

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

“REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS, MEDIANTE LA OPTIMIZACIÓN DE LOS ESTÁNDARES DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A – PATAZ, LA LIBERTAD”

PRESENTADO POR EL BACHILLER:

GHIUBERT AMILCAR LLACCOLLA PHUYO

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS.

ASESOR: ING. RUBEN LLAMOCCA VIVANCO

CUSCO – PERÚ

2019

DEDICATORIA

*A mis padres, **Damiana y Dimas**, por enseñarme y guiarme desde niño el valor del esfuerzo y la perseverancia propia; por estar siempre pendientes de mí y mis hermanos, por el sacrificio durante estos años de formación por eso mucho mas*

A ustedes... les dedico mi trabajo.

AGRADECIMIENTOS

*Quiero agradecer en primer lugar a mis padres, **Damiana y Dimas**, por su amor incondicional y por haber dedicado su vida a hacer de mis hermanos y yo, seres humanos de bien.*

*A **Washington, Lucinda, Wilson y Ninoska**, mis queridos hermanos, por los momentos alegres y tristes, buenos y difíciles, que hemos compartido desde siempre.*

*A **Mary** mi enamorada, por todo su amor, apoyo y sacrificio; por haber estado a mi lado en todo momento. Has sido mi mayor motivación.*

***Ruben Llamocca**, mi asesor de tesis. Por su amistad y por todos los conocimientos impartidos. Como profesional ha sido para mí, guía y ejemplo a seguir.*

*A **Yuri**, mi gran amigo y hermano, porque juntos siempre fuimos un gran equipo y ahora a pesar del tiempo seguimos siéndolo.*

RESUMEN

Mi tesis: "Reducción de Costos Operativos, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura" el objetivo es exponer la factibilidad de la reducción de los costos operativos, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, para de esta manera asegurar el éxito del ciclo de minado. Lo que se logra con un sistema de control y medición en cada una de las operaciones, que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en la aplicación de estándares óptimos de trabajo. La implementación y aplicación en campo, de estos estándares garantizan una operación más rentable, permitiendo un orden y estandarización de las operaciones que intensifica por la seguridad. Este trabajo expone la situación de la Contrata Minera Cristóbal E.R.L.T. (Unidad Minera Horizonte) donde no existe un adecuado sistema de productividad, control y optimización para la reducción de costos operativos mina. Las operaciones de minado están en función a estándares como objetivos de trabajo, obteniéndose una visión preliminar de la situación mediante la supervisión y control de las operaciones, la revisión de los presupuestos dados por la Cía. En las operaciones y proyectos. La segunda parte es la aplicación de estándares operacionales en función a estudios y pruebas ingenieriles ya realizados, relacionados al método de explotación, la perforación y voladura, el análisis de costos, la geomecánica y a la seguridad, considerando como procesos que integran un solo sistema siendo las operaciones de perforación y voladura el pilar del sistema. Finalmente se exponen los beneficios obtenidos con la optimización de estándares operacionales, con el control continuo de los estándares, Los beneficios se reflejan en la reducción de los costos operativos y en general, los costos de las diversas áreas que integran una mina. Se acota como una de las recomendaciones de suma importancia que representa la capacitación continua al personal en las técnicas de perforación y voladura, sobre el rol que juegan estas operaciones unitarias como pilar de todo el sistema.

ABSTRACT

My thesis: "Reduction of Operating Costs, through the optimization of the standards of the unit operations of Drilling and Blasting" the objective is to expose the feasibility of the reduction of the operative costs, applying for it optimum working standards in the main unit operations of mining that are drilling and blasting, in order to ensure the success of the mining cycle. What is achieved with a control and measurement system in each of the operations, which are synthesized in the supervision and continuous training in the application of optimal work standards. The implementation and application in the field of these standards guarantee a more profitable operation, allowing an order and standardization of operations that intensifies for safety. This paper exposes the situation of the Mining Contract Cristóbal E.R.L.T. (Horizon Mining Unit) where there is no adequate productivity, control and optimization system for the reduction of mine operating costs. Mining operations are based on standards as work objectives, obtaining a preliminary view of the situation through the supervision and control of operations, the review of the budgets given by the CIA. In operations and projects. The second part is the application of operational standards based on engineering studies and tests already carried out, related to the method of exploitation, drilling and blasting, cost analysis, geomechanics and safety, considering as processes that integrate a single system being drilling and blasting operations the pillar of the system. Finally, the benefits obtained with the optimization of operational standards are exposed, with the continuous control of the standards. The benefits are reflected in the reduction of operating costs and in general, the costs of the various areas that make up a mine. It is defined as one of the most important recommendations that represents the continuous training of personnel in drilling and blasting techniques, on the role played by these unit operations as a pillar of the entire system.

CONTENIDO GENERAL

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
CONTENIDO GENERAL.....	vi
INDICE DE CUADROS.....	x
INDICE DE FIGURAS.....	xii
ANEXOS.....	xiii
INTRODUCCION	1
CAPITULO I.....	3
1. DISEÑO DE LA INVESTIGACION	3
1.1. DESCRIPCION DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	6
1.2.1 Problema General.....	6
1.2.3. Problemas Específicos.....	6
1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.3.1. Objetivo General	6
1.3.2. Objetivos Específicos.....	7
1.4. HIPOTESIS	7
1.4.1. Hipótesis General	7
1.4.2. Hipótesis Específicas.....	7
1.5. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	8
1.5.1. Justificación De La Investigación	8
1.5.2 Delimitación De La Investigación.....	8
1.6. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN.....	8
1.6.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	8
1.6.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN	9
1.6.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN	9
1.6.4. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.....	9

1.7. VARIABLES E INDICADORES	10
1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA	10
1.8.1. POBLACION	10
1.8.2. MUESTRA.....	11
1.8.3. MUESTREO	11
1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS.....	11
1.9.1. TECNICAS	11
1.9.2. INSTRUMENTOS.....	12
1.9.3. PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	12
1.10. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	12
1.10.1. ANÁLISIS DE DATOS	12
1.11. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LA PRUEBA DE HIPÓTESIS	13
CAPITULO II	14
2. MARCO TEORICO.....	14
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	14
2.1.1. Antecedentes a nivel local y nacional	14
2.1.2. REFERENCIA NORMATIVA NACIONAL.....	15
2.2. BASES TEÓRICAS	16
2.2.1. Base económico.....	16
2.2.2. Base tecnológico	16
2.2.3. Estandarización de Procesos.	16
2.3. MARCO CONCEPTUAL	30
2.4. PRINCIPALES PROBLEMAS DETECTADOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA	32
CAPITULO III.....	36
3. DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION.....	36
3.2. Localización geográfica y política.....	36
3.2.3. Ubicación política	36
3.2.4. Clima.....	37
3.2.5. Accesibilidad.....	37
3.2.6. RESEÑA HISTORICA	37

3.3. GEOLOGÍA REGIONAL	41
3.3.3. Geomorfología	41
3.3.4. Litología	41
3.3.5. Estratigrafía	41
3.3.6. Rocas intrusivas del batolito de pataz	44
3.4. GEOLOGÍA LOCAL	44
3.4.3. Complejo del marañón	45
3.4.4. Formación contaya - san José.....	46
3.4.5. Formación tres lagunas.....	46
3.4.6. Grupo ambo.....	46
3.4.7. Volcánicos lavasen.....	47
3.4.8. Grupo mitu	47
3.4.9. Grupo pucara.....	47
3.4.10. Formación goyllar	48
3.4.11. Formación chulec – pariatambo	48
3.4.12. Formación pulluicana.....	48
3.4.13. Formación chota.....	49
3.4.14. Depósitos cuaternarios	49
3.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	49
3.5.3. Fracturamiento	49
3.5.4. Fallamiento.....	49
3.5.5. Plegamiento.....	50
3.6. ROCAS INTRUSIVAS	50
3.6.3. Batolito de pataz.....	50
3.7. GEOLOGIA ECONOMICA	51
3.7.3. Yacimiento	51
3.7.4. Mineralogía	52
3.7.5. Vetas.....	53
3.7.6. Control de Mineralización.....	54
3.7.7. Clasificación de Mineral	55
3.8. ZONIFICACIÓN DE LA MINA	56

3.9.	RESERVAS.....	57
3.10.	DATOS GENERALES DE LA EMPRESA CONTRATISTA MINERA.	57
3.11.	METODO DE EXPLOTACION	58
3.11.3.	Factores De Selección	58
3.11.4.	Ciclo De Minado.	60
CAPITULO IV.....		65
4.	EVALUACION DE LOS PROCESOS OPERATIVOS.....	65
4.2.	PERFORACIÓN ACTUAL EN LABORES DE PREPARACIÓN Y DESARROLLO 65	
4.3.	RENDIMIENTOS	66
4.3.3.	Perforación	66
4.3.4.	Voladura.....	69
4.4.	EVALUACIÓN DEL CICLO DE MINADO POR RENDIMIENTOS Y COSTOS 72	
4.4.3.	Labores de desarrollo	72
4.4.4.	Labores de producción	72
4.5.	COSTOS.....	72
4.5.3.	Labores de desarrollo	73
4.5.4.	Labores de Producción	75
4.6.	RESUMEN DE LA EVALUACION DE LOS PROCESOS OPERATIVOS	80
4.7.	OBSERVACIONES OPERATIVAS DE LA EVALUACIÓN	85
4.7.3.	Observaciones	85
CAPITULO V		86
5.	OPTIMIZACION DE ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y REDUCCIÓN DE LOS COSTOS MEDIANTE LA OPTIMIZACIÓN INICIAL.	86
5.1.	SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO	86
5.2.	CICLO DE MINADO OPTIMIZADO Y REDUCCIÓN DE SUS COSTOS.	87
5.2.3.	Labores de desarrollo	87
5.2.4.	Labores de Producción	90
5.3.	COMPARACIÓN DE LOS COSTOS UNITARIOS OPTIMIZADOS CON LOS NO OPTIMIZADOS.....	93
5.4.	AHORROS CON LA OPTIMIZACION	93

5.4.3. CONSUMO DE EXPLOSIVOS	93
5.4.4. PERFORACION, VOLADURA.....	94
CONCLUSIONES	96
RECOMENDACIONES	97
ANEXOS.....	98
BIBLIOGRAFIA.....	105

INDICE DE CUADROS

Tabla 1 Variables e Indicadores	10
Tabla 2 Factor de carga, Factor de potencia y Factor lineal.....	18
Tabla 3 Cantidad de taladros de producción, Pre corte.....	20
Tabla 4 Factor de carga, Factor de potencia.....	21
Tabla 5 Cantidad de taladros de producción, Pre corte.....	23
Tabla 6 Reservas	57
Tabla 7 Rendimiento en Perforación programado y real en desarrollo.....	67
Tabla 8 Rendimiento en perforación programado y real en breasting.	69
Tabla 9 Rendimiento de Voladura programado y real	70
Tabla 10 Rendimiento de voladura Presupuestado y Real	71
Tabla 11 Ciclo de las operaciones unitarias Presupuestado y Real.....	72
Tabla 12 Ciclo de minado en labores de Producción	72
Tabla 14 Costos de perforación.....	74
Tabla 15 Costos unitarios voladura.....	75
Tabla 16 Costos unitarios perforación Breasting	76
Tabla 17 Costos de voladura en Breasting.	77
Tabla 18 Cuadro comparativo diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto	

y reales.....	77
Tabla 19 Cuadro comparativo diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto y reales.....	77
Tabla 20 Cuadro comparativo expresado en \$/TM.....	79
Tabla 21 Costos unitarios de mina en labores de desarrollo	80
Tabla 22 Costos unitarios de mina en labores de producción	80
Tabla 23 Resumen de perforación.....	81
Tabla 24 Rendimientos propuestos	82
Tabla 25 Resumen de perforación.....	82
Tabla 26 Diagnostico de voladura.....	83
Tabla 27 Rendimientos programados.....	83
Tabla 28 Diagnostico de voladura.....	84
Tabla 29 Rendimientos programados.....	84
Tabla 30 Ciclo optimizado para labores de desarrollo.....	88
Tabla 31 Comparativo (Presupuestado- Real- Propuesto optimizado) en labores de desarrollo.....	89
Tabla 32 Comparativo del Costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas optimizadas.	89
Tabla 33 Ciclo de minado optimizado propuesto para labores de producción.	90
Tabla 34 Comparativo operaciones unitarias (Presupuestado- Real- Propuesto) en labores de producción.....	91
Tabla 35 Comparativo operaciones unitarias (Presupuestado- Real- Propuesto) en labores de producción.....	92

Tabla 36 Comparación de los costos unitarios reales antes de la optimización con los costos unitarios optimizados	93
Tabla 37 Ahorro en el consumo de explosivos en labores de desarrollo y de Producción.	94
Tabla 38 Resultados de la optimización \$/año.....	95

INDICE DE FIGURAS

Ilustración 1 Desviación en el paralelismo.....	4
Ilustración 2 Espaciamientos irregular	4
Ilustración 3 Irregular longitud de los taladros.....	4
Ilustración 4 Intercepción de taladros.....	5
Ilustración 5 Elementos de una malla de perforación en frente	18
Ilustración 6 Malla de perforación en frente.....	19
Ilustración 7 Carguío de taladros de contorno.....	20
Ilustración 8 Elementos de una malla de perforación en breasting	21
Ilustración 9 Malla de perforación en breasting	22
Ilustración 10 Carguío de taladros de contorno.....	22
Ilustración 11 Avance por disparo VS diámetro taladro de alivio	25
Ilustración 12 Estándar de sostenimiento.	27
Ilustración 13 Estándar de sostenimiento con perno Swellex y Shotcrete.	29
Ilustración 14 Diagrama causa-efecto P&V deficiente	34
Ilustración 15 Diagrama Implicancias en el ciclo de minado.....	35
Ilustración 16 Mapa de ubicación.....	40

Ilustración 17 Columna estratigráfica.....	43
Ilustración 18 Mapa geológico	45
Ilustración 19 Método de explotación Corte y relleno ascendente.....	60
Ilustración 23 Cumplimiento en avances.....	78
Ilustración 24 Cumplimiento en Rotura	78

ANEXOS

ANEXO 1 Precios Unitarios Pre corte galería /cruceo	99
ANEXO 2 Precios Unitarios Tajo Mecanizado	100
ANEXO 3 Estándar Malla De Perforación	101
ANEXO 4 Estándar Malla De Perforación Tajo	102

INTRODUCCION

La tesis “Reducción de costos operativos, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura Consorcio Minero Horizonte S.A.-Pataz, La Libertad” se realizó con la finalidad de exponer el desarrollo de la reducción de los costos operativos de empresa minera en este caso la Contrata Minera Cristóbal E.I.R.L. aplicando los estándares propuestos por Cía. en las principales operaciones unitarias de minado como son la perforación y voladura, garantizando de esta manera el éxito del ciclo de minado. Esto se logra con un sistema de control y medición en cada una de las operaciones, que se sintetizan en la supervisión continua en lo concerniente a la aplicación de estándares trabajo en la operación.

El estudio se encuentra compuesto por 5 capítulos, los mismos que se describen a continuación: El Capítulo I se refiere al diseño de la investigación. En este apartado se formula detalladamente el planteamiento del problema, los objetivos, las hipótesis y la metodología en base a la cual se desarrolló el estudio.

En El Capítulo II el Marco Teórico se pasa a hacer una revisión de los antecedentes de la investigación, Referencia normativa, Bases teóricas, El Marco conceptual.

En el Capítulo III La descripción de la unidad de estudio, aspectos generales de la mina como: ubicación, clima y recursos, modelo geológico, caracterización geotécnica, método de explotación, equipos mineros utilizados, que en general se presentan como una consecución de datos importantes que pretenden bosquejar el escenario sobre el cual se va a realizar la investigación.

El Capítulo IV que se aprecia información del diagnóstico de los procesos operativos técnico-económico-operacional referente a los procesos operativos. Aquí se describen los rendimientos y características de cada uno de las operaciones unitarias como: Perforación, Voladura; Limpieza-Acarreo; Sostenimiento, sus principales causas de bajos rendimientos y los factores que influyen. Se hace también una mención de los principales indicadores asociados a los rendimientos y/o

resultados. Y hacia el final del capítulo se presenta en pequeño resumen respecto al diagnóstico de los procesos operativos que consiste básicamente en una extensión del planteamiento del problema, para luego presentar el proyecto en sí. Con tal fin en primer lugar se realiza una evaluación del ciclo de minado por costos y rendimientos tanto para las labores de desarrollo y producción y al final del capítulo dar las observaciones de la evaluación.

El Capítulo V se enfoca en las mejoras en las condiciones operacionales que se han implementado dentro de la mina. El capítulo empieza con una revisión de los parámetros de diseño de la optimización inicial de los estándares mina, para luego describir las principales deficiencias que generan las incidencias operacionales. Finalmente se presenta una comparación de costos unitarios optimizados con los no optimizados, para el cálculo del ahorro con la. En la última parte del capítulo se presenta un breve análisis de costos que pretende medir los resultados del beneficio económico.

CAPITULO I

1. DISEÑO DE LA INVESTIGACION

1.1.DESCRIPCION DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Esta primera etapa in situ permitió detectar deficiencias en las operaciones de perforación y voladura, siendo los errores en perforación significativos, especialmente cuando afectan el arranque del disparo.

En perforación se observan una serie de deficiencias debido a las desviaciones en el paralelismo (por ausencia de guías durante la perforación como una medida de control) Desviación en el paralelismo

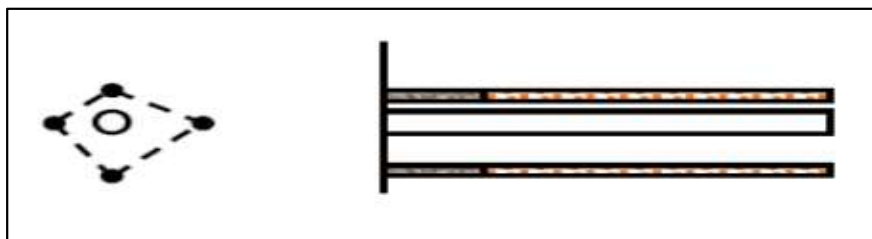
Ilustración 1 *Desviación en el paralelismo*



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

Teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, lo que afectará al fracturamiento y al avance esperado; los espaciamientos irregulares entre taladros propician que el disparo falle,

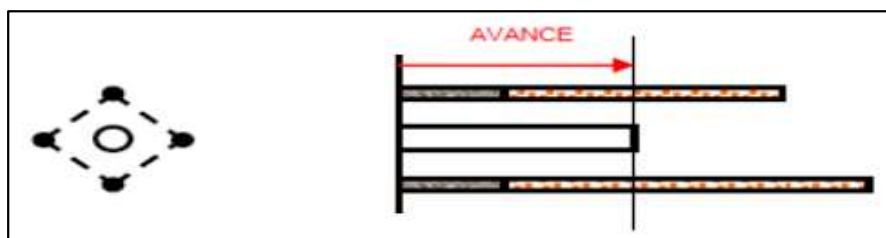
Ilustración 2 *Espaciamientos irregular*



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

La irregular longitud de los taladros influye en el avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción,

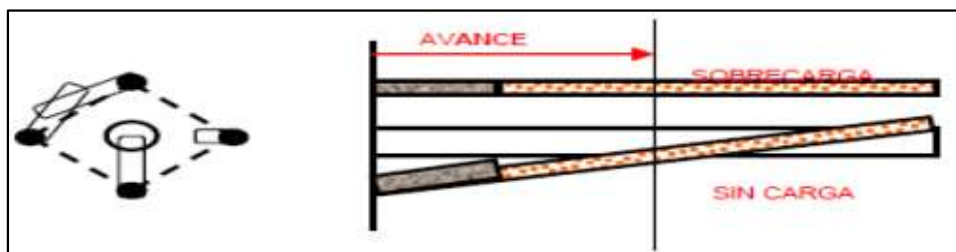
Ilustración 3 *Irregular longitud de los taladros*



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

La intercepción de taladros afectará a la distribución de la carga explosiva en la roca a romper propiciado que el disparo falle.

Ilustración 4 *Intercepción de taladros*



Fuente: Manual práctico de voladura Exsa, 2001

Insuficiente diámetro (cara libre) o número de taladros de alivio (diámetro equivalente) también hacen que falle el disparo.

En la voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa una serie de deficiencias, exceso en el consumo de explosivos, mala distribución de los mismos, este problema operativo de Mina se origina porque la supervisión genera los vales de pedido de explosivos sin criterio técnico, sin considerar la recomendación geomecánica, ni la malla de voladura acorde al estándar. Este exceso en el consumo de explosivos se evidencia en el indicador conocido como factor de potencia y/o factor de carga.

Otras deficiencias en voladura están referidas al carguío de la columna explosiva debería ser el 75% de la longitud del taladro, la secuencia de los tiempos de retardo en la malla de voladura se debe iniciar siempre desde la cara libre y en orden progresivo hasta el último grupo de taladros de la malla de perforación.

La mala calidad de roca que presenta consorcio minero horizonte, no permite que se realice un buen sostenimiento con el método convencional.

El desarrollo de esta tesis pretende en principio determinar la situación actual de las operaciones unitarias de minado y su respectiva repercusión en los costos operativos de la Contrata, proseguido esto por la aplicación de los estándares operacionales en perforación y voladura que permitieron establecer mejoras en el ciclo de minado, la implementación de los estándares, mediante el control

operativo en mina y por ende la reducción de costos operativos de la empresa.

1.2.FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema General

¿Cuáles son los Controles que permiten la optimización de los estándares de perforación y voladura, en el incremento del rendimiento en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado, para lograr de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad neta?

1.2.3. Problemas Específicos

- a) ¿Cómo controlar el cumplimiento de estándares operacionales en el ciclo de minado para la reducción de costos unitarios?
- b) ¿Cómo influyen los parámetros técnicos operacionales en la producción y productividad de equipos?
- c) ¿Cuáles son los factores de éxito para la optimización de los estándares en las operaciones unitarias de minado que conllevaron a la reducción de los costos unitarios de mina y de todo el ciclo de minado?

1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo General

El objetivo es obtener la reducción de los costos operativos de mina, aplicando un control y seguimiento operativo de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Control que permite la optimización de los estándares de perforación y voladura, y el incremento del rendimiento en cada una de las operaciones unitarias del ciclo de minado. Lográndose de esta manera que la empresa minera obtenga una mayor utilidad NETA.

1.3.2. Objetivos Específicos

- a) Optimización e Incremento del rendimiento en las operaciones unitarias del ciclo de minado.
- b) Determinar la influencia de los parámetros técnicos operacionales (control) aplicados en la reducción de costos en la producción y la productividad de los equipos.
- c) Implementación de los factores de éxito para la optimización de los estándares en las operaciones unitarias que conllevaron a la reducción de los costos unitarios de mina y de todo el ciclo de minado

1.4. HIPOTESIS

1.4.1. Hipótesis General

Mediante un control y supervisión de las operaciones unitarias de perforación y voladura se optimizará el rendimiento en las operaciones unitarias del ciclo de minado para así reducir los costos unitarios de las operaciones unitarias de minado.

1.4.2. Hipótesis Específicas

- a) Con la optimización de estándares nos permitirá reducir los costos operacionales y la obtención de una utilidad mayor.
- b) Los parámetros técnicos operacionales (control) aplicados en la reducción de costos en las operaciones unitarias influyen significativamente en la producción y la productividad de los equipos.
- c) Con la implementación de factores de éxito se optimizará los estándares en las operaciones unitarias de minado reduciendo los costos unitarios de todo el ciclo de minado.

1.5. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Justificación De La Investigación

Se dice que la voladura está mal realizada cuando:

- ❖ El factor de voladura (potencia/carguío) no es lo óptimo para la empresa.
- ❖ El tonelaje de material roto por disparo es inferior a lo programado.
- ❖ El avance por disparo es inferior a lo programado, como consecuencia no se llega al cumplimiento de los avances programados.
- ❖ Se tiene que realizar voladuras secundarias producto de tiros fallados, que a su vez generan una condición sub estándar.

Trayendo todo esto como consecuencia el incremento de los costos unitarios de perforación y voladura en el ciclo de minado. Lo que constituye un problema en la mina en estudio.

1.5.2 Delimitación De La Investigación

El estudio se realiza solo para labores mineras subterráneas (desarrollo y producción) en la unidad minera Parcoy de la Cía. Consorcio Minero Horizonte, específicamente en Contrata Minera Cristóbal E.I.R.L.

1.6. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.6.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

En la investigación, se aplicó técnicas y procedimientos, en vista de que ha pretendido obtener un resultado de una investigación, evidenciado en la disminución de costo operativo; por ello se utilizó el método científico como método general porque según Cataldo, (1992:26), *“el estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”*. La tesis toma en cuenta el otro enfoque de

Kerlinger, F., y otros (2002:124): “el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica”.

1.6.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN

Es una investigación de tipo analítico y aplicativo, pues se determina el análisis de los estándares en perforación y voladura en el servicio que brinda la Empresa Especializada CRISTOBAL E.I.R.L. en la minera CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A. Se determinó la optimización de los estándares en perforación y voladura para reajustarlos, el cual implicará una descripción del cómo se logrará reducir los costos operativos.

El tipo de investigación que caracteriza al presente proyecto es el DESCRIPTIVO, APLICATIVO, EXPERIMENTAL pues se hará una evaluación de la situación actual de la operación minera. Cuadros de análisis comparativos de los estándares de minado de cada uno de los procesos productivos y sus respectivos costos unitarios.

1.6.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación es descriptivo, el cual se adecua a lo señalado por Instituto Sierra Bravo (2002) donde las investigaciones descriptivas buscan enumerar los procedimientos en cuanto a los estándares. Enseguida se describe el nuevo costo operativo, el cual esperamos que se reduzca. Según Oseda, Dulio (2008:117) la investigación busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar.

1.6.4. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Según (Kerlinger, F. y otros, 2002:345), el diseño descriptivo simple es la observación de la muestra o de la población. Se tiene una población (P), en este caso la mina en explotación, que tiene que ser observada (O) bajo diversas características.



El diseño general viene a ser pre experimental.

GE: 01 X 02

Dónde: GE: Grupo Experimental: Frente Piloto Zona Milagros Centro.

01: Observación Pre Test

02: Observación Post Test

X: Manipulación de la Variable Independiente (optimización)

M: Muestra representado por la empresa especializada.

1.7. VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1 *Variables e Indicadores*

VARIABLES	INDICADORES
<p>Independiente:</p> <p>-Optimización e Incremento del Rendimiento de las operaciones unitarias del ciclo de minado.</p>	<p>-En P&V US\$/m, US\$/m3. -En Limpieza - acarreo, US\$/m3. -En sostenimiento, US\$/perno, US\$/m2</p>
<p>Dependiente:</p> <p>-Estándar de malla de perforación. -Estándar de carga explosiva</p>	<p>-En Perforación y Voladura, mp/h, taladros/h, ml/disparo, kg/tm, m3/disparo, t/disparo.</p>

Fuente: Creación propia

1.8. POBLACIÓN Y MUESTRA

1.8.1. POBLACION

Según *Oseña, Dulio* (2008:120): “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”. En esta investigación, la población está conformada por las diferentes empresas especializadas que brindan servicio en la empresa minera CIA CONSORCIO MINERO HORIZONTE en trabajos de

desarrollo y producción.

1.8.2. MUESTRA

La empresa especializada CRISTOBAL E.I.R.L., quien está encargado de labores de desarrollo y producción. La labor analizada ha sido un frente de avance y producción. La muestra de los datos es la información proporcionada por el área de costos y productividad de la Contrata Minera Cristóbal E.I.R.L.

