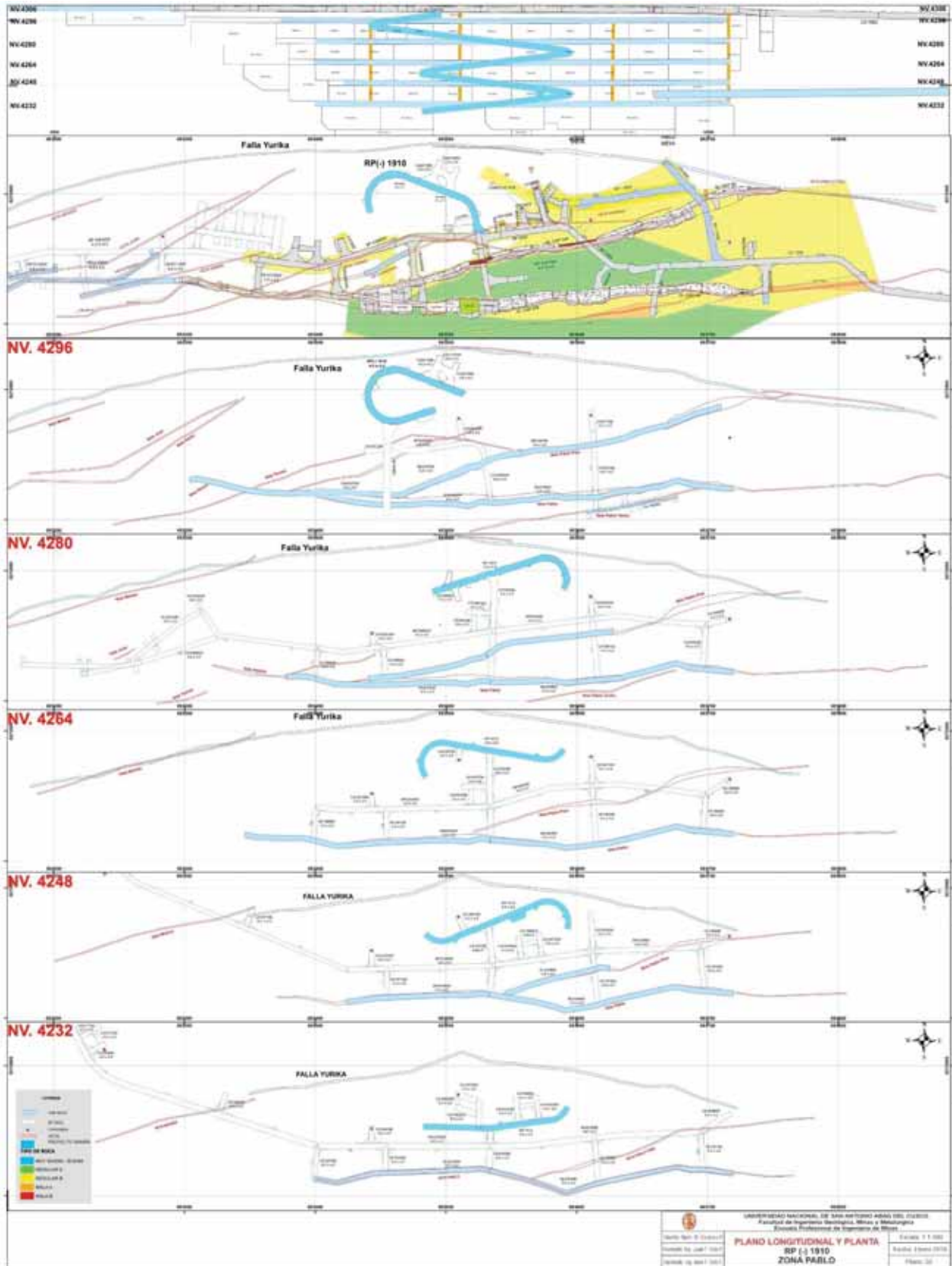
- Gradiente negativa : -12%
- Sección : 4.50 m x 4.50 m
- Área sección transversal : 18.39 m²
- Radio de curvatura : 15.00 m
- Peralte calculado : 0,20 m
- Roca sobre el cual se construye : Piroclasto dacitico.
- Longitud total de la Rampa : 621.33 metros
- Cuneta : 40 cm. x 40 cm.

Imagen 19: Diseño de construcción de la rampa 1910



Fuente: Elaboración propio

Plano 2: Proyecto integral de rampa 1910



Fuente: Planeamiento Cía. U. O. Pallancata

Plano 3: Proyecto de la Rampa 1910 - vista en perfil



Fuente: Planeamiento Cía. Minera Ares.

4.1.2. Profundización de la rampa

La construcción de la rampa inicia en la intersección de By Pass 4306SW con la VE 4307 en el Nv 4306 con las coordenadas topográficas (E 693298.440, N 8371598.612, Z 4306.306), al llegar a cada nivel se ejecuta un cruce con dirección a la veta, al mismo tiempo se va construyendo cámaras de carguío con sus respectivas cámaras de acumulación, las cuales sirven para acumulación y carguío de los materiales en los volquetes FMX de 30TM.

Para los trabajos que se realizan en la construcción de la rampa y construcción de las labores en cada nivel se cuenta con los siguientes equipos:

- 📍 2 Jumbos de perforación de un solo brazo.
- 📍 2 Scoop de 6 yardas.
- 📍 1 Jumbo Small Bolter.
- 📍 1 Manituó.
- 📍 1 Scaler.

El cronograma de trabajo en la unidad de operación Pallancata es como se muestra en la siguiente tabla:

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Cuadro 7: Horario de trabajo en la U.M. Pallancata.

Turno Día			
H. Inicio	H. Final	Tiempo Total	Detalle
Personal en campamentos (Superficie)			
07:00:00	07:05:00	0:05:00	Traslape
07:05:00	07:15:00	0:10:00	Instructivos de seguridad
07:15:00	07:30:00	0:15:00	Reparto de Guardia
07:30:00	07:35:00	0:05:00	Personal aborda la couster
Ingreso de personal a Mina (Traslado en bus)			
07:35:00	08:25:00	0:50:00	Traslado desde campamento a Zona Pablo Nv4402
08:25:00	11:35:00	3:10:00	Horas disponibles (Personal en actividad)
Traslado del personal a comedor (Labor-Comedor-Labor)			
11:35:00	11:55:00	0:20:00	Traslado desde Zona Pablo Nv4402 a Comedor
11:55:00	12:55:00	1:00:00	Almuerzo
12:55:00	13:15:00	0:20:00	Traslado desde Comedor a Zona Pablo Nv4402
13:15:00	18:10:00	4:55:00	Horas disponibles (Personal en actividad)
Traslado del personal a campamentos (Salida del personal)			
18:10:00	19:00:00	0:50:00	Traslado desde Zona Pablo Nv4402 a campamentos
18:30:00	19:00:00	0:30:00	Chispeo + traslado con apoyo de camionetas
Turno Noche			
H. Inicio	H. Final	Tiempo Total	Detalle
Personal en campamentos (Superficie)			
19:00:00	19:05:00	0:05:00	Traslape
19:05:00	19:15:00	0:10:00	Instructivos de seguridad
19:15:00	19:30:00	0:15:00	Reparto de Guardia
19:30:00	19:35:00	0:05:00	Personal aborda la couster
Ingreso de personal a Mina (Traslado en bus)			
19:35:00	20:25:00	0:50:00	Traslado desde campamento a Zona Pablo Nv4402
20:25:00	02:10:00	5:45:00	Horas disponibles (Personal en actividad)
Traslado del personal a comedor (Labor-Comedor-Labor)			
02:10:00	02:30:00	0:20:00	Traslado desde Zona Pablo Nv4402 a Comedor
02:30:00	03:30:00	1:00:00	Desayuno
03:30:00	03:50:00	0:20:00	Traslado desde Comedor a Zona Pablo Nv4402
03:50:00	06:10:00	2:20:00	Horas disponibles (Personal en actividad)
Traslado del personal a campamentos (Salida del personal)			
06:10:00	07:00:00	0:50:00	Traslado desde Zona Pablo Nv4402 a campamentos
06:30:00	07:00:00	0:30:00	Chispeo + traslado con apoyo de camionetas

Fuente: Elaboración propio.

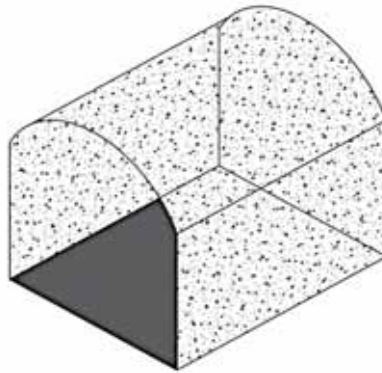
4.2. METODO DE CONSTRUCCIÓN DE LABORES MINERAS

4.2.1. Construcción de labores a plena sección.

En este método de construcción de las labores mineras a plena sección la perforación y voladura se realiza en toda la sección.

La construcción de la rampa (12%) 1910 se realiza a través de este método.

Imagen 20: Construcción de la rampa a plena sección

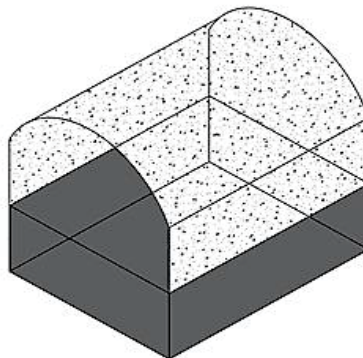


Fuente 1: Elaboración propio

4.2.2. Construcción de labores por sección

En caso de tener labores con mayor altura y además si esta fuera de alcance de los equipos la perforación el ciclo de minado se realiza por partes o secciones.

Imagen 21: Construcción de la rampa por sección

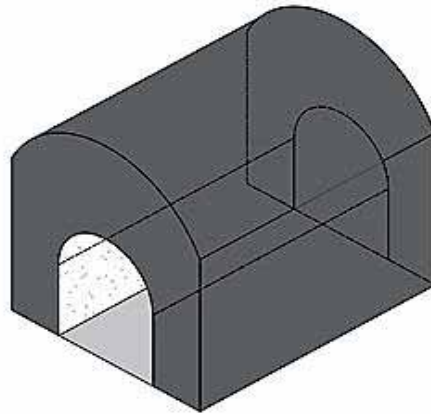


Fuente 2: Elaboración propio

4.2.3. Construcción de labores con galería central

En caso de tener vetas de mayor potencia es necesario realizar una galería central, luego mediante perforación de menores a 10 pies ampliar la sección hasta alcanzar a toda la potencia de la veta.

Imagen 22: Construcción la rampa con galería central



Fuente: Elaboración propio

4.3. CICLO OPERATIVO ACTUAL EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 1910

4.3.1. Perforación

Es el inicio del ciclo de minado en la rampa 1910, la perforación del frente en rampa se realiza con Jumbo electro hidráulico modelo DD311 de Sandvik, Este equipo cuenta con una perforadora de rotación y percusión de viga de 14 pies, para usar barras de perforación de 9, 12 y 14 pies.

4.3.1.1. Evaluación de contexto inicial de perforación

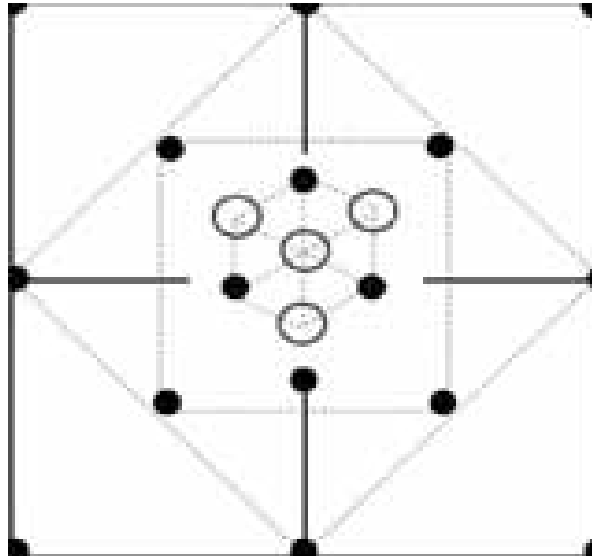
El estudio de contexto inicial consiste en realizar una evaluación del personal involucrado tanto en la parte teórica y práctica sobre el cumplimiento de la malla de perforación implementado con anterioridad, a través de estos resultados plantear una alternativa de solución.

b) Evaluación práctica del personal en perforación

Al revisar la base de datos del área de Perforación y Voladura se evidenció que el personal no cumple con los diseños de arranque estándar establecido; teniendo en consideración que el “arranque” es la fase más importante y fundamental del cual depende el éxito de la voladura.

Dentro de la evaluación práctica se identificaron las principales observaciones que se muestran a continuación.

Imagen 24: Arranque de la malla de perforación estándar.



Fuente: Archivo de costos - IESA

Imagen 25: Arranque de la malla de perforación realizada por los perforistas



Fuente: Fotografía propio.

De 8 perforaciones que se pudo hacer seguimiento, solo en una perforación se observó que la perforación correspondía al diseño estándar el cual corresponde a un cumplimiento de 12.5%.

Imagen 26: Pintado de malla de perforación y proyección de colas en corona



Fuente: Fotografía propio.

El personal de perforación realiza el pintado de dirección gradiente y cuadrícula; sin embargo, solo el 12.5% realiza el pintado de colas (proyección de la malla) en corona y hastiales.

Imagen 27: Perforación de frente sin el uso de guidores



Fuente: Fotografía propio.

En las 8 perforaciones que se pudo hacer seguimiento se observó que ninguno de los operadores hizo uso de los guidores a pesar de que el 25% si contaba con los guidores de aluminio.

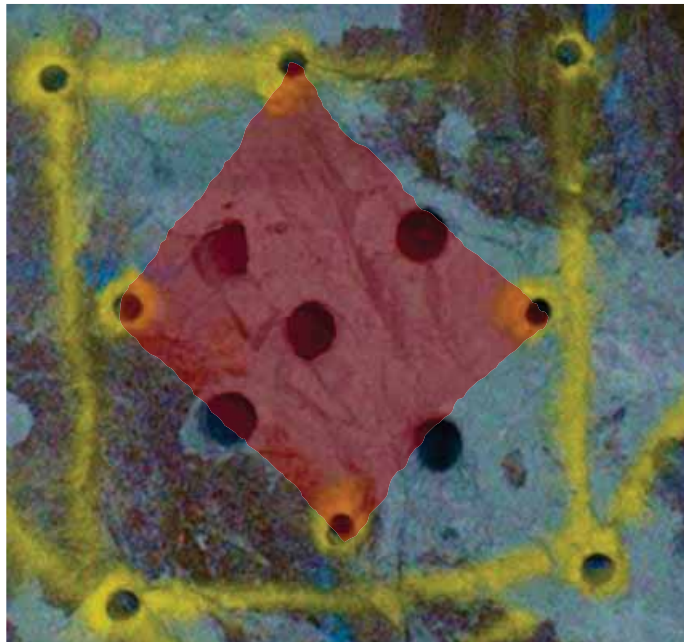
En base a los resultados de evaluación teórica y prácticas se tuvo las siguientes observaciones.

- El diseño estándar a nivel de funcionamiento presenta un buen performance; sin embargo, operativamente presenta mayor nivel de dificultad para su ejecución durante la perforación (poco operativo) por lo tanto es una de las razones por lo cual no se inclinan por este diseño.
- El diseño estándar presenta desventajas durante la sincronización de las voladuras la primera secuencia trabaja de forma simultánea con 3 alivios de los 4 perforados es decir aprovecha solo el 75% de taladro vacío.
- El diseño estándar desde su concepción presenta una desventaja que incide en los resultados de la voladura; por otra los operadores ejecutan un diseño con 5

taladros rimados; técnicamente a nivel conceptual no es lo mejor al margen de contar con 5 taladros rimados, y esto implica incrementos en el tiempo de perforación siendo esta la primera desventaja, la segunda desventaja es la secuencia cada 2 taladros lo cual es anti-técnico, acorde a la gráfica siguiente geoméricamente el volumen a romper (zona dentro de las líneas rojas) supera excesivamente a los espacios vacíos (rimados) lo cual es insuficiente para una eficiente rotura del arranque.

- Los guidores que se ha encontrado en dos Jumbo tenían un diámetro de 30mm, el cual no es lo adecuado para mejorar el paralelismo de los taladros. Al tener diámetro de la broca es de 45mm se tiene una diferencia de 15mm en el taladro, entonces por esta diferencia hace que los guidores por su peso no se alinean a la dirección del taladro sino tienden a colgarse.

Imagen 28: Ejecución de arranque actual



Fuente: Fotografía propio

4.3.2. Voladura

4.3.2.1. Explosivos y accesorios utilizados

Para el proceso de voladura de labres de avance se usa emulsión encartuchada de la empresa FAMESA.

La emulsión encartuchada viene en varias presentaciones, por lo tanto, el uso de estos productos va depender del tipo de roca donde se esté haciendo voladura y del diámetro del taladro de producción.

Cuadro 8: Emulsión encartuchado de diferentes diámetros

Explosivos	Peso unitario	Contenido por caja
Emulnor 5000 1 ¼"x12"	0.266kg	94
Emulnor 3000 1 ¼"x24"	0.521kg	48
Emulnor 1000 1 ¼"x12"	0.250kg	100

Fuente: Famesa explosivos

Detonadores no eléctricos: Los detonadores eléctricos (Fanel) internamente están cubierto por una sustancia reactiva que al ser activado conduce una onda de choque a una presión y temperatura suficiente para iniciar al detonador Fulminante N° 12.

A continuación, se presenta tabla comparativa de tiempo de retardos de los dos tipos de detonadores no eléctricos.

Cuadro 9: Detonadores eléctricos de periodo corto utilizado en la Unidad.

Periodo corto		Periodo corto	
N° de serie	Tiempo de retardo (ms)	N° de serie	Tiempo de retardo (ms)
1	25	11	300
2	50	12	350
3	75	13	400
4	100	14	450
5	125	15	500
6	150	16	600
7	175	17	700
8	200	18	800
9	225	19	900
10	250	20	1000

Fuente: Famesa explosivos.

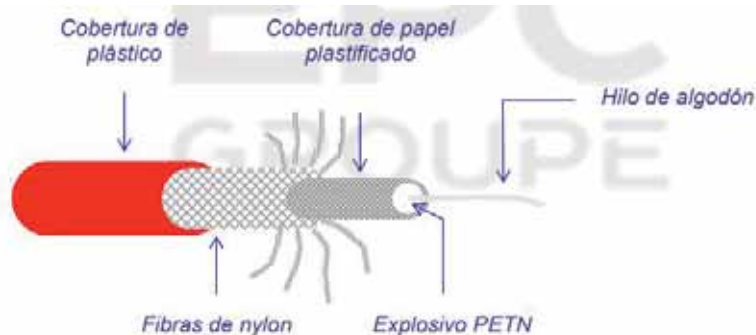
Cuadro 10: Detonadores de periodo largo utilizado en la Unidad.

Periodo largo		Periodo largo	
N° de serie	Tiempo de retardo (s)	N° de serie	Tiempo de retardo (s)
1	0.5	9	4.5
2	1.0	10	5.0
3	1.5	11	5.6
4	2.0	12	6.2
5	2.5	13	6.8
6	3.0	14	7.4
7	3.5	15	8.0
8	4.0	16	8.6

Fuente: Famesa explosivos

Cordón detonante: Este transmisor de energía está cubierto de materiales sintéticos, que lo hacen flexible, impermeables y resistentes a la tensión, sirve como medio de iniciación de los detonadores no eléctricos, el cordón detonante tiene un VOD de 7000 m/s.

Imagen 29: Parte de cordón detonante



Fuente: Elaboración propio

Mecha de seguridad (Carmex)

Es un accesorio de voladura para iniciar cordón detonante, está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un conector plástico que asegura al Fulminante Común con el Cordón Detonante, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida.

4.3.2.2. Evaluación de diseño de carga explosiva

En el diseño de la malla de perforación todos los parámetros de voladura está en base a perforación efectiva de 11 pies, en la siguiente tabla se puede evidenciar el avance por disparo 2.65m, el cual es muy bajo para una perforación de 3.3m y además se puede observar uso de detonadores no eléctricos de periodo largo al 100%, el cual, es inadecuado usar en los taladros de arranque.

Tabla 5: Diseño de carga actual para la rampa 1910

Esquema de carguío en Seccion 4.5 m x 4.5 m							
Taladros Perforados	62	Long. Barra	12 Pies (3.60m.)	Ø Broca Prod. (mm)	45	Volumen Roto m4	53.66
Taladros Cargados	50	Long. Efectiva	11 pies (3.30m.)	Ø Broca Rimado(mm)	102	Kilos de Explosivo	121.22
RMR	40-50	Densidad	2.55			Avance	2.65

PERFORACIÓN CON JUMBO		CARTUCHOS POR TALADRO						ACCESORIOS		
DESCRIPCION	Nº Tal	E 5000 1.1/4" x 12"		E 3000 1.1/4" x 24"		E 1000 1.1/4" x 12"		Retardo Fanel®	Cant.	
		Cart/tal	total/tal	Cart/tal	total/tal	Cart/tal	total/tal			
Alivio (Corona y Astiales)	10									Factor de Avance (kg/ml)
Alivio (Rimados)	4									
Arranque	4	11	44	0	0		0	LP 1, LP 2	4	45.74
ayuda de arranque	4	1	4	5	20		0	LP 2, LP 3	4	Factor de Carga (Kg/m³).
1era cuadrador	4	1	4	5	20		0	LP4,LP5	4	
2da cuadrador	5	1	5	5	25		0	LP 6	5	2.26
desbroce	5	1	5	5	25		0	LP 8,LP9	5	Factor de Potencia (Kg/TM).
Ayuda hastial	4	1	4	4	16		0	LP 10	4	
Ayuda corona	3	1	3	4	12		0	LP 12	3	0.89
Ayuda arrastre	2	1	2	4	8		0	LP 7	2	Eficiencia de Avance
Hastial	6	1	6	0	0	5	30	LP 14	6	
Corona	7	1	7	0	0	5	35	LP 15	7	80%
Arrastre	6	1	6	5	30			LP 16	6	
TALADROS PERFORADOS	64	Total cart:	90	Total cart:	156	Total cart:	65			
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO	121.22	23.85		81.12	KG	16.25	KG	Total	50	

Fuente: Productividad y costos IESA

4.3.2.3. Evaluación práctica del personal en el carguío de explosivos

Dentro de la evaluación teórica se identificaron las principales observaciones que se muestran a continuación:

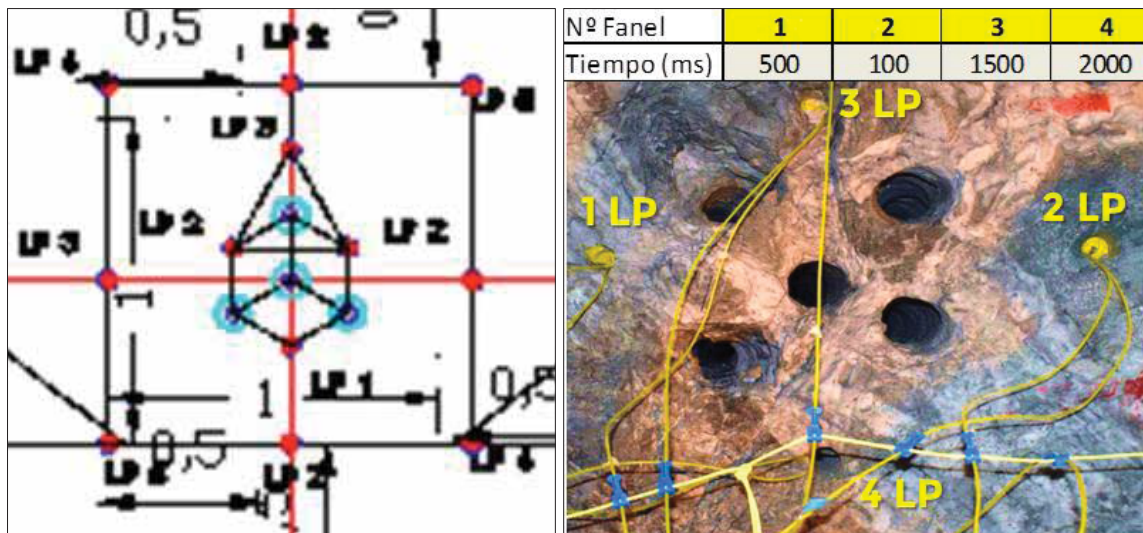
Imagen 30: Cebado de explosivos con fulminante N^o 12



Fuente: Fotografía propio

EL 12.5% de los líderes de labor y su ayudante contaba con un punzón de cobre, el resto realizaba el encebado con el propio fulminante. Esta condición genera malas prácticas en el proceso de encebado, como direccionamiento erróneo del fulminante.

