

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



“AMPLIACION DE LA PRODUCCION EN LA UNIDAD MINERA
PARCOY DEL CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A – PATAZ, LA
LIBERTAD”

TESIS

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR: BACH. JOSE LUIS CHAMPI QUISPE

ASESOR: ING. MAXIMO VICTOR MAYTA LINO

CUSCO - PERÚ

2019

DEDICATORIA

A mis padres:

José Luis champi Soto en el cielo Y Balvina Quispe Huilca quienes confiaron en mí, en quien encontré una incesante e indispensable apoyo moral y material en todo momento y lugar, quien lucho por forjar su anhelo, expresado en mi ser y es ella quien me da las fuerzas para continuar en lograr mis objetivos, gracias por tu comprensión y apoyo incondicional.

A mí querida familia que en todo momento son mi fuente de esmero y superación Yovana Limache chuco, Ángel Guzmán Limache, Maureen Nayle Champi Limache, mis hermanos Daysi Yanira Champi Quispe, Segundina Quispe Quispe, Félix Quispe Quispe, Marisol Quispe Quispe por su gran apoyo integro que me brindaron.

A mis queridos y hermosos hijos Maureen Nayle Champi Limache y Ángel Guzmán Limache por darme las fuerzas de seguir adelante en todos mis proyectos.

Y a quienes me alentaron en todo momento para hacer realidad el presente trabajo de investigación.

AGRADECIMIENTO

A Dios por regalarme la vida y por haberme ayudado a alcanzar una de mis más grandes metas, ser Ingeniero de Minas.

A nuestra universidad San Antonio Abad del Cusco por la preparación, los conocimientos y por todas las enseñanzas que me brindo, por todo lo que he recibido de la escuela cusqueña durante nuestra estancia en ella, por los valores que aprendí y especialmente a la carrera profesional de Ingeniería de Minas.

A mi asesor Ing. Máximo Víctor Mayta Lino a los Ingenieros del consorcio Minero horizonte a los docentes de la Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a mis padres el Ing. Mario Prada Bravo, José Limache ccorimanya y a mi gran hermano Andresito Limache Chuco y su Sra. Esposa Liz Ingunza Canta por el enorme apoyo que me brindaron en todo momento.

A todos ellos nuestro reconocimiento y eterna gratitud.

RESUMEN

La Compañía Consorcio Minero Horizonte S.A. viene realizando sus operaciones en los yacimientos de la Unidad Minera de Parcoy, explotando las vetas Candelaria, veta Encanto, veta Rosa orquídea, veta Rosarito, veta Lourdes, veta Milagros PEC (Proyecto Especial Compartido). Las cuales vienen siendo ejecutadas por contratistas especializadas Miro Vidal y Compañía, Canchanya Ingenieros, COMISIC, Minera Cristóbal SAC y Seprocal en la explotación de tajos y labores de desarrollo. Para los servicios mineros la empresa Consem EIRL. Las características del yacimiento son irregulares, encontrándose zonas inestables, calificándose como roca MF/P (terreno muy fracturado pobre), generándose sobrerotura y daños en la corona, que incrementan el porcentaje de dilución. La explotación se realiza en forma convencional y mecanizada, habiéndose verificado un exceso de consumo de explosivos lo cual se refleja en el indicador conocido como factor de carga. Otra de las problemáticas que se tiene es el incumplimiento con los tonelajes programados para la planta procesadora, que en algunas oportunidades tuvo que parar por falta de mineral. En perforación se detectaron desviaciones en el paralelismo de los taladros, por el no uso de guidores, por la cual el burden no se mantiene uniforme y resulta mayor al fondo del taladro, afectando el fracturamiento y el buen avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción. Ante esta problemática se tenía como consecuencia indicadores desfavorables como por ejemplo: para una perforación de 12 pies un avance 2,5 m/disp.; factor de potencia 0,27 kg/TM y un déficit en producción. Para solucionar dichos problemas se diseñó un esquema de investigación que considera los parámetros técnicos que intervienen en la producción más la optimización de las mallas de perforación voladura, considerando los parámetros de roca y la aplicación de voladura controlada. Consideramos también un sostenimiento adecuado y oportuno como la aplicación de *shotcrete*. Como resultados se lograron los siguientes objetivos: el avance aumentó de 2,5 m/disp. a 2,8 m/disp, así como se aumentara la producción de 1750 TMD a 2050 TMD.

Palabras claves: Roca MF/P, veta, avance, optimización, factor de potencia, costo de perforación de voladura, *shotcrete*, voladura controlada.

INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación detalla los trabajos realizados en la unidad operativa PARCOY de Consorcio Minero Horizonte S.A. Y con el apoyo del área de operaciones Mina de la empresa especializada Miro Vidal y Compañía S.A.

En el trabajo realizado se hizo el control de la ejecución, como son las Galerías, Rampas, Rampas basculantes, Cruceros, tajos, chimeneas convencionales, subniveles como también las valorizaciones mensuales de las diferentes áreas como son avances, rotura, sostenimiento, servicios y otros.

En la mayoría de las minas que están en un proceso de cambio lo están haciendo con los avances tecnológicos y métodos de explotación mecanizadas, y esta no es ajena a CMH S.A. Donde estamos realizando la preparación de rampas principales y auxiliares (positivas y negativas) que sirven de fácil acceso a las vetas. De tal manera lograr tener una fluidez en el transporte y una extracción de mineral y desmonte a menor costo.

En los últimos años el adelanto tecnológico es vertiginoso, significativo en la Topografía que es capaz de adquirir datos de una manera rápida y muy precisa con el uso de escáneres laser y vehículos aéreos no tripulados (drones) que generan la menor acumulación de errores por diversos factores.

El otro de los adelantos son las software que facilitan el cálculo, dibujo en 2d y 3d, todas estas herramientas han incrementado la productividad del personal, trabajo en campo y gabinete.

Para el sostenimiento de las labores mineras en CMH SA empleamos el lanzamiento de shotcrete, más la instalación pernos helicoidales, pernos hydrabolt, xpendabol, Split set, swellex, según recomendación geomecanica, pero sin embargo el empleo de la madera sigue siendo indispensable.

“AMPLIACION DE LA PRODUCCION EN LA UNIDAD MINERA PARCOY DEL CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A – PATAZ, LA LIBERTAD”

INDICE

DEDICATORIA.....	II
AGRADECIMIENTO.....	III
RESUMEN	IV
INTRODUCCION	V
INDICE	VI
CAPITULO I	1
ASPECTOS METODOLOGICOS DE LA INVESTIGACION	1
1.1. PROBLEMA OBJETO DE INVESTIGACIÓN	1
1.1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.2.1. OBJETIVO GENERAL	3
1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
1.3. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.3.1. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	3
1.3.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.3.3. LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.4. HIPÓTESIS	4
1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL	4
1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS.....	4
1.5. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.5.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	5
1.5.2. VARIABLES E INDICADORES.....	5
1.5.3. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	6
CAPITULO II	7
MARCO TEORICO.....	7
2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	7
2.2. BASES TEÓRICAS.....	8
2.2.1. EVALUACIÓN GEO MECÁNICA IN SITU	9
2.2.2. CLASIFICACION GEOMECÁNICA APLICANDO SOTFWARE (GEOTABLE) ...	14
2.2.3. MEJORA CONTINUA	30
2.3. MARCO CONCEPTUAL	32
2.3.1. MECANIZACION	32
2.3.2. PRODUCCION	32

2.3.3.	PRODUCTIVIDAD	32
2.3.4.	MTBF	32
2.3.5.	MTTR.....	32
2.3.6.	KPI'S.....	32
2.3.7.	DISPONIBILIDAD MECÁNICA	33
2.3.8.	UTILIZACIÓN (USO DE DISPONIBILIDAD).....	33
2.3.9.	SCOOPTRAM.....	33
2.3.10.	VOLQUETES MINEROS	33
2.3.11.	CARGUÍO	33
2.3.12.	ACARREO	34
2.3.13.	JUMBOS.....	34
2.3.14.	BOOLTHER.....	34
2.3.15.	PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	34
CAPITULO III		35
DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION		35
3.1.	LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA Y POLÍTICA	35
3.1.1.	UBICACIÓN.....	35
3.1.2.	CLIMA.....	37
3.1.3.	ACCESIBILIDAD	37
3.2.	RESEÑA DE LA EMPRESA.....	37
3.3.	GEOLOGIA REGIONAL.....	41
3.3.1.	GEOMORFOLOGÍA	41
3.3.2.	LITOLOGÍA.....	41
3.3.3.	ESTRATIGRAFÍA	42
3.3.4.	ROCAS INTRUSIVAS DEL BATOLITO DE PATAZ	42
3.4.	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	43
3.5.	GEOLOGÍA LOCAL	45
3.5.1.	COMPLEJO DEL MARAÑÓN.....	45
3.5.2.	FORMACIÓN CONTAYA-SAN JOSÉ.....	46
3.5.3.	FORMACIÓN TRES LAGUNAS	46
3.5.4.	GRUPO AMBO	46
3.5.5.	VOLCÁNICOS LAVASÉN.....	47
3.5.6.	GRUPO MITU.....	47
3.5.7.	GRUPO PUCARÁ.....	47
3.5.8.	FORMACIÓN GOYLLAR.....	48
3.5.9.	FORMACIÓN CHULEC-PARIATAMBO	48
3.5.10.	FORMACIÓN PULLUICANA	48
3.5.11.	FORMACIÓN CHOTA	48

3.5.12.	DEPÓSITOS CUATERNARIOS.....	49
3.6.	ROCAS INTRUSIVAS.....	50
3.6.1.	BATOLITO DE PATAZ.....	50
3.6.2.	GRANODIORITA.....	50
3.6.3.	MONZOGRANITOS.....	51
3.6.4.	TONALITA.....	51
3.7.	DIQUES.....	51
3.7.1.	DIQUES ANDESÍTICOS.....	51
3.7.2.	INTRUSIVOS NEÓGENOS.....	51
3.8.	GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	52
3.9.	RESERVAS.....	54
3.10.	TRATAMIENTO DE MINERALES.....	54
CAPITULO IV.....		59
SISTEMA DE PRODUCCIÓN ACTUAL.....		59
4.1.	METODO DE EXPLOTACION.....	59
4.1.1.	MINADO EN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL.....	59
4.1.2.	MINADO EN CORTE Y RELLENO SEMI – MECANIZADO.....	60
4.1.3.	MINADO EN CORTE Y RELLENO MECANIZADO.....	62
4.2.	PERFORACION.....	68
4.2.1.	PERFORACIÓN CON JUMBO.....	69
4.2.2.	ACCESORIOS DE PERFORACIÓN.....	82
4.3.	VOLADURA.....	83
4.3.1.	EXPLOSIVOS.....	84
4.3.2.	ACCESORIOS DE VOLADURA.....	86
4.3.3.	EXPLOSIVOS SECUNDARIOS O ROMPEDORES.....	89
4.3.4.	CEBADO O PRIMADO.....	90
4.3.5.	VOLADURA CONVENCIONAL.....	93
4.3.6.	VOLADURA CONTROLADA.....	93
4.3.7.	FALLAS EN VOLADURA.....	95
4.3.8.	SISTEMAS DE AMARRE.....	96
4.4.	LIMPIEZA.....	96
4.5.	SOSTENIMIENTO.....	97
4.5.1.	SOSTENIMIENTO PASIVO.....	99
4.5.2.	SOSTENIMIENTO ACTIVO.....	103
CAPITULO V.....		107
PROPUESTA PARA LA AMPLIACION DE LA PRODUCCION DE 1750 TMD A 2050TMD..		107
5.1.	ANTECEDENTES.....	108
5.2.	DESCRIPCIÓN DE LA MINA.....	108

5.3.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	109
5.4.	PLANEAMIENTO DE MINADO.....	111
5.5.	ASPECTOS OPERACIONALES.....	124
5.5.1.	CICLOS DE MINADO.....	125
5.5.2.	VENTILACIÓN.....	150
5.5.3.	RELLENO.....	151
5.5.4.	SERVICIOS AUXILIARES.....	151
5.6.	PARÁMETROS TÉCNICOS INFLUYENTES EN LA PRODUCCIÓN.....	152
5.7.	EQUIPOS ZONA SUR.....	152
5.8.	PROGRAMA DE AVANCES Y PRODUCCIÓN.....	157
5.9.	EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA.....	159
5.9.1.	ESTIMADO DE COSTO OPERATIVO.....	159
5.9.2.	INVERSION.....	162
5.9.3.	FINANCIAMIENTO Y SERVICIO DE LA DEUDA.....	167
5.9.4.	PRESUPUESTO DE INGRESOS Y GASTOS.....	170
5.9.5.	ESTADO DE RESULTADOS / ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS.....	175
5.9.6.	FLUJO DE CAJA ECONOMICO Y FINANCIERO.....	176
5.9.7.	ANALISIS ECONOMICO FINANCIERO.....	178
	CONCLUSIONES.....	185
	RECOMENDACIONES.....	186
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	187
	PÁGINAS DE INTERNET.....	188
	ANEXOS.....	189
	PLANOS.....	193

CAPITULO I

ASPECTOS METODOLOGICOS DE LA INVESTIGACION

1.1. PROBLEMA OBJETO DE INVESTIGACIÓN

1.1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En la Compañía Minera Horizonte S.A no se está logrando cumplir con las metas trazadas mes a mes, tanto en las labores de desarrollo y labores de producción, debido a ello el presente trabajo está orientado a una ampliación en la producción de 1750 TMD a 2050TMD para poder mantener los márgenes operativos que requiere la empresa y no tener problemas cuando baje la cotización de los metales, mantener la estabilidad de los puestos de trabajo y empresas contratistas.

De la estructura de presupuestos se deduce que el costo más alto pertenece a las de perforación y voladura, sostenimiento deficiente la labores, problemas de demoras operativas en equipos, menor rendimiento en la ejecución de labores de desarrollo y producción.

Asimismo se detectaron desviaciones en el diseño de mallas de perforación, afectando significativamente la fragmentación y el avance del disparo. A mayor desviación menor será la eficiencia de voladuras.

Con la actual malla de perforación se identificaron fallas en el cálculo del número de taladros, cantidad de carga, velocidad de detonación, avance del frente y tiempo destinado a las labores de perforación y carguío del explosivo incidiendo, por ende, en la disminución de la producción y el aumento de los costos de producción y explotación.

La mala calidad de roca y la presencia de muchas filtraciones de agua subterránea en Consorcio Minero Horizonte, con rocas malas a extremadamente malas (RMR = 21-30) en algunos casos no permite que se realice un buen sostenimiento.

El lanzamiento de shocrette realizado en forma convencional a través de una maquina denominada Aliva, requiere de un tiempo promedio de 04 horas, pues se prepara la mezcla con métodos manuales mientras que con métodos mecanizados se podría lanzar en 30 minutos ya que la mezcla viene preparada y transportada por equipos denominados Mixer lo cual haría un gran ahorro de tiempo para el ciclo de minado.

Con la optimización en perforación y voladura, la reducción de los tiempos muertos y un control constante a los KPIs de los equipos nos permitirán incrementar la producción y un gran avance en las labores de desarrollo de tal manera que se pueda cumplir con los objetivos de la presente tesis.

1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.2.1. PROBLEMA GENERAL

¿En qué medida se ampliara la producción, el cumplimiento de las programaciones semanales y mensuales, con la explotación de dos tajos adicionales, la reducción de los tiempos muertos y el control de los indicadores claves de rendimiento (KPIs) de los equipos de la Unidad Minera Parcoy en la Cía. Minera Horizonte?

1.1.2.2. PROBLEMAS ESPECÍFICOS

1. ¿Cómo incrementar la producción de 1750 TM/día a 2050 TM/día?
2. ¿Qué parámetros técnicos influyen para la ampliación de la producción de la Cía. Minera Horizonte?
3. ¿Cuál es el nivel de importancia de los indicadores claves de rendimiento (KPI'S) para incrementar la producción y la productividad en la unidad minera parcoy?

1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Incrementar la producción con la optimización en perforación y voladura, eliminación de los tiempos muertos y el análisis del rendimiento de los equipos en la Cía. Minera Horizonte.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

1. Cumplir la producción de 1750 TM/DIA a 2050TM/DIA
2. Evaluar los parámetros técnicos que influyen en la ampliación de la producción de la unidad minera parcoy.
3. Calcular los indicadores claves de rendimiento (KPI'S), de los equipos scooptran, dumper, Jumbo frontonero, jumbo empernador boolter, Mixer.

1.3. JUSTIFICACIÓN Y DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La no cobertura mensual con el tonelaje programado para la planta de procesamiento de Consorcio Minero Horizonte S.A. es una preocupación que se tiene que atender en el menor tiempo posible.

El presente trabajo está orientado al incremento de producción para mantener los márgenes operativos que requiere la empresa dada la caída de los precios de los metales en el mercado internacional para lo cual se va adicionar dos tajos mecanizados para su explotación, dicha medida nos permitirá incrementar la producción de 1750 TMD a 2050 TMD.

La mecanización en consorcio minero horizonte SA no es una tarea fácil, para su implementación se requiere cumplir con ciertos parámetros técnicos, fundamentalmente la potencia de la veta para lo cual se realizara un análisis exhaustivo y con el apoyo de las perforaciones diamantinas que nos indicara el espesor de la veta, nivel freático, ley del mineral calidad de roca.

1.3.2. DELIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

El estudio se realiza solo para minería subterránea, específicamente para la Unidad Minera Parcoy de la Cía. Minera Horizonte S.A.

1.3.3. LIMITACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

En el presente trabajo se enfatiza los aspectos técnicos operacionales, pero no considera los aspectos de:

- Estudio de mercado
- Estudio de la organización y administración

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Adicionando dos tajos mecanizados, reduciendo los tiempos muertos y controlando el rendimiento de los equipos de bajo perfil como el scooptram, Dumper, jumbo frontonero, jumbo empernador (bolter), mixer, Robot en la Unidad Minera Parcoy se incrementará la producción en el Consorcio Minero Horizonte.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

1. Con la adición de dos tajos mecanizados, reducción de los tiempos muertos y el control del rendimiento de los equipos de la unidad minera parcoy nos permitirá incrementar la producción de 1750 TM/día a 2050 TM/día.
2. Los parámetros técnicos operacionales aplicados en la mecanización de la unidad minera parcoy influyen significativamente en la producción y la productividad de los equipos.
3. El control de los indicadores claves de rendimiento son determinantes para la producción y la productividad de los equipos.

1.5. DISEÑO METODOLÓGICO DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación que caracteriza al presente proyecto es el Descriptivo, aplicativo, no experimental pues se hará una descripción y evaluación de la ampliación de la producción de la Cía. Minera Horizonte, analizando los parámetros técnicos influyentes.

NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El método de investigación a emplear para el presente trabajo de investigación será el descriptivo, explicativo y correlacional, porque en la explicación y desarrollo del proyecto se requerirá revisar ordenadamente cada uno de los elementos del problema por separado, para luego identificar la relación existente entre las mismas.

1.5.2. VARIABLES E INDICADORES

Tabla 1:
Variables e Indicadores

Variables	Indicadores
Dependiente: <ul style="list-style-type: none">- La producción de las vetas Milagros, Lourdes, Rosa, Candelaria y Encanto.	<ul style="list-style-type: none">- Rendimiento y productividad de los hombres,(TM/homb,) equipos.(TM/hr)- Indicadores claves de desempeño (KPI'S)
Independiente: <ul style="list-style-type: none">- Flota de equipos.- Utilización efectiva.- Tiempo de perforación de jumbos.- Diseño y mantenimiento de vías de acarreo.- Grado de fragmentación del material que se desea obtener.	<ul style="list-style-type: none">- Número óptimo de equipos.- Tiempo neto de operación.- Tiempo/frente.- Resistencia a la rodadura.- Pendiente de vías.- Diseño de mallas de perforación y factores de carga.

- Tiempo de carguío y acarreo.	- Minutos/Camión, Minutos/Viaje.
- Distancias de acarreo.	- Mts/viaje.

Fuente: creación propia.

1.5.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

Se ha elegido la totalidad de labores programadas en forma semanal y mensual de la Compañía Minera horizonte SA. (Pataz – la libertad) como población absoluta de datos para la información correspondiente, más específicamente las operaciones unitarias. Para lo cual se utilizara la siguiente expresión para determinar la muestra representativa de la investigación.

$$n = \frac{Z^2 * N * p * q}{E^2 * N + Z^2 * p * q}$$

Donde:

N=72, labores programadas del mes. (Tamaño de la población)

Z=1.96, (para un nivel de confianza de 95%)

p=0.5, proporción esperada de la muestra (utilizar 50% si no se conoce el valor)

q=1- p

E=0.1, precisión (error máximo esperado 10%)

Realizando un remplazo de los datos en la formula anterior se obtiene la muestra representativa para la investigación.

$$n = \frac{1.96^2 * 72 * 0.5 * 0.5}{0.1^2 * 72 + 1.96^2 * 0.5 * 0.5}$$

$$n = 41.15$$

$$n \cong 42 \text{ labores}$$

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. ANTECEDENTES A NIVEL LOCAL Y NACIONAL

Tema: “Ampliación de producción de la unidad minera chungar de 2000 TMD a 3000 TMD”

Autor: Manuel Marcial Muñoz Bernardo

Universidad: Universidad Nacional De Ingeniería.

Objetivo general: incrementar el valor de la mina con el desarrollo del plan de exploración y con miras a un incremento de una producción continúa de 2000 TMD a 3000TMD invirtiendo en la modernización de equipos.

Conclusiones:

1. Las reservas de mineral cubicadas permiten cumplir holgadamente un programa de ampliación de mina a 3000 TMD explotando las dos vetas: la veta María Rosa cuyas reservas cubicadas son 2813.724 TM con 0.44 %CU, 4.66 %Pb, 11,70 %Zn y 3.05 oz de Ag y la veta principal con 1013.667 TM con 0.48 %CU, 3.32 %Pb, 12.92%Zn y 2.25 oz de Ag.

Tema: “Minería sin rieles aplicado en la unidad minera Arcata”

Autor: David Ramos Velarde

Universidad: Universidad Nacional De San Cristóbal de Huamanga.

Objetivo general: obtener mayor productividad en la extracción de los minerales de plata.

Conclusiones:

1. Si bien es cierto que los costos de inversión para los desarrollos en el método por basculantes es alto, esto se ve recompensado con el aumento de la producción de 668 TM/mes que produce el tajo Julia por el método convencional a 2630 TM/Mes, por el método mecanizado por basculantes y sumado el periodo de recuperación de 58 meses a 15 meses.

2.2. BASES TEÓRICAS

La tecnología aplicada a las maquinarias se presenta como una oportunidad de mayores y mejores resultados.

En la búsqueda de aumentar la productividad, se ha avanzado en la mecanización de las operaciones en la excavación con método tradicional de esta forma han surgido productos computarizados como el sistema RCS, que está incluido en algunos equipos. El sistema permite generar una interface entre máquina y hombre, lo que aumentaría el control y precisión de las operaciones. En el caso del software Túnel Manager, permite registrar más allá de lo que se aprecia a simple vista en las condiciones de una construcción subterránea, es decir posibilita la administración de un proyecto de túnel, el diseño de la línea de túnel, la creación y control de planos de perforación y generación de informes de series de barrenos. En definitiva un control más preciso de la perforación y una excavación de una mejor calidad general.

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.

2.2.1. EVALUACIÓN GEO MECÁNICA IN SITU

Es el proceso que se sigue con la finalidad de darle un valor cuantitativo o cualitativo al macizo rocoso; se parte de un mapeo geomecánico de celda o estacionaria en donde se recoge toda la data en campo que posteriormente serán procesados y analizado y finalmente darle un valor geomecánico al macizo rocoso:

Rock Quality Designation (RQD): Se define como el porcentaje de recuperación de testigos \geq a 10cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

Rock Mass Rating (RMR): El índice de RMR se obtiene de restar a los valores obtenidos el factor de ajuste. Este índice puede variar entre 0 y 100 y define cinco clases de roca designadas con números romanos que se corresponden con cinco calidades del macizo rocoso: muy buena, buena, media, mala y muy mala.

Índice de Q Barton: La evaluación del Índice Q es realizada a partir de una Tabla, en donde se obtienen los parámetros base para el cálculo de las relaciones que describen el tamaño de los bloques, la resistencia al corte de los mismos y la influencia del estado tensional, El Índice Q varía entre 0.001 y 1.000, asociado a la clasificación del macizo.

Geological Strength Index (GSI). El GSI estima la reducción de la resistencia del macizo para diferentes condiciones geológicas.

Esta evaluación se basa en los parámetros estructurales (grado de fracturamiento/mt), parámetros de condiciones de discontinuidades y

resistencia y en los factores influyentes como agua, (fig. 2.1) esfuerzos, orientación de discontinuidades, sección de la labor, labores cercanas, voladuras y otros.

Imagen N° 2.1: Presencia de agua en la Falla del BP- 850



Fuente: propia

2.2.1.1. PARÁMETROS DE ROCA QUE AFECTAN LA VOLADURA

Los parámetros que afectan a la voladura son aquellos, teniendo en cuenta los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca. Entre ellos tenemos:

A) PROPIEDADES FÍSICAS

- a. Dureza:** Indica aproximadamente la dificultad de perforación.
- b. Tenacidad:** Es la facilidad o dificultad de romperse bajo el efecto de fuerzas de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia tenaz (difícil).
- c. Densidad:** Indica aproximadamente entre la dificultad para volarla y varía entre 1 a 4,5 g/cm³ en promedio.

Rocas densas requieren también explosivos densos y rápidos para romperse.

- d. Textura:** Trama o forma de amarre de los cristales o granos y su grado de cementación o cohesión, también relacionada con su facilidad de rotura.
- e. Porosidad:** Proporción de poros u oquedades y su capacidad de captar agua.
- f. Variabilidad:** Las rocas no son homogéneas en su composición y textura. Tienen un alto índice de anisotropía o heterogeneidad.
- g. Grado de alteración:** Deterioro producido por efecto del intemperismo y aguas freáticas, además de fenómenos geológicos que las modifican o transforman.

B) PROPIEDADES ELÁSTICAS O DE RESISTENCIA DINÁMICA DE LAS ROCAS

a. Frecuencia sísmica o velocidad de propagación de las ondas sísmicas y de sonido.

Es la velocidad con la que estas ondas atraviesan las rocas.

- b. Resistencia mecánica:** Resistencia a las fuerzas de compresión y tensión.
- c. Fricción interna:** Habilidad de las superficies internas para deslizarse bajo esfuerzos (rocas estratificadas).
- d. Módulo de Young:** Resistencia elástica a la deformación.
- e. Radio de Poisson:** Radio de contracción transversal o extensión longitudinal del material bajo tensión.
- f. Impedancia:** Relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo. Usualmente las rocas con alta frecuencia sísmica requieren explosivos de alta velocidad de detonación.

C) CONDICIONES GEOLÓGICAS

- a. **Estructura:** Es la forma de presentación de las rocas y está en relación con su origen o formación (macizos, estratos, etc.).
- b. **Grado de Fisuramiento:** Indica la intensidad y amplitud del fracturamiento natural de las rocas. Son importantes la orientación (rumbo y buzamiento) de los sistemas de fisuras y el espaciamiento entre ellos, así como la apertura y los tipos de relleno en las discontinuidades.
- c. **Presencia de agua:** Define incluso el tipo de explosivo a usar.

2.2.1.2. PROPIEDADES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

De acuerdo a las evaluaciones geomecánicas (Sistema RMR), el macizo rocoso no mineralizado son aprovechadas para efectuar rampas, cruceros, bypass y galerías de acceso presenta en mayor porcentaje rocas de calidad IV Mala A, seguido de rocas de calidad IV Mala B y en menor porcentaje rocas III Regular B y limitados tramos de roca III Regular A; en cuanto a las zonas de mineralización el macizo rocoso en tajos y subniveles presenta mayormente rocas de calidad de IV Mala B, seguido de roca V Muy Mala, luego por rocas de calidad IV Mala A y en menor porcentaje zonas de rocas de calidad Regular IIIB. El espaciado de las juntas es mayormente entre 0.02 a 0.20m, con 4 a 5 familias de discontinuidades, la resistencia de la roca se encuentra entre 30 a 75 Mpa, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por calcita, cuarzo, clorita y limpia, las aguas subterráneas es por goteo en las cajas y pequeños flujos en la estructura mineralizada. A continuación se detalla las propiedades geomecánicas del macizo.

- **Discontinuidades:** es el intrusivo que está intensamente fracturada por las fallas de norte como: rosarito, milagros y fallas locales superficiales, las fallas (relleno con brecha y panizo) varía de 10 centímetros hasta 13 metros de espesor (zona brechada), presenta de 4 a 5 sistemas de diaclasas.
- **Persistencia de discontinuidad:** las fallas tienen una persistencia muy alta de varios kilómetros, las fracturas con longitudes mayores a 20m, el sistema de fracturamiento sigue la dirección de las fallas geológicas; las

diaclasas presentan una persistencia baja <1m.

- **Espaciamiento de discontinuidades:** El espaciamiento es entre 2 a 20 cm. (muy fracturada a triturada).
- **Separación de las superficies de discontinuidades:** La apertura de las juntas son de extremadamente estrecha a cerrada entre 1 a 0mm, en el macizo rocoso in situ, después de la excavación se genera la separación de las discontinuidades en centímetros debido a empujes por los esfuerzos actuantes del macizo, generando convergencias de hasta más de 0.13 m.
- **Rugosidad:** Es lisa a ligeramente rugosa, recta a ligeramente ondulada en todos los planos de discontinuidad (diaclasas y/o fallas geológicas).
- **Relleno de discontinuidad:** Es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el caso de la granodiorita se tiene como relleno blando la sericita, arcillas, clorita y arenas, como relleno duro cuarzo y calcita.
- **Humedad y permeabilidad:** La roca es ligeramente húmeda en los primeros 70m luego presenta humedad debido al nivel freático, en profundidad con agua intersticial y por goteo, en algunos sectores se presentan pequeños flujos.
- **Grado de alteración de la granodiorita:** En superficie presenta una intensa alteración meteórica, en profundidad presenta una alteración hidrotermal principalmente en los planos de discontinuidad por sericitización y cloritización, denominada también como fílica y propílica.
- **La permeabilidad:** Es secundaria en acuíferos fisurados de baja productividad, el agua circula por los planos de las discontinuidades que en algunos casos lava el relleno.
- **Aguas subterráneas:** La manifestación de aguas en la roca caja es por goteo a lo largo de las discontinuidades.
- **Número de familias de discontinuidades:** Presenta de cuatro a cinco sistemas de discontinuidades siendo predominante las de orientación NW-SE, paralela a las fallas geológicas.

- **Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento:** Los bloques se encuentran en forma de bloques cúbicos, paralelepípedos y triangulares.
- **Grado de fracturamiento:** De acuerdo a la clasificación GSI, tenemos de muy fracturada (12 a 20 fracturas/m) a intensamente fracturada (mayor de 20 fracturas/m) y triturada en la zona de fallas.

2.2.2. CLASIFICACION GEOMECÁNICA APLICANDO SOTFWARE (GEOTABLE)

En CMH S.A La evaluación geomecánica de la Unidad de Producción Parcoy, se realiza efectuado siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales, que permite clasificar al macizo rocoso dentro de un ámbito preciso y alimenta con información suficiente y así apoyándonos en este sistema de calificación del macizo rocoso, utilizamos el programa geotable que se basa en las clasificaciones geomecánicas.

- ❖ Clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR).
- ❖ Clasificación geomecánica de Barton (Q).
- ❖ Clasificación de Hoek y Marinos (GSI).
- ❖ Clasificación según Deere (RQD).

La finalidad de este programa es la aplicación de la clasificación geomecánica para el diseño de la malla de perforación, distribución de la energía explosiva y sostenimiento. La Mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada que trata sobre el comportamiento mecánico de la roca y su respuesta a los esfuerzos aplicados en su entorno físico, su objetivo es predecir el movimiento de la roca.

Para la clasificación del macizo rocoso en la unidad de producción Parcco y se recepciona información primaria del departamento de geomecánica de Consorcio Minero Horizonte para la aplicación del programa geotable.

Una vez ingresado al programa **geotable**, nos da una opción para calcular el RMR, RQD, Q de Barton y GSI; también el programa contiene correlaciones y conceptos generales. Cada cuadro trabaja con datos obtenidos

entre ellos, la finalidad del programa es tener una hoja de equivalencias con la cual nosotros podemos evaluar el macizo rocoso y de esa manera poder proceder a realizar la excavación con las observaciones o predicciones del macizo rocoso.

A continuación se presenta el procedimiento del cálculo de los parámetros del macizo rocoso según software Geotable. Para el cálculo del parámetro de **Rock Mass Rating (RMR)** se ingresara datos de resistencia a la compresión de la roca, índice de la calidad de la roca, espaciamiento de discontinuidades, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, meteorización, caudal de agua y corrección por orientación de las discontinuidades.

Figura N°2.2: Hoja de cálculo del software de geotable para RMR

Fuente: Geomecánica geotable (www.IMUNT.PICZO.com)

Para el cálculo del parámetro de **Rock Quality Designation (RQD)** en el programa de geotable se pueden calcular mediante tres alternativas como: testigos, juntas por metro lineal y juntas por metro cubico.

Figura N°2.3: Hoja de cálculo del software de geotable para RQD

Fuente: Geomecánica geotable (www.IMUNT.PICZO.com)

Para el cálculo del parámetro del **índice Q de Barton** se ingresan los siguientes parámetros número de fallas de juntas, número de rugosidades de juntas, número de alteración de las juntas, reducción de agua de las juntas, factor de reducción de esfuerzo, índices de la calidad de roca y dimensión equivalente.

Figura N°2.4: Hoja de cálculo del software de geotable para Q de Barton

Fuente: Geomecánica geotable (www.IMUNT.PICZO.com)

2.2.2.1. CLASIFICACIÓN GEOMECAÁNICA DE BIENIAWSKI

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice RMR “Rock Mass Rating”, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Índice de la calidad de la roca – Rock Quality Designation (RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condición del agua subterránea.
- Orientación de las discontinuidades.

Corrección por orientación. Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca, proporcionando datos cuantitativos necesarios para diseño de malla de perforación y carguío de explosivos.

Se clasifican las rocas en 5 categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso. A continuación se definen y valoran cada uno de los factores que intervienen en la clasificación.

a) RESISTENCIA COMPRESIVA DE LA ROCA

La resistencia compresiva “dc” de una roca se puede determinar por:

- ❖ Estimación de la resistencia compresiva mediante el martillo Schmidt de dureza.

b) ÍNDICE DE LA CALIDAD DE LA ROCA - RQD

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y/o zona de estudio de una operación minera, existen dos procedimientos de cálculo. Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigos ≥ 10 cm en el intervalo de testigo de 1.00m.

$$RQD = \frac{\sum(\text{Longitud fragmentos} \geq 10\text{cm})}{\text{Longitud total perforada(cm)}} \times 100\%$$

Tabla 2:
Índice de Calidad de Deere

RQD (%)	Calidad de roca
< 25	Muy mala
25-50	Mala
50-75	Regular
75-90	Buena
90-100	Excelente

Fuente: Según Deere

Fórmula alternativa (cuando no hay sondeos):

$$RQD = 115 - 3.3J_v$$

J_v : Número de juntas identificadas en el macizo rocoso por m^3

Registro de discontinuidades por metro lineal. Según Priest & Huston.

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda}(0.1\lambda + 1).$$

Dónde: $\lambda = \frac{\text{Número de discontinuidades}}{\text{metro lineal}}$

c) ESPACIAMIENTO DE DISCONTINUIDADES

Es la distancia perpendicular entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta. Cuanto menos espaciado

tenga, los bloques serán más pequeños y cuanto más espaciado tengan, los bloques serán más grandes.

Descripción de espaciamiento de la roca

Muy ancho	> 2 m
Sólido ancho	0.6 – 2m
Masivo moderadamente cerrado	200 - 600mm
En bloques cerrados	60 - 200 mm
Fracturado muy cerrado	< 60 mm

ESPACIADO



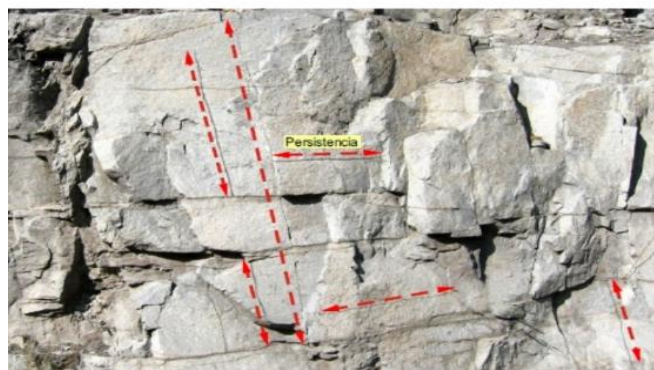
d) CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES

❖ Persistencia

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad. Cuanto menor sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuanto mayor sea esta, será menos estable.

PERSISTENCIA

- < 1M
- 1-3M
- 3-10M
- 10-20M
- >20M



❖ Apertura

Es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que esta presenta. A menor apertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor apertura, las condiciones serán más desfavorables.

La clasificación de Bieniawski es la siguiente:

Descripción Separación.

- ABIERTA > 5MM.
- MODERADAMENTE ABIERTA 1 - 5 MM.
- CERRADA 0.1 – 1 MM.
- MUY CERRADA < 0.1MM



❖ **Tamaño**

El tamaño de las juntas influye en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso.

❖ **Rugosidad**

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad. Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuanto mayor sea esta, la masa rocosa será más competente.

En esta clasificación se establecen 5 categorías de rugosidad:

- Muy rugosa
- Rugosa
- Moderadamente rugoso
- Liso
- Pulido



❖ **Dureza de los labios de la discontinuidad**

Se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.

- **Relleno:** Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad. Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros, esta es más competente. Se define por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.
 - **RELLENO DURO > 5MM**
 - **RELLENO SUAVE < 5MM.**
- **Meteorización:** está relacionada con la modificación que sufre la superficie de la roca o en sus proximidades.

- Inalterado
- Ligeramente alterado
- Moderadamente alterado
- Muy alterado
- Descompuesto



e) Presencia de agua

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo de agua en el macizo rocoso. El criterio que se utilizará será el siguiente cuadro.

Tabla 3:
Presencia de Agua

Caudal en 10m de túnel (lt/min)	Presión de agua/esfuerzo principal (Gw/G3)	Estado
ninguno	0	Seco
< 10	< 0.1	ligeramente húmedo
10-25	0.1-0.2	húmedo o mojado
25-125	0.2-0.5	goteando
> 125	> 0.5	fluyendo

Fuente: Según Bieniawski

f) CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

A la hora de considerar los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con vistas a la construcción de una excavación subterránea, es suficiente considerar si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va a ejecutar.

Cuando un grupo de discontinuidades se presentan con similar orientación o en otras palabras son aproximadamente paralelas, se dice que estas forman un sistema o una familia de discontinuidades. Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación.

Tabla 4:
Orientación de las Discontinuidades

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE				RUMBO PARALELO AL EJE		
Dirección según buzamiento		Dirección contra buzamiento		DEL TUNEL		
45°-90°	20°- 45°	45°-90°	20°- 45°	45°-90°	20°- 45°	0°- 20°

Fuente: Según Bieniawski

Tabla 5:
Calidad del Macizo Rocoso Con Relación al Índice RMR

CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO CON RELACION AL INDICE RMR				
CLASE	CALIDAD	VALORACION RMR	COHESION Kg/cm ²	ÁNGULO DE ROZAMIENTO
I	MUY BUENA	100 - 81	4	> 45°
II	BUENA	80 - 61	3 - 4	35° - 45°
III	MEDIA	60 - 41	2 - 3	25° - 35°
IV	MALA	40 - 21	1 - 2	15° - 25°
V	MUY MALA	< 20	< 1	< 15°

Fuente: Según Bieniawski

Por otra parte, Bieniawski, menciona que a través de casos prácticos confirmados por otros investigadores es posible estimar el ángulo de fricción interna ϕ en función del RMR mediante las siguientes expresiones.

$$\phi^\circ = \frac{RMR}{2} + 5^\circ$$

$$\phi^\circ = (0.5 \times RMR + 8.3) \pm 7.2^\circ$$

La relación entre los índices RMR y Q

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad \text{Bieniawski}$$

$$RMR = 13.5 \ln Q + 43 \quad \text{Rutledge}$$

2.2.2.2. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DE BARTON (Q)

El sistema Q está basado en una evaluación numérica de la calidad del macizo rocoso consiste en determinar el índice (Q) de acuerdo a la siguiente relación:

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

Dónde:

Los tres grupos formados con estos parámetros son:

RQD/J_n: Representa la estructura del macizo rocoso; es una medida aproximada del tamaño de bloques.

Jr/Ja: Representa la rugosidad y características de fricción de las paredes de una fractura o del material de relleno

Jw/SRF: Representa la influencia del estado tensional.