1.8.3. MUESTREO

El procedimiento de muestreo ha sido no probabilístico, es decir intencionado; debido a la facilidad y amplitud de la información que puede disponer la tesista.

1.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS

1.9.1. TÉCNICAS

La técnica usada en la presente investigación fue la observación de informes y reportes de las dos labores seleccionadas. Se aplicó una lista de comparación con los precios unitarios. Las técnicas usadas en la presente investigación serán: (Precios unitarios, Datos de campo, observaciones, Tesis bibliográficas, monografías de las minas)

Las principales técnicas que utilizaremos en la investigación son:

- ❖ Trabajos de Campo y Gabinete
- ❖ Observación Directa y Controlada
- ❖ Recolección de Datos referenciales y exploratorios
- ❖ Recolección de Imágenes y Planos
- ❖ Características geológicas y topográficas
- ❖ Parámetros operacionales mineros

1.9.2. INSTRUMENTOS

Los instrumentos usados en la investigación fueron los informes y reportes, los datos bibliográficos y cuadros de resumen y estadísticos.

Procesamiento Numérico: Análisis estadístico, evaluación numérica, tabular y descriptiva.

- ❖ Procesamiento Computarizado: Introducción de datos, series de instrucciones, secuencia de operaciones, simulación.

1.9.3. PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Los procedimientos de recolección de datos estuvieron en función al cronograma del proyecto de tesis.

El medio fue la observación y la revisión de los reportes. Para recopilar los datos tendremos en cuenta registros en papel, hoja electrónica en Excel y el empleo del procesador de textos. La recolección de datos estarán en función al ciclo de minado, se tomarán datos de tiempo de desatado de rocas suelta, enseguida control de tiempo de limpieza de carga, tiempo de sostenimiento, control de tiempo de perforación, análisis de la voladura.

1.10. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Se utilizará los programas diferentes empleados en minería para realizar los siguientes cálculos:

- ❖ Hojas de Cálculo.
- ❖ Bases de Datos.
- ❖ Graficadores: Autocad, Autocad Land.

Se codificó los datos y se clasificaron en forma manual y en forma electrónica. Para el segundo caso, el programa utilizado fue Excel.

1.10.1. ANÁLISIS DE DATOS

La información recolectada del área de productividad y costos se evaluará y analizará para dar

un alto grado de confiabilidad, y luego se procesarán los datos con herramientas estadísticas de análisis comparativo, para lo cual utilizaremos herramientas de informáticas como; Microsoft Excel y MS Project, AutoCAD Civil 3D.

1.11. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LA PRUEBA DE HIPÓTESIS

Se utilizó la estadística no paramétrica, representado por cuadros y gráficos de los valores altos, medio y bajos; los cuales permitieron identificar los valores óptimos.

CAPITULO II

2. MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes a nivel local y nacional

Jáuregui, Oscar (2009); manifiesta que:

“ La perforación y Voladura en frentes y tajos ,presenta problemas en lo que respecta al avance obtenido (tanto en metros de avance obtenidos producto del disparo o en las toneladas rotas obtenidas producto también del disparo), debiéndose esto a la falta de control en el diseño de malla de perforación (delineando o marcado de los puntos donde se debe perforar cada taladro, en base al espaciamiento y burden establecido), control del modo de perforación (paralelismo entre taladros y con la estructura mineralizada, perforación completa penetrando todo el barreno de perforación), control de la distribución

de la carga explosiva en la mina y adecuada secuencia de salida explosiva en la voladura” (pág. ...)

Pacahuala, Mayra (2015);

“La actualización de los estándares, de 6 pies a 8 pies, en la operación unitaria de perforación y voladura influyó positivamente para la disminución de 348 a 311 US\$/ML en frente de avance. Con los nuevos estándares actualizados se logró disminuir en un 10%, respecto a los costos unitarios de perforación y voladura, monto significativo que permitirá a la empresa ahorrar para gastos de capital” (pág.)

2.1.2. REFERENCIA NORMATIVA NACIONAL

2.1.2.1.Ley Nro. 29783

Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo, se dispuso promover una cultura de prevención de riesgos laborales en el país, mediante el deber de prevención de los empleadores, el rol de fiscalización y control del Estado y la participación de los trabajadores y sus organizaciones sindicales, quienes a través del diálogo social velan por la promoción, difusión y cumplimiento de la normativa sobre la materia.

2.1.2.2.DS.023-2016-EM

Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería, DS.023-2017-EM.

Cap. I Gestión De Las Operaciones Mineras

Estándares De Las Operaciones Mineras Subterráneas

- ❖ Ingeniería del Macizo Rocosó
- ❖ Desate y sostenimiento
- ❖ Perforación y voladura

❖ voladura no eléctrica

Cap. VI Explosivos

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Base económico

La teoría económica sobre rentabilidad de las empresas mineras radica en el manejo racional y eficiente de los recursos, representado por la minimización de costos. La economía de libre mercado nos orienta que para entrar y mantenernos en el mercado competitivo es trascendental el manejo adecuado de costos. En la minería los empresarios y empresas especializadas solamente tienen bajo su control los costos y gastos; más no del precio.

2.2.2. Base tecnológico

Los criterios técnicos sobre la perforación y voladura empezando del diseño de malla y secuencia en la voladura es un tema importante que relaciona este trabajo de investigación. Estamos apuntando a que cada vez más se automatice el sistema de perforación, tanto en las técnicas de voladura, con sistemas de retardo como en el sistema TBM (Tunel Boring Machine), porque el problema es cómo generar una voladura controlada, porque se desea excavar solamente una parte y no dañar el macizo. Si se realiza una voladura no tan buena, dañaría todo el alrededor, lo que implicaría más tiempo de reparación, mas costo, mas necesidad de soporte es por ello que los softwares y sistemas computacionales persiguen controlar la perforación, aumentando la precisión y visualización dentro del túnel.

2.2.3. Estandarización de Procesos.

La estandarización es la regulación al proceso que apunta a la creación y aplicación de normas, lo cual permitirá alcanzar un determinado ordenamiento que ayuda a resolver un problema.

El problema de resolver la falta de supervisión en medidas de aplicar una estrategia de mejora

continua a los procesos productivos y de servicios en la Unidad Minera es la de estandarizar los procesos el cual se traduce en una mejora de nuestra eficiencia como empresa, un aumento de nuestro potencial para conseguir nuestras metas productivas con un ambiente laboral adecuado con cero accidentes, con capacidad de identificar eliminar o controlar los peligros potenciales.

Los indicadores que no es más que una expresión numérica de un estándar, los cuales medirán los cambios reflejados en una situación determinada a la que se ha logrado conseguir en avances lineales, productivos y de servicio.

2.2.3.1. Estándares de perforación en frentes de avance

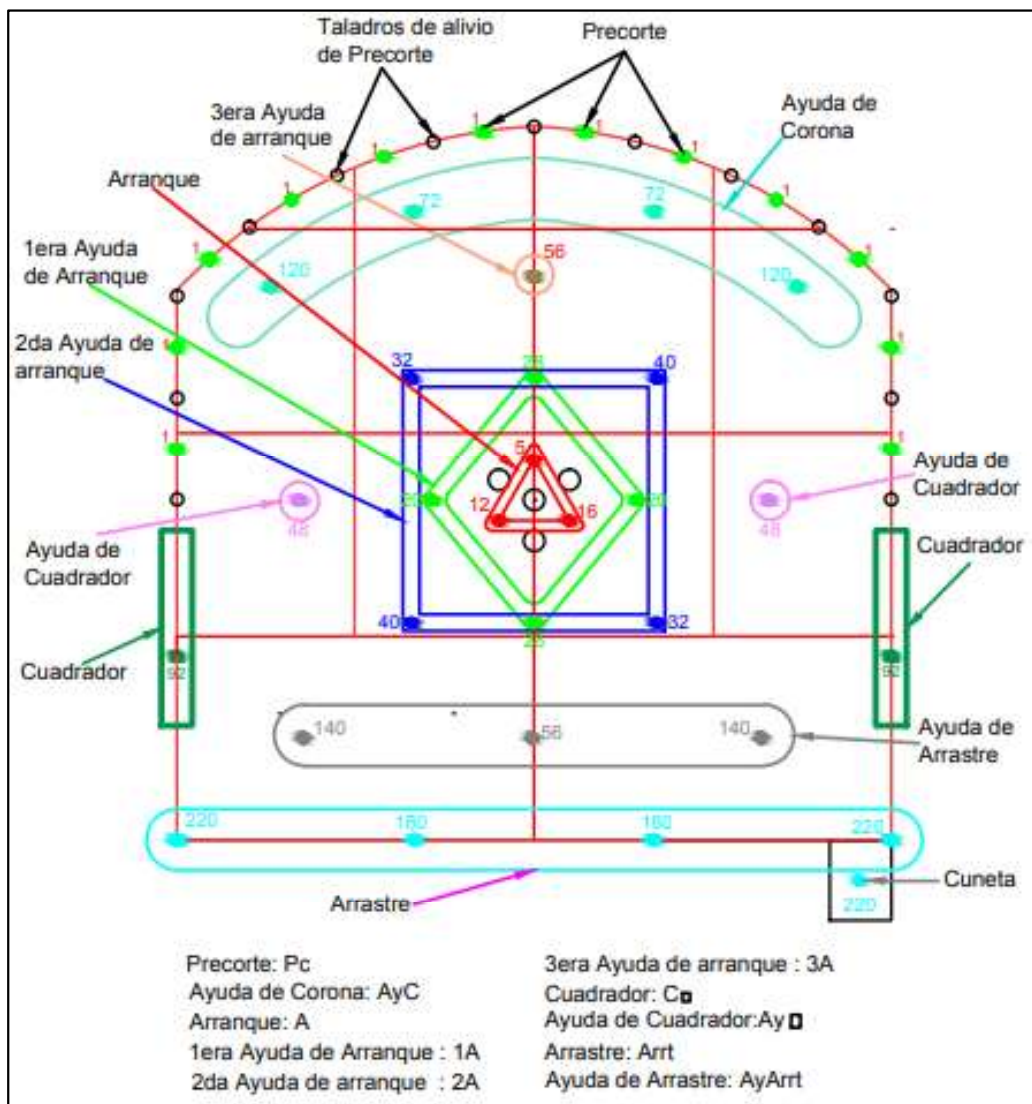
Estándares de perforación:

- ❖ Pintado de la malla de perforación.
- ❖ El uso de la malla de perforación establecida acorde a la clasificación geomecánica (RMR).
- ❖ Pre corte
- ❖ El uso de 03 guidores.

El tiempo empleado para la perforación de los taladros depende principalmente de la perforabilidad del macizo rocoso, de la longitud de los taladros. El rendimiento de perforación se penaliza con tres parámetros; tiempo de cambio, tiempo por cambio de brocas de perforación y tiempo por averías.

Se tiene diferentes tipos de malla de perforación para cada tipo de roca y se tiene las siguientes consideraciones:

Ilustración 5 Elementos de una malla de perforación en frente



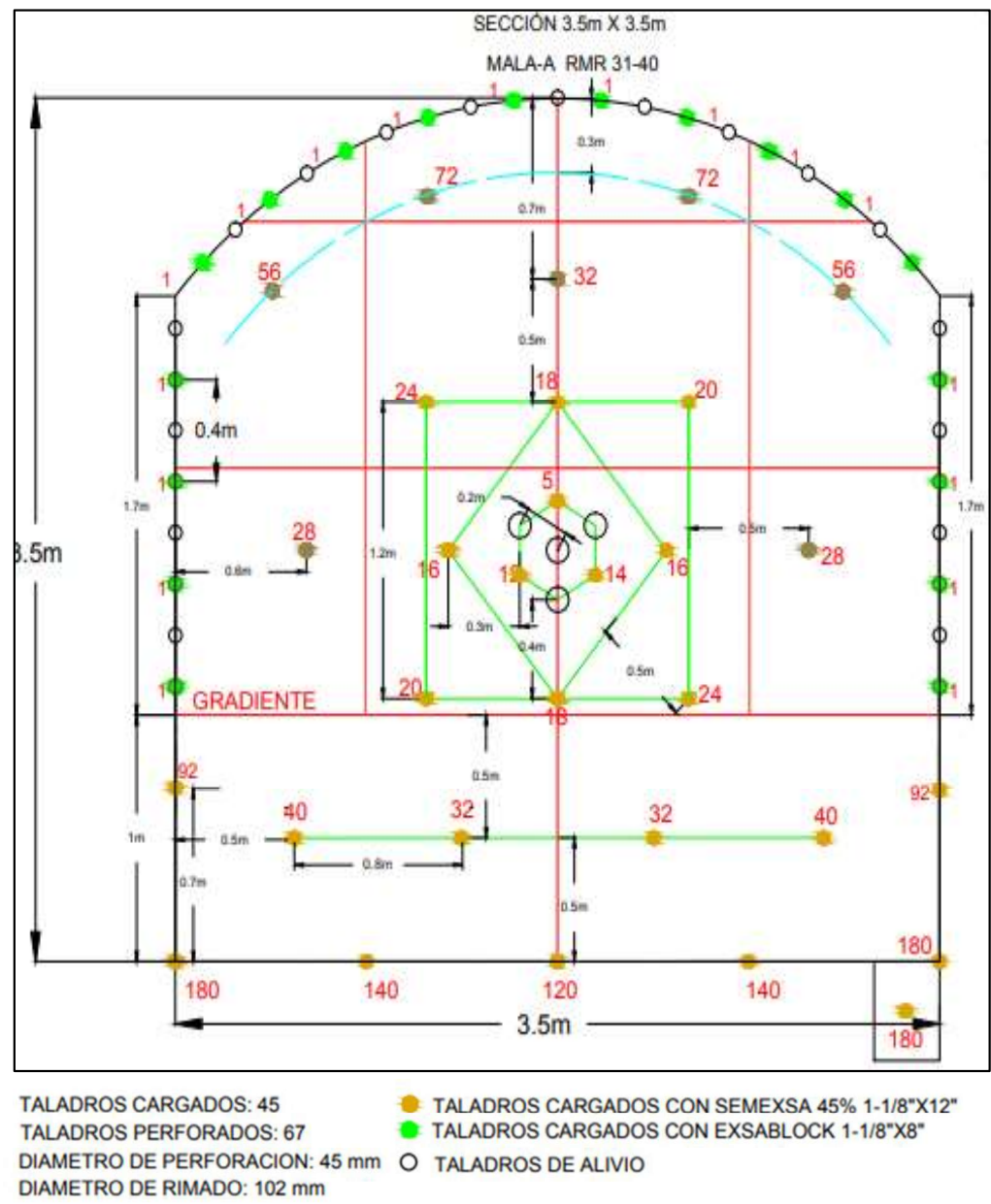
Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Tabla 2 Factor de carga, Factor de potencia y Factor lineal

RENDIMIENTOS	Unidad	10'	12'
Factor De Carga	Kg/m ³	1.81	1.81
Factor De Potencia	Kg/TM	0.7	0.7
Factor De Carga Lineal	Kg/m	20	20

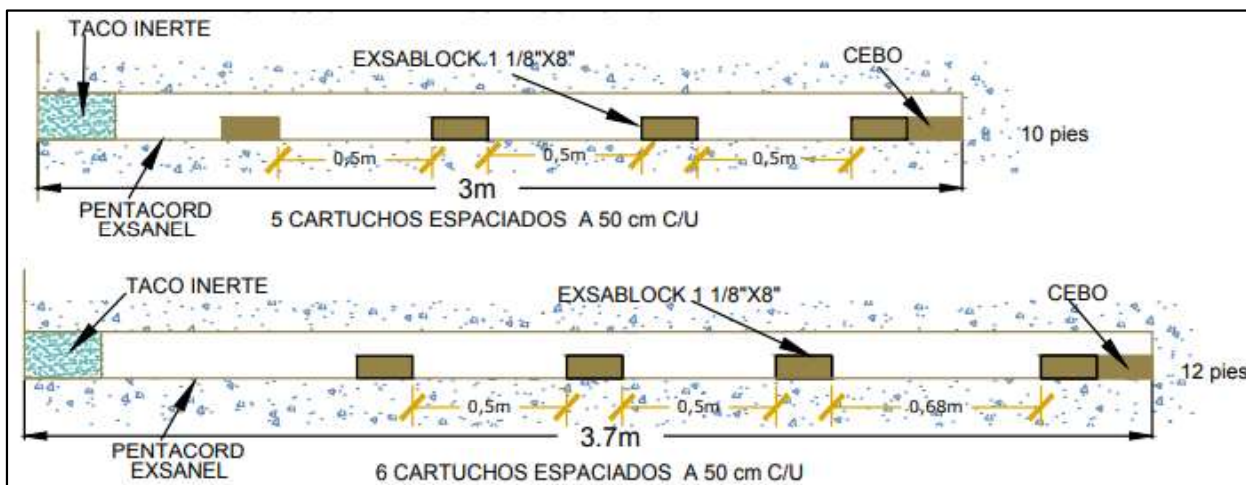
Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Ilustración 6 Malla de perforación en frente



Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Ilustración 7 Carguío de taladros de contorno.



Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Tabla 3 Cantidad de taladros de producción, Pre corte.

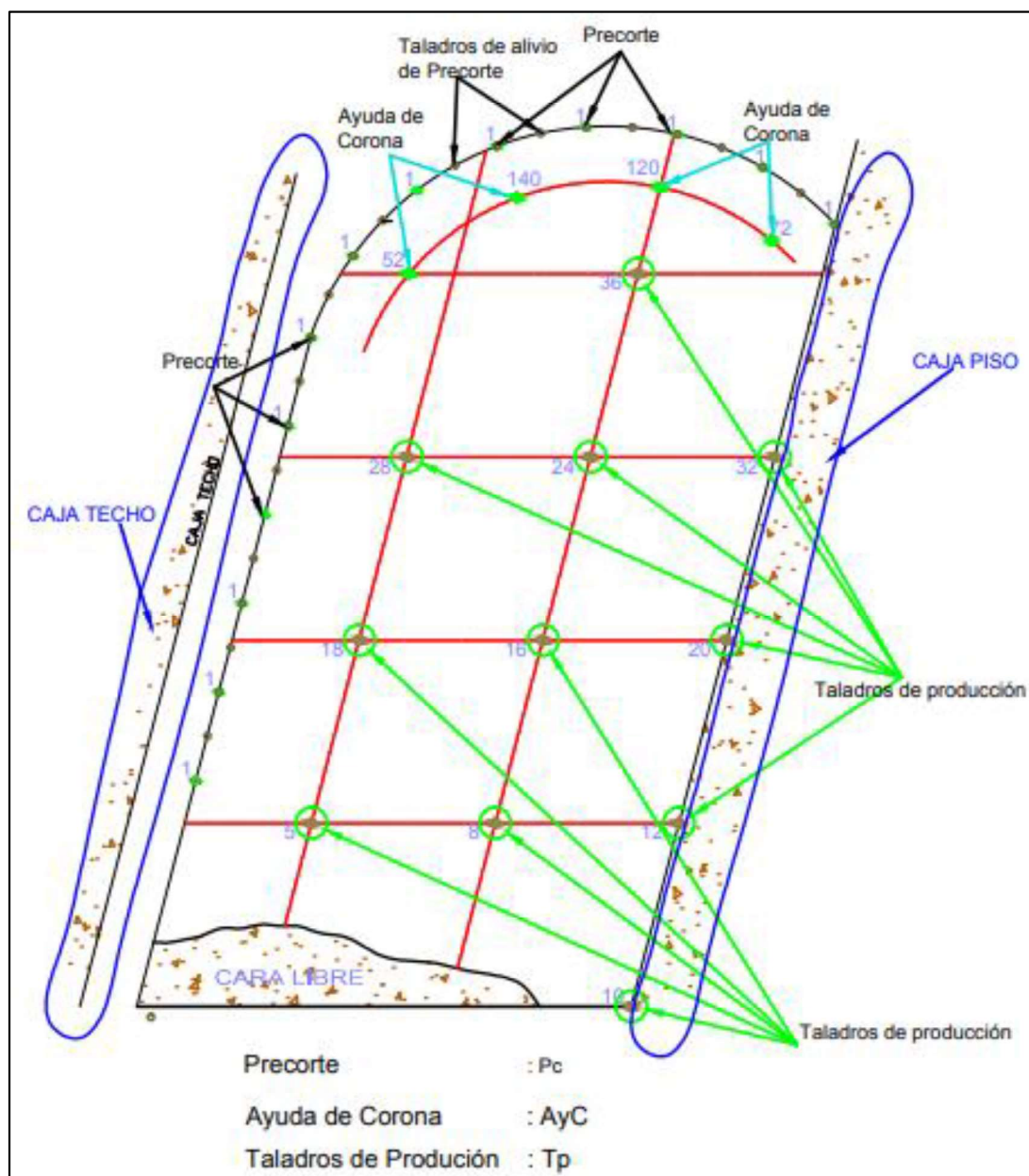
SECCIÓN	RMR	Taladros de producción	Cuneta	PRECORTE	
				MIN	MAX
3.0X3.0	31-40	23	1	8	10
	0-20	14	1	10	12
	21-25	23	1	10	12
	26-30	26	1	10	12
3.5X3.5	31-40	27	1	10	12
	41-50	30	1	10	12
3.5X4.0	31-40	31	1	10	12
	41-50	33	1	10	12
	0-20	14	1	14	16
	21-25	23	1	14	16
4.5X4.2	26-30	32	1	14	15
	31-40	33	1	14	15
	41-50	40	1	14	15

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

2.2.3.2. Estándares de perforación en frentes de producción (Breasting)

Se tiene diferentes tipos de malla de perforación para cada tipo de roca y se tiene las siguientes consideraciones:

Ilustración 8 Elementos de una malla de perforación en breasting



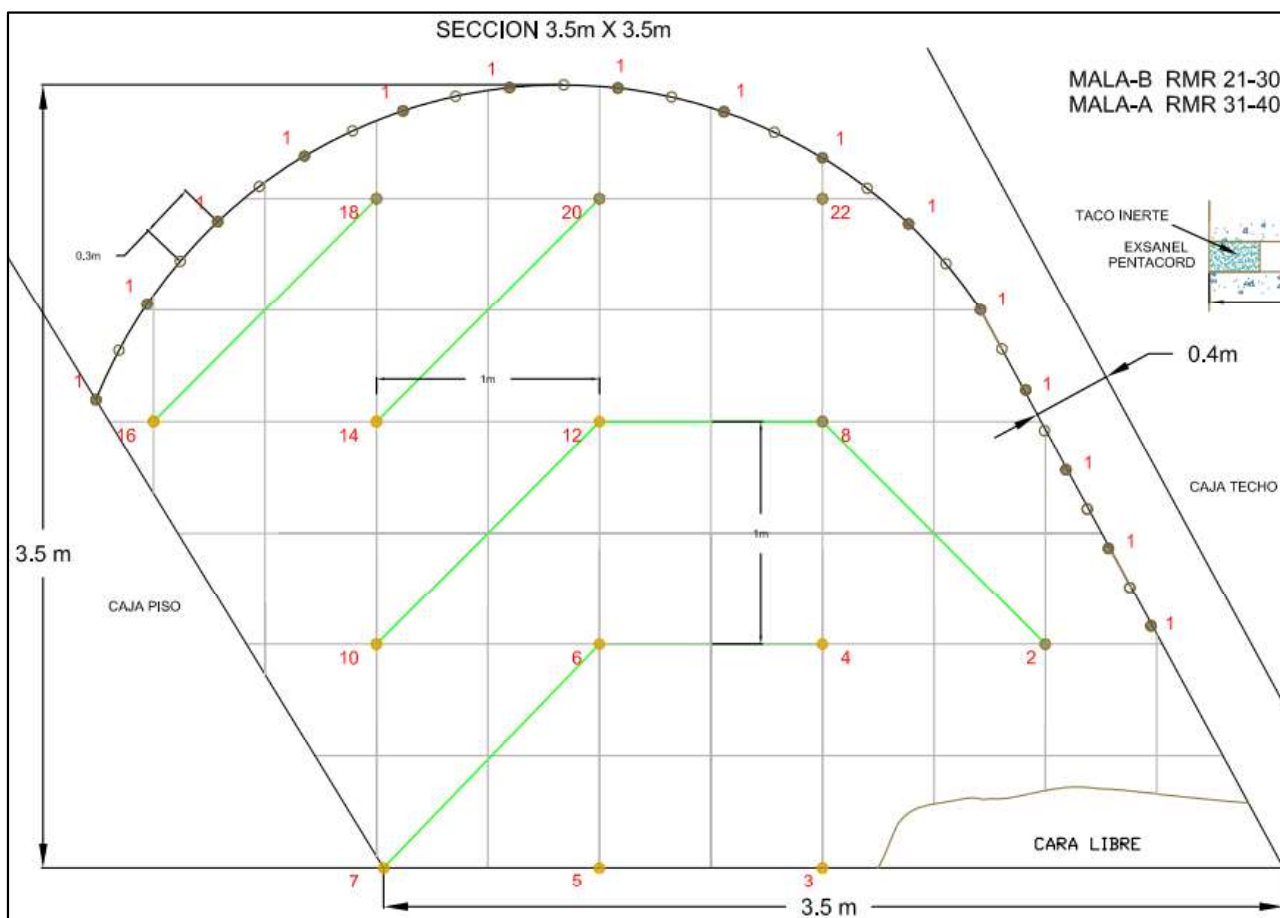
Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Tabla 4 Factor de carga, Factor de potencia

RENDIMIENTOS	UNI	10'
Factor De Carga	Kg/m ³	0.81
Factor De Potencia	Kg/TM	0.27

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

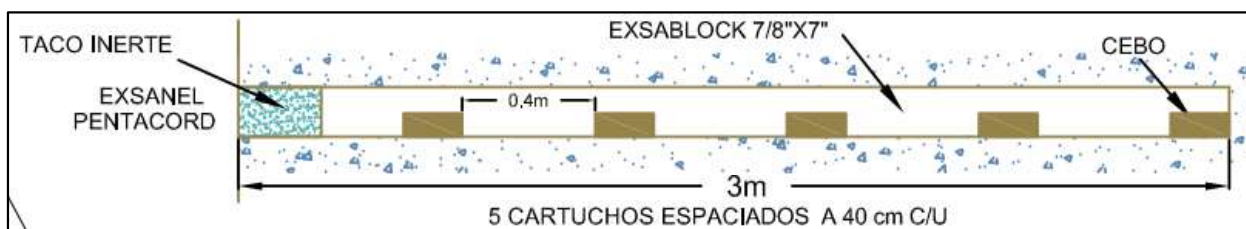
Ilustración 9 Malla de perforación en breasting



	12 CARTUCHOS DE EXSABLOCK 1 1/8"X8" POR TALADRO
	8 CARTUCHOS DE SEMEXSA 45 1 1/8"X12" POR TALADRO
TALADROS CARGADOS : 29	● TALADROS DE PRE-CORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 7/8"x7"
TALADROS VACIOS : 14	● TALADROS CARGADOS CON SEMEXSA 1 1/8" x 12"
TALADROS PERFORADOS: 43	○ TALADROS DE AMORTIGUACION
DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm	● TALADROS CARGADOS CON EXSABLOCK 1 1/8" x 8"

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Ilustración 10 Carguío de taladros de contorno.



Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Tabla 5 Cantidad de taladros de producción, Pre corte.