Imagen 31: Arranque estándar y arranque ejecutado



Fuente: Fotografía propio.

En los 8 carguíos observados el 0% realizó la secuencia según el estándar como se aprecia en las imágenes.

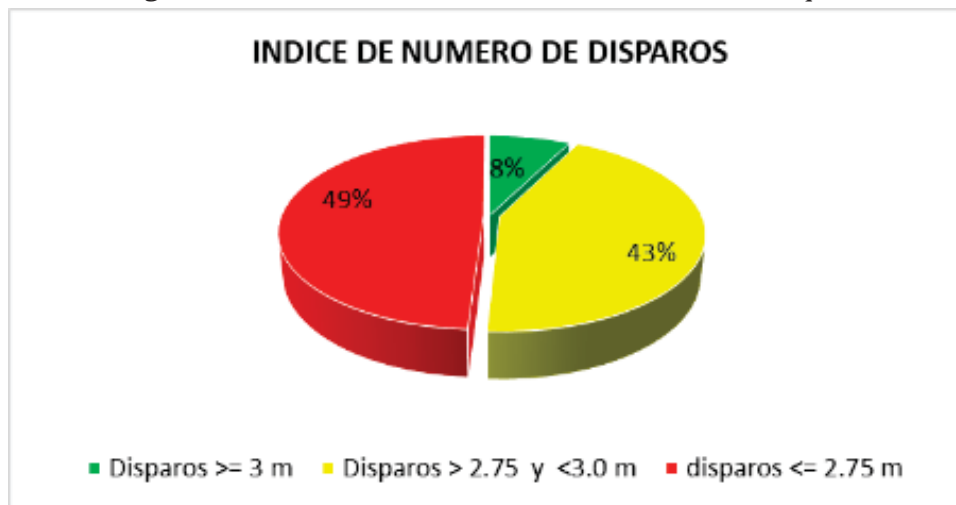
Durante los 6 días se pudo hacer seguimiento en la rampa 1910, adicional a esto se ha verificados un promedio de 41 disparos en total, cuyos avances según la base de datos del área costos y topografía es lo siguiente.

Cuadro 11: Resultado de eficiencia de disparo en el proceso de prueba.

FECHA	13-Abr	13-Abr	14-Abr	14-Abr	15-Abr	15-Abr	16-Abr	16-Abr	17-Abr	17-Abr	18-Abr	18-Abr
TURNO	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
GUARDIA	B	C	B	C	B	C	C	A	C	A	C	A
SN 4269 NE	2.9	2.8	2.7	2		2.7	2.6	2.8	2.5	2.8	2.8	3
SN 4269 SW	2.7	2	2.9	2.8	2.5	3.2	2.8	2.7	2.3	2.8	2.9	2.6
GL 4269 NE	2.7	3	2.8	2.8	2.6	2.9	2.8	2.6	3.1	2.9	2.5	2.7
GL 4269 SW	2.8	2.8	2	2.7	2.8	2.5	2.6	2.9	2.8	2.7	2.7	2.9
RP (-) 1910		2.75		2.8		2		2.6		2.9		2.2

Fuente: Elaboración Propio.

Imagen 32: Tarta de distribución de eficiencia de disparos



Fuente: Elaboración propio

En el transcurso de los días en la Rampa 1910 se ha podido evidenciar resultado de 6 disparos, de los cuales, solo tres disparos sobrepasas los objetivos planteados en el diseño de la malla de perforación (2.65 m/disparo), teniendo los demás resultados de 2m, 2.6m y 2.6m.

4.3.3. Ventilación

4.3.3.1. Sistema de ventilación

El circuito de ventilación es por proceso de ventilación mecánico (Anexo 08), a través ventiladores principales y auxiliares se hace circular el aire limpio y viciado en el interior de la mina para mantener la cantidad de oxígeno dentro de los parámetros.

Para la zona pablo alta se cuenta con un ventilador inyector al pie del RB 01 con capacidad de 12000 CFM, la ubicación de este ventilador está en el NV 4306, en la intersección de la rampa 1950 y crucero 1950. Del mismo modo en este mismo nivel al se tiene un ventilador extractor de aire viciado con capacidad de 12000 CFM.

En la zona de profundización para mantener la cantidad de aire necesaria en los niveles se tiene ventiladores auxiliares de 30 000 CFM y 50 000CFM, a través de estos ventiladores inyectores se alimenta aire fresco las labores de desarrollo mediante mangas de ventilación.

Imagen 33: Suministro de aire fresco al frente en la Rp. 1910



Fuente 3: Elaboración propio

4.3.4. Drenaje de agua

4.3.4.1. Sistema de bombeo de agua.

La evacuación de aguas subterráneas desde la profundización es mediante de bombas sumergibles a través de tuberías de 4" de ϕ . El bombeo de agua se realiza en tres tramos (en serie), desde el tope de la rampa hasta la poza de bombeo una altura de 4.36 m de

altura, desde allí hasta la poza don Julio una altura de 15.57 m, desde la poza don Julio hasta el Nv 4306 donde descarga a la cuneta se tiene una altura de 59.70m

$$\text{Rugosidad relativa} = \frac{e}{D}$$

e : Rugosidad absoluta (0.008 pulg).

D : Diametro de tuberia (pulg).

$$\text{Rugosidad relativa} = \frac{0.008 \text{ pulg.}}{4 \text{ pulg.}} = 0.002$$

Tabla 6: Tabla de diagrama de Moody

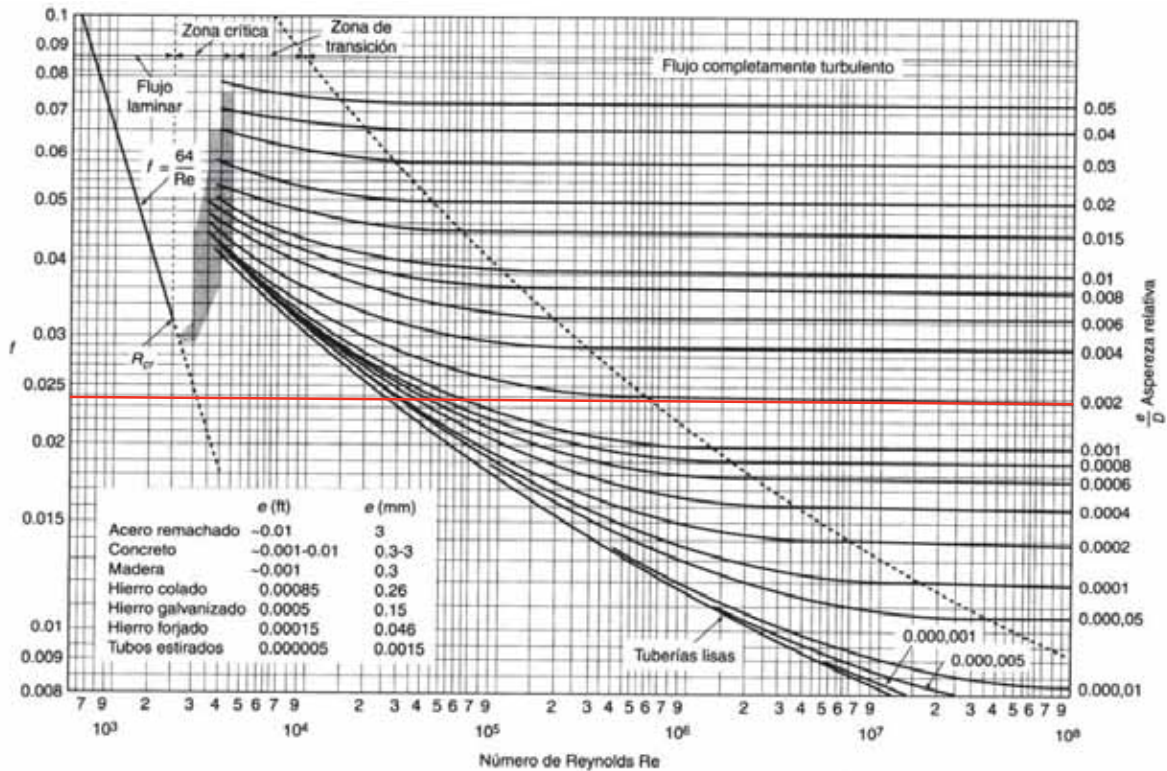


Diagrama de Moody. (De L.F. Moody, *Trans. ASME*, vol. 66, 1944.)

$$Q = 50 \frac{\text{lt}}{\text{s}} = 0.050 \frac{\text{m}^3}{\text{s}}$$

$$V = \frac{Q}{A}$$

$$A = \frac{\pi * D^2}{4} = \frac{3.1416 * (4 * 0.0254)^2}{4} = 0.08 \text{ m}^2$$

$$V = \frac{0.050}{0.08} = 0.625 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

Pérdida de caudal agua.

$$hf = f * \frac{L}{D} * \frac{V^2}{2 * g}$$

f: Coeficiente de fricción.

D : Diametro de tubería (m).

L : Longitud de tubería (m).

V : Velocidad del agua (m/s).

g : Aceleración de la gravedad (m/s²).

$$hf = 0.024 * \frac{516.51}{0.1016} * \frac{0.625^2}{2 * 9.8} = 2.43\text{m}$$

Altura dinámica de bomba.

$$H_b = \Delta H + hf$$

$$H_b = 59.7 + 2.43 = 62.13 \text{ m}$$

Potencia hidráulica

$$P = \gamma * Q * H_b$$

γ : Peso específico del agua (kg/m³).

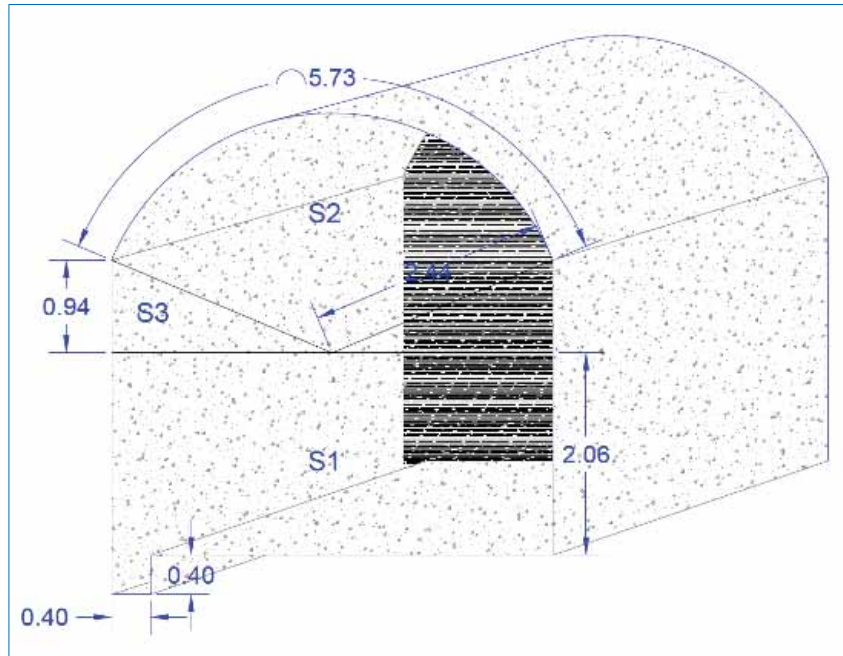
$$P = 1000 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} * 0.050 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} * 62.13 \text{ m} = 3106.50 \text{ Kg. m/s}$$

$$P = 3106.50 \frac{\text{kg.m}}{\text{s}} * \frac{1}{102 \frac{\text{kg.m}}{\text{KW.s}}} = 30.45 \text{KW}$$

$$P = 30.45 \text{KW} * \frac{\text{HP}}{0.746 \text{KW}} = 22.72 \text{HP}$$

4.3.5. Limpieza de material

Imagen 34: Sección transversal de la rampa 1910



Fuente: Elaboración propio

$$\text{Sección de la rampa} = S1 + S2 + 2S3$$

$$S1 = 4.5 * 2.06 = 9.27 \text{ m}^2$$

$$S2 = \frac{5.73 * 2.44}{2} = 6.99 \cong 7 \text{ m}^2$$

$$S3 = \frac{2.25 * 0.94}{2} = 1.06 \text{ m}^2 \quad \therefore 2S3 = 2 * 1.06 = 2.12 \text{ m}^2$$

$$\therefore \text{Sección de la Rp} = 9.27 \text{ m}^2 + 7 \text{ m}^2 + 2.12 \text{ m}^2 = 18.39 \text{ m}^2 \cong 18.40 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen} = 18.40 * 2.65 = 48.76 \text{ m}^3$$

4.3.5.1. Cálculo de tonelaje

$$\text{TMrotas} = 48.76 \text{ m}^3 * 2.55 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 124.34 \text{ TM}$$

4.3.5.2. Cálculo de tiempo promedio de transporte

Datos:

Velocidad de Scoop (tramo recto) : 8km/hr; 2.22 m/seg

Velocidad de Scoop (curva) : 5km/hr; 1.39 m/seg

Distancia promedio de acarreo : 200 m

$$V \text{ promedio} = \frac{2.22 \frac{\text{m}}{\text{seg}} + 1.39 \frac{\text{m}}{\text{seg}}}{2} = 1.80 \frac{\text{m}}{\text{seg}}$$

$$\text{Tiempo de transporte} = \frac{200 \text{ m}}{1.80 \frac{\text{m}}{\text{seg}}} = 83.33 \text{ seg} \cong 84 \text{ seg}$$

4.3.5.3. Tiempo de ciclo de acarreo

Datos:

Distancia promedio : 200 m

Tiempo de levante : 20 seg.

Tiempo de descarga : 8 seg

Tiempo de ida : 145 seg

Tiempo de vuelta : 84 seg

$$\frac{\text{Tiempo}}{\text{ciclo}} = 20 \text{ Seg} + 8 \text{ Seg} + 115 \text{ Seg} + 84 \text{ Seg} = 247 \text{ Segundos}$$

$$\therefore \frac{\text{Tiempo}}{\text{ciclo}} \cong 4.11 \text{ min}$$

4.3.5.4. Cálculo de número de viajes por disparo

Capacidad de cuchara : 6.3 yd³; 4.8 m³

Factor de llenado : 85%

Volumen roto por disparo : 48.76 m³ (124.34 TM)

$$V_{\text{cuchara}} - \text{viaje} = 4.8 \text{ m}^3 * 0.90 = 4.32 \text{ m}^3$$

$$\frac{\text{N}^\circ \text{viajes}}{\text{disparo}} = \frac{48.76 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}{4.32 \frac{\text{m}^3}{\text{viaje}}} = 11.29 \cong 12 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}}$$

4.3.5.5. Cálculo de tiempo de acarreo por disparo

$$\frac{T \text{ acarreo}}{\text{disparo}} = 12 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}} * 4.11 \frac{\text{min}}{\text{viaje}} = 49.32 \frac{\text{min}}{\text{disparo}}$$

4.3.5.6. Rendimiento

$$\text{Rendimiento} = \frac{124.34 \text{ TM}}{49.32 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{\text{Hora}} = 151.26 \text{ TM/Hora}$$

4.3.6. Sostenimiento con Jumbo

Los pernos hydrabolt es un tipo de perno que trabaja por fricción y expansión, el cual es inflado con inyección de agua a una presión de 250 - 300 Bares, mediante una bomba de alta presión.

Las longitudes de los pernos son variables, en el mercado se encuentra desde 5pies hasta 12 pies, el uso va depender de la sección tiempo de abertura de las labores.

El diámetro adecuado del taladro es de 36 mm a 38 mm.

La capacidad mínima requerida del Hydrabolt es 10 toneladas/unidad.

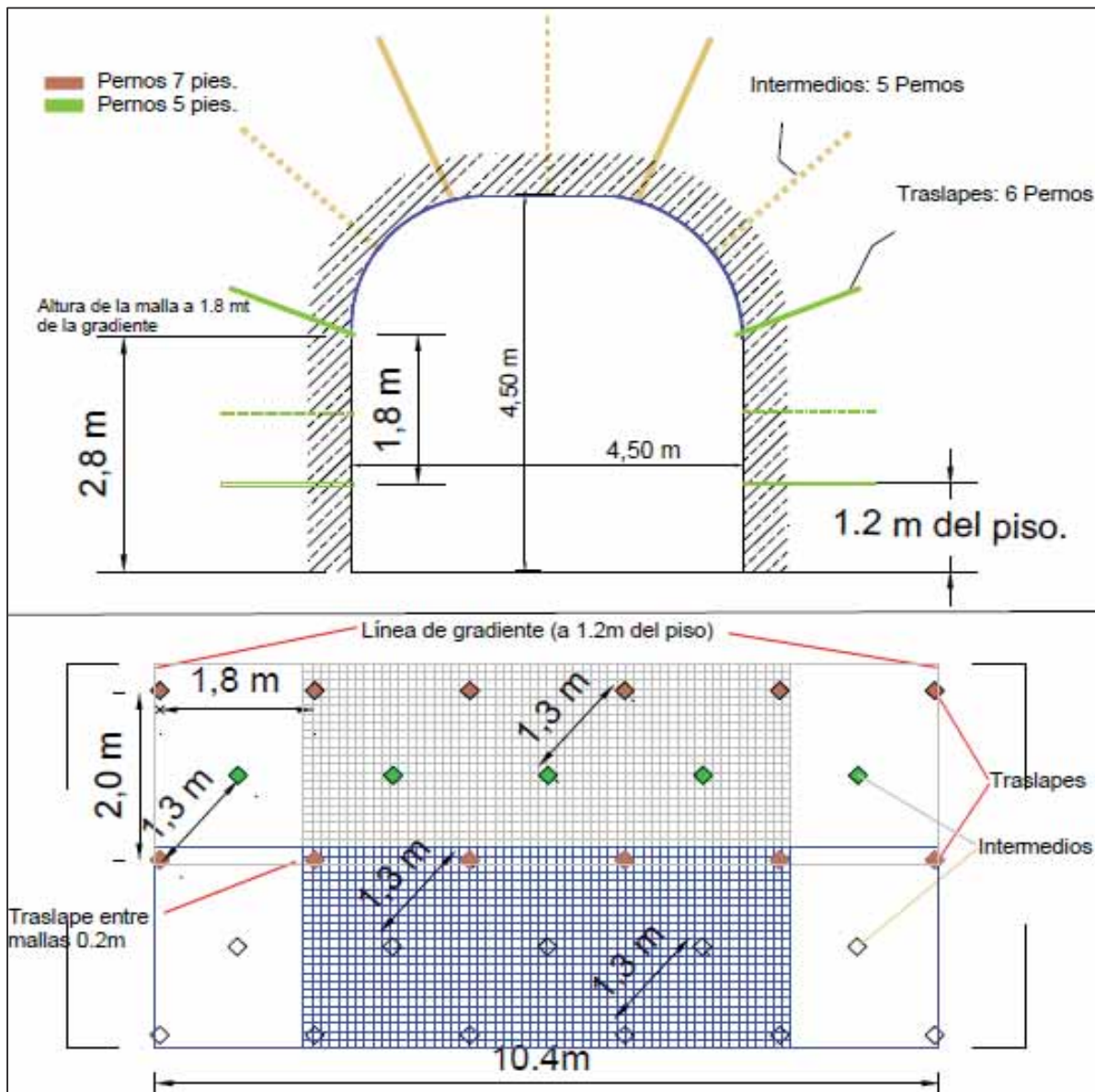
Malla electro soldada.

Malla electro-soldada no galvanizada de cocada 10 cm x 10 cm, se utilizará:

- Alambre # 8 para labores permanentes mecanizada.
- Las dimensiones del traslape entre paños de malla, extremos hacia los hastiales y extremo hacia el frente deben conservar una longitud de 20 cm.

- El uso de la malla será en función a la calidad del macizo rocoso.

Imagen 35: Estándar de sostenimiento con malla y perno hydrabolt



Fuente: Elaboración propio.

Bomba de alta presión para inflado de perno Hydrabolt

Es una bomba hidroneumática de alta presión que trabaja con agua y aire que no requiere de ningún tipo de lubricantes, su peso es de aproximadamente 12 kilos sin las mangueras lo que la hace fácil de transportar. Construida con una válvula de alivio para un exacto y seguro control de la presión de inflado.

Imagen 36: Bomba de alta presión para inflado de perno Hydrabolt



Fuente: High pressure airpump

4.3.6.1. Procedimiento de sostenimiento con Jumbo

a) Personal

- Operador de Jumbo
- Ayudante de Equipos
- Ayudante perforista

b) Equipos de protección personal

✚ Casco tipo jockey con portalámparas (Operador)	✚ Guantes dieléctricos
✚ Casco tipo sombrero (Ayudante y Perforista)	✚ Guantes de cuero
✚ Lámpara minera	✚ Botas de seguridad dieléctricos
✚ Correa de seguridad	✚ Anteojos de seguridad
✚ Respirador de 02 vías	✚ Orejera
✚ Mameluco con cinta reflectora	✚ Tapón de oído
✚ Ropa de jebe amarillo	✚ Autorrescatador
	✚ Arnés de Seguridad y línea de vida
	✚ Detector de gas

c) Equipos/herramientas/materiales

Equipos:	Herramientas:	Materiales:
<ul style="list-style-type: none">✚ Jumbo✚ Bomba Hydrabolt	<ul style="list-style-type: none">✚ Barras de perforación en juego de 10 pies✚ Adaptador para la instalación del perno hydrabolt✚ 3 Tensionadores manuales graduables de 5.00 m✚ 2 Tortoles✚ Cizalla✚ Detector de energía.✚ Barretillas de 6, 8, 10 y 12 pies.	<ul style="list-style-type: none">✚ Pernos hydrabolt según con sus respectivas platinas✚ Malla electro soldada de 4" x 4"✚ Alambre N° 16 para amarre de traslapes✚ Pintura✚ Conos de seguridad✚ Letreros de delimitación de equipo.✚ 02 Bastones luminosas

d) Procedimiento de trabajo

Instalación de perno Hydrabolt

Se realizará la perforación de taladro utilizando barra de 8 pies para luego introducir el perno hydrabolt sobre el taladro perforado.

El ayudante de Jumbo retirará la tapa de protección plástica de la válvula del perno Hydrabolt para revisar la boquilla el cual deberá estar limpia y libre de cualquier contaminación, de ser necesaria lávela.

Posicionar la boquilla de la manguera de la bomba hydrabolt en la boquilla del perno hydrabolt, luego el perforista debe abrir primero la válvula de ingreso de agua, de esta manera prevendrá que no se "ahogue" la bomba.

Para iniciar el inflado sostener con un sujetador hasta que inicie a presionar en los hastiales del taladro, para evitar que se deslice del mismo.

Presione el gatillo en la pistola de seguridad y empiece a bombear el agua al Hydrabolt hasta que el agua salga por la válvula de alivio de la pistola de seguridad.

Para realizar el inflado de los pernos Hydrabolt que se encuentran en la corona, utilizar la escalera telescópica apoyado en el brazo del Jumbo el mismo deberá estar sujetado por un personal.

Retire la boquilla del Hydrabolt, verifique que el indicador de carga sea visible y continúe con la instalación.

4.3.7. Transporte de material

La evacuación de material acumulado en las cámaras de carguío se realiza mediante volquetes de marca Volvo y modelo FMX 8x4 R, este equipo de transporte de material tiene capacidad de carga neta de 26 TM. La distancia de transporte desde la zona de profundización rampa 1910 hasta la zona de acumulación de desmonte es un promedio 12.3 Km.