RQD: Porcentaje de recuperación del testigo de un sondeo: 39%

Tabla 6:
Numero de Fallas de Juntas

Número de Fallas de Juntas	Jn
Masivo, con ninguna o pocas juntas	0.5-1
Un sistema de juntas	2
Un sistema de juntas más juntas aleatorias	3
Dos sistemas de juntas	4
Dos sistemas de juntas más juntas aleatorias	6
Tres sistemas de juntas	9
Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias	12
Cuatro o más sistemas de juntas, juntas aleatorias, Fracturamiento severo tipo cubos de azúcar, etc.	15
Rocas trituradas, material terroso	20

Fuente: Según Barton

Tabla 7:
Número de Rugosidad de las discontinuidades

Número de rugosidad de las juntas	Jr
Juntas discontinuas	4
Rugosos e irregular, ondulado	3
Liso ondulado	2
Espejos de falla ondulado	1.5
Rugoso e irregular planar	1.5
Liso, planar	1
Espejo de falla, planar	0.5
Zona conteniendo minerales arcillosos, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas	1
Zona arenosa, gravosa o triturada, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas.	1

Fuente: Según Barton

Tabla 8:
Número de Alteración de Juntas

Número de fallas de juntas	Ja
Escaso recubrimiento, relleno, endurecido e impermeable	0.75
Juntas con paredes no alteradas, solo con coloración superficial	1
Juntas con paredes ligeramente alteradas, capas de mineral no blandas, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla	2
Capas de limo o arcillas arenosa, pequeñas fracciones de arcillas (no blandos)	3
Capas de materiales arcillosos blandos o de baja fricción es decir caolinita, mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc.	4
Partículas arenosa, libre de arcilla, roca desintegrada, etc.	4
Relleno de mineral de arcilla fuertemente sobre consolidada, no blando.	6
Relleno de mineral arcilloso de media o baja sobre consolidación, blando	8

Fuente: Según Barton

Tabla 9:
Reducción por Contenido de Agua en las Discontinuidades

Reducción de agua en las juntas	Jw
Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir < 5lt/min, localmente	1
Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas	0.06
Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5
Grandes flujos o altas presiones	0.33
Flujo excepcionalmente alto o presiones en la voladura, decayendo con el tiempo.	0.2 - 0.1
Flujo excepcionalmente alto o presión continúa sin disminución.	0.1 - 0.05

Fuente: Según Barton

Tabla 10:
Factor de Reducción por esfuerzos

Factor de reducción de esfuerzos	SRF
Ocurrencia múltiple de zonas de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, muy aflojada en los alrededores a cualquier profundidad.	10
Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, profundidad de la excavación < 50m.	5
Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, profundidad de excavación > 50m.	2.5
Zonas múltiples de corte en roca competente, libre de arcilla, aflojamiento de la roca en los alrededores, a cualquier profundidad.	7.5
Zonas simples de corte en roca competente, libre de arcillas, profundidad de la excavación < 50m.	5
Zonas simples de corte en roca competente, libre de arcillas, profundidad de la excavación > 50m.	2.5
Juntas abiertas y sueltas, roca severamente diaclasada o cubos de azúcar, a cualquier profundidad.	5

Fuente: Según Barton

La calidad de roca puede variar de $Q = 0.001$ a $Q = 1000$ sobre una escala logarítmica de calidad del macizo rocoso. Este intervalo se ha dividido en 9 tramos que dan lugar a la siguiente clasificación cualitativa:

Tabla 11:
Calificación de Índice Rocoso Mediante (Q)

Índice Q	Descripción
0.001-0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01-0.1	Roca extremadamente mala
0.1-1	Roca muy mala
1-4	Roca mala
4-10	Roca media
10-40	Roca buena
40-100	Roca muy buena
100-400	Roca extremadamente buena
400-1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Según Barton

Tabla 12:
Categoría de Excavación

Categoría de Excavación		ESR
A	Excavaciones Mineras Temporales	3-5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctrica (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles de acceso, carreteras y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso.	1.3
D	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales	1
E	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, felicitades deportivas y públicas, fábricas.	0.8

Fuente: Según Bieniawski

2.2.2.4. ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA (GSI) HOEK Y MARINOS

En este criterio, es para definir la estructura de la masa rocosa, se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas discontinuas por metro lineal, según esto, se toman en cuenta las siguientes cuatro categorías de fracturamiento, GSI (*Geological Strength Index*).

- Masiva o levemente fracturada (LF)
- Moderadamente fracturada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Intensamente fracturada (IF)
- Triturada o brechada (T)

Por otro lado, se considera la condición superficial de la masa rocosa, que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las 5 categorías que se toman en cuenta se definen así:

- Masa rocosa muy buena (MB)
- Masa rocosa buena (B)
- Masa rocosa regular (R)
- Masa rocosa pobre (P)
- Masa rocosa muy pobre (MP)




Tabla 13:

Caracterización de Macizos Rocosos en Base a su Grado de Fracturación y Su Estado de las Juntas

<p>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN HOEK Y MARINOS GSI</p> <p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de las paredes y relleno de las discontinuidades.</p> <p>ESTRUCTURA</p>	<p>CONDICIONES DEL FRENTE MUY BUENA(MB) Superficies muy rugosa sin</p>	<p>BUENA(B) Superficies rugosas ligeramente alteradas.</p>	<p>REGULAR(R) Superficies suaves moderadamente alteradas.</p>	<p>POBRE(P) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos muy compactos conteniendo fragmentos rocosos.</p>	<p>MUY POBRE(MP) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos arcillosos.</p>
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF)</p>  <p>Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 – 90%) (2 a 6 fracturas por metro)</p>	LF/MB	LF /B	LF /R	LF /P	LF/MP
<p>MODERADAMENTE FRACTURADA (F)</p>  <p>Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 – 75%) (6 a 12 fracturas por metro)</p>	F/MB	F /B	F /R	F /P	F /MP
<p>MUY FRACTURADO (MF)</p>  <p>Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 – 50%) (12 a 20 fracturas por metro)</p>	MF/ MB	MF /B	MF /R	MF /P	MF /MP
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)</p>  <p>Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 0 – 25%) (Más de 20 fracturas por metro)</p>	IF/ MB	IF /B	IF /R	IF /P	IF /MP
<p>TRITURADA O BRECHADA (T)</p>  <p>Macizo rocoso muy fracturado formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos.</p>	T/ MB	T /B	T /R	T /P	T /MP

Fuente: Hoek y Marinós

Tabla 14:
Parámetro "D" Para Situaciones de Excavación Subterránea.

Evaluar el Parámetro "D" en el caso de Excavación Subterránea		
Condición	Descripción de la condición	s
	Tronaduras controladas de excelente calidad o excavación con maquinaria tunelera, lo que resulta en una mínima perturbación del macizo rocoso en la periferia de la excavación subterránea.	0
	Excavación mecánica o manual en macizos de mala calidad geotécnica (sin tronadura), lo que resulta en una mínima perturbación del macizo rocoso en la periferia de la excavación subterránea.	0
	Cuando ocurren problemas de flujo plástico (squeezing) con un levantamiento notorio del piso, la perturbación del macizo rocoso puede ser importante a menos que se coloque (al menos temporalmente) fortificación de piso como se muestra en la fotografía.	0.5 (sin piso)
	Tronaduras de muy poca calidad en tuneles en roca dura, lo que resulta en daños locales severas que pueden afectar el macizo rocoso en la periferia de la excavación subterránea en una zona de 2 a 3 m de espesor.	0.8

Fuente: Barton

Pero si en caso se quisiera expresar esta ecuación en términos del índice GSI, será de la siguiente manera.

$$GSI = RMR - 5$$

$$RMR = GSI + 5$$

Siendo, además la relación propuesta por Hoek entre la resistencia a la compresión simple de la masa rocosa σ_{cm} y la intacta σ_c :

$$(\sigma_{cm}/\sigma_c) = 0,022 \cdot e^{0,038 GSI}$$

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Marinos, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos), de los explosivos y accesorios) en labores de desarrollo y preparación.

2.2.3. MEJORA CONTINUA

La mejora continua, si se quiere, es una filosofía que intenta optimizar y aumentar la calidad de un producto, proceso o servicio. Es mayormente aplicada de forma directa en empresas de manufactura, debido en gran parte a la necesidad constante de minimizar costos de producción obteniendo la misma o mejor calidad del producto, porque como sabemos, los recursos económicos son limitados y en un mundo cada vez más competitivo a nivel de costos, es necesario para una empresa manufacturera tener algún sistema que le permita mejorar y optimizar continuamente.

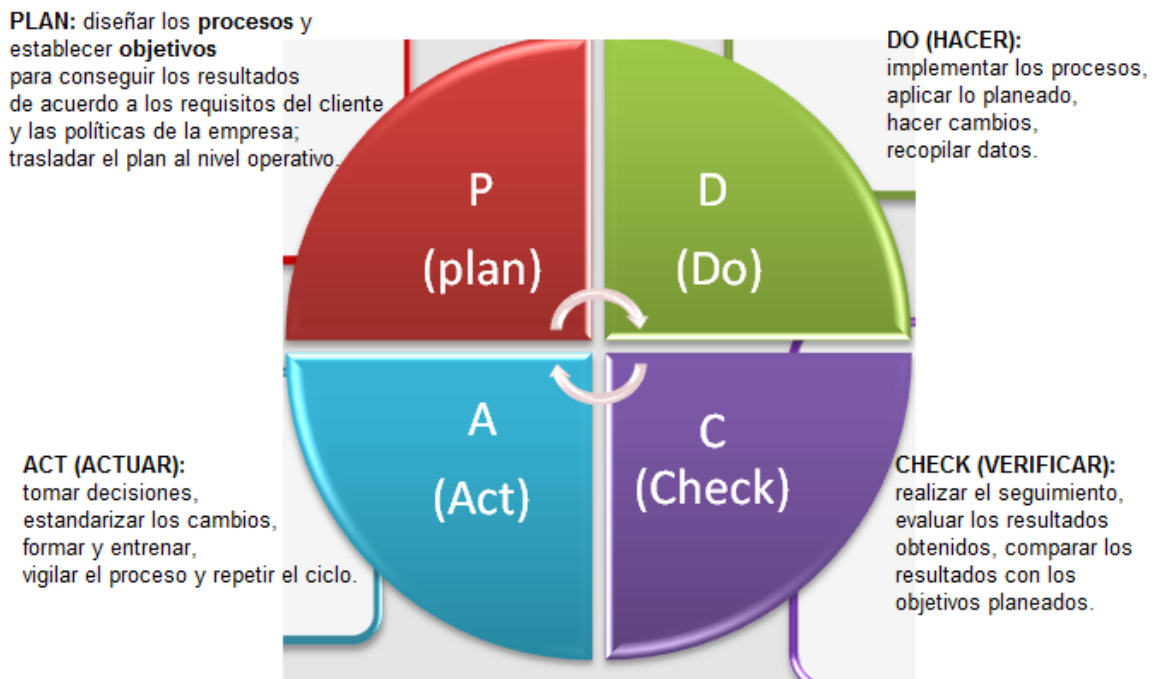
La Mejora Continua no solo tiene sentido para una empresa de producción masiva, sino que también en empresas que prestan servicios es perfectamente válida y ventajosa principalmente porque si tienes un sistema de Mejora Continua (al ser un sistema, quiere decir que es algo establecido y conocido por todos en la empresa donde se está aplicando) entonces tienes las siguientes características:

1. *Un proceso documentado.* Esto permite que todas las personas que son partícipes de dicho proceso lo conozcan y todos lo apliquen de la misma manera cada vez
2. Algún tipo de *sistema de medición* que permita determinar si los resultados esperados de cierto proceso se están logrando (indicadores de gestión)
3. *Participación de todas o algunas personas* relacionadas directamente con el proceso ya que son estas personas las que día a día tienen que lidiar con las virtudes y defectos del mismo.

Viéndolo desde este punto de vista, una de las principales ventajas de tener un sistema establecido de Mejora Continua es que todas las personas que participan en el proceso tienen capacidad de opinar y proponer mejoras lo que hace que se identifiquen más con su trabajo y además se tiene la garantía que la fuente de información es de primera mano ya que quien plantea el problema y propone la mejora conoce el proceso y lo realiza todos los días.

Hay varias metodologías asociadas a la Mejora Continua; entre ellas están *Lean Manufacturing*, *Six Sigma*, *Kaizen*, entre otras pero podemos decir que la piedra angular de la Mejora Continua en cualquier ámbito de los procesos, productos y/o servicios, es el llamado Círculo de Deming:

Fig. 2.5 Círculo de William Edwards Deming



Fuente: Paul Arveson

En el mismo se resume la manera de pensar y resolver problemas que debe tener alguien que sea parte de un proceso ya que; **Planea (Plan)** lo que va a hacer para optimizar, **Ejecuta (Do)** paso a paso su estrategia, **Verifica (Check)** mediante indicadores de gestión o medición de variables que se están obteniendo los resultados esperados, **Actúa (Act)** de acuerdo a los valores de las mediciones que está obteniendo para corregir o continuar por el mismo camino y empezar nuevamente el ciclo ya sea para seguir mejorando o lograr los objetivos planteados en un principio.

En conclusión, la Mejora Continua es una forma de trabajar para hacer más productivo y agradable nuestro sitio de trabajo. Además tiene la gran ventaja que lo podemos hacer en lo personal de una manera simple

basándonos únicamente en el círculo de Deming o lo podemos llevar a gran escala aplicando otras metodologías ideadas para varios tipos de procesos.

2.3. MARCO CONCEPTUAL

2.3.1. MECANIZACION

Es el equipamiento con máquinas y/o equipos para realizar una actividad industrial minera, de manera mecánica con el objeto de emplear menos tiempo y esfuerzo.

2.3.2. PRODUCCION

Es la cantidad de mineral que se obtiene de los tajos convencionales y mecanizados reflejados en el tonelaje (TMD). En cia. Minera Horizonte la producción llega a 1500 TMD.

2.3.3. PRODUCTIVIDAD

Capacidad de producir más empleando menos recursos. Esto redundará en un costo bajo mediante la cantidad adecuada de equipos.

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

2.3.4. MTBF

Es el acrónimo de Mean Time Between Failures, media aritmética (promedio) del tiempo entre fallas de un sistema.

2.3.5. MTTR

Es el acrónimo de Medium Time To Repair, o tiempo medio hasta haber reparado la avería.

2.3.6. KPI'S

Key Performance Indicator (Indicador Clave de Desempeño), miden el nivel del desempeño de un proceso, centrándose en el ¿Cómo? e indicando el rendimiento de los procesos, de forma que se pueda alcanzar el objetivo fijado.

2.3.7. DISPONIBILIDAD MECÁNICA

Es el tiempo disponible del equipo con respecto al tiempo total. Nos indica que porcentaje del tiempo total del equipo está operativo.

$$\% \text{ DISP} = \frac{(\text{Tpo. TOTAL} - \text{Tpo. MANTTO})}{\text{Tpo. TOTAL}} \times 100$$

2.3.8. UTILIZACIÓN (USO DE DISPONIBILIDAD)

Es el tiempo neto operativo con respecto al tiempo disponible del equipo. Nos indica que porcentaje del tiempo disponible del equipo es utilizado para la producción.

$$\% \text{ UT} = \frac{\text{Tpo. OPERATIVO}}{(\text{Tpo. TOTAL} - \text{Tpo. MANTTO})} \times 100$$

2.3.9. SCOOPTRAM

Equipos de bajo perfil utilizado para el carguío, acarreo y descarga de mineral derribado desde los frentes de rampa o tajeos a los echaderos. También se puede utilizar para el carguío directo a los volquetes mineros.

2.3.10. VOLQUETES MINEROS

Equipos de bajo perfil usados en gran escala para distancias de acarreo mayores a 300 y 400 mts donde los scooptram no es una solución económica. Pueden circular en rampas ascendentes de alrededor de 20% sin ninguna dificultad.

2.3.11. CARGUÍO

El objetivo del carguío es cargar el material disparado desde el frente de minado en camiones de extracción, de una forma eficiente y segura, con el fin de generar los espacios suficientes para la perforación y voladura de las siguientes expansiones.

2.3.12. ACARREO

Transportar el material desde el frente de carguío hacia los distintos puntos de descarga (chancado, botadero, stock), de manera eficiente y segura, para cumplir con los requerimientos de desarrollo y producción, este último basado en el abastecimiento de mineral a planta.

2.3.13. 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.

2.3.14. BOOLTHER

Maquinaria empleada para sostenimiento de labores mineras que consta de un conjunto de martillos y brazos para la instalación de pernos.

2.3.15. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Es la delimitación clara y precisa (sin ambigüedades) del objeto de investigación, realizada por medio de preguntas, lecturas, trabajo manual, encuestas pilotos, entrevistas, etc.

CAPITULO III

DESCRIPCION DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION

3.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA Y POLÍTICA

3.1.1. UBICACIÓN

La Unidad Minera Parcoy de Consorcio Minero Horizonte S.A. 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, sus coordenadas son las siguientes:

*Tabla 15:
Coordenadas Geográficas y Coordenadas UTM*

COORDENADAS GEOGRÁFICAS	COORDENADAS UTM	COTA	DATUM
77° 29' 41" Longitud Oeste	E225023.60	2750	WGS 84
08° 02' 09" Latitud Sur	N9110903.5	2750	WGS 84

FUENTE: Geología CMH SA.

Nota: Tal Como se Observa en el Plano de Ubicación 3.1

3.1.2. CLIMA

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

3.1.3. 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.

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

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

3.2. RESEÑA DE LA EMPRESA

El área ocupada por la Unidad Minera está constituida por las laderas del Valle de Retamas, perteneciente a la Cuenca del Río 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 río 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.

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 TM/D, 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 se mencionan:

- Esperanza.
- Carlos Bernabé.
- Carmencita – Mishahuara.
- San Francisco.
- El encanto.
- Mishaencanto 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/D.

El SIMPAR 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 10.84grAu/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 otorgó 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:

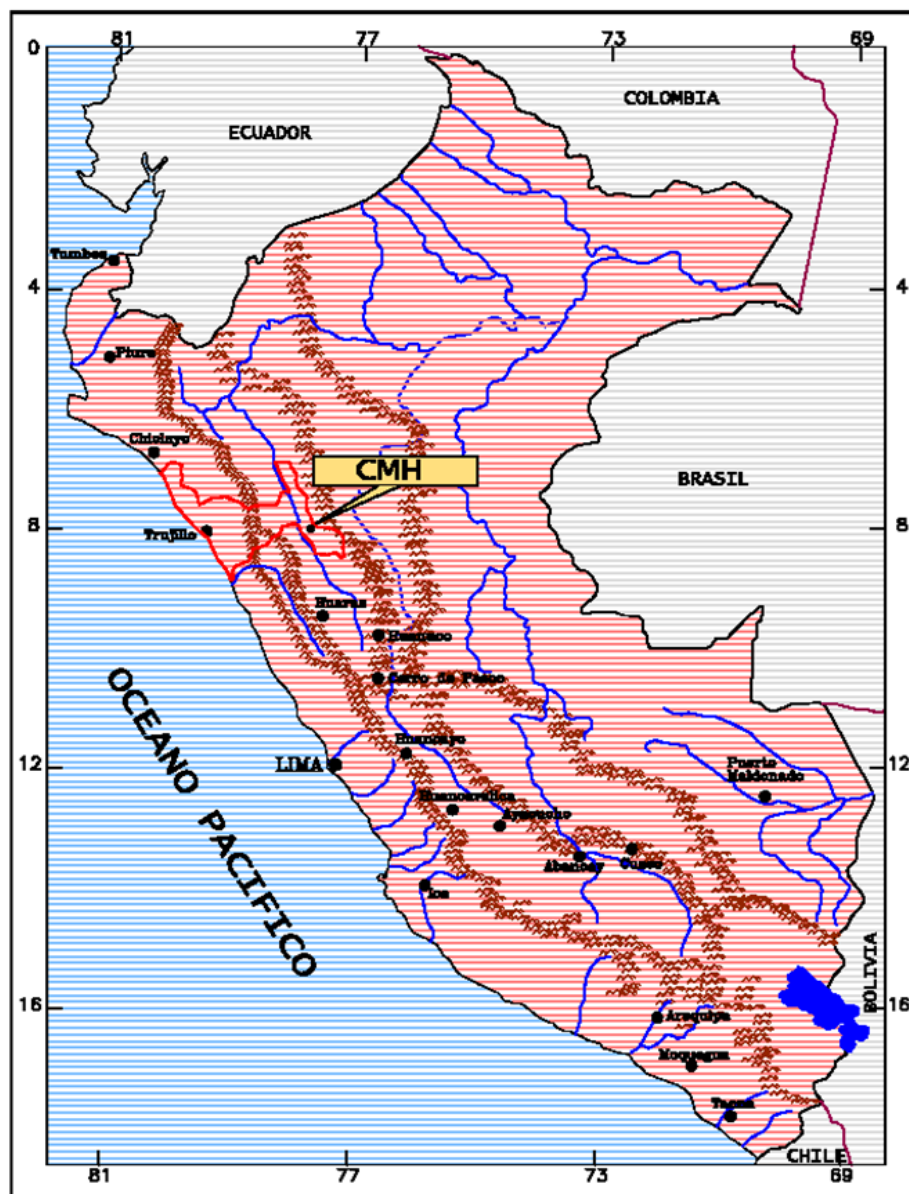
- Lourdes.
- Milagros en su sector Norte.
- Las vetas Rosarito
- Candelaria.
- Rosa.
- Encanto.

La mineralización permite sostener un ritmo de producción de 1750 TM/D, para una planta con capacidad de 2200 TM/D, con una ley del orden de 13 - 15 gr. Au /Tm.

Estos trabajos se concentran principalmente en la profundización de las vetas Lourdes, Candelaria y Rosa.

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 2,200 Tm/día.

Grafico 3.2 -Ubicación de consorcio minero horizonte (CMH) en el Mapa Peruano



FUENTE: Geología CMH SA

3.3. GEOLOGIA REGIONAL

3.3.1. 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 glaciaria 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 abril).

3.3.2. 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.
- 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 homoclinales.

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.

3.3.3. 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:

- a) El Precámbrico.
- b) El Hercínico
- c) El Andino.

PRECAMBRICO: Corresponde a las rocas del Complejo Marañón y está formado por filitas, mica esquistos y meta volcánicos.

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 Mitu.

ANDINO: 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.

3.3.4. ROCAS INTRUSIVAS DEL BATOLITO DE PATAZ

Durante el carbonífero las rocas de la zona hasta ese entonces depositadas, fueron afectadas por una gran intrusión magmática de composición calcoalcalina, denominada "Batolito de Pataz". Posteriormente en el Paleógeno se produjeron emplazamientos intrusivos menores de composición diorítica a cuarzo monzonítica.

La composición litológica del Batolito es ácida a intermedia, caracterizado por granodiorita, diorita y cuarzo-monzonita. Diques aplíticos, y andesíticos

posteriores afectan al Batolito y en algunos casos cortan algunas vetas. La textura de las rocas plutónicas es variable, son comunes tonalitas y granodioritas con zonación a bordes dioríticos, así como pulsaciones más jóvenes de cuarzo-monzonita. En los bordes y cúpulas se observan microdiorita.

El Batolito de Pataz, aflora con un rumbo promedio **N30°W** (lineamiento Andino), cuyo contacto con las rocas circundantes es irregular y fallado.

Estructuralmente, el Batolito está sumamente fracturado y fallado, probablemente porque es un cuerpo tabular estrecho, que se emplazó en una zona de falla extensional, que subsecuentemente se reactivó como una zona de falla inversa oblicua.

El Batolito se encuentra afectado por fallas de cizalla producto de varios eventos tectónicos así como por diversas pulsaciones, presentando localmente intensa deformación. Su longitud reconocida en la región es de 210 Km. 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**.

3.4. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El Distrito minero ha sido afectado por los diferentes eventos tectónicos acaecidos en los últimos 300 M.a. dando como resultado una complejidad estructural muy marcada. No presenta fuerte foliación, por lo que se supone que la corteza superior en una zona extensional. Dicha zona extensional se habría reactivado subsecuentemente como consecuencia de un sistema de fallas inversas oblicuas durante la mineralización.

Las fallas producto de los eventos tectónicos Regionales, deben haber tenido un efecto en la distribución de zonas mineralizadas en el distrito de Parcoy, que incluyen fallamiento y plegamiento pre-mineral, sin-mineral y post-mineral.

Los eventos pre-mineral incluyen deformación y metamorfismo en el Complejo Marañón Proterozoico la orientación estructural o direcciones de compresión no son muy reconocidas.

El contacto Occidental del Batolito es una falla Cenozoica tipo “strike-slip” (salto sobre su rumbo) orientada $350^{\circ}/85^{\circ}$, como lo indican las estriaciones de falla horizontal (“slickenlines”) observadas en la Quebrada Balcón. Esta falla es casi paralela a todas las vetas occidentales y probablemente sea una reactivación de una falla de primer orden sin-mineral.

Como en todos los sistemas de vetas, los controles estructurales de las vetas y clavos en el distrito de Parcoy son varios y complejos. De primera importancia son las fallas de primer-orden (NW-SE) huéspedes del mineral y que, probablemente controlan la inclinación general hacia el Sur de los clavos mineralizados.

Fuerzas tectónicas originaron fallas de cizalla, con movimiento sinistral en la mayoría de casos. Las vetas de cizalla presentan espejos de falla con estrías en varias direcciones y están por lo general limitados por capas pequeñas de panizo.

A lo largo del Batolito (210Km) se conocen varias minas en operación y otras abandonadas, destacando de Sur a Norte: Bloque Huayillas: La Estrella, Bloque Buldibuyo: Minas de Marsa, Alaska y El Gigante, Bloque Parcoy: Consorcio Minero Horizonte, Bloque Pías: Minas Culebrillas, Ariabamba, Bloque Patáz: Minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Es importante destacar que los bloques Buldibuyo (Sur) y Pías, Patáz (Norte) contienen estructuras de muy bajo ángulo de buzamiento ($20-40^{\circ}E$), mientras que en el bloque Parcoy (Central) las estructuras tienen altos ángulos de buzamiento ($50-80^{\circ}E$) variación de Este a Oeste. Esta diferencia debida posiblemente a movimientos diferenciados de los Bloques post mineralización, que por basculamiento pudieran estar presentando actualmente un buzamiento diferente al original previo al basculamiento.

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 esquistas y finalmente una unidad de filitas negras. Afloran en la parte alta de Culebrillas, parte alta de la quebrada Castilla.

3.5.2. 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 pequeños apófisis en las vertientes altas de la margen izquierda del valle Parcoy y en las márgenes del río Marañón.

3.5.3. FORMACIÓN TRES LAGUNAS

Consiste de lavas afaníticas de estructura almohadillada, aflora de manera discontinua en la margen izquierda de la quebrada. 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.

3.5.4. 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.

3.5.5. VOLCÁNICOS LAVASÉN

Consiste en un conjunto de lavas andesíticas en la base e intercalaciones de areniscas volcánicas, conglomerados, lutitas grises, brechas, y rocas piroclásticas. La litología predominante son tobas dacíticas 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.

3.5.6. GRUPO MITU

Es una secuencia de rocas Paleozoicas constituido de areniscas y conglomerados de color rojo oscuro, aflora en las nacientes de la Quebrada. Lúcumá, en discordancia angular sobre las rocas metamórficas del "Complejo Marañón". El conglomerado basal del grupo, se compone de elementos subredondeados de caliza de la Formación Copacabana, arenisca parda, andesita y roca metamórfica en una matriz de arenisca. La edad de esta unidad es del Paleozoico superior.

3.5.7. GRUPO PUCARÁ

Rodea la laguna de Pías 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.

3.5.8. FORMACIÓN GOYLLAR

Son sedimentos clásticos que se diferencian fácilmente de las formaciones calcáreas, 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.

3.5.9. 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 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.

3.5.10. FORMACIÓN PULLUICANA

Son rocas competentes, consiste de calizas grises y claras en bancos medianos a gruesos, nodulares 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.

3.5.11. FORMACIÓN CHOTA

Aflora en el sector occidental de la mina Parcoy, consiste de capas rojas conformadas por areniscas, arcilitas y conglomerados de color rojo a marrón, amarillento, se encuentra en contacto con el batolito de Pataz mediante una falla regional y es el límite de la mineralización de CMH.

La formación Chota representa la base de la sedimentación, a un grosor que alcanza hasta unos 500m.

3.5.12. DEPÓSITOS CUATERNARIOS.

a) Depósitos aluviales.

Se ubican en el fondo del valle Parcoy, los aluviones se presentan como conos de deyección depositados por las quebradas y riachuelos; terrazas altas producto de la erosión del cauce del río sobre sus propios depósitos, y remanentes aluviales colgados en las laderas del río como una evidencia de antiguos aluviales y represamientos naturales del río (Aluvión de Alpamarca y Ñuñapampa).

Los materiales son básicamente gravas y cantos redondeados, en una matriz de arena y limos. El aluvial es bastante compacto y forma casi verticales que varía de pocos a decenas de metros.

El aluvión de Pías es un deslizamiento de grandes proporciones que represó el río Parcoy, dando lugar así al lago de Pías. El derrumbe alcanza casi 1 Km de ancho.

b) Depósitos Fluvio-glaciáricos

Se ubican en las zonas alto andinas sobre los 3,600 msnm. En las cuencas altas y áreas lagunares de la cuenca del río Parcoy; forma cordones morrénicos a medida que ocurría la regresión glaciaria que encierra lagunas y pantanos, compuesto de roca angulosa, clastos y guijarros sub angulosos con matriz arcillo limosa.

c) Depósitos Coluviales

Consiste de materiales de roca meteorizada y descompuesta el cual va acumulándose por gravedad y arraste hídrico en las laderas y al pie de las vertientes, formando derrubios y acumulaciones de naturaleza caótica sin estratificación, compuesto de fragmentos de rocas heterogéneos con una matriz limo-arcillosa, bastante inestable.

3.6. ROCAS INTRUSIVAS

3.6.1. 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 muestran 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 150Km² y en el área de la mina varía de 2.5 a 5.0 Km. De ancho.

Está 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.

3.6.2. GRANODIORITA

Constituye el mayor componente litológico del batolito de Pataz, de textura holocristalina de grano medio, color gris claro que no muestran cambios o contactos marcados. En las granodioritas y variantes monzograníticas se observa enclaves de microdioritas.

El contenido es:

- Cuarzo 40%.
- Plagioclasas 35%.
- Hornblenda 15%.
- Ortosa < 10%.

3.6.3. MONZOGRANITOS

Afloran en el sector de Culebrillas, tienen una textura fanerítica, holocristalino, de grano medio a grueso, de color gris claro blanquesino, presenta una cloritización y silicificación moderadas, se encuentra cortando y englobando a la secuencia del complejo Marañón y a las secuencias volcánicas. Su composición alta en cuarzo y ortoclasa le confiere una mayor dureza y resistencia.

3.6.4. TONALITA

Constituye el segundo componente litológico importante del batolito, son rocas calcio-sódicas holocristalinos de grano medio de color gris claro a verde oscuro, contiene variantes de pórfido tonalítico, está compuesto principalmente de cuarzo, y plagioclasas, como minerales secundarios de hornblenda y biotita, tienen bastante hornblenda por eso tienen una coloración más oscura que las granodioritas y granitos.

3.7. DIQUES

3.7.1. DIQUES ANDESÍTICOS

En las labores subterráneas se han observado diques andesíticos asociados a vetas principales de Lourdes-Milagros, ocasionalmente diques de aplita y pequeños cuerpos intrusivos asociados a las etapas tardías de las intrusiones del Batolito Pataz.

3.7.2. INTRUSIVOS NEÓGENOS

Aflora en el sector occidental de la mina Parcoy al oeste de la falla Parcoy- Yuracyacu, entre las rocas de la Formación Chota en contacto fallado con el Grupo Pucará, y en la quebrada Charpuna entre las calizas cretáceas, todos estos cuerpos intrusivos están constituidos en forma de stocks de Diorita porfídica, se encuentran con un alineamiento NO-SE asociado a la falla Trapiche Pilancón.

Está compuesto por un 50% de plagioclasas y fenocristales de hornblenda en una matriz afanítica, con minerales accesorios de magnetita, apatita, esfena y zircón.

3.8. GEOLOGÍA ECONÓMICA

a) 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.

b) 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 provocaron 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.

c) 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.

d) Clasificación de Mineral

- **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
- **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.
- **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.

3.9. RESERVAS

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

Tabla 16:
Reservas Probadas y Probables

RESERVAS	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: geodesia CMH SA.

3.10. TRATAMIENTO DE MINERALES

La planta procesa diariamente 2000TM/D (capacidad instalada de 2200 toneladas métricas por día) de mineral aurífero, con una 10.4 gr Au./tm. Para beneficiar el mineral, primero se realiza un proceso de reducción de tamaño

(chancado y molienda), luego el mineral molido pasa por los procesos de gravimetría y flotación, obteniendo un concentrado rico en oro.

Este concentrado es procesado por el método de cianuración tanto en molinos de remolienda como en los tanques agitadores. El oro disuelto en solución de cianuro se recupera en el proceso de Merrill Crowe en mayor proporción y una pequeña proporción se recupera en el proceso de Carbón en Pulpa. El producto final es el concentrado de oro del Merrill Crowe y oro en carbón activado.

El flujo de procesos en planta comprende:

- a) Recepción del mineral
- b) Chancado
- c) Molienda y clasificación
- d) Concentración

a) Recepción de Mineral

El mineral proveniente de las diferentes labores de la mina es transportado a la planta en volquetes de 20 - 25 TM y carros mineros tirados por locomotoras, el mineral se almacena en las canchas de gruesos para luego alimentar a tres tolvas.

- La tolva N° 1: 200 toneladas de capacidad.
- La tolva N° 2: 200 toneladas de capacidad.
- La tolva N° 3: 280 toneladas de capacidad.

La tolva N° 1 y la tolva N° 2, cada una está provista de parrillas de 21 ½", descargan en la faja 1 a través de 2 alimentadores recíprocos y la tolva N° 3 descarga a la faja 2 por gravedad.

b) Chancado

Una vez depositado el mineral en las tolvas de grueso, mediante el alimentador recíproco y las fajas transportadoras; el mineral ingresa a una zaranda vibratoria de 5'x 16' doble, el piso superior tiene una abertura de 1" y el

piso inferior tiene una abertura de 3/8". El mineral grueso del piso superior de la zaranda alimenta a la chancadora primaria Allis Faco 80x50 (set de salida 2 1/2"). El mineral grueso del piso inferior pasa a la faja N° 4 y el mineral fino de la zaranda pasa a la faja N° 10 lo cual alimenta a la tolva de fino.

El producto de la chancadora primaria alimenta a la faja N° 4 la cual alimenta a la zaranda vibratoria 5'x10'. Esta zaranda tiene una abertura de 1" en el piso superior y 3/8" en la cama inferior. El mineral grueso pasa al chancado secundario en la chancadora cónica Telsmith 44FC; el set de la chancadora secundaria es 1/2". El producto fino de la zaranda 5'x10' pasa a la faja N° 10. El producto del chancado secundario alimenta a la faja N° 5 la cual alimenta a la faja N° 6 y está a la zaranda vibratoria Tyler 8'x16', esta zaranda tiene una luz de 3/8". El mineral + 3/8" pasa a la faja N° 7 que alimenta a la chancadora terciaria, la chancadora Symons (set de salida 1/4"), y una parte a la Telsmith cerrando así el circuito de chancado. El mineral -3/8" pasa a la tolva de fino.

c) Molienda y Clasificación

La descarga de la tolva de fino es recepcionada por dos fajas N° 15 y 16 mediante uno chutes de descarga, el mineral es descargado en la faja N° 17, esta faja alimenta al molino de bolas 8 Ø' x 10' N° 1. Las fajas N° 15 y 16 cuentan con un controlador de peso para la alimentación al molino. El molino de bolas 8 Ø' x 10' N° 1 trabaja en circuito abierto, la descarga de este molino pasa por el tambor magnético (para limpiar los residuos de bolas) y luego pasa por los concentradores gravimétrico Jigs Juba.

El rebose de los concentradores pasa a la bomba Wilfley (se tiene 2 bombas Wilfley), esta bombea al ciclón D-20 (se tiene dos ciclones D-20) el O/F (over flow) va al circuito de flotación y el U/F (under flow) va al circuito de molienda secundaria.

En circuito de molienda secundaria contamos con 3 molinos de bolas (molinos de bolas 8'Ø x 10' N° 1, 6 Ø' x 8' y 6 Ø' x 6' N° 2). Es un circuito cerrado inverso. Se trabaja de esta manera para obtener una mayor granulometría. Se está obteniendo una granulometría de 62 % - M 200.

La molienda tiene como objetivo realizar una reducción de tamaño en rangos finos de tal manera que se libere el mineral valioso. Esta sección es de vital importancia y responsabilidad de la Planta porque de ella depende el tonelaje y la liberación del mineral valioso para propósito de la flotación. Las variables en el proceso de molienda son específicamente: alimento, suministro de agua, carga de bolas, forros, tiempo de molienda y carga circulante.

d) Concentración: Gravimetría y Flotación

Para este proceso, la Planta cuenta con 2 concentradores Jigs Juba de 42" x 56" dúplex, que están en paralelo, por los cuales pasa la pulpa, obteniéndose un producto muy rico en oro al que denominamos concentrado de Jigs.

También cuenta con dos celdas SK Outokumpu (SK 240 y SK 80). El concentrado de estas dos celdas pasa a una zaranda astillera.

Figura N° 3.4: Planta de tratamiento de mineral aurífero de C.M.H.S.A.



Fuente: Departamento de metalurgia.

El O/F (over flow) del ciclón D- 20 pasa por el tromel astillero, proceso de limpieza, seguidamente pasa al acondicionador que es el inicio del circuito de flotación. Aquí se adiciona espumantes, colectores y modificadores.

En este circuito se cuenta con dos celdas Outokumpo OK – 16 (32 m³) y dos bancos de celdas Wenco 120 con 3 celdas por banco (50 m³).

La salida del acondicionador pasa a las celdas OK – 16, el concentrado de esta celda pasa a la zaranda de limpieza y el relave pasa a las celdas Wenco 120. A la entrada de las celdas Wenco se adiciona xantato para obtener un mayor concentrado.

Los reboses del espesador de flotación tanto del Outokumpo como del espesador de madera es transportada al tanque de agua industrial.

La descarga del espesador Outokumpo es transportada por bombas bredel al filtro de disco y la descarga del espesador de madera mediante la bomba de diafragma es transportado a los tanques de cianuración.

En el área de concentración se obtiene un concentrado de flotación rico en oro en las que predomina los sulfuros de pirita aurífera, galena, esfalerita y arsenopirita a los cuales está íntimamente ligado el oro como microfracturas, además el oro nativo fino.

Los reactivos usados en este proceso son los xantatos (Z-6), ditiofosfatos (AR 1208, 1404), espumantes (MIBC y aceite de pino) y ácido sulfúrico para mantener el pH adecuado para la flotación. El porcentaje de recuperación de los valores de oro en el proceso de concentración es cercano a 96%.

Fuente: Departamento de metalúrgica.

CAPITULO IV

SISTEMA DE PRODUCCIÓN ACTUAL

4.1. METODO DE EXPLOTACION

4.1.1. MINADO EN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

La metodología para el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional consiste en iniciar con la explotación del mineral existente hacia la caja techo, quedando la chimenea de preparación como canal principal para acarreo de mineral abatido, tanto del lateral como del piso superior inmediato.

La perforación se inicia de la chimenea central (o de una lateral), se realiza horizontalmente con salida hacia la chimenea lateral libre, haciendo rebanadas de corte libre horizontales.

Terminada la limpieza inmediatamente se realiza el sostenimiento con cuadros, que algunas veces pueden ser cuadros cojos debido al buzamiento menor de veta, que son empalmados al cuadro del sub-nivel inferior quedando prácticamente cuadros de tipo SQUARE SET.

Cuando se termina la explotación total de un determinado piso del bloque, se realiza una limpieza de finos y luego se procede con la preparación para el

relleno hidráulico, con la ayuda de tela (poliyute) y bloqueando las entradas de las chimeneas laterales para evitar la fuga del relleno. Paralelamente se inicia otro piso con la continuación de la chimenea central (si no se ha concluido antes) con sus respectivos cuadros y su levante del winche al piso superior.

Una vez concluido el relleno, se inicia con la explotación del nuevo Corte Horizontal y así sucesivamente hasta concluir con el bloque.

➤ **PREPARACIÓN DE CHIMENEAS LATERALES**

La etapa de preparación de un bloque se inicia mediante la construcción de dos chimeneas sobre veta distanciadas con un promedio de 40 metros, las que son comunicadas del nivel inferior al nivel superior, esto cuando se trate sobre galerías.

Las chimeneas deben tener una sección de 4' x 8', su inclinación es respecto a la veta y guiando con caja piso, el sostenimiento es generalmente con cuadros de chimenea ya que la mineralización y las cajas son inestables y muy alteradas.

➤ **PREPARACIÓN DE CHIMENEA CENTRAL**

La preparación de la chimenea de triple compartimiento (Chute-Izaje-Camino), es completamente enmaderada. La chimenea normalmente se ubica a la mitad de entre las chimeneas laterales, estas chimeneas deben tener una sección de 10' x 5' siguiendo su inclinación también respecto a la veta y guiándose con caja piso.

El enmaderado es con cuadros de avance instalados en dos partes; primero se avanza con el camino e izaje, luego se prosigue con el cuadro del chute. Después de haber avanzado unos metros se inicia con el armado de una tolva.

4.1.2. MINADO EN CORTE Y RELLENO SEMI – MECANIZADO

Este método se aplica donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y potencias de 2 m - 3 m en promedio.