SECCIÓN	RMR	Taladros de producción	Cuneta	PRECORTE	
				MIN	MAX
3.0X3.0	31-40	23	1	8	10
	0-20	14	1	10	12
	21-25	23	1	10	12
3.5X3.5	26-30	26	1	10	12
	31-40	27	1	10	12
	41-50	30	1	10	12
3.5X4.0	31-40	31	1	10	12
	41-50	33	1	10	12
	0-20	14	1	14	16
	21-25	23	1	14	16
4.5X4.2	26-30	32	1	14	15
	31-40	33	1	14	15
	41-50	40	1	14	15

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

2.2.3.1. Avance por disparo (H) con un solo taladro de alivio

El avance por disparo (H) con un solo taladro de alivio esta expresado por la siguiente relación:

$$H = 0.15 + 34.1 * \emptyset - 39.4 * \emptyset^2$$

Donde:

H: avance por disparo (m).

\emptyset : Diámetro de taladro alivio (m).

$$\text{Longitud barra} = \text{Long. barra real} - \text{long de chang}$$

$$\text{Long. barra} = 12\text{pies} - 1\text{pie} = 11\text{pies} = 3.35\text{m}$$

$$L_{tal} = (\text{Long. barra}) \times (\text{eficiencia de perforacion})$$

$$L_{tal} = 11\text{pies} \times 0.3048\text{m} \times 0.95\text{pie}$$

$$L_{tal} = 3.19\text{m}(\text{avance programado})$$

L_{tal} : Longitud de taladro.

Con un taladro de alivio y diámetro de broca 102mm, se obtendrá el siguiente avance por

disparo.

$$H = 0.15 + 34.1 * 0.102m - 39.4 * 0.102^2$$

$$H = 3.22m$$

Con un solo taladro de alivio se ve que es suficiente para alcanzar hasta 3.22m de avance con una eficiencia de disparo al 100%.

Como la roca tiene una descripción mala entonces la energía se disipa por las fisuras del macizo rocoso, debido a ello el disparo no tendrá un avance del 100%, por lo tanto se dispuso realizar tres taladros de alivio.

2.2.3.2. Avance por disparo (H) con tres taladros de alivio

$$\varnothing_e = \varnothing_a \times \sqrt{n}$$

Donde:

\varnothing_e : Diámetro equivalente (m)

\varnothing_a : Diámetro de taladro de alivio (arranque) (m) n: Número de taladro alivio (arranque).

El diámetro equivalente sustituye al diámetro y el número de taladros de alivio que se ubican en arranque. Este valor numérico del diámetro equivalente se aplicara para el cálculo del burden teórico de la primera sección y para el cálculo de densidad de carguío.

$$\varnothing_e = \varnothing_a \times \sqrt{n} = 0.102m \times \sqrt{3}$$

$$\varnothing_e = 0.17m$$

Avance por disparo será:

$$H = 0.15 + 34.1 * \varnothing_e - 39.4 * \varnothing_e^2$$

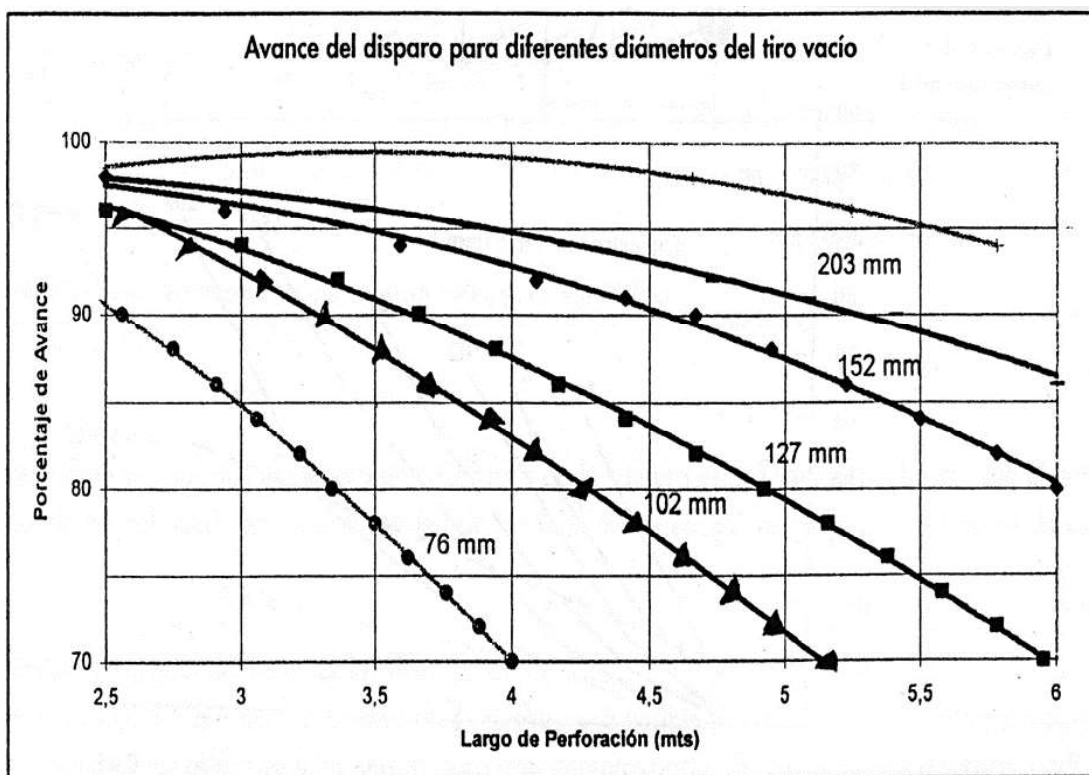
$$H = 0.15 + 34.1 * 0.17m - 39.4 * 0.17^2$$

$$H = 4.80m$$

El avance por disparo según Holmberg, con tres taladros alivio y diámetro de 102mm es de

4.80m; el avance por disparo requerido o programado es de 3.19m, quiere decir que se garantiza su avance requerido. Con lo cual obtenemos un avance mucho más efectivo; así nos aseguramos que el arranque salga completamente.

Ilustración 11 Avance por disparo VS diámetro taladro de alivio



Fuente: Roger Holmberg.

2.2.3.3. Voladura de pre corte

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o de producción, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas y disparos instantánea. El disparo de los taladros de pre corte también puede hacerse simultáneamente con los de producción, pero adelantándose una fracción de tiempo de 90 a 120 ms, el disparo es pues en dos etapas.

C. Konya:

El factor de carga por pie de taladro que no cause daño a la roca, pero que produzca suficiente presión como para crear la acción de corte se puede estimar por:

$$q = [(\emptyset)^2 / 28]$$

Donde:

q: Carga de explosivo por pie de taladro (lb/pie).

\emptyset : Diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

Si se aplica este factor de carga, el espaciamiento entre los taladros de pre corte será determinado por la ecuación:

$$E = (10 \times \emptyset)$$

Donde:

E: Espaciamiento, en pulgadas.

\emptyset : Diámetro de los taladros vacíos, en pulgadas.

La constante 10 se aplica para asegurar que la distancia no sea excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede ser excesiva y que el corte ocurra, pero según experiencia puede llevarse a 12 ó 14. Estos valores por norma deben darse en el equivalente métrico. En la mayoría de aplicaciones de pre corte no se estila sobre perforación. En algunos casos se aplica una carga concentrada de 2 a 3 veces al fondo del taladro, en otros toda la columna es desacoplada, es decir de baja energía y de menor diámetro que el del taladro. Existen diferentes criterios respecto a las necesidades de taquear o no los taladros, y sobre la longitud del taco teniendo en cuenta la necesidad de mantener retenidos los gases de explosión en los taladros. Usualmente las rocas competentes no requieren taco mientras que sí son necesarios en las rocas fisuradas e incompetentes.

2.2.3.4. Estándar de sostenimiento

Ilustración 12 Estándar de sostenimiento.

Código de Colores	Clasificación RMR		Valuación Índice Q			SOSTENIMIENTO	
	RMR	Tipo de Roca	De	A	Tipo Descripción		
Blanco (I)	81-100	I Muy Buena	50	1000	I-III	Muy Buena - Excep. Buena	Sin Sostenimiento
Celeste (II)	61-80	II Buena	10	50	IV	Buena	Sin Sostenimiento o puntual
Verde Claro (III-A)	51-60	III Regular A	5	10	V	Regular	Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	1	5	VI	Mala	Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala	Según Sección de Excavación
Rojos (IV-B)	21-30	IV Mala B	0.1	0.01	VIII	Extremadamente Mala	Según Sección de Excavación
Marrón (V)	0-20	V Muy Mala	0.01	0.001	IX	Excepcionalmente Mala	Según Sección de Excavación
LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.							
TIPO DE SOSTENIMIENTO							
Blanco (I)	Sin sostenimiento.						
Celeste (II)	Sin soporte o Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente						
Verde Claro (III-A)	Pernos de Fricción de 7' Sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.						
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de fricción 7' en bóveda espaciado de 1.5 a 1.8m.						
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de fricción y/o compresión 7' sistemáticos espaciado 1.2 a 1.5m.						
Rojos (IV-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de compresión 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m. + malla + 1" shotcrete de sobrecapa.						
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/30-35kg) + Pernos de compresión 7' sistemáticos espaciado a 1.0m.+ malla + 2" Shotcrete de sobrecapa.						
LABORES PERMANENTES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.							
TIPO DE SOSTENIMIENTO							
Blanco (I)	Sin sostenimiento.						
Celeste (II)	Sin soporte o pernos de compresión 7' instalados ocasionalmente.						
Verde Claro (III-A)	Pernos de compresión 7' ocasionales o sistemáticos espaciados de 1.5 a 1.8 m. ó shotcrete estructural 1.0" (F/15-20 kg.).						
Amarillo (III-B)	shotcrete estructural 1.0" (F/15-20 kg.) + Pernos de compresión 7' sistemáticos espaciados de 1.5 a 1.8 m.						

Anaranjado (IV-A)	Shotcrete estructural 2.0" (F/20 -25 kg.) + Pernos de compresión 7" sistemáticos espaciados de 1.2 a 1.5 m.
Rojo (IV-B)	Sh. Estr. 2.0" (F/25-30 kg.) + Pernos de compresión 7" sistemáticos espaciados a 1.2 m. + sh de 2" sobre pernos. De requerir + malla electrosoldada con sh. 2".
Marrón (V)	Cimbra metálica ó Sh. estructural 4.0" (F/30 kg.) + Pernos de compresión 7" sistemáticos espaciados de 1.0 a 1.2 m. reforzado con arcos estribados a 1.8 m.

LEYENDA

Pernos de Compresión	X-pandabolt, Swellex
Pernos de Adhesión	Pernos Helicoidales, Pernos Autoperforantes, Varillas de f.c.
Inyecciones de Consolidación	Con resinas ó lechada de Cemento
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica Dramix 65/35 entre 20 a30 kg/m ³ ó Fibra 45/35 a 30 kg/m ³ .
Malla electrosoldada	Malla Electro-soldada cocada 4"x4" ó 2"x2".
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Cuadros Metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para Chimeneas contruidos con Alimak, secciones 2.5 x 2.5 m y 3.0x3.0m espaciado c/m.
Cimbras Metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6"x 20Libras/pie para labores principales de secciones = ó > a 4x4m; Vigas "H" de 4"x4"x13Lb/pie para secciones < 3.5x3.5m.
Jack Pot	Para puntales de madera de 7" , 8" a 10" de diámetro, son Platos Inflables a presión hidráulica.
Shotcretera manual	Equipo lanzador de shotcrete manual vía humeda
Spiling Bar	Paraguas de pernos con lechada de cemento instalados en la corona de la labor para proteger la estabilidad de la corona.
Fibra metálica	Fibra metálica Dramix según dosificación por tipo de roca y sección.
Jack Pat	Mantas Metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar Wood Pack.
Wood Pack	Castillos de cribbing.

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

Ilustración 13 Estándar de sostenimiento con perno Swellex y Shotcrete.

Sección: 3.5 m x 3.5 m.

PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA MASA ROCOSA

RES COMPLI	TIPO ROCA	EMR	CLASIFICACION INDICE Q
25 - 50	MALA - B	21 - 30	Q
			Extremadamente Mala

TIPO DE SOSTENIMIENTO

SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA
3.5 m x 3.5 m	ND	2" de espesor con fibra metálica, la última 1" adicional por la evolución geométrica	Swellex 7 E = 1.2 x 1.2 m Diámetro cuadrado.	ND

MALLA SISTEMÁTICA DE PERNOS

VISTA FRONTAL

METODOLOGIA

- Lavar el techo y las bastantes con agua a presión.
- Realizar el diseño de roca eliminando cuñas y bloques (minúsculos), cumpliendo el PETS de diseño de roca.
- Aplicar una primera capa de shotcrete e instalar los calibradores (1 cal/m²)
- Completar la aplicación de Shotcrete a 2".
- Instalar Pernos Swellex 7 con el espaciamiento recomendado y de forma sistemática.
- Si se recomienda 3" de shotcrete, la última capa se instalará después de colocado los pernos de anclaje.
- El shotcrete será lanzado a sección completa, según la recomendación geomecánica.

DISEÑO DEL SHOTCRETE (SFR) / M3

Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante		Recomendaciones
ALCALINO	LIBRE DE ALCALIS	Desate constante de rocas
1637 Kg de Agregado	1696 Kg de Agregado	Lavar techo y bastantes
400 Kg de Cemento	380 Kg de Cemento	Usar Calibrador: 1 calib / m ²
180 L de Agua	163 L de Agua	Luzar el espesor Recomendado
2.5 L/m ³ de SH-5	2.7 L/m ³ de SH-5	Curado de shotcrete durante siete días.
40 - 50 Kg de Fibra metálica	40 - 50 Kg de Fibra metálica	
9 - 14 L de Aditivo Acelerante	20 - 25 L de Aditivo Acelerante	

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

2.3. MARCO CONCEPTUAL

- ❖ Factor de Potencia y/o Factor de Carga: Es la relación entre la cantidad de kilogramos de explosivos empleados y cantidad de toneladas a romper producto de esa voladura o el volumen correspondiente en metros cúbicos a romper. Las unidades son kg/TM o kg/m³
- ❖ Arranque: Son taladros perforados y cargados antes que los demás para ser chispeado y que puede generar cara libre en el frente.
- ❖ Malla de Perforación: Es la forma de distribución de los taladros de una voladura, considerando la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros de una labor específica.
- ❖ Frente: Es el lugar en donde se emplaza personal y máquina de perforar para realizar el avance, mediante perforación y voladura.
- ❖ Parámetros: Se denomina así a las diversas ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.
- ❖ Galería: Es la labor horizontal, que se realiza sobre el mineral o veta
- ❖ Costos Directos: Conocidos como costos variables, son los costos primarios en los procesos productivos de perforación, voladura definiéndose estos en los costos de materiales e insumos, equipos.
- ❖ Costos Indirectos: Conocidos como costos fijos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costo puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción.

- ❖ Disparo Soplado: Hacen referencia a las voladuras que fueron ineficientes, ya que en ellas algunos de los taladros cargados no explotaron o ninguno de los taladros cargados de la malla explosiono en el frente.
- ❖ Rendimiento: Rendimiento, en un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización.
- ❖ Productividad: Capacidad de producir más empleando menos recursos. Esto redunda en un costo bajo mediante la cantidad adecuada de equipos.

$$\text{PRODUCTIVIDAD} = \frac{\text{Produccion}}{\text{Recursos Empleados}}$$

- ❖ Costos de Producción: Son los gastos necesarios para mantener una línea de procesamiento o un equipo en funcionamiento, y son la suma del costo primo (costo por materias primas más mano de obra) y los gastos de fabricación que agrupa las erogaciones necesarias para lograr esa transformación, tales como espacio, herramientas, equipos, etc. En una compañía, la diferencia entre el ingreso (por ventas y otras entradas) y el costo de producción indica el beneficio bruto.
- ❖ Cara Libre O Taladro De Alivio: Permite que las ondas de compresión producto de la voladura se reflejen contra ella, originando fuerzas de tensión que permiten producir la fragmentación de la roca
- ❖ Piedra o Burden: Es la distancia que existe desde el taladro hacia la cara libre más cercana, este es uno de los parámetros más importantes. Esta variable está en función de las características de la roca y del diámetro de la carga.

- ❖ Espaciamiento: Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- ❖ Smooth Blasting: Es un tipo de voladura de contorno o voladura suave, en el caso de túneles también se le conoce como voladura periférica.
- ❖ Jumbos: Maquinaria empleada para perforaciones y la construcción de túneles compuesto por un conjunto de martillos perforadores montados sobre brazos articulados de accionamiento hidráulico para la ejecución de los trabajos de perforación en el frente.
- ❖ Boolther: Maquinaria empleada para perforaciones y la construcción de túneles compuesto por un conjunto de martillos perforadores montados sobre brazos articulados de accionamiento hidráulico para la ejecución de los trabajos de perforación en el frente.
- ❖ La perforación tipo breasting: Es una perforación con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación en breasting. Es una perforación de producción en mineral.

2.4. PRINCIPALES PROBLEMAS DETECTADOS EN LA PERFORACION Y VOLADURA

Los principales problemas detectados en las operaciones unitarias de perforación y voladura se destacan:

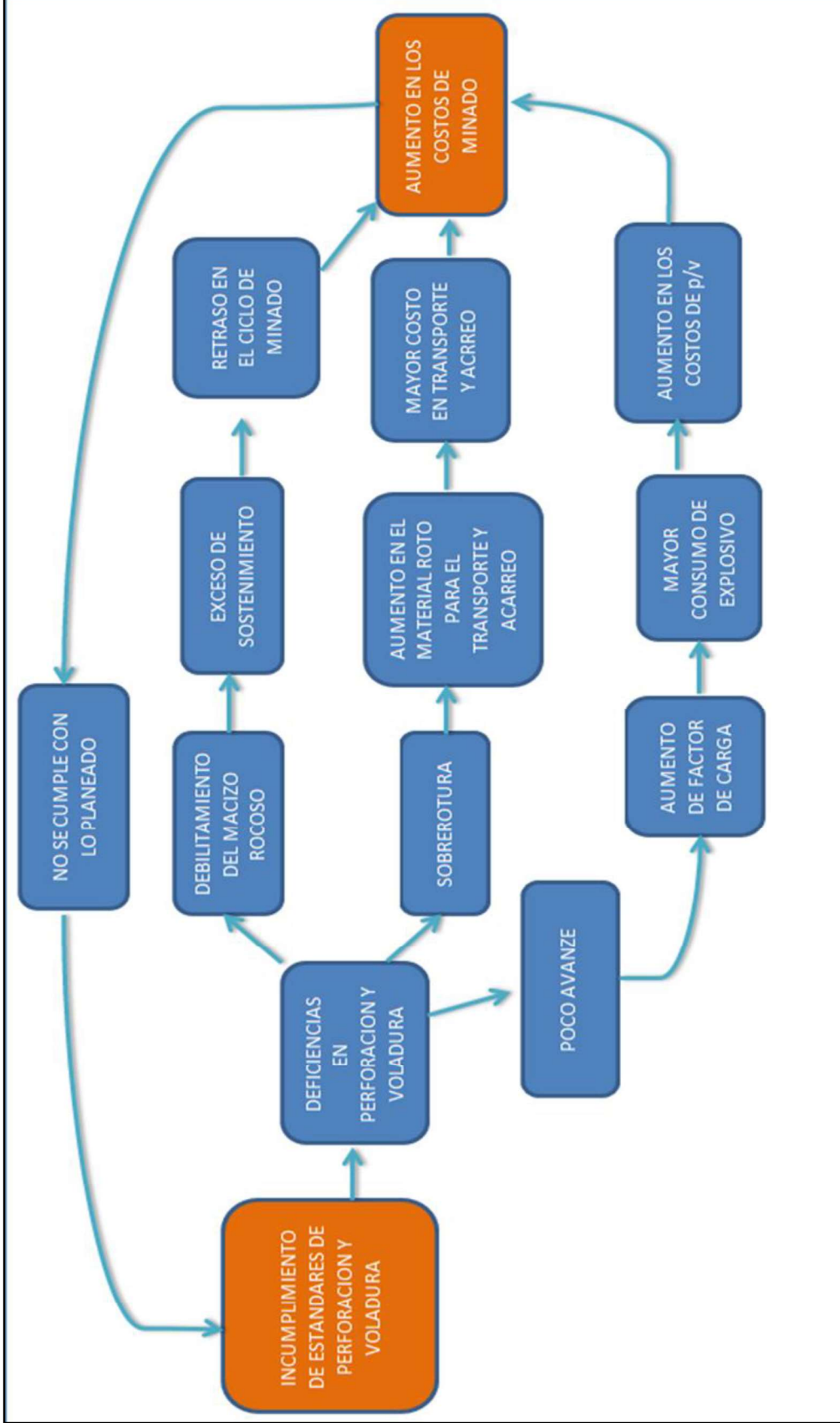
- ❖ Incumplimiento del Diseño de malla de perforación, se tiene un diseño para diferentes tipos de roca, y sobre el cual se ha realizado el presupuesto, sin embargo, no se cumple.
- ❖ Deficiencias en el modo de perforación. El modo de Perforación está directamente relacionado a la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación (pintado de los puntos de perforación que conforman la malla de perforación)

- ❖ Falta de paralelismo de los taladros no se utilizan los guidores, variaciones en la inclinación de los taladros, inadecuados espaciamiento y burden. La demarcación de los puntos a perforar asegura que el espaciamiento y el burden sean uniformes y adecuados, además de que permite delimitar la sección a perforar y que la carga explosiva y su energía se distribuyan de manera uniforme.
- ❖ Inadecuada distribución de los tiempos de retardo en la malla de voladura, el tiempo de retardo en los exaneles debe iniciarse siempre desde la cara libre y en orden progresivo hasta el último grupo de taladros que explotará. Es importante aprovechar una adecuada distribución de la energía en la malla de voladura.
- ❖ Inadecuada columna explosiva, se detectó que a los taladros se les cargaba a más 75% de la columna explosiva llegando incluso al 100% de la columna. Esto lo realizaban creyendo que así “se aseguraba obtener un buen disparo”, y por la falta de conocimiento por parte de la supervisión encargada. Siendo lo adecuado cargar en promedio las 2/3 partes de la columna explosiva, es decir el 66.6%.
- ❖ Así mismo para evitar la Dispersión, se debe emplear retardos con numeración impar o par en orden progresivo de acuerdo a la salida de los taladros que explotaran. Ya que por la dispersión se puede tener un error de +5%, pudiendo llegar incluso a 10%.

Ilustración 14 Diagrama causa-efecto P&V deficiente

Fuente: Elaboración propia.

Ilustración 15 Diagrama Implicancias en el ciclo de minado



Fuente: Elaboración propia.

CAPITULO III

3. DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION

3.2. Localización geográfica y política

3.2.3. Ubicación política

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A.C. se encuentra ubicada en la confluencia de los ríos Parcoy y Llacuabamba en el Anexo de Retamas, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz en el Departamento de La Libertad, y sus coordenadas son las siguientes:

Coordenadas Geográficas	Coordenadas UTM	COTA	DATUM
72° 28' 00" Longitud Oeste	E 227281.33	2750	PSAD 56
08° 01' 00" Latitud Sur	N 911276.24	2750	PSAD 56

La mina aurífera está situada a 500 Km. al Norte de Lima sobre el Flanco Oriental de la Cordillera De Los Andes y pertenece a la Cuenca Hidrográfica del Marañón. De acuerdo a la

Carta Geológica del Instituto Geológico; “Hoja de Tayabamba” (17-I). Las áreas de operación están cerca a los poblados de Retamas, La Soledad, Parcoy, Lúcumas y Llacuabamba.

3.2.4. Clima

La temperatura varía entre los 16 y 24 °C, teniendo 2 temporadas, un clima lluvioso entre los meses de diciembre y marzo, y el otro con un clima seco desde abril hasta noviembre.

3.2.5. Accesibilidad

Por Vía Terrestre: El acceso por vía terrestre es el siguiente:

	CIUDAD	DISTANCIA	TIEMPO
Lima	Trujillo	560 Km	9 Horas
Trujillo	Chagual	440 Km	19 Horas
Chagual	Retamas	40 Km	3 Horas

Por Vía Aérea: El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta un aeródromo Ubicado en la playa de la laguna de Pías.

Después se continúa vía terrestre río arriba con destino Retamas aproximadamente 30 minutos.