Imagen 37: Volquetes de marca Volvo y modelo FMX 6x4 R



Fuente: Fotografía propio

4.3.7.1. Especificaciones técnicas de volquete

Cuadro 12: Especificaciones técnicas de volquetes de marca Volvo y modelo FMX 6x4 R

Motor	
Potencia	400cv - 294kW (1400-1800rpm)
Número de Cilindros	6
Cilindrada	12.8 L
Sistema de lubricación	33 L
Sistema de refrigeración	38 L
Dimensiones	
Distancia entre ejes	3700mm
radio de giro	11 100 mm
Largo	7415 mm
Ancho	2496 mm
Altura	3046 mm
Capacidad de carga	
Capacidad de carga estándar	15 m ³

Fuente: Volvo trucks

4.4. PROPUESTA DE OPTIMIZACIÓN

4.4.1. Perforación y voladura

4.4.1.1. Rediseño del arranque de la malla de perforación

Bajo estas premisas en esta primera etapa se ha enfocado principalmente en esta primera causa principal de las deficiencias en las voladuras el “diseño de arranque”, el cual se presenta como alternativa, luego de haber realizado los cálculos y análisis de diseños de Burden para rocas tipo II A.

Para determinar el Burden se ha utilizado como ayuda el modelo matemático de Roger Holmberg.

Ítem	Descripción de datos de campo	
1	Tipo de roca	II A
2	RMR (68)	60 - 80
3	Densidad	2.55 TM/m ³
4	Ancho	4.5 m
5	Altura	4.5 m
6	Diámetro del taladros de producción	45 mm
7	Diámetro del taladro de alivio	102 mm
8	Longitud de barra	12 pies
9	Desviación del taladros de contorno	3 ^a
10	Desviación angular	0.01
11	Desviación del collar	0.02

Ítem	Explosivo	Densidad gr/cm ³	Peso/Unidad kg/un	Diámetro	carga (q) Kl/m
1	E 5000	1.16	0.266	31.75	0.873
2	E 3000	1.14	0.521	31.75	0.855
3	E 1000	1.13	0.25	31.75	0.820

a) Cálculo de número de taladros

$$N^{\circ}\text{Taladros} = \frac{P}{dt} + c * S$$

Donde:

P: Perímetro total de la rampa.

Dt: Distancia entre taladros.

C: Factor en función de la dureza de la roca.

S: Área transversal de la rampa.

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (Dt)	Coeficiente de roca ©
Tenaz	0.50 a 0.55	2.00
Intermedia	0.60 a 0.65	1.50
Friable	0.70 a 0.75	1.00

$$N^{\circ}\text{Taladros} = \frac{16.23}{0.60} + 1.5 * 18.40 = 49.53 = 54.65 \cong 55 \text{ taladros}$$

b) Cálculo de la potencia relativa por peso (S)

Para determinar se usará la siguiente fórmula.

$$S_{(EXP/LFB)} = \frac{5}{6} \left(\frac{Q_3}{QLFB} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{V}{VLFB} \right)$$

Donde:

$S_{(EXP/LFB)}$: Es la potencia por peso relativa un explosivo de referencia Emulnor (LFB)

Q_3 : Es el calor de Explosión producido por la detonación de 1Kg., de la mezcla explosiva usada (4.5 MJ/Kg)

Q_{LFB} : Es el calor de explosión producido por la detonación de 1Kg., de Emulnor LFB (3.84 MJ/Kg).

V : Es el volumen de gas generado por la detonación de 1Kg., de la mezcla explosiva usada (0.85 gr/cm³).

V_{LFB} : Es el volumen de gas generado por la detonación de 1Kg., de Emulnor LFB (0.880 gr/cm³).

$$S_{(EXP/LFB)} = \frac{5}{6} \left(\frac{Q_3}{QLFB} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{V}{VLFB} \right) = \frac{5}{6} \left(\frac{4.5}{3.84} \right) + \frac{1}{6} \left(\frac{0.85}{0.88} \right) = 1.09$$

c) Cálculo de Burden para el primer cuadrante

En este caso se está trabajando con 4 taladros de alivio para lo cual es necesario determinar diámetro equivalente generado por los 4 taladros de alivio.

$$\emptyset = \sqrt{n} * \emptyset_{eq.}$$

n: Numero de taladros de alivio.

$\emptyset_{eq.}$: Diametro equivalente (mm)

$$\emptyset = \sqrt{4} \times 102\text{mm} = 204\text{mm} = 0.204 \text{ m}$$



Burden máximo

Para calcular el Burden máximo se usará la constante de Roger Holmberg, el cual está en base al tipo de roca.

Tabla 7: Tabla para calcular Burden entre los taladros de rotura y taladros de alivio

RMR	CLASE	CALIDAD	GSI	Constante Holmberg
0 - 20	VA - VB	MUY MALA	IF/MP	2
20 - 40	IV - IVB	MALA	IF/P IF/R MF/MP	1.75
40 - 60	IIIA - IIIB	MEDIA	MF/P MF/R MF/B	1.5
60 - 80	IIA - IIB	BUENA	F/P F/R F/B	1.25
80 - 100	IA - IB	MUY BUENA		1

Fuente 4: Capacitación Exsa - San Cristóbal

$$B = 1.25 \times 0.204 = 0.255 \text{m}$$

$$B1 = B_{\text{max}} - H$$

Donde:

H: Desviación del taladro.

$$H = (\alpha_2 \times LT + \alpha_1)$$

$$H = (0.01 \times 3.2 + 0.02) = 0.052 \text{ m}$$

$$\therefore B1 = 0.255 - 0.052 = 0.203 \text{ m} = 20.3 \text{ cm}$$

Calculamos abertura generado por el disparo del primer cuadrante, sin considerar desviación.

$$a1 = B1x\sqrt{2}$$

$$a1 = 0.203x\sqrt{2} = 0.287 \text{ m}$$

Calculamos abertura genera por el disparo del primer cuadrante, considerando desviación.

$$a1 = (0.203 - 0.052)x\sqrt{2} = 0.214 \text{ m}$$

d) Calculamos Burden para el segundo cuadrante

$$B = 8.8x10^{-2} \sqrt{\frac{a * q * \text{Sanfo}}{d * c}}$$

Calculamos altura de taco (d)

$$Hs = 10d \Rightarrow d = \frac{0.45}{10} = 0.045 \text{ m}$$

$$B = 8.8x10^{-2} \sqrt{\frac{0.214x0.873x1.09}{0.045x0.4}} = 0.296 \text{ m}$$

$$B2 = 0.296 - 0.052 = 0.244 \text{ m} = 24.4 \text{ cm}$$

$$a2 = \left(0.244 + \frac{0.244}{2}\right)\sqrt{2} = 0.518 \text{ m}$$

$$a2 = \left(0.244 + \frac{0.244}{2} - 0.052\right)\sqrt{2} = 0.444 \text{ m}$$

e) Calculamos Burden para el tercer cuadrante

Para el tercer cuadrante consideramos (q) para Emulnor de 3000 11/4"x30"

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.444 \times 0.855 \times 1.09}{0.045 \times 0.4}} = 0.422 \text{ m}$$

$$B3 = 0.421 - 0.052 = 0.370 = 37.0 \text{ cm}$$

$$a3 = \left(0.37 + \frac{0.37}{2}\right) \sqrt{2} = 0.785 \text{ m}$$

$$a3 = \left(0.37 + \frac{0.37}{2} - 0.052\right) \sqrt{2} = 0.711 \text{ m}$$

f) **Calculamos Burden para el cuarto cuadrante**

$$B = 8.8 \times 10^{-2} \sqrt{\frac{0.711 \times 0.855 \times 1.09}{0.045 \times 0.4}} = 0.534 \text{ m}$$

$$B4 = 0.534 - 0.052 = 0.482 = 48.2 \text{ cm}$$

$$a3 = \left(0.482 + \frac{0.482}{2}\right) \sqrt{2} = 1.02 \text{ m}$$

$$a3 = \left(0.482 + \frac{0.482}{2} - 0.052\right) \sqrt{2} = 0.949 \text{ m}$$

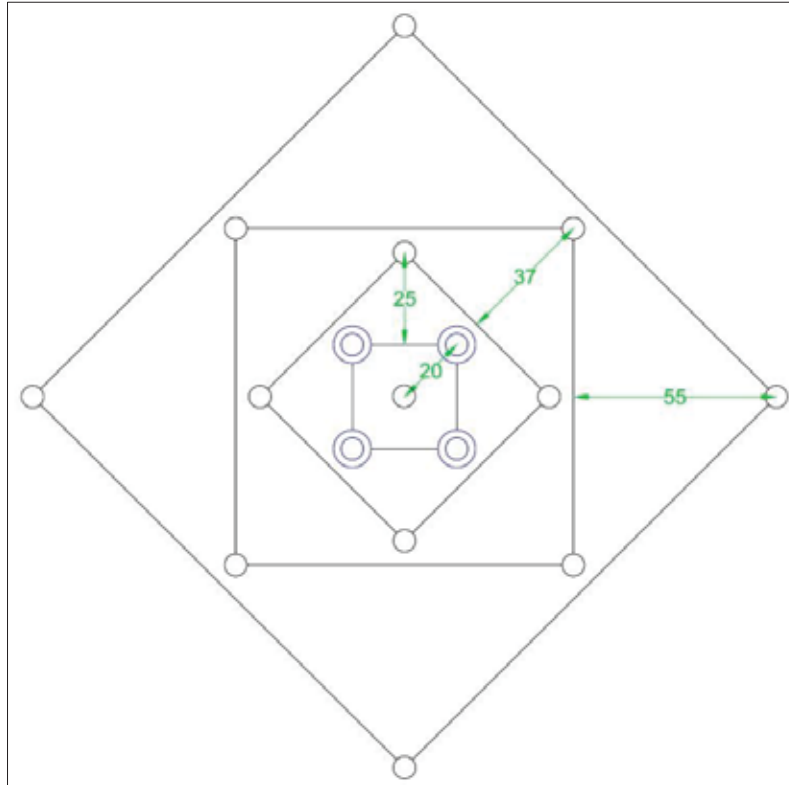
Una vez realizado los cálculos, para brindar la facilidad de aplicación del personal, se ha realizado algunos ajustes del Burden mediante una prueba previa en campo, quedando al final de la siguiente manera el Burden en cada cuadrante.

Cuadro 13: Burden de la distribución de los taladros hasta tercer ayuda

Burden	Distancia
Burden 1	0.20 m
Burden 2	0.25 m
Burden 3	0.37 m
Burden 4	0.55 m

Fuente: Elaboración propio.

Imagen 38: Arranque la malla de perforación propuesto



Fuente: Elaboración propio

El diseño propuesto debe ser ejecutado con 4 taladros rimados y un taladro central cargado con secuencia. Este arranque técnicamente es la mejor opción por razones de operatividad y funcionamiento, donde el primer taladro de arranque trabaja en simultáneo con los 4 taladros rimados aprovechando el 100% de los espacios vacíos y además para los perforistas es lo más práctico y sencillo su aplicación; no obstante, se ha recomendado el cumplimiento con los requisitos básicos como las distancias de Burden, paralelismo, simetría, secuencia, sincronización y carguío del taladro.

Para ayudar a los trabajadores en la aplicación del tipo de arranque y manejar mejor la distancia del Burden se ha implementado plantilla con las medidas correspondientes.

Imagen 39: Plantilla de arranque



Fuente: Fotografía propio

4.4.1.2. Rediseño de parámetros de carguío

Los taladros utilizados en mina Pallancata son de 45mm de diámetro. Y los cebos que se estuvieron utilizando son de 1 ¼" de diámetro estos de forma intrínseca generaban un desacoplamiento del 30%.

El desacoplamiento existente genera un comportamiento en el aprovechamiento de energía del explosivo:

Se tiene la siguiente fórmula para hallar Presión del taladro:

$$P_t = p_e * (VOD)^{\frac{2}{8}}$$

Donde se incluyen parámetros de densidad y de velocidad de detonación, la fórmula anterior se usa para taladros acoplados al 100%, pero en el caso de cargas desacopladas como es el caso del EMULNOR 1 ¼" x 12" dentro del taladro se usa la siguiente fórmula:

Donde Cr es el grado de acople de una carga explosiva y está dado por:

$$P_{dt} = P_t * (Cr)^{2.4}$$

$$Cr = (C)^{\frac{1}{2}} * \left(\frac{\phi_e}{\phi_t}\right)$$

Donde:

Cr: Relación de acoplamiento.

$\varnothing e$: Diámetro de explosivo.

$\varnothing t$: Diámetro del taladro.

C: Porcentaje del taladro cargado con explosivo.

La presión dentro del taladro de cargas explosivas desacopladas y espaciadas, será lo siguiente.

$$Pdt = Pt * (Cr)^{2.4}$$

Reemplazando los valores:

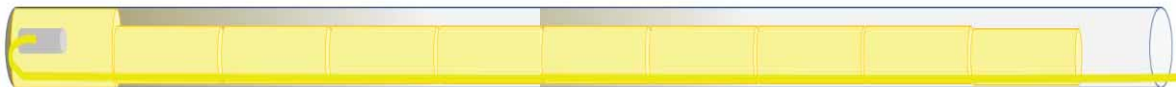
$$Cr = 0.9^{\frac{1}{2}} * \frac{32mm}{45mm}$$

$$Cr = 0.67$$

$$Pdt = 88kbar * (0.67)^{2.4}$$

$$Pdt = 33.65kbar.$$

La presión de detonación teórica según la ficha técnica del proveedor FAMESA es de 88 Kbar; sin embargo, producto del desacoplamiento respecto al diámetro del taladro la presión en el taladro se reduce a 33.65 Kbar. Este comportamiento decreciente representa un 62% de pérdida de presión en el taladro. En base a estas consideraciones se rediseña el esquema de carguío con el objetivo de incrementar el acoplamiento en la carga de Fondo; sin embargo, no es la mejor alternativa por los diámetros de los cartuchos utilizados 1 ¼" (32 mm) para taladros de 45mm; lo mejor opción es utilizar cartuchos de 1 ½" (38 mm) para taladros de 45mm.



Este esquema de carguío permite obtener un mayor grado de acoplamiento en la carga de fondo, zona donde se produce la mayor desviación de la perforación y necesita la mayor energía del explosivo.

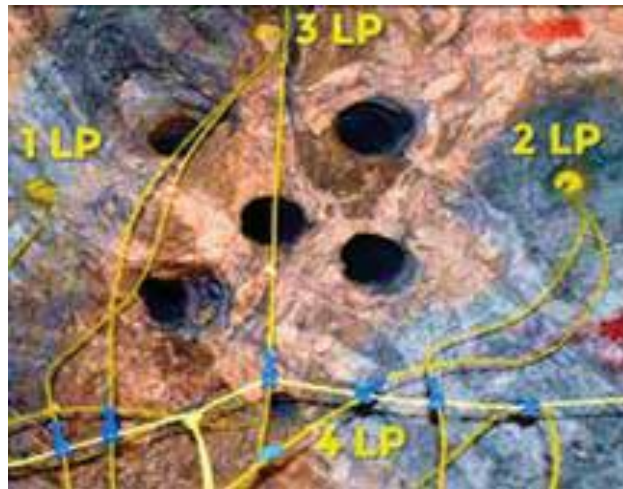
Todos los cartuchos a excepción del cebo deben tener cortes axiales (5") que permita expulsar la masa explosiva durante el atacado y obtener mayor acoplamiento para compensar los efectos de rotura.

4.4.1.3. Rediseño de parámetros de secuencia

Se evidenció que la secuencia utilizada era la siguiente:

Los Faneles utilizados fueron de periodo largo los cuales están separados en cada 500 ms.

Imagen 40: Distribución de faneles de periodo largo realizado



Fuente: Fotografía propio.

La principal desventaja de utilizar una secuencia prolongada es generar la insensibilización en los cartuchos de los taladros aledaños y más aún en rocas fracturadas.

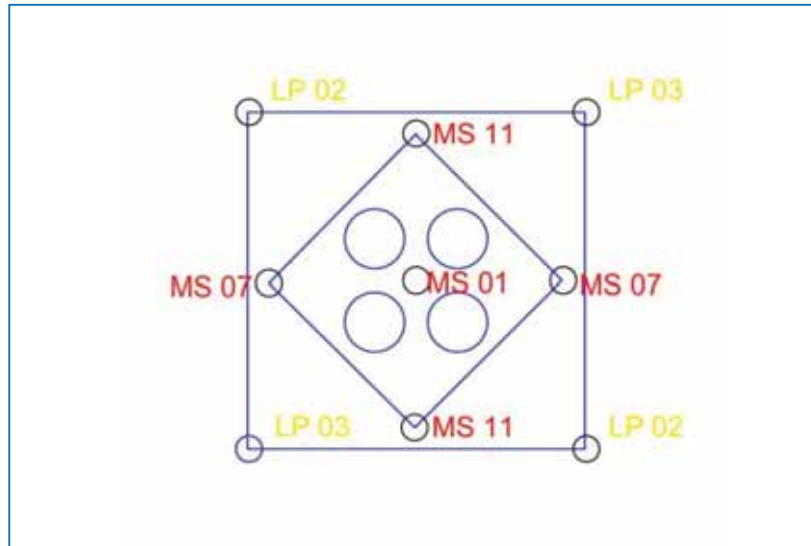
El rediseño de los parámetros de secuencia es el siguiente.

Cuadro 14: Parámetros de secuencia con faneles de periodo corto

Serie MS Nro 1	Serie MS Nro 7	Serie MS Nro 7	Serie MS Nro 11	Serie MS Nro 11	Serie LP Nro 2
25ms	25ms	175ms	275ms	500ms	1000ms

Se tiene que utilizar los faneles de periodo corto para los arranques, seguidos por los faneles de periodo largo para las ayudas, tal como indica el esquema.

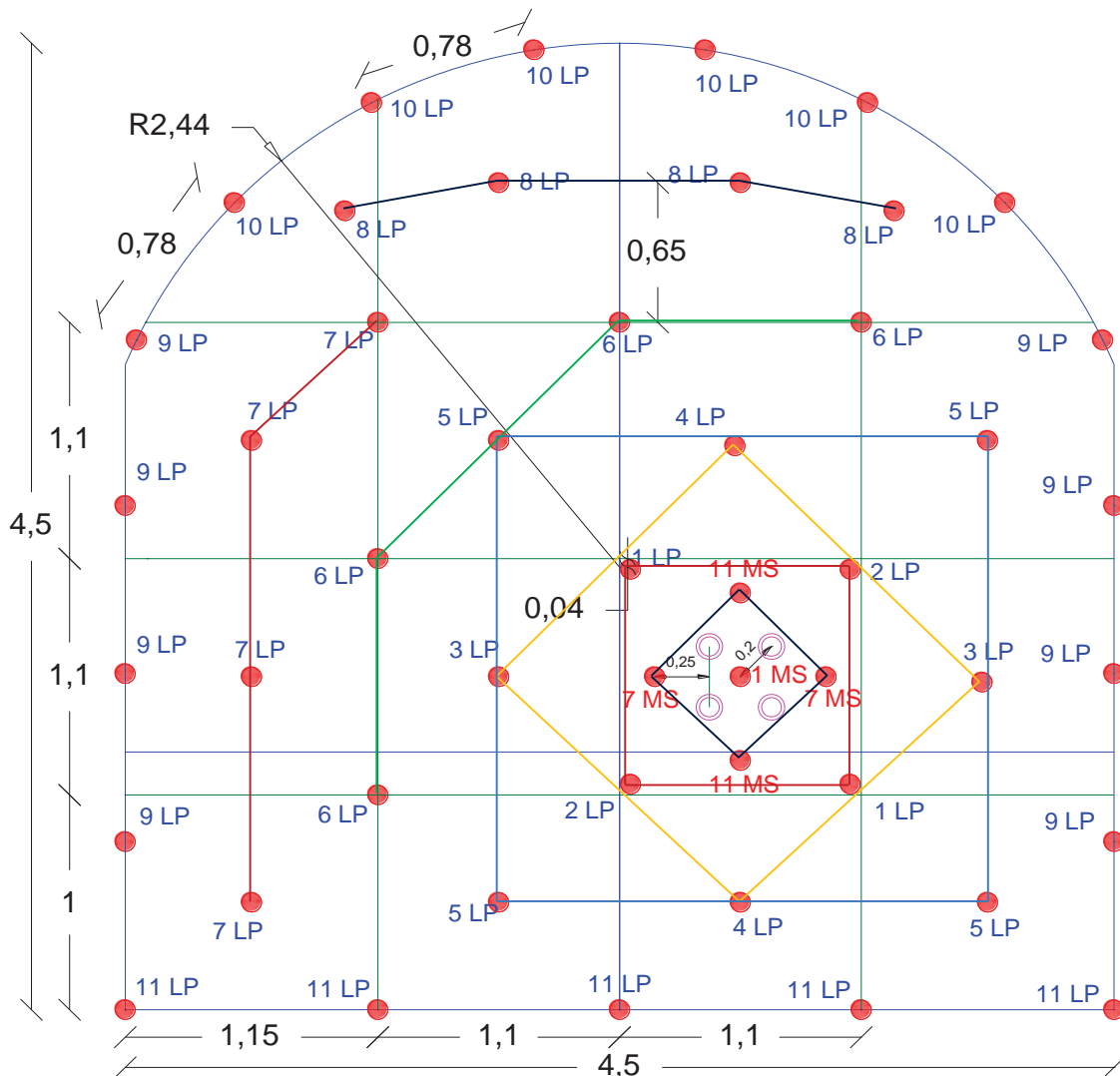
Imagen 41: Distribución de faneles de periodo corto para el arranque tipo rompe boca



Fuente: Elaboración propio

4.4.1.4. Rediseño de malla de perforación

Imagen 42: Diseño de malla de perforación para la rampa 1910



Fuente: Elaboración propio

4.4.1.1. Nuevos parámetros de voladura

Datos:

Sección : 4.5 m x 4.5 m (18.40 m²)

Eficiencia de perforación: $11' \cdot 0.3048 \cdot 0.95 = 3.19 \cong 3.20 \text{ m}$

Eficiencia de disparo : 90 %

Avance por disparo : $3.20\text{m} * 0.90 = 2.88\text{m} \cong 2.90 \text{ m}$

Kilogramos de explosivo : 112.23 kg

Peso específico : $2.55 \text{ TM}/\text{m}^3$

Cálculo de volumen roto por disparo

$$V_{\text{roto}} = 18.40 \text{ m}^2 * 2.90 \text{ m} = 53.36 \text{ m}^3$$

Caculo de factor de carga

$$\text{Factor de carga} = \frac{112.23 \text{ kg}}{53.36 \text{ m}^3} = 2.10 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Cálculo de factor de avance

$$\text{Factor de avance} = \frac{112.23 \text{ kg}}{2.90 \text{ m}} = 38.70 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

Cálculo de factor de potencia

$$\frac{\text{TM}_{\text{rotas}}}{\text{disparo}} = 53.36 \text{ m}^3 * \frac{2.55 \text{ TM}}{\text{m}^3} = 136.07 \text{ TM}$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{112.23 \text{ kg}}{136.07 \text{ TM}} = 0.82 \frac{\text{kg}}{\text{TM}}$$

4.4.1.2. Implementación de reglas de oro de perforación y voladura

Para un mejor control de perforación y voladura se ha implementado reglas de oro de disciplina operativa en perforación y voladura, mediante estas disipaciones involucrar al personal en esta actividad con la finalidad buenas prácticas en las tareas que se tiene en cada actividad.

Imagen 43: Reglas de oro de perforación y voladura



Fuente: Voladura IESA

4.4.2. Limpieza de material

El acarreo de material roto por voladura en la Rp 1910 se inicia una vez este ventilado el área de trabajo, esta tarea permite acondicionar el área para las siguientes actividades como el sostenimiento.

4.4.2.1. Equipo de limpieza

En la zona de profundización se tiene dos Scoop para de limpieza de frente y carguío de material a los equipos de transporte, los equipos a disposición son Scoop CAT – R1600G de 6.3 yd³ (4.8 m³).

Imagen 44: Scoop R1600G de 6 yd 3



Fuente: Fotografía propio.