La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura. A partir de la rampa espiral se desarrollan rampas basculantes (gradiente - 15%) o cruceros hacia la estructura.

Una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35 m y 40 m en promedio (límite del tajo).

Para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la rampa basculante de acceso (rebatido).

*Tabla 17:
Resumen De Minado En Corte Y Relleno Semi - Mecanizado.*

ETAPA	DESCRIPCIÓN
Explotación	Por filas (según la potencia)
Perforación	Breasting (jack leg 1.8 m)
Producción por disparo	25 tm a 35 tm
Limpieza	Scooptram de 2.5 yd ³
Acceso	Rampa basculante
Sostenimiento	Shotcrete vía húmeda con fibra y pernos hidrabolt o cuadros de madera (recuperación de puentes).
Relleno	Detrítico e hidráulico

Fuente: Elaboración Propia.

➤ **PREPARACIÓN RAMPAS ESPIRALES**

La etapa de preparación se inicia mediante la construcción rampas espirales (positivas o negativas) las cuales se ramifican en brazos basculantes o cruceros y de estas galerías sobre veta distanciadas con un promedio de 40 metros a cada ala. Estas rampas están ubicadas al costado de la veta.

Las rampas deben tener una sección de 3.5 m x 4m, su gradiente es de 15% en rectas y 12% en curvas y el sostenimiento es generalmente con shotcrete vía húmeda con fibra.

➤ **PREPARACIÓN RAMPA BASCULANTE**

La preparación de la rampa basculante, es sostenida con shotcrete via húmeda con fibra. Esta rampa deben tener una sección de 3.5 m x 4 m, siguiendo una gradiente de -15% en línea recta, y en dirección perpendicular a la caja de la veta.

4.1.3. MINADO EN CORTE Y RELLENO MECANIZADO

Este método se aplica donde las vetas tienen un buzamiento de 65° y 75° y minado a potencia completa (3m – 10 m).

La preparación se inicia con una rampa en espiral al piso de la estructura. A partir de la rampa espiral se desarrollan rampas basculantes (gradiente -15%) o cruceros hacia la estructura.

Una vez cortada la estructura se desarrollan galerías norte y sur con longitudes de 35 m y 50 m en promedio (límite del tajo).

Para el cambio de piso se rellena la galería y se desquincha la rampa basculante de acceso (rebatido).

A continuación se detalla un resumen de este minado:

Tabla 18:

Resumen de Minado En Corte Y Relleno Mecanizado.

ETAPA	DESCRIPCIÓN
Explotación	Potencia completa o plena
Perforación	Breasting (jumbo 3-3.6 m)
Producción por disparo	120 tm - 450 tm
Limpieza	Scoop de 4 yd ³
Acceso	Rampa basculante
Sostenimiento	Shotcrete via húmeda con fibra y pernos hidrabolt spliset helicoidal o cuadros de madera (recuperación de puentes)
Relleno	Detrítico e hidráulico

Fuente: Elaboración Propia.

PROGRAMA SEMANAL DE PRODUCCION Y AVANCES

ZONA NORTE – ZONA SUR

ZONA NORTE

I. AVANCES

CANCHANYA

- RP692S : Rampa de profundización. Rosa Nv 2000. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- RP2351 : A partir de la RP692, para acceso al eje del Túnel Yuracyacu. Rosa Nv2000.
- CM2440 : Para DDH hacia veta Victoria. Rosa Nv2300
- RP2800 (-) : Profundización V. Rosa Nv 1915. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CX2570 : A partir del CX2800 hacia Sissy. Lou Nv1965. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- RP2239 (+) : Preparación para el TJ2351. Rosa Nv 2190.
- CX2250 : Interceptar veta ROP2. Rosa Nv2190.

CONMICIV

- RP2705 : Profundizar Lourdes. Lourdes Nv1865. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- GL2912 : A partir de la RP2912. Veta Lourdes Split 1. Nv1865.
- CM2953 : En la RP2912, para iniciar chimenea de ventilación. Lourdes Split 1 Nv 1965.
- RP2815 : Continuar la preparación del TJ2795. Lou Nv 1965.
- CX2791 : En la RP2840, cruce de ventilación. Lourdes Nv1965.
- CM2996 : Cámara para Alimak. Lou Nv 1965.
- RP2683 : Preparación TJ2696. Lourdes Nv 1915.
- CH3077 : En el CX3086 para echadero. Lourdes Nv1965.
- BP2724 : Continuar el avance hacia el norte. Milagros Nv1965. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM3497 : En el BP2724. Cámara para chimenea Alimak de ventilación. Milagros Nv1965.
- RP3293 (-) : Rampa de profundización la de V. Milagros Nv 1915. . **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM3271 : En la RP3293 (-), para iniciar chimenea d ventilación. Milagros Nv1915.

SEPROCAL

- CH2734AK : Avance. Alimak en Lourdes NV1915.
- CH2657AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv 1965.
- CH2394AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv1965.
- CH2885AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv1965, para el sistema de bombeo.

CRISTOBAL

- BP5050 : Integración con el CX885. Milagros Centro Nv2430.
- CM4475 : Sub estación eléctrica en el BP5050. Milagros Centro Nv2400.
- CX4485 : A partir del BP5050, para cortar veta. Milagros Centro NV2400.
- CH4255 : Echadero de mineral en la RP4245. Milagros Centro Nv 2400.
- CH4265 : Echadero de desmonte en la RP4245. Milagros Centro Nv 2400.
- CM5080 : Cámara de carguío. Milagros Norte Nv 2430.

- CX885 : Rehabilitación para V. Milagros Norte. Milagros Nv 2430.

II. PRODUCCION

- TJ3294 : Mecanizado. Minado al norte, luego al sur. MIL- Nv1915.
- TJ2366 : Mecanizado. Acceso hacia el ala sur. ROS Nv2300.
- TJ2306 : Convencional. Continuar minado al norte. ROS Nv2300.
- TJ2430 : Convencional. Continuar minado al norte. ROS Nv2000.
- TJ634S : Convencional. Ejecución de chimenea para iniciar el minado.
ROS Nv 2240
- TJ2351 : Convencional. Inicio de corte. ROS Nv 2190.
- TJ2569 : Mecanizado. Minado de nuevo corte en ambas alas. ROS
Nv2090.
- TJ2925 : Convencional. Minado al norte. LOU Nv2250.
- TJ2730 : Convencional. Minado al sur. LOU Nv 1965.
- TJ2795 : Mecanizado. Minado al norte, luego al sur, hacia la GL2815.
LOU Nv1965.
- TJ2960 : Mecanizado. Rebatido y relleno para un nuevo corte. LOU
Nv1965.
- TJ225 : Mecanizado. Minado al norte. LOU SPLIT 1 Nv 2430.
- TJ227 : Minado al norte. LOU SPLIT 1 NV2430.
- TJ2927 : Mecanizado. (CX3086) Paralizado, en espera corte inferior.
LOU Nv1915.

(Ala Norte) Rebatido desde el acceso principal. Seguir recuperando hacia el piso. LOU Nv1915.

(Ala Sur) Culminar el minado hacia el sur. LOU-Nv1915.
- TJ2926 : Mecanizado. Iniciar acceso hacia el norte para minado. LOU
Nv 1915.
- TJ2696 : Mecanizado. Inicio de minado hacia el sur. LOU Nv1915.
- TJ4185 : Mecanizado. Continuar minado al norte luego al sur. MIL
Nv2400.

III. SERVICIOS

- RP2685 : Bombeo y limpieza para retomar el TJ2827 (Nv 2065)
- CX590S : Limpieza y rehabilitación. Rosa Nv 2140

ZONA SUR

I. AVANCES

MVC

- RP850S : Profundizar Candelaria. Candelaria Nv2115. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM1745 : Cámara para SE en RP850. Candelaria Nv2115.
- RP1825BS : Preparación TJ1786.Candelaria Nv2115.
- CM2115 : Cámara para CHAK de ventilación. Candelaria Nv2115.
- CH2103 : A partir de la CM2103 para echadero. Candelaria Nv2165.
- RP2080 : Preparación TJ1995. Candelaria Nv2165.
- BP1835 : Preparación TJ1995. Candelaria Nv2165.
- BP850S : Exploración al sur de Candelaria. Candelaria Nv2265. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM1703 : Rebaje de piso poza de bombeo #3.Candelaria Nv2345.
- RP2267 : Ingresar debajo de la GL2272. Rosa Nv2330.
- RP2412 : Recuperación del TJ2332. Rosa Nv2330.
- RP2130 : Preparación TJ2155. Encanto Nv2280.

SEPROCAL

- CH2095AK : Chimenea de ventilación. Encanto NV2280.

II. PRODUCCIÓN.

- TJ1642 (Convencional) : Continuar minado hacia el sur. Candelaria Nv2345.
- TJ853 (Mecanizado) : Continúa minado al sur. Candelaria Nv2345.
- TJ1995 (Mecanizado) : Minado a ambas alas norte y sur. Candelaria Nv.2165
- TJ537 (Mecanizado) : Inicio de minado al norte. Rosa Sur Nv2350.
- TJ2332 (Mecanizado) : Minado de tensional. Rosa Sur Nv2330.
- TJ2272 (Mecanizado) : Inicio de minado GL2272. Rosa Sur Nv2330.
- TJ597 (Mecanizado) : Minado al norte. Rosa Sur Nv2330.
- TJ2328 (Convencional) : Recuperación al techo. Encanto Nv2330.

III. INFRAESTRUCTURA Y SERVICIOS

CANDELARIA

- BP850S : Desquinche y rehabilitación. Candelaria Nv2265. **LABOR DE PRIORIDAD.**

PROGRAMA DE PRODUCCION SEMANAL: ZONA - NORTE

PROGRAMA PRODUCCION SEMANAL

SEMANA 01 - 07 Octubre 18'

ZONA NORTE - TAJOS

			LUNES				MARTES				MIÉRCOLES				JUEVES				VIERNES				SÁBADO				DOMINGO			
			01		02		03		04		05		06		07		08		09		10		11		12		13		14	
MINA	NIVEL	LABOR	1er	2do	LU	LEY	1er	2do	MA	LEY	1er	2do	MI	LEY	1er	2do	JU	LEY	1er	2do	VI	LEY	1er	2do	SA	LEY	1er	2do	DO	LEY
MILAGROS/TURNO	1915	TJ3294 (SUR)	78	78	156	6.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00	78	78	156	6.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00
TOTAL CANDELARIA			78	78	156	6.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00	78	78	156	6.00	78	78	156	3.00	78	78	156	3.00
TOTAL ROSA			47	47	94	5.15	47	47	94	5.65	142	142	284	5.62	221	221	442	6.23	201	201	402	6.59	200	200	400	6.84	200	200	400	5.79
TOTAL LURDES			437	437	874	10.69	536	536	1,072	9.35	491	491	982	10.75	437	437	874	12.40	406	406	812	9.56	385	385	770	6.01	344	344	688	6.28
TOTAL MILAGROS			62	62	124	3.00	62	62	124	5.00	62	62	124	3.00	62	62	124	8.00	62	62	124	8.00	62	62	124	8.00	62	62	124	8.00
TOTAL TAJOS ZONA NORTE			624	624	1248	8.92	723	723	1446	8.05	773	773	1546	8.40	798	798	1596	9.43	747	747	1494	8.26	725	725	1450	6.09	684	684	1368	5.92
Meta sem			6,623	946	-	-2.49	34.95	4.99																						

TMH/SEM.	TMH/DIA	LEY DIL	FINOS Kg	DIF.FINOS
1,909	273	7.58	14,462	-10,250
1,171	167	11.45	13,413	-349
1,171	167	11.45	13,413	44,061
445	64	9.41	4,190	1,142
3,525	504	9.10	32.07	4.58
6,623	946	-2.49	34.95	4.99

ZONA NORTE - TAJOS + APORTES

			LUNES				MARTES				MIÉRCOLES				JUEVES				VIERNES				SÁBADO				DOMINGO			
			01		02		03		04		05		06		07		08		09		10		11		12		13		14	
MINA	NIVEL	LABOR	1er	2do	LU	LEY	1er	2do	MA	LEY	1er	2do	MI	LEY	1er	2do	JU	LEY	1er	2do	VI	LEY	1er	2do	SA	LEY	1er	2do	DO	LEY
TOTAL TAJO + APORTES			624	624	1248	8.92	723	723	1446	8.05	773	773	1546	8.40	798	798	1596	9.43	747	747	1494	8.26	725	725	1450	6.09	684	684	1368	5.92
Meta sem			11,134	11,643	12,988	15,050	12,343	8,824	8,100																					

TMH/SEM.	TMH/DIA	LEY DIL	FINOS Kg	FINOS Kg/dia
10,148	1,450	6.60	67.02	9.6
10,148	1,450	7.89	67.02	9.6
3,525	504	9.10	32.07	4.6
6,623	946	-	1.21	34.95

BAJA LEY	BL
LIMP. FINOS	YL
R. H. / DETR	RH
CAMBIO PISO	CP
PRODUCCION	PR
DANDO ACCESO A LABOR	ACC
SIN PERSONAL	S/P
ESPERA DE RELLENO HID	ERH

FUENTE: ELABORACION PROPIA

PROGRAMA DE PRODUCCION SEMANAL: ZONA - SUR

PROGRAMA PRODUCCIÓN SEMANAL

SEMANA 01 - 07 Octubre 18'

ZONA SUR - TAJOS

					LUNES			MARTES			MIÉRCOLES			JUEVES			VIERNES			SÁBADO			DOMINGO													
					01			02			03			04			05			06			07													
					1er	2do	LU	LEY	1er	2do	MA	LEY	1er	2do	MI	LEY	1er	2do	JU	LEY	1er	2do	VI	LEY	1er	2do	SA	LEY	1er	2do	DO	LEY				
MINA	NIVEL	LABOR	MÉTODO	CONTRATA																																
CANDELARIA	2345	TJ1642	CONV	MVC	24	24	48	8.00	24	24	48	7.00	24	24	48	7.50	24	24	48	6.00	24	24	48	7.50	24	24	48	8.00	24	24	48	7.00				
AFRODITA	2345	TJ853S	MEC	MVC	53	53	107	4.00	53	53	107	5.00	53	53	107	4.50	53	53	107	5.50	53	53	107	3.00	53	53	107	3.00	53	53	107	4.50				
CANDELARIA	2165	TJ1995	MEC	MVC																																
CANDELARIA/TURNO					77	98	176	5.81	77	98	176	6.02	77	98	176	5.74	77	98	176	5.99	77	97	174	4.79	77	97	174	4.82	77	97	174	5.52				
TOTAL CANDELARIA					176			5.81	176			6.02	176			5.74	176			5.99	174			4.79	174			4.82	174			5.52				
								Meta :																												
ROSA SUR	2350	TJ537	MEC	MVC	SOST	SOST			19	19	38	6.50	19	19	38	6.00	19	19	38	5.50	19	19	38	6.00	19	19	38	6.50	19	19	38	7.00				
	2330	TJ2332	MEC	MVC	33	33	67	3.00	33	33	67	3.00	RD	RD			RH	RH			REB	REB			33	33	67	8.00	33	33	67	7.00				
	2280	TJ2272	CONV	MVC	LOZA	LOZA							RD	RD			REB	REB			0	0		5.00	0	0		8.00	0	0		12.00				
	2350	TJ597	MEC	MVC	17	17	35	5.00	17	17	35	4.00	PREP	PREP			17	17			17	17	35	3.00	17	17	35	3.00	17	17	35	5.00				
ROSA SUR/TURNO					51	51	102	3.68	70	70	140	4.21	19	19	38	6.00	36	36	38	5.50	37	37	73	4.58	70	70	140	6.35	70	70	140	6.50				
TOTAL ROSA SUR					102			3.68	140			4.21	38			6.00	38			5.50	73			4.58	140			6.35	140			6.50				
								Meta :																												
ENCANTO /TURNO	2280	TJ2328	CONV	MVC	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00	-	25	25	6.00				
TOTAL ENCANTO					25			6.00	25			6.00	25			6.00	25			6.00	25			6.00	25			6.00	25			6.00				
								Meta :																												
TOTAL TAJOS ZONA SUR					128	174	302	5.11	147	193	340	5.27	97	142	239	5.81	114	159	273	5.18	114	158	272	4.84	147	191	339	5.54	147	191	339	5.96				
					302			5.11	340			5.27	239			5.81	273			5.18	272			4.84	339			5.54	339			5.96				
								Meta sem																												
								Dif-tajos																												
					445	64	9.41																													
					2,103	300	5.40																													
					2,103	300	5.40																													
					3,525	504	9.10																													
					1,422	203	-3.70																													

TMH/SEM.	TMH/DIA	LEY DIL	FINOS Kg	DIF.FINOS
141	20	8.31		
337	48	7.29		
748	107	4.21		
1226	175	5.53		
1226	175	5.53		
1,909	273	7.58	6,777	-7,686
231	33	6.25		
267	38	5.25		
0	0			
208	30	3.34		
706	101	5.02		
672	96	5.27		
1,171	167	11.45	13,413	-9,873
172	25	6.00		
172	25	6.00		
172	25	6.00		
445	64	9.41	4,190	-3,158
2,103	300	5.40		
2,103	300	5.40		
3,525	504	9.10	32,07	4.58
1,422	203	-3.70	-20.72	-2.96

ZONA SUR - TAJOS + APORTE

					LUNES			MARTES			MIÉRCOLES			JUEVES			VIERNES			SÁBADO			DOMINGO																							
					01			02			03			04			05			06			07																							
					1er	2do	LU	LEY	1er	2do	MA	LEY	1er	2do	MI	LEY	1er	2do	JU	LEY	1er	2do	VI	LEY	1er	2do	SA	LEY	1er	2do	DO	LEY														
TOTAL TAJO + APORTES					128	174	302	5.11	147	193	340	5.27	97	142	239	5.81	114	159	273	5.18	114	158	272	4.84	147	191	339	5.54	147	191	339	5.96														
					302			5.11	340			5.27	239			5.81	273			5.18	272			4.84	339			5.54	339			5.96														
								1,542						1,795						1,386						1,412						1,317						1,876						2,019		

TMH/SEM.	TMH/DIA	LEY DIL	FINOS Kg	FINOS Kg/día
2,103	300	5.40		
2,103	300	5.40	11.35	1.62

TMH/SEM.	TMH/DIA	LEY DIL	FINOS Kg	DIF.FINOS
3,525	504	9.10	32.07	4.6
1,422	203	-3.70	-20.72	2.96

BAJA LEY	BL
LIMP. FINOS	
R. H. / DETR	RH
CAMBIO PISO	CP
PRODUCCION	
DANDO ACCESO	ACC
SIN PERSONAL	S/P
ESPERA DE REL	ERH

FUENTE: ELABORACION PROPIA

4.2. PERFORACION

La perforación es la operación minera unitaria de mayor incidencia dentro de la minería en donde se tiene que realizar taladros en el macizo rocoso de un frente de una labor sea esta en 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.

La finalidad de la perforación es realizar excavaciones donde se pueda alojar la carga explosiva a usarse en la voladura, pero también se realizan perforaciones de alivio que ayudara en la mejora de la voladura, creando caras libres necesarias para la fracturación de la roca.

La perforación se realiza con equipos neumáticos, como son el caso de las perforadoras tipo JACK LEG marca Toyo (marca japonesa), Atlas Copco (sondeos), que se usa en Consorcio Minero Horizonte, ya que por su versatilidad y facilidad de adaptarse a cualquier tipo de terreno y en situaciones poco cómodas es muy requerida y puede ser usada en forma que realice taladros horizontales e inclinados ya que el macizo rocoso es de dureza variable. Esta máquina se adecua en roca dura y roca suave, es apropiado para el lavado del taladro en rocas suaves, esto principalmente para que la perforación resulte eficaz, y poder mantener el fondo del taladro constantemente limpio, usa barras cónicas de 2', 4', 6' y 8' de longitud con brocas de diámetros de 38 mm y 40 mm.

Figura 4.1. Perforación convencional jackleg



Fuente: <http://elementos-de-mineria.blogspot.pe>

Actualmente también se están usando perforación mecanizada como es el caso de los Jumbos de un brazo.

La operación minera unitaria de voladura de rocas no es más que el proceso de alteración y desplazamiento del macizo rocoso produciendo el movimiento y fragmentación de la roca con respecto a su estado inicial de reposo a un estado final de material fracturado y apilado.

En otras palabras el fracturamiento y apilamiento (efectos) del macizo rocoso (medio) vienen a ser los procesos resultantes de la detonación de las mezclas explosivas comerciales (acción) que son cargadas en los taladros los que son perforados de acuerdo a las mallas de perforación establecidas.

Por otro lado, se está de acuerdo en que las operaciones mineras unitarias tienen una influencia predominante en lo relacionado al ciclo de minado; porque del resultado de estas dependerán la producción y la productividad y por ende los costos en US\$/TM de las subsiguientes operaciones mineras unitarias.

Los factores que tienen influencia determinante en los resultados de un disparo son tres: La calidad del macizo rocoso, el explosivo y la geometría del disparo. Se realiza un seguimiento de perforación y voladura en las diferentes labores de la Mina recolectando los datos de campo y realizando sus respectivos cálculos.

4.2.1. PERFORACIÓN CON JUMBO.

Para la perforación de tajos, rampas, cx, by pass, se utiliza jumbos en caso sean sección de gran dimensión, de no ser así se utiliza maquina chica (Jack leg).

BARRENOS

- | | |
|----------|---|
| Jumbo | : Barrenos de 10, 12 o 14 pies de longitud. |
| Jack leg | : Barrenos de 4, 6 y 8 pies de longitud. |

Diámetros
Rimado : 102 mm
Producción : 45mm

Figura 4.2. - Perforación Mecanizada con Jumbo Sandvik DD311



Fuente: Propia

NUMERO DE TALADROS POR FRENTE.

$$NT = \frac{P}{E_p} + (cxS)$$

Donde:

NT: Numero de taladros necesarios del frente.

P: Perímetro de la sección (m)

Ep: Distancia entre taladros (Espaciamiento) de la circunferencia o periféricos

S: Sección del túnel, galerías, chimeneas (m²)

C: Coeficiente o factor de roca, usualmente toma los valores.

Tabla 19:
Parámetros "C" y "Ep" Según el tipo de Roca.

Parámetros	Tipo de roca		
	Dura	Intermedia	Suave
Constante de roca (c)	2	1.5	1
Distancia entre taladros (Ep)	0.50 - 0.55	0.60 - 0.65	0.70 - 0.75

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 20:
Número de Taladros Según el Tipo de Roca.

Labor	Sección (m ²)	Perímetro (m)	Numero de taladros (Tipo de roca)		
			Dura	Intermedia	Suave
GL 1538	38.448	24.8	127	99	74
CX 1446	12.321	14.04	53	42	32
TJ 1686	9.216	12.14	43	34	27

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 21:
Estimación de la Longitud de los Taladros con la Sección de la Labor.

Estimación de la Long. De los Taladros con la sección de labor			
Labor	Sección (m ²)	Factor	Long. De taladro (m)
GL 1538 (Candelaria)	38.448	2	3.10
CX 1446 (Candelaria)	12.321	2	1.76
TJ 1686 (Candelaria)	9.216	2	1.52

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 22:
Eficiencia de Perforacion de Jumbo y Jack Leg.

Equipo	Labor	Barreno (pies)	Real (pies)	Barreno (m)	Real (m)	Eficiencia (%)
Jumbo	GL 1538	12	10.5	3.7	3.2	87.50%
Jumbo	CX 1446	10	8.5	3	2.59	85.00%
Jack leg	TJ 1686	8	7.5	2.4	2.29	93.75%
Jack leg	CX 1793	8	7.8	2.4	2.38	97.50%
Eff. Promedio Jumbo				86.25%		
Eff. Promedio Jack Leg.				95.63%		

Fuente: Elaboracion propia.

Tabla 23:
Tiempo De Perforación Por Taladro.

TIEMPO DE PERFORACION DE LOS TALADROS ($\phi=45$ mm, L = 12 pies)									
Labor	Roca	Equipo	Perforación		Demora		Total	Prom./Tal	Prom./Tal
			Min	Seg.	Min	Seg.	Min	Min	Hora
Candelaria	Mala B	Jumbo 19	1	55	0	38	2.55	2.56	0.043
			1	53	0	30	2.38		
			2	10	0	37	2.78		
			2	3	0	47	2.83		
			1	53	0	34	2.45		
			1	45	0	38	2.38		
Milagros	Regular	Jumbo 18	2	15	0	14	2.48	2.47	0.041
			2	2	0	23	2.42		
			2	3	0	22	2.42		
			2	7	0	25	2.53		
			2	11	0	18	2.48		
PROMEDIO								2.51	0.042

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 24:
Tiempo De Perforación Del Frente.

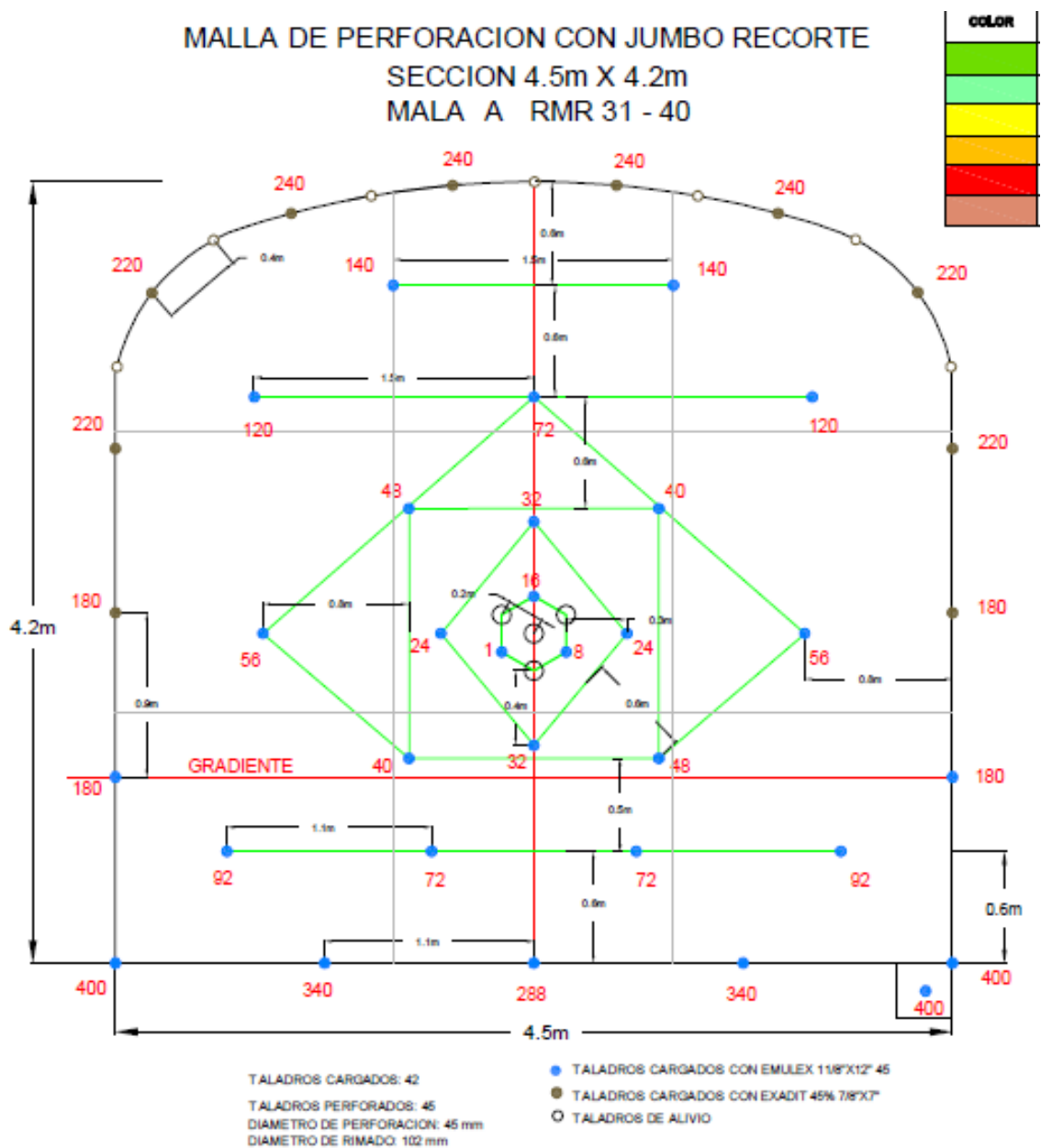
Labor	Numero Tal.	Tiempo Prom./Tal (Min)	Tiempo (Min)	Tiempo (Hr)
GL 1538	60	2.51	151	2.51
CX 1446	45	2.51	113	1.88
TJ 1686	30	2.51	75	1.26

Fuente: Elaboración propia.

MALLA DE PERFORACIÓN PARA LABORES DE AVANCE: DISEÑO BÁSICO.

Consiste en un esquema de distribución de los taladros en el frente de la labor, que serán necesarios para lograr una voladura eficiente. El trazo o diagrama de distribución de taladros y la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas de acuerdo a la naturaleza de la roca, la sección de la labor y las características del equipo a emplear.

Grafico 4.3 – Estándar de Especificación Técnica de Perforación y Voladura



Fuente: Planeamiento CMH SA.

SITUACION ACTUAL DE PERFORACION Y VOLADURA EN LABORES DE EXPLOTACION

A) CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

La longitud de la veta es 80m en unidad de producción Zona Candelaria con ancho de veta de 3.5m en promedio, la distancia de nivel a nivel 50m, el acceso a la veta se realiza mediante rampa basculante, la explotación del yacimiento se realiza desde el nivel inferior, el tajeo (TJ 1995) tiene una sección de 3.0m x 4.0m.

B) PERFORACIÓN ACTUAL EN LABORES DE EXPLOTACIÓN

La malla de perforación actual en labores de explotación tajeo (TJ 1995), es realizada según la experiencia del trabajador, el tajo en estudio tiene como mineral representativa la pirita. Las vetas auríferas contienen cuarzo-sulfuro, emplazadas en el intrusivo granítico, siguen en general el rumbo del macizo del batolito de pataz, tienen límites de caja piso y techo como contactos bien definidos. El equipo utilizado para la perforación "Jumbo Quasar" de un brazo, con una barra de 12pies, diámetro de 45mm, 37 taladros por disparo, la disposición del número de taladros es de acuerdo a la sección(3.0m x 4.0 m) de la labor. La perforación en tajo es de tipo breasting, con dirección horizontal donde la cara libre se ubica en la parte inferior de la malla de perforación en breasting.

C) INFORMACIÓN GENERAL DE PERFORACIÓN

- Equipo de perforación : jumbo quasar de un brazo.
- Número de perforadora : 1
- Labor :TJ 1995
- Peso específico de mineral : 2.8 TM/m³
- Longitud barreno : 12pies
- Diámetro taladro : 45mm
- Número de taladros/disparo: 37tal/disp.

D) RENDIMIENTOS DE PERFORADORA JUMBO SANDVIK MODELO DD210 (01 BRAZO)

- a) *(Long.barra)* = 12 *pies*
 - b) Tiempo promedio por taladro para 8 pies : 1.38min/taladro
 - c) *Eficiencia de perforacion de jumbo* : 95%
 - d) *Long.Perforacion* = 8 *pies*
 - e) $L_{tal} = 8pies \times 0.95 \times \frac{0.3048m}{pie} = 2.32m$
 - f) Cambio de posición del equipo : 0.62min/taladro
 - g) Sub total del tiempo empleado : 2.00min/taladro
 - h) Tiempo de perforación en todo el frente :
 $2.00 \text{ min/taladros} \times 37 \text{ tal/frente} = 74 \text{ min/frente}$
 - i) factor de seguridad y otros imprevistos : 20%
 - j) Tiempo de perforación del tajo corregido:
 $74 \text{ min/frente} + 74 \text{ min/frente} (20\%) = 88.80 \text{ min/frente}$
 - k) Instalación del equipo :10min
 - l) Desconexión de la máquina perforadora :10min
- TOTAL =.108.8 min/frente

Tiempo total de perforación: 1Hr 48min 48seg para 37 taladros.

MALLA DE PERFORACIÓN ACTUAL EN LABORES DE EXPLOTACIÓN

El trabajador aplica su experiencia para el diseño de la malla de perforación sin tomar en cuenta las clasificaciones geomecánicas del macizo rocoso, el tajeo (TJ 1995) se ubica en la Zona Sur Candelaria.

VOLADURA ACTUAL EN LABORES DE EXPLOTACIÓN

La voladura actual en labores explotación se utilizan los explosivos semexsa 45%(1-1/8" *12") y exsablok (1 -1/8" * 8"). El carguío de los explosivos depende de cada elemento de la malla de perforación, se utilizan como accesorios de voladura:

- Detonador no eléctrico (exsanel 4.8m)
- Mecha de seguridad (carmex)
- Mecha rápida (ignitacord)

- Cordón detonante.

El número de cartuchos utilizados para el carguío es menor a comparación de labores de avance ya que el frente a disparar tiene dos caras libres.

DISTRIBUCIÓN ACTUAL DE CARGA EXPLOSIVA PARA LABOR DE EXPLOTACIÓN

Datos para tajeo 1995

- Labor : TJ 1995
- Sección : 3.00m x 4.00m.
- Peso específico del mineral : 2.8TM/m³
- Numero de taladros perforados : 37 taladro/disparo.
- Taladros cargados : 37taladro/disparo.
- Explosivos:

El explosivo semexsa 45% se emplea para realizar los cebos, seguidamente se realiza el carguío en el resto de la longitud del taladro con semexsa 45% y exsablock(1-1/8"*8").

- Semexsa 45% (1- 1/8" *12") : 107 cartuchos /disparo
- Exsablock (1 -1/8" * 8") : 119 cartuchos /disparo
- Peso semexsa 1 1/8" *12" (45%) : 0.205kg/cartucho
- Peso exsablock (1 1/8" * 8") : 0.125kg/cartucho

Tabla 25:
Distribución de Carga Explosiva.

Descripción	N° taladros	Taladro cargado	Long. Taladro (m)	CARTUCHOS/TALADRO		TOTAL CARTUCHOS		Carga explosiva (Kg)/Disp.
				Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1 -1/8" * 8"	Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1- 1/8" * 8"	
Producción	14	14	2.32	4	3	56	42	16.73
Cuadradores	8	8	2.32	3	4	24	32	8.92
Corona	11	11	2.32	1	3	11	33	6.38
Arrastre	4	4	2.32	4	3	16	12	4.78
Total	37	37				107	119	36.81

Fuente: Elaboración propia

**Kg.Explosivo /disparo = (Nro cart. Semexsa 1-1/8" *12" 45% x kg/cart.45%)
+ (Nro cart Exsablock 1-1/8" * 8" x Kg/cart Exsablock 1-1/8" * 8")**

*Producción=56 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 42cart/disp. X 0.125kg/cart
= 16.73kg/disp.*

*Cuadradores = 24cart/disp. X 0.205kg/cartucho +32 cart/disp X 0.125kg/cart
= 8.92kg/disp.*

*Corona = 11 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 33cart/disp. X 0.125kg/cart
= 6.38 kg/disp.*

*Arrastre = 16 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 12 cart/disp. X 0.125kg/cart
= 4.78 kg/disp.*

*Kg. Explosivo/disp.= 107 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 119 cart/disp. X
0.125kg/cart
= 36.81 kg/disp.*

TONELADAS METRICAS/DISPARO

- Longitud de barra : 12 pies
- Long. perforacion del operador : 8 pies
- Eficiencia de perforación : 95%
- Eficiencia por disparo : 97%
- Longitud de taladro : 2.32m
- Avance real o avance efectivo por disparo
97% x 2.32 m/taladro = 2.25 m/disparo
- Volumen Roto(m³)
V = S (m²) x avance efectivo (m)
V=12m² x 2.25m/ disparo
V = 27 m³/ disparo
- Sobre rotura o dilución **6%**

$$27 \text{ m}^3/\text{disparo} + 27 \text{ m}^3/\text{disparo} \times 0.06 = 28.62 \text{ m}^3/\text{disparo}.$$

- Toneladas por disparo (TM/disparo):

$$\text{TM/disparo} = 28.62 \text{ m}^3/\text{disparo} \times 2.80 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM/disparo} = 80.12 \text{ TM/disparo}$$

- Factor de potencia (Fp):

$$Fp = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disp)}}{\text{Toneladas rotas(TM/disp)}}$$

$$Fp = \frac{36.81 \text{ kg/disp}}{80.12 \text{ TM/disp}}$$

$$Fp = 0.46 \text{ kg/TM}$$

- Factor de carga (Fc):

$$Fc = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{Volumen rota(m}^3/\text{disparo)}}$$

$$Fc = \frac{36.81 \text{ kg/disparo}}{27 \text{ m}^3/\text{disparo}}$$

$$Fc = 1.36 \text{ kg/m}^3$$

- Factor de carga lineal:

$$Fcl = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{avance efectivo(m/disparo)}}$$

$$Fcl = \frac{36.81 \text{ kg/disparo}}{2.25 \text{ m/disparo}}$$

$$Fcl = 16.36 \text{ kg}$$

DISTRIBUCIÓN Y DENOMINACIÓN DE TALADROS:

Arranque o cueles: son los taladros centrales que se disparan primero para formar la cavidad inicial o cara libre. Por lo general se cargan con una cantidad mayor de explosivos, de 1.3 a 1.5 veces más que el resto.

Ayudas: son los que rodean a los de arranque y forman la salida hacia la cavidad inicial, se disparan inmediatamente después de los arranques. De acuerdo a la dimensión del frente varia su número y distribución comprendiendo a las:

Primeras ayudas o contra cueles.

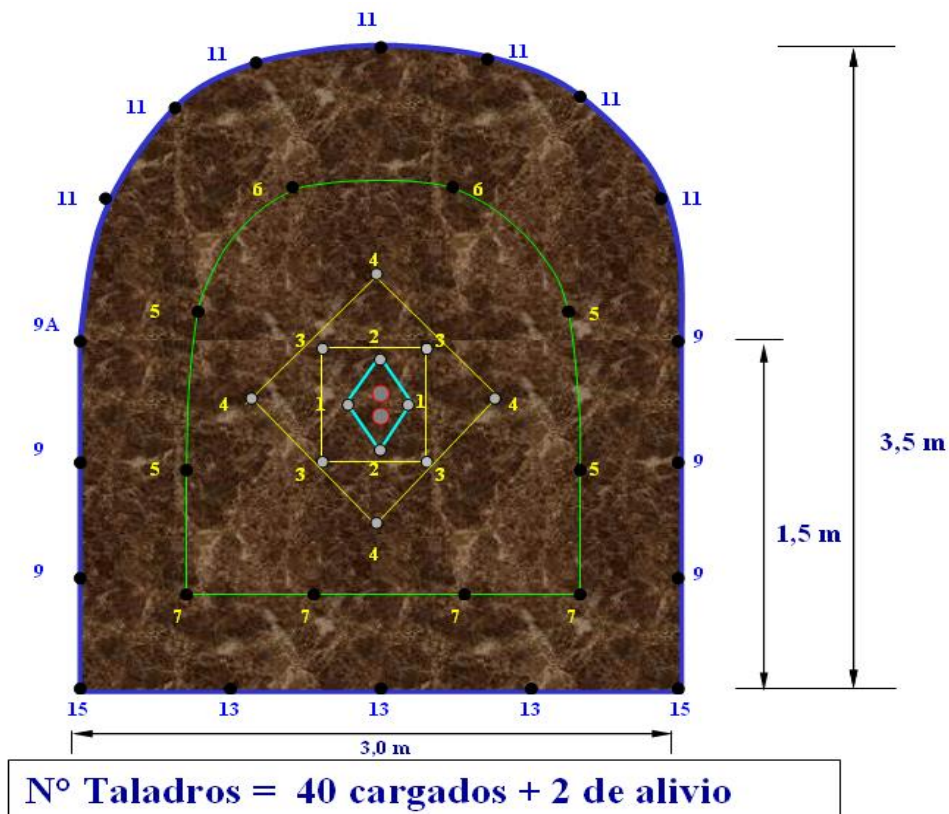
Segundas y terceras ayudas (de destrozo), salen en segundo término.

Cuadradores: son los taladros laterales (hastiales), que formaran las cajas de la labor.

Alzas o techos: son los que forman los techos o bóvedas del túnel, también se les denomina taladros de la corona.

Arrastres o pisos: son los que corresponden al piso del túnel o galería, se disparan al final de toda la ronda.

Grafico 4.3 –Especificación Técnica de Perforación.

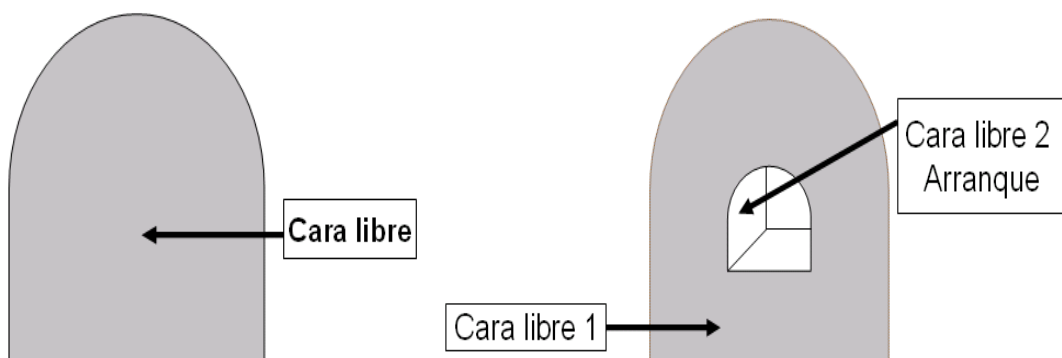


DESCRIPCIÓN DE LA MALLA:

- ARRASTRES : TALADROS 1, 2.
- PRIMERAS AYUDAS : TALADROS 3.
- SEGUNDAS AYUDAS : TALADROS 4.
- TERCERAS AYUDAS : TALADROS 5, 6, 7.
- CUADRADORES : TALADROS 9.
- ALZAS : TALADROS 11.
- ARRASTRES : TALADROS 13.
- ALIVIO : TALADROS QUE SE DEJAN SIN CARGA DE EXPLOSIVOS, SON POR LO GENERAL LOS TALADROS CENTRALES DEL ARRANQUE.