	CIUDAD	TIEMPO
Lima	Pías	1 Hora 20 Minutos
Pías	Trujillo	45 Minutos

3.2.6. RESEÑA HISTORICA

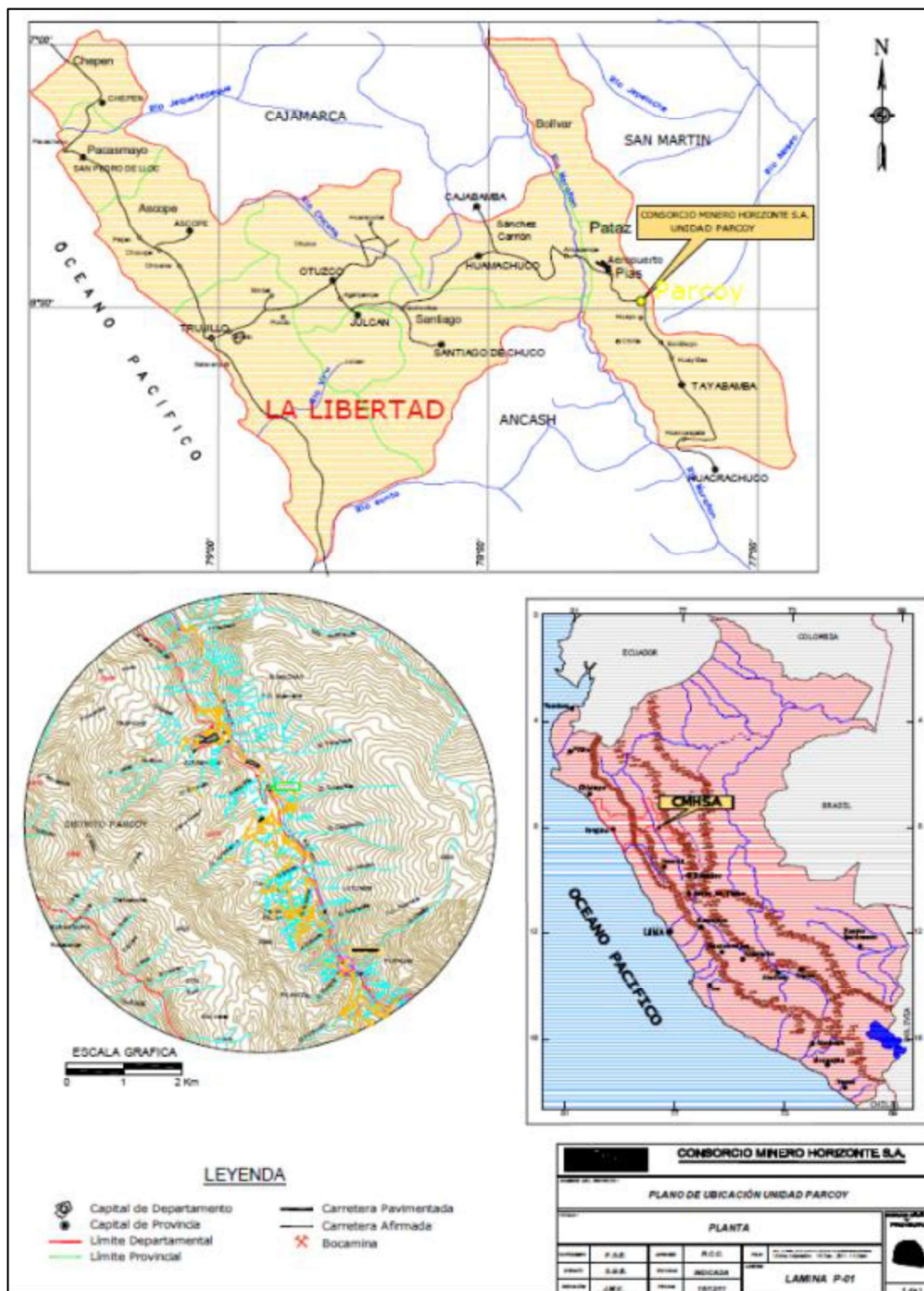
El área ocupada por la Unidad Minera está constituida por las laderas del Valle de Retamas, perteneciente a la Cuenca del Rio Parcoy, la Zona ha sido sujeta a una importante actividad minera desde la antigüedad y aún quedan vestigios de esta actividad, tales como la presencia de antiguos relaves de amalgamación y quimbaletes observados a la rivera izquierda del rio Parcoy. A inicios del siglo XX, el polaco Mariano Tarnawiesky (1913 -1929) realiza un intenso trabajo

exploratorio en toda la provincia de Pataz, desde el cerro El Gigante al Sur, hasta Pataz hacia el Norte, determinando una serie de estructuras con contenidos económicos de oro. La firma inglesa Pataz & Parcoy Gold Syndicate Ltd. se establece en la zona y en el año 1918 Mariano Tarnawiesky instala la primera planta de cianuración en Retamas, esto le dio buenos resultados económicos, desde entonces hasta la actualidad ha sido el centro de tratamiento del mineral, con sucesivas ampliaciones y modificaciones. En 1934 el señor Eulogio Fernandini, funda la compañía Sindicato Minero Parcoy S.A. (SIMPAN), el cual inicia sus actividades al año siguiente. En 1938, la Compañía Aurífera Anglo - Peruana S.A., explora las vetas Sissy; Chinchiles y Elisa al Oeste de la zona, aparentemente no llegan a procesar mineral; la compañía se disolvió y sus concesiones fueron adquiridas por el SIMPAN; es así que Sindicato Minero Parcoy desarrolla en el área la mina subterránea más grande del País. En 1933 Sindicato Minero Parcoy Desarrollo en la misma zona de operación minera instalando una Planta de Tratamiento que procesaba 200 TMPD, el proceso empleado era entonces de cianuración directa de la totalidad del mineral, en un grado de molienda en el orden de 70% por debajo de malla 200. Durante los siguientes 25 años, que Sindicato Minero Parcoy desarrolla sus operaciones trabaja varias vetas, entre las cuales cabe mencionar: Esperanza, Carlos Bernabe, Carmencita - Mishahuara, San Francisco, Encanto y Cabana, en los alrededores de Retamas; Lastenia y Porvenir en la parte alta del Cerro el Gigante; se llega a trabajar en gran parte del batolito, el tratamiento del mineral para su beneficio se concentra en Retamas, donde se instaló la primera planta de cianuración en el Perú, cuya capacidad fue de 200 TM/día. El SIMPAN paraliza sus operaciones mineras, en el mes de Julio de 1960 al agotarse los recursos minerales que podían explotarse económicamente, debido a que la onza de oro se cotizaba en 35 dólares. Entre el periodo (1934 - 1960) que esta empresa desarrolla sus actividades, explotó mineral por un

tonelaje aproximado de 1'200,000 TM, con una ley promedio de 10.84 gr. Au/Tm. En 1978, los Señores Rafael Navarro Grau y Jaime Uranga fundan Consorcio Minero Horizonte S.A. y deciden procesar los relaves del área dejados por la operación del Sindicato Minero Parcoy S.A., que ascendían aproximadamente a 200,000 toneladas con una ley 3.5 gr Au/Tm en promedio, para la realización de su proyecto se adquieren parte de los derechos mineros que correspondían al SIMPAR, la Planta de Tratamiento y las instalaciones auxiliares existentes. El 17 de noviembre de 1983 la Jefatura Regional de Minería de Trujillo otorgo a CMH la correspondiente autorización de funcionamiento, mediante Resolución Directoral N° 029-2000- EM/DEM expedida por la Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas. Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando las vetas Lourdes y Milagros en su sector Norte, las vetas Rosa Orquidea, Candelaria y Sissy en la zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1100 TM/día, para una planta con capacidad de 1200 TM/día, con una ley del orden de 13 - 15 gr. Au /Tm. Estos trabajos se concentran principalmente por encima del Nivel 2600 con un minado convencional.

Desde el presente año, la empresa viene desarrollando un agresivo programa de exploraciones, con miras a lograr un mayor nivel de reservas probado - probables y de generar recursos inferidos mediante sondajes diamantinos por debajo del nivel 2600, con el objetivo de entrar a una etapa de trabajos mecanizados por debajo del actual nivel base de explotación, ello permitiría el incremento de la producción diaria a 1,500 Tm/dia.

Ilustración 16 Mapa de ubicación



Fuente elaboración propia

3.3. GEOLOGÍA REGIONAL

3.3.3. Geomorfología

Fisiográficamente el yacimiento se encuentra en el flanco occidental de la Cordillera Central, en la unidad de valles interandinos, según Wilson (1,964), se observan valles agudos y quebradas profundas que se han formado por la erosión glacial y fluvial, las que están en procesos de estabilización. El drenaje principal está conformado por el río Parcoy, que drena hacia el Noreste, pasando por la Laguna Pías, para luego desembocar al río Marañón, el que finalmente llega al río Amazonas. El clima de la zona es cálido a templado, hasta los 3000 m.s.n.m., por encima de esta altitud el clima se torna frío. Es seco en verano (abril a octubre) y lluvioso en invierno (noviembre a marzo).

3.3.4. Litología

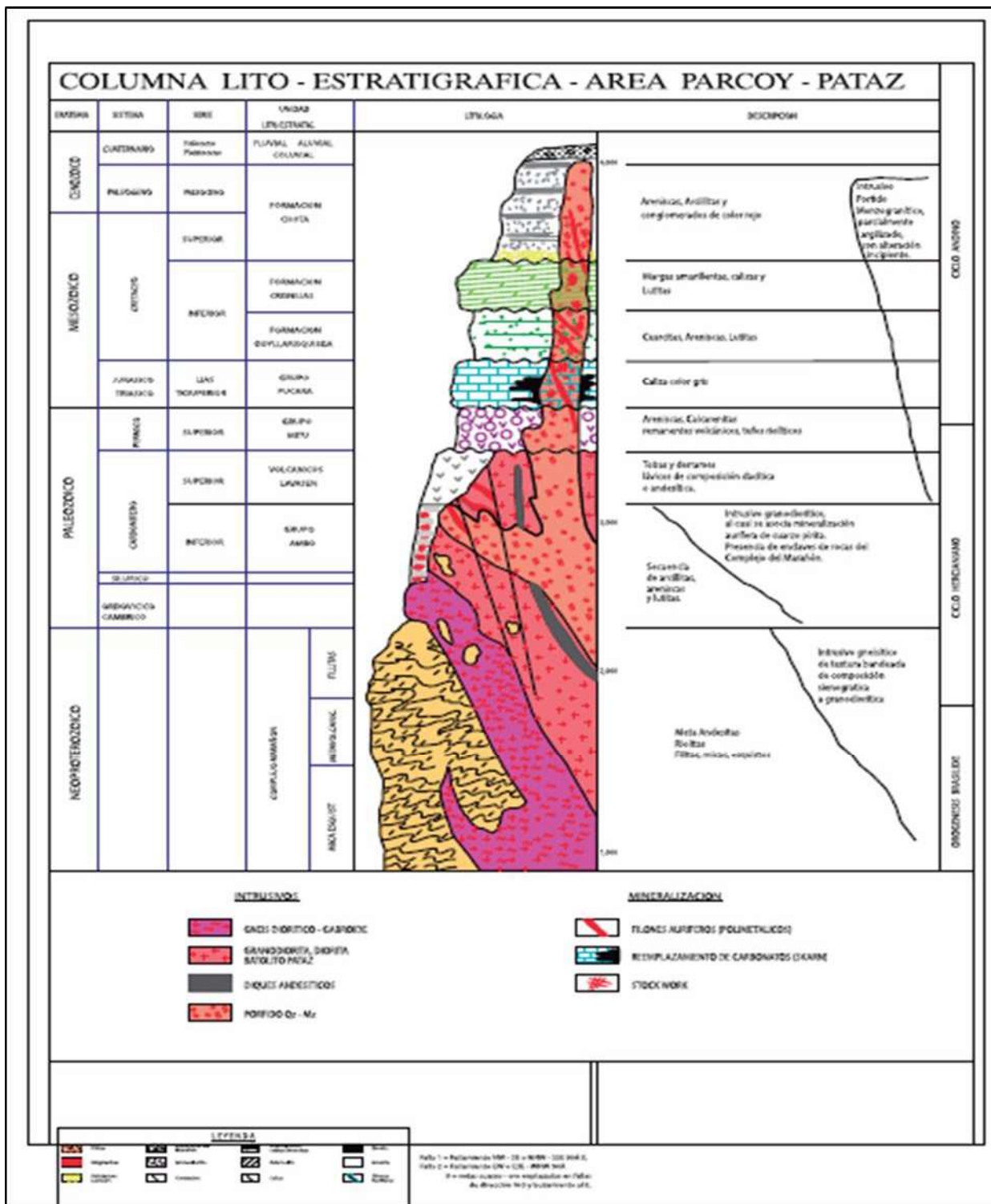
Regionalmente la geología del distrito está dominada por tres franjas (fajas): El basamento Pre cambriano del Complejo Marañón al Este, el Batolito de Pataz del Carbonífero, y los estratos deformados del Pérmico - Cenozoico al Oeste. El complejo basal de Marañón consiste de meta sedimentos pizarrosos a esquistosos y rocas meta volcánicas y exhibe plegamiento complejo y formación de clivajes. Los estratos del Pérmico al Cenozoico están plegados en pliegues parados hasta volcados convergiendo hacia el oeste cerca del contacto con el batolito, pero más al oeste son monoclinales. La Historia Geológica de la región consta de eventos sedimentarios que van del Precámbrico hasta el reciente, afectados por intrusiones de diversos tipos, composiciones, así como de edades.

3.3.5. Estratigrafía

La Geología de la zona está vinculada a la evolución estratigráfica y estructural de la cordillera Andina del Norte del Perú, la cual está formada por la superposición de tres ciclos

orogénicos, el Precámbrico, el Hercínico y el Andino. El Pre cambriano corresponde a las rocas del Complejo Marañón y está formado por filitas, mica esquistos y meta volcánicos. El Hercínico está formado por las pizarras de la Formación Contaya. El plegamiento Eohercínico sucede en un periodo de distensión con la formación de una cuenca intramontañosa que es rellenada por rocas del Grupo Ambo, en el Permiano superior tenemos una acumulación volcánica andesítica conocida como Volcánico Lavasen, que tiene una amplia distribución en las partes altas de Parcoy principalmente al Este, margen derecha del río Parcoy. Una fase Epirogenética genera una emersión y la acumulación de las rocas ferruginosas del Grupo Mítu. La sedimentación del ciclo Andino que es más notoria en la Cordillera Occidental, comienza con las calizas del Grupo Pucará, cubiertas posteriormente por areniscas del Grupo Goyllarisquizga, calizas de la Formación Crisnejas y por las capas rojas de la Formación Chota. Finalmente se encuentran depósitos aluviales, coluviales y fluviales del Cuaternario Reciente (ver Columna Estratigráfica).

Ilustración 17 Columna estratigráfica



Fuente: Geología CMH

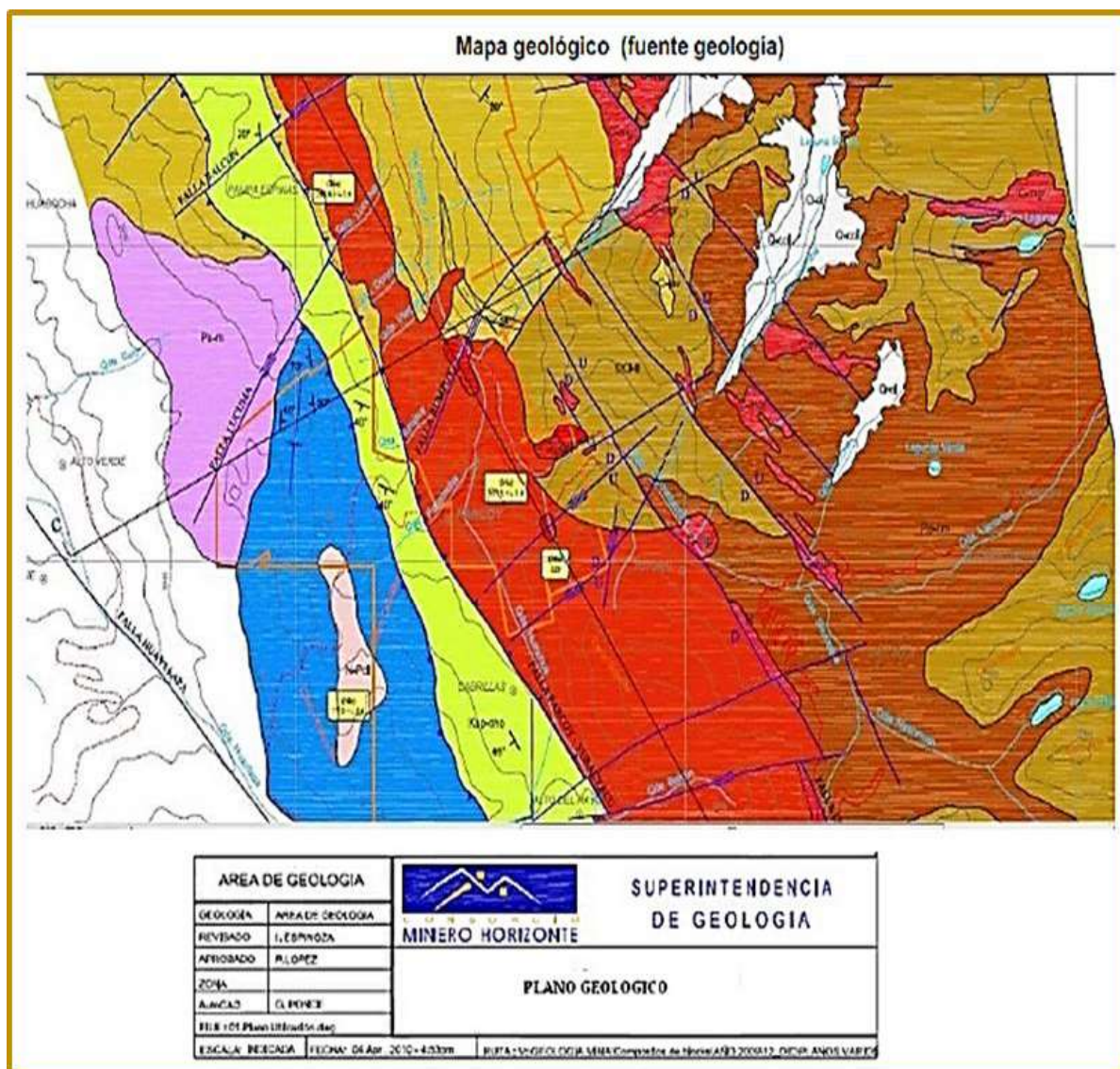
3.3.6. Rocas intrusivas del batolito de pataz

Aproximadamente y con un ancho de 2 Km. en el sector de Parcoy, este macizo rocoso está controlado por dos lineamientos mayores de orientación N 30° W. La edad del Batolito de Pataz ha sido datada en varios estudios, destacándola data de Schreiberetl. (1990), el cual por el método de $40\text{Ar}/\text{Ar}39$ definió edades entre 305 M.a. - 321 M.a. Estudios más recientes de Haerberlin et al (2002) por el mismo método $40\text{Ar}/\text{Ar}39$, registraron edades entre 322 Ma - 328Ma.

3.4. GEOLOGÍA LOCAL

Las unidades rocosas identificadas se presentan desde el Precámbrico, seguido de unidades paleozoicas y sobre yacen rocas del Mesozoico y Cenozoico. La distribución general de las rocas clásticas se presenta en una franja en el sector occidental de la mina el cual está limitada por la falla regional Parcoy Yuracyacu; los intrusivos del batolito de Pataz se emplazan en la zona central y los volcánicos Lavasen en la zona oriental, a continuación, se describen las unidades geológicas en la zona de influencia de la mina Parcoy. (Ver Mapa Geológico).

Ilustración 18 Mapa geológico



Fuente geología CMH

3.4.3. Complejo del marañón

Constituye el basamento rocoso del yacimiento, está formada por un complejo de rocas metamórficas pertenecientes al pre cambriano y una parte de Cambriano. Está compuesta de 3 unidades, la unidad inferior consiste en mica esquistos sobre el cual se emplaza una secuencia de meta-andesita verdosa con intercalaciones esquistosas y finalmente una unidad de filitas negras. Afloran en la parte alta de Culebrillas, parte alta de la quebrada Castilla.

3.4.4. Formación contaya - san José

Es una secuencia de lutitas y pizarras negras y grises en láminas y capas delgadas, con pequeñas intercalaciones de cuarcitas en capas delgadas, aflora en pequeñas apófisis en las vertientes altas de la margen izquierda del valle Parcoy y en las márgenes del río Marañón. Sobreyace al Complejo del Marañón en discordancia angular e igualmente infrayace al Grupo Ambo en discordancia ligeramente angular.

3.4.5. Formación tres lagunas

Consiste de lavas afaníticas de estructura almohadillada, aflora de manera discontinua en la margen izquierda de la Qda. Castilla frente a la localidad de Retamas, sobreyace en discordancia angular al Complejo Marañón y a la Formación Contaya e infrayace en discordancia erosional al conglomerado del grupo Ambo y a rocas piroclásticas de la Formación Lavasén. Estas relaciones estratigráficas se observan a lo largo de la quebrada Ventanas y en la carretera a Retamas-Leymebamba. En la quebrada Castilla puede alcanzar hasta 600m.de espesor incluyendo flujos lávicos estratificados.

3.4.6. Grupo ambo

Consiste en areniscas, lutitas y conglomerados en capas delgadas y medianas de algunos cientos de metros de espesor, con fósiles de plantas del carbonífero que indican que se trata de una extensión del Grupo ambo de los Andes Centrales. Las areniscas son ligeramente feldespáticas de color gris marrón a verdoso. Las lutitas que se presentan intercaladas entre las areniscas generalmente tienen un color verde olivo, los conglomerados son duros, bien compactos y carecen de estratificación y presentan un color gris verdoso. El afloramiento principal sigue la vertiente alta de la margen occidental del río Parcoy.

3.4.7. Volcánicos lavasen

Consiste en un conjunto de lavas andesíticas en la base e intercalaciones de areniscas volcánicas, conglomerados, lutitas grises, brechas, tobaslapillíticas y rocas piroclásticas. La litología predominante son tobasdacíticas o riolíticas y en menor proporción tobas andesíticas. Los piroclásticos sobreyacen sobre las rocas metamórficas del Complejo del Marañón y en la granodiorita del batolito de Pataz-Parcoy, presenta un relieve escarpado, caracterizado por farallones; los bancos macizos de piroclásticos dan lugar a pendientes muy fuertes. El espesor estimado es de 1500m. Los Volcánicos Lavasén son coetaneos con el batolito de Pataz, del Carbonífero superior, en algunos casos aflora en la zona central de la zona de estudio, en la confluencia de las quebradas Balcón a Doncella con el río Parcoy y la quebrada Castilla frente a Retamas y quebrada Calzoncillo en Culebrillas.

3.4.8. Grupo mitu

Es una secuencia de rocas Paleozoicas constituido de areniscas y conglomerados de color rojo oscuro a rojo brunáceo, aflora en las nacientes de la Qda. Lúcuma, en discordancia angular sobre las rocas metamórficas del “Complejo Marañón”. El conglomerado basal del grupo, se compone de elementos sub-redondeados de caliza presumiblemente de la Formación Copacabana, arenisca parda, andesita y roca metamórfica en una matriz de arenisca arcósica. La edad de esta unidad es del Paleozoico superior.

3.4.9. Grupo pucara

Rodea la laguna Pias y la margen izquierda del río Parcoy en su confluencia, también en las cimas de montañas al oeste de Retamas-Parcoy. Yace directamente encima del Grupo Mitu en discordancia paralela, consiste en la parte inferior del grupo por caliza gris clara, en bancos gruesos, en parte silicificada y con abundantes nódulos de sílice blanco, en la parte superior

por caliza gris negra, bituminosa, bien estratificada en capas delgadas y pequeños lentes de sílice negro. El contacto superior de las calizas con las areniscas del Cretáceo inferior, es generalmente una discordancia ligeramente angular. La edad de esta unidad es del Triásico-Jurásico Inferior.

3.4.10. Formación goyllar

Son sedimentos clásticos que se diferencian fácilmente de las formaciones calcáreas que la sobreyacen, consiste en una potente secuencia de cuarcitas, areniscas finas y lutitas de 1, 500 m. de espesor. Aflora en discordancia sobre las calizas Pucará en la margen izquierda del río Parcoy cerca a la confluencia con la laguna Pías con un fuerte buzamiento como parte de un anticlinal.

3.4.11. Formación chulec – pariatambo

Aflora en las márgenes de la laguna Pías, la Formación Chulec, tiene la misma litología que la Formación Crisnejas, que representa la continuación del mismo hacia el Este; está delimitada tanto en su base como en su techo por discordancias, consiste en una secuencia de calizas, areniscas calcáreas y lutitas calcáreas, con un grosor promedio de 200m. Las calizas son nodulares, arcillosas, de un color grisáceo a pardo claro, y se presenta en capas medianas a gruesas. Las otras litologías constituyen solamente una pequeña parte de la formación y vienen como intercalaciones entre las calizas.

3.4.12. Formación pulluicana

Son rocas competentes, consiste de calizas grises y claras en bancos medianos a gruesos, la caliza es generalmente algo lutácea, nodular y con abundantes fragmentos fósiles. Los cambios abruptos de litología de las unidades infra y suprayacentes a la unidad facilitan el reconocimiento en campo donde las calizas forman barrancos y escarpados altos. Aflora en la

vertiente oeste del río Parcoy por la zona de Trapiche, los contactos inferiores y superiores de esta unidad se presentan con ligeras discordancias paralelas.

3.4.13. Formación chota

Está formado por una serie de cobertura de ambiente continental que aflora en el sector Este de la zona de estudio, como capas rojas compuestas por conglomerados, areniscas, lutitas y limolitas de color rojo intenso, yace en discordancia erosional a la Formación Crisnejas. Se le asigna una edad de Albiano medio, aflora ampliamente en la zona Pampa Espino, en el cerro Piletas, al NE y SW de la zona de estudio.

3.4.14. Depósitos cuaternarios

Los depósitos acumulados en el Cuaternario son principalmente eluviales-coluviales y aluviales. Los depósitos eluviales y coluviales que están presentes en la zona, son productos de la descomposición de las rocas in-situ (principalmente las rocas de la Formación Chota). Los depósitos aluviales están localizados en las quebradas y faldas de los cerros.

3.5. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

3.5.3. Fracturamiento

La zona se halla fuertemente fracturada debido al tectonismo, estas fracturas siguen un patrón estructural derivado de la dirección de esfuerzos, se presentan formando sistemas de fracturamiento local.

3.5.4. Fallamiento

Hay tres sistemas de fallamiento:

- ❖ Sistema de Fallamiento NW- SE (longitudinal): son fallas post minerales de rumbo paralelo-sub paralelo a la veta originando ensanchamiento, acuñaamiento, etc. Son de carácter normal sinextral e inversa.

- ❖ Sistema de Fallamiento NE- SW a NS (diagonal): de rumbo N a NW y buzamiento alto al W, se presentan agrupadas (fallas gravitacionales) Las vetas muchas veces se hallan afectadas por este tipo de fallamiento ya sea normal como inverso, etc.
- ❖ Sistema de Fallamiento principal E-W o fallas mayores (transversal); de rumbo promedio E-W.

3.5.5. Plegamiento

Son de extensión regional, con eje orientado al SE a NW presentándose en rocas sedimentarias y metamórficas. La dirección de esfuerzos probable de estos esfuerzos es de NE a SW.

3.6. ROCAS INTRUSIVAS

3.6.3. Batolito de pataz

El Batolito de Pataz de edad Paleozoica (carbonífero) corta al Complejo del Marañón, a rocas paleozoicas y a la secuencia volcánicas Lavasen; la franja Granodiorítica del batolito muestra una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de la dirección de los andes (NO- SE). Teniendo una extensión aproximada de 150 Km² y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0 Km. De ancho. Está emplazada dentro del Complejo Marañón, limitada en general por fallas regionales que pone en contacto hacia el Oeste con la secuencia sedimentaria Jurásico-cretácica y al Este en contacto con rocas metamórficas del Complejo Marañón y Volcánicos Lavasén. Litológicamente está constituido generalmente de granodiorita y tonalitas de grano medio, los eventos de intrusión más tempranos son gabro-dioritas, cuarzo-dioritas, luego tonalitas-granodioritas, más tardíamente por cuerpos intrusivos de monzo-granitos con los que se asocian diques aplíticos y diques oscuros andesíticos que cortan a los intrusivos. Las variaciones litológicas no muestran cambios

o contactos marcados. La edad del batolito por el método argón y U/Pb en circón de granodiorita dan una edad de 329 MA. La edad de la mineralización fue determinada en edad es de 312 Ma y 305 Ma para dos etapas de mineralización.

- ❖ Granodiorita
- ❖ Monzogranitos
- ❖ Tonalita

3.7. GEOLOGIA ECONOMICA

3.7.3. Yacimiento

Se trata de un yacimiento tipo relleno de fisuras cuyos afloramientos algunas veces se dan como afloramientos ciegos, las principales vetas de Parcoy están en el cuerpo Granodiorítico.

Las vetas están oxidadas hasta unos 20 a 30 m de profundidad y el enriquecimiento secundario carece de la significación que alcanza por las leyes observadas en las secciones longitudinales. La composición del relleno mineral es bastante homogénea tanto en el sentido horizontal como en el vertical.

Es Primario. - por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.

Es Hipógeno. - porque los minerales provienen de aguas ascendentes de derivación magmática.

Es Hipogénico, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.

Es Mesotermal a Epitermal. - por sus características de temperatura intermedia baja que nos

indica su formación en condiciones de Presión, Temperatura moderada y profundidad.

La mineralización consiste en vetas hidrotermales, rellenas de cuarzo, pirita y en menor proporción arsenopirita. Las estructuras se encuentran afectadas por fallas diagonales de alto ángulo, generando el modelo “Rosario” con adelgazamiento y ensanchamiento cuyo rango abarca de 0.5 m a 10 m, existen pequeñas fallas que se concentran como falsas cajas, donde se concentran los valores auríferos en la pirita masiva y de grano muy fino, también hay fallas transversales de corto desplazamiento.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de baja ley.

3.7.4. Mineralogía

La mineralogía de las Vetas de Consorcio Minero Horizonte S.A. se emplazó en los granitos, granodioritas, tonalitas y microtonalitas del Batolito de Pataz, al que se considera responsable de esta mineralización.