4.4.2.2. Especificaciones técnicas de Scoop

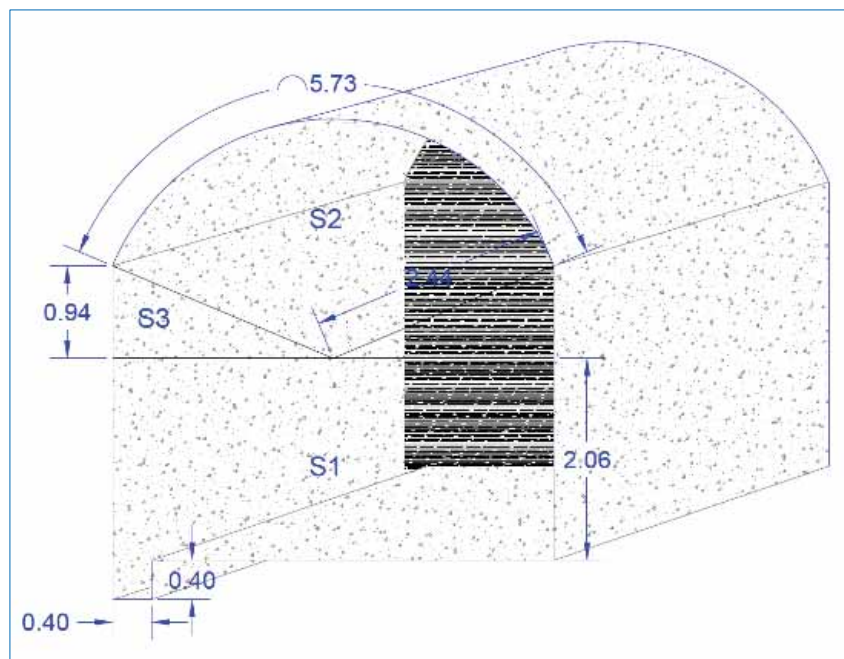
Cuadro 16: Especificaciones técnicas de Scoop CAT R1600G

Motor		Transmisión	
Modelo de motor	Cat® 3176C EUI ATAAC	Avance 1	5 km/h
Potencia nominal	2100.00 rpm	Avance 2	8,7 km/h
Carrera	140.00 mm	Avance 3	15,2 km/h
Cilindrada	10,3 L	Avance 4	22,1 km/h
Capacidad del cucharón		Retroceso 1	5,7 km/h
Cap. del cucharón estándar	4.8 m ³ , 6.3 yd ³	Retroceso 2	9,9 km/h
Dimensiones de giro		Retroceso 3	17,2 km/h
Radio de giro externo	6638.00 mm	Retroceso 4	23,8 km/h
Radio de giro interno	3291.00 mm	Tiempo de ciclo hidráulico	
Angulo de articulación	42,5°	Subida	7,6 segundos
Neumáticos		Descarga	1,6 segundos
Tamaño de neumático	18.00 25 – 28 TELAS - STMS L5S	Bajada, vacío, libre	2 segundos
		Tiempo del ciclo total	11,2 segundos

Fuente: Cargador para minería subterránea CAT

4.4.2.1. Cálculo de operaciones unitarias

Imagen 45: Sección transversal de la rampa de 4.5m x 4.5m



Fuente: Elaboración propio

$$\text{Sección de la rampa} = S1 + S2 + 2S3$$

$$S1 = 4.5 * 2.06 = 9.27 \text{ m}^2$$

$$S2 = \frac{5.73 * 2.44}{2} = 6.99 \cong 7 \text{ m}^2$$

$$S3 = \frac{2.25 * 0.94}{2} = 1.06 \text{ m}^2 \quad \therefore 2S3 = 2 * 1.06 = 2.12 \text{ m}^2$$

$$\therefore \text{Sección de la Rp} = 9.27 \text{ m}^2 + 7 \text{ m}^2 + 2.12 \text{ m}^2 = 18.39 \text{ m}^2 \cong 18.40 \text{ m}^2$$

Volumen roto

$$: \text{Volumen} = 18.40 * 2.9 = 53.36 \text{ m}^3$$

Cálculo de TM

$$\text{TMrotas} = 53.36 \text{ m}^3 * 2.55 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3} = 136.07 \text{ TM}$$

Cálculo de tiempo promedio de transporte

Datos:

Velocidad de Scoop (tramo recto) : 8km/hr; 2.22 m/seg

Velocidad de Scoop (curva) : 5km/hr; 1.39 m/seg

Distancia promedio de acarreo : 200 m

$$V \text{ promedio} = \frac{2.22 \frac{\text{m}}{\text{seg}} + 1.39 \frac{\text{m}}{\text{seg}}}{2} = 1.80 \frac{\text{m}}{\text{seg}}$$

$$\text{Tiempo de transporte} = \frac{200 \text{ m}}{1.80 \frac{\text{m}}{\text{seg}}} = 83.33 \text{ seg} \cong 84 \text{ seg}$$

Tiempo de ciclo de acarreo

Datos:

Distancia promedio : 200 m

Tiempo de levante : 20 seg.

Tiempo de descarga : 8 seg

Tiempo de ida : 145 seg

Tiempo de vuelta : 84 seg

$$\frac{\text{Tiempo}}{\text{ciclo}} = 20 \text{ Seg} + 8 \text{ Seg} + 115 \text{ Seg} + 84 \text{ Seg} = 247 \text{ Segundos}$$

$$\therefore \frac{\text{Tiempo}}{\text{ciclo}} \cong 4.11 \text{ min}$$

Cálculo de número de viajes por disparo

Capacidad de cuchara : 6.3 yd³; 4.8 m³

Factor de llenado : 85%

Volumen roto por disparo : 53.36 m³ = 136.07 TM

Vcuchara – viaje = 4.8 m³ * 0.90 = 4.32 m³

$$\frac{\text{N}^\circ \text{viajes}}{\text{disparo}} = \frac{53.36 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}{4.32 \frac{\text{m}^3}{\text{viaje}}} = 12.35 \cong 13 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}}$$

Cálculo de tiempo de acarreo por disparo

$$\frac{T \text{ acarreo}}{\text{disparo}} = 13 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}} * 4.11 \frac{\text{min}}{\text{viaje}} = 53.43 \frac{\text{min}}{\text{disparo}}$$

Rendimiento

$$\frac{\text{Tiempo}}{\text{Disparo}} = 13 \frac{\text{viajes}}{\text{disparo}} * 4.11 \frac{\text{min}}{\text{viaje}} = 53.43 \cong 54 \text{min}$$

$$\text{Rendimiento} = \frac{136.07 \text{ TM}}{53.43 \text{ min}} * \frac{60 \text{ min}}{\text{Hora}} = 152.80 \text{ TM/Hora}$$

4.4.3. Sostenimiento

4.4.3.1. Sostenimiento con Small Bolter

Small Bolter es un equipo electrohidráulico de modelo DS311 - Sandvik, es un equipo mecanizado y compacto para sostenimiento de labores con pernos hydrabolt y Split set. Este equipo es bastante versátil, el cual ofrece la posibilidad de instalar pernos de longitud de 3 pies hasta pernos de 10 pies.

Imagen 30: Small Bolter Sandvick



Fuente: Fotografía propia

a) Características técnicas de Small Bolter

Cuadro 17: Especificaciones técnicas de Small Bolter DS311

Item	Perforación hidráulica	
1	Perforación rotativa (para línea de empernado)	RHR50
2	Potencia de percusión	10 kW.
3	Presión de percusión	140 - 200 bar.
4	Tasa de percusión	40 - 65 Hz.
5	Velocidad de rotación	0 ... 300 rpm.
6	Par de rotación	420 Nm
7	Tamaño del agujero	33 - 41 mm
8	Varilla recomendada	R32 - R25
9	Adaptador de espiga	R32 Hembra
10	Compresor de lubricación de vástago	CT10, 1m ³ / min (7 bar)
11	Consumo de aire	250 l / min.
12	Consumo de aceite	100 / h

Fuente: Manual de Small Bolter DS311 - Sandvick

b) Procedimiento de sostenimiento con Small Bolter

Personal

- Operador de Small Bolter.
- 1 ayudante equipo.

Equipos de protección personal

➤ Protector de cabeza tipo Jockey/sombrero	➤ Lentes de seguridad
➤ Barbiquejo	➤ Filtro 3M P100 2097
➤ Correa portalámparas	➤ Respirador 3M de 02 vías 7502
➤ Lámpara minera	➤ Tapón auditivo reusable con cordón
➤ Mameluco con cinta reflectiva	➤ Orejeras
➤ Guantes de cuero	➤ Arnés de seguridad con línea de anclaje.
➤ Guantes de jebe	➤ Auto rescatador

➤ Botas de seguridad c/p de acero

➤ Monogas

Equipos/herramientas/materiales

Equipos:

➤ Small Bolter

Herramientas:

- Un juego de barretillas.
- Reflector
- Combo de 4 libras.
- Llave Stilson de 14 pulgadas.
- Crescent de 14 pulgadas,
- Barra extensible.
- Pértiga.
- Brocha.

Materiales:

- Brocas 37 mm.
- Pernos hidrabolt de 5,7,10 pies.
- Pernos Split Set de 40mm x 7 pies.
- Malla electrosoldada.
- Pintura

Procedimiento de trabajo

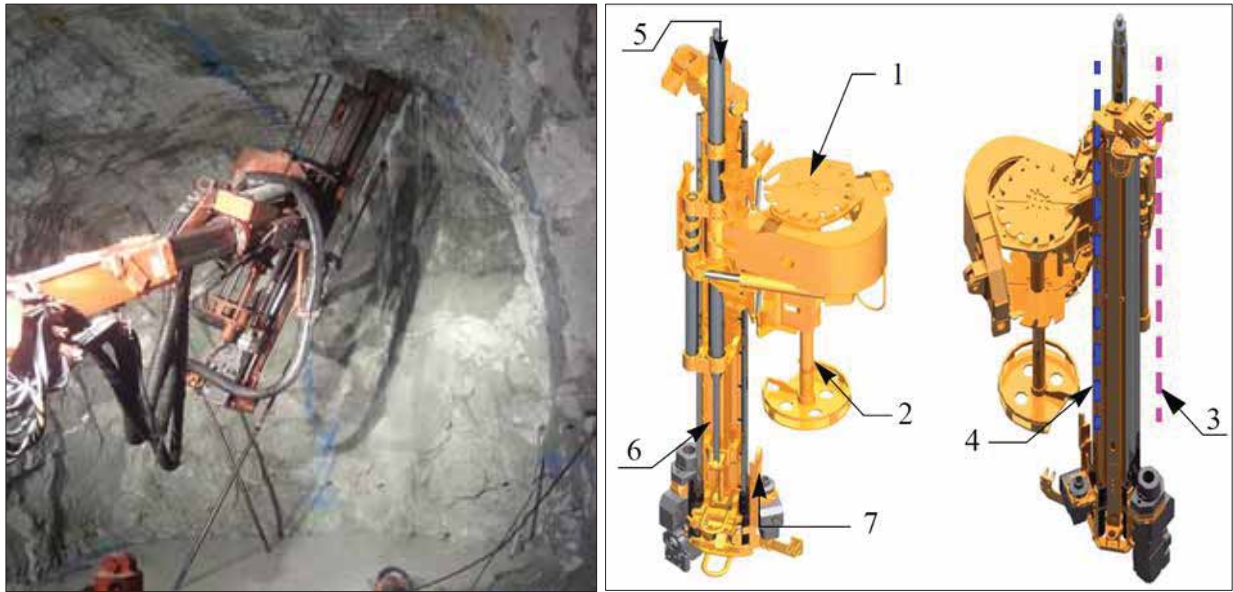
Perforar e instalar pernos

El ayudante de equipo colocara los pernos hydrabolt al carrusel de Small Bolter para iniciar el sostenimiento.

El Operador de Small Bolter con ayuda del ayudante de equipo posicionará la viga de perforación al punto marcado para sostenimiento, luego se dará inicio la perforación del taladro con barreno de 8 pies, una vez realizado el taladro el operador de Small Bolter hace maniobra de la palanca de giro de la torreta para poner el perno en dirección del taladro perforado, luego se procede de inyectar el perno al taladro y luego agua al perno hydrabolt hasta inflar el perno.

La siguiente imagen se presenta perforación y sostenimiento con Small Bolter y partes del brazo: (1) Apoyo principal, (2) Carrusel, (3) Línea de perforación, (4) Línea de bulonaje, (5) Pua delantera, (6) Cuna de perforadora y (7) Cuna de bulonaje.

Imagen 46: Sostenimiento con Small Bolter



Fuente: Fotografía propio y Manual de operador Sandvick

CAPITULO V

RESULTADOS Y ANALISIS

5.1. RESULTADOS DE OPERACION ACTUAL EN LA CONSTRUCCION DE LA RAMPA 1910

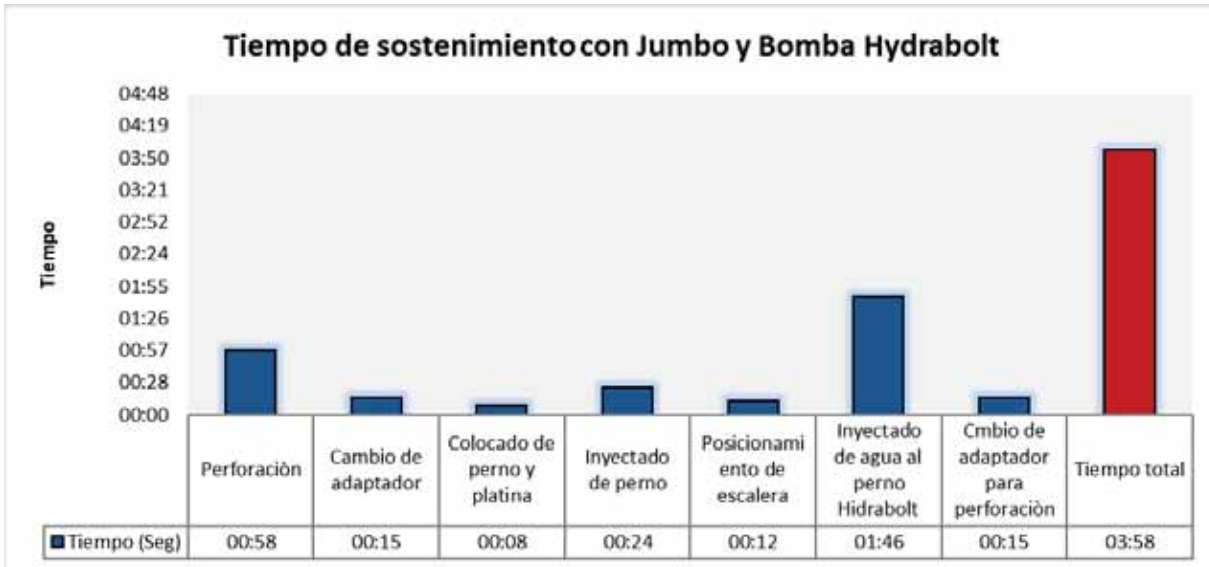
5.1.1. Tiempos operativos

En base al reporte operador de equipos tales como Jumbo, Scoop y Small Bolter con la posterior contrastación de sus indicadores en campo, se muestra la distribución de tiempo de las principales actividades del ciclo de minado.

5.1.1.1. Tiempo de sostenimiento con Jumbo y bomba hydrabolt

Se ha registro el tiempo de sostenimiento en campo, registrando un tiempo promedio de 3 minutos y 58 segundos en solo instalar un perno hydrabolt, en esta tarea no solo interviene el equipo, sino también el personal cumple una función muy importante en direccionar la inyección de perno hydrabolt al taladro perforado previamente y también en el inyectado manual de agua al perno hydrabolt.

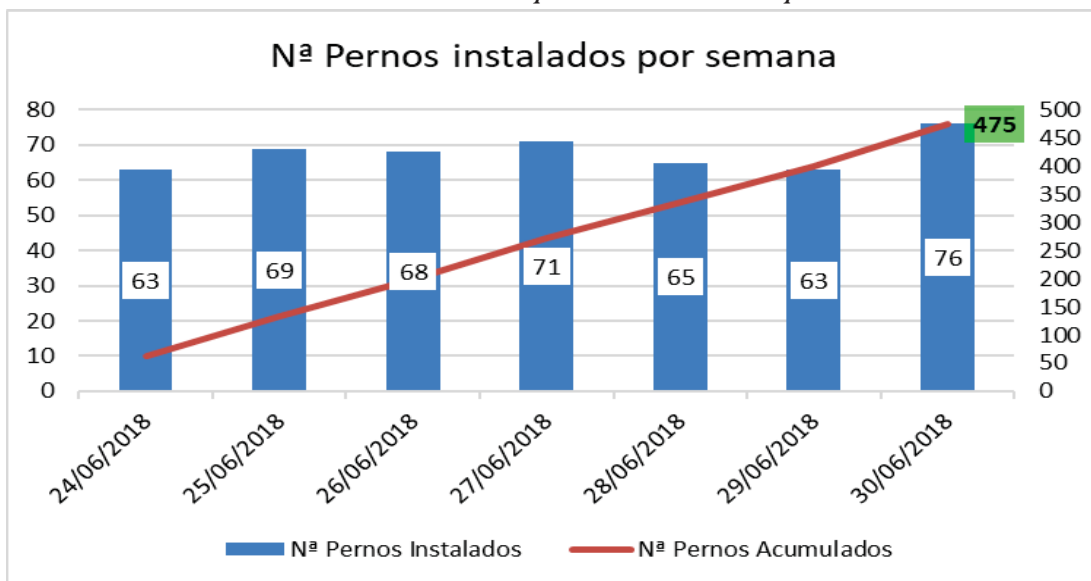
Gráfico 2: Tiempo de instalación de perno Hydrabolt con Jumbo



Fuente: Elaboración propio

En la siguiente grafica se muestra la cantidad de pernos hydrabolt que se ha instalado durante un día que representa 2 guardias. Como se pueda apreciar la cantidad máxima de pernos instalados por un Jumbo al día es 76 unidades.

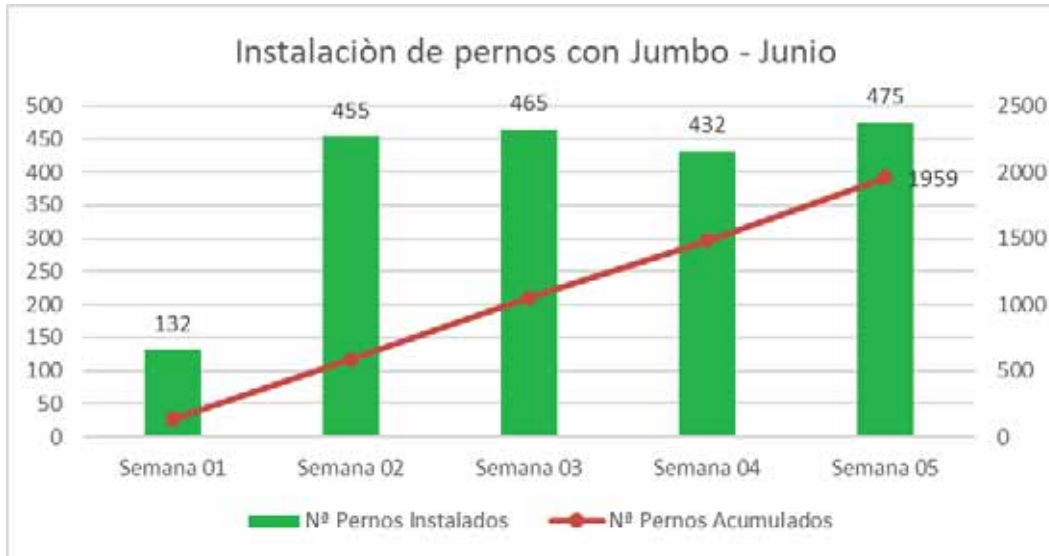
Gráfico 3: Cantidad de pernos Instalados por día



Fuente: Elaboración propio

En base de registro de datos históricos de la cantidad pernos (hydrabolt) instalados, se presenta la siguiente gráfica 04, donde se muestra el rendimiento de Jumbo en sostenimiento por semana y mensual.

Gráfico 4: Cantidad de pernos instalados por mes



Fuente: Elaboración propio

5.1.1.2. Resumen de tiempos operativos

Tabla 8: Ciclo de construcción de la rampa 1910

Ciclo de Minado con perno y malla	
Actividad	Horas
Ventilación +Bombeo	3.05
Limpieza	0.82
Desate de roca	0.30
Sostenimiento con perno	1.29
Perforación	2.37
Carguío	0.50
Tiempo Total	8.33
	8 horas + 20 min

Fuente: Elaboración propio

5.1.2. Costos operativos

5.1.2.1. Costo de perforación

Cuadro 18: Costo de perforación de un taladro de 11 pies con Jumbo

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.4	31.41	10.70	134.43	
Ayudante jumbo	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Electricista	Tarea	0.4	24.82	10.70	106.23	
Operador jumbo	Tarea	1	24.82	10.70	265.57	
		2.8			694.98	6.95
1.2 Aceros de perforacion						
BARRA JUMBO 12 PIES	UND	100.00	1,203.15	3,300	36.46	
ACOPLE	UND	100.00	291.12	3,300	8.82	
SHANK	UND	100.00	858.53	3,300	26.02	
BROCA 51MM	UND	100.00	305.86	250	122.34	
					193.64	1.94
1.3 Equipos						
Jumbo 1 brazo	HM	0.45	0.0482	248.23	11.96	
Herramientas	% MO		5.0000	6.95	0.35	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	6.95	0.69	
					13.00	13.00
Total de Costo Directo						21.89
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%		-			-
2.2 Combustibles (*)						
Petroleo	GAL		0.0964	9.45	0.91	0.91
Total de Costo Indirecto						0.91
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						22.80

Fuente: Costos y productividad IESA

$$TMP = 64 * 11' * 0.3048 = 214.58 \text{ m}$$

$$\text{Costo de perforación} = 214.58 * 22.80 = \text{s/ } 4892.42$$

$$\frac{TM}{\text{Disparo}} = 124.34$$

$$\frac{\text{Costo}}{TM} = \frac{4892.42}{124.34} = \text{s/ } 39.35$$

5.1.2.2. Costo de voladura

Cuadro 19: Costo de consumo de explosivo en la rampa 1910

Explosivo	Unidad	Cantidad	CU	C Parcial
E 5000 1.1/4" x 12"	Unid	90	S/1.45	S/130.50
E 3000 1.1/4"x 24"	Unid	156	S/2.67	S/416.52
E 1000 1.1/4"x 12"	Unid	65	S/1.16	S/75.40
Sub Total				S/622.42
Accesorios	Unidad	Cantidad	CU	C Parcial
Fanel - LP, 4 m	Pza	50	S/3.00	S/150.00
Cordón detonante 5P	m	60	S/0.56	S/33.60
Carmex 7 pies	Pza	1	S/1.68	S/1.68
Guia rápida tipo Z18	m	0.3	S/1.09	S/0.33
Sub Total				S/185.61
Costo de explosivo				S/808.03

Fuente: Elaboración propio

Cuadro 20: Costo de mano de obra en voladura

	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.4	31.41	10.70	134.43	
Perforista	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Ayudante	Tarea	1	15.92	10.70	170.34	
		2.4			493.52	46.12
Materiales/herramient						
1.2 as						
Escalera	Und	30.00	556.85	180	92.81	
Atacadores	Und	30.00	13.2	10	39.60	
Punzon de cobre	Und	10.00	16.50	360	0.46	
					132.87	41.52
Total de Costo Directo						87.65

Fuente: Costos y productividad IESA

$$\text{Costo de voladura} = 808.03 + 87.65 = \text{s/ } 895.68$$

$$\frac{TM}{\text{Disparo}} = 124.34$$

$$\frac{\text{Costo}}{TM} = \frac{895.68}{124.34} = \text{s/ } 7.20$$

5.1.2.3. Costo de bombeo de agua

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Operario	Tarea	0.200	17.64	10.70	37.75	3.53
					37.75	
1.2 Materiales Varios						
VALVULA CHECK 2"	UND	0.00	383.00	1	0.00	0.25
MANGUERA TIPO BOA 2"	ML	0.11	25.00	1	2.68	
					2.68	
1.3 Equipos						
Bomba Mayor	HM	1.000	1.0000	10.77	10.77	11.30
Herramientas	% MO		5.0000	3.53	0.18	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	3.53	0.35	
					11.30	
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						15.08