Cara libre: es el frente o los lados que se quiere volar, es decir son los planos de rotura para donde la roca será fracturada y desplazada por la voladura. Toda labor inicialmente tiene una sola cara libre que viene hacer el frente mismo, para lograr una voladura eficiente se tiene que hacer una segunda cara libre, a través de un arranque.

Grafico 4.4 – Caras libres 01 y 02



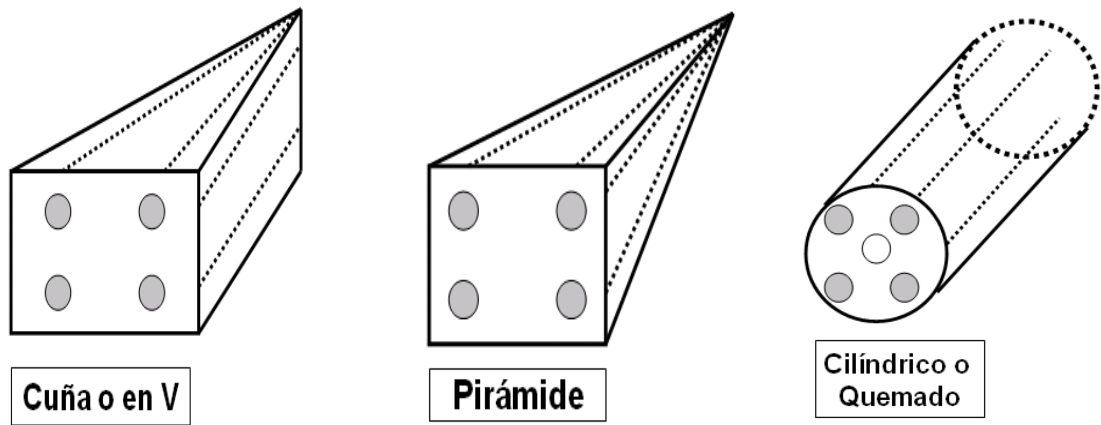
Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

Arranque: corresponde a las formas de efectuar el primer disparo para abrir o crear una segunda cara libre, facilita el proceso de rotura en la voladura. Existen diferentes tipos de arranques, entre los más importantes figuran:

Arranque en diagonal: corte en pirámide, corte en cuña.

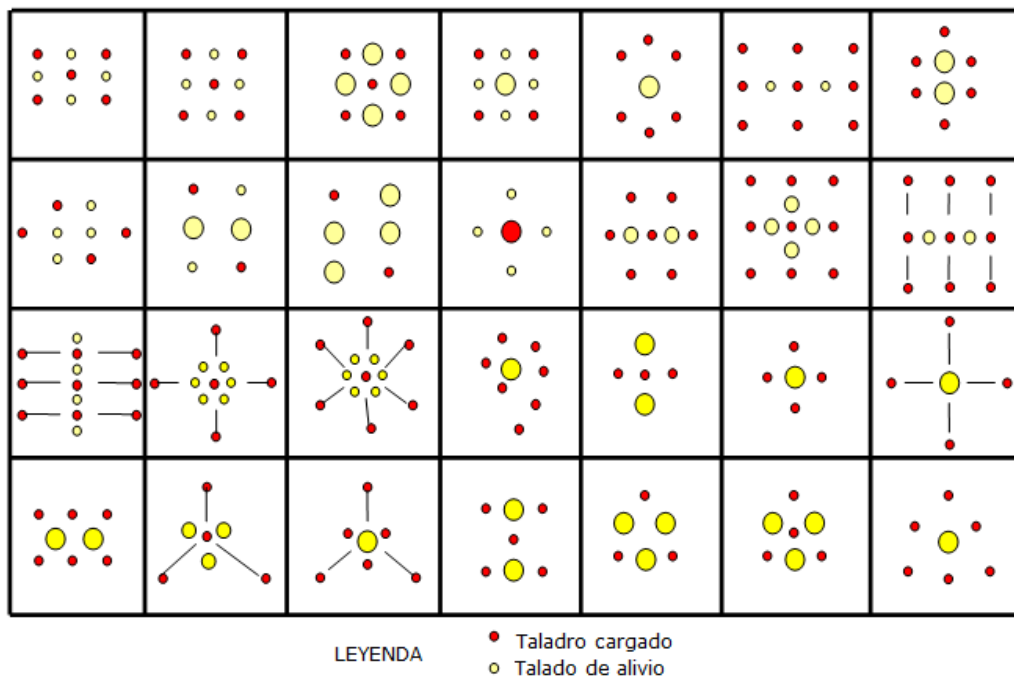
Arranque en paralelo: corte quemado o cilíndrico.

Grafico 4.5 – Caras libres 01 y 02



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

Grafico 4.6 – Trazos de Arranques Con Jumbo



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

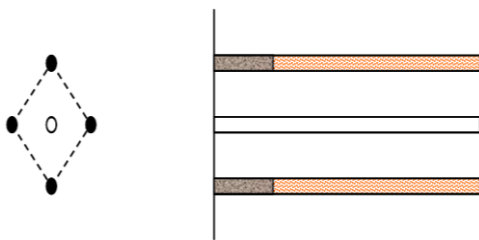
CONDICIONES PARA OBTENER UNA BUENA PERFORACIÓN

- Simetría de los taladros (malla de perforación).
- Paralelismo de los taladros.

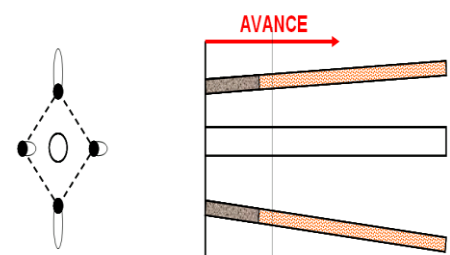
ERRORES DE LA PERFORACIÓN

Grafico 4.7 –Errores de la Perforación.

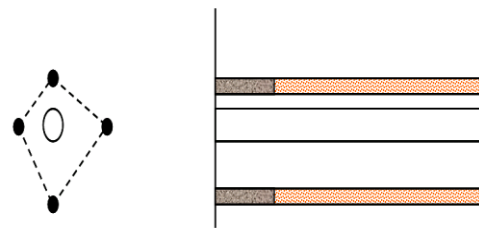
HUECO DE ALIVIO DE DIÁMETRO MUY PEQUEÑO



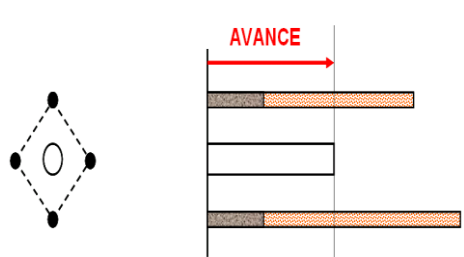
DESVIACIONES EN EL PARALELISMO



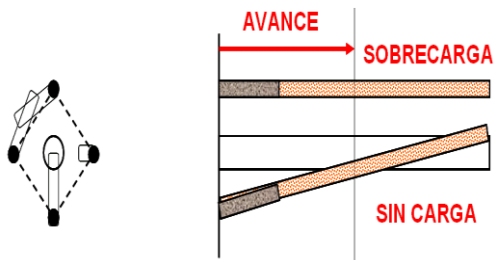
ESPACIAMIENTOS IRREGULARES ENTRE TALADROS



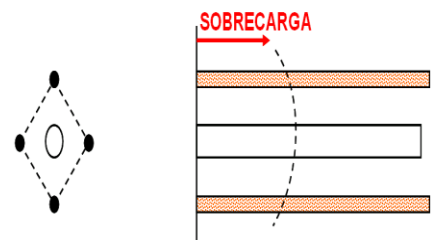
IRREGULAR LONGITUD DE LOS TALADROS



INTERSECCIÓN ENTRE TALADROS



SOBRECARGA (EXCESIVA DENSIDAD DE CARGA)



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.2.2. ACCESORIOS DE PERFORACIÓN

Son complementos de la perforadora para el proceso de perforación. Entre estos figuran:

Brocas: Son herramientas cortantes, generalmente de acero altamente resistente al impacto, reforzados en sus filos con insertos o botones de muy duro (carburo de tungsteno).

Barras: Son varillas o tubos de acero acoplables que transmiten el impacto el golpe de la percusión a la broca, ubicada en uno de sus extremos, pueden ser tubulares, hexagonales, etc.

Barreno: El barreno es una varilla de acero que tiene por objeto transmitir el golpe de la máquina al terreno donde se realiza la perforación, produciéndose el taladrado del mismo, debido a que el extremo del barreno está provisto de uno o más filos cortantes de mayor dureza que la roca este puede ser:

- Integral, cuando la broca forma parte de la barra, es decir consta de una pastilla de metal duro soldada en una ranura en el extremo recalcado de la barra de acero.
- Acoplables, cuando las brocas son descartables es decir entran a presión al extremo de la barra cónica. (SA., 2010)

4.3. VOLADURA

La perforación y la voladura forman un conjunto. El taladro perforado correctamente no nos servirá de nada si al momento de cargarla este se efectúa con explosivos de potencia y cantidades equivocadas. Lo mismo ocurre cuando la carga del explosivo es adecuada pero el taladro en su profundidad y paralelismo no es el correcto.

Los explosivos comerciales son mezclas conteniendo nitrato de amonio y/o nitroglicerina como el principal ingrediente explosivo. Se clasifican en Dinamitas, Gelatinas y Agentes Explosivos. Las dinamitas pueden ser regulares (basadas en nitroglicerina) o amoniacaes (basadas en nitrato de amonio).

Los explosivos gelatinosos son dinamitas regulares o amoniacaes que han sido gelificadas mediante la aplicación de nitrocelulosa para que adquiera una textura gomosa y darle mayor resistencia a la acción del agua. Ejemplos la gelatina regular, gelatina amoniacaal, semigelatinas etc.

Los agentes explosivos se dividen en secos (ANFOs), emulsiones y Slurries. Algunos agentes son sensibilizados con TNT.

Las variables que afectan la voladura son:

*Tabla 26:
Variables que afectan la Voladura.*

PERFORACION	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Diámetro de taladro ▪ Longitud de taladro ▪ Malla de perforación ▪ Radio espacio/Burden ▪ Angularidad y/o paralelismo ▪ Sobre perforación ▪ Longitud de taco
CARGA Y ENCENDIDO	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Tipo de explosivo ▪ Propiedades ▪ Energía disponible ▪ Método de carga y cebado ▪ Acoplamiento taladro/explosivo ▪ Longitud de columna explosiva ▪ Factor de carga kg/m³

Fuente: <http://es.slideshare.net/>

4.3.1. EXPLOSIVOS

Los explosivos son mezclas de sustancias químicas que frente a un estímulo externo (un detonador) tienen la capacidad de reaccionar muy violentamente creando una onda de choque que tritura la roca. También se generan gases que actúan con una gran presión sobre las paredes del taladro ayudando a la rotura y al desplazamiento de los fragmentos de roca.

4.3.1.1. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS:

Los explosivos tienen diversas clasificaciones, dependiendo de sus características. Una de las importantes es la determinada por su función.

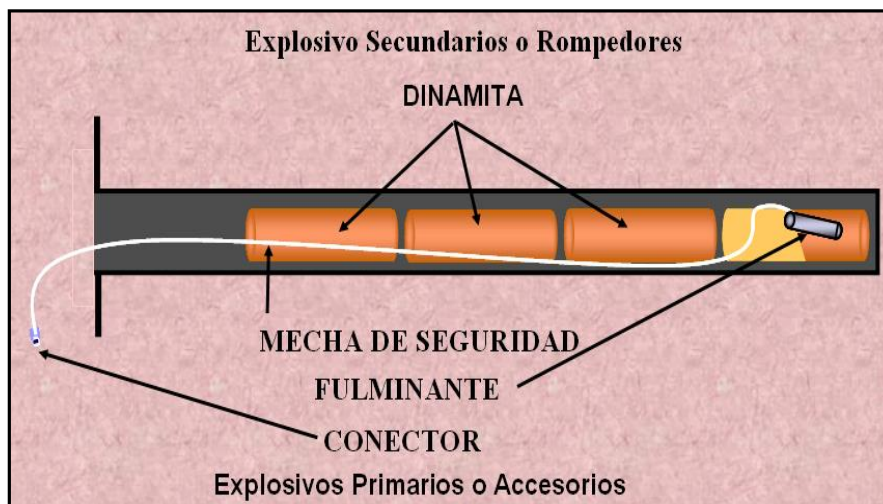
A) Explosivos primarios o iniciadores: Muy sensibles y violentos, se usan en pequeñas cantidades como cargas en los accesorios de voladura como fulminantes, conectores, mechas; se emplean para iniciar o detonar a los explosivos secundarios.

Ejemplo: pentrita y azida de plomo.

B) Explosivos secundarios o rompedores: Menos sensibles, con fuerte efecto de impacto y generación de gases y alta simpatía. Se emplean como carga de los taladros, son los que efectúan el rompimiento y fracturamiento de las rocas.

Ejemplo: dinamita, emulsiones, ANFO.

Grafico 4.8 – Explosivos Primarios y Secundarios.



Fuente: Manual de Apoyo a la Formación y Entrenamiento Chile.

4.3.2. ACCESORIOS DE VOLADURA

Son una serie de dispositivos que se emplean en voladuras con la finalidad de iniciar, propagar o retardar la detonación de las cargas explosivas rompedoras de la roca.

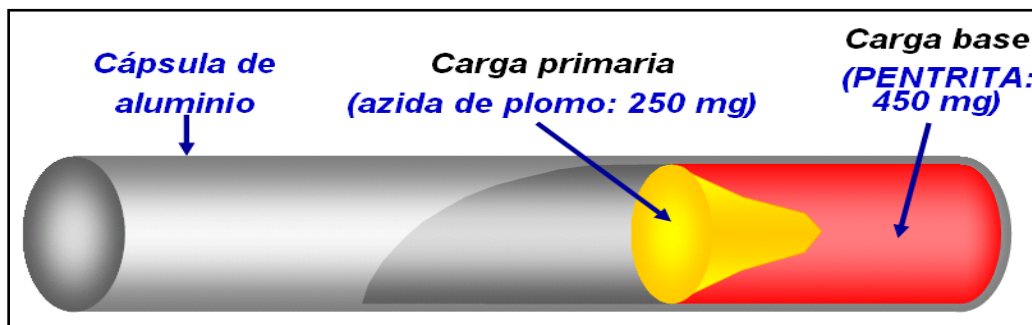
Son las siguientes:

4.3.2.1. Fulminante o detonador:

Es una cápsula cilíndrica de aluminio que contiene una carga sensible (pentrita, azida de plomo) que estalla instantáneamente con la llama transmitida por la guía o mecha de seguridad.

Se emplea para iniciar y hacer detonar a la dinamita y otros altos explosivos.

Grafico 4.9 –Fulminante o Detonador

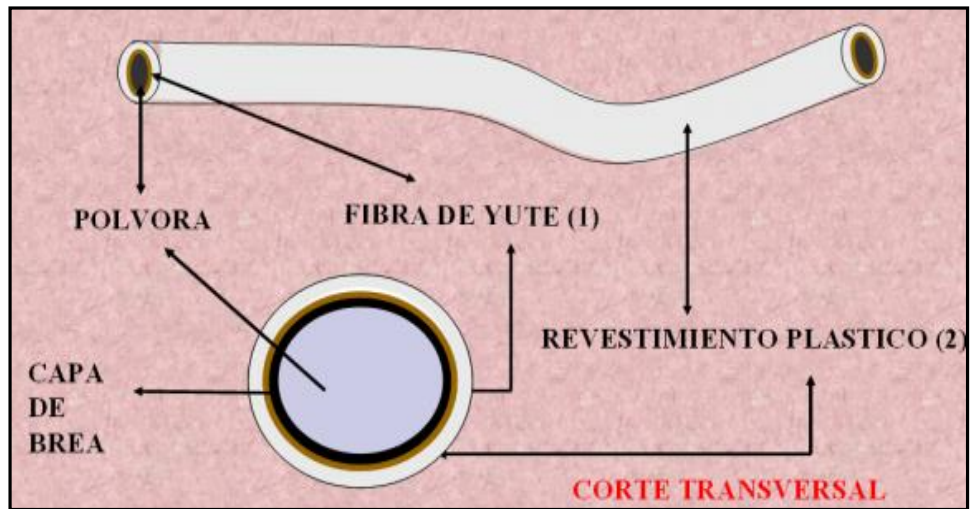


Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.2.2. Mecha de lenta:

También llamada mecha de seguridad. Es un cordón flexible compuesto por un núcleo de pólvora negra recubierto por fibras de algodón, brea y un forro de plástico. Transmite una llama al fulminante simple para hacerlo detonar.

Grafico 4.10 –Mecha Lenta.

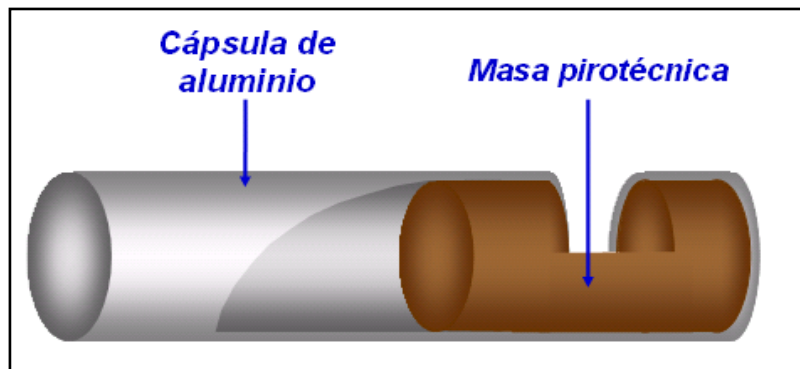


Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.2.3. Conector de Ignición:

Es un casquillo de aluminio con un ojal o corte lateral, que tiene una masa pirotécnica que recibe la llama de la mecha rápida y la transmite a la guía de seguridad, generando su encendido.

Grafico 4.11 –Conector de ignicion.

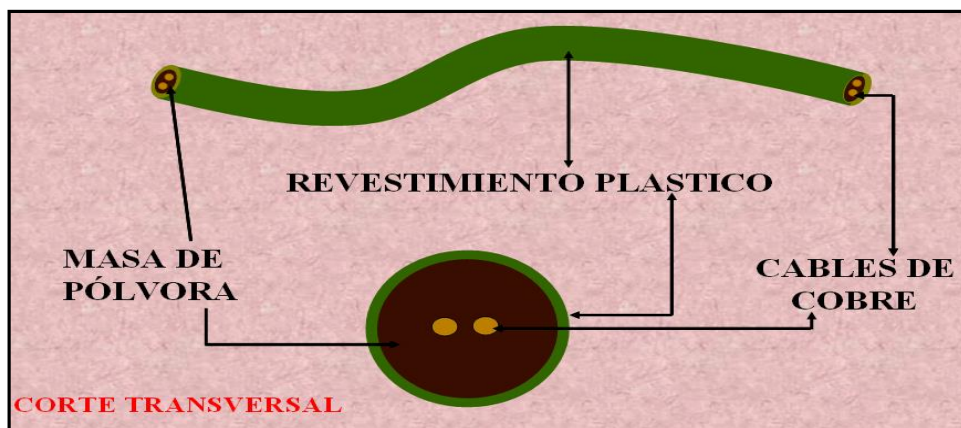


Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.2.4. Mecha de seguridad:

Cordón delgado y flexible que contiene una masa pirotécnica y dos alambres, cubiertos con un forro plástico que se quema con llama abierta a mayor velocidad. Se emplea para encender a las guías de los taladros mediante cápsulas conectoras, en forma secuencial.

Grafico 4.11 –Mecha de seguridad.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.2.5. Cordón Detonante:

Accesorio de voladura de alta velocidad de detonación, fácil manejo y gran seguridad. Se caracteriza por tener gran flexibilidad, excelente impermeabilidad y resistencia a la tensión. Su núcleo está conformado por un explosivo muy potente llamado **pentrita** envuelto por fibras de polietileno y u forro de PVC.

Grafico 4.12 –Cordón Detonante o Pentacord.

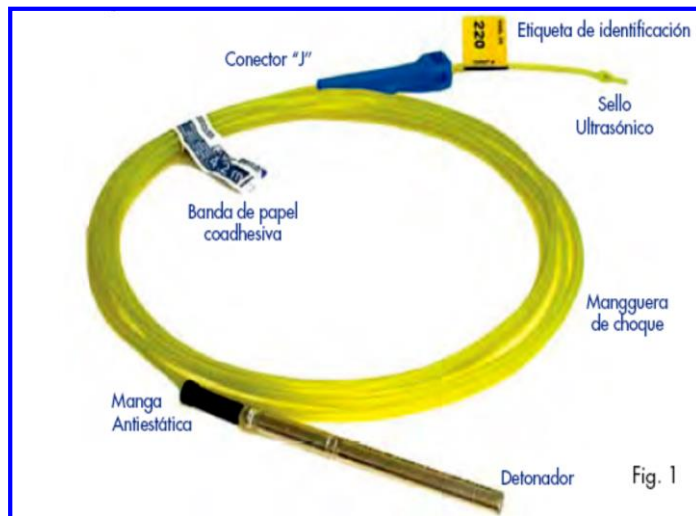


Fuente: Tecno Voladuras.com

4.3.2.6. Detonador No Eléctrico:

Los detonadores no eléctricos de retardo, están constituidos por tubos plásticos muy delgados, similares a cordones detonantes, que transmiten una onda explosiva desde el punto de iniciación hasta un detonador. Según las fábricas que los elaboran pueden ser: exsanel, mininel, fanel, etc.

Grafico 4.13 –Exanel



Fuente: Exsa.

4.3.3. EXPLOSIVOS SECUNDARIOS O ROMPEDORES.

4.3.3.1. Explosivos rompedores encartuchados:

Sensibles al detonador N° 8.

A. **Dinamitas:** explosivos con alto poder rompedor y buena resistencia al agua, vienen encartuchados en papel parafinado.

Son fabricadas para diferentes tipos de voladura:

- Gelatinas: para voladuras de rocas duras con abundante agua.
- Semigelatinas: para roca intermedia con poco agua.
- Pulverulentas: para roca suave, seca y para voladura controlada.

Grafico 4.14 –Dinamitas



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

B. **Emulsiones sensibles:** En papel parafinado y en manga plástica, para roca dura con abundante agua, especialmente en taladros sobre cabeza.

Grafico 4.15 –Emulsiones.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.4. CEBADO O PRIMADO

Se denomina cebo o prima al conjunto formado por un cartucho de dinamita, al que se le ha insertado un fulminante, un detonador eléctrico o no eléctrico o un extremo de cordón detonante y que se utiliza para activar e iniciar la detonación de la carga explosiva.

Normalmente son de la misma dinamita empleada en el resto de la columna explosiva, se utiliza un cebo por cada taladro. Cuando el cebo es introducido al taladro nunca debe de ser atacado, pues todo cebo es explosivo activado dispuesto a detonar por cualquier incentivo (fuego, golpe, maltrato, etc.).

Grafico 4.16 –cebado de explosivos.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

GRAFICO 4.17-EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS EMPLEADOS EN C.M.H S.A.

XEMEXSA 45%(EMULSION)



IGNEITER (MECHA RÁPIDA)



PENTACORD (CORDON DETONANTE)



Fuente: Elaboración Propia.

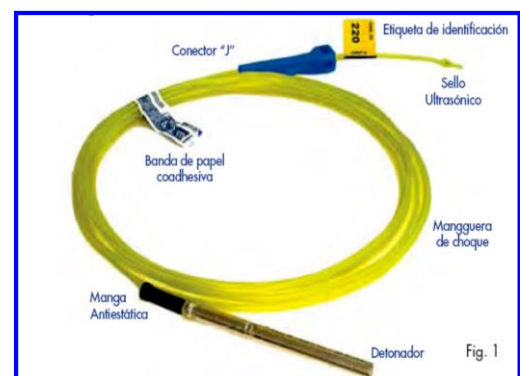
CARMEX (GUÍA ENSAMBLADA)



XEMEXSA 45% (DINAMITA)



EXSANEL (RETARDADOR NO ELECTRICO)



4.3.5. VOLADURA CONVENCIONAL

Los taladros de voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, con predominio de fracturamiento radial dentro de este tipo se tiene.

➤ Voladura amortiguada

Es prácticamente una voladura convencional pero en la que se ha modificado el diseño de la última fila, es decir se adiciona una fila de taladros vacíos en los contornos para amortiguar que la vibración afecte a los contornos de la roca, los explosivos deben ser de menor potencia y desacopladas. El disparo es normalmente un recorte.

4.3.6. VOLADURA CONTROLADA

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales. Debe existir desacoplado y espaciado de los explosivos de baja potencia en los contornos.

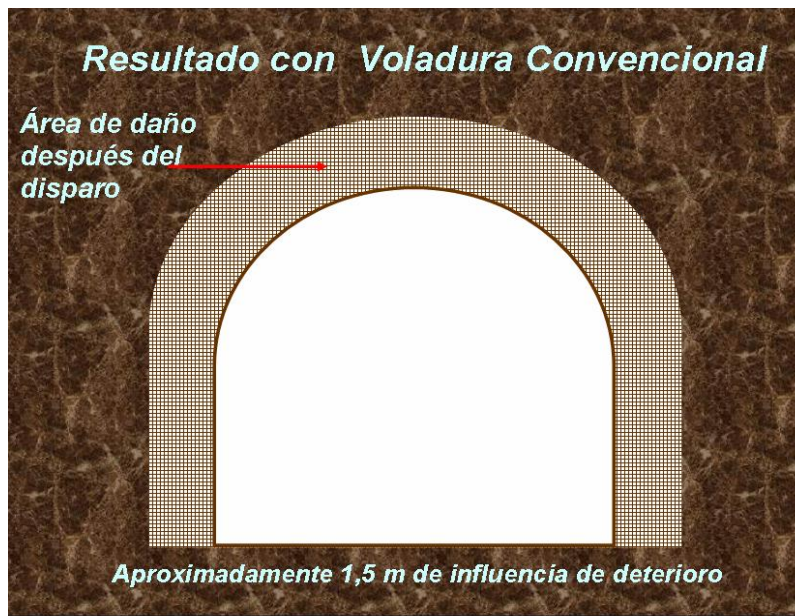
➤ Voladura de recorte

Consiste en que el arranque sale en primera instancia y posteriormente los demás taladros en la voladura de un frente, en un tajo los taladros de una fila cercanos hacia la cara libre lo realizan primero y luego los demás taladros de producción, el espaciamiento normalmente es mayor que en el precorte.

➤ Voladura de pre-corté

Consiste en crear en el cuerpo de roca una discontinuidad o plano de fractura (grieta continua) antes de disparar la voladura principal o arranque, mediante una fila de taladros generalmente de pequeño diámetro, muy cercanos, con cargas explosivas desacopladas, espaciadas y detonados simultáneamente, es decir el contorno se dispara primero.

Grafico 4.18 –Efectos por voladura convencional.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

Grafico 4.19 –Efectos por voladura controlada.



Fuente: Manual de Perforación y Voladura CMH SA.

4.3.7. FALLAS EN VOLADURA

Las principales fallas, consecuencia y causas son:

DISPARO SOPLADO

Es cuando hay detonación de la carga explosiva dentro de todos los taladros sin realizar el efecto de rotura en la roca, por consiguiente no hay avance, las causas principales pueden ser:

- Sobre dimensionamiento de espaciamiento y burden en el arranque y restos de taladros.
- Trazo o malla de perforación inadecuada.
- Falta de explosivo
- Explosivo de baja velocidad
- Algún taladro que debió explosionar antes, no lo hizo.
- Comunicación de dos taladros por la explosión de uno de ellos.
- Presencia de fracturas.

DISPARO ANILLADO

A diferencia del disparo soplado hay efecto de rotura en la roca pero en el fondo de los taladros y tampoco genera avance algunas de las causas puede ser:

- Sobrecarga de explosivo en el fondo de los taladros
- Acercamiento de los taladros en el fondo de los taladros, básicamente del arranque por falta de paralelismo
- Secuencia inadecuada
- Presencia de fallas y/o terreno suelto en el fondo de los taladros.

DISPARO CORTADO

Es cuando de alguna u otra forma el explosivo dentro de los taladros no llega a detonar siendo las causas:

- Mal cargado del taladro, colocándose el cebo muy cerca de la boca del hueco, de modo que es expulsado con la explosión de los taladros vecinos.
- Uso de dinamita no resistente al agua, donde hay mucha humedad;
- Uso de explosivos en mal estado, como la dinamita descompuesta, o en general explosivos guardados durante mucho tiempo.

- Mal cebado que puede generar el efecto “rosa” (detonación del fulminante fuera del explosivo).
- Excesivo confinamiento (atacado).
- Falla de fabricación de explosivos y/o accesorios.

4.3.8. SISTEMAS DE AMARRE

Esta referido a las técnicas de enganchado, empalmes, uniones, conexiones de cordón detonante a fulminante, ganchos a cordón detonante, cordón detonante a cordón detonante en el sistema de voladura de modo correcto para garantizar la iniciación de toda voladura.

Aquí algunos ejemplos de los correcto y no correcto.

Grafico 4.20 –Sistemas de Amarre.

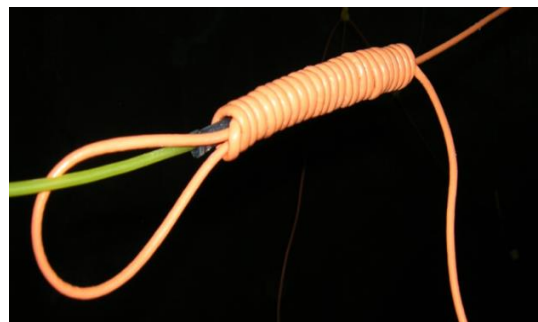
CORRECTO



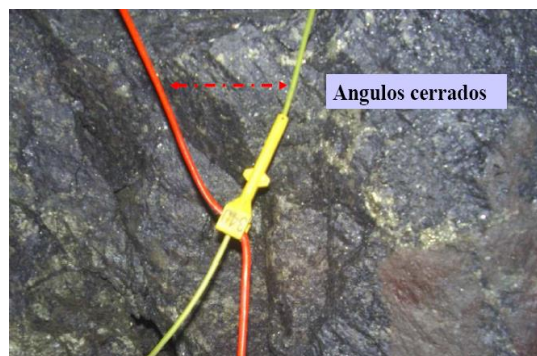
CORRECTO DEBE FORMAR 90°



CORRECTO



NO CORRECTO



Fuente: Elaboración Propia.

4.4. LIMPIEZA

Después de que se ha realizado la voladura, existe el material roto para ser extraído de las labores de Avance, Desarrollo, Producción y Auxiliares, la limpieza es una parte importante de este ciclo. Es por ello que para la limpieza

se emplean dos formas de limpieza según sea la necesidad, dependiendo si la explotación es convencional o mecanizada.

Para el caso de tajos convencionales, donde se extrae el mineral en forma de corte y relleno convencional se emplean winches eléctricos de 15 y 25 HP. Los winches tienen una base estacionaria, desde donde con la ayuda de los cables y la rastra extraen el mineral desde un punto que se encuentra alcanzable al winche. Este arrastra la carga y la deposita a las parillas del chute, donde pasa a la tolva, para después ser transportado por vagones G80 y G180 jalados por locomotoras a trolley y a batería.

Para el caso de potencias mayores a 2.0 m, la extracción es mecanizada empleándose scooptrams diesel de 2.5 Yd³ hasta de 6 Yd³, estos mismos acceden al tajo desde rampas desarrolladas en la caja piso de la veta, y donde la sección de la galería permita el paso o esté realizado para este tipo de equipo, para luego cargarlas y ser transportados por equipos de bajo perfil de hasta 18 TM.

4.5. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento es una de las operaciones unitarias más importantes, ya que de ésta depende la seguridad de las personas y de los equipos que trabajan en las diferentes labores subterráneas.

Consiste en brindar a la masa rocosa un soporte igual o superior a las presiones que esta ejerce sobre la labor aperturada, esto es debido a la tendencia constante de ordenamiento y acomodo de la masa rocosa con los movimientos suscitados a través del tiempo.

En Consorcio Minero Horizonte se presentan en las estructuras diferentes tipos de roca razón por la cual se está utilizando diferentes tipos de sostenimiento.

El sostenimiento se aplica de acuerdo al tipo de roca, y para ello el Departamento de Geomecánica ha elaborado una cartilla para lograr una mejor identificación de la roca y en ella clasifica la roca desde la *Muy Mala* (tipo V) hasta la *Muy Buena* (tipo I) como se muestra en la tabla siguiente.

Tabla 27: Tipo de Sostenimiento Según el RMR de la Roca.

TIPO ROCA	CLASE	COLOR	R.M.R.	ALGUNAS CARACTERÍSTICAS DE LA ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO PARA EXCAVACIÓN
BUENA	II	VERDE	61-80	Roca dura con muy pocas fracturas y ligera alteración, húmeda en algunos casos.	Generalmente no requiere ningún tipo de sostenimiento, excepto algunos pernos.
REGULAR-A	III – A	VERDE CLARO	51-60	Roca medianamente dura, con regular cantidad se fracturas, ligeramente alterada, húmeda.	Pernos esporádico, espaciados a 1.50 m c/u.
REGULAR-B	III – B	AMARILLO	41-50	Roca medianamente dura, con regular cantidad de fracturas, y con presencia se algunas fallas menores, ligera a moderada alteración, húmedo – mojado.	Pernos sistemáticos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado cada 1.5 m, si el terreno lo requiere se puede utilizar malla electrosoldada, alternativamente una capa de shotcrete 1.5".
MALA-A	IV – A	ANARANJADO	31-40	Roca suave muy fracturada, con algunas fallas panizadas, de moderada a fuerte alteración, con goteos en fracturas y fallas.	Pernos sistemáticos 6' de longitud (cementados o con resina), espaciado de 1 a 1.5 m, con malla de refuerzo y una capa de shotcrete de 2" de espesor.
MALA-B	IV – B	ROJO	21-30	Roca suave muy fracturada, con múltiples fallas panizadas, fuertemente alterada, con goteo o flujo constante de agua.	Pernos sistemáticos de 6' a 8' de longitud (cementados o con resina), espaciados cada 1 m, con malla de refuerzo y una capa de 2" de shotcrete
MUY MALA	V	MARRÓN	0-20	Roca muy suave intensamente fracturada, fallada y alterada, con flujo continuo de agua.	Cimbras metálicas, espaciadas a 1 m con vigas reticuladas y marchavantes si es requerido.

Fuente: Geomecánica CMH SA.

4.5.1. SOSTENIMIENTO PASIVO

Llamado también de soporte, es cuando los elementos de sostenimiento son externos a la roca y actúan después que la roca empieza a deformarse; los más empleados son los cuadros de madera, los puntales, cimbras y shotcrete.

4.5.1.1. SOSTENIMIENTO CON CUADROS DE MADERA

Tipos de cuadros

Los cuadros de madera se utilizaron en el sostenimiento de la mina en CMH desde los inicios cuando aún era explotada como minería convencional por el Sindicato Minero Parcoy (SIMPARG) y por la minería artesanal el cual se continúa utilizando en la actualidad en los tajos angostos.

El espaciamiento máximo aplicando la teoría de PROTODYANOKOV para los cuadros es 1.00m.

Los tipos de cuadros son:

1. Cuadro cónico
2. Cuadro cojo
3. Cuadro cacho de toro
4. Cuadro recto

Estándares

Los estándares de cuadros van según la labor y dimensiones de la veta, los principales son:

- Cuadro cónico de 8" de 2.4x2.4m
- Cuadro cónico de 8" de 2.7x2.7m
- Cuadro cónico de 8" de 3.0x3.0m
- Cuadro para chimenea 3.2x1.5
- Cuadro cojo para tajos de 6" de 1.2x2.4m
- Cuadro cojo para tajos de 6" de 1.5x2.4m
- Cuadro cojo para tajos de 7" de 3.0x3.0m
- Cuadro cojo para tajos de 8" de 2.0x2.4m
- Cuadro cojo para tajos de 8" de 2.4x2.4m
- Cuadro cacho de toro de 6" de 1.2x2.4m
- Cuadro cacho de toro de 6" 1.5x2.4m

- Cuadro cacho de toro de 6"2.0x2.4m
- Cuadro cacho de toro de 7" y8" de 2.10x2.40m
- Cuadro cacho de toro de 7" y8" de 2.4x2.4m
- Cuadro pata de gallo de 8" de 2.4x2.4m
- Cuadro pata de gallo de 8"x9' de2.4x2.4m
- Cuadro cacho de toro de 7"x8" de 3.0x3.0m

Imagen 4.21 – Perforación con Maquina Jack Leg. TJ – 628 Mina Rosa.



Fuente: Propia

4.5.1.2. SOSTENIMIENTO CON SHOTCRETE

Se da el nombre de concreto lanzado o shotcrete, al mortero transportado a travez de una manguera y proyectado neumáticamente a gran velocidad contra una superficie. Básicamente el principio del concreto lanzado o shocrete consiste en lanzar o disparar neumáticamente por un tubo una mezcla de concreto a la que se añade un aditivo acelerante de fragua que produce un endurecimiento muy rápido, mientras esta mezcla va impactada sobre la superficie del terreno a recubrir.

Esta actividad del shotcrete se realiza en forma de retirada, después de la limpieza de la carga, o antes de esta si la labor es considerablemente alta,

formando una cama o plataforma con la carga en donde se pueda parar el operador a distancias requeridas.

Fundamentalmente el sostenimiento mecanizado de una excavación subterránea tiene por objeto proporcionar a la masa rocosa un elemento estructural que cumpla las funciones de ayudar a la formación de un arco de sustentación, donde la propia masa rocosa sea el principal elemento estructural.

La aplicación debe ser rápida, sencilla y lo suficientemente flexible y que permita efectuar variaciones (mayor espesor de capa, menor espaciamiento de pernos) sin mayor dificultad.

a) **Concreto Lanzado – Shotcrete**

Es un método muy utilizado para el sostenimiento de labores en Consorcio Minero Horizonte el concreto es lanzado a presión, para fortalecer mejor las labores, en dosificaciones que se requiere para cada tipo de roca, estas dosificaciones son:

*Tabla 28:
Dosificación del shotcrete.*

COMPOSICIÓN	CANTIDAD
Arena gruesa	1 m ³ (1,650 kg.)
Cemento	10 bolsas (425 kg.)
Fibra metálica	1 ½ bolsas (30 kg.)
Aditivo	9 litros
Agua	180 litros

Fuente: Geomecanica CMH SA.

b) **Concreto Lanzado - Vía Húmeda**

Se han analizado las posibilidades de usar este sistema en la mina Consorcio Minero Horizonte encontrándose factible su uso y puesta en marcha como parte del soporte en las operaciones. La diferencia de esta técnica con la de concreto lanzado por vía seca es que cuando se inicia el lanzamiento el cemento y el agua se unen antes de entrar a la manguera de lanzamiento

uniéndose luego y humedeciendo la mezcla hasta ser lanzado por la pistola hacia la superficie de la labor.

Las dosificaciones tanto por vía húmeda como por vía seca son lo mismo. Con la ayuda de la maquina Shotcretera marca Aliva se puede mezclar y enviar la mezcla, esta máquina requiere de aire comprimido con una presión de 4 bar. Para poder realizar su trabajo de lo contrario la manguera de lanzado se atascaría con cemento en su interior, causando pérdidas de mezcla y tiempo, energía eléctrica.

Figura 4.22 – Lanzador de concreto N° 04



Fuente: Propia.

4.5.1.3. SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS

Son estructuras fabricadas con vigas y perfiles metálicos para soporte rígido, cuya función es sostener las cajas y techo de la labor.

Es un sistema de sostenimiento pasivo debido a que los arcos de acero no interactúan con la roca; soportan cargas solo cuando existe un movimiento de rocas a alguna distancia detrás del frente de avance.

Se recurre a este tipo de soporte en condiciones extremas que presenta la roca como son zonas de rocas fuertemente fracturadas, contactos con agua, lodo, arena, etc., cruces de zonas en rocas comprimidas y expansivas, rocas deleznales donde no existe cohesión, tramos colapsados y en todos los tramos donde hay que efectuar un inmediato sostenimiento a medida que avanza el frente. Si no están bien colocados, en contacto continuo con el medio rocoso, son ineficaces y propensos a torcerse bajo cargas excéntricas.

Para instalar con cierta comodidad un arco de acero, es necesario tener en cuenta el espacio libre que se debe contar hacia las cajas y techo; este sobre espacio servirá además para utilizar cuñas a fin de bloquear la cimbra.