Las soluciones mineralizantes circularon a través de las fracturas pre-existentes y se depositaron a lo largo de estas; la reacción con las rocas encajonantes provocó alteraciones hidrotermales causadas por los cambios físicos y químicos que imperaron en el ambiente. El Contenido de mineral en las vetas de Retamas es relativamente simple; Cuarzo con Pirita acompañado con pequeñas cantidades Galena y otros sulfuros. De estudios mineralógicos realizados anteriormente se tiene los siguientes resultados:

- ❖ Minerales Nativos : Oro (Au)
- ❖ Minerales Sulfuros : Pirita, Arsenopirita, Pirrotita, Esfalerita, Calcopirita
Galena, Bornita y Covelita.
- ❖ Minerales Óxidos : Limonita

- ❖ **Minerales no Metálicos** : Cuarzo, Calcita y Cerusita.

3.7.5. Vetas

Las fracturas preexistentes a la mineralización tienen un rumbo paralelo a las grandes fallas N-S con buzamiento variable al NE. La mineralización ha rellenado estas estructuras con cuarzo, pirita que posteriormente fue afectada por fallas transversales dando origen a que estas vetas presenten el modelo tipo rosario. Estas fallas transversales de este depósito son de corto desplazamiento a excepción de las fallas horizontales la cual llega a desplazar 60 m horizontales a la veta.

❖ **Principales vetas**

Las principales vetas que presenta este tipo de yacimiento orogénico son:

- ❖ Veta Candelaria
- ❖ Veta Lourdes
- ❖ Veta Rosa
- ❖ Veta Milagros
- ❖ Veta Encanto
- ❖ Veta rosa orquídea
- ❖ Veta Victoria
- ❖ Veta Afrodita
- ❖ Veta Paola

Veta Milagros: Presenta cuarzo, limonita, cuarcita, calcita principalmente con rumbo N20-30W y buzamiento al NE

- a. **Veta Lourdes:** Rumbo promedio de 20 a 40 W y buzamiento al Este, presenta principalmente cuarzo

- b. **Veta Candelaria:** Tiene cuarzo, limonita con rumbo N20W y buzamiento 45 a 50° NE.
- c. **Veta Sissy:** Presencia de cuarzo, limonita y calcita. Aflora con 81° NW de buzamiento. El depósito mineralizado se compone de un conjunto de vetas de potencia variable de 0.8 a 5m. las principales hacen un megasigmoide alineadas a la dirección NE-SE. Estas estructuras buzanan de 30 a 65° E y están falladas intensamente por un sistema transversal post mineralización que muestran desplazamiento de 5 a 70m. la mineralización está formada por pirita aurífera, cuarzo y electrum.

Las potencias son muy variables, desde centímetros hasta más de 20m., formando las vetas tipo rosario. En otros casos se observan ramificaciones que son lazos conoides. Las alteraciones de las cajas consisten en propilitización, sericitización, silicificación. Asimismo, en algunas zonas se encuentran las cajas cloritizadas. En algunas partes de la veta Sissy se observa fuerte propilitización con presencia de pirita que contiene altos valores de oro.

3.7.6. Control de Mineralización

Los valores económicos auríferos presentan una relación directa con los diferentes tipos texturales los mismos que están asociados a los diferentes eventos mineralógicos y tectónicos, así se ha podido establecer como:

- ❖ Cuarzo I, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- ❖ Cuarzo II con Pirita I, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- ❖ Cuarzo III con Pirita II, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.

- ❖ Cuarzo IV con Pirita III, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas, la galena y la esfalerita, son favorables a la formación del oro.

La calcita se ha cristalizado posterior a todos los minerales, esto indica un ambiente de baja temperatura, la calcita es un control negativo, en profundidad la calcita tiende a disminuir por el aumento de temperatura y aumenta el oro.

3.7.7. Clasificación de Mineral

A) Según mineralogía se tiene la siguiente clasificación:

❖ **Minerales de mena**

Son aquellos minerales que con su extracción dan un beneficio económico:

- Oro (Au)
- Electrum (Au, Ag)

❖ **Minerales de ganga**

Son aquellos minerales que no presentan ciertos beneficios económicos, pero si van asociados a los minerales de mena.

- Cuarzo (SiO₂)
- Pirita (FeS₂)
- Esfalerita (ZnS)
- Galena (PbS)
- Arsenopirita (S As Fe)
- Calcopirita (CuFeS₂)
- Pirrotita (Fe_{1-x}S)

B) Por su valor, se considera rangos para la clasificación, siendo estas:

1. Mineral Económico : ≥ 10 g/TM de Au
2. Mineral Marginal : 10 – 8 g/TM de Au
3. Mineral Sub. Marginal : 8 – 5 g/TM de Au

C) Por su certeza

esta clasificación implica las posibilidades de continuidad de la mineralización como mineral probado – probable, cuyo coeficiente de certeza es 2 a 1. El mineral prospectivo y potencial no se considera para la cubicación.

D) Por sus leyes

esta clasificación determina que mineral es explotable y rentable para ser tratado en la planta de beneficio de acuerdo al contenido de oro, y se clasifican en:

1. Desmonte : 0 – 5 g/ TM de Au.
2. Mineral de Evaluación : 5 – 8 g/ TM de Au.
3. Mineral económico : 8 – 12 g/ TM de Au.
4. Mineral económico rentable: ≥ 12 g/TM de Au.

3.8. ZONIFICACIÓN DE LA MINA

La Unidad Minera se encuentra distribuida en 3 zonas: Norte, centro y Sur. Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

ZONA NORTE

Mina Golden

Mina Potacas

Mina Milagros

Mina Lourdes

Mina Rosa

ZONA SUR

Mina Sissy

Mina Rumpuy

Mina Bernabé

Mina Candelaria

ZONA NORTE ZONA SUR Mina Golden Mina Sissy Mina Potacas Mina Rumpuy Mina Milagros Mina Bernabé Mina Lourdes Mina Candelaria Mina Rosa

3.9. RESERVAS

Las reservas de mineral probadas y probables estimadas por la compañía al 31 de diciembre del 2018 son como sigue:

Tabla 6 Reservas

2017	TM	gr/TM	ONZAS
PROBADAS Y PROBABLES	2,612,000.00	10.04	843,230.87
RECURSOS INFERIDOS	2,940,000.00	8.37	791,247.59
SUMA	5,552,000.00		1,634,478.46

Fuente: Geología CMH

Actualmente Consorcio Minero Horizonte S.A. viene trabajando la veta Milagros, Golden, Split Lourdes y Lourdes en la Zona Norte, Veta Rosa – Orquídea, Encanto y Rosarito en el Zona Central y Candelaria y Victoria en la Zona Sur, la mineralización permite sostener un ritmo de producción de 2000TM/día, con una ley en promedio de 10.4 gr. Au / TM.

3.10. DATOS GENERALES DE LA EMPRESA CONTRATISTA MINERA.

Titular minero:	Cía. Consorcio Minero Horizonte.
Unidad:	Parcoy.
RUC:	20428671369
Razón Social:	CONTRATA MINERA CRISTOBAL E.I.R.L.
Tipo Empresa:	Empresa Individual de Responsabilidad Limitada
Condición:	Activo
Fecha Inicio Actividades:	03 / Julio / 1999
Actividad Comercial:	Exp. Otras Minas y Canteras Nia.
CIU:	14290

Tipo de empresa Empresa Especializada CONTRATA MINERA CRISTOBAL E.I.R.L. es una empresa constituida el año 1999, dedicada a la ejecución de trabajos en minería subterránea tales como asesoría en minería subterránea y servicios mineros integrales como explotación, preparación, operación y desarrollo de minería convencional y mecanizada, se encuentra inscrita en los Registros Públicos con RUC: 20428671369, del Registro de Personas Jurídicas, con domicilio para efectos del presente contrato Jr. Sevilla nro. 283 Urb. Residencial Higuiereta Santiago de Surco-Lima debidamente representada por su Gerente General Ing. Javier Cristobal Valer.

3.11. METODO DE EXPLOTACION

El método de explotación que se aplica en Consorcio Minero Horizonte S. A. es el método "Corte y Relleno Ascendente Mecanizada" con relleno hidráulico y detrítico, usando equipos de bajo perfil según la dimensión del tajeo.

En la Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. se presentan condiciones geológicas y geomecánicas no tan apropiadas para poder aplicar este método, pero si nos brinda ventajas de adaptabilidad en método de Corte y Relleno a las condiciones de este Yacimiento, dando como resultado uno de los métodos con menos costo y de mayor seguridad.

El método de explotación es corte y relleno ascendente mecanizado y convencional con relleno hidráulico.

3.11.3. Factores De Selección

3.11.3.1. *Aplicabilidad*

Geológicamente en las vetas de esta Unidad es característico aplicar este método de Corte y relleno Ascendente por los siguientes factores:

- ❖ **Potencia.** - La potencia varia de 0.5 a 10m., es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.
- ❖ **Buzamiento.** - Las estructuras en los niveles superiores presentan un Buzamiento promedio de 45° y en los niveles inferiores tienden a 69°
- ❖ **Comportamiento de las cajas.** - Estructuralmente las cajas son alteradas y por eso son muy inestables, principalmente en la caja techo.
- ❖ **Regularidad.** - La composición del relleno mineral es bastante Homogénea tanto en vertical como horizontal.

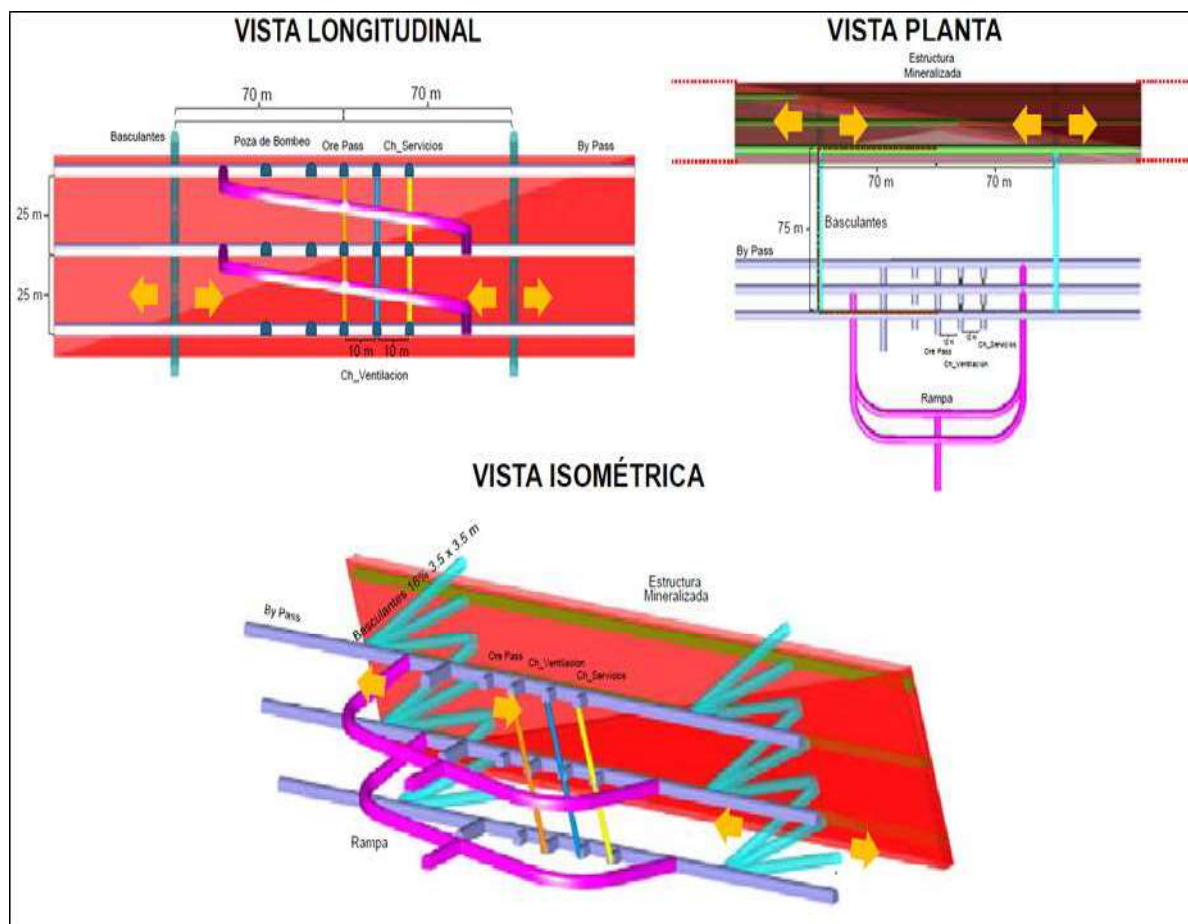
3.11.3.2. *Recuperación Del Tajeo.*

La recuperación del mineral cubicado depende del contenido de Gr-Au, si es mineral económico (Ley > 10 gr/TM de Au), la recuperación no es menor a 95%, es decir el puente debajo sobre la galería se recupera en forma normal.

3.11.3.3. *Dilución Y Selectividad*

La dilución en las partes angostas puede llegar hasta un 50% muchas veces, para poder hacer un trabajo selectivo en estas condiciones de terreno es desfavorable. Cuando las vetas presentan potencias mayores a 1m, no se tiene problemas de dilución.

Ilustración 19 Método de explotación Corte y relleno ascendente



Fuente: Planeamiento CMH.

3.11.4. Ciclo De Minado.

3.11.4.1. Perforación:

La perforación es la operación unitaria de mayor incidencia dentro del ciclo de minado, en donde se tiene que realizar taladros en el macizo rocoso de un frente de una labor sea esta de exploración, explotación o preparación, siguiendo un parámetro ya estipulado como una malla de perforación, la cual es diseñada en función de las propiedades del mismo tales como: RQD, RMR, Q, GSI.

La perforación se realiza con jumbos electrohidráulicos (axsera, boomer, Muki) con una

longitud de barra de 12 pies y diámetro de la broca de 45mm. La perforación es en breasting paralela a la estructura mineralizada y sección completa de la veta. Toda la perforación es en pre corte para dar mayor estabilidad de las cajas.

3.11.4.2. Voladura:

Se efectúa con Semexsa (11/8"* 12") en los taladros de producción y para los hastiales y corona se utilizan explosivos de menor energía como el exsablock (718"* 8), el diseño de la malla de perforación es de acuerdo al tipo de roca y del porcentaje de sobre rotura que se debe evitar.

3.11.4.3. Ventilación:

Se realiza mediante magas de ventilación y por un periodo no menor a 1 hora.

3.11.4.4. Desatado:

El desatado de rocas se realiza de manera manual para altura menores de 3.5 m. con barretillas de 6, 8, 10, 12, pies y siguiendo los PETS (Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro) para desatado de rocas, en los casos que la altura de desatado sea mayor a 5m y el terreno se muestre inestable se usa Skyler a control remoto para el desatado, sin exponer al personal y trabajar en una zona segura

3.11.4.5. Limpieza:

Las limpiezas del mineral se efectúan con scoop R1300G de 2.5 yd³, 4.0 yd³ y 6.0 yd³ de capacidad, equipo que permite tener mayores rendimientos y menores tiempos de limpieza de mineral y desmonte en los frentes.

3.11.4.6. Sostenimiento:

❖ Shotcrete

El diseño de shotcrete VH y VS, están calculados para evitar las relajaciones prematuras del

macizo rocoso y para el sostenimiento inicial, cuyas resistencias en condiciones normales deben ser las siguientes:

- ❖ Una hora: 15 kg/cm²
- ❖ Dos horas: 35 kg/cm²
- ❖ 24 horas: 100kg/cm²
- ❖ días: 210 kg/cm²
- ❖ 7días 320kg/cm²
- ❖ 28 días: mayor de 400 kg/cm²

Rebote De Shotcrete:

Según las mediciones de rebote en shotcrete vía húmeda, se tiene un promedio de 16% para el lanzador robotizado, debiendo ser 10% como máximo; mientras que en los TK el rebote promedio está por 26% estimando que debe ser como máximo 12%, esto sin considerar las pérdidas en el abastecimiento de mezcla y en las mermas después del lanzado aproximadamente 5-10%.

- ❖ Cemento 17.2%, 425Kg
- ❖ Agregado (arena gruesa) 72%, 1625Kg
- ❖ Agua 227Lts
- ❖ Superplastificante 0.5 a 1% 6.36Kg
- ❖ Filler calizo 2 a 5% 35Kg
- ❖ Fibra de acero 1.7%, 40Kg
- ❖ Caliza 1.8%,
- ❖ Delvo estabilizador 0.8%
- ❖ Rheobuilt 0.2% 2Kg

Agua 8.4% para un total de 2,235 kg. de mezcla, pudiendo adicionar estabilizadores si es necesario. La resistencia a 28 días es 306 Kg. /cm².

El cálculo de mezcla shotcreteado en las labores se calcula así:

Metros cúbicos de mezcla = perímetro por longitud de la labor por la rugosidad (1.4) por el rebote (1.2) y por el espesor (0.05 m. o 2 pulgadas).

$$M^3 = P \times L \times R \times r \times e$$

M³: Metros cúbicos lanzados

P: Perímetro de la labor

L: Longitud shotcreteado

R: Rugosidad

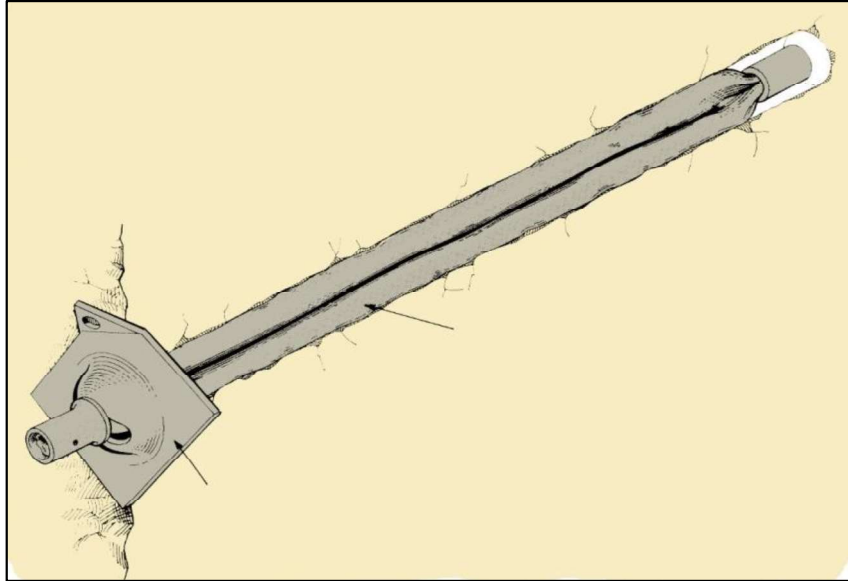
r: Rebote

e: Espesor

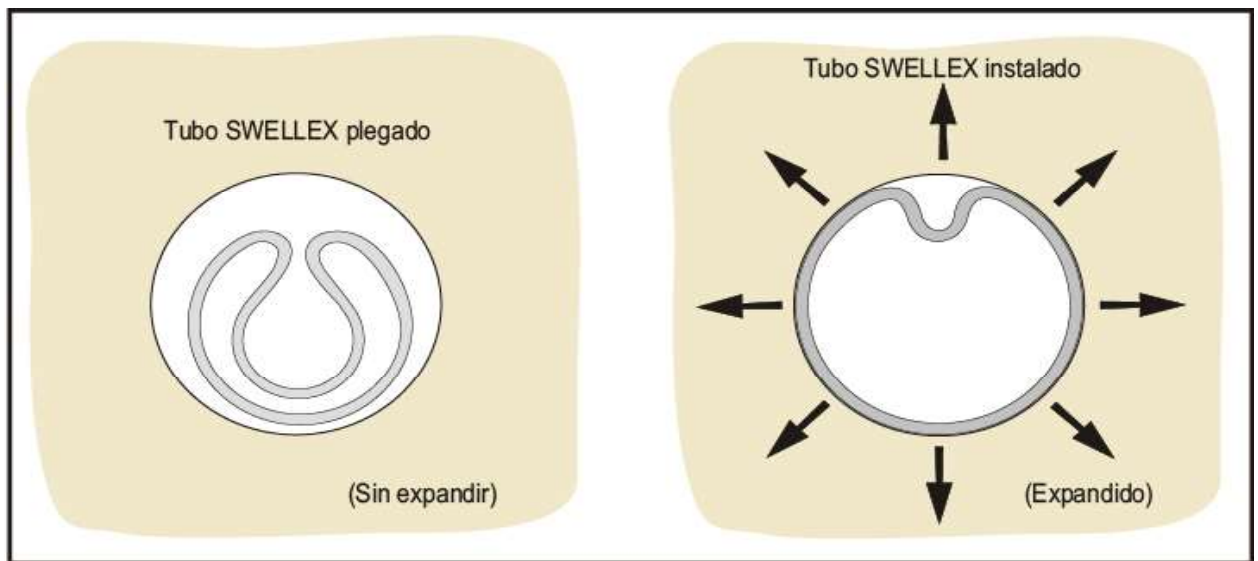
Con shotcrete con espesores variables según recomendación geomecánica (2" a 3"), y con pernos swellex de 7pies de longitud, y al final una capa de shotcrete de 1" de espesor. En el abastecimiento de mezcla y en las mermas después del lanzado aproximadamente 5-10%.

❖ PERNOS DE COMPRESIÓN "SWELLEX"

El perno swellex está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje.



Confinamiento de discontinuidades en rocas.



Confinamiento de partículas en suelos.

CAPITULO IV

4. EVALUACION DE LOS PROCESOS OPERATIVOS

4.2. PERFORACIÓN ACTUAL EN LABORES DE PREPARACIÓN Y DESARROLLO

La perforación de labores de preparación y desarrollo, se ejecutan con jumbo, de un brazo, marca “Quasar”, con una longitud de barra 12pies, diámetro de broca de 45mm para taladros de producción y 102mm diámetro de broca para taladros de alivio.

INFORMACIÓN GENERAL DE PERFORACIÓN

- Tipo de roca : Granodiorita.
- Equipo de perforación : Jumbo Quasar de un brazo.
- Número de perforadora : 1
- Labores Preparación rampa basculante (RP 4185 BS)
Desarrollo Bypass (BP N)

- Tipo de corte : Corte quemado
- Sección : 3.50 m x 3.50 m(ancho * altura)
- Peso específico de roca (granodiorita) : 2.70TM/m³
- Longitud de barreno : 12pies = 3.66m
- Diámetro de broca : 45mm
- Diámetro de broca para taladros de alivio : 102mm

4.3. RENDIMIENTOS

4.3.3. Perforación

4.3.3.1. *Labores de Desarrollo*

En esta mina se presupuestó realizar los trabajos de avance con barra de 12 pies de longitud, debido a que supervisión del área de operaciones mina no logra los avances programados se requiere dar cumplimiento a los estándares de perforación y voladura.

En lo que respecta a la malla de perforación se presupuestó realizar una malla de perforación de 42 taladros de 0.5m de espaciamiento y 0.4m de burden, sin embargo, en la práctica se viene realizando una malla de 69 taladros de 0.40m de espaciamiento y 0.30m de burden acorde al estándar establecido teniendo el aumento de taladros en el uso de pre corté.

En la práctica se perfora 3.02 metros obteniéndose un avance de 2.53 metros, lo cual es el 84% la eficiencia en disparo. Al perforar con barra de 12 pies, en una roca de **RMR 31-40**, se puede tener una longitud efectiva de perforación de 3.44 metros mínimo y obtener un avance de 2.90m con una eficiencia en el disparo de 84% lo cual está dado en el presupuesto siempre y cuando se dé el cumplimiento de los estándares de perforación y una buena distribución de carga explosiva.

Finalmente, en lo que respecta al tiempo de perforación se puede observar que existen demoras

por concepto de maniobras entre taladro y taladro, esto se debe a que la superficie del frente no es uniforme producto de un mal avance y a que el operador tiene que calcular la posición del taladro, lo cual se evitaría si se pintara la malla siempre.

Tabla 7 Rendimiento en Perforación programado y real en desarrollo

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS: PERFORACIÓN					
SECCIÓN	Presupuestado	Real	Δ	VARIACIÓN	
	3.5mx3.5m	3.5mx3.5m		Unidad	Δ%
Tipo de roca (RMR)	MALA-B 31-40	MALA-B 31-41			
Longitud de barreno	3.66	3.35	-0.3048	M	-8.3%
Longitud efectiva de perforación	3.47	3.02	-0.45	m	-12.9%
Avance presupuestado	2.90			m	
Avance	2.90	2.53	-0.37	m	-12.6%
Rendimiento en avance	84%	84.0%	0.00	%	0.4%
Volumen roto por disparo	44.22	32.74	-11.49	m ³ /disp	-26.0%
Tonelaje obtenido por disparo	119.40	88.39	-31.01	TM/disp.	-26.0%
Parámetros de perforación					
Diámetro de la broca	45	45	0	mm	0.0%
Espaciamiento	0.6	0.45	-0.15	m	-25.0%
Burden	0.5	0.4	-0.1	m	-20.0%
Numero de taladros	52	67	15	tal	28.8%
Rendimiento					
Rendimiento de perforación	78.37	62.02	-16.35	mp/h	-20.9%
Taladros perforados por hora	22.6	20.55	-2.06	tal/h	-9.1%
Tiempo efectivo de perforación	2.3	2.24	-0.06	H	-2.6%
Tiempo de maniobras	0.00	0.69	0.69	H	
Tiempo de instalacion +(visciversa)	0.00	0.33	0.33	H	
Tiempo total de perforación	2.30	3.26	0.96	H	41.7%
Toneladas rotas por taladro	2.30	1.32	-0.98	TM/taladro	-42.5%

Elaboración propia

4.3.3.2.Labores de Producción

La perforación es en breasting paralela a la estructura mineralizada y sección completa de la veta. Toda la perforación es en pre corte para dar mayor estabilidad de las cajas.

❖ Breasting

En el caso de la malla de perforación, para una sección de 3.5m x3.5m se presupuestó realizar una malla de 44 taladros de 0.75m de espaciamiento y 0.75m de burden, sin embargo, esto es erróneo, ya que en la práctica se viene realizando una malla 43 taladros de 1m de espaciamiento y 1m de burden.

En la práctica se perfora 3.02 metros obteniéndose un avance de 2.87, lo cual es el 95%.

En el presupuesto se perfora 3.61 m y se obtiene un avance de 3.61, lo cual es el 100%.

El avance en lo real es adecuado sin embargo se podría mejorar con un buen diseño de malla y una buena distribución de taladros (lo cual se logra con el pintado de la malla y con el control del paralelismo entre los taladros), el pre corte y una buena distribución de carga explosiva.

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

Tabla 8 Rendimiento en perforación programado y real en breasting.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS: PERFORACIÓN					
SECCIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
	Breasting	Breasting	Δ	Unidad	$\Delta\%$
Tipo de roca	MALA-B 31-40	MALA-B31-40			
Longitud de barra	3.66	3.35	-0.30	m	-8%
Longitud efectiva de perforación	3.61	3.02	-0.59	m	-16%
Avance	3.61	2.87	-0.74	m	-21%
Rendimiento en avance	100%	95%	-0.05	%	-5%
Volumen roto por disparo	44.22	35.12	-9.11	m ³ /disp.	-21%
Toneladas rotas presupuestado	132.61				0%
Tonelaje obtenido por disparo	132.67	105.35	-27.26	TM/disp.	-21%
Parámetros de perforación					
Diámetro de la broca	45	45	0	mm	0%
Espaciamiento	0.75	1	0.25	m	33%
Burden	0.75	1	0.25	m	33%
Numero de taladros	44	43	-1	taladros	-2%
Rendimiento					
Rendimiento de perforación	77.86	59.17	-18.70	mp/H	-24%
Taladros por hora	21.57	19.61	-1.96	taladros/H	-9%
Tiempo efectivo de perforación	2.04	1.46	-0.58	H	-28%
Tiempo de maniobras		0.45	0.45	H	
Tiempo de posicionamiento		0.33	0.33	H	
Tiempo total de perforación	2.04	2.24	0.20	H	10%
Toneladas rotas por taladro	3.01	2.45	-0.56	TM/taladro	-19%

Fuente: Elaboración propia.