HM bomba = 10.7 horas

$$\frac{\text{Costo}}{\text{guardia}} = \frac{\text{s/ 15}}{\text{HM}} * \frac{10.7 \text{ horas}}{\text{guardia}} = 160.50 \text{ s//Gda.}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{TM}} = \frac{160.50}{124.34} = \text{s/ } \mathbf{1.29}$$

5.1.2.4. Costo de limpieza y acarreo

Cuadro 21: Costo de limpieza del frente

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/. /Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Operador scoop	H-H	1.500	24.13	10.70	387.29	36.20
					387.29	
1.3 Equipos						
Scoop 6yd3 sin operador	HM	1.000	1.0000	234.55	234.55	239.98
Herramientas	% MO		5.0000	36.20	1.81	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	36.20	3.62	
Total de Costo Directo						276.18
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%					-
Petroleo	GAL		6	9.45	56.70	56.70
Total de Costo Indirecto						56.70
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						332.88

Fuente: Costos y productividad IESA

$$TM/Cuchara (4.5 * 4.5) = 4.32 \frac{m^3}{Viaje} * 2.55 \frac{TM}{m^3} = 11 TM/Viaje$$

$$\frac{HM}{guardia} = 8.05 \text{ horas} \Rightarrow HM \frac{efectiva}{guardia} = 7.5 \text{ horas}$$

$$\frac{Costo}{Guardia} = \frac{s/ 332.88}{hora} * \frac{7.5 \text{ horas}}{guardia} = s/ 2496.60$$

$$\frac{Costo}{TM} = \frac{2496.60}{124.34} = s/ \mathbf{20.08}$$

5.1.2.5. Costo de sostenimiento con Jumbo

Cuadro 22: Costo de sostenimiento con Jumbo por perno instalado

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.1	31.41	10.70	33.61	
Ayudante Jumbo	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Ayudante perforista	Tarea	1	15.92	10.70	170.34	
Bodeguero	Tarea	0.1	15.92	10.70	17.03	
Mecanico	Tarea	0.1	24.82	10.70	26.56	
Electricista	Tarea	0.1	24.82	10.70	26.56	
Perforista	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Operador Jumbo	Tarea	1	24.82	10.70	265.57	
		4.400			917.17	18.34
1.2 Aceros de perforacion						
Barra jumbo 8 pies	p.p.	350.000	672.24	3,700	63.59	
Acople	p.p.	350.000	291.12	3,700	27.54	
Shank	p.p.	350.000	858.53	3,700	81.21	
Broca Jumbo 38mm	p.p.	350.000	228.56	350	228.56	
Copas afilado 11mm	p.p.	350.000	297.00	10,000.0	10.40	
Adaptador split set	Und	0.000	594.66	330	0.00	
					411.30	8.23
Materiales varios						
Perno hidrabolt 7 pies	UND	52.500	MINA	MINA	MINA	
					0.00	-
1.3 Equipos						
Jumbo 1 brazo	HM	0.650	0.1391	248.23	34.53	
Bomba hidrabolt	HM	0.600	0.1284	15.06	1.93	
Afiladora de brocas	HM	0.300	0.0642	8.00	0.51	
Herramientas	% MO		5.0000	18.34	0.92	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	18.34	1.83	
					39.72	39.72
Total de Costo Directo						66.29
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%					-
2.2 Combustibles (*)						
Petroleo	GAL		0.2782	9.45	2.63	2.63
Total de Costo Indirecto						2.63
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						68.92

Fuente: Costos y productividad IESA

$$\text{Pernos de 7`} = 7 \text{ unidades} \Rightarrow \frac{\text{costo}}{\text{perno instalado}} = \text{s/ } 68.92$$

$$\text{Pernos de 5`} = 10 \text{ unidades} \Rightarrow \frac{\text{costo}}{\text{perno instalado}} = \text{s/ } 53.33$$

$$\text{Costo 7`} = 68.92 * 10 = \text{s/ } 689.20$$

$$\text{Costo } 5' = 53.33 * 12 = s/ 533.30$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{TM}} = \frac{689.20 + 533.30}{124.34} = s/ \mathbf{9.83}$$

5.1.2.6. Resumen de costos operativos.

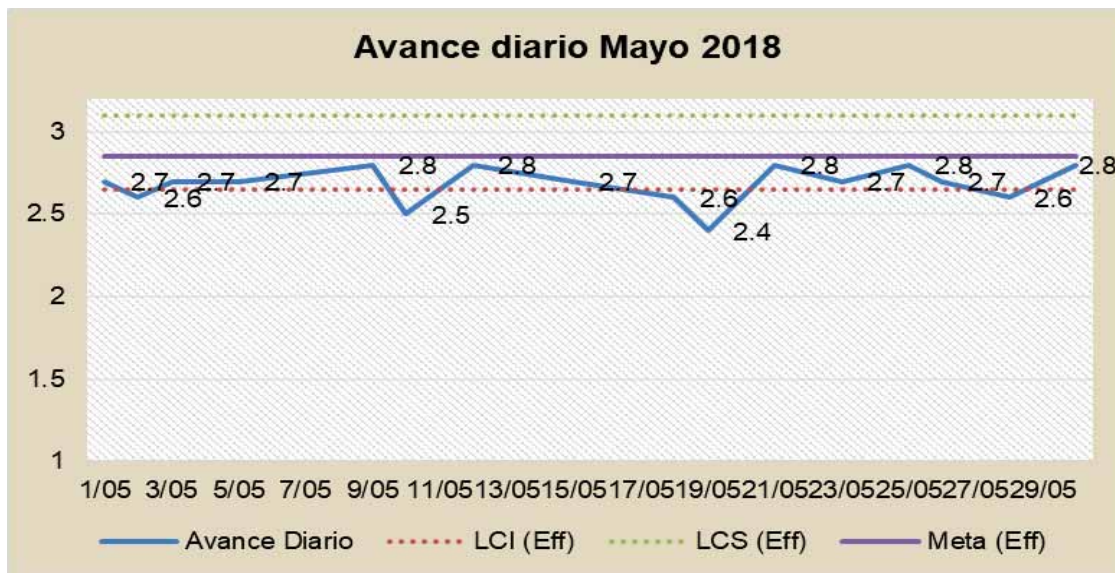
Tabla 9: Costo de operación en la rampa 1910

Costo de Operación			
Ítem	Actividad	s/ / TM	s/ / m
1	Costo de perforación (64 Taladros)	S/39.35	S/1,846.33
2	Costo de voladura (50 Taladros)	S/7.20	S/337.83
3	Costos de Ventilación	S/3.50	S/164.22
4	Costo de drenaje (Bomba Mayor)	S/1.29	S/60.53
5	Costo de limpieza (D= 200m)	S/20.08	S/942.17
6	Costo de sostenimiento	S/9.83	S/461.23
Total		S/81.25	S/3,812.31

Fuente: Elaboración propio

5.1.3. Eficiencia de avances actuales

Tabla 10: Avance diario disparo en las condiciones actuales



Fuente: Elaboración propio.

5.2. RESULTADOS OPTIMIZADOS DE OPERACIÓN EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA RAMPA 1910

5.2.1. Desarrollo de pruebas pilotos

Para el desarrollo de las pruebas piloto se envió el requerimiento de materiales tanto para la perforación y carguío de frente.

5.2.1.1. Observaciones en la perforación

Durante el desarrollo de las pruebas piloto se identificó las siguientes desviaciones:

- a. El pintado de malla lo realiza el líder de la labor y su ayudante; sin embargo, cuando llega el operador de Jumbo hace caso omiso a dicho pintado ya que no está conforme con el pintado realizado.
- b. El operador de Jumbo y su ayudante solo pintan la cuadrícula de la malla mas no las colas en hastial y corona lo que le permitiría mejorar el control del paralelismo.
- c. Los Jumbos no cuentan con guidores de aluminio, durante la ejecución de las pruebas solo utilizaron tubos de PVC como guidores; sin embargo, estos carecen de rigidez para guiar al operador en el paralelismo.

Imagen 47: Malla de perforación y colas en la corona y hastiales

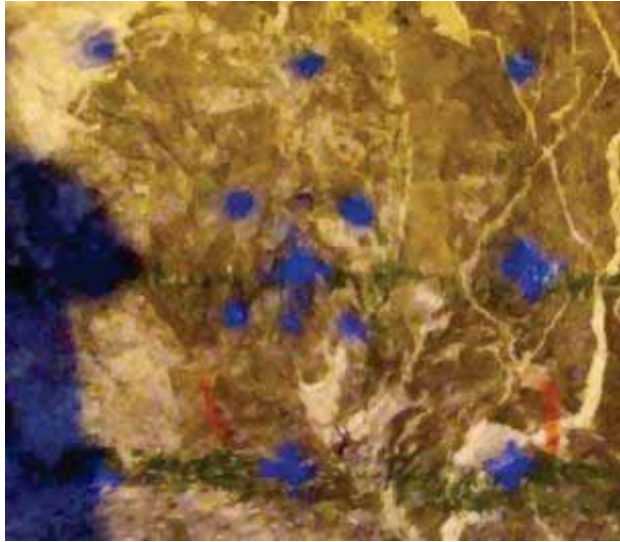


Fuente: Fotografía propio.

Se observa que no existía evidencia de pintado de colas en corona y hastial. Posteriormente se realiza la capacitación en campo sobre su importancia y se ejecuta el pintado de los mismos.

En el desarrollo de las pruebas piloto se implementó el uso de plantillas para el pintado del arranque y así conseguir una mejor simetría deseada del diseño.

Imagen 48: Uso de plantillas para marcado de arranque de la malla de perforación



Fuente: Fotografía propio

Se implementa plantilla para pintado de malla y se capacita sobre la metodología de uso de las plantillas antes de su utilización en las pruebas. En la imagen superior derecha se observa una correcta simetría en el arranque lo que permite una adecuada distribución de la energía del explosivo.

5.2.1.2. Observaciones en el carguío

Las desviaciones identificadas son las siguientes:

- a. De las pruebas realizadas solo en 1 disparo se cumplió con el tipo de explosivo y los números de Faneles pedidos con anticipación.
- b. No se cumplió en totalidad con el abastecimiento de tacos de arcilla.

- c. Los cargadores no cuentan con punzones de cobre por lo que ejecutan un MAL encebado.

Encebado incorrecto

- La dirección de propagación de la onda de choque del fulminante no está en la dirección de la columna de carga, por lo que la columna de carga no inicia con toda la energía útil del cebo.
- La ubicación del fulminante está por la mitad de la longitud del cartucho desperdiçando la carga de fondo.
- Existe el riesgo de que el fulminante detone fuera del cartucho.

Imagen 49: Encebado de Emulnor encartuchado en la parte axial



Fuente: Fotografía propio

Encebado correcto

- La dirección de propagación de la onda de choque del fulminante está en dirección paralela al eje de la columna de carga aprovechando mejor la energía del iniciador (cebo).
- La ubicación del fulminante está al inicio del cartucho permitiendo mayor carga de fondo.
- NO EXISTE riesgo de que el fulminante detone fuera del cartucho.

Imagen 50: Encebado correcto de Emulnor con fulminante

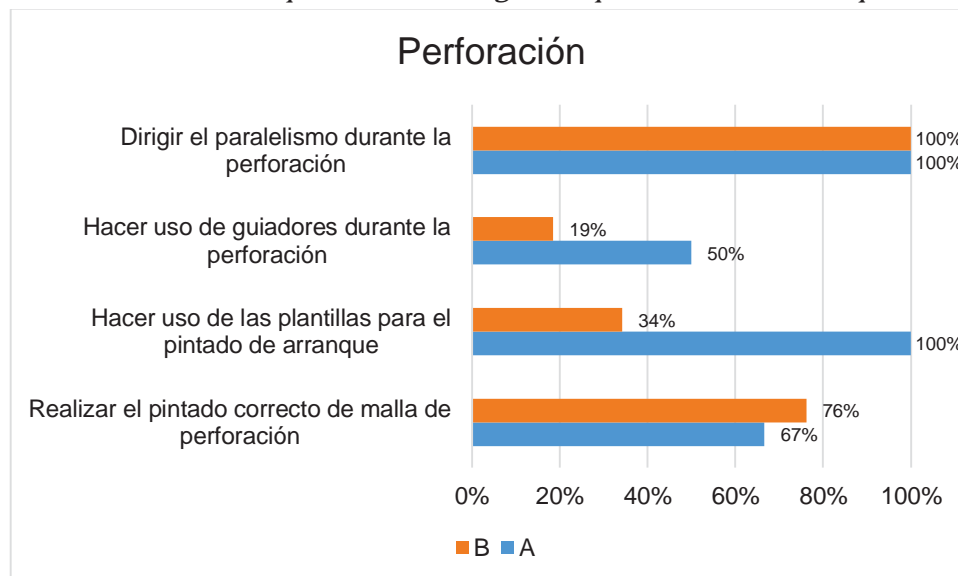


Fuente: Fotografía propio

Una vez puesta en marcha pruebas piloto de perforación y voladura, en primera instancia se ha evidenciado desviaciones tanto en perforación y voladura, por los tanto de manera inmediata se ha realizado las capacitaciones correspondientes para corregir estas desviaciones con el personal involucrado en el campo.

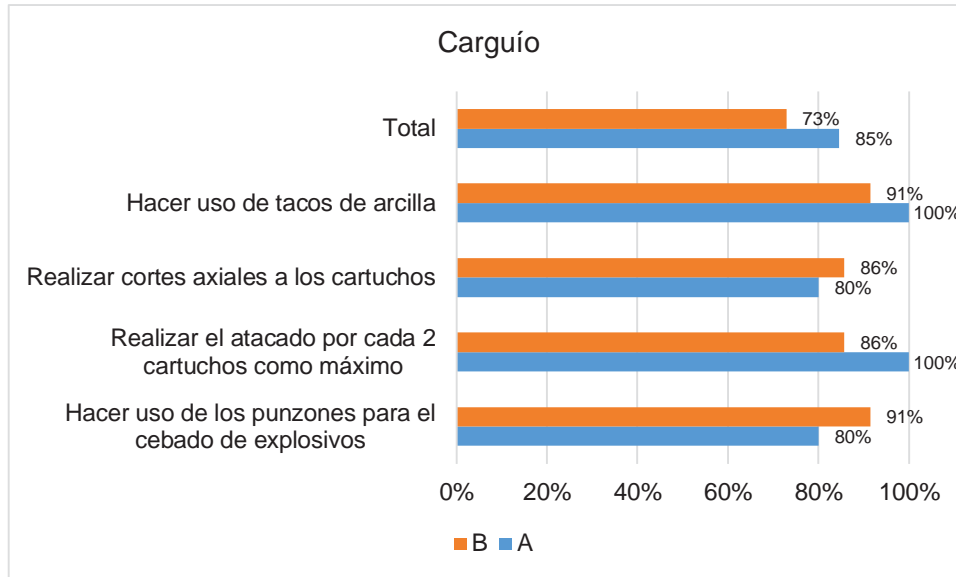
5.2.1.3. Resultados de prueba piloto

Gráfico 5: Cumplimiento de reglas de perforación en campo



Fuente: Elaboración propio

Gráfico 6: Cumplimiento de reglas de oro de carguío y voladura



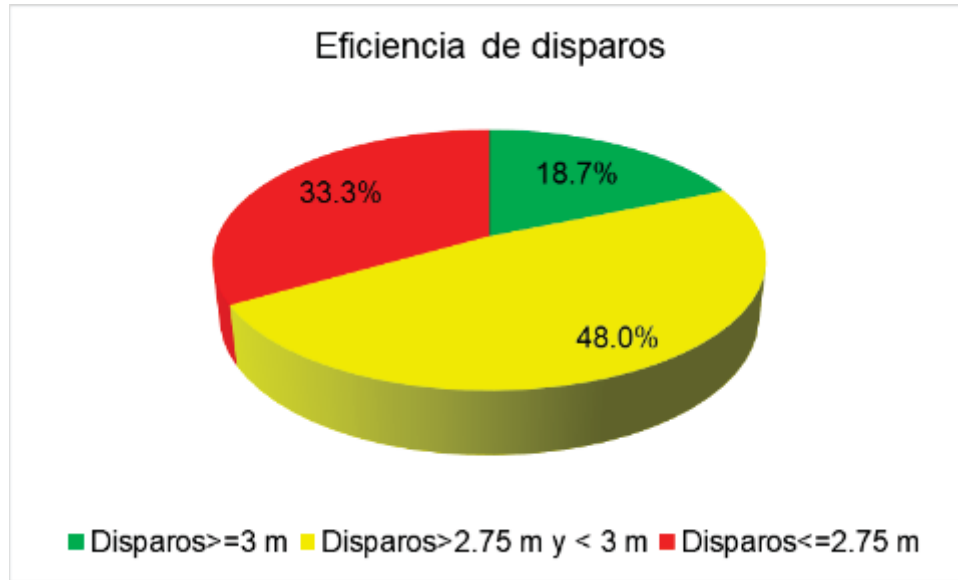
Fuente: Elaboración propio

Cuadro 23: Resultados de eficiencia de disparos

FECHA	17-May	17-May	18-May	18-May	19-May	19-May	20-May	20-May	21-May	21-May	22-May	22-May
TURNO	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N
GUARDIA	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B	A	B
SN 4296 NE	3	2.5	2.8	2.9	2.6	2.8	2.6	2.8	3.2	2.4	2.8	2.6
SN 4296 SW	2.8	2.8	2.5	3		2.7	2.8	3	2.3	2.8	3	2.6
GL 4296 NE	2.8	2.9	2.6	2.9	2.8	3	2.7	2.8	2.8	2	2.7	2.8
GL 4296 SW	2.9	2.7	3	2.9	2.4	2.7	2.8	3	2.6	2.4	2.7	2.9
BP 4280 NE	2.6	3.1	2.9	2.5	3.1	2.8	2.8	2.9	2.7	2.8	2.8	2.8
BP 4280 SW	2.8	2.8	2.6	2.9	2.8	3	2	2.8		3.2	2.8	2.9
RP (-) 1910	2.7			3.1		2.9				2.9		3

Fuente: Elaboración propio

Gráfico 7: Eficiencia de disparos luego de proceso de prueba



Fuente: Elaboración propio

5.2.2. Tiempos operativos

5.2.2.1. Tiempo de perforación

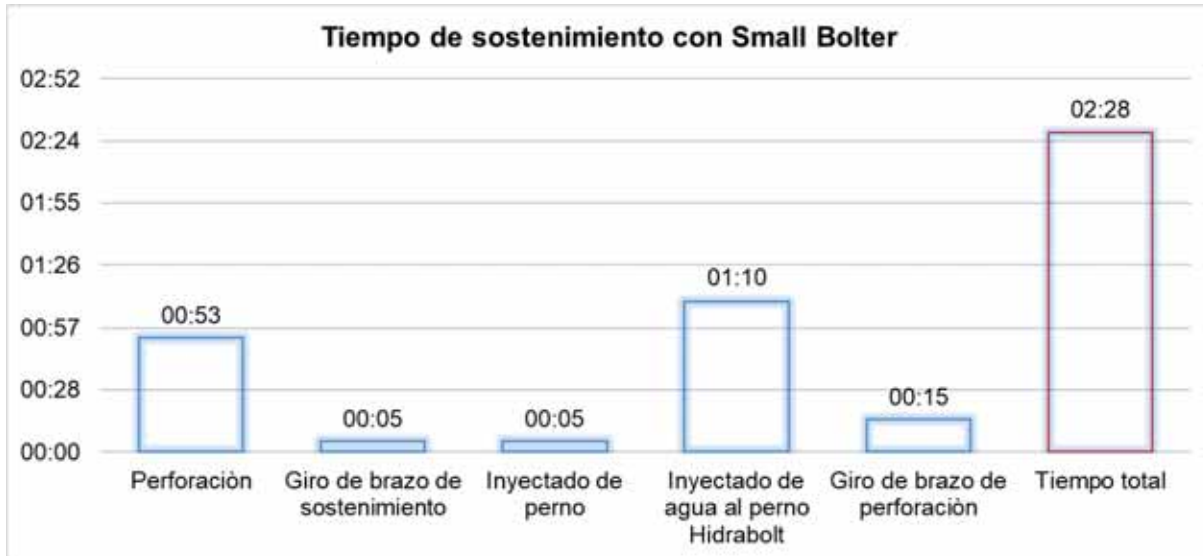
El registro de seguimiento del tiempo de perforación en la rampa 1910 se muestra detallado en el anexo 02.

5.2.2.2. Tiempo de sostenimiento con Small Bolter

Al hacer seguimiento el tiempo de sostenimiento con Small Bolter se tuvo como resultado promedio de 2 minutos y 17 segundos en instalar un perno.

Al realizar sostenimiento con Small Bolter se reduce el tiempo en 1 minuto y 35 segundos por cada perno instalado, este resultado nos indica que se puede optimizar el tiempo de sostenimiento mucho mejor a usar el equipo Small Bolter.

Gráfico 8: Tiempo de instalación de un perno con Small Bolter



Fuente: Elaboración propio

En el siguiente grafico se presenta la cantidad de pernos instalados durante el día, como se puede visualizar el número de pernos instalados por día es un promedio de 85.6 pernos, si comparamos con respecto al rendimiento de Jumbo, Small Bolter ofrece mejor rendimiento registrándose hasta 601 pernos instalados al día.

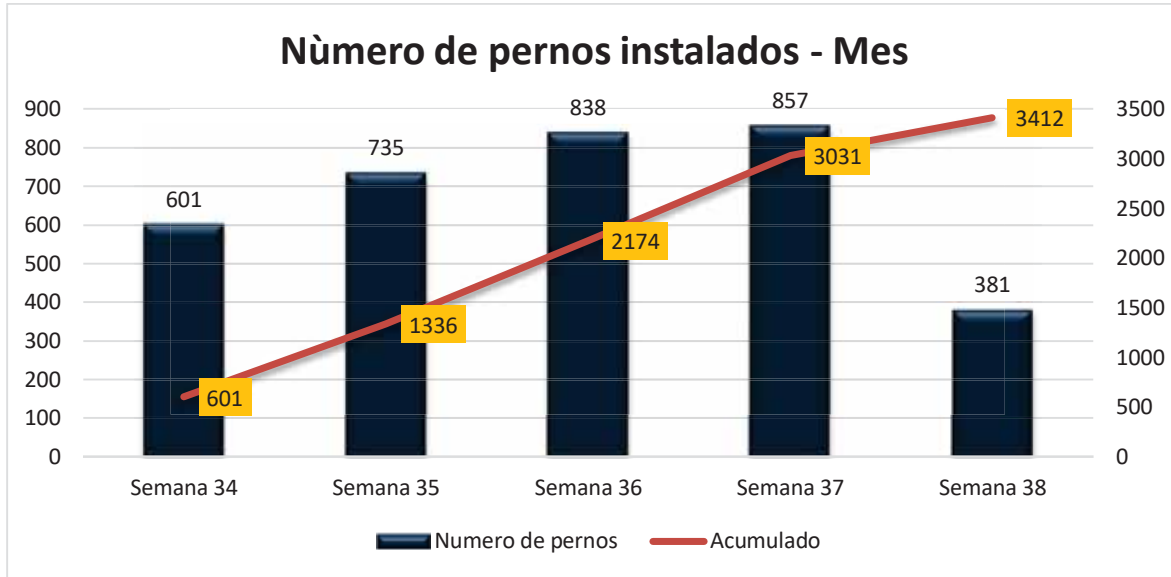
Gráfico 9: Cantidad de pernos instalados por día



Fuente: Elaboración propio

En el grafico siguiente se realiza un análisis de rendimiento de Small Bolter, donde se registra 3412 pernos instalados al mes, en comparación del rendimiento de Jumbo se evidencia más1459 pernos instalados en un mes.