Imagen 4.23 – Cimbras Metálicas BP –1767.



Fuente: Propia.

4.5.2. SOSTENIMIENTO ACTIVO

Llamado también refuerzo, es cuando los elementos del sostenimiento forman parte integrante de la masa rocosa; los más utilizados son los swellex, Split set, pernos helicoidales entre otros (sistemas de anclajes)

4.5.2.1. PERNOS DE ANCLAJE

Hasta hace algunos años atrás se han utilizado pernos helicoidales como elemento de sostenimiento instaladas con resina o cemento para el sostenimiento de algunas labores de la mina especialmente en secciones menores de 3.5m. Sin embargo desde hace pocos años con el empleo de la explotación mecanizada devino el uso masivo de los pernos hydrabolt con shotcrete como elemento de sostenimiento estructural en todas las labores especialmente para el sostenimiento de excavaciones mayores a 4.0x3.5m. Con el objeto de darle más estabilidad, así como disminuir costos por el uso de madera e incrementar la productividad.

EVALUACIÓN DE LOS PERNOS DE ANCLAJE

La evaluación de los pernos de anclaje es permanente y selectiva, los evaluados fueron: los Helicoidales (con resina y cemento), los pernos de fricción Split Set, los de compresión y fricción axial como el Hydrabolt. Actualmente se usa el perno Split Set para labores temporales en los hastiales de los tajos y en rocas regulares y el perno Hydrabolt en labores permanentes, rampas, comedores, cruceros y en rocas malas, muy malas, extremadamente malas y excepcionalmente malas.

En general la elongación de los pernos, tiende a guardar una relación lineal con la carga aplicada, los pernos Split Set, Hydrabolt muestran un anclaje uniforme al variar las longitudes efectivas de anclaje; mientras que el comportamiento de las barras Helicoidales es irregular, sobre todo cuando se instalan con cemento. Estudios comparativos de los pernos de anclaje y las pruebas de pulltest efectuadas indican que los pernos de mayor y menor capacidad a la tracción son respectivamente, los Hydrabolts.

El Split Sets, sus capacidades son de 14TN, 11TN y 5 TN.El esfuerzos de compresión realizadas indican una resistencia de 40 TN para los pernos Hydrabolt.

PERNOS HIDRABOLT

Es un perno de fricción, de inmediata instalación, al que se le inyecta agua a altas presiones (250-300 Bares).Se expande de los 29mm (diámetro

inicial), hasta los 42mm y debido a su válvula de no retorno, el agua que se mantiene en el interior ejerce presión constante en todo momento, en forma radial a lo largo de la longitud del taladro forma un arco de confinamiento en conjunto.

En CMH S.A. la aplicación de pernos Hidrabolt ha dado buen resultado en las labores de exploración. Como equipo principal se tiene una bomba inyectora neumática simple con sus respectivas válvulas de entradas y salidas y desfogue.

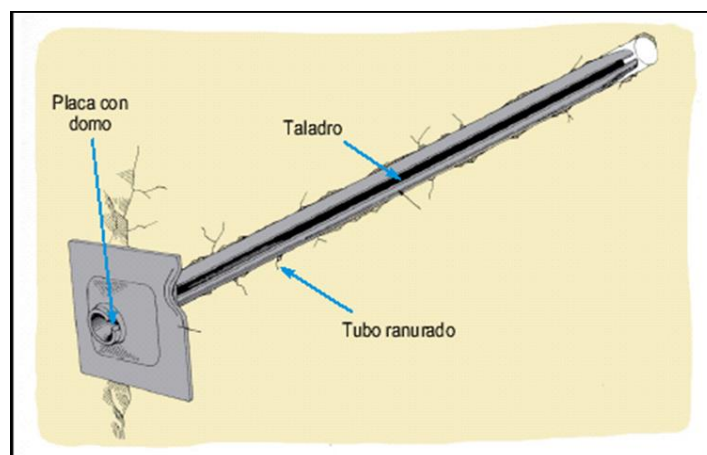
Las varillas que se utilizan son de un tubo en toda su longitud con una placa de sujeción y una válvula check que indica la carga. Normalmente se utiliza de 5' y 7' de longitud y 38 mm de diámetro. Como apoyo se utiliza una bomba Hidroneumática la cual inyecta agua a alta presión.

PERNOS SPLIT SET

La carga promedio que soportaron los pernos Split set de 5 pies de longitud fue de 5.4 TN; con una máxima de 6.6 Ton. El 62,5% de los pernos registró un sostenimiento de carga que supera las 5 TN, rango considerado óptimo para este tipo de sostenimiento.

La carga promedio que soportaron los pernos Split set de 7 pies de longitud fue de 6.0 TN., con una máxima de 7.0 TN. El 75,0% de los pernos registró un sostenimiento de carga que supera las 6 TN, rango considerado óptimo para este tipo de fortificación.

Figura 4.24 – Comportamiento de un Split set ya instalado.



Fuente: Revistas seguridad Minera.com.

Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de roca.

MALLA ELECTROSOLDADA

La malla electrosoldada consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada.

Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete).

La malla viene en rollos o en planchas.

Los rollos tienen 25 m de longitud x 2.0m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.

CORRECTA INSTALACIÓN DE LAS MALLAS.

- Señalar el área donde deberá instalarse la malla.
- Desatar todo bloque suelto del área donde se instalará la malla.
- Presentar la malla utilizando de ser necesario gatas o puntales.
- Anclar definitivamente con pernos de roca.
- Asegurar la malla utilizando la misma platina del perno, si éste aún no ha sido instalado, o arandelas a presión o segunda platina de retén y tuerca, si el perno ya fue instalado.

Figura 4.25 – Malla Electrosoldada TJ-927 Mina Carmencita.



Fuente: Propia

CAPITULO V

PROPUESTA PARA LA AMPLIACION DE LA PRODUCCION DE 1750 TMD A 2050TMD.

Las empresas mineras de todo el mundo, buscan optimizar la producción, mejorar la productividad, racionalizar las operaciones y procesos, para mejorar la rentabilidad y beneficios. Sin embargo, la cadena de valor de la minería es muy compleja, creándose ramas o divisiones según su área funcional, siendo que en la mayoría de los casos cada división trabaja independientemente con poca o ninguna interacción en los sistemas de información, lo cual trae como consecuencia que resulte difícil alcanzar el máximo rendimiento.

Durante el desarrollo de las operaciones mineras se toman algunas decisiones en forma heurística, de acuerdo a la experiencia de los operadores, profesionales y ejecutivos, que en su mayoría convergen en la condición óptima o cercana a éste, muchas veces se enfocan en un ámbito local y no consideran toda la cadena de valor de la compañía.

El primer paso para cualquier optimización en general es identificar espacios de mejora, lo cual se puede realizar con el propio personal internamente o mediante agentes externos. El segundo paso corresponde a la modelación del problema de optimización para que a través de la herramienta elegida encontrar la mejor estrategia. El tercer paso es la implementación, cuyos

resultados deben ser monitoreados y de ser necesario aplicar los reajustes necesarios para ajustar el modelo para iterar y llegar a los resultados esperados.

Debido a la complejidad de la optimización de procesos en minería, frecuentemente es necesario separar el problema en partes. La separación aislada de cada uno de estos procesos se conoce como optimización local. Se pueden identificar variables que pueden ser modeladas de manera sistemática. La optimización local toma mayor relevancia en problemas complejos cuando existen cuellos de botella o cuando los procesos son independientes entre sí.

Cuando se busca una optimización local se debe tener cuidado de no afectar a los procesos subsiguientes, ya que por lo general, el óptimo de una variable de un proceso puede afectar el desempeño de las siguientes operaciones. (Laguna, 2016, pág. 71)

En el presente trabajo de investigación las optimizaciones locales corresponden a:

- La ampliación de la producción,
- Perforación y voladura,
- Optimización del tiempo
- Rendimiento de los equipos LHD (kpis)

5.1. ANTECEDENTES.

En la siguiente propuesta se tiene programado la explotación de las siguientes vetas Milagros, Rosa, Lourdes, Candelaria y Encanto.

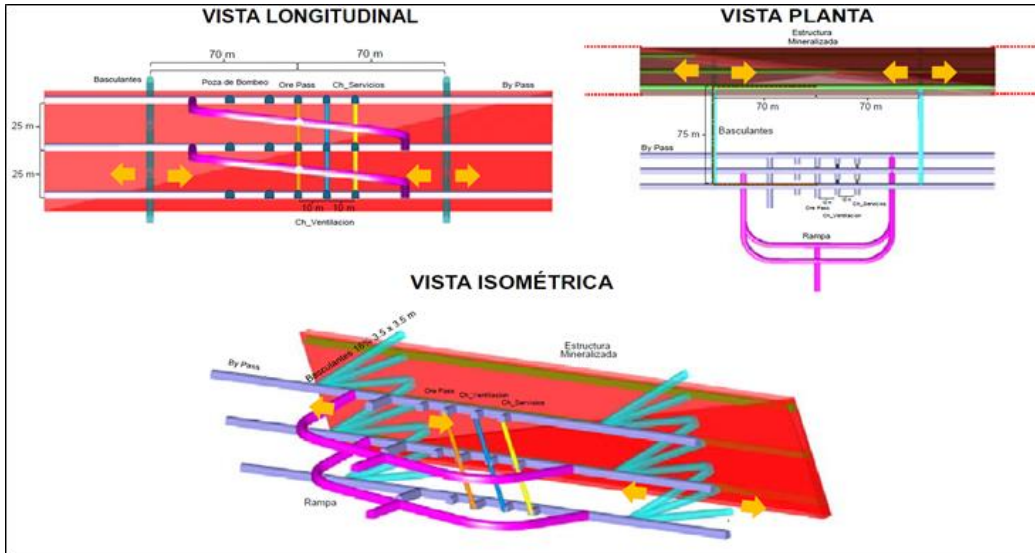
5.2. DESCRIPCIÓN DE LA MINA.

Actualmente el acceso principal para acceder a las vetas es la rampa RNG de sección 4.20 x 4.50 metros de la cual se ramifica rampas independientes en cada veta con una sección 3.50 x 4.00 metros y gradiente de -12%. También se cuenta con chimeneas conectadas hacia superficie para ventilación. Se tiene dos zonas de producción norte y sur.

5.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

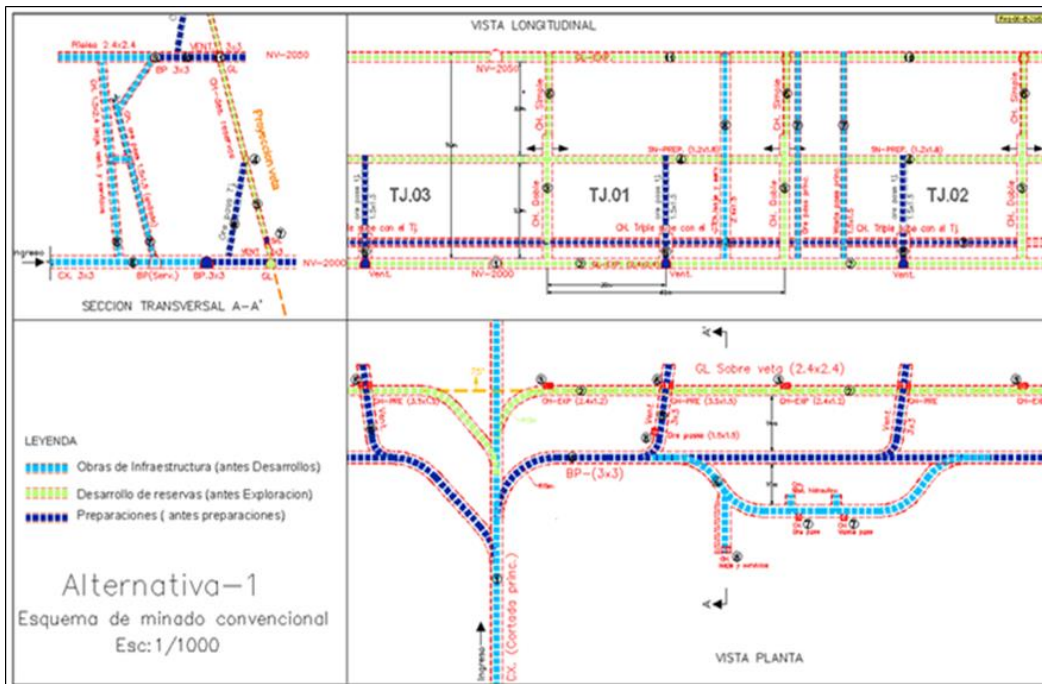
El método de explotación es corte y relleno ascendente mecanizado y convencional con relleno hidráulico.

Grafico N°5.1 - Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Grafico N°5.2 - Método de Explotación Convencional.



Fuente: Planeamiento CMH SA.

La limpieza de mineral en los tajos se efectúa con Scoop de 4 yd³, y en tajos angostos con winches de arrastre eléctricos estos tajos se denominan convencionales.

Para el acarreo se utilizarán Scoop de 4 yd³, Dumper 15 t. Para la extracción se usan volquetes de 15 m³.

Como labores principales se realizan rampas de desarrollo, by pass y galerías de preparación y chimeneas de ventilación como desarrollo; luego se traslada el mineral por los echaderos de mineral que se encuentran en el by pass principal.

En lo que respecta a la perforación se realiza en forma horizontal llamado perforación en breasting, solamente en chimeneas se perfora verticalmente.

Para la perforación se usa jumbos electrohidráulicos y jackleg y los taladros son de 14 pies y 6 pies de profundidad.

Para la voladura se utiliza la dinamita, después de los disparos se ventila los frentes, se desata y para luego proceder a la limpieza de mineral roto, luego según la calidad de roca se sostiene con shotcrete de 2 o 4 pulgadas con fibra metálica y pernos Split set, hidrabolt, expandabolt, pernos helicoidales.

Una vez completada el corte de minado aproximadamente 50 metros por cada ala se rellena con relleno detrítico o relleno hidráulico con una abertura de 30 centímetros. Para el siguiente corte. Para la preparación del relleno se cuenta con una planta de relleno hidráulico en superficie, de donde el relleno a la mina es por gravedad el cual es distribuido por una red de tuberías de 4 pulgadas de diámetro para relleno hidráulico.

Después del disparo, la evacuación de gases es por las chimeneas que conectan de nivel a nivel hasta superficie manteniendo con aire fresco los frentes y caminos de tránsito de personal. La extracción de aire viciado se efectúa por chimeneas principales en los extremos de la infraestructura de cada veta. Asimismo, se tiene chimeneas de sección de 2.5 x 2.5 metros hasta superficie exclusivamente para ventilación de la mina.

Después de la ventilación ingresa el personal hace el desatado de roca cumpliendo el procedimiento de seguridad y en tajos convencionales se realiza la limpieza de mineral con winches eléctricos de arrastre y en mecanizado con Scoop diésel, el mineral de los tajos es evacuado por los echaderos de mineral en los by pass base donde se encuentra cámaras con tolvas de donde los volquetes son cargados.

5.4. PLANEAMIENTO DE MINADO.

El planeamiento de minado a corto plazo se definirá de la siguiente manera:

a) Objetivos.

- Garantizar que las operaciones se desarrollen de una manera segura. Para proteger la vida y la salud de nuestros colaboradores.
- Cumplir con los compromisos de la empresa, financieros, tributarios, ambientales y sociales.
- Proteger el medio ambiente.
- Asegurar el tonelaje y la calidad del mineral a ser tratado.
- Permitir la recuperación de las inversiones.
- Asegurar la rentabilidad mínima.
- Alargar el tiempo de vida de la mina con exploraciones.

b) Estrategias.

- El plan de minado a corto plazo está programado en forma mensual de acuerdo a las reservas probadas y probables, así como los recursos.
- De acuerdo al plan de producción se ha considerado un promedio de 2,050 t/día a tratar.
- Preparación de la mina en forma sostenida, de modo que nos permita cumplir con lo programado.
- El diseño de la mina se realiza con el software minero mine sight.

c) Proyectos.

Ejecución de Proyecto de Túnel Yuracyacu.

Ubicación del proyecto

El Proyecto Túnel Yuracyacu, pertenece a la Unidad Minera Parcoy, del Consorcio Minero Horizonte SA y se ubica en el Anexo de Alpamarca, Distrito de Parcoy, Provincia de Pataz, Departamento de La Libertad. El túnel inicia cerca de Yuracyacu en la margen derecha del río Parcoy en dirección SE pasando por la mina Culebrillas abarca la zona de profundización de la mina. (CMH, 2016, pág. 8)

Grafico N°5.3 - .Tunel Yuracyacu Ubicado en la Margen Derecha del Rio Parcoy



Fuente: Geomecanica CMH SA.

Descripción del proyecto

El proyecto del Túnel Yuracyacu se ubica cerca de Yuracyacu, en la margen derecha del río Parcoy y de la carretera al aeropuerto Pías, en el límite norte de las concesiones mineras de CMH. (El Túnel A se encuentra, fuera de las concesiones mineras de CMH). El Túnel es un componente principal de la profundización de la mina Parcoy.

El proyecto consiste en 02 túneles paralelos que inicia en la (cota 2059 msnm), un túnel principal de 9,034 m de longitud, con una gradiente positiva de 2.0 %; el otro túnel equidistante a 35m de 6,000m de longitud con igual gradiente.

Las secciones propuestas de los túneles son:

- Túnel A: 3.5m. x 3.5m. con rieles
- Túnel B: 4.0m. x 4.0m.

El Túnel A es para transporte convencional por locomotoras y drenaje, con cuneta de 0.8m. X 0.8m.

El Túnel B para exploración y transporte por sistema trackles, debe tener una cuneta de 0.30m. X 0.30m.

Componentes del proyecto:

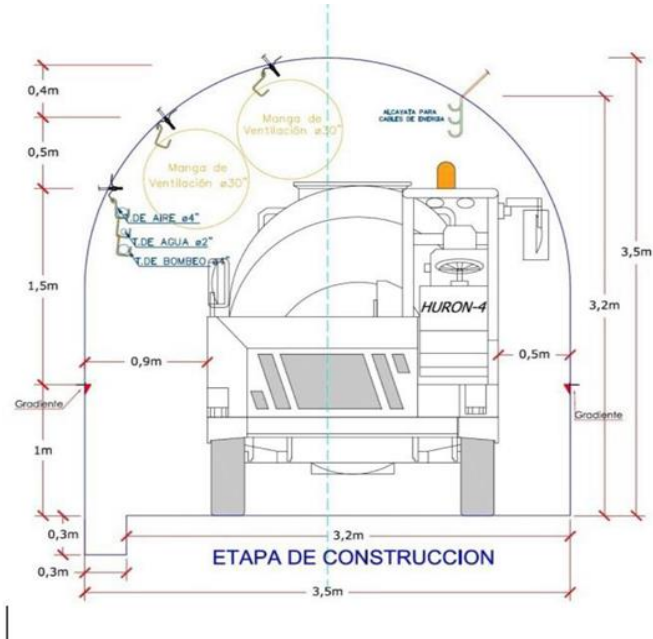
- Tolvas de mineral y desmonte (Subterráneo)
- Pozas de sedimentación y decantación (Subterráneo)
- Taller de locomotora y carros (Subterráneo)
- Subestación eléctrica (Cada 500m.)
- Oficina de control y comunicaciones (Superficie)
- Cancha de materiales de sostenimiento, línea de durmientes (Superficie)
- Patio de maniobra para camiones (Superficie)
- Pozo y sistema de bombeo de agua (al costado de la carretera) Se captara agua de la vertiente más cercana por gravedad mediante tubería de 4" y se acumularan en un reservorio de donde se suministrará al frente de trabajo.
- Polvorines auxiliares y comedores.
- Zonas de cruce para convoyes cada 2.5 Km.
- En ambos túneles se construirán refugios cada 50 mts. De 2.0 m2 de frente x 1.0m. De profundidad.

El Túnel B de sección 4.0x4.0 permitirá con los resultados de las exploraciones acceder a las estructuras encontradas de manera mecanizada (Extracción de desmonte con Volquete).

La ubicación definitiva de la Bocamina aún falta determinar y definir con la comunidad de Alpamarca y falta complementar con el Sondaje diamantino para la evaluación geotécnica definitiva. (CMH, 2016, pág. 9)

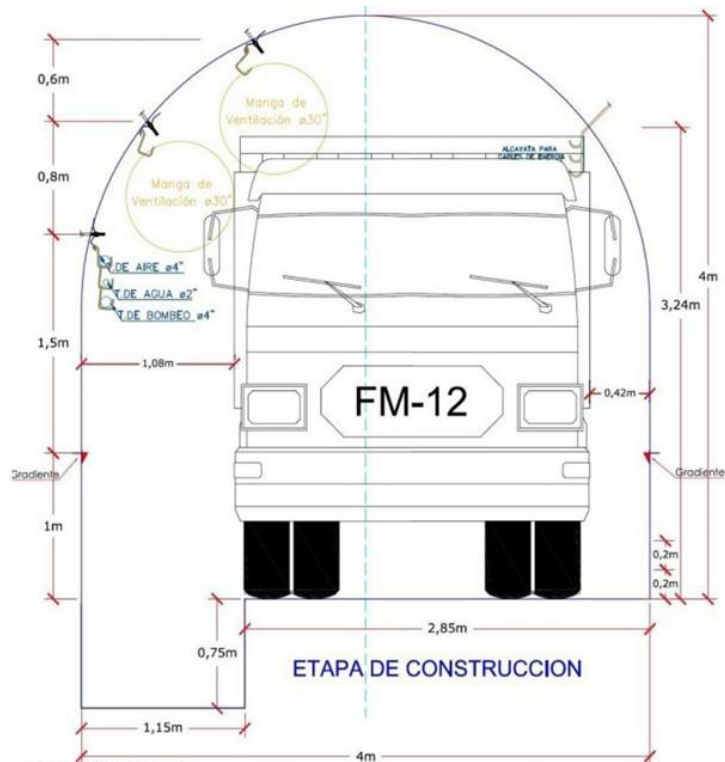
Sección del Túnel A y Túnel B

Grafico N°5.4 – Sección del Túnel A.



Fuente: Geomecanica CMH SA.

Grafico N°5.5 – Sección del Túnel B.



Fuente: Geomecanica CMH SA.

Sostenimiento del Túnel Yuracyacu

El sostenimiento que se recomienda utilizar durante la construcción del Túnel es principalmente una capa de shotcrete fibroreforzado con pernos Hydrabolt instalados en forma radial y sistemática, de acuerdo a las condiciones de la roca se empleará malla y cimbras en tramos de roca de mala calidad y fallas. Por las condiciones de tipo de roca y siendo una excavación permanente e importante, esta es la más adecuada y segura para garantizar las operaciones de funcionamiento.

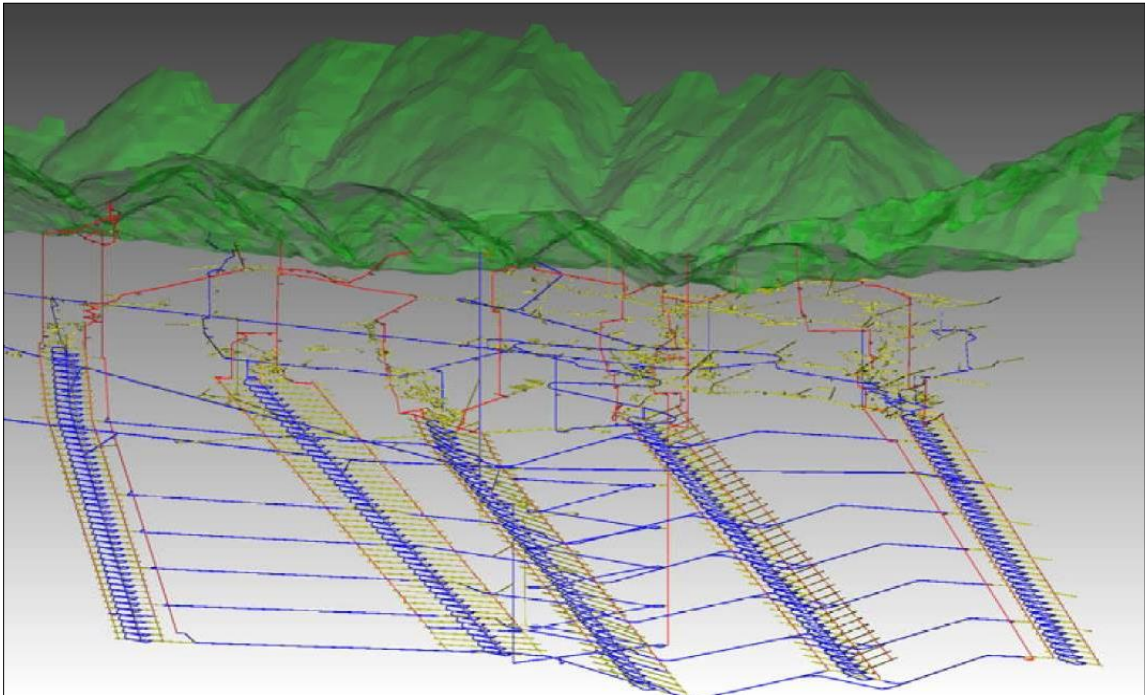
La velocidad de los avances debe estar ligadas al sostenimiento inmediato, es decir, tener un sostenimiento oportuno para evitar relajación y perturbación del macizo rocoso. En general de acuerdo a la experiencia del sostenimiento en la mina Parcoy se tiene los siguientes estándares para el empernado.

- Roca de buena calidad (Regular IIIA) con empernado puntual en cuñas.
- Para una roca de calidad III Regular B el empernado debe ser radial sistemático en una cuadrícula de 1.8 x1.8 metros.
- Para una roca IV Mala A el empernado debe ser radial y sistemático en una cuadrícula de 1.5 x 1.5 metros.
- Para una roca IV Mala B el empernado debe ser radial sistemático en una cuadrícula de 1.2 x 1.2 metros.
- Para una roca Muy Mala el empernado debe ser sistemático en una cuadrícula de 1.0 x 1.0 metros.
- Para zonas de falla geológica (brechas, panizo) el empernado debe ser sistemático en una cuadrícula de 0.8 x 0.8 metros. (CMH, 2016, pág. 46)

Ejecución de Proyecto de Sistema de Ventilación Principal.

Proyecto que planteamos a raíz del derrumbe de las labores que componen el circuito de ventilación y a su vez la problemática que nos genera los mineros artesanales que van tapando con sus voladuras nuestras chimeneas de ventilación.

Grafico N°5.6 - Proyecto de Sistema de Ventilación Principal.



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Ejecución de Proyecto de Sistema de Bombeo Principal.

Las pozas de bombeo en interior mina serán construidas de acuerdo al sistema de gestión SSOMA, para lo cual el área de mina construirá una RAMPA DE 12.00 Aprox. metros de largo por 4.0 metros de ancho.

La ubicación de la POSA DE BOMBEO se elegirá previa coordinación del área de MINA, PLANEAMIENTO y SERVICIOS GENERALES, para lo cual se tomaran en consideración los siguientes criterios operativos:

- Se construirá en una zona segura.
- Se construirá al lado de la ubicación de la cuneta de la galería, cruceros o rampa principales.
- Se encontrara ubicada en lugares más estratégicos para evacuar del agua y no así provocar la inundación en los cruceros y rampas de avances.
- Para el caso de labores de avance se construirán posas de bombeo de paso donde estas evacuaran a las pozas principales.

Descripción general del alcance

El trabajo consiste en la construcción estándar de POSA DE BOMBEO para interior mina con todos los estándares, se tendrá en cuenta lo siguiente:

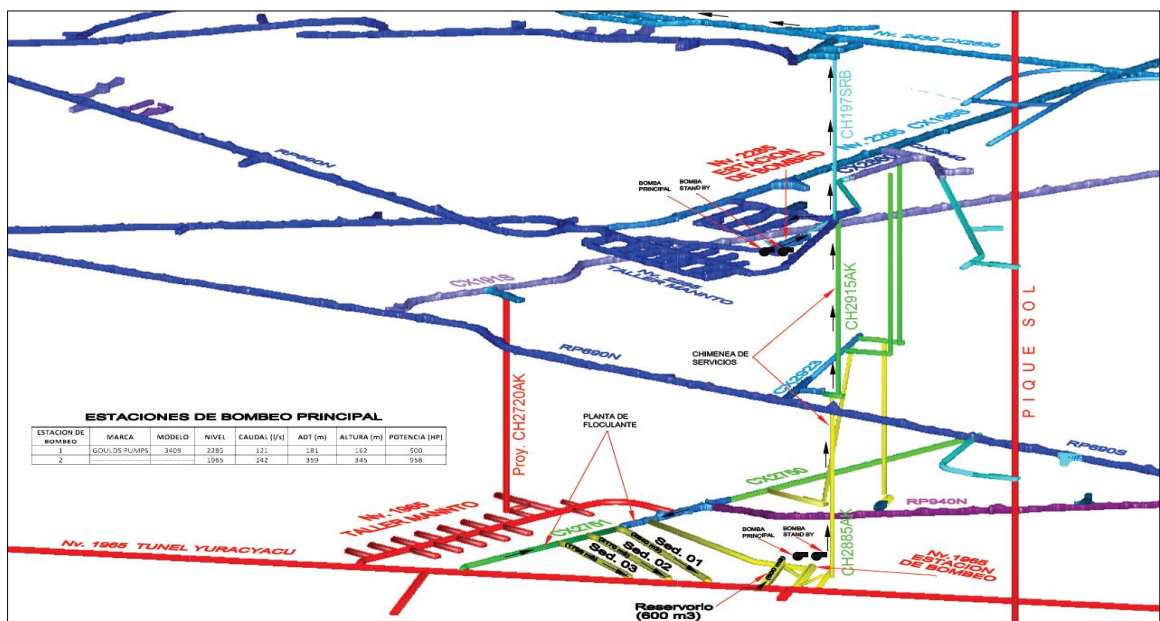
- Se perforara 4 taladrados de 6 pies para las vigas de monorriel cada 3 metros estos se harán en ambos hastiales donde esto se inyectara con lechada de cemento y anclajes de 4.5 metros. FIG. 01
- El monorriel está construida de viga H de 4 "x 4" x 13 lib. todo el largo de la poza, el cual contara con una mona de rodajes y dos topes a los laterales.
- Se nivelara los anclajes con equipos oxicorte y se soldara las placas de planchas de ½", cartelas para las vigas y después se procederá a instalar la viga de monorriel para esto utilizaremos deferentes tipos de soldadura.
- Estando ya nivelado e instalado la viga de monorriel se pasara a encofrar y basear las placas de la viga o dados de concreto en esto se usara concreto $f_c = 175 \text{ kg/cm}^2$ para después estando fraguado se desencofrara.
- Se perforara 6.00 pies para el montaje de camino o pasarela estas perforaciones se hará cada 1.00 metro con una perforación cada 2.00 metros inferior a la de un 1.00 metros con una distancia de 1.00 metro para la pata de gallo se inyectara los anclajes de 3.00 metros con lechada de cemento.
- Se procederá alinear los anclajes y patas de gallo con el equipo oxicorte para después colocar los ángulos de 1 ½" x ¼" para la pasarela.
- Una vez instalada los ángulos se instalara las parrillas que son de fe co de ½" x 2.0 x 0.70 m. y pasamanos de tubo redondo de 1 ¼" para pasarela.
- Excavación de zapata para barrera.
- Habilitación de ángulos de 4"x4"x 1/2", para encofrado y baseado de concreto $f_c = 210 \text{ kg/cm}^2$.
- Pintado de viga de monorriel, pasarelas y barandas.
- Montaje de tablonces con poli yute para barrera.
- Excavación con maquina pickamer para la cuneta de ingreso y salida de agua.
- Encofrado y baseado de concreto $f_c = 210 \text{ kg/cm}^2$ en la cuneta.
- Perfilado y nivelado de rampa de ingreso,
- Encofrado y baseado de concreto $f_c = 210 \text{ kg/cm}^2$ en la rampa de ingreso.

Imagen N°5.6 - Construcción de la poza de bombeo en la RP - 3293



Fuente: Propia.

Grafico N°5.7 - Proyecto de Sistema de Bombeo Principal.

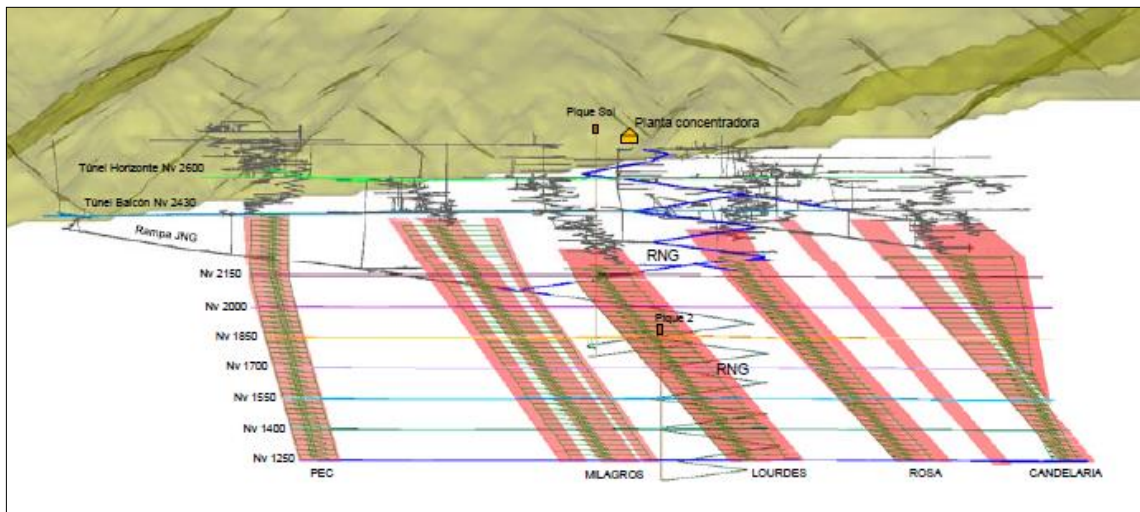


Fuente: Planeamiento CMH SA.

d) Explotación.

- Veta Milagros.
- Veta Lourdes.
- Veta Rosa.
- Veta Candelaria.
- Veta Encanto.

Grafico N°5.8 - Vista Longitudinal de Vetas en Explotación.



Fuente: Planeamiento CMH SA.

PROGRAMA SEMANAL DE PRODUCCION Y AVANCES

ZONA NORTE – ZONA SUR

ZONA NORTE

I. AVANCES

CANCHANYA

- RP692S : Rampa de profundización. Rosa Nv 2000. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- RP2351 : A partir de la RP692, para acceso al eje del Túnel Yuracyacu. Rosa Nv2000.
- CM2440 : Para DDH hacia veta Victoria. Rosa Nv2300
- RP2800 (-) : Profundización V. Rosa Nv 1915. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CX2570 : A partir del CX2800 hacia Sissy. Lou Nv1965. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- RP2239 (+) : Preparación para el TJ2351. Rosa Nv 2190.
- CX2250 : Interceptar veta ROP2. Rosa Nv2190.

CONMICIV

- RP2705 : Profundizar Lourdes. Lourdes Nv1865. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- GL2912 : A partir de la RP2912. Veta Lourdes Split 1. Nv1865.
- CM2953 : En la RP2912, para iniciar chimenea de ventilación. Lourdes Split 1 Nv 1965.
- RP2815 : Continuar la preparación del TJ2795. Lou Nv 1965.

- CX2791 : En la RP2840, crucero de ventilación. Lourdes Nv1965.
- CM2996 : Cámara para Alimak. Lou Nv 1965.
- RP2683 : Preparación TJ2696. Lourdes Nv 1915.
- CH3077 : En el CX3086 para echadero. Lourdes Nv1965.
- BP2724 : Continuar el avance hacia el norte. Milagros Nv1965. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM3497 : En el BP2724. Cámara para chimenea Alimak de ventilación. Milagros Nv1965.
- RP3293 (-) : Rampa de profundización la de V. Milagros Nv 1915. . **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM3271 : En la RP3293 (-), para iniciar chimenea d ventilación. Milagros Nv1915.

SEPROCAL

- CH2734AK : Avance. Alimak en Lourdes NV1915.
- CH2657AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv 1965.
- CH2394AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv1965.
- CH2885AK : Avance. Alimak en Lourdes Nv1965, para el sistema de bombeo.

CRISTOBAL

- BP5050 : Integración con el CX885. Milagros Centro Nv2430.
- CM4475 : Sub estación eléctrica en el BP5050.Milagros Centro Nv2400.
- CX4485 : A partir del BP5050, para cortar veta. Milagros Centro NV2400.
- CH4255 : Echadero de mineral en la RP4245. Milagros Centro Nv 2400.
- CH4265 : Echadero de desmonte en la RP4245. Milagros Centro Nv 2400.
- CM5080 : Cámara de carguío. Milagros Norte Nv 2430.
- CX885 : Rehabilitación para V. Milagros Norte. Milagros Nv 2430.

II. PRODUCCION

- TJ3294 : Mecanizado. Minado al norte, luego al sur. MIL- Nv1915.
- TJ2366 : Mecanizado. Acceso hacia el ala sur. ROS Nv2300.
- TJ2306 : Convencional. Continuar minado al norte. ROS Nv2300.
- TJ2430 : Convencional. Continuar minado al norte. ROS Nv2000.
- TJ634S : Convencional. Ejecución de chimenea para iniciar el minado. ROS Nv 2240
- TJ2351 : Convencional. Inicio de corte. ROS Nv 2190.
- TJ2569 : Mecanizado. Minado de nuevo corte en ambas alas. ROS Nv2090.
- TJ2925 : Convencional. Minado al norte. LOU Nv2250.
- TJ2730 : Convencional. Minado al sur. LOU Nv 1965.
- TJ2795 : Mecanizado. Minado al norte, luego al sur, hacia la GL2815. LOU Nv1965.
- TJ2960 : Mecanizado. Rebatido y relleno para un nuevo corte. LOU Nv1965.
- TJ225 : Mecanizado. Minado al norte. LOU SPLIT 1 Nv 2430.
- TJ227 : Minado al norte. LOU SPLIT 1 NV2430.
- TJ2927 : Mecanizado. (CX3086) Paralizado, en espera corte inferior. LOU Nv1915.
(Ala Norte) Rebatido desde el acceso principal. Seguir recuperando hacia el piso. LOU Nv1915

(Ala Sur) Culminar el minado hacia el sur. LOU-Nv1915.
- TJ2926 : Mecanizado. Iniciar acceso hacia el norte para minado. LOU Nv 1915.
- TJ2696 : Mecanizado. Inicio de minado hacia el sur. LOU Nv1915.
- TJ4185 : Mecanizado. Continuar minado al norte luego al sur. MIL Nv2400.

III. SERVICIOS

- RP2685 : Bombeo y limpieza para retomar el TJ2827 (Nv 2065)
- CX590S : Limpieza y rehabilitación. Rosa Nv 2140

ZONA SUR

I. AVANCES

MVC

- RP850S : Profundizar Candelaria. Candelaria Nv2115. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM1745 : Cámara para SE en RP850. Candelaria Nv2115.
- RP1825BS : Preparación TJ1786.Candelaria Nv2115.
- CM2115 : Cámara para CHAK de ventilación. Candelaria Nv2115.
- CH2103 : A partir de la CM2103 para echadero. Candelaria Nv2165.
- RP2080 : Preparación TJ1995. Candelaria Nv2165.
- BP1835 : Preparación TJ1995. Candelaria Nv2165.
- BP850S : Exploración al sur de Candelaria. Candelaria Nv2265. **LABOR DE PRIORIDAD.**
- CM1703 : Rebaje de piso poza de bombeo #3.Candelaria Nv2345.
- RP2267 : Ingresar debajo de la GL2272. Rosa Nv2330.
- RP2412 : Recuperación del TJ2332. Rosa Nv2330.
- RP2130 : Preparación TJ2155. Encanto Nv2280.

SEPROCAL

- CH2095AK : Chimenea de ventilación. Encanto NV2280.

II. PRODUCCIÓN.

- TJ1642 (Convencional) : Continuar minado hacia el sur. Candelaria Nv2345.
- TJ853 (Mecanizado) : Continúa minado al sur. Candelaria Nv2345.
- **TJ1786 (Mecanizado) : Inicia minado de nuevo corte. Candelaria Nv2115.**
- TJ1995 (Mecanizado) : Minado a ambas alas norte y sur. Candelaria Nv.2165
- TJ537 (Mecanizado) : Inicio de minado al norte. Rosa Sur Nv2350.
- TJ2332 (Mecanizado) : Minado de tensional. Rosa Sur Nv2330.
- TJ2272 (Mecanizado) : Inicio de minado GL2272. Rosa Sur Nv2330.
- TJ597 (Mecanizado) : Minado al norte. Rosa Sur Nv2330.
- **TJ2155 (Mecanizado) : Sostenimiento para continuar minado al norte. Encanto Nv2280.**
- TJ2328 (Convencional) : Recuperación al techo. Encanto Nv2330.