4.3.4. Voladura

Se efectúa con Semexsa (11/8"* 12") en los taladros de producción y para los hastiales y corona se utilizan explosivos de menor energía como el exsablock (7/8"* 8), el diseño de la malla de perforación es de acuerdo al tipo de roca y del porcentaje de sobre rotura que se debe evitar.

4.3.4.1. Labores de desarrollo

Según el presupuesto se puede observar que se necesita 49.70 kg de explosivo para realizar un frente de 3.5mx3.5m con un factor de carga de 1.13Kg/m³. Sin embargo, en la realidad se

usa 69.28 Kg de explosivo con un factor de carga de 2.12 Kg/m³, que es lo mismo que entender que se emplea 27.33 kg de explosivo por metro avanzado, este indicador es excesivo. Esto se debe a que no se cumple la malla de perforación y no se tiene paralelismo, por otro lado, existe la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no como máximo a un 75% como debería ser.

Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede llegar a **1.81 kg/m³**.

Tabla 9 Rendimiento de Voladura programado y real

SECCIÓN	DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS: VOLADURA					
	Presupuestado 3.5m x 3.5m	Real 3.5m x 3.5m	VARIACIÓN			
			Δ	Unidad	Δ%	
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122) Cart	44.28	55.35	11.07	kg	20.0%	
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	5.616	7.776	2.16	kg	27.8%	
Cordon Detonante 5p	40	40	0	m	0.0%	
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)	2	2	0	pza	0.0%	
Exsanel 4.80 Mtl	38	45	7	pza	15.6%	
Cantidad De Taladros Perforados	52	67	15	tal	22.4%	
Cantidad Taladro Cargados	38	48	10	tal	20.8%	
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122)	25	30	5	tal	16.7%	
Cantidad/Taladro	8.64	9	0.36	cart/tal	4.0%	
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	13	18	5	tal	27.8%	
Cantidad/Taladro	6	6	0	cart/tal	0.0%	
Total De Kilogramos De Explosivo	49.70	63.13	13.23	kg	21.0%	
Factor De Avance	17.21	24.90	7.70	kg/m	30.9%	
Factor De Potencia	0.42	0.71	0.30	kg/ton	41.5%	
Factor De Carga	1.13	1.93	0.80	kg/m ³	41.5%	
Tiempo De Carguío y Cebado Por Taladro	1	1.25	0.25	min	20.0%	
Tiempo Total De Carguío	0.63	1.00	0.37	h	36.7%	

Fuente: Elaboración propia.

4.3.4.2. Labores de Producción

Breasting

La voladura en tajos está relacionada a la perforación en la estructura mineralizada y a la cantidad óptima de explosivo a emplearse. Según el presupuesto se puede observar que se

necesita 23.74 kg para realizar un breasting de 44 taladros, con un factor de carga de 0.54Kg/m³ y 0.18 kg/TM en factor de potencia. Sin embargo, en la realidad se usa 36.70 Kg de explosivo con un factor de carga de 1.04Kg/m³ y 0.35 kg/TM en factor de potencia, lo cual es excesivo.

El problema radica en que no se tiene una buena malla de perforación y ni buen paralelismo, por otro lado, existe la mala práctica de cargar totalmente el taladro y no a un 75% como debería ser.

Tabla 10 Rendimiento de voladura Presupuestado y Real

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS: VOLADURA					
SECCIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
	Breasting	Breasting	Δ	Unidad	$\Delta\%$
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122) Cart	16.4	19.68	3.28	kg	16.7%
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	7.344	8.064	0.72	kg	8.9%
Cordon Detonante 5p	45	40	-5	m	-12.5%
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)	2	2	0	pza	0.0%
Exsanel 4.80 Mtl	27	42	15	pza	35.7%
Cantidad De Taladros Perforados	44	43	-1	tal	-2.3%
Cantidad Taladro Cargados	27	29	2	tal	6.9%
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122)	10	12	2	tal	16.7%
Cantidad/Taladro	8	8	0	cart/tal	0.0%
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	17	14	-3	tal	-21.4%
Cantidad/Taladro	6	8	2	cart/tal	25.0%
Total De Kilogramos De Explosivo	23.744	27.744	4	kg	14.4%
Factor De Potencia	0.18	0.26	0.08	kg/TM	32.0%
Factor De Carga	0.54	0.79	0.25	kg/m ³	32.0%
Tiempo De Carguio Y Cebado Por Taladro	1	1.25	0.25	min	20.0%
Tiempo Total De Carguio	0.45	0.60	0.15	H	25.5%

Fuente: Elaboración propia

Con un buen paralelismo, una buena malla de perforación, mejor distribución de carga y una mejor secuencia de salida se puede obtener un factor de carga de **0.81 kg/m³**, lo cual está establecido en el estándar.

4.4. EVALUACIÓN DEL CICLO DE MINADO POR RENDIMIENTOS Y COSTOS

4.4.3. Labores de desarrollo

Luego de analizar las operaciones unitarias por separado de perforación y voladura se puede ver todo el ciclo de las operaciones unitarias de una labor de desarrollo, así en el cuadro 11, se puede observar que el tiempo vario en un 45%.

Tabla 11 *Ciclo de las operaciones unitarias Presupuestado y Real*

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS FRENTE					
OPERACIÓN SECCIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
	3.5mx3.5m	3.5mx3.5m	Δ	Unidad	$\Delta\%$
Perforación					
Tiempo total de perforación	2.30	3.26	-0.96	hora	-42%
Voladura					
Tiempo total de carguío	0.63	1.00	-0.37	hora	-58%
Tiempo Total Por Ciclo	2.93	4.26	-1.33	hora	-45%

Fuente: Elaboración propia.

Las principales actividades en el ciclo de minado son la perforación y la limpieza, teniendo ellas el 47% y 53% del programado y real respectivamente.

4.4.4. Labores de producción

En el cuadro 12, se observa el ciclo de minado en labores de producción.

Tabla 12 *Ciclo de minado en labores de Producción*

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS BREASTING					
OPERACIÓN SECCIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
	Breasting	Breasting	Δ	Unidad	$\Delta\%$
Perforación					
Tiempo total de perforación	2.04	2.24	-0.20	hora	-10%
Voladura					
Tiempo total de carguío	0.45	0.60	-0.15	hora	-34%
Tiempo total por ciclo	2.49	2.84	-0.35	hora	-14%

Fuente: Elaboración propia.

4.5. COSTOS

Con respecto a los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado, se ha realizado

una comparación y análisis entre los costos presupuestados de las operaciones unitarias y los reales obtenidos para las condiciones de trabajo actual.

4.5.3. Labores de desarrollo

De los resultados mostrados en el cuadro 13, se puede observar lo siguiente:

4.5.3.1. Costo de Perforación

El costo total según el presupuesto para un frente de 3.5mx3.5m es de 205.42 US\$/M mientras que el real es de 246.41 US\$/M. Esta diferencia se explica principalmente al rubro de equipos el cual es para el programado 113.6 US\$/M contra los 158.48 US\$/M de lo real, que representa el 40% del programado. Este efecto de un incremento del costo real en el rubro de equipos se debe principalmente al rendimiento, ya que el rendimiento real en avance es del 84 % (2.53m/disparo) mientras que el programado es 84 % (2.90m/disparo), esto relacionado también a que se presupuestó realizar la perforación con barreno de 12 pies de longitud.

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

Se observa en el rubro de insumos un costo real de los aceros de perforación de 46.96 US\$/M frente al presupuestado 49.6 US\$/M, debido principalmente al rendimiento de las mismas, lo real 5% menor del presupuestado.

Tabla 13 *Costos de perforación.*

COSTO UNITARIO DESARROLLO: PERFORACION					
OPERACIÓN		Presupuestado	Real	VARIACIÓN	
Frente	3.5m x 3.5m	(US\$/M)	(US\$/M)	Δ	
				$\Delta\%$	
PERFORACIÓN		205.42	246.41	40.99	20%
MANO DE OBRA		32.99	30.86	-2.13	-6%
Operador Jumbo		19.38	18.13	-1.25	-6%
Ayudante Operador Jumbo		13.61	12.73	-0.88	-6%
ACEROS DE PERFORACIÓN		49.6	46.96	-2.64	-5%
Barra de perforacion 12		13.32	14.20	0.88	7%
Broca de 45mm		23.97	22.70	-1.27	-5%
Shank adapter		4.51	3.85	-0.66	-15%
Coopling		0.01	0.01	0.00	30%
Rimadora 89mm		4.92	3.90	-1.02	-21%
Adaptador de rimadora		2.87	2.30	-0.57	-20%
MATERIALES		8.93	9.77	0.84	9%
Tubos PVC recorte 1 1/2 x 3 m		7.46	8.20	0.74	10%
Petroleo jumbo		1.47	1.57	0.10	7%
HERRAMIENTAS		0.31	0.34	0.03	10%
EQUIPOS		113.60	158.48	44.88	40%
Jumbo de 1 brazo		109.45	155.13	45.68	42%
Bomba de 10HP		2.71	2.85	0.14	5%
Perforadora Jack Leg		1.44	0.50	-0.94	-65%

Fuente: Elaboración propia.

4.5.3.2. Costo de Voladura

El costo de voladura ha sido calculado respecto a los m de avance. El costo en la voladura está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, el avance alcanzado y los m³ de roca obtenidos producto del disparo. Teniéndose un costo programado en voladura de 79.90US\$/m mientras que el costo real es de 106.74US\$/m, lo cual representa el 75% de costo programado. Este efecto se debe también a que se presupuestó realizar la perforación con barreno de 12 pies de longitud. El rendimiento real en voladura efectivamente será posible optimizar mediante el control de los parámetros de perforación y voladura (consumo de explosivos mediante una adecuada distribución de la carga explosiva), consiguiéndose un costo en voladura menor al actual. En el rubro de materiales también se observa un incremento del costo de 8.93 US\$/m

presupuestado a 9.77US\$/m real, lo cual es el 9% más del costo programado en materiales de voladura; esto debido también al efecto del bajo rendimiento que se presupuestó obtener por disparo, a pesar que en materiales se presupuestó emplear 49.90kg por disparo frente a los 63.13 kg que realmente se emplean (21% más de lo presupuestado).

Tabla 14 *Costos unitarios voladura*

COSTOS UNITARIOS DESARROLLO: VOLADURA					
		Presupuestado	Real	VARIACIÓN	
Frente	3.5m x 3m	(US\$/M)	(US\$/M)	Δ	Δ%
Voladura		79.90	106.74	26.84	25%
Mano De Obra		13.61	13.61	0.00	0%
Cargador - Desatador (3)		13.61	13.61	0.00	0%
Insumos		66.30	93.13	26.84	29%
Explosivos		48.30	68.88	20.57	30%
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122) Cart		40.97	58.59	17.62	30%
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)		4.30	6.82	2.51	37%
Cordon Detonante 5P		3.03	3.47	0.44	13%
Accesorios De Voladura		17.99	24.26	6.27	26%
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)		0.57	0.65	0.08	13%
Exsanel 4.80 Mtl		17.43	23.61	6.18	26%

Fuente: Elaboración propia.

4.5.4. Labores de Producción

4.5.4.1. Costo de Perforación

El costo según el presupuesto para un tajo es de 4.19 USD/TM mientras que el real es de 4.71 USD/TM, esta variación se debe principalmente al rubro de equipos el cual es para el programado 2.12 USD/TM contra los 2.61 USD/TM de lo real, que representa el 12.5% más del programado. Este aumento del costo en el rubro de equipos se debe a que el rendimiento en el avance por metro lineal conseguido con la perforación con jumbo es sólo de 2.74 m/disparo mientras que el presupuestado es de 2.9 m/disparo. El rendimiento real de perforación en tajos se optimizará mediante el control de los parámetros y factores de perforación como son el modo de perforación (adecuado paralelismo), ejecución de la perforación de acuerdo al diseño de la

malla de perforación (espaciamiento y burden) y delineado o pintado de malla.

En el rubro de Insumos por Aceros de perforación se observa un incremento del costo de 0.85 US\$/TM a 0.90 USD/TM debido principalmente al consumo de barras de perforación y brocas.

Tabla 15 *Costos unitarios perforación Breasting*

COSTOS UNITARIOS BREASTING: PERFORACIÓN					
	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
Breasting	(US\$/TM)	(US\$/TM)	Δ	Δ%	
PERFORACIÓN	4.19	4.71	0.52	12.5%	
MANO DE OBRA	0.80	0.78	-0.02	-2.0%	
Operador Jumbo	0.14	0.13	-0.01	-9.8%	
Ayudante Operador Jumbo	0.09	0.08	-0.01	-15.5%	
Servicios para relleno	0.56	0.57	0.01	2.3%	
ACEROS DE PERFORACIÓN	0.85	0.9	0.05	5.9%	
Barra de perforación	0.25	0.28	0.03	12.0%	
Broca de 45mm	0.51	0.53	0.02	3.9%	
Shank adapter	0.09	0.09	0.00	0.0%	
Coopling	0	0	0.00	0.0%	
MATERIALES	0.42	0.42	0.00	0.0%	
Cadena eslavon	0.02	0.02	0.00	0.0%	
Poliyute	0.2	0.2	0.00	0.0%	
Tubos de pvc 1 1/2" x 3 m	0.2	0.2	0.00	0.0%	
EQUIPOS	2.12	2.61	0.49	23.0%	
Jumbo de 1 brazo	2.12	2.61	0.49	23.0%	
Scaler	0	0	0.00	0.0%	

Fuente: Elaboración propia

4.5.4.2. Costo de Voladura

El costo de voladura ha sido calculado respecto a los TM de material disparado y está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, las TM de material obtenido producto del disparo y el avance realizado. Teniéndose un costo programado de voladura es 1.71US\$/TM mientras que el costo real es de 2.12US\$/TM. El costo de insumos por material explosivo de acuerdo al presupuesto es de 0.81US\$/TM mientras que lo real es de 1.20US\$/TM, lo cual es el 48 % más del costo programado en materiales de voladura, esto debido principalmente a que se viene consumiendo 36.70kg por disparo.

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

Tabla 16 *Costos de voladura en Breasting.*

RESUMEN DE COSTOS UNITARIOS: VOLADURA EN BREASTING				
	Presupuestado	Real	VARIACIÓN	
	(US\$/TM)	(US\$/TM)	Δ	Δ%
VOLADURA	1.71	2.12	0.42	24%
Mano De Obra	0.89	0.92	0.03	3%
Cargador - Desatador (3)	0.89	0.92	0.03	3%
Insumos	0.81	1.20	0.39	48%
Explosivos	0.53	0.66	0.13	24%
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122) Cart	0.33	0.42	0.09	26%
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	0.12	0.15	0.03	26%
Cordon Detonante 5P	0.07	0.08	0.01	12%
Accesorios De Voladura	0.28	0.55	0.26	93%
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)	0.01	0.02	0.00	26%
Exsanel 4.80 Mtl	0.27	0.53	0.26	96%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 17 *Cuadro comparativo diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto y reales.*

COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN DESARROLLO					
COSTO	PRESUPUESTADO	REAL	Δ	Unidad	Δ%
PERFORACION	205.42	246.41	-40.99	US\$/M	-20%
VOLADURA	79.90	106.74	-26.84	US\$/M	-34%
COSTO P/V	285.33	353.16	-67.83	US\$/M	-24%

Fuente: Elaboración propia

Tabla 18 *Cuadro comparativo diferencia entre los costos unitarios operativos del presupuesto y reales.*

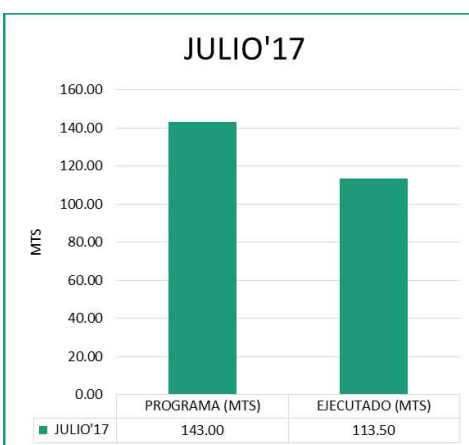
COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN PRODUCCION					
COSTO	PRESUPUESTADO	REAL	Δ	Unidad	Δ%
PERFORACION	4.19	4.71	-0.54	US\$/TM	-13%
VOLADURA	1.71	2.12	-0.19	US\$/TM	-12%
COSTO TOTAL	5.89	6.83	-0.94	US\$/TM	-16%

Fuente: Elaboración propia

Consideremos los factores de Producción promedios globales de la CONTRATA durante un mes de operación.

PROGRAMACION DE LABORES DE AVANCE

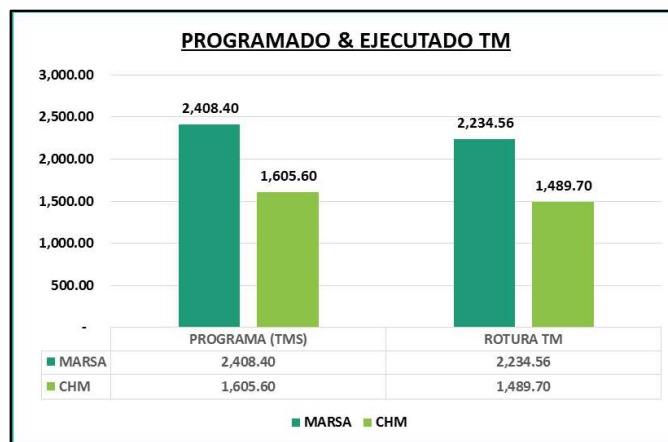
Ilustración 20 Cumplimiento en avances



MES	TIPO DE PERFORACION	PROGRAMA MES	AVANCE MES	AVANCE SEGÚN TIPO DE PERF. (MTS)		EFICIENCIA (MT/HG)	RENDIMIENTO (m/disp)	Factor de Carga (Kg/M3)	
		(M)	(M)	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO
JULIO'17	JACKLEG	143.00	113.50	14.70	0.25	1.75	1.29		
	JUMBO			89.50	0.50	2.75	2.11		

Fuente: Costos y productividad Contrata Minera Cristobal.

Ilustración 21 Cumplimiento en Rotura



MES	TIPO DE	PROGRAMA A MES	PRODUCCION MES	ROTURA SEGUN TIPO DE PERF. (TMS)	EFICIENCIA (TMS/HG)	RENDIMIENTO (TMS/disp)	Factor de Carga (Kg/TMS)
		(TMS)	(TMS)	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO	JACKLEG JUMBO
JULIO'17	JACKLEG	4,014.00	3,724.26	3,724.26	4.60	27.36	0.33
	JUMBO			-	-	-	-

Fuente: Costos y productividad Contrata Minera Cristobal.

Para totalizar los costos unitarios de las operaciones en avances, expresaré los costos unitarios en US\$ por TM

Tabla 19 Cuadro comparativo expresado en \$/TM

COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN DESARROLLO						
COSTO	PRESUPUESTADO	REAL	Δ	Unidad	$\Delta\%$	
PERFORACION	4.99	7.06	-2.07	US\$/TM	-41%	
VOLADURA	1.94	3.06	-1.12	US\$/TM	-58%	
COSTO P/V	6.93	10.11	-3.18	US\$/M	-46%	

Fuente: Elaboración propia

Es importante resaltar que estos costos operativos unitarios de minado incluyen el uso por equipos, la depreciación de equipos, la mano de obra, materiales e insumos, sin embargo, no incluye los costos unitarios por servicios auxiliares (suministro de caudal de agua, aire y relleno hidráulico) y energía (suministro de energía a través de las subestaciones) las cuales son proporcionadas por la compañía.

Como se explicó en el análisis de los costos unitarios de las operaciones unitarias del ciclo de minado, en la perforación y voladura en las labores de avance se observa INCREMENTO de los costos unitarios reales frente a los presupuestados, esto debido a que se presupuestaron las operaciones unitarias con rendimientos OPTIMOS. En las labores de Producción son superiores a los presupuestados.

Tabla 20 Costos unitarios de mina en labores de desarrollo

Procesos Operativos	Costo Unitario	Grado de incidencia
	\$/TM	%
Administrativos Mina	1.04	6%
Perforación	4.99	27%
Voladura	1.94	10%
Limpieza-acarreo	2.76	15%
Sostenimiento	0.16	1%
Ventilación	0.35	2%
Servicios auxiliares mina	2.12	11%
Transporte	5.44	29%
C.U. ciclo de minado	18.80	100%

Fuente: Costos y productividad CMH.

Tabla 21 Costos unitarios de mina en labores de producción

Procesos Operativos	Costo Unitario	Grado de incidencia
	\$/TM	%
Administrativos Mina	1.04	5%
Perforación	4.19	20%
Voladura	1.71	8%
Limpieza-acarreo	4.10	19%
Sostenimiento	2.3	11%
Ventilación	0.35	2%
Servicios auxiliares mina	2.12	10%
Transporte	5.44	26%
C.U. ciclo de minado	21.25	100%

Fuente: Costos y productividad CMH

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

4.6. RESUMEN DE LA EVALUACION DE LOS PROCESOS OPERATIVOS

- ❖ **En la Perforación en Desarrollos** se observan "*deficiencias*" en lo que respecta a los **Rendimientos y Costos unitarios (US\$/m)**, debiéndose esto esencialmente a que en el presupuesto se estableció realizar la perforación con barrenos de 12 pies de longitud y para un avance de 2.9m/disparo eficiencia mayor al 84 %, obteniéndose en

lo real 2.53m/disparo eficiencia 84%. Indicadores de rendimiento de metros avanzados por disparo de 0,37m/disparo en contra, es decir un 13% menos si se compara con lo presupuestado, y del mismo modo con respecto a los costos unitarios se observa un incremento de 40.99 \$/M, es decir un 20% como como incremento del costo unitario de perforación.

Tabla 22 *Resumen de perforación*

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO EN DESARROLLOS: PERFORACIÓN					
OPERACIONES UNITARIAS	Presupuestado	Real	Δ	VARIACIÓN	
				Unidad	$\Delta\%$
Rendimientos y eficiencias					
Avance por disparo	2.90	2.53	0.37	m	13%
Volumen a romper por disparo	35.53	32.74	2.79	m3/disparo	8%
Numero de taladros perforados	52	67	-15.00	taladros/disparo	-29%
Rendimiento de perforación	78.37	62.02	16.35	mp/h	21%
Toneladas rotas por taladro	95.92	88.39	7.53	TM/taladro	8%
COSTOS					
Costo Unitario de Perforación	205.42	246.41	-40.99	US\$/ML	-20%
Mano de Obra	32.99	30.86	2.13	US\$/ML	6%
Aceros de Perforación	49.6	46.96	2.64	US\$/ML	5%
Materiales	8.93	9.77	-0.84	US\$/ML	-9%
Equipos (Jumbo 1brazo)	109.45	155.13	-45.68	US\$/ML	-42%

Fuente: Elaboración propia

- ❖ Por otro lado, se considera realizar la perforación con barrenos de 14 pies al comparar con lo real se puede obtener con la misma eficiencia 3.00m de avance con una eficiencia de 84%, siendo 3.3% mayor a lo presupuestado.

Tabla 23 Rendimientos propuestos

PERFORACIÓN CON BARRENO DE 14 PIES					
	MALA-B 31-40	MALA-B 31-40	Δ	VARIACIÓN	
				Unidad	$\Delta\%$
Tipo de roca					
Longitud de barra	3.66	4.20	0.5424	m	14.8%
Longitud efectiva de perforación	3.47	3.57	0.10	m	2.8%
Avance presupuestado	2.90			m	
Avance	2.90	3.00	0.10	m	3.3%
Rendimiento en avance	84%	84%	0.00	%	0.6%
Volumen a romper por disparo	45.63	47.15	1.53	m ³ /disp.	3.3%
Tonelaje obtenido por disparo	123.19	127.32	4.13	ton/disp.	3.3%

Fuente: Elaboración propia.

- ❖ **En la perforación de Producción (Breasting)** se observan Rendimientos inferiores a los presupuestados y costos unitarios (US\$/TM) superiores, excedente en el número de taladros a perforar; todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria. Los Rendimientos y Costos unitarios de la Perforación en Desarrollos y de producción serán optimizados como se verá en el capítulo 5.

Tabla 24 Resumen de perforación

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO: PERFORACIÓN EN BREASTING					
OPERACIÓN	Presupuestado	Real	Δ	VARIACIÓN	
				Unidad	$\Delta\%$
Rendimientos y eficiencias					
Avance por disparo	3.61	2.87	0.74	m	21%
Tonelaje obtenido por disparo	132.61	105.35	27.26	T M/disp.	21%
Numero de taladros perforados	44	43	1.00	taladros/disp.	2%
Rendimiento de perforación	77.86	59.17	18.70	mp/H	24%
Toneladas rotas por taladro	3.01	2.45	0.56	TM/taladro	19%
Costos					
C.U. de Perforación	(US\$/TM)	(US\$/TM)		US\$/TM	
Mano de Obra	0.80	0.78	0.02	US\$/TM	2%
Aceros de Perforación	0.850	0.900	-0.05	US\$/TM	-6%
Materiales	0.42	0.42	0.00	US\$/TM	0%
Equipos (Jumbo 1brazo)	2.12	2.61	-0.49	US\$/TM	-23%

Fuente: Elaboración propia.

- ❖ **En la Voladura en avances** se observan "*deficiencias*" en los que respecta a los **Rendimientos y Costos unitarios (US\$/m)**, debiéndose esto a que el volumen roto por disparo presupuestado se realizó en base a una perforación con barrenos de 12 pies. Siendo el volumen roto real el 90% del volumen presupuestado. Obteniéndose en ello una "*variación deficiente*" de los indicadores de rendimientos y costos unitarios. También se observa que se está empleando un excedente de 21% en consumo de explosivos, y los factores de carga y de potencia del presupuesto son altos y los reales no son los óptimos.

Tabla 25 *Diagnostico de voladura*

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO:VOLADURA					
OPERACIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	$\Delta\%$
Rendimientos y eficiencias					
Kg explosivo por disparo	49.896	63.126	-13.2	kg/disp.	-27%
Factor lineal	17.21	24.90	-7.7	kg/M	-45%
Factor de carga	1.40	1.93	-0.5	kg/m ³	-37%
Factor de potencia	0.52	0.71	-0.2	kg/TM	-37%
Costos					
Costo Unitario de Voladura	79.90	106.74	-26.8	US\$/M	-34%
Mano de Obra	13.61	13.61	0.0	US\$/M	0%
Insumos	66.30	93.13	-26.8	US\$/M	-40%
Explosivos	48.30	68.88	-20.6	US\$/M	-43%
Accesorios de voladura	17.99	24.26	-6.3	US\$/M	-35%

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 26 *Rendimientos programados*

RENDIMIENTOS	Unidad	10'	12'
Factor De Carga	Kg/m ³	1.81	1.81
Factor De Carga	Kg/TM	0.7	0.7
Factor De Carga Lineal	Kg/m	20	20

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

- ❖ **En la Voladura de Producción** se observan Rendimientos inferiores a los presupuestados y costos unitarios (US\$/TM) superiores. El costo de voladura es un 12% superior a lo presupuestado y los indicadores de eficiencia como el factor de potencia es un 59% superior al presupuesto, siendo esto una operación ineficiente. Todo esto debido a prácticas y procedimientos no óptimos de trabajo y a una falta de control y supervisión de esta importante operación unitaria.
- Los Rendimientos y Costos unitarios de la Voladura en Desarrollos y breasting serán optimizados como se verá en el capítulo 6.