Gráfico 10: Cantidad de pernos instalados por mes



Fuente: Elaboración propio

5.2.2.3. Resumen de tiempos operativos

Tabla 11: Ciclo operativo en la rampa luego de mejoras

Actividad	Horas
Ventilación +Bombeo	3.05
Limpieza	0.89
Desate de roca	0.30
Sostenimiento con perno	0.84
Perforación	2.05
Carguío	0.45
Tiempo Total	7.58
	7 horas + 35 min

Fuente: Elaboración propio

5.2.3. Costo de perforación

Cuadro 24: Costo de perforación de un taladro de 11 pies con Jumbo

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.4	31.41	10.70	134.43	
Ayudante jumbo	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Electricista	Tarea	0.4	24.82	10.70	106.23	
Operador jumbo	Tarea	1	24.82	10.70	265.57	
		2.8			694.98	6.95
1.2 Aceros de perforacion						
BARRA JUMBO 12 PIES	UND	100.00	1,203.15	3,300	36.46	
ACOPLE	UND	100.00	291.12	3,300	8.82	
SHANK	UND	100.00	858.53	3,300	26.02	
BROCA 51MM	UND	100.00	305.86	250	122.34	
					193.64	1.94
1.3 Equipos						
Jumbo 1 brazo	HM	0.45	0.0482	248.23	11.96	
Herramientas	% MO		5.0000	6.95	0.35	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	6.95	0.69	
					13.00	13.00
Total de Costo Directo						21.89
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%		-			-
2.2 Combustibles (*)						
Petroleo	GAL		0.0964	9.45	0.91	0.91
Total de Costo Indirecto						0.91
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						22.80

Fuente: Costos y productividad IESA

$$TMP = 52 * 11' * 0.3048 = 174.35 \text{ m}$$

$$\text{Costo de perforación} = 174.35 * 22.80 = \text{s/ } 3975.08$$

$$\frac{TM}{\text{Disparo}} = 136.07$$

$$\frac{\text{Costo}}{TM} = \frac{3975.08}{136.07} = \text{s/ } 29.21$$

5.2.4. Costo de voladura

Cuadro 25: Costo de consumo de explosivo en la rampa 1910

Explosivo	Unidad	Cantidad	CU	C Parcial
E 5000 1.1/2" x 24"	Unid	6.5	S/3.27	S/21.26
E 5000 1.1/4" x 12"	Unid	79	S/1.45	S/114.55
E 3000 1.1/4"x 24"	Unid	151	S/2.67	S/403.17
E 1000 1.1/4"x 12"	Unid	30	S/1.16	S/34.80
Sub Total				S/573.78
Accesorios	Unidad	Cantidad	CU	C Parcial
Fanel - MS, 4 m	Pza	43	S/3.00	S/129.00
Fanel - LP, 4 m	Pza	10	S/3.00	S/30.00
Cordón detonante 5P	m	70	S/0.56	S/39.20
Carmex 7 pies	Pza	2	S/1.68	S/3.36
Guia rápida tipo Z18	m	0.3	S/1.09	S/0.33
Sub Total				S/201.89
Costo de explosivo				S/775.66

Fuente: Elaboración propio

Cuadro 26: Costo de mano de obra en voladura

	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/. /Unid de obra
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.4	31.41	10.70	134.43	
Perforista	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Ayudante	Tarea	1	15.92	10.70	170.34	
		2.4			493.52	46.12
Materiales/herramient						
1.2 as						
Escalera	Und	30.00	556.85	180	92.81	
Atacadores	Und	30.00	13.2	10	39.60	
Punzon de cobre	Und	10.00	16.50	360	0.46	
					132.87	41.52
Total de Costo Directo						87.65

Fuente: Costos y productividad IESA

$$\text{Costo de voladura} = 775.66 + 87.65 = \text{s/ } 863.31$$

$$\frac{TM}{\text{Disparo}} = 136.07$$

$$\frac{\text{Costo}}{TM} = \frac{863.31}{136.07} = \text{s/ } 6.34$$

5.2.5. Costo de limpieza y acarreo

Cuadro 27: Costo de limpieza del frente

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/. /Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Operador scoop	H-H	1.500	24.13	10.70	387.29	36.20
					387.29	
1.3 Equipos						
Scoop 6yd3 sin operador	HM	1.000	1.0000	234.55	234.55	239.98
Herramientas	% MO		5.0000	36.20	1.81	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	36.20	3.62	
Total de Costo Directo						276.18
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%					-
Petroleo	GAL		6	9.45	56.70	56.70
Total de Costo Indirecto						56.70
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						332.88

Fuente: Costos y productividad IESA

$$TM/Cuchara (4.5 * 4.5) = 4.32 \frac{m^3}{Viaje} * 2.55 \frac{TM}{m^3} = 11 TM/Viaje$$

$$\frac{HM}{guardia} = 8.05 \text{ horas} \Rightarrow HM \frac{efectiva}{guardia} = 7.5 \text{ horas}$$

$$\frac{Costo}{Guardia} = \frac{s/ 332.88}{hora} * \frac{7.5 \text{ horas}}{guardia} = 2496.60$$

$$\frac{Costo}{TM} = \frac{2496.60}{136.07} = s/ \mathbf{18.35}$$

5.2.6. Costo de bombeo de agua

DESCRIPCION	UNID	CANTIDAD	COSTO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
			UNITARIO	UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Operario	Tarea	0.200	17.64	10.70	37.75	3.53
					37.75	
1.2 Materiales Varios						
VALVULA CHECK 2"	UND	0.00	383.00	1	0.00	0.25
MANGUERA TIPO BOA 2"	ML	0.11	25.00	1	2.68	
					2.68	
1.3 Equipos						
Bomba Major	HM	1.000	1.0000	10.77	10.77	11.30
Herramientas	% MO		5.0000	3.53	0.18	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	3.53	0.35	
					11.30	
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						15.08

HM bomba = 10.7 horas

$$\frac{\text{Costo}}{\text{guardia}} = \frac{\text{s/ 15}}{\text{HM}} * \frac{10.7 \text{ horas}}{\text{guardia}} = \text{s/ 160.50}$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{TM}} = \frac{160.50}{136.07} = \text{s/ 1.18}$$

5.2.7. Costo de sostenimiento con Small Bolter

Cuadro 28: Costo de sostenimiento con Small Bolter por perno instalado

DESCRIPCION	UNID	CANTIDA D	COSTO UNITARIO	VIDA	PARCIAL	TOTAL
				UTIL	S/.	S/./Unid de obra
1. COSTO DIRECTO						
1.1 Mano de Obra						
Capataz	Tarea	0.1	31.41	10.70	33.61	
Ayudante Jumbo	Tarea	1	17.64	10.70	188.75	
Bodeguero	Tarea	0.1	15.92	10.70	17.03	
Mecanico	Tarea	0.2	24.82	10.70	53.11	
Electricista	Tarea	0.2	24.82	10.70	53.11	
Operador Jumbo	Tarea	1	24.82	10.70	265.57	
		2.6			611.18	13.00
1.2 Aceros de perforacion						
Barra jumbo 8 pies	p.p.	329.0	672.24	3,300	67.02	
Acople	p.p.	329.0	291.12	3,300	29.02	
Shank	p.p.	329.0	858.53	3,300	85.59	
Broca Jumbo 38mm	p.p.	329.0	228.56	250	300.78	
Copas afilado 11mm	p.p.	329.0	297.00	10,000.0	9.77	
Adaptador split set	Und	47.0	594.66	330	84.69	
					576.87	12.27
Materiales varios						
Hidrabolt 7pies	Und	49.350	MINA	MINA	MINA	
					0.00	-
Equipos						
Empernador	hm	0.400	0.0911	293.50	26.74	
Afiladora de brocas	HM	0.300	0.0683	8.00	0.55	
Herramientas	% MO		5.0000	13.00	0.65	
Implementos de seguridad	% MO		10.0000	13.00	1.30	
					29.24	29.24
Total de Costo Directo						54.52
2. COSTO INDIRECTO						
GASTOS GENERALES	%					-
UTILIDADES	%					-
2.2 Combustibles (*)						
Petroleo	GAL		0.1367	9.45	1.29	1.29
Total de Costo Indirecto						1.29
3. COSTO TOTAL POR UNIDAD VALORIZADA						55.81

Fuente: Costos y productividad IESA

$$\text{Pernos de } 7' = 7 \text{ unidades} \Rightarrow \frac{\text{costo}}{\text{perno instalado}} = s/ 55.81$$

$$\text{Pernos de } 5' = 10 \text{ unidades} \Rightarrow \frac{\text{costo}}{\text{perno instalado}} = s/ 42.37$$

$$\text{Costo } 7' = 55.81 * 10 = s/ 558.10$$

$$\text{Costo } 5' = 42.37 * 12 = s/ 508.44$$

$$\frac{\text{Costo}}{\text{TM}} = \frac{689.20 + 533.30}{136.07} = s/ 7.84$$

5.2.8. Resumen de costos operacionales

Tabla 12: Costo operativo mejorado del ciclo de construcción de la rampa

Costos Operacionales			
Ítem	Actividad	\$/TM	\$/m
1	Costo de perforación (52 Taladros)	S/29.21	S/1,370.55
2	Costo de voladura (48 Taladros)	S/6.34	S/297.48
3	Costos de Ventilación	S/3.50	S/164.22
4	Costo de drenaje (Bomba Major)	S/1.18	S/55.37
5	Costo de limpieza (D= 200m)	S/18.35	S/860.99
6	Costo de sostenimiento	S/7.84	S/367.86
Total		S/66.42	S/3,116.47

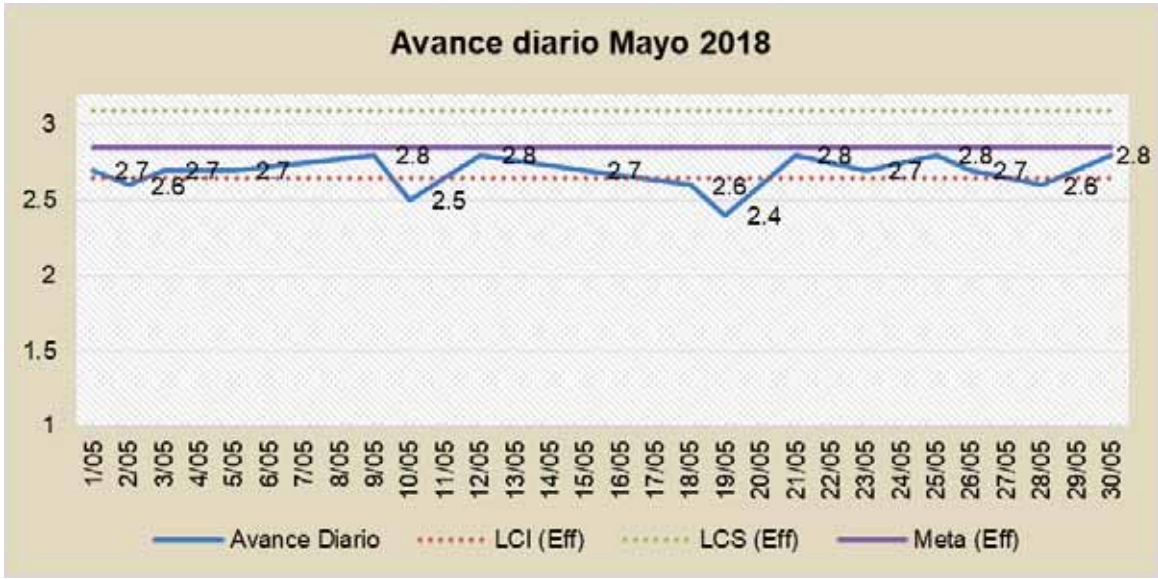
Fuente: Elaboración propio.

5.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS ACTUALES Y MEJORADOS EN LA RAMPA 1910

5.3.1. Eficiencia de voladura en la RP 1910

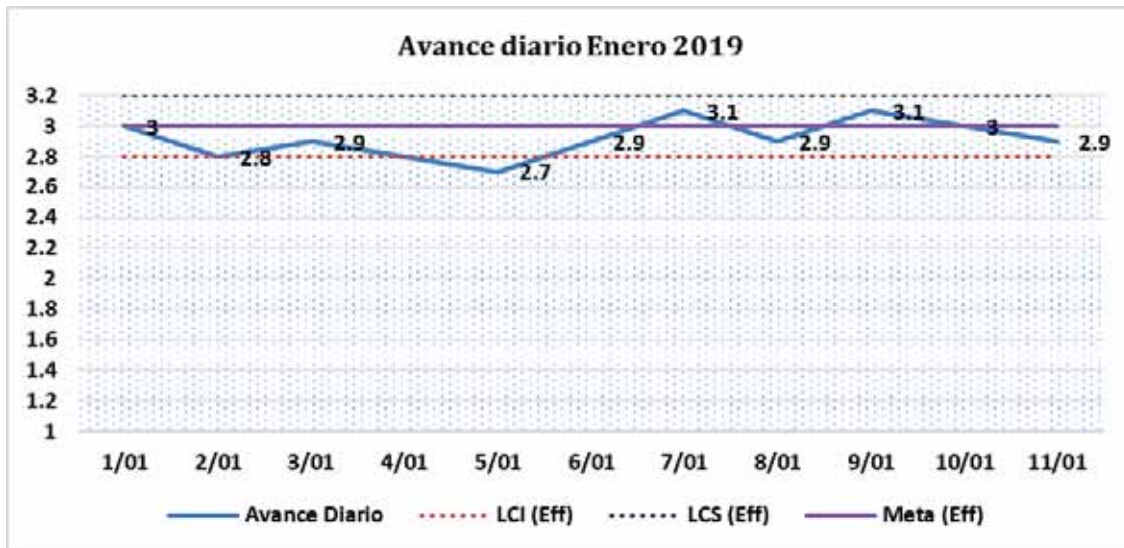
El trabajo realizado en perforación y voladura con el tiempo ha mostrado resultados con positiva, en el gráfico 11 se muestra los resultados de voladura en las condiciones actuales y en el gráfico 12 se evidencia los resultados de voladura luego de haber realizado algunos ajustes.

Grafico 11: Eficiencia de disparo en el mes de mayo 2018



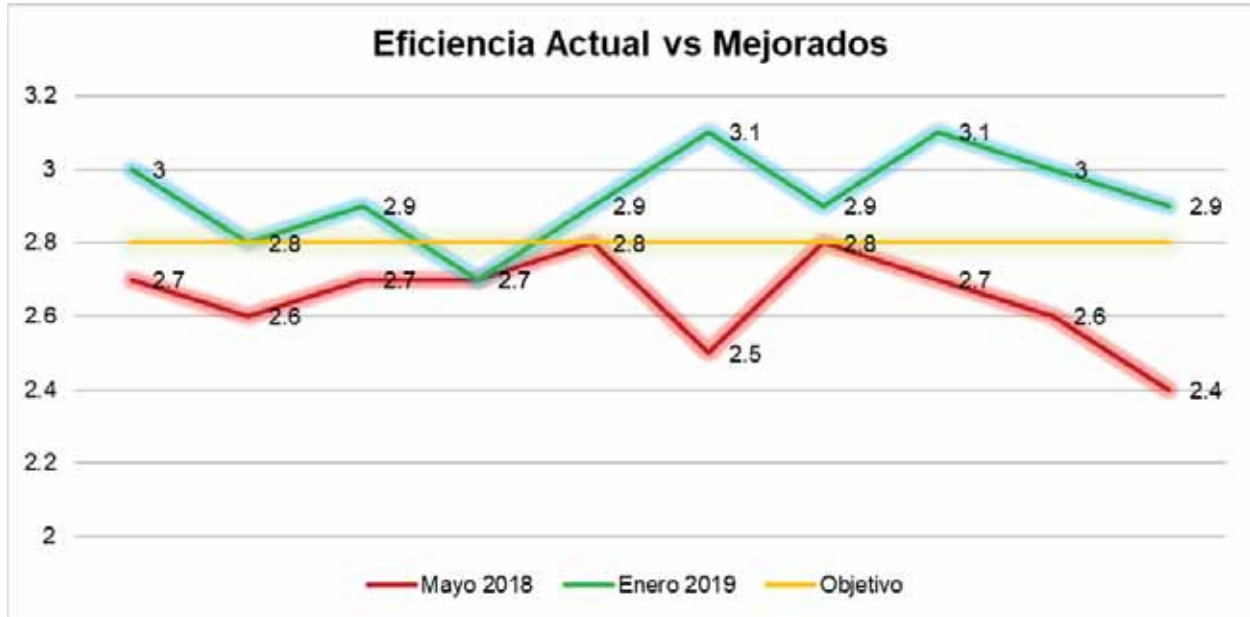
Fuente: Elaboración propio

Grafico 12: Eficiencia de disparo en el mes de enero 2019



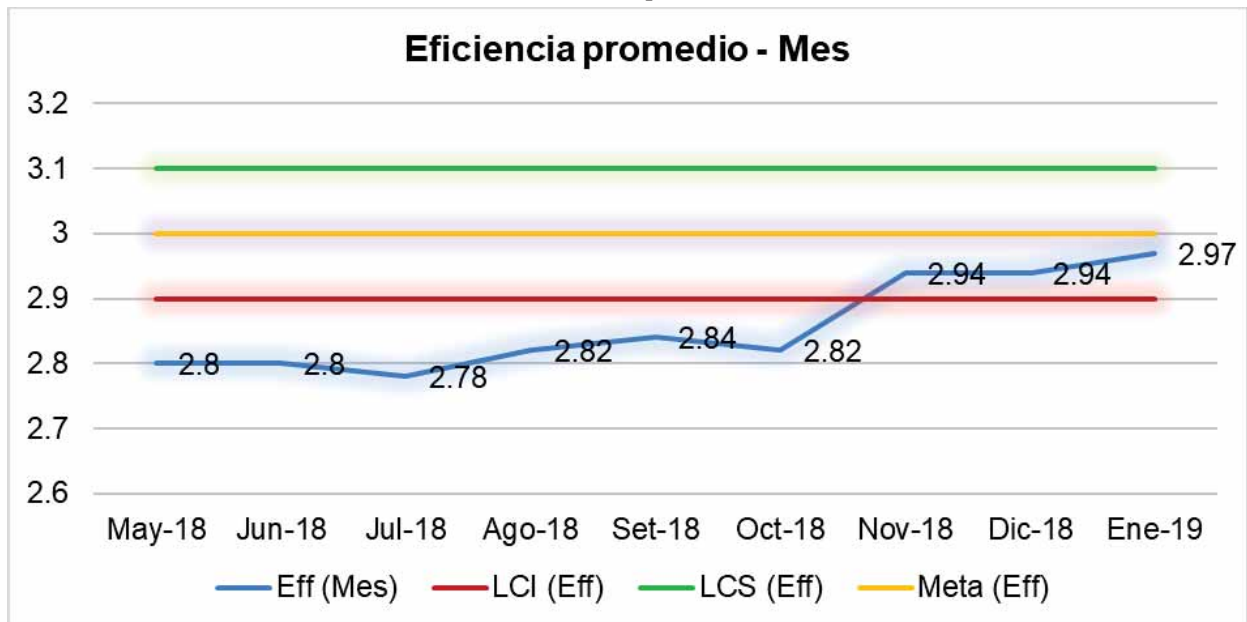
Fuente: Elaboración propio

Grafico 13: Eficiencia de disparo actual vs mejorados



Fuente: Elaboración propio

Gráfico 14: Eficiencia promedio mensual

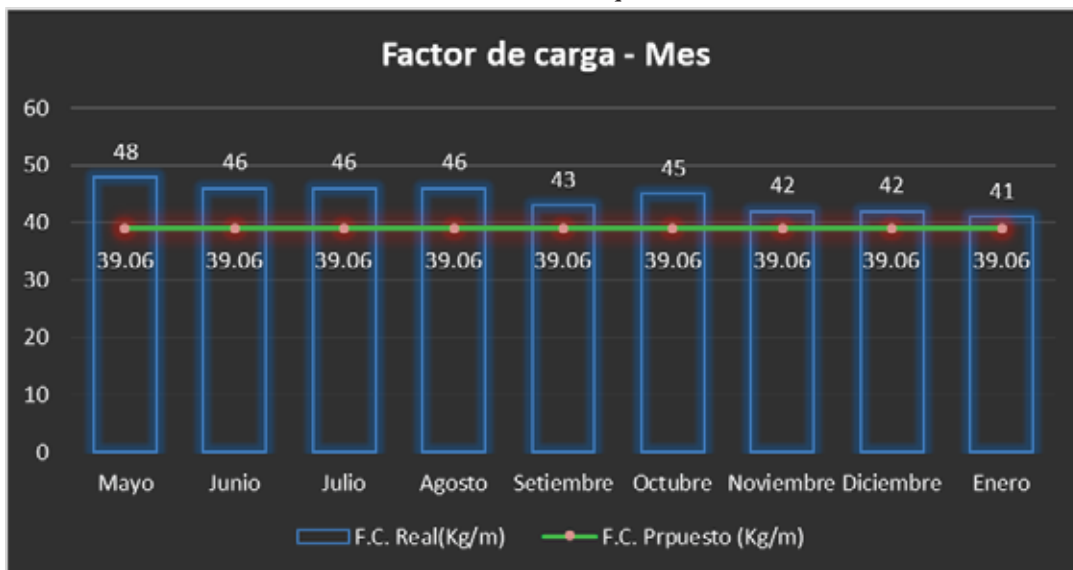


Fuente: Elaboración propio

5.3.1.1. Factor de carga

A medida que se va mejorando la eficiencia de resultados perforación y voladura se puede observar en el grafico 15, el factor de carga va disminuyendo, esta tendencia negativa favorece a la empresa, la tarea de realizar perforación y voladura no solo consiste en conseguir un buen avance, paralelo a ello es necesario tener en cuenta control de consumo de explosivo, en el tiempo la perforación y voladura no solo tiene que ser eficiente, sino que también debe enfocar hacia la eficacia.

Gráfico 15: Consumo de explosivo mensual

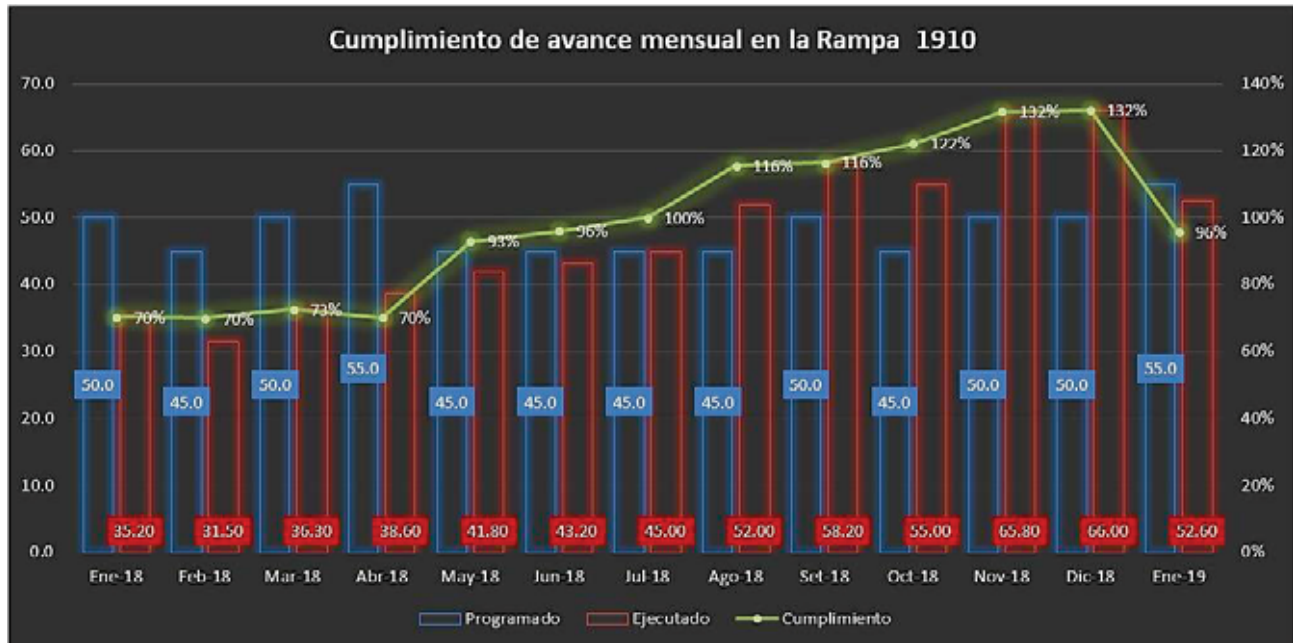


Fuente: Elaboración propio

5.3.1.2. Cumplimiento de avance en la rampa 1910

Como se ha planteado en el problema de investigación, en los primeros 4 meses de construcción de la rampa se ha registrado avance linean menos de lo programado, sin embargo, desde el mes de mayo la eficiencia de disparos ha incrementado, por lo tanto, se tiene un cumplimiento de 93% mas 17% de cumplimiento a comparación de los meses anteriores.