III. INFRAESTRUCTURA Y SERVICIOS

CANDELARIA

- BP850S : Desquinche y rehabilitación. Candelaria Nv2265. **LABOR DE PRIORIDAD.**

PROGRAMA DE PRODUCCION SEMANAL: ZONA - SUR

PROGRAMA PRODUCCIÓN SEMANAL

SEMANA 01 - 07 Octubre 18'

ZONA SUR - TAJOS

					LUNES	MARTES	MIÉRCOLES	JUEVES	VIERNES	SÁBADO	DOMINGO																						
					01		02		03		04		05		06		07																
MINA	NIVEL	LABOR	MÉTODO	CONTRATA	1er	2do	LU	LEY	1er	2do	MA	LEY	1er	2do	MI	LEY	1er	2do	JU	LEY	1er	2do	VI	LEY	1er	2do	SA	LEY	1er	2do	DO	LEY	
CANDELARIA	2345	TJ1642	CONV	MVC	24	24	48	8.00	24	24	48	7.00	24	24	48	7.50	24	24	48	6.00	24	24	48	7.50	24	24	48	8.00	24	24	48	7.00	
AFRODITA	2345	TJ853S	MEC	MVC	100	100	200	4.00	100	100	200	4.50	100	100	200	3.50	100	100	200	4.00	100	100	200	4.00	100	100	200	4.00	100	100	200	3.00	
CANDELARIA	2115	TJ1786	MEC	MVC	53	53	107	4.00	53	53	107	5.00	53	53	107	4.50	53	53	107	5.50	53	53	107	3.00	53	53	107	3.00	53	53	107	4.50	
CANDELARIA/TURNO	2165	TJ1995	MEC	MVC	178	198	376	4.84	178	198	376	5.21	178	198	376	4.54	178	198	376	4.66	178	197	375	4.37	178	197	375	4.38	178	197	375	4.17	
TOTAL CANDELARIA			PROG	PROG				4.84				5.21				4.54			4.66				4.37			4.38					4.17		
					01		02		03		04		05		06		07																
ROSA SUR	2350	TJ537	MEC	MVC	SOST	SOST			19	19	38	6.50	19	19	38	6.00	19	19	38	5.50	19	19	38	6.00	19	19	38	6.50	19	19	38	7.00	
	2330	TJ2332	MEC	MVC	33	33	67	3.00	33	33	67	3.00	RD	RD			RH	RH							REB	REB			33	33	67	7.00	
	2280	TJ2272	CONV	MVC	LOZA	LOZA			LOZA	LOZA			RD	RD			REB	REB								78	78	156	5.00	78	78	156	12.00
	2350	TJ597	MEC	MVC	16	16	32	5.00	16	16	32	4.00	PREP	PREP			PREP	PREP								16	16	32	3.00	16	16	32	5.00
ROSA SUR/TURNO			PROG	PROG	49	49	99	3.65	49	49	99	4.21	19	19	38	6.00	19	19	38	5.50	113	113	226	4.89	147	147	293	7.26	147	147	293	9.44	
TOTAL ROSA SUR			PROG	PROG				3.65				4.21				6.00			5.50				4.89			7.26					9.44		
					01		02		03		04		05		06		07																
ENCANTO	2280	TJ2155	MEC	MVC	85	85	171	8.00	85	85	171	9.00	85	85	171	9.50	85	RD								RD	RH			RH	REB		
	2280	TJ2328	CONV	MVC	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	25	25	50	6.00	
ENCANTO/TURNO			PROG	PROG	85	110	196	7.75	85	110	196	8.62	85	110	196	9.06	85	25	25	50	6.00	-	25	25	50	6.00	-	25	25	50	6.00		
TOTAL ENCANTO			PROG	PROG				7.75				8.62				9.06			6.00				6.00			6.00					6.00		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG	313	358	671	5.51	332	377	709	5.96	282	328	610	6.08	282	328	610	5.71	376	335	710	4.07	324	368	692	5.66	324	368	692	6.47	
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05		06		07																
TOTAL TAJOS ZONA SUR			PROG	PROG				5.51				5.96				6.08			5.71				4.07			5.66					6.47		
					01		02		03		04		05																				

5.5. ASPECTOS OPERACIONALES.

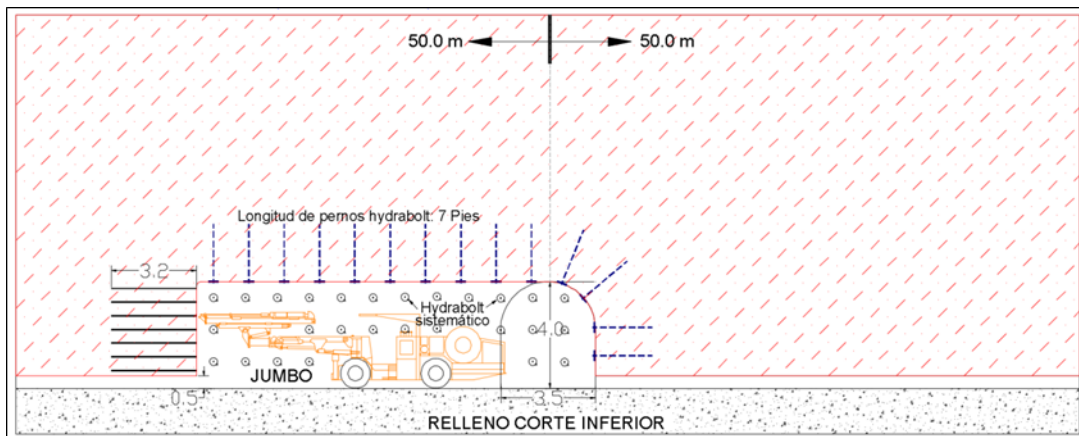
- **Métodos de explotación:** corte y relleno ascendente Mecanizado con relleno detrítico e hidráulico.
- **Perforación:** Perforación Mecanizada en breasting con jumbo electrohidráulico y para perforación convencional con maquina Jack legg.
- **Voladura:** Se utiliza dinamitas semexa 65%, exadit 45%, cordón detonante, como accesorios de voladura se utiliza el carmex y mecha rápida.
- **Sostenimiento:** Con pernos helicoidales, split set, hydrabolt, expandabolt, cuadros de madera, cimbras, relleno detrítico e hidráulico y Shotcrete de 2 y 4 pulgadas.
- **Limpieza:** Con Scoop diésel de 2.2, 4.1 y 6 yd³, y para el acarreo Scoop de 4 y 6 yd³, Dumper de 12 a 15 t.
- **Transporte:** El transporte de mineral y desmonte se efectúan con volquetes de 25 TM de capacidad.
- **Producción:** 2,050 t/día, ley de Au de 10.5 g/t.
- **Sistema de trabajo:** 20 x 10 (20 días de trabajo por 10 días de descanso con tres grupos de trabajo).
- **Relleno Hidráulico:** Para el relleno hidráulico se tiene una planta en superficie donde se prepara el relleno y se envía mediante tuberías a los tajos.

5.5.1. CICLOS DE MINADO.

5.5.1.1. PERFORACIÓN.

La perforación en los tajos es en breasting y se realiza con jumbos electrohidráulicos donde se usan barras de 14 pies de longitud, el diámetro de perforación varía entre 45 mm con un burden y espaciamiento entre 0.60 – 0.60 m para tajos y para labores de avance entre 0.40 – 0.60 m.

Grafico N°5.9 - Ciclo de Minado - Perforación (2 horas)



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Ancho de minado con sostenimiento mecanizado

CMHSA desde sus inicios ha explotado sus horizontes mineralizados con soporte de madera (520,000 pies²/mes), con secciones de minado no mayores de 3.00 m x 3.00 m. Los niveles de riesgo por desprendimiento de rocas y aplastamiento por colapso constituían las causas atribuibles a los accidentes en el interior de la mina.

El presente trabajo se describe la factibilidad de minar a sección plena todos los tajeos, para lo cual se evaluaron las condiciones más favorables y desfavorables desde el punto de vista estructural y geomecánico. En cuanto a la geometría, se determinó la de bóveda en arco como la más viable, habiéndose logrado alcanzar anchos de minado de hasta 12.00 m y dotándose con ello a dichas labores de una mayor estabilidad al proporcionarles sostenimiento activo a través del shotcrete SFR y pernos Hydrabolt. Los alcances de dicha innovación se reflejan en que se logró una mayor productividad (13.77 TM/Tarea, equivalente a un incremento del 57%),

menores niveles de riesgo por desprendimiento de rocas, y menores grados de sobre excavación y de generación de vibraciones, al haber implementado de manera obligatoria la voladura de pre-corte (y el uso del Exablock en los taladros de contorno) en todas sus labores. Por último, se utilizó el nuevo concepto sobre control de vibraciones a través del control del “Nivel de daño inducido” en nuestros elementos de sostenimiento (shot-crete) variable, gracias al cual nuestros taladros de contorno no deberán de superar velocidades pico de partículas del orden de los 117 a 468 mm/seg, para una franja de 0.60 m de presencia de microfisuras en el shotcrete.

Nuestro objetivo también es analizar los niveles de factibilidad de aplicación en Consorcio Minero Horizonte S.A. del minado a secciones de vetas plenas mediante corte y relleno ascendente mecanizado sostenidos con shotcrete SFR.

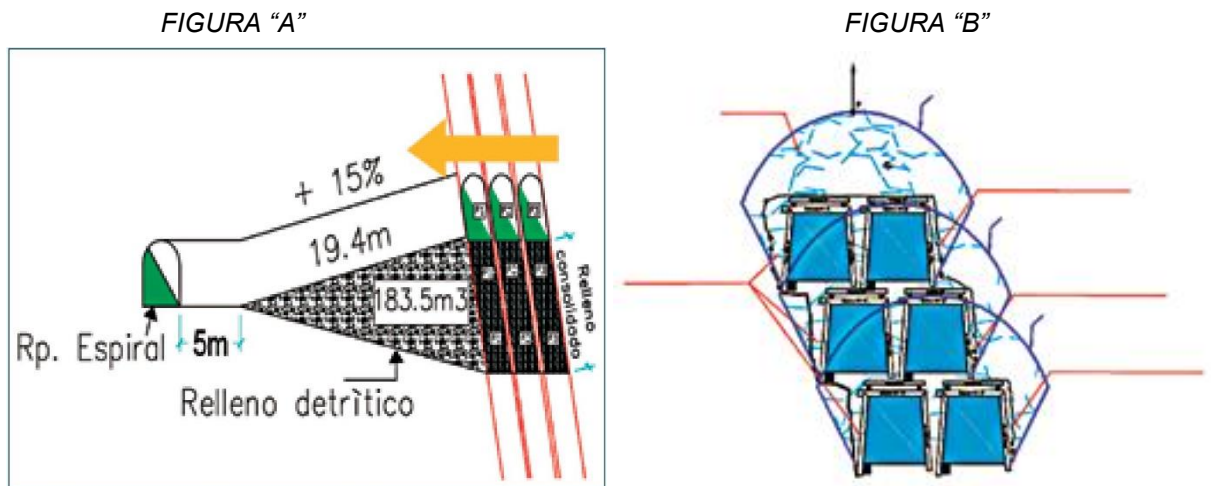
Al considerar el shotcrete SFR como elemento de sostenimiento activo, en nuestro proceso de minado se hace necesario determinar los niveles de daño admisibles por las vibraciones de la voladura de producción generadas y elaborar las estrategias que conduzcan a su minimización.

Fuente: Ing. Hanry Guillén Vilca Jefe de Sección Mina - CMHSA

Condiciones de diseño

- a) Minado evaluado:** Desde el inicio de sus operaciones, CMHSA vino explotando su estructura mineral mediante el método de corte y relleno ascendente con cuadros de madera en sus variantes convencional y mecanizado, teniendo para ello secuencias de minado de fila x fila, con secciones de minado no mayores a 3.00 x 3.00 metros hasta los límites de la estructura para posteriormente rellenarlas con RH e inmediatamente iniciar otra franja de minado. (Ver Fig. N° 5.10 A).

Grafico N°5.10 (A-B) Corte y relleno ascendente con cuadros de madera.



Fuente: Geomecanica CMH SA.

- b) Este proceso de minado manifestaba algunas restricciones:** se generan áreas de inestabilidad tanto en la caja techo como piso y en la propia corona de la estructura mineral "realces" y la interpretación de dichos eventos responde al proceso de relajamiento progresivo del macizo rocoso cuando este abandona el dominio elástico y se plastifica en niveles de inestabilidad que se ilustran en la Fig. 5.10 B.
- c) Minado propuesto:** Concebimos que toda propuesta relacionada con los métodos de explotación subterránea parte de evaluar tres variables de relevancia mayor: geometría de la sección sujeta a la orientación de los esfuerzos principales, bondades en cuanto a estabilidad y niveles de daño inducidos generados por la utilización de explosivos.

Fuente: Biaggio Arbulú. *Análisis estructural*, vol. III, pág 5

A) VALUACION DEL MACIZO ROCOSO PARA EL TJ - 2155

a) Cálculo de RMR en Software Geotable

Para el cálculo de rock mass rating (RMR) para labor de explotación, se ingresan los siguientes datos al programa de Geotable.

- La resistencia del mineral y la roca : 40 a 60 (Mpa).
- Índice de calidad de la roca (RQD) :36%
- Espaciamiento de discontinuidades : < 60mm.
- Persistencia : < 1m.
- Apertura : > 5mm.
- Rugosidad : Liso
- Relleno : Suave < 5mm.
- Meteorización : Ligeramente alterado
- Caudal en 10m túnel (lts/min) : < 10.

Figura N°5.11 - Datos Ingresados al Software Geotable para Cálculo de RMR.

The screenshot shows the 'Clasificaciones Geomecánicas' software interface. The 'RMR' tab is selected. The 'Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)' section contains the following inputs and ratings:

- Resistencia de la Roca Inalterada:** Índice de Carga Puntual (MPa) > 10MPa, Rating: 4
- RQD (Índice de calidad de la roca):** 25-50 %, Rating: 8
- Espaciamiento de discontinuidades:** < 60mm, Rating: 5
- Condición de discontinuidades:** Persistencia < 1m, Apertura > 5mm, Rugosidad Moderadamente lisa, Relleno Relleno suave < 5mm, Meteorización Moderadamente alterado, Rating: 13
- Presencia de agua:** Caudal en 10m túnel (lts/min) < 10, Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal) < 0.1, Estado Ligeramente húmedo, Rating: 10

The final **RMR** value is 35, which is circled in red in the image.

Fuente: Propia.

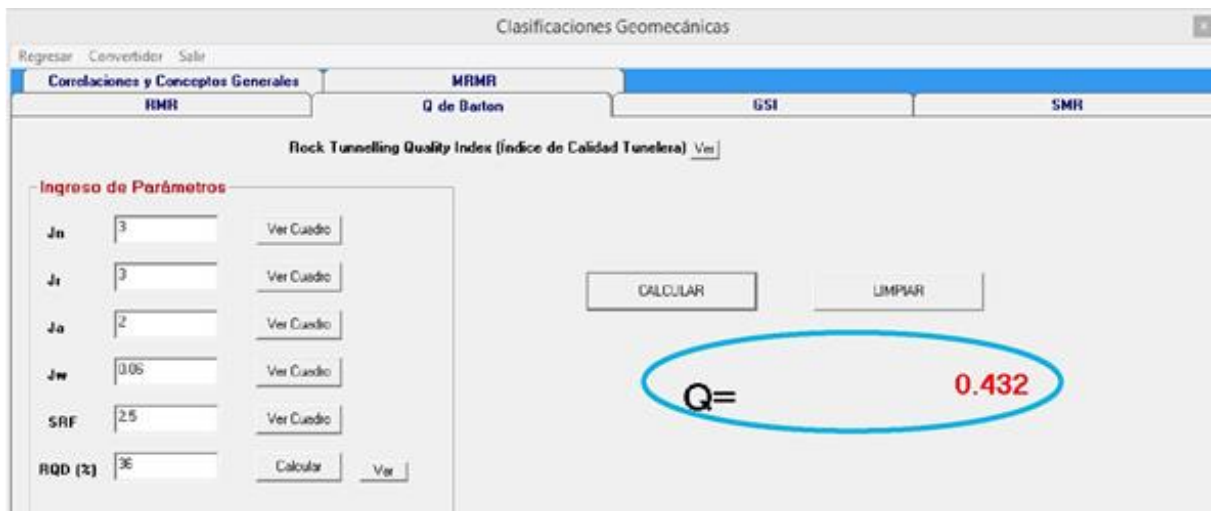
Según a la clasificación de Bieniawski (RMR = 35), pertenece a la clase IV, calidad mala y su valoración se ubica dentro del rango (40 -21).

b) Calculo índice "Q" en software geotable

Parámetros para el cálculo de índice "Q" de Barton.

- Jn (N° de fallas de juntas) : 3
- Jr (N° de Rugosidad es de juntas) : 3
- Ja (N° Alteración de las juntas) : 2
- Jw (Reducción de agua en las juntas) : 0.06
- SRF(Factor de reducción de esfuerzo) : 2.5
- RQD(Índice de la calidad de la roca) : 36%

Figura N°5.12 - Datos Ingresados al Software Geotable para Cálculo índice "Q"



Fuente: Propia.

Como se observa el índice Q = 0.432, según el rango de variación del índice Q se encuentra dentro 0.1 - 1, con una descripción de roca muy mala.

c) Cálculo de G.S.I. (Geological Strength Index).

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 35-5$$

$$GSI = 30$$

De acuerdo a la clasificación de Hoek y Marino; el valor (GSI = 30) tiene una estructura muy fracturado y con una condición del frente regular con superficies suaves y moderadamente alteradas.

B) INFORMACIÓN GENERAL DE PERFORACIÓN

- RMR = 35, RQD = 36%, Q= 0.432 y GSI = 30
- Equipo de perforación : Jumbo quasar de un brazo.
- Número de perforadora : 1
- Labor : explotación tajeo (TJ-2155)
- Peso específico del mineral : 2.8 TM/m³
- Longitud de barreno : 10pies
- Diámetro taladro : 45mm

C) NUMERO DE TALADROS PARA EL TAJO - 2155

Para obtener el número de taladro del tajeo (TJ2155) en la unidad de producción de Zona Candelaria se aplicara la fórmula de Protodiakonov.

$$N^{\circ} \text{ Tal} = k\sqrt{f * S}$$

Donde:

k: Ángulo de fricción.

k = 2.00 para ángulo de fricción alto.

k = 2.70 para ángulo de fricción bajo.

f=Factor de resistencia.

S = Área de labor

De forma aproximada, Protodiakonov dio los siguientes valores para el factor de resistencia "f":

Tabla 29:
Factor de Resistencia de la Roca.

CATEGORÍA	DESCRIPCIÓN	f
Excepcional mente buena	Cuarcita; basalto y rocas de resistencia excepcionalmente buena.	20
Alta resistencia	Areniscas, silíceas y calizas muy competentes.	15-10
Resistencia media	Caliza; granodiorita algo alterada.	9
	Areniscas medias y pizarras.	5
	Lutitas, areniscas y conglomerados.	4
	Esquistos, margas compactas.	3
Resistencia baja	Calizas y lutitas blandas, areniscas friables, gravas y bolos cementados, morrenas.	2
	Lutitas fisuradas y rotas. Gravas compactas y arcillas.	1.5
Resistencia muy baja	Arcillas y gravas arcillosas	1.0
	Arenas gravas finas	0.5
	Lomos.	0.3

Fuente: Manual de exsa.

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 2.7\sqrt{9 * 9.6}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 25.0 \text{ tal/disp.}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 25 \text{ tal/disp.}$$

D) RENDIMIENTOS DE PERFORADORA JUMBO SANDVIK MODELO DD210 (01 BRAZO)

m) $(\text{Long. barra}) = 12 \text{ pies}$

n) Tiempo promedio por taladro : 1.90min/taladro

o) Eficiencia de perforacion de jumbo : 91%

p) $\text{Long. barra} = (\text{Long. barra real}) - (\text{long. chang})$

$$\text{Long. barra} = 12 \text{ pies} - 01 \text{ pies}$$

$$\text{Long. barra} = 11 \text{ pies}$$

q) $L_{tal} = 11 \text{ pies} \times 0.91 \times \frac{0.3048m}{pie} = 3.05m$

r) Cambio de posición del equipo : 0.62min/taladro

s) Sub total del tiempo empleado : 2.52min/taladro

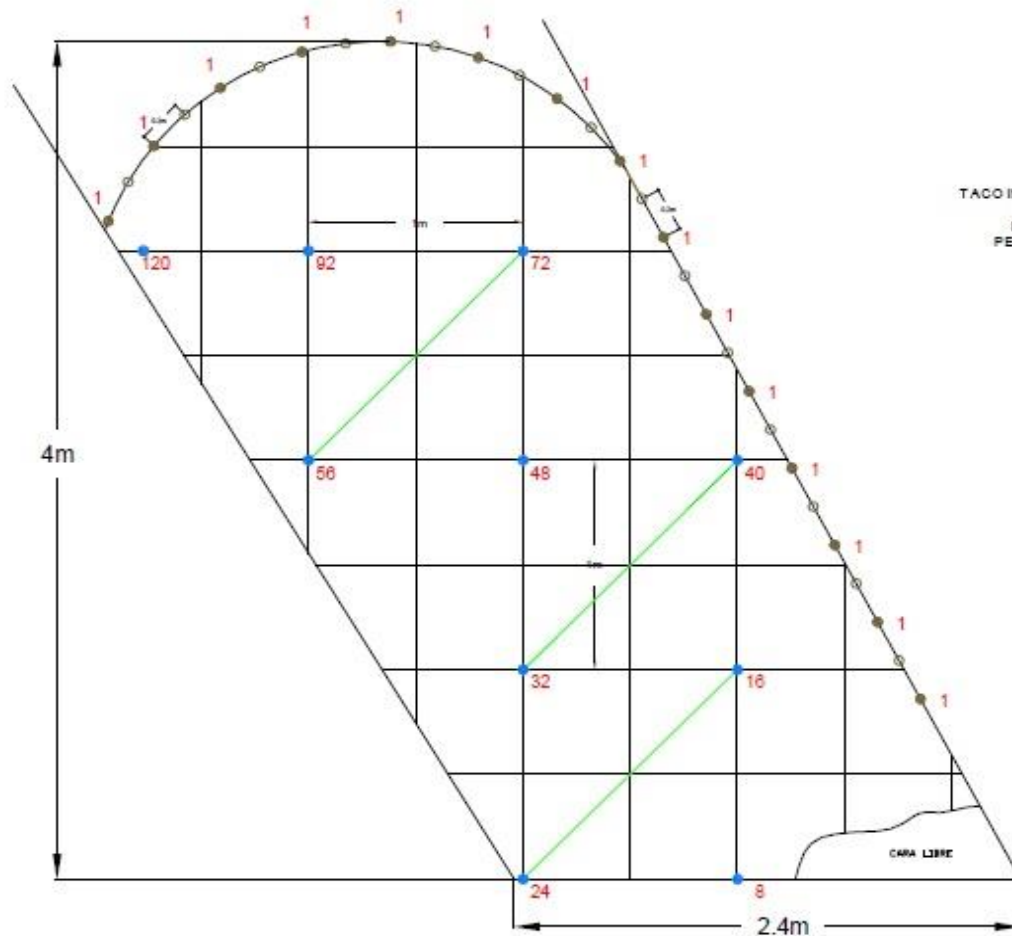
- t) Tiempo de perforación en todo el frente :
 $2.52 \text{ min/taladros} \times 25 \text{ tal/frente} = 63 \text{ min/frente}$
- u) factor de seguridad y otros imprevistos : 20%
- v) Tiempo de perforación del tajo corregido:
 $63 \text{ min/frente} + 63 \text{ min/frente (20\%)} = 75.60 \text{ min/frente}$
- w) Instalación del equipo :10min
- x) Desconexión de la máquina perforadora :10min
- TOTAL =95.60 min/frente

Tiempo total de perforación: 1Hr 35min 36seg para 25 taladros.

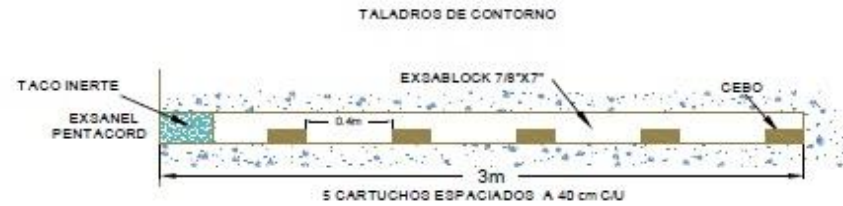
E) MALLA ESTANDAR DE PERFORACIÓN PARA LA SECCION 2.4X4.0 mts.

La malla de perforación propuesta está basada según la fórmula de Protodiakonov establece parámetros de rocas mediante el empleo de explosivos para el uso de los diferentes tipos de excavación subterránea, creando procedimientos de cálculos estructurales subterráneas atendiendo a las propiedades físico - mecánicas de las rocas.

Figura 5.13 - Malla de Perforación y Voladura Precorte – Tajos Mecanizados, Voladura en Breasting Perforación con jumbo
Sección 2.4m x 4.0 m



MALA-B RMR 21-30 CAJA TECHO
MALA-A RMR 31-40 CAJA PISO



TALADROS CARGADOS : 25
TALADROS VACIOS : 14
TALADROS PERFORADOS: 39
DIAMETRO DE PERFORACION: 45 mm
7 CARTUCHOS DE EMULEX 45 1 1/8"X12" POR TALADRO

- TALADROS DE PRE-CORTE CARGADOS CON EXSABLOCK 7/8"X7"
- TALADROS CARGADOS CON EMULEX 1 1/8" X 12"
- TALADROS DE AMORTIGUACION

BURDEN PRACTICO: 1.00 m
ESPACIAMIENTO PRACTICO: 1.00 m

RENDIMIENTOS	UNI	10 PIES
FACTOR DE GARGA	Kg/m ³	0.81
FACTOR DE POTENCIA	Kg/Tn	0.27

N°EXSANEL	1	8	16	24	32	40	48	56	72	92	120	TOTAL
CANTIDAD	15	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	25

Fuente: Planeamiento CMH SA.

F) APLICACIÓN DE LA TEORÍA DE R. ASH PARA LABOR DE EXPLOTACIÓN

Es una técnica realizada para calcular los trazos de perforación, diseñar y determinar la cara de un disparo, en minería subterránea y superficial.

BURDEN

$$B = K_b * \frac{D_e}{12}$$

Donde:

B: burden (pies)

K_b: Estándar de carga explosiva (sin unidades).

D_e: Diámetro de carga explosiva (pulgadas)

Tabla 30:
Estándares de Carga para Rocas y Explosivos.

EXPLOSIVO	ROCA		
	Suave	Media	Dura
Baja densidad (0.8 - 1.0 gr/cm ³)	30	25	20
Densidad media (1.0 - 1.2 gr/cm ³)	35	30	25
Alta densidad (1.2 - 1.4 gr/cm ³)	40	35	30

Fuente: Explotación de minas

Reemplazando:

$$B = K_b * \frac{D_e}{12}$$

$$B = 30 * \frac{\frac{9}{8} \text{Pulg.}}{12}$$

$$B=2.81 \text{ pies}$$

$$B=0.85 \text{ m}$$

Espaciamiento:

$$E = K_s * B$$

Donde:

E: Espaciamiento (m)

K_s : Estándar de espaciamiento que depende del intervalo de iniciado de los taladros.

B: burden (m)

LOS DISPAROS	K_s
Para secuencia de retardos en la misma fila.	0.7 - 0.9
Para iniciación simultanea de taladros en la fila.	1.2 - 1.8

$$E = K_s * B$$

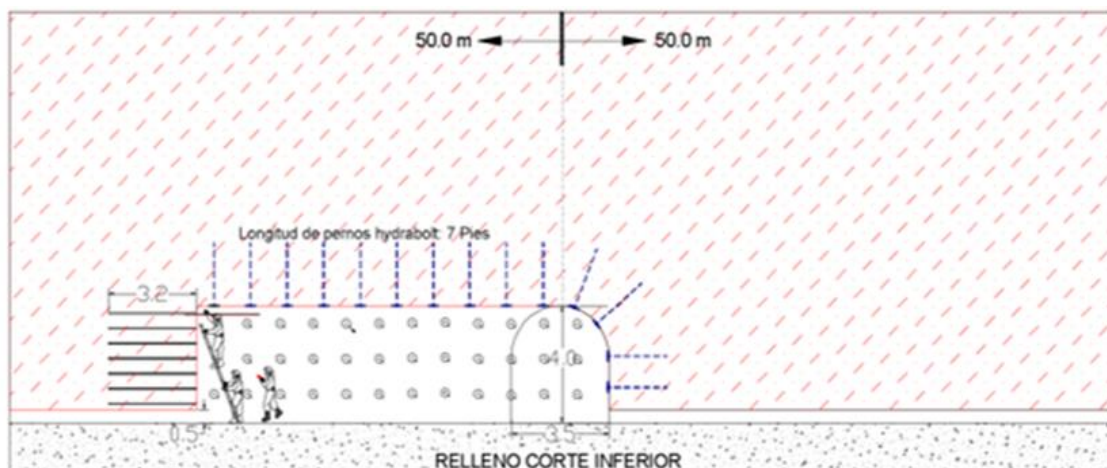
$$E = 0.90 \times 0.85\text{m}$$

$$E = 0.77\text{m}$$

5.5.1.2. VOLADURA.

Culminado el proceso de perforación se realiza el carguío, para esto se utiliza como explosivo la dinamita semexa y exadit y como accesorios el carmex con mecha rápida, los taladros de producción se cargan con semexa y los taladros de contorno con exadit. Con el objetivo realizar una voladura controlada y no provocar sobre rotura.

Grafico N°5.14 - Ciclo de Minado - Voladura (1 hora de carguío)



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Nota:

- El tiempo de 01 hora corresponde a la etapa de carguío.

- La voladura se realizará en los horarios de disparo establecido (06:00am-06:00pm.)

A) VOLADURA PROPUESTA PARA TJ – 2155

Parámetros de Voladura:

- Sección del tajo 2.4 m X 4.0 m : 9.60 m²
- Peso específico de mineral : 2.80TM/m³
- Total de taladro : 25 taladros/disparo
- Peso de semexsa 45%(1 1/8" *12") : 0.205 kg/cartucho
- Peso de Exsablock (1 1/8" * 8") : 0.125 kg/cartucho
- Longitud del taladro perforado : 3.05 m/taladro
- Sobre rotura : 6%

CÁLCULO DE CARGA EXPLOSIVA

El tipo de roca a volar, el factor de carga, van disminuyendo tanto por la disminución de los taladros así como por la disminución de cantidad de cartuchos de explosivos dependiendo del tipo de roca a volar.

Según las diferentes clasificaciones geomecánicas se obtuvieron los siguientes parámetros del macizo rocoso:

- Descripción de roca : Granodiorita con descripción mala.
- RMR = 35, RQD = 36%
- Q= 0.432 GSI = 30.

Kilos de explosivos por m³ de roca

Depende de la tenacidad de la roca y de la sección del frente de voladura controlada, influyen: número, diámetro y profundidad de los taladros, sistema de iniciación a emplear, tipo y dimensión de explosivos. Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por m³ a volar disminuye cuanto más pequeña sea la sección del frente y también aumenta cuanto más dura sea la roca. La carga promedio de explosivos por taladro es de 3/4 de la longitud del taladro perforado, el diámetro del taladro perforado debe ser adecuado para el carguío de los explosivos y los accesorios de voladura para no ser dañado durante el atacado.

Tabla 31:
Kilos de Explosivo por m³ de Roca.

Área del túnel en m ²	KILOS DE EXPLOSIVOS ESTIMADOS POR m ³ DE ROCA		
	Roca dura y tenaz	Roca intermedia	Roca suave y friable
1-5	2.60 - 3.20	1.80 - 2.30	1.20 - 1.60
5-10	2.0 - 2.60	1.40 - 1.80	0.90 - 1.20
10 - 20	1.65 - 2.00	1.10 - 1.40	0.60 - 0.90
20 - 40	1.20 - 1.65	0.75 - 1.10	0.40 - 0.60
40 - 60	0.80 - 1.20	0.50 - 0.75	0.30 - 0.40

Fuente: Manual de exsa

Interpolación para calcular kilos de explosivos para una sección de 9.60m².

$$\begin{array}{lcl}
 5\text{m}^2 & \longrightarrow & 1.40\text{kg/m}^3 \\
 9.60\text{m}^2 & \longrightarrow & X \\
 10\text{m}^2 & \longrightarrow & 1.80\text{kg/m}^3 \\
 & & X=1.77\text{kg/m}^3
 \end{array}$$

En 1 m³ de roca a volar se utilizara como máximo 1.77kg de carga explosiva.

Calculo de cantidad de carga por taladro:

$$Lc = \frac{3}{4} * Ltal$$

Donde:

Lc : Longitud de carga

Lt : Longitud de taladro

$$Lc = \frac{3}{4} \times 3.05\text{m} \implies Lc = 2,29\text{m}$$

Tabla 32:
Distribución de Carga Explosiva.

Descripción	N° taladros	Taladro cargado	Long. Taladro (m)	CARTUCHOS/TALADRO		TOTAL CARTUCHOS		Carga explosiva (Kg)/Disp.
				Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1 -1/8" * 8"	Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1- 1/8" * 8"	
Producción	8	8	3.05	5	4	40	32	12.20
Cuadradores	8	8	3.05	4	5	32	40	11.56
Corona	7	7	3.05	1	4	7	28	4.94
Arrastre	2	2	3.05	4	4	8	8	2.64
Total	25	25				87	108	31.34

Fuente: Elaboración propia

**Kg.Explosivo /disparo = (Nro cart. Semexsa 1-1/8" *12" 45% x kg/cart.45%)
+ (Nro cart Exsablock 1-1/8" * 8" x Kg/cart Exsablock 1-1/8" * 8")**

*Producción=40 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 32cart/disp. X 0.125kg/cart
= 12.20kg/disp.*

*Cuadradores = 32cart/disp. X 0.205kg/cartucho +40 cart/disp X 0.125kg/cart
= 11.56kg/disp.*

*Corona = 7 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 28cart/disp. X 0.125kg/cart
= 4.94 kg/disp.*

*Arrastre = 8 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 8 cart/disp. X 0.125kg/cart
= 2.64 kg/disp.*

*Kg. Explosivo/disp.= 87 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 108 cart/disp. X
0.125kg/cart
= 31.34 kg/disp.*

Recolección de datos de campo TJ - 1708

N° disparos	Labor	Ancho	Alto	Long. Perforado	Avance logrado
Disparo #1	TJ-1708	3.5	3.5	3.18	3.11
Disparo #2	TJ-1708	3.5	3.5	3.21	3.13
Disparo #3	TJ-1708	3.5	3.5	3.21	3.14
Disparo #4	TJ-1708	3.5	3.5	3.20	3.13
Disparo #5	TJ-1708	3.5	3.5	3.19	3.13
Disparo #6	TJ-1708	3.5	3.5	3.17	3.12
Disparo #7	TJ-1708	3.5	3.5	3.21	3.12
Disparo #8	TJ-1708	3.5	3.5	3.20	3.14
Disparo #9	TJ-1708	3.5	3.5	3.18	3.12
Disparo #10	TJ-1708	3.5	3.5	3.19	3.13
Promedio				3.20	3.13
Eficiencia de voladura				98%	
Eficiencia de perforación				91%	

Fuente: elaboración propia

TONELADAS METRICAS/DISPARO

- Longitud de barra : 12 pies
- Long. Real = (Long. Barra) – (Long. Chang) : 11 pies
- Eficiencia de perforación : 91%
- Eficiencia por disparo : 98%
- Longitud de taladro : 3.05m
- Avance real o avance efectivo por disparo

$$98\% \times 3.05 \text{ m/taladro} = 2.99 \text{ m/disparo}$$

- Volumen Roto(m³)

$$V = S \text{ (m}^2\text{)} \times \text{avance efectivo (m)}$$

$$V = 9.60 \text{ m}^2 \times 2.99 \text{ m/ disparo}$$

$$V = 28.70 \text{ m}^3/ \text{disparo}$$

- Sobre rotura o dilución **6%**

$$28.70 \text{ m}^3/ \text{disparo} + 28.70 \text{ m}^3/ \text{disparo} \times 0.06 = 30.42 \text{ m}^3/ \text{disparo.}$$

- Toneladas por disparo (TM/disparo):

$$\text{TM/disparo} = 30.42 \text{ m}^3/ \text{disparo} \times 2.80 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{TM/disparo} = 85.18 \text{ TM/disparo}$$

- Factor de potencia (Fp):

$$Fp = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disp)}}{\text{Toneladas rotas(TM/disp)}}$$

$$Fp = \frac{31.34\text{kg/disp}}{85.18\text{TM/disp}}$$

$$Fp = 0.37\text{kg/TM}$$

- Factor de carga (Fc):

$$Fc = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{Volumen rota(m}^3\text{/disparo)}}$$

$$Fc = \frac{31.34\text{kg/disparo}}{28.70\text{m}^3\text{/disparo}}$$

$$Fc = 1.09 \text{ kg/m}^3$$

- Factor de carga lineal:

$$Fcl = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{avance efectivo(m/disparo)}}$$

$$Fcl = \frac{31.34\text{kg/disparo}}{2.99\text{m/disparo}}$$

$$Fcl = 10.48 \text{ kg}$$

B) VOLADURA PROPUESTA PARA TJ – 1786

Parámetros de Voladura:

- Sección del tajo 3.0 m X 4.0 m : 12 m²
- Peso específico de mineral : 2.80TM/m³
- Total de taladro : 30 taladros/disparo
- Peso de semexsa 45%(1 1/8" *12") : 0.205 kg/cartucho
- Peso de Exsablock (1 1/8" * 8") : 0.125 kg/cartucho
- Longitud del taladro perforado : 2.90 m/taladro
- Sobre rotura : 6%

CÁLCULO DE CARGA EXPLOSIVA

El tipo de roca a volar, el factor de carga, van disminuyendo tanto por la disminución de los taladros así como por la disminución de cantidad de cartuchos de explosivos dependiendo del tipo de roca a volar.

Según las diferentes clasificaciones geomecánicas se obtuvieron los siguientes parámetros del macizo rocoso:

- Descripción de roca : Granodiorita con descripción mala.
- RMR = 35, RQD = 36%
- $Q = 0.432$ GSI = 30.

Kilos de explosivos por m³ de roca

Depende de la tenacidad de la roca y de la sección del frente de voladura controlada, influyen: número, diámetro y profundidad de los taladros, sistema de iniciación a emplear, tipo y dimensión de explosivos. Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por m³ a volar disminuye cuanto más pequeña sea la sección del frente y también aumenta cuanto más dura sea la roca. La carga promedio de explosivos por taladro es de 3/4 de la longitud del taladro perforado, el diámetro del taladro perforado debe ser adecuado para el carguío de los explosivos y los accesorios de voladura para no ser dañado durante el atacado.

Tabla 33:
Kilos de Explosivo por m³ de Roca.

Área del túnel en m ²	KILOS DE EXPLOSIVOS ESTIMADOS POR m ³ DE ROCA		
	Roca dura y tenaz	Roca intermedia	Roca suave y friable
1-5	2.60 - 3.20	1.80 - 2.30	1.20 - 1.60
5-10	2.0 - 2.60	1.40 - 1.80	0.90 - 1.20
10 - 20	1.65 - 2.00	1.10 - 1.40	0.60 - 0.90
20 - 40	1.20 - 1.65	0.75 - 1.10	0.40 - 0.60
40 - 60	0.80 - 1.20	0.50 - 0.75	0.30 - 0.40

Fuente: Manual de exsa

Interpolación para calcular kilos de explosivos para una sección de 9.60m².

10m² → 1.10kg/m³
 12m² → X
 20m² → 1.40kg/m³

$$X=1.16 \text{ kg/m}^3$$

En 1 m³ de roca a volar se utilizara como máximo 1.16 kg de carga explosiva.

Calculo de cantidad de carga por taladro:

$$Lc = \frac{3}{4} * Ltal$$

Donde:

Lc : Longitud de carga

Lt : Longitud de taladro

$$Lc = \frac{3}{4} \times 2.90m \implies Lc = 2.18m$$

Tabla 34:
Distribución de Carga Explosiva.

Descripción	N° taladros	Taladro cargado	Long. Taladro (m)	CARTUCHOS/TALADRO		TOTAL CARTUCHOS		Carga explosiva (Kg)/Disp.
				Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1 -1/8" * 8"	Semexsa 1- 1/8" * 12" (45%)	Exsablock 1- 1/8" * 8"	
Producción	9	9	2.90	5	3	45	27	12.60
Cuadradores	8	8	2.90	3	5	24	40	9.92
Corona	11	11	2.90	1	4	11	44	7.76
Arrastre	2	2	2.90	4	4	8	8	2.64
Total	30	30				88	119	32.92

Fuente: Elaboración propia

Kg.Explosivo /disparo = (Nro cart. Semexsa 1-1/8" *12" 45% x kg/cart.45%) + (Nro cart Exsablock 1-1/8" * 8" x Kg/cart Exsablock 1-1/8" * 8")

Producción=45 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 27cart/disp. X 0.125kg/cart = 12.60kg/disp.

Cuadradores = 24cart/disp. X 0.205kg/cartucho +40 cart/disp X 0.125kg/cart = 9.92kg/disp.