Tabla 27 *Diagnostico de voladura*

RESUMEN DEL DIAGNOSTICO:VOLADURA EN BREASTING					
OPERACIÓN	Presupuestado	Real	VARIACIÓN		
			Δ	Unidad	$\Delta\%$
Rendimientos y eficiencias					
Kilogramos de explosivo por disparo	23.74	27.74	-4.0	kg/disparo	-17%
Factor de Potencia	0.18	0.26	-0.1	kg/TM	-47%
Factor de Carga	0.54	0.79	-0.3	kg/m3	-47%
Costos					
Costo Unitario de Voladura	1.71	2.12	-0.4	US\$/TM	-24%
Mano de Obra	0.89	0.92	0.0	US\$/TM	-3%
Insumos	0.81	1.20	-0.4	US\$/TM	-48%
Explosivos	0.53	0.66	-0.1	US\$/TM	-24%
Accesorios de voladura	0.28	0.55	-0.3	US\$/TM	-93%

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 28 *Rendimientos programados*

RENDIMIENTOS	Unidad	10'
Factor De Carga	Kg/m3	0.81
Factor De Carga	Kg/Tn	0.27

Fuente: Estándares de Perforación y Voladura CMH.

4.7. OBSERVACIONES OPERATIVAS DE LA EVALUACIÓN

4.7.3. Observaciones

La perforación y voladura en frentes y tajos, presenta problemas en lo que respecta al avance obtenido (tanto en metros de avance obtenidos producto del disparo o en las toneladas rotas obtenidas producto también del disparo), debiéndose esto a la falta de control en el diseño de la malla de perforación (delineado o marcado de los puntos donde se debe perforar cada taladro, en base al espaciamiento y burden establecido), control del modo de perforación (paralelismo entre taladros y con la estructura mineralizada, perforación completa penetrando todo el barreno de perforación), control de la distribución de la carga explosiva en la mina y adecuada secuencia de salida explosiva en la voladura.

El factor de carga o factor de potencia es una variable que aun no se ha podido controlar en esta mina estudio, debiéndose esto principalmente a que a una escala multinivel se desconoce o no se prioriza la importancia de las variables de perforación y a su interacción con la voladura.

Otro grave problema generalizado en la contrata está en el manipuleo de explosivos, es decir de la distribución de la carga explosiva en mina, la cual se debe a que los supervisores de operaciones piden una cantidad excesiva de explosivos (debido a la falta de capacitación y entrenamiento en temas de perforación y voladura) al polvorín y el remanente de mina no se interna nuevamente al polvorín. Situación que además de generar un sobre costo de voladura por materiales, genera también una condición subestándar de la seguridad en mina.

CAPITULO V

5. OPTIMIZACION DE ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y REDUCCIÓN DE LOS COSTOS MEDIANTE LA OPTIMIZACIÓN INICIAL.

La reducción de los costos de las operaciones unitarias del ciclo de minado se logra mediante la optimización los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, ademas el rendimiento de indicadores de productividad se incrementen en cada una de las operaciones unitarias.

5.1. SEGUIMIENTO Y CONTROL OPERATIVO

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

- ❖ Adecuada distribución de la carga explosiva en Mina.

5.2. CICLO DE MINADO OPTIMIZADO Y REDUCCIÓN DE SUS COSTOS.

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

Producto de la optimización de la perforación y voladura, es la obtención de un incremento en los indicadores de productividad tales como toneladas rotas por disparo TM/disparo, toneladas rotas por taladro TM/taladro, metros avanzados por disparo m/disparo, factor de carga kg/m³, factor de avance kg/m, toneladas rotas por metro perforado TM/m, eliminación de la posibilidad de la existencia de tiros cortados o sopladados, eliminación de bancos o bolones que necesitan ser movidos y corregidos mediante voladura secundaria.

Todas estas optimizaciones operativas de los parámetros técnicos traen como consecuencia una optimización y reducción de los costos unitarios operativos, como es en perforación y voladura, dólares por tonelada rota \$/TM, dólares por metro cubico roto \$/m³.

5.2.3. Labores de desarrollo

Las mejoras en los estándares operativos en labores de desarrollo y sus respectivos costos unitarios de minado se ven reflejadas en los cuadros.

Tabla 29 *Ciclo optimizado para labores de desarrollo.*

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS		
LABOR SECCIÓN	Propuesto	Unidades
FRENTE	3.5mX3.5m	
Tipo de roca RMR	MALA B 31-40	
Longitud de barra	4.27	M
Longitud efectiva de perforación	3.57	M
Rendimiento objetivo en avance	90.00	%
Avance	3.21	M
Volumen a romper por disparo	39.32	m ³ /disp.
Tonelaje obtenido por disparo	106.16	TM/disp.
Parámetros de perforación		
Diametro de la broca	45	mm
Espaciamiento	0.45	m
Burden	0.4	m
Numero de taladros	67	Taladros
Rendimiento		
Rendimiento de perforación	70	mp/H
Numero de taladros	19.14	taladros/H
Tiempo efectivo de perforación	1.69	H
Tiempo de maniobras por taladro	0.27	H
Tiempo de posicionamiento (llegada y salida)	0.33	H
Tiempo total de perforación	2.3	H
Toneladas rotas por taladro	1.58	TM/taladro
VOLADURA		
Semexsa 45% 1 1/8" X 12" (122)	55.33	kg
Exablock 7/8" X 7" (276)	7.78	kg
Factor De Carga	1.61	kg/m ³
Factor De Potencia	0.59	kg/TM
Factor Lineal	19.66	kg/m
Actividades conexas		
Ventilación	1	h
Regado y desatado	0.5	h

Fuente: Elaboración propia

Tabla 30 Comparativo (Presupuestado- Real- Propuesto optimizado) en labores de desarrollo.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS				
	Presupuestado	Real	Propuesto	
LABOR	FRENTE	FRENTE	FRENTE	Unidades
SECCIÓN	3.5mx3.5m	3.5mx3.5m	3.5mx3.5m	
PERFORACIÓN				
Avance	2.90	2.53	3.21	m
Espaciamiento	0.6	0.45	0.45	m
Burden	0.5	0.4	0.40	m
Numero de taladros	52	67	67.00	taladros
Rendimiento de perforación	78.37	62.02	62.02	mp/h
Numero de taladros	22.61	20.55	20.55	taladros/h
VOLADURA				
Kilogramos de explosivo objetivo por disparo	49.90	63.13	63.13	kg
Factor de Potencia	0.52	0.71	0.59	kg/TM
Factor de carga	1.40	1.93	1.61	kg/m3
Factor lineal	17.21	24.90	19.66	kg/m3
Actividades conexas				
Ventilación	1	1	1	h
Regado y desatado	0.5	0.5	0.5	h

Fuente: Elaboración propia

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

Tabla 31 Comparativo del Costo unitario de las operaciones unitarias presupuestadas, reales y propuestas optimizadas.

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS			
	PRESUPUESTADO	REAL	PROPUESTO
FRENTE	TOTAL	TOTAL	TOTAL
3.5mx3.5m	(US\$/m)	(US\$/m)	(US\$/m)
PERFORACIÓN			
	205.11	246.07	194.33
MANO DE OBRA			
Operador Jumbo	19.38	18.13	14.32
Ayudante Operador Jumbo	13.61	12.73	10.05
ACEROS DE PERFORACIÓN			
Barra de perforacion 12	13.32	14.20	11.21
Broca de 45mm	23.97	22.70	17.93
Shank adapter	4.51	3.85	3.04

Coopling	0.01	0.01	0.01
Rimadora 89mm	4.92	3.90	3.08
Adaptador de rimadora	2.87	2.30	1.82
MATERIALES	8.93	9.77	7.72
Tubos PVC recorte 1 1/2 x 3 m	7.46	8.20	6.48
Petroleo jumbo	1.47	1.57	1.24
HERRAMIENTAS	0.31	0.34	0.27
EQUIPOS	113.60	158.48	125.16
Jumbo de 1 brazo	109.45	155.13	122.51
Bomba de 10HP	2.71	2.85	2.25
Perforadora Jack Leg	1.44	0.50	0.39
VOLADURA	TOTAL	TOTAL	TOTAL
3.5mx3.5m	(US\$/m)	(US\$/m)	(US\$/m)
VOLADURA	79.90	106.74	84.30
MANO DE OBRA	13.61	13.61	10.75
Cargador - Desatador (3)	13.61	13.61	10.75
INSUMOS	66.30	93.13	73.55
Explosivos	48.30	68.88	54.39
Semexa 45% 1-1/8" x 12" (122)	40.97	58.59	46.27
Cart			
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	4.30	6.82	5.38
Cordon Detonante 5P	3.03	3.47	2.74
Accesorios De Voladura	17.99	24.26	19.16
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)	0.57	0.65	0.51
Exsanel 4.80 Mtl	17.43	23.61	18.65

Fuente: Elaboración propia

5.2.4. Labores de Producción

Las mejoras en los estándares operativos en labores de producción - tajos y sus respectivos costos unitarios de minado se ven reflejadas en los cuadros 35, 36 y 37.

Tabla 32 Ciclo de minado optimizado propuesto para labores de producción.

LABOR SECCIÓN	Propuesto	
BREASTING	3.5mX3.5m	Unidades
Tipo de roca RMR	MALA B 31-40	
Longitud de barra	4.27	m
Longitud efectiva de perforación	3.57	m
Rendimiento objetivo en avance	95%	%
Avance	3.39	m

Volumen a romper por disparo	38.69	m ³ /disp.
Tonelaje obtenido por disparo	131.07	TM/disp.
Parámetros de perforación		
Diametro de la broca	45.00	mm
Espaciamiento	0.45	m
Burden	0.40	m
Numero de taladros	43.00	Taladros
Rendimiento		
Rendimiento de perforación	70.00	mp/H
Numero de taladros	19.14	taladros/H
Tiempo efectivo de perforación	1.69	H
Tiempo de maniobras por taladro	0.27	H
Tiempo de posicionamiento (llegada y salida)	0.33	H
Tiempo total de perforación	2.30	H
Toneladas rotas por taladro	3.05	TM/taladro
VOLADURA		
Semexsa 45% 1 1/8" X 12" (122)	19.68	kg
Exablock 7/8" X 7" (276)	8.06	kg
Factor De Carga	0.72	kg/m ³
Factor De Potencia	0.21	kg/TM
Factor Lineal	19.66	kg/m
ACTIVIDADES CONEXAS		
Ventilación	1.00	h
Regado y desatado	0.50	h

Fuente: Elaboración propia

Tabla 33 Comparativo operaciones unitarias (Presupuestado- Real- Propuesto) en labores de producción

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS				
LABOR SECCIÓN PERFORACIÓN	Presupuestado	Real	Propuesto	Unidades
	Breasting 3.5mx3.5m	Breasting 3.5mx3.5m	Breasting 3.5mx3.5m	
Avance	3.61	2.87	3.39	m
Espaciamiento	0.75	1	0.45	m
Burden	0.75	1	0.40	m
Numero de taladros	44	43	43.00	taladros
Rendimiento de perforación	77.86	59.17	62.02	mp/h
Numero de taladros	21.57	19.61	20.55	taladros/h
VOLADURA				
Kilogramos de explosivo	23.74	27.74	27.74	kg
Factor de Potencia	0.18	0.26	0.21	kg/TM
Factor de carga	0.54	0.79	0.72	kg/m ³

Actividades conexas				
Ventilación	1	1	1	h
Regado y desatado	0.5	0.5	0.5	h

Fuente: Elaboración propia

En lo que respecta al costo del ciclo de minado propuesto en labores de producción - tajos está por debajo del programado y el real, lo cual se debe al aumento en el rendimiento, así como a un mejor control de los insumos y materiales para evitar la merma.

Tabla 34 Comparativo operaciones unitarias (Presupuestado- Real- Propuesto) en labores de producción

DISEÑO DE OPERACIONES UNITARIAS PROGRAMADAS			
	PRESUPUESTADO	REAL	PROPUESTO.
	(US\$/TM)	(US\$/TM)	(US\$/TM)
BREASTING			
PERFORACIÓN	4.19	4.71	3.79
MANO DE OBRA	0.80	0.78	0.63
Operador Jumbo	0.14	0.13	0.10
Ayudante Operador Jumbo	0.09	0.08	0.06
Servicios para relleno	0.56	0.57	0.46
ACEROS DE PERFORACIÓN	0.85	0.90	0.72
Barra de perforacion	0.25	0.28	0.23
Broca de 45mm	0.51	0.53	0.43
Shank adapter	0.09	0.09	0.07
Coopling	0.00	0.00	0.00
MATERIALES	0.42	0.42	0.34
Cadena eslavon	0.02	0.02	0.02
Poliyute	0.20	0.20	0.16
Tubos de pvc 1 1/2" x 3 m	0.20	0.20	0.16
EQUIPOS	2.12	2.61	2.10
Jumbo de 1 brazo	2.12	2.61	2.10
Scaler	0.00	0.00	0.00
Bomba de 10HP	2.71	2.85	2.29
Perforadora Jack Leg	1.44	0.50	0.40
	(US\$/TM)	(US\$/TM)	(US\$/TM)
VOLADURA	1.71	2.12	1.71
MANO DE OBRA	0.89	0.92	0.74
Cargador - Desatador (3)	0.89	0.92	0.74
INSUMOS	0.81	1.20	0.97
Explosivos	0.53	0.66	0.53
Semexa 45% 1-1/8" X 12" (122)	0.33	0.42	0.34
Cart			
Exablock 45% 7/8" X 7" (274)	0.12	0.15	0.12

Cordon Detonante 5P	0.07	0.08	0.07
Accesorios De Voladura	0.28	0.55	0.44
Guia Ensamblada 2.4 Mtl - Carmex (300)	0.01	0.02	0.01
Exsanel 4.80 Mtl	0.27	0.53	0.43

Fuente: Elaboración propia

5.3. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS UNITARIOS OPTIMIZADOS CON LOS NO OPTIMIZADOS

Los márgenes de reducción del costo unitario de cada una de las operaciones unitarias.

Tabla 35 Comparación de los costos unitarios reales antes de la optimización con los costos unitarios optimizados

COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN DESARROLLO					
	REAL	OPTIMIZADO	Δ	UNIDAD	$\Delta\%$
PERFORACION	246.07	194.33	-51.74	US\$/m	-21%
VOLADURA	106.74	84.30	-22.44	US\$/m	-21%
COSTOS UNITARIOS DE LAS OPERACIONES EN TAJOS					
	REAL	OPTIMIZADO	Δ	UNIDAD	$\Delta\%$
PERFORACION	4.71	3.79	-0.92	US\$/TM	-20%
VOLADURA	2.12	1.71	-0.42	US\$/TM	-20%

Fuente: Elaboración propia

5.4. AHORROS CON LA OPTIMIZACION

5.4.3. CONSUMO DE EXPLOSIVOS

Los Ahorros potenciales en el consumo de Explosivos (sobre todo en los cartuchos de Semexa y Exablock) se ven reflejados por los programas de avances y desarrollos y en la producción de mineral objetivo. Del mismo modo se tiene un monto de ahorro por la eliminación de la ocurrencia de tiros cortados y sopladados en la voladura, como se podrá apreciar en el cuadro

Tabla 36 Ahorro en el consumo de explosivos en labores de desarrollo y de Producción.

Ahorros en labores de Desarrollo		
Especificaciones	Cantidad	Unidad
Metros de avance programados por año	1800	m
Factor de avance Real	24.90	kg/m
Factor de avance optimizado	19.66	kg/m
Explosivos		
Ahorro de explosivo/metro de avance	5.24	kg/m
Ahorro de explosivo total por año	9434.39	kg
Costo por kilogramo de explosivo	2.77	\$/kg
Monto del ahorro (USD)	26133.26	\$/año
Ahorros en labores de Producción		
Especificaciones	Cantidad	Unidad
Tonelaje programado por año	19200	TM
Factor de potencia	0.26	kg/TM
Factor de potencia optimizado	0.21	kg/TM
Explosivos		
Ahorro de explosivo/metro de avance	0.05	kg/TM
Ahorro de explosivo total por año	992.36	kg
Costo por kilogramo de explosivo	2.49	\$/kg
Monto del ahorro (USD)	2472.31	\$/año
Monto de ahorro consumo explosivos	28605.57	\$/año

Fuente: Elaboración propia

5.4.4. PERFORACION, VOLADURA

Se puede observar la reducción de los costos unitarios de mina logrados por la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura, optimización basada en la obtención de rendimientos superiores a los que se venían obteniendo. La estructura de costos unitarios que conforman el costo unitario total para labores de producción y de avance se muestra a continuación. A estos costos operativos de perforación y voladura.

Tabla 37 Resultados de la optimización \$/año.

AHORROS EN LABORES DE DESARROLLO		
Especificaciones	Cantidad	Unidad
PERFORACION	51.739	US\$/m
VOLADURA	22.443	US\$/m
Total	103.733	US\$/m
Avance programado mes	150.000	m/mes
avance programado año	1800.000	m/año
AHORRO TOTAL AÑO	186719.09	US\$/año
AHORROS EN LABORES DE PRODUCCIÓN		
Especificaciones	Cantidad	Unidad
PERFORACION	0.92	US\$/TM
VOLADURA	0.42	US\$/TM
Total	2.200	US\$/TM
Avance programado mes	1600	TM/mes
avance programado año	19200	TM/año
AHORRO TOTAL AÑO	42247.68	US\$/año
AHORRO TOTAL AÑO	228966.77	US\$/año

Fuente: Elaboración propia

En la Perforación y voladura la reducción de sus costos obedece principalmente a que el tonelaje obtenido por disparo se ha incrementado en un 17% con respecto a lo que se viene obteniendo, del mismo modo el factor de carga se ha reducido en un 19%.

Para mantener esta reducción de los costos operativos de mina o continuar con su reducción, se debe continuar con la optimización, modernización y capacitación de las operaciones de perforación y voladura, supervisada bajo un seguimiento y control operativo, que reflejen el cumplimiento de los procedimientos adecuados de trabajo en cada operación unitaria de minado.

CONCLUSIONES

- ❖ A través de la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de Perforación y voladura, se logró la reducción del Costo unitario 103.73\$/m es decir una reducción del 17% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de la contrata 186,719.09 \$ al año. Todo ello en avances.
- ❖ La Reducción total en costos operativos por la optimización de las operaciones unitarias de minado en rotura es de 2.20\$/TM siendo al año 42,247.68 \$ al año.
- ❖ Toda esta reducción del costo y ahorro en voladura debido a que se optimizó la eficiencia de los disparos o voladuras, optimizándose el factor de potencia de 0.26kg/TM a 0.21kg/TM en labores de producción y el factor de avance de 24.90kg/m a 19.66kg/m en labores de desarrollo. Del mismo modo la eficiencia en el avance obtenido en los disparos de 3.40m a 3.55m en labores de producción y de 3.04m a 3.3m en labores de desarrollo.
- ❖ Se tiene un monto de ahorro total de 228 966.77 \$ al año por la optimización del factor de potencia y factor de avance en labores de producción y desarrollo respectivamente.

RECOMENDACIONES


En Perforación

- ❖ Hacer la difusión de mallas de perforación para cada aplicación de voladura establecidas como estándar en base al diseño de perforación y voladura dadas por CMH
- ❖ Marcado o delineado de la malla de perforación. Esto asegurará establecer y marcar el espaciamiento y burden en el terreno, afín que el operador del jumbo (perforista) ejecute la perforación del taladro en la ubicación correcta.
- ❖ Control del paralelismo en la perforación a través de marcado topográfico de la dirección a seguir, mantenimiento o incorporación del sistema de paralelismo automático de los jumbos, uso de guidores como pueden ser tubos de PVC o los mismos atacadores de madera para comparar el paralelismo entre cada taladro que se va perforando.
- ❖ Programa de capacitación para supervisores de contrata y trabajadores a todo

En Voladura

- ❖ Para el caso de galerías y rampas se debe hacer *pre corte lo* cual garantice la obtención de una corona y hastiales controlados.
- ❖ El consumo de explosivos objetivo debe ser 0.81kg/m³ de material disparo en las labores de producción, y en los desarrollos de 1.81kg/m³.

ANEXOS

 TABLA GEOMECÁNICA Y ESTÁNDAR DE SOSTENIMIENTO UNIDAD PARCOY-CMH		ANEX-02-EO01					
TEMPORALES							
Codigo de Colores	Clasificación RMR		Valuación Índice Q		SOSTENIMIENTO		
	RMR	Tipo de Roca	De	A		Tipo	Descripción
Blanco (I)	81-100	I Muy Buena	50	1000	-III	Muy Buena - Excep. Buena	Sin Sostenimiento
Celeste (II)	61-80	II Buena	10	50	IV	Buena	Sin Sostenimiento o puntual
Verde Claro (III-A)	51-60	III Regular A	5	10	V	Regular	Según Sección de Excavación
Amarillo (III-B)	41-50	III Regular B	1	5	VI	Mala	Según Sección de Excavación
Anaranjado (IV-A)	31-40	IV Mala A	0.1	1	VII	Muy Mala	Según Sección de Excavación
Rojo (IV-B)	21-30	IV Mala B	0.1	0.01	VIII	Extremadamente Mala	Según Sección de Excavación
Marrón (V)	0-20	V Muy Mala	0.01	0.001	IX	Excepcionalmente Mala	Según Sección de Excavación

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 1.5 A 3.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Sin soporte o Pernos de fricción de 5' instalados ocasionalmente en cuñas
Verde Claro (III-A)	Pernos de fricción de 5' sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m
Amarillo (III-B)	Pernos de fricción de 5' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m. con malla electrosoldada
Anaranjado (IV-A)	Sh Est. 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión de 5' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m y/o Perno + malla electrosoldada.
Rojo (IV-B)	Sh Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m.
Marrón (V)	Sh Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión de 5' - 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2 m. + Malla Electrosoldada + Sh.1" de Sobrecapa

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 3.0 A 5.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Sin soporte o Pernos de Fricción 7' instalados ocasionalmente
Verde Claro (III-A)	Pernos de Fricción de 7' Sistemáticos espaciado de 1.5 a 1.8m.
Amarillo (III-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/15-20kg) + Pernos de fricción 7' en bóveda espaciado de 1.5 a 1.8m.
Anaranjado (IV-A)	Shotcrete Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de fricción y/o compresión 7' sistemáticos espaciado 1.2 a 1.5m.
Rojo (IV-B)	Shotcrete Estructural 2" (F/25-30kg) + Pernos de compresión 7' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m. + malla + 1" shotcrete de sobrecapa.
Marrón (V)	Shotcrete Estructural 2" (F/30-35kg) + Pernos de compresión 7' sistemáticos espaciado a 1.0m. + malla + 2" Shotcrete de sobrecapa.

LABORES TEMPORALES SECCIÓN ENTRE 5.0 A 10.0 m.	
Codigo de Colores	TIPO DE SOSTENIMIENTO
Blanco (I)	Sin sostenimiento.
Celeste (II)	Pernos compresión 7' sistemático espaciado de 1.5 a 1.8m + Malla electrosoldada.
Verde Claro (III-A)	Pernos compresión 7' sistemático espaciado de 1.2 a 1.5m + Malla electrosoldada.
Amarillo (III-B)	Sh. Estructural 2" (F/20-25kg) + Pernos de Compresión 7' sistemáticos espaciado de 1.2 a 1.5m.
Anaranjado (IV-A)	Sh. Est. 2" (F/25-30kg) + Pernos de Compresión 7'-8' sistemáticos espaciado de 1.0 a 1.2m de requerir adicional 1" Shotcrete sobre pernos.
Rojo (IV-B)	Sh. Est. 2" (F/30-35kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. espaciado de 1.0 a 1.2m + malla electrosoldada + 2" Shot. de requerir se instalará Wood Pack.
Marrón (V)	Sh. Est. 4" (F/35-40 kg) + Pernos de Compresión 7'-10' sist. espaciado de 0.8 a 1.0m; +Malla electrosoldada 4"x4" + 2"de sobrecapa + woodpack

Nota: Para secciones mayores de 10 m se hace el minado por fila según recomendación geomecánica.

NOTA:	
	Shotcrete estructural sera lanzado en sección completa de piso a piso según procedimiento, dentro de las horas de autoaporte de la roca.
	El Shotcrete estructural y la instalación de pernos sistemáticos deben formar un arco de autoaporte de la labore en el maciso rocoso
	De presentarse esfuerzos, con potencial de generar crujiidos o "Seudo estallidos de rocas", se empleará malla de eslabones sobre el refuerzo indicado en las opciones anteriores.

LEYENDA	
Pernos de Fricción	Split Set o variedades.
Pernos de Compresión	X-pandabolt, Swellex
Pernos de Adhesión	Pernos Helicoidales, Pernos Auto perforantes, Varillas de fc.
Inyecciones de Consolidación	Con resinas ó lechada de Cemento
Puntales de Seguridad	Puntales de madera de 8" a 10" de diámetro.
Shotcrete Estructural	Shotcrete con Fibra Metálica Dramix 65/35 entre 20 a30 kg/m3 ó Fibra 45/35 a 30 kg/m3.
Malla electrosoldada	Malla Electro-soldada cocada 4"x4" ó 2"x2".
Malla de eslabones	Malla de eslabones de alambre galvanizado cocada 3"x3".
Cuadros Metálicos	Cuadros de vigas "H" de 4"x4"x13 Libras/pie para Chimeneas construidos con Alimak, secciones 2.5 x 2.5 m y 3.0x3.0m espaciado c/m.
Cimbras Metálicas	Estructuras de vigas "H" de 6"x6"x20Libras/pie para labores principales de secciones = ó > a 4x4m; Vigas "H" de 4"x4"x13lb/pie para secciones < 3.5x
Jack Pot	Para puntales de madera de 7", 8" a 10" de diámetro, son Platos Inflables a presión hidráulica.
Shotcretera manual	Equipo lanzador de shotcrete manual vía humeda
Spilling Bar	Paraguas de pernos con lechada de cemento intalados en la corona de la labor para proteger la estabilidad de la corona.
Fibra metálica	Fibra metálica Dramix según dosificación por tipo de roca y sección.
Jack Pat	Mantas Metálicas inflables a presión hidráulica, para confinar Wood Pack.
Wood Pack	Castillos de cribbing.