Gráfico 16: Cumplimiento de avance mensual

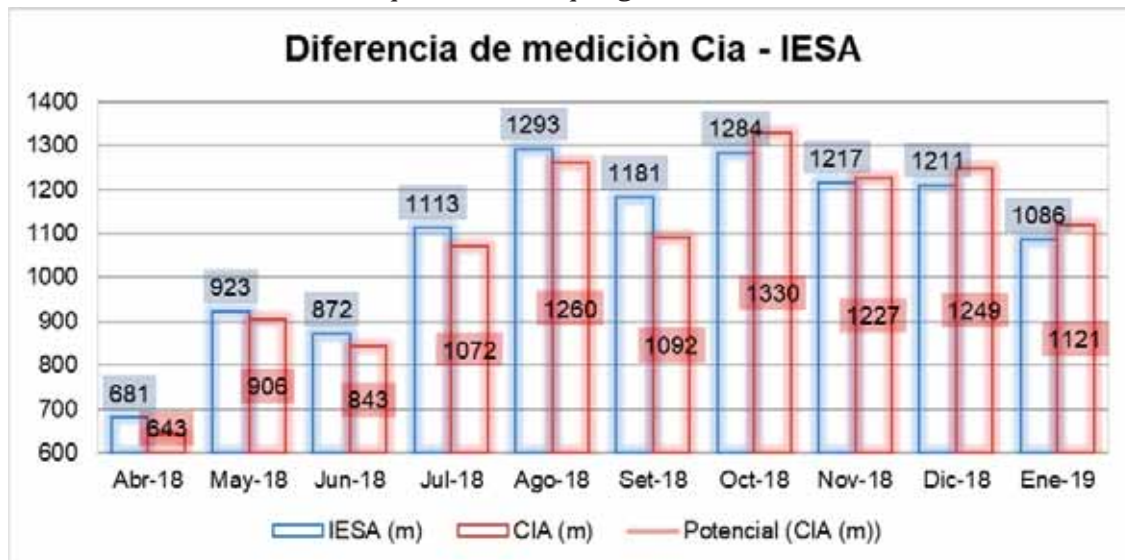


Fuente: Elaboración propio

5.3.1.3. Cumplimiento de avance general

El impacto de incremento de eficiencia no solo se obtiene en la construcción de la rampa, como se muestra en el gráfico 18, se evidencia incrementos de avance general, en el cual se está considerando By Pass, Sub Niveles, Cruceros y Ventanas.

Gráfico 17: Cumplimiento de programa de avance mensual



Fuente: Elaboración propio.

5.3.1.4. Cumplimiento de reglas de oro de perforación y carguío

Una de las herramientas claves para la gestión en campo de perforación y carguío del frente, ha sido el formato de auditoria de perforación y carguío de frente, en el siguiente cuadro y grafica se muestra el cumplimiento mensual de reglas de oro de perforación y carguío de frente.

Cuadro 29: Auditoria de cumplimiento de reglas de oro de perforación en la Rp. 1910

	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
1. ¿Señaliza la labor antes de iniciar la perforación?	92%	100%	100%	100%	100%	96%	99%
2. ¿Realiza el desatado de rocas antes de la perforación?	95%	100%	100%	100%	100%	100%	88%
3. ¿Utiliza las "S" para aislar el cable eléctrico?	25%	30%	33%	13%	72%	68%	95%
4. ¿Cuenta con los Estándares (diseños) y PETS?	0%	20%	15%	88%	88%	64%	76%
SEGURIDAD	53%	63%	62%	75%	90%	82%	89%
5. ¿Cuenta con pintura, cordel, plomada, brocha y flexómetro?	100%	100%	100%	88%	78%	69%	59%
6. ¿Cuenta con pico y lampa?	100%	100%	100%	100%	100%	100%	99%
7. ¿Cuenta con los guidores?	33%	33%	33%	0%	36%	35%	90%
8. ¿Cuenta con la plantilla para pintar el arranque?	33%	33%	33%	88%	68%	86%	89%
MATERIALES Y HERRAMIENTAS	67%	67%	67%	69%	70%	72%	84%
9. ¿Marca la dirección y gradiente?	12%	54%	100%	100%	100%	100%	100%
10. ¿Marca y cuadricula la malla?	30%	70%	100%	100%	100%	99%	99%
11. ¿Marca la prolongación de la malla al techo y hastiales?	0%	20%	20%	50%	70%	80%	80%
12. ¿Marca el diseño de arranque?	67%	67%	67%	88%	78%	61%	55%
CONTROL OPERACIONAL ANTES	27%	53%	72%	84%	87%	85%	83%
13. ¿Hace uso de los guidores?	33%	33%	33%	0%	32%	64%	71%
14. ¿Realiza una eficiente limpieza y entubado de taladros?	50%	100%	100%	100%	96%	79%	92%
15. ¿Controla el ángulo de vigía en hastiales y corona?	50%	100%	100%	100%	92%	100%	75%
16. ¿Ejecuta la perforación de acuerdo al diseño estándar?	10%	50%	60%	50%	76%	83%	68%
CONTROL OPERACIONAL DURANTE	36%	71%	73%	63%	74%	81%	76%
17. ¿Asegura el cumplimiento de los estándares?	0%	0%	0%	0%	55%	60%	56%
18. ¿Asegura el cumplimiento de los procedimientos?	67%	67%	67%	13%	60%	83%	91%
19. ¿Efectúa el feedback respecto al cumplimiento?	20%	40%	50%	75%	55%	71%	54%
20. ¿Realiza las OT de manera detallada?	0%	0%	0%	75%	58%	79%	54%
LIDERAZGO Y COMPROMISO DE LA SUPERVISIÓN	22%	27%	29%	41%	57%	73%	64%

Fuente 5: Elaboración propio

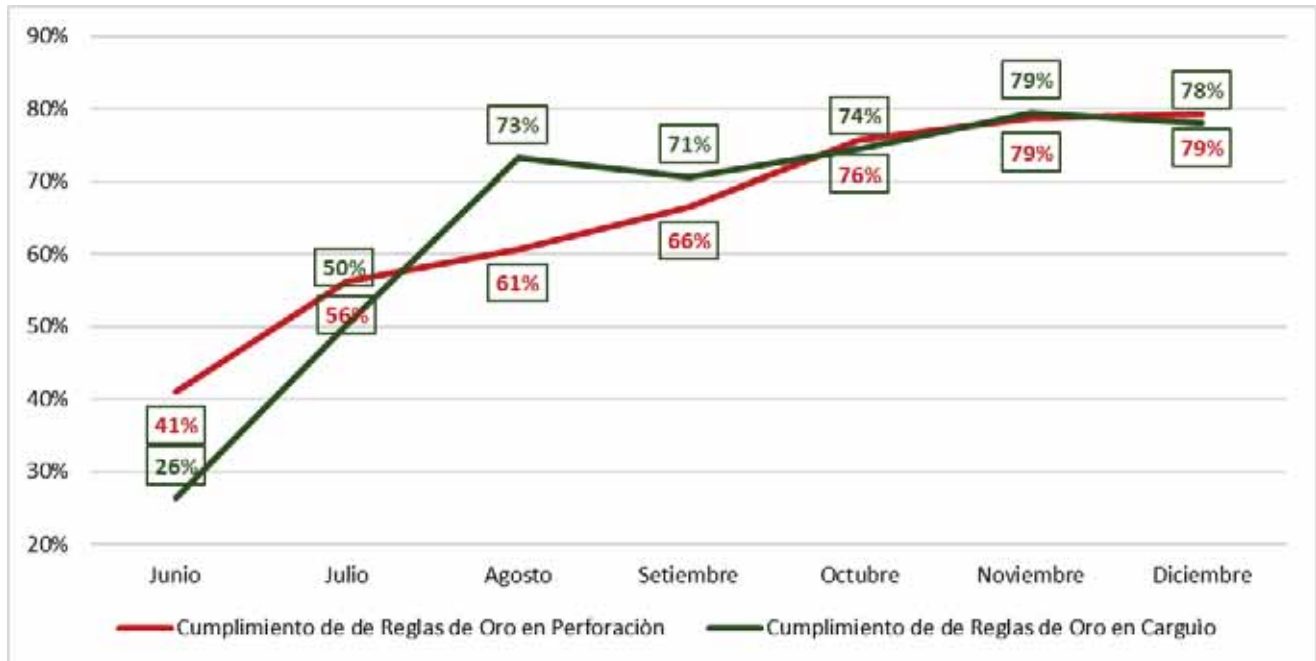
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Cuadro 30: Auditoria de cumplimiento de reglas de oro de carguío en la Rp. 1910

	Jun	Jul	Ago	Set	Oct	Nov	Dic
1. ¿Realiza el desatado de rocas antes del carguío?	40%	50%	80%	78%	100%	100%	91%
2. ¿Señaliza la labor durante el chispeo?	40%	60%	100%	100%	86%	100%	82%
3. ¿Coordina los vigías y apaga los ventiladores?	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
4. ¿Cuenta con el tiempo adecuado para el carguío?	0%	0%	67%	67%	81%	66%	82%
SEGURIDAD	45%	53%	87%	86%	92%	91%	89%
5. ¿Cuenta con punzón, cucharillas y atacadores de madera?	0%	30%	20%	33%	50%	68%	56%
6. ¿Cuenta con lampa y pico?	100%	100%	100%	100%	92%	97%	92%
7. ¿Cuenta con tubos 1/2 cañas, cintas adhesivas para voladura controlada?	0%	0%	50%	60%	71%	89%	90%
8. ¿Cuenta con tacos inertes?	0%	0%	33%	60%	90%	80%	80%
HERRAMIENTAS Y MATERIALES	25%	33%	51%	63%	76%	84%	79%
9. ¿Verifica las secuencias de retardo de acuerdo al diseño?	0%	40%	67%	67%	89%	76%	64%
10. ¿Verifica la cantidad de explosivos y accesorios de acuerdo al diseño?	10%	35%	100%	78%	79%	79%	41%
11. ¿Realiza un adecuado encebado y preparación de los cartuchos?	20%	40%	33%	56%	65%	58%	87%
12. ¿Verifica y realiza la limpieza de los taladros?	30%	100%	100%	78%	86%	92%	79%
CONTROL OPERACIONAL ANTES	15%	54%	75%	69%	80%	76%	68%
13. ¿Realizan una adecuada distribución de retardos acorde al diseño?	0%	33%	50%	89%	83%	84%	82%
14. ¿Realizan un adecuado carguío y atacado de los cartuchos?	20%	40%	70%	89%	88%	74%	76%
15. ¿Realizan un adecuado instalación del cordón y conexión de los "J Clip"?	50%	50%	100%	56%	60%	90%	76%
16. ¿Realizan un adecuado amarre y chispeo?	60%	100%	100%	78%	77%	80%	92%
CONTROL OPERACIONAL DURANTE	33%	56%	80%	78%	77%	82%	82%
17. ¿Asegura el cumplimiento de los estándares?	0%	0%	50%	50%	50%	60%	80%
18. ¿Asegura el cumplimiento de los procedimientos?	50%	100%	100%	22%	50%	71%	82%
19. ¿Efectúa el feedback respecto al cumplimiento?	0%	100%	100%	78%	41%	45%	42%
20. ¿Realiza las OT de manera detallada?	0%	20%	40%	78%	49%	79%	80%
LIDERAZGO Y COMPROMISO DE LA SUPERVISIÓN	13%	55%	73%	57%	47%	64%	71%

Fuente: Elaboración propio

Grafico 18: Auditoria de cumplimiento mensual de reglas de oro de carguío en la Rp. 1910



Fuente: Elaboración propio

5.3.2. Tiempo operativos Actuales y Mejorados

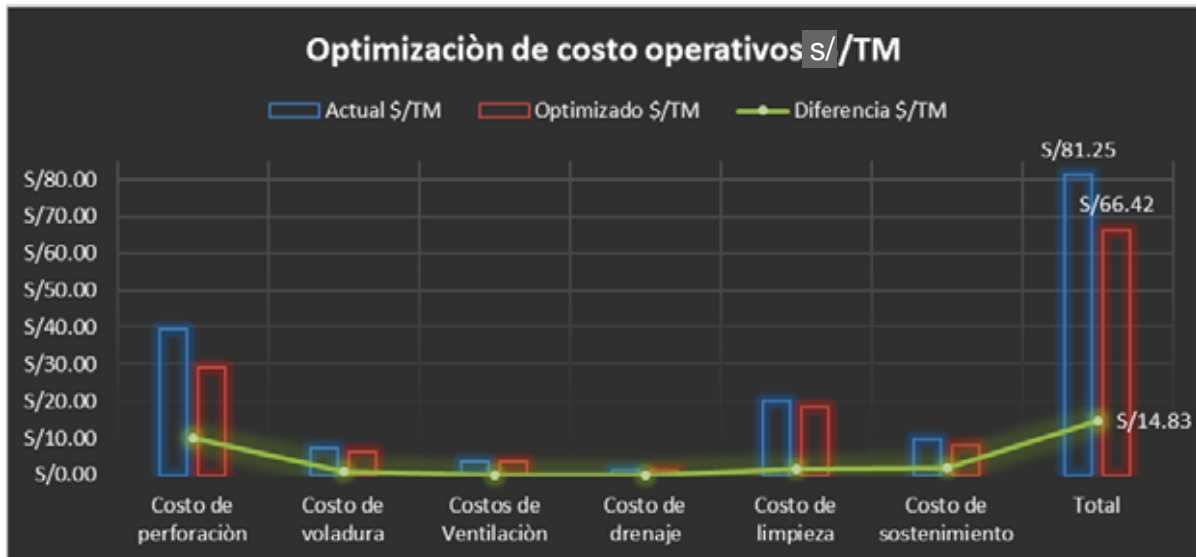
Grafico 19: Tiempo de operación en el ciclo de construcción de la rampa



Fuente: Elaboración propio

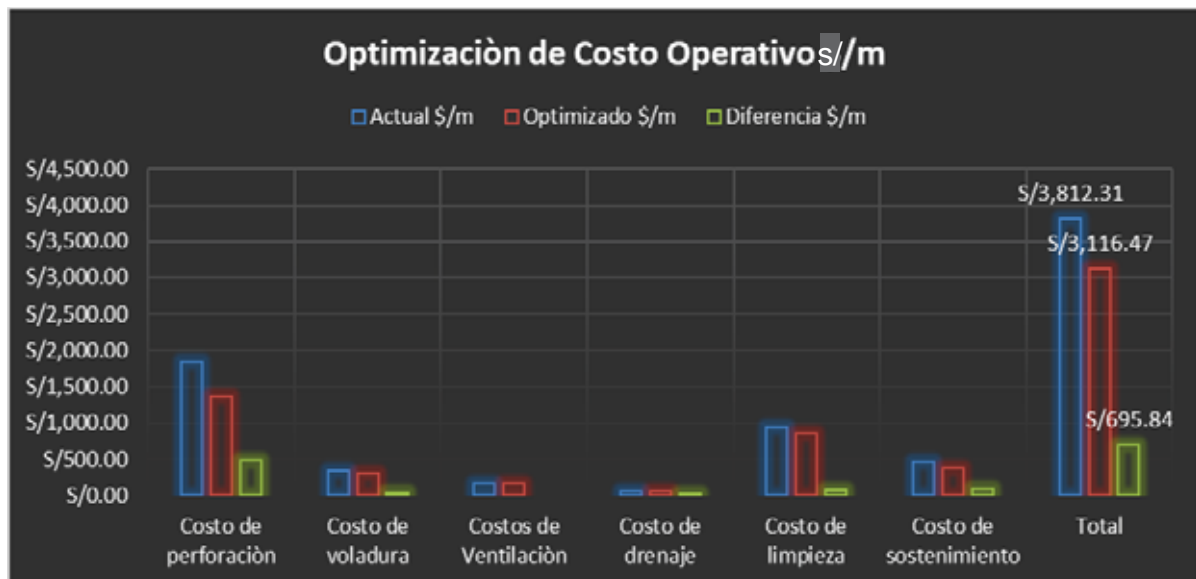
5.3.3. Costos operativos Actuales y Mejorados

Grafico 20: Costos operativos actuales vs mejorados (s//TM)



Fuente: Elaboración propio

Grafico 21: Costos operativos actuales vs mejorados (s/ / m)



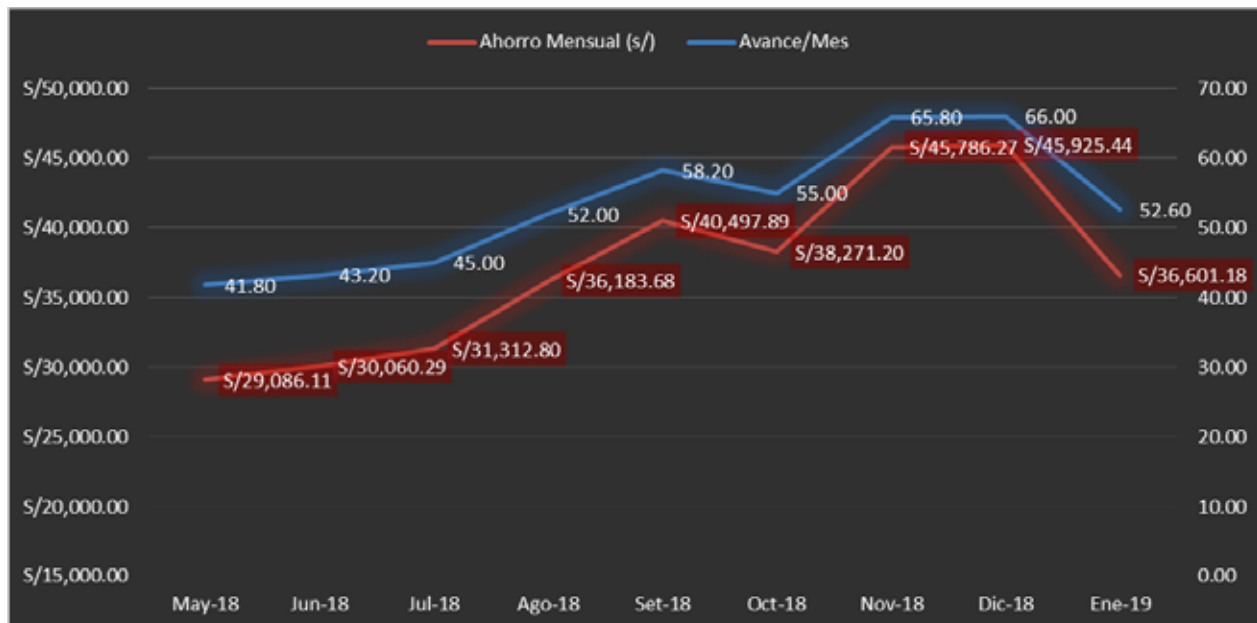
Fuente: Elaboración propio

Tabla 13: Optimización de costos operativos en la construcción de la rampa 1910

Mes	Avance/Mes	Actual	Optimizado	Ahorro Mensual (s/)
		Costo operativo (3812.31 s/ /m)	Costo operativo (3116.47 s/ /m)	
Enero a Abril	141.63	S/539,937.47		
May-18	41.80	S/159,354.56	S/130,268.45	S/29,086.11
Jun-18	43.20	S/164,691.79	S/134,631.50	S/30,060.29
Jul-18	45.00	S/171,553.95	S/140,241.15	S/31,312.80
Ago-18	52.00	S/198,240.12	S/162,056.44	S/36,183.68
Set-18	58.20	S/221,876.44	S/181,378.55	S/40,497.89
Oct-18	55.00	S/209,677.05	S/171,405.85	S/38,271.20
Nov-18	65.80	S/250,850.00	S/205,063.73	S/45,786.27
Dic-18	66.00	S/251,612.46	S/205,687.02	S/45,925.44
Ene-19	52.60	S/200,527.51	S/163,926.32	S/36,601.18
Longitud Total ejecutado	479.60			S/333,724.86
Longitud Total de Rampa	621.23			

Fuente: Elaboración propio

Grafico 22: Optimización de costos operativos en la construcción de la rampa 1910



Fuente: Elaboración propio

5.3.4. Seguridad en Sostenimiento

5.3.4.1. IPERC de sostenimiento con Jumbo

De acuerdo al desglose de procesos del área de seguridad de IESA S.A., en la base de datos de del Sistema de Gestión Integrado se encuentra la IPERC base donde se encuentra todos los peligros y riesgos asociados a la actividad de instalación de pernos con Jumbo y Small Bolter.

La ejecución de peligros y riesgos y sus medidas de control han sido desarrollados por los supervisores de operaciones con participación de los trabajadores y como soporte del área de seguridad, en el proceso de ejecución de la IPERC base se ha evidenciado 6 peligros de alto potencial que se muestra de manera detallada en la siguiente tabla.

Tabla 14: Matriz de evaluación de riesgos

SEVERIDAD	1	Catastrófico	1	2	4	7	11
	2	Pérdida mayor	3	5	8	12	16
	3	Pérdida permanente	6	9	13	17	20
	4	Pérdida temporal	10	14	18	21	23
	5	Pérdida menor	15	19	22	24	25
			A	B	C	D	F
			Ha sucedido	Puede que suceda	Raro que suceda	Imposible que suceda	Practicamente imposible que suceda
			PROBABILIDAD				

Fuente: Área de seguridad - IESA

Cuadro 31: Evaluación de peligros y riesgos en el proceso de sostenimiento con Jumbo

Nº	Actividad	Ocupación	Tarea	Rutinario/No rutinario	Peligro	Blancos (PEMA)	Riesgo	Evaluación del riesgo	Probabilidad	Nivel de riesgo
1	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba hydrabolt	R	Brazo de Jumbo en movimiento	P	Atrapamiento/contacto con maquinarias u objetos en movimiento	2	C	6
2	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba hydrabolt	R	Uso de escalera portátil	P	Caída a distinto nivel	3	C	8
3	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba hydrabolt	R	Inyectado manual de perno	P	Perdida de equilibrio	3	C	8
4	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba Hydrabolt	R	Presión de bomba hydrabolt	P	Perdida de equilibrio	3	C	8
5	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba Hydrabolt	R	Desfogue de presión de agua	P	Dirección de flujo de agua en el rostro	3	C	8
5	Instalación de perno con Jumbo	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo Ayudante Perforista	Inyectado agua al perno con bomba hydrabolt	R	Desfogue de presión de agua	P	Desacople fortuito de manguera y conexión	3	C	8

Fuente: Área de seguridad IESA

5.3.4.2. IPERC de sostenimiento Small Bolter

La identificación de peligros y riesgos y sus medidas de control para la actividad de instalación de pernos con Small Bolter han sido desarrollado con los mismos criterios que para el sostenimiento con Jumbo.