Corona = 11 cart/disp. X 0.205kg/cartucho + 44cart/disp. X 0.125kg/cart = 7.76 kg/disp.

$$\begin{aligned} \text{Arrastre} &= 8 \text{ cart/disp.} \times 0.205\text{kg/cartucho} + 8 \text{ cart/disp.} \times 0.125\text{kg/cart} \\ &= 2.64 \text{ kg/disp.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Kg. Explosivo/disp.} &= 88 \text{ cart/disp.} \times 0.205\text{kg/cartucho} + 119 \text{ cart/disp.} \times \\ &0.125\text{kg/cart} \\ &= 32.92 \text{ kg/disp.} \end{aligned}$$

TONELADAS METRICAS/DISPARO

- Longitud de barra : 12 pies
- Long. Real = (Long. Barra) – (Long. Chang) : 10 pies
- Eficiencia de perforación : 95%
- Eficiencia por disparo : 97%
- Longitud de taladro : 2.90m
- Avance real o avance efectivo por disparo
 $97\% \times 2.90 \text{ m/taladro} = 2.81 \text{ m/disparo}$
- Volumen Roto(m³)
 $V = S \text{ (m}^2\text{)} \times \text{avance efectivo (m)}$
 $V = 12\text{m}^2 \times 2.81\text{m/ disparo}$
 $V = 33.72 \text{ m}^3/\text{ disparo}$
- Sobre rotura o dilución **6%**
 $33.72 \text{ m}^3/\text{ disparo} + 33.72 \text{ m}^3/\text{ disparo} \times 0.06 = 35.74 \text{ m}^3/\text{ disparo.}$
- Toneladas por disparo (TM/disparo):
 $\text{TM/disparo} = 35.74 \text{ m}^3/\text{ disparo} \times 2.80\text{TM/m}^3$

$$\text{TM/disparo} = 100.07\text{TM/disparo}$$

- Factor de potencia (Fp):

$$Fp = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disp)}}{\text{Toneladas rotas(TM/disp)}}$$

$$Fp = \frac{32.92\text{kg/disp}}{100.07\text{TM/disp}}$$

$$Fp = 0.33\text{kg/TM}$$

➤ Factor de carga (Fc):

$$F_c = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{Volumen rota(m}^3\text{/disparo)}}$$

$$F_c = \frac{32.92\text{kg/disparo}}{33.72\text{m}^3\text{/disparo}}$$

$$F_c = 0.98 \text{ kg/m}^3$$

➤ Factor de carga lineal:

$$F_{cl} = \frac{\text{Cantidad de explosivo(kg/disparo)}}{\text{avance efectivo(m/disparo)}}$$

$$F_{cl} = \frac{32.92\text{kg/disparo}}{2.81\text{m/disparo}}$$

$$F_{cl} = 11.72 \text{ kg}$$

Tabla 35:

SUMATORIA TONELAJE TOTAL POR DÍA DE LOS TJ 2155 – TJ 1786

NIVEL	LABOR	TURNO	PRODUCCION POR TURNO .TM	PRODUCCION POR DIA .TM	ley (gr/TM)
2280	TJ - 2155	Día	85.18	170.36	16.01
		Noche	85.18		
2115	TJ - 1786	Día	100.07	200.14	10.87
		Noche	100.07		
TOTAL				370.5	13.44

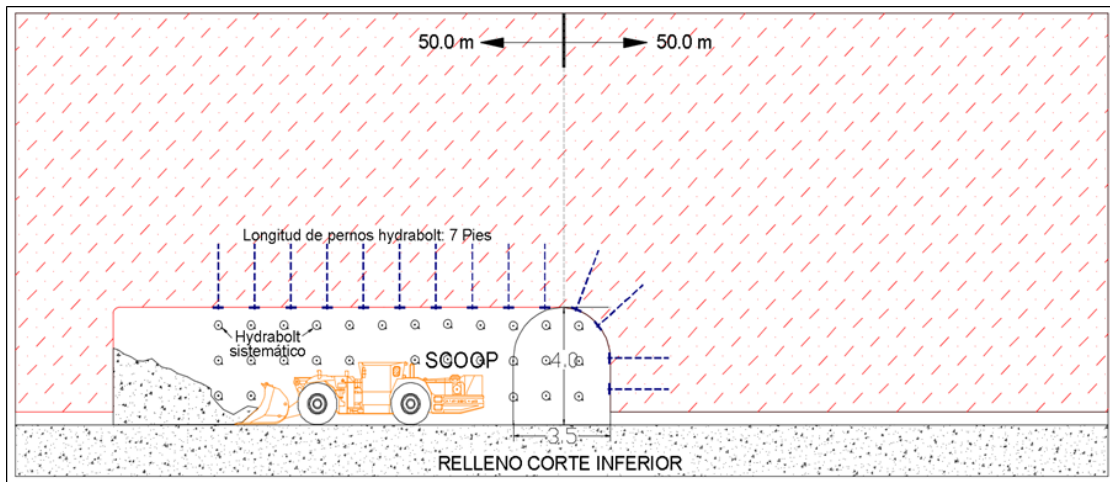
Fuente: Elaboración propia

5.5.1.3. LIMPIEZA.

La operación de limpieza en los tajos mecanizados se realiza con Scoop diésel de 4 yd³ los cuales evacuan el mineral directamente al ore pass que está en el by pass de acceso.

También se acumula carga en cámaras de acumulación, los cuales son cargados a volquetes con el Scoop diésel de 4 yd³.

Grafico N°5.15 - Ciclo de Minado - Limpieza (2 horas)



Fuente: Planeamiento CMH SA.

5.5.1.4. SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento de los tajos se realiza de acuerdo a la clasificación Geomecánica del macizo rocoso, utilizando como base el estudio geomecánico que se utilizó en la unidad en función al tipo de labor si serán labores temporales o labores permanentes.

5. EQUIPO PERFORACIÓN-LIMPIEZA

Empernador Bolter	Hrs.	5.80	119.71		694.32	
Manguera aire 1"	Mts.	30.00	3.25	150.00	0.65	
Manguera agua 1/2"	Mts.	30.00	1.66	150.00	0.33	
SUB TOTAL					695.30	9.93

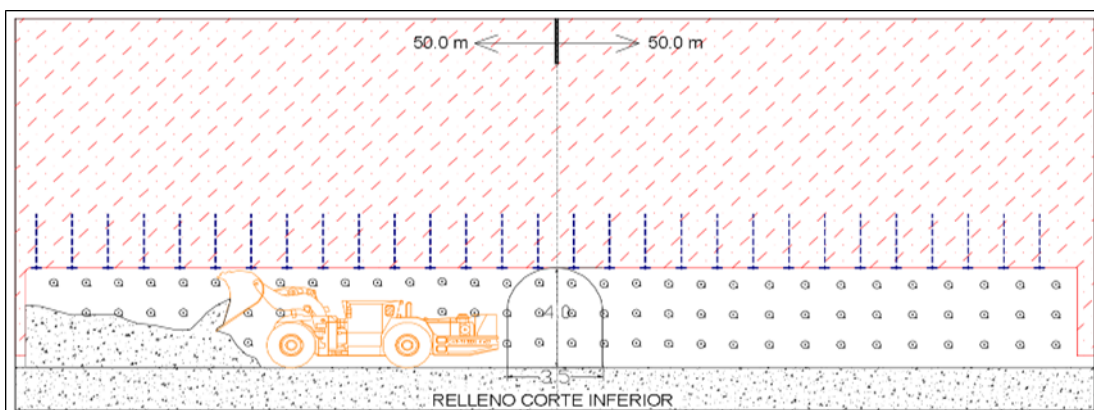
COSTOS DIRECTOS	17.8
------------------------	-------------

Contingencia	3%	0.53
Utilidad	10%	1.78
COSTO TOTAL (US\$/Pza Con material)		20.12

5.5.1.5. ACARREO.

El acarreo es mediante Scoop diésel de 4 yd³. El mineral acumulado en las cámaras de acumulación es cargado a volquetes con Scoop diésel de 4 yd³.

Grafico N°5.17 - Ciclo de Minado - Acarreo

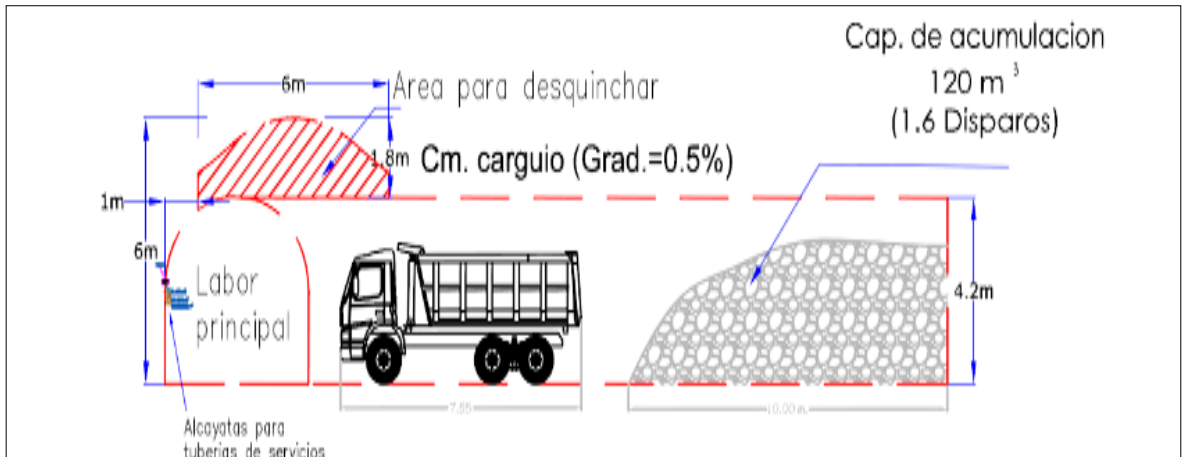


Fuente: Planeamiento CMH SA.

5.5.1.6. TRANSPORTE.

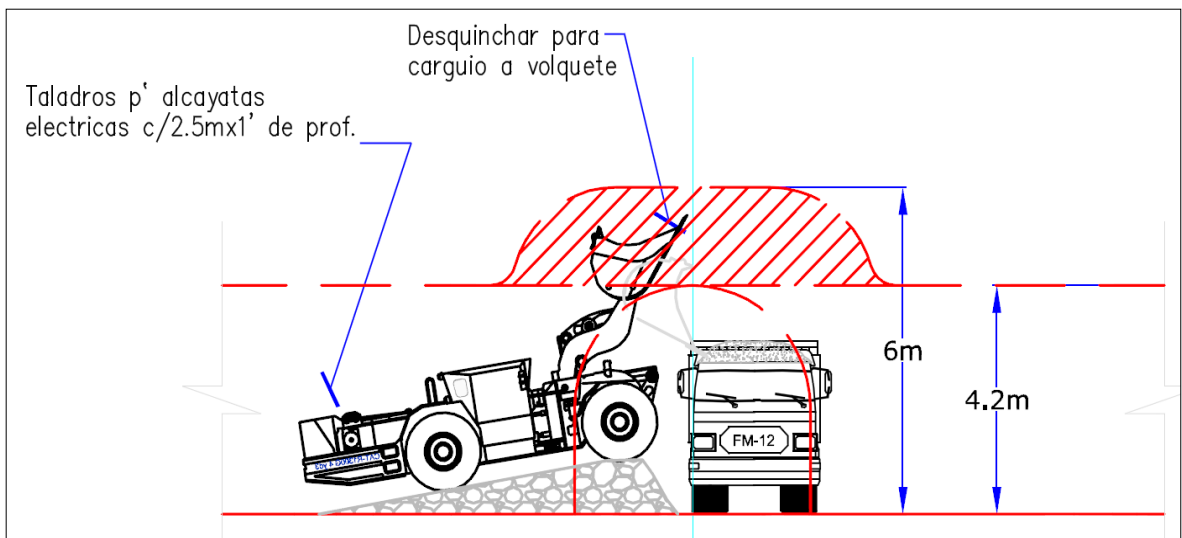
Una vez que el mineral esta acumulado en las cámaras de acumulación o los echaderos de mineral son cargados hacia los volquetes de 25 toneladas de capacidad y transportados hacia la planta de beneficio ubicada en superficie.

Grafico N°5.18 - Ciclo de Minado – Acarreo



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Grafico N°5.19 - Ciclo de Minado – Acarreo



Fuente: Planeamiento CMH SA.

Grafico N°5.20 - Ciclo de Minado



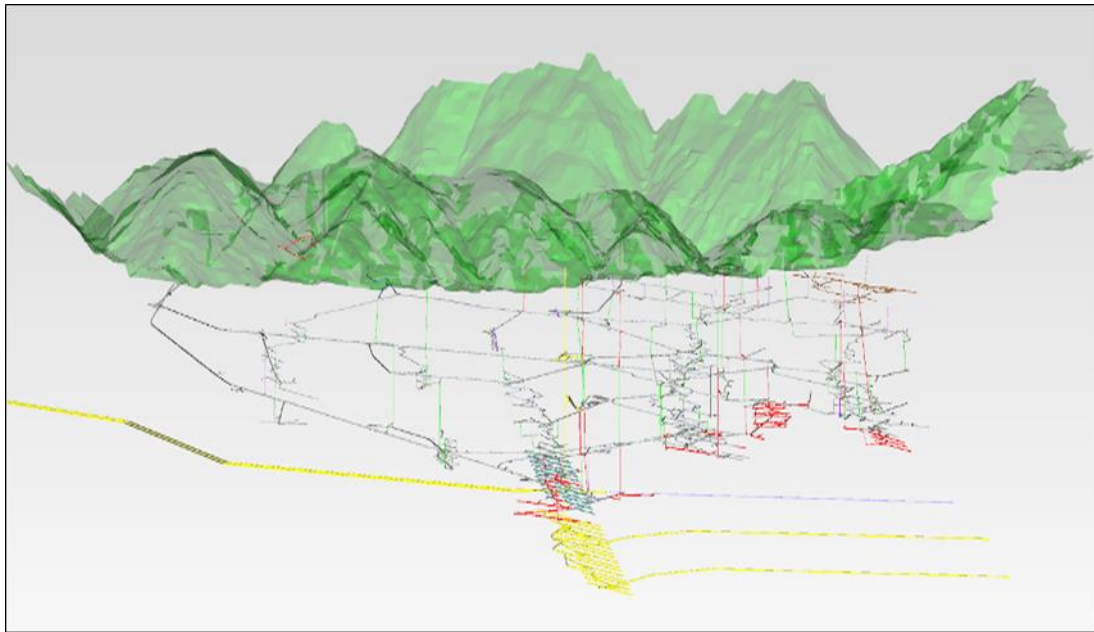
Fuente: Planeamiento CMH SA.

5.5.2. VENTILACIÓN.

La ventilación en interior mina es forzada por ventiladores eléctricos principales de 180 000 y 150 000 cfm de capacidad instalados en chimeneas especiales (Chimeneas Alimak) de sección 2.5 x 2.5 m para la ventilación los cuales están ubicados en los extremos y parte central de las vetas Candelaria, Encanto, Rosa, Lourdes y Milagros, estos ventiladores en los extremos trabajan como extractores de aire contaminado. El aire limpio requerido para la operación ingresa a través de la bocamina por la rampa RNG, bocamina Balcón Nv. 2430 y por las chimeneas ubicadas en la parte central de las vetas.

Para la ventilación auxiliar se usan ventiladores de 30 000 y 60 000 cfm como inyectoros de aire limpio a labores ciegas.

Grafico N°5.21 - Sistema de Ventilación Principal



Fuente: Planeamiento CMH SA.

5.5.3. RELLENO.

El relleno de los tajos se realiza con relleno hidráulico con relave clasificado de planta de beneficio.

El relleno hidráulico es bombeado desde la planta de Toyo en superficie Bernabé y enviado hacia los tajos mediante tuberías HDPE de 4 pulgadas de diámetro instaladas por superficie y chimeneas en interior mina para su distribución a los tajos.

Relleno detrítico proviene del desmonte producido por las labores de preparación y desarrollo.

5.5.4. SERVICIOS AUXILIARES.

5.5.4.1. Aire comprimido.

El aire comprimido es generado por cuatro compresoras de 1 200 a 1 500 cfm alcanzando juntas una capacidad instalada de 5 435 cfm concentradas en superficie más una compresora de 1 000 cfm de capacidad como stand by.

Luego el aire comprimido es ingresado por la CH RB RNG y continua por la CH090AK, llegando al nivel 2430 mediante una tubería de acero alvenius de 12 pulgadas de diámetro, alimentando la mayor parte de la zona baja donde se concentra las operaciones actualmente con tuberías HDPE de 4 pulgadas de diámetro y tubería HDPE de 2 pulgadas de diámetro para los tajos y tope de labores de avance.

5.5.4.2. Agua.

El agua para la operación de mina sera captada de la quebrada ribereña de Balcón, debajo del nivel 2780 Potacas Balcón II en el cual se tiene un reservorio 36 m3 y de la cual se usa para la distribución una tubería HDPE de polietileno de 4 y 2 pulgadas de diámetro respectivamente por su maniobrabilidad y bajo costo.

La presión del agua a la que trabajara sera de 2 a 6 bares empleando rompe presiones en zeta para bajar la presión en algunas zonas.

El requerimiento de agua está basado en el volumen de agua a utilizar en la fase de explotación por los siguientes consumos:

- Consumo de agua de perforación.
- Consumo de agua para sostenimiento.
- Consumo de agua para servicios.

5.6. PARÁMETROS TÉCNICOS INFLUYENTES EN LA PRODUCCIÓN

- Dilución
- Productividad
- Consumo de explosivo
- Longitud de taladro
- Avance efectivo
- Labores preparatorias
- Mineral roto disparado
- Sostenimiento temporal

5.7. EQUIPOS ZONA SUR

La relación de equipos que distribuiremos en la zona sur son las siguientes:

Tabla 36: Relación de Equipos Zona Sur.

RELACION DE EQUIPOS										
ITEM	EQUIPO	CODIGO INTERNO	MARCA	MODELO	CAP. (Yd3)	CONDICIÓN	UBICACIÓN	EMPRESA	CAP DE TANQUE COMBUSTIBLE (GL)	GLN/HRA
01	DUMPER	BPA-44	PAUS	PSWF 10010	16 TN	USADO	CANDELARIA	MVC	50	3
02	JUMBO EMPERNADOR	JUA-66	RESEMIN	SMALL BOLTER		NUEVO	CANDELARIA	MVC	12	1.8
03	JUMBO EMPERNADOR	JUA-65	RESEMIN	SMALL BOLTER	VIGA TELESCOPICA 8-10FT	NUEVO	ENCANTO	MVC	12	1.8
04	JUMBO FRONTONERO	JUA-62	SANDVIK	DD210	12 PIES	NUEVO	CANDELARIA	MVC	21	3
05	JUMBO FRONTONERO	JUA-63	SANDVIK	DD210	12 PIES	NUEVO	CANDELARIA	MVC	21	3
06	SACALER	SRA-08	RESEMIN	SCALEMIN		NUEVO	TUNASPAMPA	MVC	50	4.5
07	JUMBO FRONTONERO	JUA-64	RESEMIN	MUKI	VIGA TELESCOPICA 8-10FT	NUEVO	ENCANTO	MVC	14.5	3
08	MIXER 4 M3	MXA-33	PUTZMEISTER	MIXCRET 4	4 M3	NUEVO	CANDELARIA	MVC	50	3
09	MIXER 4 M3	MXA-30	PUTZMEISTER	MIXCRET 4	4 M3	NUEVO	CANDELARIA	MVC	50	3
10	ROBOT SHOT	LCA-15	PUTZMEISTER	SPM 4210		NUEVO	CANDELARIA	MVC	50	3
11	SCOOPTRAM	SCA-147	SANDVIK	LH410	6 YD3	NUEVO	CANDELARIA	MVC	70	5.5
12	SCOOPTRAM	SCA-148	CATERPILLAR	R1300G	4.1 YD3	OH	CANDELARIA	MVC	50	4.5
13	SCOOPTRAM	SCA-144	SANDVIK	LH203	2.2 YD3	NUEVO	ENCANTO	MVC	40	3.5
14	SCOOPTRAM	SCA-145	SANDVIK	LH203	2.2 YD3	NUEVO	ENCANTO	MVC	40	3.5
15	SCOOPTRAM	SCA-146	SANDVIK	LH307	4 YD3	NUEVO	ENCANTO	MVC	50	4.5
16	ROBOT SHOT	LC-09	ALQUILADO							
17	MIXER 3 M3	MX-18	ALQUILADO							

Fuente: Área de costos MVC SA.

Tabla 37:
Distribución de Equipos.

ZONA	CANTIDAD	NOMBRE	EQUIPO	OBSERVACIONES
ROSA ENCANTO	1	SCOOP TRAM	SCA-144 - 2.2 YD3	ALQUILER A CMH ALQUILER A CMH INOPERATIVO
	1	SCOOP TRAM	SCA-145 - 2.2 YD3	
	1	SCOOP TRAM	SCA-146 - 4.0YD3	
	1	JUMBO EMPERNADOR	JUA-65 - BOLTER 88	
	1	JUMBO	JUA-62 - FRONTONERO 12'	
	1	LANZADOR DE CONCRETO	LC-09	
	1	MICRO JUMBO	JUA-64 - MUKI	
	1	MIXER	MX-18	
	1	DUMPER	BPA-44	
CANDELARIA	1	SCOOP TRAM	SCA-147 - 6.0YD3	INOPERATIVO
	1	SCOOP TRAM	SCA-148 - 4.0 YD3	
	1	JUMBO EMPERNADOR	JUA-66 - BOLTER 88	
	1	JUMBO	JUA-63 - FRONTONERO 12'	
	1	SCALER	SRA 08	
	1	LANZADOR DE CONCRETO	LCA-15	
	1	MIXER	MXA-33	
	1	MIXER	MXA-30	
TOTAL	17			

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 38:
Disponibilidad Mecánica y Coeficiente de Utilización de Equipos.

EQUIPOS	HTP	HD	HT	DM	UE	MTTR	MTBR	MTBF
JUA-62	744	672.034	332.4	90.33%	49.46%	3.14	50.00	81.28
JUA-63	744	574.502	283.32	77.22%	49.32%	13.27	54.36	125.87
JUA-64	744	683.0004	253.6	91.80%	37.13%	1.85	41.91	56.19
JUA-65	744	655.417	284	89.17%	43.33%	2.69	36.47	51.53
JUA-66	744	675.8337	263.3	90.84%	38.96%	2.12	39.21	73.23
SCA-144	744	681.5	406.1	91.60%	59.59%	8.25	177.75	742.00
SCA-145	744	683.5	394.5	91.87%	57.72%	3.94	89.06	742.50
SCA-146	744	698.167	451.6	93.84%	64.68%	3.71	182.29	743.17
SCA-147	744	692.084	400.7	93.02%	57.90%	3.57	120.43	185.02
SCA-148	744	690.7507	443.6	92.84%	64.22%	1.48	48.12	66.77
LCA-15	744	581	296.8	78.09%	51.08%	6.25	40.25	81.38
SRA-08	744	541	182.5	72.72%	33.73%	17.95	56.45	71.94
BPA-44	744	622	199.3	83.60%	32.04%	16.00	108.00	337.75
MXA-30	744	672.5	407	90.39%	60.52%	7.00	117.00	370.50
MXA-33	744	669.504	384.5	90.22%	57.43%	4.68	101.61	184.63

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 39:
Confiabilidad de E quipos.

MTBF	MTTR	EQUIPOS	DM	UE	CONFIABILIDAD
81.28	3.14	JUA-62	90.33%	49%	96%
125.87	13.27	JUA-63	77.22%	49%	90%
56.19	1.85	JUA-64	91.80%	37%	97%
51.53	2.69	JUA-65	89.17%	43%	95%
73.23	3.12	JUA-66	90.84%	39%	96%
200.00	8.25	SCA-144	91.60%	60%	96%
142.00	4.94	SCA-145	91.87%	58%	97%
143.10	6.25	SCA-146	91.52%	65%	96%
185.02	3.57	SCA-147	93.02%	58%	98%
66.77	1.48	SCA-148	92.84%	64%	98%
81.38	6.25	LCA-15	78.09%	51%	93%
81.94	17.95	SRA-08	79.20%	34%	82%
237.55	16.00	BPA-44	83.60%	32%	94%
50.12	7.00	MXA-30	90.39%	61%	88%
184.63	4.68	MXA-33	90.22%	57%	98%

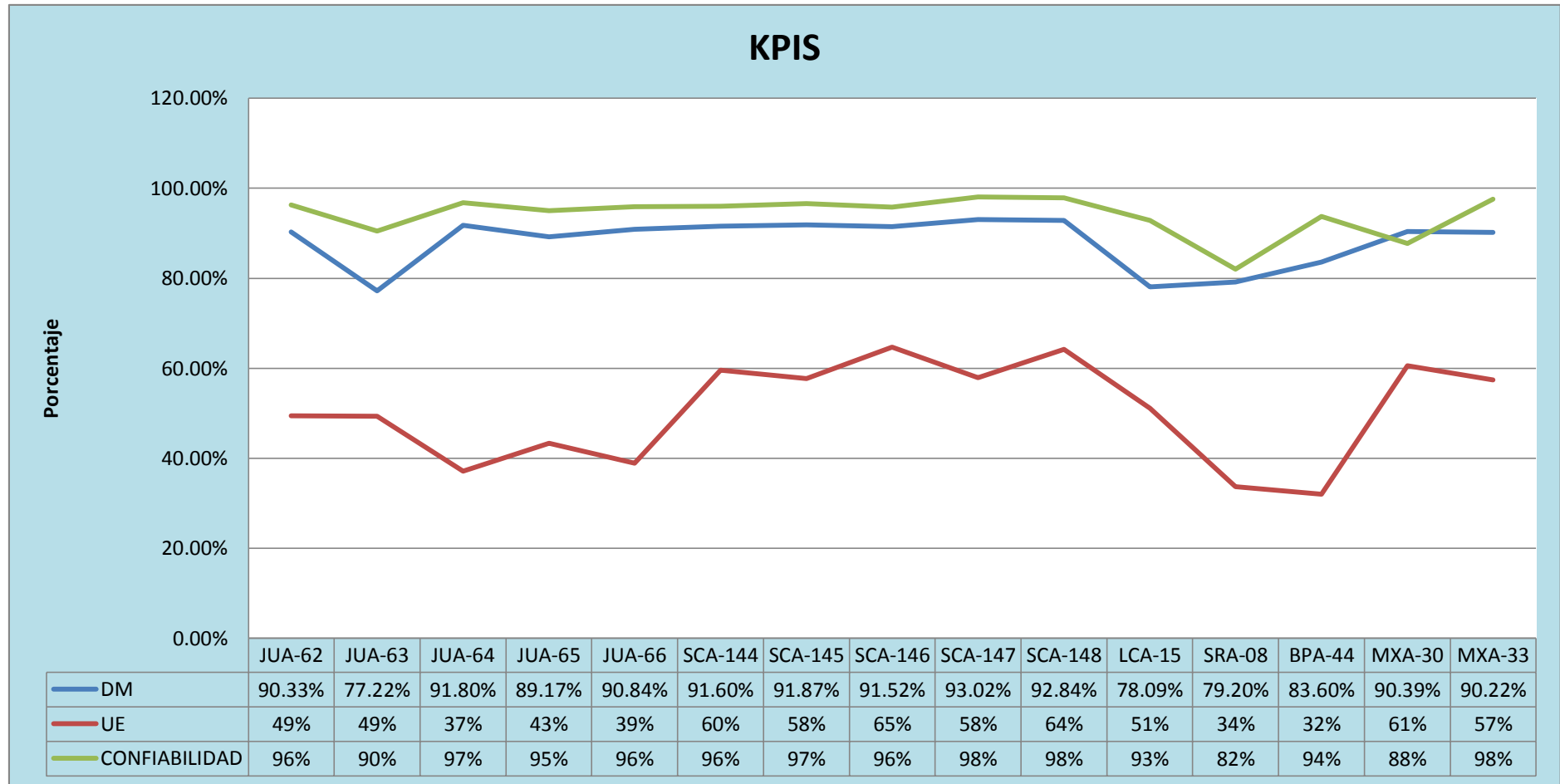
Fuente: Elaboración Propia

Tabla 40:
DM, UE Y Confiabilidad de Equipos por Familia.

FLOTA	DM	UE	CONFIABILIDAD
JUMBO FRONTONERO	86.45%	45%	95%
JUMBO EMPERNADOR	90.00%	41%	95%
SCOOP	92.17%	61%	97%
ROBOT	78.09%	51%	93%
SCALER	79.20%	34%	82%
DUMPER	83.60%	32%	94%
MIXER	90.31%	59%	93%

Fuente: Elaboración Propia

GRAFICO: 5.22- KPIS DE LOS EQUIPOS



Fuente: Elaboración Propia

5.8. PROGRAMA DE AVANCES Y PRODUCCIÓN

- a) Programa de Avances.
- b) Programa de Producción.

Programa de Avances.

PG-04

PLAN ANUAL DE AVANCES 2018 (metros) - PLAN ANUAL														
CRONOGRAMA DE AVANCES - 2018														
ZONA	UNID.	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL
NORTE	m	2,102	2,169	2,165	2,121	2,160	2,132	2,113	2,141	2,043	2,024	2,021	2,014	25,205
SUR	m	810	784	800	880	823	839	886	881	890	886	845	835	10,159
TOTAL GENERAL	m	2,912	2,953	2,965	3,001	2,983	2,971	2,999	3,022	2,933	2,910	2,866	2,849	35,364
METROS POR DIA		94	105	96	100	96	99	97	97	98	94	96	92	97

Fuente: planeamiento CMH SA.

Programa de Producción.

PG-04

RESUMEN PRODUCCION 2018 CMH S.A. - PLAN ANUAL

		2018												365	
		31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	30	31	358.00	
		30.00	28.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00	30.00		
		UNID.	ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	TOTAL SIN 13B
NORTE	PRODUCCION	t	45,580	42,146	47,182	45,884	48,380	46,891	48,231	47,898	46,602	48,516	48,065	47,586	562,961
	LEY	g/t	10.75	10.84	10.79	10.58	10.62	11.54	10.82	11.61	12.01	11.97	12.07	12.47	11.35
	FINOS MINA	g	490,040	456,775	509,260	485,362	513,866	541,002	521,812	555,905	559,718	580,637	580,305	593,442	6,388,125
	RECUPERACION	%	88.97%	89.02%	89.06%	88.95%	88.89%	89.33%	88.95%	89.37%	89.54%	89.50%	89.57%	89.72%	89.26%
	Au	kg	436.01	406.64	453.56	431.72	456.80	483.29	464.14	496.82	501.16	519.66	519.80	532.46	5,702.06
	PROD. DIA TMS	t/d	1470	1505	1522	1529	1561	1563	1556	1545	1553	1565	1602	1535	1542
	PROD. DIA TMH	tmhd	1564	1601	1619	1627	1660	1663	1655	1644	1653	1665	1704	1633	1641
	% Aporte Z. Norte			11%	15%	11%	13%	16%	12%	15%	15%	10%	8%	9%	11%
SUR	PRODUCCION	t	12,643	12,364	13,247	13,533	12,143	12,596	12,259	13,252	13,550	12,601	12,043	12,601	152,831
	LEY	g/t	8.2	8.1	8.4	8.5	7.6	7.5	7.2	7.4	7.3	6.7	6.8	6.8	7.54
	FINOS MINA	g	103,754	99,799	110,787	114,523	92,576	93,985	88,834	97,464	99,257	85,010	81,775	85,263	1,153,029
	RECUPERACION	%	88.97%	89.02%	89.06%	88.95%	88.89%	89.33%	88.95%	89.37%	89.54%	89.50%	89.57%	89.72%	89.22%
	Au	kg	92.31	88.85	98.67	101.87	82.30	83.96	79.02	87.10	88.87	76.08	73.25	76.50	1,028.78
	PROD. DIA TMS	t/d	408	442	427	451	392	420	395	427	452	406	401	406	419
	PROD. DIA TMH	tmhd	434	470	455	480	417	447	421	455	480	432	427	432	445
	% Aporte Z. Sur			8%	17%	16%	20%	21%	17%	19%	20%	26%	21%	21%	27%
TOTAL	PRODUCCION MINA	t	58,223	54,510	60,429	59,418	60,522	59,487	60,490	61,149	60,152	61,117	60,108	60,187	715,792
	RECUPERACION	%	88.97%	89.02%	89.06%	88.95%	88.89%	89.33%	88.95%	89.37%	89.54%	89.50%	89.57%	89.72%	89.25%
	PROD. DIA MINA (TMS)	t/d	1878	1947	1949	1981	1952	1983	1951	1973	2005	1972	2004	1942	1961
	PROD. DIA MINA (TMH)	tmhd	1998	2071	2074	2107	2077	2109	2076	2098	2133	2097	2131	2065	2086
PROD. TRATADA DIA TMS	t/d	1941	1947	2014	1981	2017	1983	2016	2038	2005	2037	2004	2006	1999	
PROD. TRATADA DIA TMH	tmhd	2065	2071	2143	2107	2146	2109	2145	2168	2133	2167	2131	2134	2127	
% Aporte Total			10.5%	15.2%	12.0%	14.3%	17.2%	12.9%	16.1%	15.8%	13.9%	10.4%	11.2%	14.3%	13.6%

Fuente: planeamiento CMH SA.

5.9. EVALUACION ECONOMICA FINANCIERA

5.9.1. ESTIMADO DE COSTO OPERATIVO

Para el cálculo y estimado del costo operativo unitario de rotura, se ha tenido que considerar las leyes sociales de CTTA a todo costo, estructura de costos de mano de obra todo costo.

Tabla 41:

LEYES SOCIALES DE CTTA A TODO COSTO

		MENSUAL		ANUAL		T Anual :			
Básico	31	1,500.00				D.NORMALES	365.00	22.67	
Asíg. Fam.	1.367	75.00				DOMINGOS	52.00		
	32.70	1,541.00				DESC.MEDICO	4.00		
						FERIADOS	11.00		
						VACAC	26.00		
INGRESO:	MENSUAL	ANUAL							
Cálculo de Leyes Sociales	Obreros	Empleados	Obreros	Empleados	Obreros	%	Conceptos Obreros		
Mensual:	741.13	1,541.00	8,893.58	18,492.00			14/12/12*365/27 1		
CTS	96.69	0.00	1,160.28	0.00	13.05%		(30/271)		
VACACIONES	81.74	0.00	980.88	0.00	11.03%		(60/271)		
GRATIFICACIONES	163.49	0.00	1,961.88	0.00	22.06%		(64/271)		
DOMINGOS & FERIADOS	171.66	0.00	2,059.92	0.00	23.16%		(4/271)		
DESCANSO MEDICO	10.90	0.00	130.80	0.00	1.47%				
ESSALUD	65.70	0.00	800.42	0.00	9.00%		A		
JUBILACIÓN ANTICIPADA	14.82	0.00	177.87	0.00	2.00%		B		
SCTR-SALUD	6.67	14.95	80.04	179.37	0.90%	0.97%	C		
SCTR-PENSIONES(interior Mina)	70.41	62.41	844.89	748.93	9.50%	4.05%	D		
VIDA LEY	2.67	0.00	32.02	0.00	0.36%		E		
APORTES REM. PRINCIPAL					21.76%				
ESSALUD	736	0.00%	8828.00%	0.00%	0.99%		1*A		
JUBILACIÓN ANTICIPADA	1.63	0.00	19.62	0.00	0.22%		1*B		
SCTR-SALUD	0.74	0.00	8.83	0.00	0.10%		1*C		
SCTR-PENSIONES	7.77	0.00	93.19	0.00	1.05%		1*D		
VIDA LEY	0.29	0.00	3.53	0.00	0.04%		1*E		
IMPUESTOS VACACIONES					2.40%				
ESSALUD	14.71	0.00	176.56	0.00	1.99%		2*A		
JUBILACIÓN ANTICIPADA	3.27	0.00	39.24	0.00	0.44%		2*B		
SCTR-SALUD	1.47	0.00	17.66	0.00	0.20%		2*C		
SCTR-PENSIONES	15.53	0.00	186.37	0.00	2.10%		2*D		
VIDA LEY	0.59	0.00	7.06	0.00	0.08%		2*E		
APORTE AL TRABAJADOR SOBRE GRATIFICACIONES	.S				4.80%				
ESSALUD	15.45	0.00	185.39	0.00	2.08%		3*A		
JUBILACIÓN ANTICIPADA	3.43	0.00	41.20	0.00	0.46%		3*B		
SCTR-SALUD	1.54	0.00	18.54	0.00	0.21%		re		
SCTR-PENSIONES	16.31	0.00	195.69	0.00	2.20%		3*D		
VIDA LEY	0.62	0.00	7.42	0.00	0.08%		3*E		
IMPUESTO DOM Y FERIADOS					5.04%				
TOTAL:	1,517.59	1,618.36	18,211.16	19,420.30	104.767%				

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

MATERIALES

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MTS/DISP	VIDA UTIL MTS	ESTÁNDAR PZAS/DISP	PRECIO U.S.\$/PZA	U.S.\$/Ton
BARRAS DE PERFORACIÓN	Mts/Disp	163.35	2,500	0.07	513.94	0.25
BROCAS DE 45 MM	Mts/Disp	163.35	200	0.82	83.12	0.51
SHANK ADAPTER	Mts/Disp	163.35	3,500	0.05	254.30	0.09
POLIYUTE	Mts2/Ton	9.30			1,34	0.09
TUBO PVC (Voladura recorte)	Pzas/Disp	12.00			2.16	0.20
Petróleo para Jumbo 1.50	Glns	1.50			3.13	0.04
Petróleo para Scoop 21.22		21.22			3.13	0.50
HERRAMIENTAS	GLB			0,00	1.39	0.01
Cadena de eslavón	Pzas/Disp	3.00			1.09	0.02
SUB-TOTAL						1.72

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MTS/DISP	COSTO UNIT U.S.\$/Pers	COSTO U.S.\$	U.S.\$/Ton
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	Unidad	7.00	2.40	16.80	0.13
Implementos Operador Scoop	Tareas	1.00	4.48	4.48	0.03
					0.16

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

VOLADURA

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	MTS/DISP	CANTIDAD PZAS	COSTO U.S.\$/Cart	U.S.\$/Ton
Semexa 45% 1-1/8" x 12" (122) Cart	FILAS		80.00	0.55	0.33
Exsablock 7/8" x 7" (276) Cart	TALADROS		102 00	0,16	0,13
CORDON DETONANTE 5P	MTS	14.00		0.22	0.02
GUIA ENSAMBLADA 2.4 mts (Carmex)	PZAS	2.00		0.82	0.01
EXANEL 4.2 Mts	PZAS	27.00		1.15	0.23
SUB-TOTAL					0.73

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

EQUIPOS

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	HRS/DISP	COSTO PROPIEDAD U.S.S/HR	COSTO OPERACIÓN U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$/HR	COSTO TOTAL U.S.\$	U.S.\$/Ton
JUMBO ELECTROHIDR DE 1 BRAZO 1.8' 2.04	HORAS	2.04	44.7	93.3	138	281.52	
SCOOP DIESEL 4.1 YD3 (4.42) 5,30	HORAS	5.3	29.97	63.22	93.19	493.93	
SUB-TOTAL						775.45	5.85

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

RELLENO HIDRAULICO - DETRITICO

	TMS	\$/Tons
RELLENO/DETRITICO	1	1.06
		1.06

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

TOTAL DE COSTOS DIRECTOS

TOTAL COSTOS DIRECTOS	
DESCRIPCION	U.S.\$/Tons
MANO DE OBRA	2.15
MATERIALES	1.72
IMPLEMENTOS SEGURIDAD	0.16
VOLADURA	0.73
EQUIPOS	5.85
RELLENO HIDRÁULICO-DETRÍTICO	1.06
	11.67

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

TOTAL DE COSTOS INDIRECTOS

TOTAL COSTOS INDIRECTOS		
DESCRIPCION	%	U.S.\$/Tons
TOTAL COSTOS DIRECTOS		11.67
IMPREVISTOS	3%	0.35
UTILIDAD	10%	1.17
		1.52

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

TOTAL COSTO UNITARIO PERFORACION – VOLADURA U.S. \$/TM (Con equipos)

DESCRIPCION	U.S.\$/Tons
TOTAL COSTOS DIRECTOS	11.67
TOTAL COSTOS INDIRECTOS	1.52
	13.19

Fuente: Costos Unitarios CMH SA.

5.9.2. INVERSION

El costo total de inversión para llevar a cabo la ampliación de la producción de 1750 TM a 2050 TM es de S/. 2,305,881.23 soles.

5.9.2.1. ESTRUCTURA DE INVERSIONES

Tabla 44:

Estructura de inversiones.