ANEXO 1 Precios Unitarios Pre corte galería /crucero

PRECORTE GAL/CRUCERO 3.5M X 3.5 M CON JUMBO			
	N° de Tal:	52	Avance/Disp. 2.9 Metro

MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S./MT
OPERADOR DE JUMBO	Hom/Disp	1	1	56.2	56.2	19.38
AYUDANTE OP. JUMBO	Hom/Disp	1	1	39.46	39.46	13.61
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1	1	49.88	49.88	17.20
CARGADOR/DISPARDADOR	Hom/Disp	2	1	39.46	78.92	27.21
SERVICIOS AUXILIARES	Hom/Disp	2	1	39.46	78.92	27.21
SUB-TOTAL					303.38	104.61

MATERIALES		VIDA		ESTANDAR		PRECIO	
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	ECO. MTS	PZAS/DISP	U.S./PZA	U.S./disp	U.S./MT
BARRAS DE PERFORACION 12 FTS	MT/DISP	180.25	2,500.00	0.07	535.12	38.58	13.30
BROCAS DE 45 MM	MT/DISP	167.37	200	0.84	82.96	69.43	23.94
SHANK ADAPTER	MT/DISP	180.25	3,500.00	0.05	253.83	13.07	4.51
AFILADOR BROCAS	MT/DISP	167.37					-
COPLAS	MT/DISP	-	3,000.00	-	125.07		-
RIMADORA DE 89 MM	MT/DISP	12.87	200	0.06	221.51	14.25	4.92
ADAPTADOR DE RIMADORA	MT/DISP	12.87	200	0.06	128.95	8.30	2.86
TUBO PVC (Voladura recorte)	PZAS/DISP	10			2.16	21.6	7.45
PETROLEO (JUMBO)	GLN/HR	1.5			2.84	4.26	1.47
PETROLEO (SCOOP)	GLN/HR	12			2.84	34.08	11.75
HERRAMIENTAS					0.9		0.31
Cadena de eslavón	PZAS/DISP	4			1.1	4.4	1.52
SUB-TOTAL							72.02

IMPLEMENTOS SEGURIDAD

DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT	COSTO	U.S./MT
			U.S./Pers	U.S.\$	
Implementos Seguridad	Unidad	6	2.34	14.06	4.85
Implementos Operador Scoop	Unidad	1	4.47	4.47	1.54
SUB-TOTAL					6.4

VOLADURA

		CANTIDAD/					
DESCRIPCION	UNIDAD	TALADROS	TAL ADRO	CANTIDAD P	UNIDAD KGS	COSTO U.S.\$	U.S./MT
SEMEXSA 45% 1 1/8" X 12" (122)	TALADROS	25	8.64	216	44.28	118.8	40.97
EXABLOCK 7/8" X 7" (276)	TALADROS	13	6	78	5.62	12.5	4.30
CORDON DETONANTE 5P	MTS			40		8.8	3.03
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTL - CAF	PZAS			2		1.64	0.57
EXSANEL 4.80 MTL	PZAS			38		50.54	17.43
SUB-TOTAL							66.30

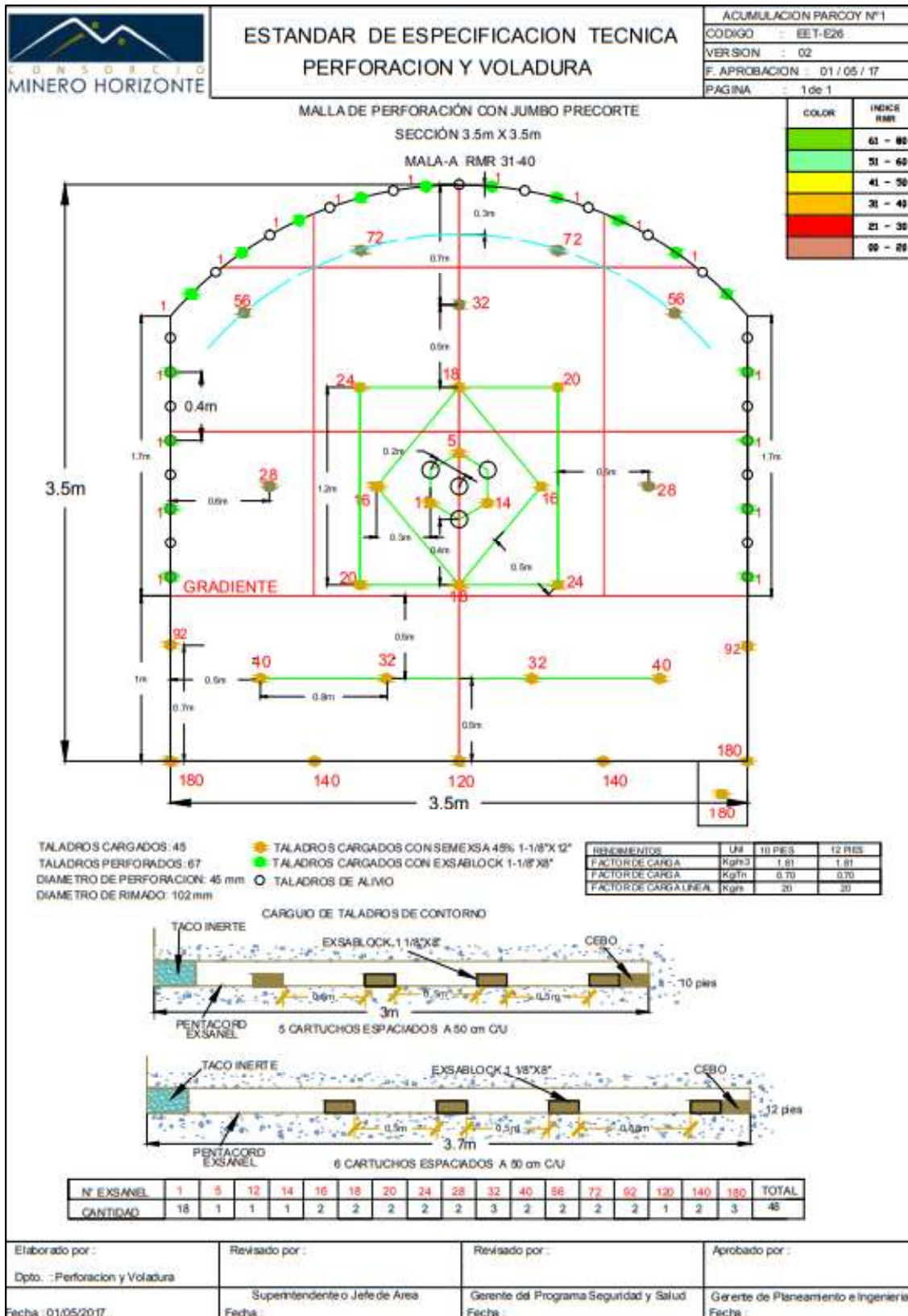
EQUIPOS

DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROP.	COSTO OPERACIÓN	COSTO TOTAL	COSTO TOTAL	U.S./MT
			U.S./HR	U.S./HR	U.S./HR	U.S.\$	
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO	HORAS	2.3			138	317.40	109.45
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	HORAS	3	29.97	63.22	93.19	279.57	96.40
PERFORADORA	PIES	12			0.12	1.44	0.50
SUB-TOTAL						598.41	206.35

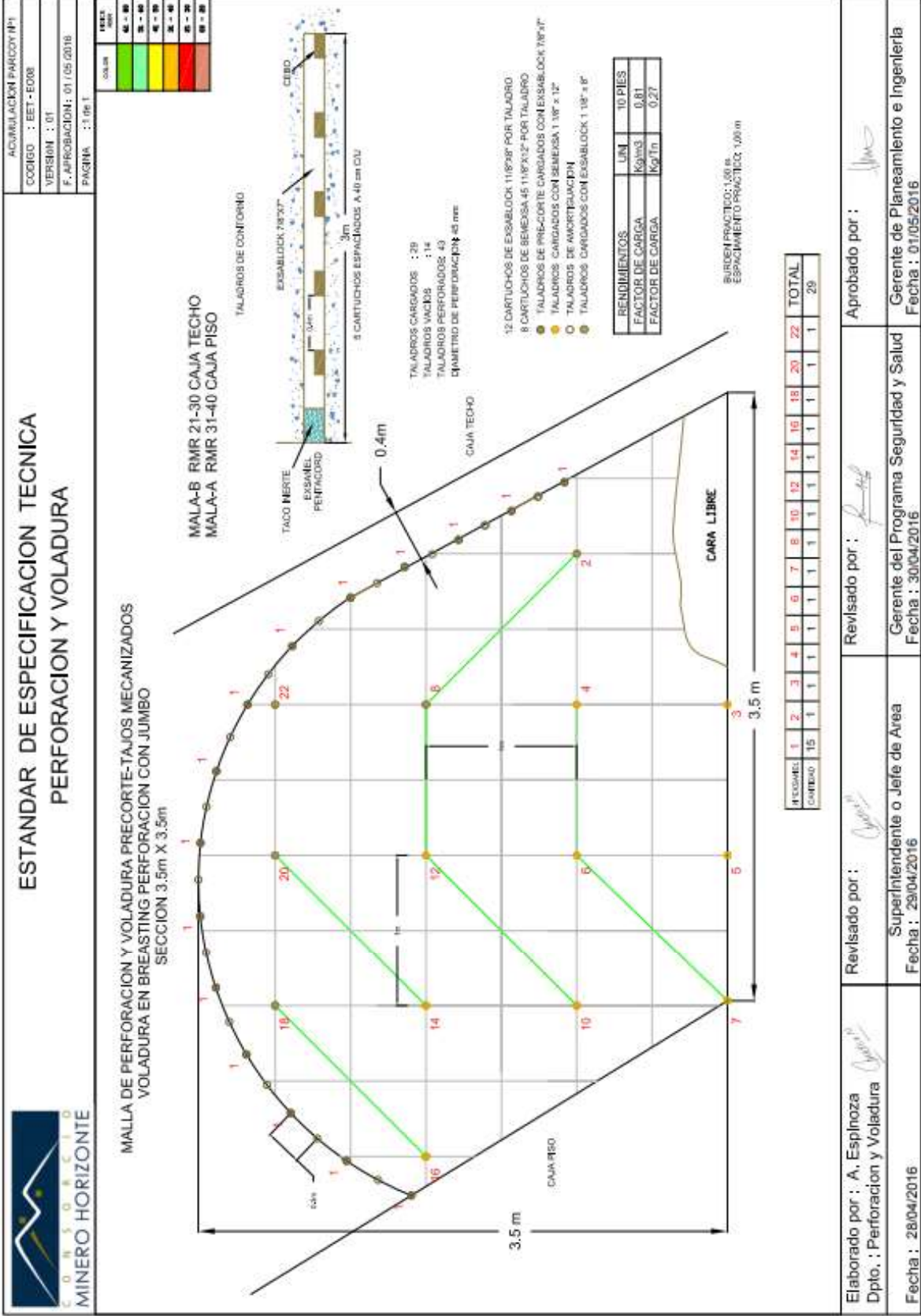
ANEXO 2 Precios Unitarios Tajo Mecanizado

EXPLORACION_TAJEO_MECANIZADO ANCHO VETA MENOR DE 3.50 MX 4.50M								
(CON JUMBO - SCOOP)								
		N° de Taladros	44	Tons/disp	132.61			
MANO DE OBRA	UNIDAD	CANTIDAD	GDIAS/ DISP	FACTOR	PU	SUB TOTAL	U.S.\$/Tons	
OPERADOR DE JUMBO 1.00	Hom/Disp	1	0.34	1	56.2	19.11	0.14	
AYUDANTE OPER.JUMBO	Hom/Disp	1	0.34	1	36.94	12.56	0.09	
OPERADOR SCOOPTRAM	Hom/Disp	1	1	1	49.88	49.88	0.38	
CARGADOR/DISPARADOR	Hom/Disp	3	1	1	39.46	118.38	0.89	
SERVICIOS PARA RELLENO	Hom/Disp	2	1	1	36.94	73.88	0.56	
SUB-TOTAL						273.81	2.06	
MATERIALES		VIDA		ESTANDAR		PRECIO		
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	UTIL MTS		PZAS/DISP	U.S.\$/PZA	U.S.\$/Ton	
BARRAS DE PERFORACION	Mts/Disp	163.35	2,500		0.07	512.99	0.25	
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	163.35	200		0.82	82.96	0.51	
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	163.35	3,500		0.05	253.83	0.09	
AFILADOR BROCAS	Mts/Disp	163.35	100,000		0		0	
POLIYUTE	Mts2/Ton	9.3				1.35	0.09	
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	12				2.16	0.2	
Petroleo para Jumbo 1.50	Glns	1.5				2.84	0.03	
Petroleo para Scoop 21.22		21.22				2.84	0.45	
HERRAMIENTAS	GLB				0	1.26	0.01	
Cadena de eslavón	Pzas/Disp	3				1.1	0.02	
SUB-TOTAL							1.66	
IMPLEMENTOS SEGURIDAD								
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP			COSTO UNIT	COSTO	U.S.\$/Ton	
					U.S.\$/Pers	U.S.\$		
Implementos Operador Scoop	Unidad Tareas	7			2.34	16.4	0.12	
		1			4.47	4.47	0.03	
							0.16	
VOLADURA								
						COSTO		
DESCRIPCION	UNIDAD	MTS/DISP	D/ TALADRO		CANT. PZAS	UNIDAD KG	U.S.\$/Kg	U.S.\$/Ton
Semexa 45% 1-1/8" x 12" (122)	TALADROS	10	8		80	16.4	44	0.33
EXABLOC 7/8" X 7" Corona	TALADROS	17	6		102	7.34	16.32	0.12
CORDON DETONANTE 5P	MTS	45			45		9.9	0.07
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carmex)	PZAS	2			2		1.64	0.01
EXANEL 4.8 Mts	PZAS	27			27		35.91	0.27
SUB-TOTAL								0.81
EQUIPOS								
DESCRIPCION	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROP		COSTO OPER	COSTO TOTAL	COSTO TOTAL	U.S.\$/Ton
			U.S.\$/HR		U.S.\$/HR	U.S.\$/HR	U.S.\$	
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO	HORAS	2.04	44.7		93.3	138	281.52	2.12
SCOOP DIESEL 4.1 YD3 (4.42)	HORAS	5.3	29.97		63.22	93.19	493.91	3.72
SCALER	HORAS	0.8				0	0	
SUB-TOTAL							775.43	5.85

ANEXO 3 Estándar Malla De Perforación


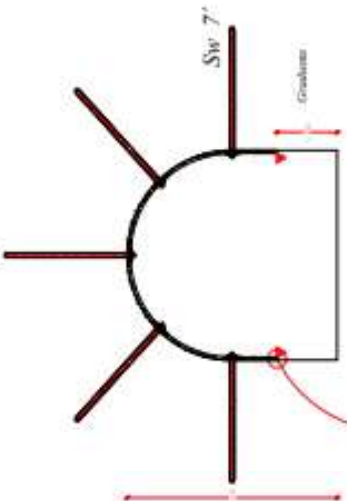
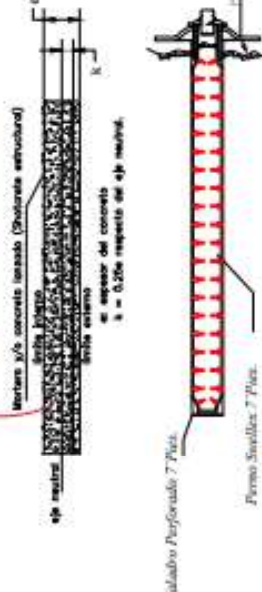
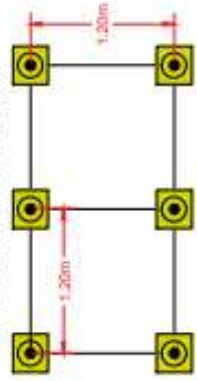
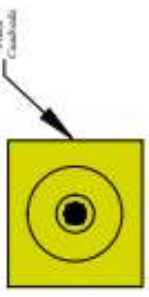



ANEXO 4 Estándar Malla De Perforación Tajo



Elaborado por :	A. Espinoza	Revisado por :	[Signature]	Aprobado por :	[Signature]
Dpto. :	Perforacion y Voladura	Superintendente o Jefe de Area	[Signature]	Gerente del Programa Seguridad y Salud	[Signature]
Fecha :	28/04/2016	Fecha :	29/04/2016	Fecha :	30/04/2016
				Gerente de Planeamiento e Ingenieria	[Signature]
				Fecha :	01/05/2016

ANEXO 5 Estándar Sostenimiento Swellex

 <p>MINERÍA Y PETRÓLEO DEL PERÚ MINERO HORIZONTE</p>	<h2 style="margin: 0;">ESTANDAR DE ESPECIFICACION TECNICA INSTALACIÓN DE SHOTCRETE Y PERNOS SWELLEX</h2>	ASIMILACION PARODY Nº1 CÓDIGO : FET-01E-2B VERSIÓN : 01 F. VIGENCIA : 01/02/16 PAGINA : 01																									
<p>Sección: 3.5 m x 3.5 m.</p>  <p> Mallas y/o concreto lanzado (Shotcrete estructural) Malla exterior Malla interior Espesor del concreto $s = 0.25s$ respecto de s en metros. </p>  <p>Taladro Perforado 7' Pies. Perno Swellex 7' Pies.</p>	<p style="text-align: center;">PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA MASA ROCOSA</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <tr> <th colspan="2">CLASIFICACION RMR</th> <th colspan="2">CLASIFICACION INDRICE Q</th> </tr> <tr> <th>RES. COMP. UNI</th> <th>TIPO ROCA</th> <th>RMR</th> <th>Q</th> </tr> <tr> <td>25 - 50</td> <td>MALA - B</td> <td>21 - 30</td> <td>Extremadamente Mala</td> </tr> </table> <p style="text-align: center;">TIPO DE SOSTENIMIENTO</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <tr> <th>SEC. LABOR</th> <th>CIMBRAS</th> <th>SHOTCRETE</th> <th>PERNOS</th> <th>MALLA</th> </tr> <tr> <td>3.5 m x 3.5 m</td> <td>N/D</td> <td>2^{da} de espesor con fibra metálica en lamina 1" sobre una perna evaluada Geomecánica</td> <td>Swellex 7' E= 1.2 x 1.2m Diámetro cuadrado</td> <td>NY</td> </tr> </table> <p style="text-align: center;">MALLA SISTEMATICA DE PERNOS</p>  <p style="text-align: center;">VISTA FRONTAL</p>  <p style="text-align: right; font-size: x-small;">Flujo Controlado</p>	CLASIFICACION RMR		CLASIFICACION INDRICE Q		RES. COMP. UNI	TIPO ROCA	RMR	Q	25 - 50	MALA - B	21 - 30	Extremadamente Mala	SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA	3.5 m x 3.5 m	N/D	2 ^{da} de espesor con fibra metálica en lamina 1" sobre una perna evaluada Geomecánica	Swellex 7' E= 1.2 x 1.2m Diámetro cuadrado	NY	<p style="text-align: center;">METODOLOGIA</p> <ul style="list-style-type: none"> Lavar el techo y los laterales con agua a presión. Rutillar el frente de roca de forma manual, utilizando la herramienta adecuada, según la sección de la labor. Aplicar una primera capa de shotcrete e instalar los calibradores (1 cal/m²) Completar la aplicación de Shotcrete a 2". Instalar Pernos Swellex 7' con el espaciamiento recomendado y de forma sistemática. Si se recomienda 3^{er} de shotcrete, la última capa se instalará después de colocados los pernos de anclaje. El Shotcrete será lanzado hasta la gradiente, cualquier cambio será previa evaluación Geomecánica. 			
CLASIFICACION RMR		CLASIFICACION INDRICE Q																									
RES. COMP. UNI	TIPO ROCA	RMR	Q																								
25 - 50	MALA - B	21 - 30	Extremadamente Mala																								
SEC. LABOR	CIMBRAS	SHOTCRETE	PERNOS	MALLA																							
3.5 m x 3.5 m	N/D	2 ^{da} de espesor con fibra metálica en lamina 1" sobre una perna evaluada Geomecánica	Swellex 7' E= 1.2 x 1.2m Diámetro cuadrado	NY																							
<p>DISEÑO DEL SHOTCRETE (SFRS) / M3</p> <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse; font-size: x-small;"> <tr> <th colspan="2">Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante</th> <th>Recomendaciones</th> </tr> <tr> <td colspan="2">ALCALINO</td> <td>Desate constante de rocas</td> </tr> <tr> <td>1637 Kg de Agregado</td> <td>LIBRE DE ALCALIS</td> <td>Lavar techo y laterales</td> </tr> <tr> <td>400 Kg de Cemento</td> <td></td> <td>Usar Calibrador 1 cal/m²</td> </tr> <tr> <td>180 Lt de Agua</td> <td></td> <td>Lanzar el espesor Recomendado</td> </tr> <tr> <td>2.5 Lt/m³ de SH-5</td> <td></td> <td>Curado de shotcrete durante siete días.</td> </tr> <tr> <td>20 - 25 Kg de Fibra metálica</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>9 - 14 Lt de Aditivo Acelerante</td> <td></td> <td></td> </tr> </table>			Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante		Recomendaciones	ALCALINO		Desate constante de rocas	1637 Kg de Agregado	LIBRE DE ALCALIS	Lavar techo y laterales	400 Kg de Cemento		Usar Calibrador 1 cal/m ²	180 Lt de Agua		Lanzar el espesor Recomendado	2.5 Lt/m ³ de SH-5		Curado de shotcrete durante siete días.	20 - 25 Kg de Fibra metálica			9 - 14 Lt de Aditivo Acelerante			<p style="font-size: x-small;">Elaborado por : Superintendencia de Geomecánica</p> <p style="font-size: x-small;">Revisado por : Ing. Luis Alberto Maldonado Zornita Superintendente de Geomecánica</p> <p style="font-size: x-small;">Aprobado por : Ing. Daniel Iván Briones Alvariz Gerente Central de Operación</p>
Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante		Recomendaciones																									
ALCALINO		Desate constante de rocas																									
1637 Kg de Agregado	LIBRE DE ALCALIS	Lavar techo y laterales																									
400 Kg de Cemento		Usar Calibrador 1 cal/m ²																									
180 Lt de Agua		Lanzar el espesor Recomendado																									
2.5 Lt/m ³ de SH-5		Curado de shotcrete durante siete días.																									
20 - 25 Kg de Fibra metálica																											
9 - 14 Lt de Aditivo Acelerante																											
Fecha : 01/Febrero 2016			Revisado por : Ing. Luis Alberto Gonzales Cuevas Superintendente de Geomecánica																								



MINEROR HORIZONTE

ESTANDAR DE ESPECIFICACIÓN TÉCNICA

INSTALACIÓN DE SHOTCRETE Y PERNOS SWEILEX

ACUMULACIÓN PARCOY Nº1

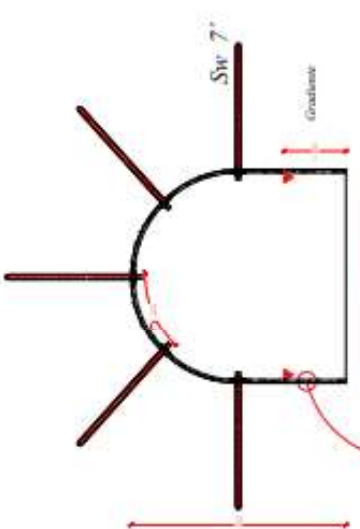
CODIGO : EET-EC01A-022

VERSION : 03

F. VIGENCIA : 12/12/16

PAGINA : 01

Sección: 3.5 m x 3.5 m.



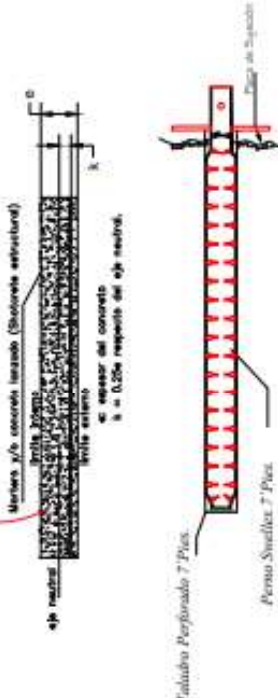
SW 7

Gradiente

Armadura x/o concreto lanzado (Shotcrete espesado)

línea neutral

señal de resaca del concreto a 0.25m respecto del eje neutral



Tándem Perforado 7 Pier

Perno Swellex 7 Pier

Diámetro de Inyección

Presión de Inyección

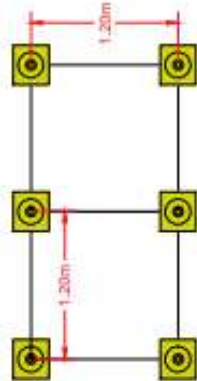
300(bar)

PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA MASA ROCOSA

RES. COMP. UNI		CLASIFICACION RMR		CLASIFICACION INDRICE Q	
TIPO ROCA	RMR	TIPO ROCA	RMR	Q	TIPO ROCA
25 - 50	21 - 30	MALA - B	21 - 30	0.01 - 0.1	Extremadamente Mala

TIPO DE SOSTENIMIENTO		
SEC. LABOR	CIMBRAS	PERNOS
3.5 m x 3.5 m	NO	Swellex 7 E = 1.2 a 1.2 m Distrib. cuadrada.

MAILLA SISTEMÁTICA DE PERNOS

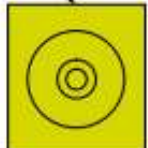


1.20m

1.20m

Placa Cuadrada

VISTA FRONTAL



Placa Cuadrada

METODOLOGIA

- Lavar el techo y las bastantes con agua a presión.
- Realizar el desate de roca eliminando cuñas y bloques (minicratos), cumpliendo el PETS de avance de rocas.
- Aplicar una primera capa de shotcrete e instalar los calibradores (1 cal/m.2)
- Completar la aplicación de Shotcrete a 2°.
- Instalar Pernos Swellex 7 con el espaciamiento recomendado y de forma sistemática.
- Si se recomienda 3° de shotcrete, la última capa se instalará después de enlazar los pernos de anclaje.
- El shotcrete será lanzado a succión completa, según la recomendación geomecánica.

DISEÑO DEL SHOTCRETE (SFR) / M3

Composición de Shotcrete por tipo de Acelerante		Recomendaciones
ALCALINO	LIBRE DE ALCALIS	Desate constante de rocas
1637 Kg de Agregado	1696 Kg de Agregado	Lavar techo y bastantes
400 Kg de Cemento	380 Kg de Cemento	Usar Calibrador: 1 calib./ m2
180 Lt de Agua	163 Lt de Agua	Lanzar el espesor Recomendado
2.5 Lt/m3 de SH-5	2.7 Lt/m3 de SH-5	Curado de shotcrete durante siete días.
40 - 50 Kg de Fibra metálica	40 - 50 Kg de Fibra metálica	
9 - 14 Lt de Aditivo Acelerante	20 - 25 Lt de Aditivo Acelerante	

Elaborado por :
Superintendencia de Geomecánica

Fecha : 12 de diciembre 2016

Revisado por :
Ing. Coely Alfredo Gómez Rozas
Superintendente de Geomecánica

Aprobado por :
Ing. Otto Sandoval Zea
Gerente Central de Operaciones

BIBLIOGRAFIA

- **CAMERON K. Mckenzie:** desempeño del explosivo y Pre corte; Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo; Huaraz 2006.
- **CAMERON K. Mckenzie:** Tecnología de voladura de rocas; publicaciones Universidad Nacional de Ingeniería; Lima; 1998.
- **DYNO NOBEL DEL PERU:** Voladura de pre corte; control perimétrico: productos explosivos; 1996.
- **EXSA:** Manual práctico de voladura de rocas, edición anual- Lima 2009.
- **FRANCO MENDEZ Carlos Reynado:** manual de perforación y voladura de rocas; 2015.
- **HOLMBERG JAIMIN Roger Lee,**PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MINERÍA SUBTERRÁNEA Y TUNELERÍA 1991.
- **IRIARTE Luis** - Pontificia Universidad Católica del Perú - Sección Ingeniería de Minas - Society for Mining Metallurgy and Exploration SME (2006) "Curso de Finanzas en Minería y Presupuestos"
- **LÓPEZ JIMENO Carlos Emilio;** PERNA LLERA Jose Mariay PILAR
- **ORTIZ DE URBINA, Fernando:** Manual de Perforación y Voladura.
- **SCHERPENISSE, Carlos** diseño y evaluación de voladura controladas y precorte, curso voladura, EXSA; 2006.
- **U. Langefors y B. Kihlstrom** (1963) - "The Modern Technique of Rock Blasting"