En la siguiente tabla que se presente más adelante se detalla a algunos peligros y riesgos más relevantes, en el cual se ha identificado como peligros de alto riesgos lo siguiente:

Cuadro 32: Evaluación de peligros y riesgos en el proceso de sostenimiento con Small Bolter

N ^a	Actividad	Ocupación	Tarea	Rutinario/ No rutinario	Peligro	Blancos (PEMA)	Riesgo	evaluación del riesgo	Probabilidad	Nivel de riesgo
1	Instalación de perno con Small Bolter	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo	Perforación de taladro	R	Brazo de Bolter en movimiento	P	Atrapamiento/contacto con maquinarias u objetos en movimiento	2	C	6
2	Instalación de perno con Small Bolter	Operador de Jumbo Ayudante de Equipo	Colocado de perno al taladro	R	Brazo de Bolter en movimiento	P	Contacto con materiales/ u objetos vario	3	C	8

Fuente: Área de seguridad IESA

5.3.4.3. Estadística de accidentes en sostenimiento con Jumbo vs Bolter

Tabla 15: Accidentes incapacitantes en sostenimiento con Jumbo

	Jumbo	Bolter
Según lesión	Acc. Incap.	Acc. Incap.
Fractura	2	0
Total	2	0
Según Tipo	Acc. Incap.	Acc. Incap.
Caída de Objeto	1	0
Caída de distinto nivel	1	0
Total	2	0
Según tipo de contacto	Acc. Incap.	Acc. Incap.
Golpeado contra (corriendo hacia, tropezando contra, golpeándose/ estrellándose)	1	0
Golpeado por (Impactado por objeto en movimiento)	1	0
Total	2	0
Parte del cuerpo lesionado	Acc. Incap.	Acc. Incap.
Nariz	1	0
Mano izquierda	1	0
Total	2	0
Ocupación	Acc. Incap.	Acc. Incap.
Ayudante	2	0
Total	2	0

Fuente: Área de Seguridad IESA

CONCLUSIONES

- ❶ El cumplimiento de avance actual representa un 70%, este indicador no es apropiado para culminar el proyecto de construcción de la rampa en el plazo establecido, sin embargo, al mejorar algunos parámetros en perforación y voladura se ha incrementado avance mensual en el primer mes en un 17%, teniendo un cumplimiento de 93%.
- ❷ El aumento de eficiencia de disparo en la Rp 1910 ha incrementado de manera progresiva, teniendo una eficiencia promedio de 2.7 m/disparo en el mes de mayo y en el mes de enero 2019 se llegó a un promedio 2.97 m/disparo. Para la actividad de perforación y voladura se ha implementado algunos estándares de perforación y carguío a fin de generar las buenas prácticas y de esta manera asegurar el resultado de los disparos.
- ❸ El costo operativo actual es de s/ 81.25 por TM y s/ 3812.31 por metro. Al realizar ajustes en el proceso operativos se ha disminuido los costos operativos hasta s/ 66.42 por TM y s/ 3116.47 por metro.
- ❹ En el proceso de sostenimiento con Jumbo se ha identificado 6 peligros de alto riesgo y bajo rendimiento en el sostenimiento. Para eliminar la exposición del personal a dichos peligros e incrementar el rendimiento de sostenimiento, se reemplaza Jumbo por Small Bolter con la finalidad de disminuir peligros de alto riesgo e incrementar el rendimiento de sostenimiento.
El tiempo de sostenimiento por perno con Jumbo es un promedio de 3.58 minutos y además se tiene registro de 475 pernos/semana y 1959 pernos/mes, sin embargo, al realizar sostenimiento con Small Bolter se obtiene lo siguiente: 2.28 min/perno, 601 pernos/semana y 3412 pernos/mes.

RECOMENDACIONES

- ❶ Para identificar los inconvenientes en todo el proceso operativo es necesario realizar la gestión de operaciones tanto en el campo como en el gabinete, de esta manera se puede realizar un análisis completo del ciclo operativo.
- ❷ Para la permanencia de la eficiencia de disparos se debe de cumplir con los estándares implementados en perforación y carguío, del mismo modo todo el personal supervisor ligado a operaciones debe de involucrarse en todo momento el proceso operativo para garantizar el cumplimiento de los estándares que se viene desarrollando.
- ❸ El equipo de sostenimiento Small Bolter, dinamiza el sostenimiento de las labores mecanizadas sin forzar la exposición del personal al peligro de alto riesgo, y además se puede optimizar el tiempo y costo operativo en operaciones mineras, para la lo cual es necesario seguir con esta buena práctica.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Edward Alexander Berroa Suarez (2016). **Optimización de las operaciones mineras mediante la profundización de la rampa negativa entre los niveles 2900-2650 Vankar EIRL SAC, Minera aurífera Retamas S.A.** Tesis presentada en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa.
- Carlos Vallejo Cortes (2017). Estudio Geomecánico de la veta Pablo Unidad de Operación Pallancata.
- Julio Saraeen Bautista Condori (2017). **Diseño y planeamiento de minado subterráneo para incrementar la producción diaria de la Unidad Operativa Pallancata – Proyecto Pablo – Compañía Minera Ares S.A.C.** Tesis presentada en la Universidad Nacional Altiplano Puno.
- EXSA Explosivos (2009) **Manual práctico de voladura EXSA** – Edición Especial.
- EPC Groupe (2018) **Manual de perforación y voladura en frentes de avance V 1.0.**
- Robert Taton (1981 – Madrid) **Topografía Subterránea, galerías y túneles.**
- Santana Orellana, Leonard Eliel. (2004), Tesis “**Diseño de Malla para Perforación y Voladura de Frentes Utilizando Modelo Matemático de Holmberg e índice de Volabilidad de Lylli**” para optar el título Profesional de Ingeniero de Minas.
- Armando Huamán Aparicio: y Rolando Ardiles Velasco (2017). **Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas – Osinergmin.**

ANEXOS

Anexo 1: Abaco de correlación de índice de rebotes vs ucs.....153

Anexo 2: Interpretación de valores de RQD.....154

Anexo 3: Interpretación del índice Q (Barton, 1974).....154

Anexo 4: Clasificación RMR de Bieniawski (1989).....155

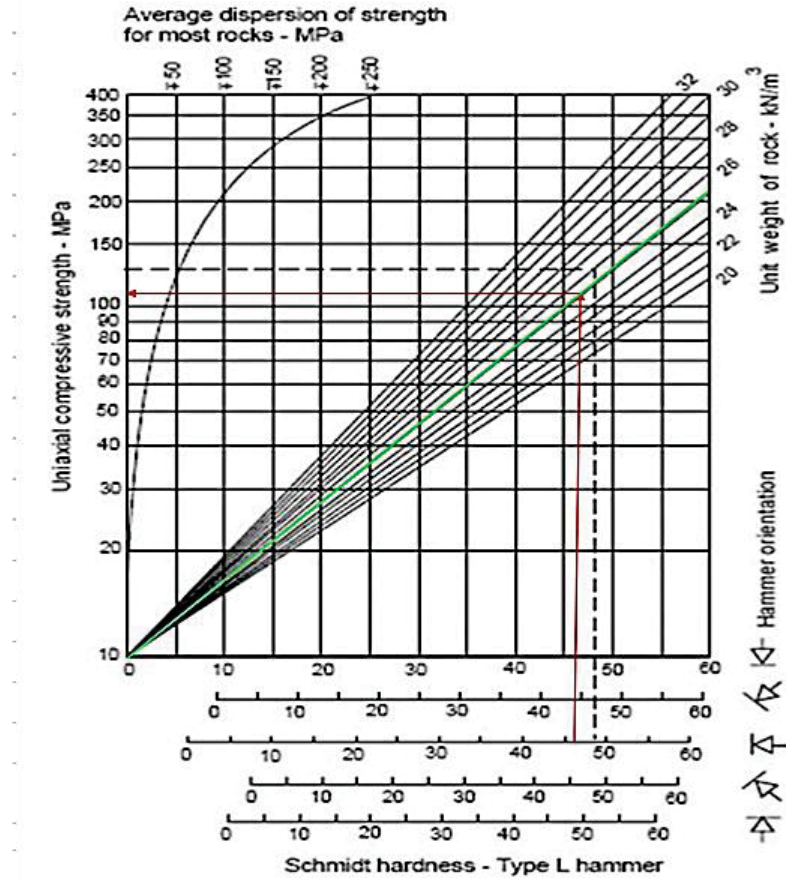
Anexo 5: Determinación de Q-Barton.....156

Anexo 6: Determinación de Q-Barton.....156

Anexo 7: base de datos histórico de la rampa 1910.....159

Anexo 8: Sistema de Ventilación U. O. Pallancata.....160

Anexo 1: Abaco de correlación de índice de rebotes vs ucs



Fuente: Clasificación de propiedades de índice de roca (Deere-Miller 1966).

Anexo 2: Interpretación de valores de RQD

RQD (%)	Calidad de la Roca
<25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 – 100	Muy buena

Fuente: Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores mineras.

Anexo 3: Interpretación del índice Q (Barton, 1974)

Tipo de roca	Valor de Q
Excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Extremadamente mala	0.01 - 0.1
Muy mala	0.1 - 1
Mala	1 - 4
Media	4 - 10
Buena	10 - 40
Muy Buena	40- 100
Extremadamente buena	100 - 400
Excepcionalmente buena	400 - 1000

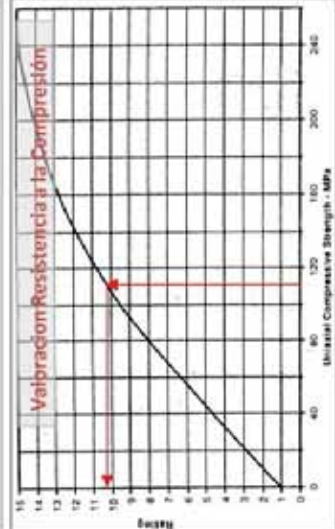
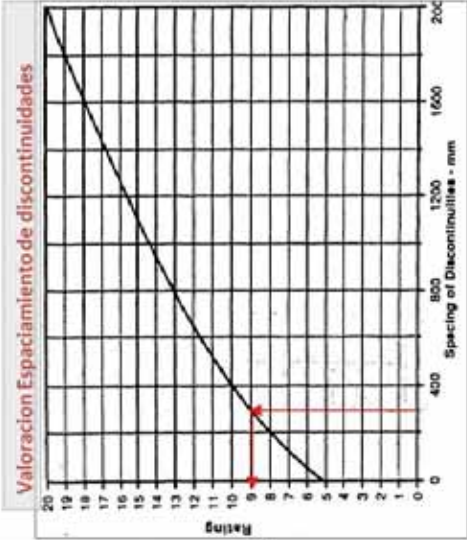
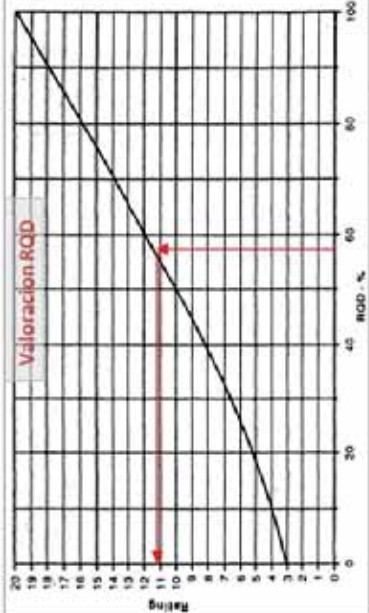
Fuente: guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.

Anexo 4: Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

VAL. PARAMETROS	1. RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)		2. RQD		3. ESPACIAMIENTO (m)		4. CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES						5. AGUA SUBTERRANEA		6. AJUSTE POR ORIENTACION		VALOR TOTAL RMR BASICO (suma de valoracion 1 a 5)	VALOR TOTAL RMR AJUSTADO (suma de valoracion 1 a 6)		
	15	12	4	2	20	17	13	8	3	5	6	1	6	1	6	15	4	0	12	66
Punto de Mapeo	1 > 250 Mpa 2 100-250 Mpa 3 50-100 Mpa 4 25-50 Mpa 5 < 25 Mpa	1- 90-100% 2- 75-90% 3- 50-75% 4- 25-50% 5- < 25%	1 > 2 m 2 0.6-2 m 3 200-600 mm 4 60-200 mm 5 < 60 mm	1 < 1m 2 1-3 m 3 3-10 m 4 10-20 m 5 > 20 m	1- Cerrada 0 2- Muy Angosta < 0.1 mm 3- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5- Muy abierta > 5.0 mm	1- Muy rugoso 2- Rugoso 3- Ligeramente rugosa 4- Lisa 5- Muy lisa	1- Ninguna 2- Relleno duro < 5mm 3- Relleno duro > 5mm 4- Relleno blando < 5mm 5- Relleno blando > 5mm	1- No meteorizada 2- Ligeramente 3- Moderadamente 4- Ataraxmente meteorizada 5- Descompuesta	1- Completamente seco 2- Humedo 3- Mojado 4- Gotoso 5- Fijo	1- Muy favorable 2- Favorable 3- Regular 4- Desfavorable 5- Muy desfavorable	66	54								

TIPO DE ROCA	RMR BIENIAWSKI	CLASIFICACION
II-A	71 - 80	BUENA "A"
II-B	61 - 70	BUENA "B"
III-A	51 - 60	REGULAR "A"
III-B	41 - 50	REGULAR "B"
IV-A	31 - 40	MALA "A"
IV-B	21 - 30	MALA "B"
V-A	0 - 20	MUY MALA

EFECTO DE LA ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELES	
Rumbo perpendicular al eje del tunnel	
Excavación hacia el buzamiento, Buz 45 - 90	Excavación hacia el buzamiento, Buz 20 - 45
Muy Favorable	Favorable
Excavación contra el buzamiento, Buz 45 - 90	Excavación contra el buzamiento, Buz 20 - 45
Regular	Desfavorable
Rumbo paralelo al eje del tunnel	
Buzamiento 45 - 90	Buzamiento 20 - 45
Muy Desfavorable	Regular
Buzamiento de 0 - 20, Independiente del rumbo	
Regular	



Fuente: Elaboración propio

Anexo 5: Determinación de Q-Barton

Estación Geotécnica: EG-04

Q - BARTON (2002)

Valor de Q: 8.3

Rock Quality Designation	RQD
Muy mala	0-25
Mala	25-50
Regular	50-75
Buena	75-90
Excelente	90-100

Cuando RQD < 10, se utiliza un valor de 10 para Q.

RQD = 56

Numero de alteración	Ja
Bien trabadas	0.75
No alteradas, patinas locales	1
Ligeramente alteradas, patinas que no se ablandan	2
Patinas limo arenosas, poca arcilla, no se ablandan	3
Patinas de minerales arcillosos que se ablandan	4
Patinas de arena, libres de arcilla	6
Relleno que no se ablanda, espesor < 5mm	8
Relleno que se ablanda, espesor < 5mm	8-12
Rellenos expansivos	6-24
Rellenos gruesos > 5mm	

Ja = 1

Numero de sets	Jn
Roca masiva	0.5
Pocos sets aleatorios	1
1 set	2
1 Set + Random	3
2 sets	4
2 Sets + Random	6
3 sets	9
3 Sets + Random	12
4 Sets	15
Roca desintegrada	20

Jn = 20

Agua	Jw
Seco (< 5L/m)	1
Moderado	0.7
Infiltración importante	0.3-0.5
Infiltración importante-con decaimiento	0.1-0.2
Infiltración importante-sin decaimiento	0.05-0.1

Jw = 1

Numero de rugosidad	Jr
Discontinua	2
Pulida	3
Suave	4
Rugosa	1.5
Rellena	1.5
<u>Ondulosa:</u>	
Pulida	1.5
Suave	2
Rugosa	3
Rellena	1
<u>Plana</u>	
Pulida	0.5
Suave	1
Rugosa	1.5
Rellena	1
No hay contacto entre paredes	1
Espaciamiento mayor a 3 m	(+1.0)

Jr = 3

Factor de reducción por esfuerzos	s1/UCS	SRF	s1/UCS DE E.G
[Esfuerzo/Roca intacta]	-0	2.5	0.0872885
Cerca de superficie (Esfuerzos bajos)	0.01 a 0.1	1	
Esfuerzos bajos	0.1 a 0.2	0.5	
Esfuerzos moderados	0.2 a 0.3	1 a 2	
Esfuerzos altos	0.3 a 0.4	5 a 10	
Estallidos de roca o flujo plástico	>0.4	10 a 20	SRF1 = 1
Grandes Estallidos de rocas/flujo plástico	>0.6	20 a 50	
Extremos Estallidos de roca/Flujo plástico			
Hinchamiento moderado		5 a 10	
Hinchamiento severo		10 a 15	
(Factor para zonas débiles/discretas)			
No hay zonas débiles/discretas		SRF	
Múltiples zonas débiles		0	
Una zona débil con arcilla (z<50m)		10	
Una zona débil con arcilla (z>50m)		5	
Zonas múltiples de cizalle (sin arcilla)		2.5	
Una zona de cizalle libre de arcilla (z<50m)		7.5	
Una zona de cizalle libre de arcilla (z>50m)		5	
Estructuras abiertas en forma de cubos		2.5	
SRF1 vs SRF2: El sistema Q el mayor valor de SRF		5	

Fuente: Elaboración propio

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Anexo 6: Estudio de tiempo de perforación en la RP 1910

Turno	/ Día	Tiempo Perf. 45mm	2.08	min
Labor	Rp 1910	Tiempo Perf. 102mm	3.84	min
Jumbo	DPJ 028	Vel Perf. 51mm	1.63	m/min
Operador	Marcelino Arias Nonalaya	Vel Perf. 102mm	0.88	m/min

Ciclo del Jumbo	Hora de inicio	Hora final	Tiempo	Comentario
Pintado de malla	15:25:00	15:32:00	00:07:00	
Perforación	15:40:00	17:43:00	02:03:00	

Taladro	Perforación (seg)	Barrido(seg)	Traslado(seg)	Tiempo(min)	Log. Taladro(m)	Velocidad(m/min)
Tal 1	90	5	5	1.67	3.28	1.97
Tal 2	80	4	20	1.73	3.28	1.89
Tal 3	108	30	20	2.63	3.28	1.25
Tal 4	90	20	30	2.33	3.28	1.41
Tal 5	105	10	10	2.08	3.28	1.57
Tal 6	110	10	50	2.83	3.28	1.16
Tal 7	105	15	7	2.12	3.28	1.55
Tal 8	130	5	10	2.42	3.28	1.36
Tal 9	127	7	35	2.82	3.28	1.16
Tal 10	100	5	10	1.92	3.28	1.71
Tal 11	110	7	30	2.45	3.28	1.34
Tal 12	87	8	25	2.00	3.28	1.64
Tal 13	125	3	10	2.30	3.28	1.43
Tal 14	90	10	15	1.92	3.28	1.71
Tal 15	90	5	70	2.75	3.28	1.19
Tal 16	95	4	12	1.85	3.28	1.77
Tal 17	86	25	15	2.10	3.28	1.56
Tal 18	104	25	5	2.23	3.28	1.47
Tal 19	100	10	8	1.97	3.28	1.67
Tal 20	95	4	10	1.82	3.28	1.81
Tal 21	97	5	9	1.85	3.28	1.77
Tal 22	75	10	30	1.92	3.28	1.71
Tal 23	96	5	10	1.85	3.28	1.77
Tal 24	80	20	30	2.17	3.28	1.51
Tal 25	120	24	15	2.65	3.28	1.24
Tal 26	100	5	7	1.87	3.28	1.76
Tal 27	95	4	10	1.82	3.28	1.81
Tal 28	80	22	5	1.78	3.28	1.84
Tal 29	100	10	10	2.00	3.28	1.64
Tal 30	78	20	4	1.70	3.28	1.93
Tal 31	103	23	2	2.13	3.28	1.54
Tal 32	84	30	12	2.10	3.28	1.56
Tal 33	115	28	8	2.52	3.28	1.30

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Tal 34	80	32	6	1.97	3.28	1.67
Tal 35	105	25	5	2.25	3.28	1.46
Tal 36	72	15	9	1.60	3.28	2.05
Tal 37	80	5	8	1.55	3.28	2.12
Tal 38	94	20	15	2.15	3.28	1.53
Tal 39	115	25	5	2.42	3.28	1.36
Tal 40	100	33	7	2.33	3.28	1.41
Tal 41	87	15	4	1.77	3.28	1.86
Tal 42	85	5	7	1.62	3.28	2.03
Tal 43	105	4	3	1.87	3.28	1.76
Tal 44	115	18	8	2.35	3.28	1.40
Tal 45	88	30	15	2.22	3.28	1.48
Tal 46	95	12	5	1.87	3.28	1.76
Tal 47	75	6	6	1.45	3.28	2.26
Tal 48	78	25	6	1.82	3.28	1.81
Tal 49	115	28	8	2.52	3.28	1.30
Tal 50	80	22	5	1.78	3.28	1.84
Tal 51	80	20	15	1.92	3.28	1.71
Tal 52	105	4	3	1.87	3.28	1.76
Rimado 1	250	12	5	4.45	3.28	0.74
Rimado 2	255	5	10	4.50	3.28	0.73
Rimado 3	188	3	4	3.25	3.28	1.01
Rimado 4	180	10	0	3.17	3.28	1.04

Fuente 113: Elaboración propio

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Anexo 7: Base de datos histórico de la rampa 1910

Mes	Fecha	Zona	Sección	Tipo de Disparo	Equipo	Labor	Long. Perf.	Avance diario	Eff. Avance
May-18	1/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
May-18	2/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
May-18	3/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	5/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	9/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	10/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
May-18	12/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	15/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
May-18	18/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
May-18	19/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.4	73%
May-18	21/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	23/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
May-18	25/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
May-18	26/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
May-18	28/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
May-18	30/05	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	4/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	2/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Jun-18	3/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	5/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Jun-18	7/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	8/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Jun-18	10/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Jun-18	13/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	15/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Jun-18	17/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	19/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	20/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	23/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Jun-18	25/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Jun-18	27/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.70	82%
Jun-18	29/06	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.60	79%
Jul-18	1/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.80	85%
Jul-18	2/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.90	88%
Jul-18	4/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.90	88%
Jul-18	6/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.80	85%
Jul-18	7/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.4	103%
Jul-18	10/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.00	61%
Jul-18	11/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.70	82%
Jul-18	13/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.90	88%

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Jul-18	14/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.60	79%
Jul-18	16/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.80	85%
Jul-18	18/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.60	79%
Jul-18	20/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
Jul-18	22/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.4	73%
Jul-18	23/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.1	64%
Jul-18	25/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.4	73%
Jul-18	27/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Jul-18	28/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Jul-18	31/07	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
Ago-18	2/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
Ago-18	3/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Ago-18	4/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Ago-18	5/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Ago-18	7/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Ago-18	10/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Ago-18	12/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Ago-18	15/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Ago-18	17/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Ago-18	19/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Ago-18	21/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Ago-18	22/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Ago-18	26/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Ago-18	27/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.1	64%
Ago-18	28/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Ago-18	29/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.2	67%
Ago-18	30/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Ago-18	31/08	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Set-18	2/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Set-18	3/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Set-18	5/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Set-18	6/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	8/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Set-18	9/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Set-18	10/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	11/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Set-18	12/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	14/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	16/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Set-18	17/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Set-18	18/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	19/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Set-18	21/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	22/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Set-18	23/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	25/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	26/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Set-18	27/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	28/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Set-18	29/09	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Oct-18	1/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	2/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	5/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
Oct-18	6/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Oct-18	7/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	8/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Oct-18	11/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	12/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	13/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	14/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	16/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	17/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	19/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	20/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	21/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	22/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	23/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Oct-18	24/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Oct-18	25/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Oct-18	26/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.0	61%
Oct-18	27/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Oct-18	28/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	29/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Oct-18	30/10	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Nov-18	2/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	3/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Nov-18	4/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	5/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	6/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Nov-18	7/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Nov-18	8/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Nov-18	10/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Nov-18	12/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	13/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.4	73%
Nov-18	14/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	15/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Nov-18	16/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Nov-18	17/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Nov-18	18/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Nov-18	19/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	21/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Nov-18	22/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Nov-18	23/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Nov-18	24/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Nov-18	25/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Nov-18	27/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Nov-18	28/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.0	91%
Nov-18	29/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Nov-18	30/11	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.5	76%
Dic-18	1/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Dic-18	2/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	3/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Dic-18	4/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Dic-18	5/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Dic-18	6/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Dic-18	7/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	8/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	9/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Dic-18	10/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Dic-18	11/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	13/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Dic-18	14/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.2	97%
Dic-18	15/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Dic-18	16/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	17/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Dic-18	18/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Dic-18	19/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	20/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.6	79%
Dic-18	21/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Dic-18	23/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Dic-18	24/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Dic-18	25/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Dic-18	26/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.2	97%
Dic-18	27/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3	91%
Dic-18	28/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Dic-18	29/12	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Ene-19	1/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.2	97%
Ene-19	2/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.8	85%
Ene-19	3/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Ene-19	5/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.7	82%
Ene-19	6/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Ene-19	7/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

Ene-19	8/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%
Ene-19	9/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.1	94%
Ene-19	10/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	3.3	100%
Ene-19	11/01	PABLO	4.5 x 4.5	Frente	Jumbo	RP(-)1910	3.3	2.9	88%

Fuente: Perforación y voladura IESA.