ESTRUCTURA DE INVERSIONES					
DETALLE	UNIDAD DE MEDIDA	CANTIDAD	COSTO UNITARIO	COSTO TOTAL	%
1. INVERSION FIJA				S/. 1,828,879.12	79.31
A. ACTIVOS FIJOS				S/. 1,721,789.64	94.14
1. ESTRUCTURA FISICA				0	0
I. TERRENOS				0	#¡DIV/0!
II. CONSTRUCCIONES, INSTALACIONES				0	#¡DIV/0!
2. MAQUINARIA			S/. 1,625,320.00	S/. 1,625,320.00	94.40
1. MAQUINARIA DE OPERACIÓN		1	S/. 1,611,000.00	S/. 1,611,000.00	99.12%
JUMBO ELECTROHIDRAULICO	UNIDAD	1	S/. 1,611,000.00	S/. 1,611,000.00	100%
2. OTROS EQUIPOS		1	S/. 14,320.00	S/. 14,320.00	0.88%
BOMBA ELECTRICA	UNIDAD	1	S/. 14,320.00	S/. 14,320.00	100%
3. MOBILIARIO Y EQUIPO DE OFICINA			S/. 2,832.64	S/. 3,031.64	0.18
SILLAS	UNIDAD	2	S/. 199.00	S/. 398.00	13.13%
ESCRITORIO	UNIDAD	1	S/. 299.00	S/. 299.00	9.86%
COMPUTADORA	UNIDAD	1	S/. 1,274.64	S/. 1,274.64	42.04%
IMPRESORA	UNIDAD	1	S/. 850.00	S/. 850.00	28.04%
EXTINTOR	UNIDAD	1	S/. 90.00	S/. 90.00	2.97%
ESTANTE	UNIDAD	1	S/. 120.00	S/. 120.00	3.96%

4. MOVILIDAD DE TRANSPORTE				S/.	93,438.00	5.43	
CAMIONETA HILUX	UNIDAD	1	S/.	93,438.00	S/.	93,438.00	100%
5. LABORATORIO				S/.	-	0.00	
INSTRUMENTOS DE LABORATORIO						100%	
B. ACTIVOS INTANGIBLES				S/.	20,000.00	1.09	
ESTUDIO DE PREINVERSION				S/.	20,000.00	100%	
C. IMPREVISTOS				S/.	87,089.48	4.76	
5% DE LA INVERSION FIJA				S/.	87,089.48	100%	
2. CAPITAL DE TRABAJO					S/. 477,002.11	20.69	
1. MANO DE OBRA		9		S/. 24,600.00	S/. 28,500.00	5.97	
JEFE ZONA SUR	TRABAJADOR	1		S/. 7,000.00	S/. 7,000.00	24.56%	
JEFE GUARDIA	TRABAJADOR	1		S/. 5,000.00	S/. 5,000.00	17.54%	
INSPECTOR DE SEGURIDAD	TRABAJADOR	1		S/. 3,500.00	S/. 3,500.00	12.28%	
OPERADOR DE JUMBO ELCTROHIDRAULICO	TRABAJADOR	1		S/. 3,200.00	S/. 3,200.00	11.23%	
MAESTRO PERFORISTA	TRABAJADOR	2		S/. 2,100.00	S/. 4,200.00	14.74%	
AYUDANTE PERFORISTA	TRABAJADOR	2		S/. 1,800.00	S/. 3,600.00	12.63%	
CONDUCTOR DE CAMIONETA	TRABAJADOR	1		S/. 2,000.00	S/. 2,000.00	7.02%	
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				S/. 562.61	S/. 7,648.64	1.60	
BOTAS	PAR	10		S/. 62.32	S/. 311.60	4.07%	
CHALECO MALLA C/AMARILLO LIMON C/CINTA REFLECTIVA	UNIDAD	10		S/. 42.35	S/. 423.50	5.54%	
CASCO JOCKEY CON PORTA LAMPARA AZUL	UNIDAD	10		S/. 38.20	S/. 382.00	4.99%	
BARBIQUEJO	UNIDAD	10		S/. 1.85	S/. 18.50	0.24%	
RESPIRADOR	Pza	10		S/. 43.64	S/. 109.10	1.43%	
FILTRO	PAR	10		S/. 10.87	S/. 652.20	8.53%	
CARTUCHO	PAR	10		S/. 14.08	S/. 422.40	5.52%	
RETENEDOR	PAR	10		S/. 7.47	S/. 18.68	0.24%	

GUANTES DE CUERO	PAR	10	S/. 11.63	S/. 1,395.60	18.25%
GUANTES NEOPRENE	PAR	10	S/. 23.10	S/. 2,772.00	36.24%
CORREA PORTA LAMPARA	UNIDAD	10	S/. 10.78	S/. 26.95	0.35%
TAPON DE OIDO	UNIDAD	10	S/. 1.06	S/. 21.20	0.28%
PANTALON DE DRILL C/AMARILLO LIMON FOSFOR.	Pza	10	S/. 51.04	S/. 255.20	3.34%
CAMISACO DE DRILL C/AMARILLO LIMON FOSFORECENTE S/LOGO	Pza	10	S/. 65.45	S/. 327.25	4.28%
LAMPARA MINERA	UNIDAD	10	S/. 146.99	S/. 341.84	4.47%
ANTEOJO	UNIDAD	10	S/. 17.56	S/. 135.08	1.77%
TAFILETE	UNIDAD	10	S/. 14.22	S/. 35.55	0.46%
3. ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS				S/. 141,408.72	29.65
CORDON DETONANTE 5P (PENTACORD)	S./Mts	6000	S/. 0.71	S/. 12,780.00	9.04%
IGNETER CORD	S./Mts	24	S/. 1.46	S/. 105.12	0.07%
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTS carmex (350)	S./Pza	240	S/. 2.65	S/. 1,908.00	1.35%
EXANEL 3.0 MTS N° 288 (200)	S./Pza	3300	S/. 3.37	S/. 33,363.00	23.59%
EXABLOCK 1-1/8 x 8 (160) Cart	S./Cart	13620	S/. 0.91	S/. 37,182.60	26.29%
SEMEXA 45% 1-1/8 x 12" (122) Cart	S./Cart	10500	S/. 1.78	S/. 56,070.00	39.65%
4. ACEROS DE PERFORACION				S/. 124,939.95	26.19
BARRA MF T38 X H35 X R32 X 12 PIES	S./Pza	3	S/. 1,737.00	S/. 15,633.00	12.51%
BROCA B. R32 X 45MM	S./Pza	120	S/. 269.30	S/. 96,948.00	77.60%
SHANK ADPTER HL X 5 X T38	S./Pza	5	S/. 823.93	S/. 12,358.95	9.89%
5. HERRAMIENTAS				S/. 1,046.28	0.22
PALANA (LAMP TIPO CUCHARA)	S./Pza	4	S/. 15.45	S/. 185.40	17.72%
PICO	S./Pza	4	S/. 28.41	S/. 340.92	32.58%
COMBA DE 6 Lbs	S./Pza	2	S/. 26.89	S/. 161.34	15.42%
LLABE STILLSON DE 12"	S./Pza	2	S/. 37.22	S/. 223.32	21.34%
LLABE FRANCESA DE 8"	S./Pza	2	S/. 22.55	S/. 135.30	12.93%

6. MATERIALES				S/. 173,458.52	36.36
POLIYUTE	S./M2	200	S/. 4.34	S/. 2,604.00	1.50%
ALAMBRE # 16	S./KG	8	S/. 3.73	S/. 89.52	0.05%
CADENA DE ESLABON 3/16	S./MTS	50	S/. 3.53	S/. 529.50	0.31%
ALCAYATA ELECTRICA CON TRIPLE ESPACIO C/MANG.	S./Pza	50	S/. 10.92	S/. 1,638.00	0.94%
PERNO SPLIT SET 7 FTS	S./Pzas	2520	S/. 12.09	S/. 91,400.40	52.69%
ADAPTADOR DE PERNO SPLIT SET	S./Pza	6	S/. 405.97	S/. 7,307.46	4.21%
TUBO PVC (RECORTE VOLADURA)	S./Pza	2160	S/. 7.00	S/. 45,360.00	26.15%
MANGUERA DE AIRE DE 1"	S./MTS	150	S/. 10.53	S/. 4,738.50	2.73%
MANGUERA DE AGUA DE 1"	S./MTS	150	S/. 10.53	S/. 4,738.50	2.73%
ESCALERA DE 3 MTS	S./UND	2	S/. 45.10	S/. 270.60	0.16%
CINTA AISLANTE SCOTCH23 3/4 X 19MM X 9.1 MTS	S./UND	16	S/. 18.50	S/. 888.00	0.51%
ARNES T/PARACAIDISTA FP 700 EN C/NYL 2"	S./UND	4	S/. 126.62	S/. 506.48	0.29%
TUBO DE POLIETILENO DE 4"	S./MTS	160	S/. 22.94	S/. 11,011.20	6.35%
LINEA DE VIDA DOBLE 1.8 MTS C/AMORTIGUADOR	S./UND	4	S/. 198.03	S/. 2,376.36	1.37%
TOTAL INVERSION (1+2)				S/. 2,305,881.23	100%

Fuente: Elaboración Propia

5.9.2.2. RESUMEN DE ESTRUCTURA DE INVERSIONES

Tabla 45:
Resumen de estructura de inversiones.

CUADRO RESUMEN: ESTRUCTURA DE INVERSIONES		
DETALLE	MONTO INVERTIDO	%
1. INVERSION FIJA	S/. 1,828,879.12	79.31
A. ACTIVOS FIJOS	S/. 1,721,789.64	94.14
1. ESTRUCTURA FISICA	0	0.00
2. MAQUINARIA	S/. 1,625,320.00	94.40
3. MOBILIARIO Y EQUIPOS DE OFICINA	S/. 3,031.64	0.18
4. MOVILIDAD DE TRANSPORTE	S/. 93,438.00	5.43
5. LABORATORIO	S/. -	0.00
B. ACTIVOS INTANGIBLES	S/. 20,000.00	1.09
C. IMPREVISTOS	S/. 87,089.48	4.76
2. CAPITAL DE TRABAJO	S/. 477,002.11	20.69
1. MANO DE OBRA	S/. 28,500.00	5.97
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/. 7,648.64	1.60
3. ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS	S/. 141,408.72	29.65
4. ACEROS DE PERFORACION	S/. 124,939.95	26.19
5. HERRAMIENTAS	S/. 1,046.28	0.22
6. MATERIALES	S/. 173,458.52	36.36
INVERSION TOTAL (1+2)	S/. 2,305,881.23	100.00

Fuente: Elaboración Propia

5.9.3. FINANCIAMIENTO Y SERVICIO DE LA DEUDA

Para cubrir los gastos de la ampliación de la producción de 1750TM a 2050TM se requiere un total de S/. 2,305,881.23 Nuevos soles en inversión los que serán cubiertos con un préstamo de S/. 922,352.49 soles (40% del total de la inversión) a una TEA de 1% pagaderos en 5 años y los S/. 1,383,528.74 soles con el margen de utilidades generadas desde el presente año. La estructura del capital propuesto es la siguiente:

Tabla 46:
Estructura del capital propuesto.

	INVERSION	%
AUTOFINANCIACION	S/. 1,383,528.74	60%
PRESTAMO	S/. 922,352.49	40%
TOTAL	S/. 2,305,881.23	100%

Fuente: Elaboración Propia

En la siguiente tabla 47 se muestra los intereses y la cuota a pagar mensualmente durante los 5 años.

Tabla 47:
Servicio de la deuda.

MONTO	S/. 922,352.49
TEA	1%
PERIODO (mensual)	60

SERVICIO DE LA DEUDA				
PERIODO	AMORTIZACIÓN	INTERESES	CUOTA	SALDO
0	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 922,352.49
1	S/. 10,700.75	S/. 10,760.78	S/. 21,461.53	S/. 911,651.74
2	S/. 10,825.59	S/. 10,635.94	S/. 21,461.53	S/. 900,826.15
3	S/. 10,951.89	S/. 10,509.64	S/. 21,461.53	S/. 889,874.26
4	S/. 11,079.66	S/. 10,381.87	S/. 21,461.53	S/. 878,794.60
5	S/. 11,208.93	S/. 10,252.60	S/. 21,461.53	S/. 867,585.67
6	S/. 11,339.70	S/. 10,121.83	S/. 21,461.53	S/. 856,245.97
7	S/. 11,471.99	S/. 9,989.54	S/. 21,461.53	S/. 844,773.98
8	S/. 11,605.83	S/. 9,855.70	S/. 21,461.53	S/. 833,168.15
9	S/. 11,741.23	S/. 9,720.30	S/. 21,461.53	S/. 821,426.92
10	S/. 11,878.22	S/. 9,583.31	S/. 21,461.53	S/. 809,548.70
11	S/. 12,016.79	S/. 9,444.73	S/. 21,461.53	S/. 797,531.91
12	S/. 12,156.99	S/. 9,304.54	S/. 21,461.53	S/. 785,374.92
13	S/. 12,298.82	S/. 9,162.71	S/. 21,461.53	S/. 773,076.09
14	S/. 12,442.31	S/. 9,019.22	S/. 21,461.53	S/. 760,633.79
15	S/. 12,587.47	S/. 8,874.06	S/. 21,461.53	S/. 748,046.32
16	S/. 12,734.32	S/. 8,727.21	S/. 21,461.53	S/. 735,312.00
17	S/. 12,882.89	S/. 8,578.64	S/. 21,461.53	S/. 722,429.11
18	S/. 13,033.19	S/. 8,428.34	S/. 21,461.53	S/. 709,395.92
19	S/. 13,185.24	S/. 8,276.29	S/. 21,461.53	S/. 696,210.67
20	S/. 13,339.07	S/. 8,122.46	S/. 21,461.53	S/. 682,871.60
21	S/. 13,494.69	S/. 7,966.84	S/. 21,461.53	S/. 669,376.91
22	S/. 13,652.13	S/. 7,809.40	S/. 21,461.53	S/. 655,724.78
23	S/. 13,811.41	S/. 7,650.12	S/. 21,461.53	S/. 641,913.37
24	S/. 13,972.54	S/. 7,488.99	S/. 21,461.53	S/. 627,940.83
25	S/. 14,135.55	S/. 7,325.98	S/. 21,461.53	S/. 613,805.28
26	S/. 14,300.47	S/. 7,161.06	S/. 21,461.53	S/. 599,504.81
27	S/. 14,467.31	S/. 6,994.22	S/. 21,461.53	S/. 585,037.50
28	S/. 14,636.09	S/. 6,825.44	S/. 21,461.53	S/. 570,401.41
29	S/. 14,806.85	S/. 6,654.68	S/. 21,461.53	S/. 555,594.56

30	S/. 14,979.59	S/. 6,481.94	S/. 21,461.53	S/. 540,614.97
31	S/. 15,154.35	S/. 6,307.17	S/. 21,461.53	S/. 525,460.62
32	S/. 15,331.16	S/. 6,130.37	S/. 21,461.53	S/. 510,129.46
33	S/. 15,510.02	S/. 5,951.51	S/. 21,461.53	S/. 494,619.44
34	S/. 15,690.97	S/. 5,770.56	S/. 21,461.53	S/. 478,928.47
35	S/. 15,874.03	S/. 5,587.50	S/. 21,461.53	S/. 463,054.44
36	S/. 16,059.23	S/. 5,402.30	S/. 21,461.53	S/. 446,995.22
37	S/. 16,246.58	S/. 5,214.94	S/. 21,461.53	S/. 430,748.63
38	S/. 16,436.13	S/. 5,025.40	S/. 21,461.53	S/. 414,312.50
39	S/. 16,627.88	S/. 4,833.65	S/. 21,461.53	S/. 397,684.62
40	S/. 16,821.88	S/. 4,639.65	S/. 21,461.53	S/. 380,862.74
41	S/. 17,018.13	S/. 4,443.40	S/. 21,461.53	S/. 363,844.61
42	S/. 17,216.68	S/. 4,244.85	S/. 21,461.53	S/. 346,627.94
43	S/. 17,417.54	S/. 4,043.99	S/. 21,461.53	S/. 329,210.40
44	S/. 17,620.74	S/. 3,840.79	S/. 21,461.53	S/. 311,589.66
45	S/. 17,826.32	S/. 3,635.21	S/. 21,461.53	S/. 293,763.34
46	S/. 18,034.29	S/. 3,427.24	S/. 21,461.53	S/. 275,729.05
47	S/. 18,244.69	S/. 3,216.84	S/. 21,461.53	S/. 257,484.36
48	S/. 18,457.54	S/. 3,003.98	S/. 21,461.53	S/. 239,026.82
49	S/. 18,672.88	S/. 2,788.65	S/. 21,461.53	S/. 220,353.94
50	S/. 18,890.73	S/. 2,570.80	S/. 21,461.53	S/. 201,463.20
51	S/. 19,111.13	S/. 2,350.40	S/. 21,461.53	S/. 182,352.08
52	S/. 19,334.09	S/. 2,127.44	S/. 21,461.53	S/. 163,017.99
53	S/. 19,559.65	S/. 1,901.88	S/. 21,461.53	S/. 143,458.34
54	S/. 19,787.85	S/. 1,673.68	S/. 21,461.53	S/. 123,670.49
55	S/. 20,018.71	S/. 1,442.82	S/. 21,461.53	S/. 103,651.78
56	S/. 20,252.26	S/. 1,209.27	S/. 21,461.53	S/. 83,399.52
57	S/. 20,488.53	S/. 972.99	S/. 21,461.53	S/. 62,910.99
58	S/. 20,727.57	S/. 733.96	S/. 21,461.53	S/. 42,183.42
59	S/. 20,969.39	S/. 492.14	S/. 21,461.53	S/. 21,214.03
60	S/. 21,214.03	S/. 247.50	S/. 21,461.53	S/. 0.00
TOTAL	S/. 922,352.49	S/. 365,339.26	S/. 1,287,691.75	S/. 31,314,793.50

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 48:
Gastos Financieros.

GASTOS FINANCIEROS PARA ESTADO DE RESULTADOS					
CUENTA	2019	2020	2021	2022	2023
AMORTIZACION	S/. 136,977.58	S/. 157,434.09	S/. 180,945.61	S/. 207,968.40	S/. 239,026.82
INTERESES	S/. 120,560.77	S/. 100,104.26	S/. 76,592.74	S/. 49,569.95	S/. 18,511.53
GASTOS FINANCIEROS	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35

Fuente: Elaboración Propia

5.9.4. PRESUPUESTO DE INGRESOS Y GASTOS

5.9.4.1. PRESUPUESTO DE INGRESOS

Tabla 49: Presupuesto de Ingresos.

PRESUPUESTO DE INGRESOS DE LA AMPLIACION DE LA PRODUCCION DE "CMH.SA."

PRODUCCION EN TONELADAS METRICAS	TAJOS	AÑOS				
		2019	2020	2021	2022	2023
ANUAL	TJ-2155	62181.4	62181.4	62181.4	62181.4	62181.4
	TJ-1786	73051.1	73051.1	73051.1	73051.1	73051.1
MELSUAL	TJ-2155	5110.8	5110.8	5110.8	5110.8	5110.8
	TJ-1786	6004.2	6004.2	6004.2	6004.2	6004.2
SEMANAL	TJ-2155	1192.55	1192.55	1192.55	1192.55	1192.55
	TJ-1786	1400.98	1400.98	1400.98	1400.98	1400.98
DIARIA	TJ-2155	170.36	170.36	170.36	170.36	170.36
	TJ-1786	200.14	200.14	200.14	200.14	200.14

TAJOS	PRECIO	INGRESOS ANUALES				
		2019	2020	2021	2022	2023
TJ-2155	S/. 42.74	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04
TJ-1786	S/. 42.74	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01
TOTAL		S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05

TAJOS	PRECIO	INGRESOS MENSUALES				
		2019	2020	2021	2022	2023
TJ-2155	S/. 42.74	S/. 218,435.59	S/. 218,435.59	S/. 218,435.59	S/. 218,435.59	S/. 218,435.59
TJ-1786	S/. 42.74	S/. 256,619.51	S/. 256,619.51	S/. 256,619.51	S/. 256,619.51	S/. 256,619.51
TOTAL		S/. 475,055.10	S/. 475,055.10	S/. 475,055.10	S/. 475,055.10	S/. 475,055.10

TAJOS	PRECIO	INGRESOS SEMANALES				
		2019	2020	2021	2022	2023
TJ-2155	S/. 42.74	S/. 50,969.59	S/. 50,969.59	S/. 50,969.59	S/. 50,969.59	S/. 50,969.59
TJ-1786	S/. 42.74	S/. 59,877.89	S/. 59,877.89	S/. 59,877.89	S/. 59,877.89	S/. 59,877.89
TOTAL		S/. 110,847.47	S/. 110,847.47	S/. 110,847.47	S/. 110,847.47	S/. 110,847.47

TAJOS	PRECIO	INGRESOS DIARIOS				
		2019	2020	2021	2022	2023
TJ-2155	S/. 42.74	S/. 7,281.19	S/. 7,281.19	S/. 7,281.19	S/. 7,281.19	S/. 7,281.19
TJ-1786	S/. 42.74	S/. 8,553.98	S/. 8,553.98	S/. 8,553.98	S/. 8,553.98	S/. 8,553.98
TOTAL		S/. 15,835.17	S/. 15,835.17	S/. 15,835.17	S/. 15,835.17	S/. 15,835.17

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 50:
Resumen de Presupuesto de ingresos.

CUADRO RESUMEN DE PRESUPUESTO DE INGRESOS

CUADRO RESUMEN: PRESUPUESTO DE INGRESOS				
AÑOS	INGRESO ANUAL	INGRESO MENSUAL	INGRESO SEMANAL	INGRESO DIARIO
2019	S/. 5,779,837.05	S/. 475,055.10	S/. 110,847.47	S/. 15,835.17
2020	S/. 5,779,837.05	S/. 475,055.10	S/. 110,847.47	S/. 15,835.17
2021	S/. 5,779,837.05	S/. 475,055.10	S/. 110,847.47	S/. 15,835.17
2022	S/. 5,779,837.05	S/. 475,055.10	S/. 110,847.47	S/. 15,835.17
2023	S/. 5,779,837.05	S/. 475,055.10	S/. 110,847.47	S/. 15,835.17
TOTAL INGRESOS	S/. 28,899,185.25	S/. 2,375,275.50	S/. 554,237.36	S/. 79,175.85

Fuente: Elaboración Propia

5.9.4.2. PRESUPUESTO DE GASTOS

Tabla 51:
Presupuesto de Gastos.

PRESUPUESTO DE GASTOS DE LA AMPLIACION DE LA PRODUCCION DE "CMH.SA."								
CONCEPTO	CANTIDAD	COSTO UNITARIO (S/.)	COSTO TOTAL MENSUAL (S/.)	AÑOS				
				2019	2020	2021	2022	2023
I. COSTO DE PRODUCCION				S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00
1. COSTO DIRECTOS				S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88
A. PERSONAL	9	S/. 24,600.00	S/. 28,500.00	S/. 342,000.00	S/. 342,000.00	S/. 342,000.00	S/. 342,000.00	S/. 342,000.00
JEFE ZONA SUR	1	S/. 7,000.00	S/. 7,000.00	S/. 84,000.00	S/. 84,000.00	S/. 84,000.00	S/. 84,000.00	S/. 84,000.00
JEFE GUARDIA	1	S/. 5,000.00	S/. 5,000.00	S/. 60,000.00	S/. 60,000.00	S/. 60,000.00	S/. 60,000.00	S/. 60,000.00
INSPECTOR DE SEGURIDAD	1	S/. 3,500.00	S/. 3,500.00	S/. 42,000.00	S/. 42,000.00	S/. 42,000.00	S/. 42,000.00	S/. 42,000.00
OPERADOR DE JUMBO ELCTROHIDRAULICO	1	S/. 3,200.00	S/. 3,200.00	S/. 38,400.00	S/. 38,400.00	S/. 38,400.00	S/. 38,400.00	S/. 38,400.00
MAESTRO PERFORISTA	2	S/. 2,100.00	S/. 4,200.00	S/. 50,400.00	S/. 50,400.00	S/. 50,400.00	S/. 50,400.00	S/. 50,400.00
AYUDANTE PERFORISTA	2	S/. 1,800.00	S/. 3,600.00	S/. 43,200.00	S/. 43,200.00	S/. 43,200.00	S/. 43,200.00	S/. 43,200.00
CONDUCTOR DE CAMIONETA	1	S/. 2,000.00	S/. 2,000.00	S/. 24,000.00	S/. 24,000.00	S/. 24,000.00	S/. 24,000.00	S/. 24,000.00
B. LEYES SOCIALES				S/. 173,280.00	S/. 173,280.00	S/. 173,280.00	S/. 173,280.00	S/. 173,280.00
CTS	1salario/año			S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00
ESSALUD	9%/mes			S/. 30,780.00	S/. 30,780.00	S/. 30,780.00	S/. 30,780.00	S/. 30,780.00
Gratificación	2salario/año			S/. 57,000.00	S/. 57,000.00	S/. 57,000.00	S/. 57,000.00	S/. 57,000.00
Vacaciones	1 salario/año			S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00
Bonificacion por Escolaridad	1 salario/año			S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00	S/. 28,500.00
C. ACCESORIOS Y EXPLOSIVOS				S/. 565,634.88	S/. 565,634.88	S/. 565,634.88	S/. 565,634.88	S/. 565,634.88
CORDON DETONANTE 5P (PENTACORD)		S/. 0.71	S/. 4,260.00	S/. 51,120.00	S/. 51,120.00	S/. 51,120.00	S/. 51,120.00	S/. 51,120.00
IGNETER CORD		S/. 1.46	S/. 35.04	S/. 420.48	S/. 420.48	S/. 420.48	S/. 420.48	S/. 420.48
GUIA ENSAMBLADA 2.4 MTS carmex (350)		S/. 2.65	S/. 636.00	S/. 7,632.00	S/. 7,632.00	S/. 7,632.00	S/. 7,632.00	S/. 7,632.00

EXANEL 3.0 MTS N° 288 (200)		S/. 3.37	S/. 11,121.00	S/. 133,452.00	S/. 133,452.00	S/. 133,452.00	S/. 133,452.00	S/. 133,452.00
EXABLOCK 1-1/8 x 8 (160) Cart		S/. 0.91	S/. 12,394.20	S/. 148,730.40	S/. 148,730.40	S/. 148,730.40	S/. 148,730.40	S/. 148,730.40
SEMEXA 45% 1-1/8 x 12" (122) Cart		S/. 1.78	S/. 18,690.00	S/. 224,280.00	S/. 224,280.00	S/. 224,280.00	S/. 224,280.00	S/. 224,280.00
D. ACEROS DE PERFORACION				S/. 499,759.80	S/. 499,759.80	S/. 499,759.80	S/. 499,759.80	S/. 499,759.80
BARRA MF T38 X H35 X R32 X 12 PIES		S/. 1,737.00	S/. 5,211.00	S/. 62,532.00	S/. 62,532.00	S/. 62,532.00	S/. 62,532.00	S/. 62,532.00
BROCA B. R32 X 45MM		S/. 269.30	S/. 32,316.00	S/. 387,792.00	S/. 387,792.00	S/. 387,792.00	S/. 387,792.00	S/. 387,792.00
SHANK ADPTER HL X 5 X T38		S/. 823.93	S/. 4,119.65	S/. 49,435.80	S/. 49,435.80	S/. 49,435.80	S/. 49,435.80	S/. 49,435.80
E. HERRAMIENTAS				S/. 4,185.12	S/. 4,185.12	S/. 4,185.12	S/. 4,185.12	S/. 4,185.12
PALANA (LAMPA TIPO CUCHARA)		S/. 15.45	S/. 61.80	S/. 741.60	S/. 741.60	S/. 741.60	S/. 741.60	S/. 741.60
PICO		S/. 28.41	S/. 113.64	S/. 1,363.68	S/. 1,363.68	S/. 1,363.68	S/. 1,363.68	S/. 1,363.68
COMBA DE 6 Lbs		S/. 26.89	S/. 53.78	S/. 645.36	S/. 645.36	S/. 645.36	S/. 645.36	S/. 645.36
LLABE STILLSON DE 12"		S/. 37.22	S/. 74.44	S/. 893.28	S/. 893.28	S/. 893.28	S/. 893.28	S/. 893.28
LLABE FRANCESA DE 8"		S/. 22.55	S/. 45.10	S/. 541.20	S/. 541.20	S/. 541.20	S/. 541.20	S/. 541.20
F. MATERIALES				S/. 693,834.08	S/. 693,834.08	S/. 693,834.08	S/. 693,834.08	S/. 693,834.08
POLIYUTE		S/. 4.34	S/. 868.00	S/. 10,416.00	S/. 10,416.00	S/. 10,416.00	S/. 10,416.00	S/. 10,416.00
ALAMBRE # 16		S/. 3.73	S/. 29.84	S/. 358.08	S/. 358.08	S/. 358.08	S/. 358.08	S/. 358.08
CADENA DE ESLABON 3/16		S/. 3.53	S/. 176.50	S/. 2,118.00	S/. 2,118.00	S/. 2,118.00	S/. 2,118.00	S/. 2,118.00
ALCAYATA ELECTRICA CON TRIPLE ESPACIO C/MANGUERA		S/. 10.92	S/. 546.00	S/. 6,552.00	S/. 6,552.00	S/. 6,552.00	S/. 6,552.00	S/. 6,552.00
PERNO SPLIT SET 7 FTS		S/. 12.09	S/. 30,466.80	S/. 365,601.60	S/. 365,601.60	S/. 365,601.60	S/. 365,601.60	S/. 365,601.60
ADAPTADOR DE PERNO SPLIT SET		S/. 405.97	S/. 2,435.82	S/. 29,229.84	S/. 29,229.84	S/. 29,229.84	S/. 29,229.84	S/. 29,229.84
TUBO PVC (RECORTE VOLADURA)		S/. 7.00	S/. 15,120.00	S/. 181,440.00	S/. 181,440.00	S/. 181,440.00	S/. 181,440.00	S/. 181,440.00
MANGUERA DE AIRE DE 1"		S/. 10.53	S/. 1,579.50	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00
MANGUERA DE AGUA DE 1"		S/. 10.53	S/. 1,579.50	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00	S/. 18,954.00
ESCALERA DE 3 MTS		S/. 45.10	S/. 90.20	S/. 1,082.40	S/. 1,082.40	S/. 1,082.40	S/. 1,082.40	S/. 1,082.40
CINTA AISLANTE SUPER		S/. 18.50	S/. 296.00	S/. 3,552.00	S/. 3,552.00	S/. 3,552.00	S/. 3,552.00	S/. 3,552.00
ARNES T/PARACAIDISTA FP 700 EN C/NYL 2"		S/. 126.62	S/. 168.83	S/. 2,025.92	S/. 2,025.92	S/. 2,025.92	S/. 2,025.92	S/. 2,025.92
TUBO DE POLIETILENO DE 4"		S/. 22.94	S/. 3,670.40	S/. 44,044.80	S/. 44,044.80	S/. 44,044.80	S/. 44,044.80	S/. 44,044.80
LINEA DE VIDA DOBLE 1.8 MTS C/AMORTIGUADOR		S/. 198.03	S/. 792.12	S/. 9,505.44	S/. 9,505.44	S/. 9,505.44	S/. 9,505.44	S/. 9,505.44

2. COSTOS INDIRECTOS				S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12
A. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD				S/. 30,594.56	S/. 30,594.56	S/. 30,594.56	S/. 30,594.56	S/. 30,594.56
BOTAS	S/. 10.00	S/. 62.32	S/. 103.87	S/. 1,246.40	S/. 1,246.40	S/. 1,246.40	S/. 1,246.40	S/. 1,246.40
CHALECO MALLA C/AMARILLO LIMON C/CINTA REFLECTIVA	S/. 10.00	S/. 42.35	S/. 141.17	S/. 1,694.00	S/. 1,694.00	S/. 1,694.00	S/. 1,694.00	S/. 1,694.00
CASCO JOCKEY CON PORTA LAMPARA AZUL	S/. 10.00	S/. 38.20	S/. 127.33	S/. 1,528.00	S/. 1,528.00	S/. 1,528.00	S/. 1,528.00	S/. 1,528.00
BARBIQUEJO	S/. 10.00	S/. 1.85	S/. 6.17	S/. 74.00	S/. 74.00	S/. 74.00	S/. 74.00	S/. 74.00
RESPIRADOR	S/. 10.00	S/. 43.64	S/. 36.37	S/. 436.40	S/. 436.40	S/. 436.40	S/. 436.40	S/. 436.40
FILTRO	S/. 10.00	S/. 10.87	S/. 217.40	S/. 2,608.80	S/. 2,608.80	S/. 2,608.80	S/. 2,608.80	S/. 2,608.80
CARTUCHO	S/. 10.00	S/. 14.08	S/. 140.80	S/. 1,689.60	S/. 1,689.60	S/. 1,689.60	S/. 1,689.60	S/. 1,689.60
RETENEDOR	S/. 10.00	S/. 7.47	S/. 6.23	S/. 74.70	S/. 74.70	S/. 74.70	S/. 74.70	S/. 74.70
GUANTES DE CUERO	S/. 10.00	S/. 11.63	S/. 465.20	S/. 5,582.40	S/. 5,582.40	S/. 5,582.40	S/. 5,582.40	S/. 5,582.40
GUANTES NEOPRENE	S/. 10.00	S/. 23.10	S/. 924.00	S/. 11,088.00	S/. 11,088.00	S/. 11,088.00	S/. 11,088.00	S/. 11,088.00
CORREA PORTA LAMPARA	S/. 10.00	S/. 10.78	S/. 8.98	S/. 107.80	S/. 107.80	S/. 107.80	S/. 107.80	S/. 107.80
TAPON DE OIDO	S/. 10.00	S/. 1.06	S/. 7.07	S/. 84.80	S/. 84.80	S/. 84.80	S/. 84.80	S/. 84.80
PANTALON DE DRILL C/AMARILLO LIMON FOSFORECENTE T/M	S/. 10.00	S/. 51.04	S/. 85.07	S/. 1,020.80	S/. 1,020.80	S/. 1,020.80	S/. 1,020.80	S/. 1,020.80
CAMISACO DE DRILL C/AMARILLO LIMON FOSFORECENTE S/LOGO	S/. 10.00	S/. 65.45	S/. 109.08	S/. 1,309.00	S/. 1,309.00	S/. 1,309.00	S/. 1,309.00	S/. 1,309.00
LAMPARA MINERA	S/. 10.00	S/. 146.99	S/. 113.95	S/. 1,367.35	S/. 1,367.35	S/. 1,367.35	S/. 1,367.35	S/. 1,367.35
ANTEOJO	S/. 10.00	S/. 17.56	S/. 45.03	S/. 540.31	S/. 540.31	S/. 540.31	S/. 540.31	S/. 540.31
TAFILETE	S/. 10.00	S/. 14.22	S/. 11.85	S/. 142.20	S/. 142.20	S/. 142.20	S/. 142.20	S/. 142.20
B. DEPRECIACION DE ACTIVOS				S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56
DEPRECIACION DE ACTIVOS				S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56	S/. 180,249.56
C. AMORTIZACION DE INTANGIBLES				S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00
AMORTIZACION DE INTANGIBLES				S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00	S/. 4,000.00
II. IMPREVISTOS				S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48
IMPREVISTOS			S/. 7,257.46	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48
TOTAL (I+II)				S/. 2,580,627.48	S/. 2,580,627.48	S/. 2,580,627.48	S/. 2,580,627.48	S/. 2,580,627.48

Fuente: Elaboración Propia

5.9.5. ESTADO DE RESULTADOS / ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

En la siguiente Tabla 52 mostramos los resultados económicos para un periodo de 5 años.

Tabla 52:
Estado de Resultados.

ESTADO DE RESULTADOS					
DETALLE	2019	2020	2021	2022	2023
I. INGRESOS POR VENTAS	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05
TJ-2155	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04
TJ-1786	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01
II. COSTOS DE PRODUCCION	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00
COSTOS DIRECTOS	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88	S/. 2,278,693.88
COSTOS INDIRECTOS	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12	S/. 214,844.12
(=) UTILIDAD BRUTA (I-II)	S/. 3,286,299.05	S/. 3,286,299.05	S/. 3,286,299.05	S/. 3,286,299.05	S/. 3,286,299.05
(-) IMPREVISTOS	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48
(=) UTILIDAD OPERATIVA	S/. 3,199,209.57	S/. 3,199,209.57	S/. 3,199,209.57	S/. 3,199,209.57	S/. 3,199,209.57
(A+B) GASTO FINANCIERO (CUOTAS DE PAGO)	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35	S/. 257,538.35
A. AMORTIZACIONES	S/. 136,977.58	S/. 157,434.09	S/. 180,945.61	S/. 207,968.40	S/. 239,026.82
B. INTERESES	S/. 120,560.77	S/. 100,104.26	S/. 76,592.74	S/. 49,569.95	S/. 18,511.53
(=) UTILIDAD ANTES DEL IMPUESTO	S/. 2,941,671.22	S/. 2,941,671.22	S/. 2,941,671.22	S/. 2,941,671.22	S/. 2,941,671.22
(-) IMPUESTO A LA RENTA 28%	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94
(=) UTILIDAD NETA	S/. 2,118,003.28	S/. 2,118,003.28	S/. 2,118,003.28	S/. 2,118,003.28	S/. 2,118,003.28

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla 53:
Flujo de caja Económico y Financiero.

5.9.6. FLUJO DE CAJA ECONOMICO Y FINANCIERO

DETALLE	2018	2019	2020	2021	2022	2023
I. INGRESOS (A+B+C)	S/. 0.00	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 7,109,803.58
A. INGRESO POR VENTAS	S/. 0.00	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05	S/. 5,779,837.05
TJ-2155	S/. 0.00	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04	S/. 2,657,633.04
TJ-1786	S/. 0.00	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01	S/. 3,122,204.01
B. VALOR RESIDUAL	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 821,073.00
C. VALOR COMERCIAL	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 508,893.53
II. EGRESOS	S/. 2,305,881.23	S/. 4,012,303.18	S/. 4,012,303.18	S/. 4,012,303.18	S/. 4,012,303.18	S/. 4,012,303.18
INVERSION (A+B)	S/. 2,305,881.23					
A. INVERSION FIJA	S/. 1,828,879.12					
ACTIVO FIJO	S/. 1,721,789.64					
ACTIVO INTANGIBLE	S/. 20,000.00					
IMPREVISTOS	S/. 87,089.48					
B. CAPITAL DE TRABAJO	S/. 477,002.11					
COSTOS DE PRODUCCION	S/. 0.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00	S/. 2,493,538.00
GASTOS ADMINISTRATIVOS	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00
GASTOS DE VENTAS	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 0.00
IMPREVISTOS	S/. 0.00	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48	S/. 87,089.48
IMPUESTO A LA RENTA 28%	S/. 0.00	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94	S/. 823,667.94
IMPUESTO GENERAL A LAS VENTAS - IGV	S/. 0.00	S/. 608,007.75	S/. 608,007.75	S/. 608,007.75	S/. 608,007.75	S/. 608,007.75
FLUJO DE CAJA ECONOMICO	-S/. 2,305,881.23	S/. 1,767,533.87	S/. 1,767,533.87	S/. 1,767,533.87	S/. 1,767,533.87	S/. 3,097,500.40
PRESTAMOS	S/. 922,352.49	S/. 785,374.92	S/. 627,940.83	S/. 446,995.22	S/. 239,026.82	S/. 0.00
AMORTIZACIONES		S/. 136,977.58	S/. 157,434.09	S/. 180,945.61	S/. 207,968.40	S/. 239,026.82
INTERESES		S/. 120,560.77	S/. 100,104.26	S/. 76,592.74	S/. 49,569.95	S/. 18,511.53
FLUJO DE CAJA FINANCIERO	-S/. 1,383,528.74	S/. 724,620.61	S/. 882,054.70	S/. 1,063,000.31	S/. 1,270,968.71	S/. 2,839,962.05

Fuente: Elaboración Propia.

COK 18%

TASA DE INTERES 14%

En la Tabla N° 54 se muestra el resumen de los flujos de caja económico y flujo de caja financiero.

*Tabla 54:
Flujos de Caja Económico y Financiero.*

AÑOS	INGRESOS	EGRESOS	FLUJO DE CAJA ECONOMICO	FLUJO DE CAJA FINANCIERO
2018	S/. 0.00	S/. 2,305,881.23	-S/. 2,305,881.23	-S/. 1,383,528.74
2019	S/. 5,779,837.05	S/. 4,012,303.18	S/. 1,767,533.87	S/. 724,620.61
2020	S/. 5,779,837.05	S/. 4,012,303.18	S/. 1,767,533.87	S/. 882,054.70
2021	S/. 5,779,837.05	S/. 4,012,303.18	S/. 1,767,533.87	S/. 1,063,000.31
2022	S/. 5,779,837.05	S/. 4,012,303.18	S/. 1,767,533.87	S/. 1,270,968.71
2023	S/. 7,109,803.58	S/. 4,012,303.18	S/. 3,097,500.40	S/. 2,839,962.05

Fuente: Elaboración Propia.

5.9.7. ANALISIS ECONOMICO FINANCIERO

5.9.7.1. VALOR ACTUAL NETO ECONOMICO (VANE)

Denominamos también como valor actualizado neto económico o valor presente neto económico, corresponde al valor presente de los flujos de caja económico originados por la inversión.

$$VANE = -I_0 + \sum_{t=1}^n \left(\frac{F_t}{(1+k)^t} \right) \quad \text{Donde:}$$

- ❖ F_t : Flujo de dinero en cada periodo
- ❖ I_0 : Inversión realizada en el momento inicial ($t=0$)
- ❖ n : Numero de periodos
- ❖ k : Interés exigido para la inversión

Como indica la tabla N°55 para una inversión de S/. 2,305,881.23 nuevos soles, y un costo de oportunidad del 18% se obtiene un **VANE = 3,878,503.31**

Tabla 55:
Valor Actual Neto Económico.

VALOR ACTUAL NETO ECONOMICO (VANE)			
AÑOS	FLUJO DE CAJA ECONOMICO	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANE para COK=18%
2018	-S/. 2,305,881.23	1	-S/. 2,305,881.23
2019	S/. 1,767,533.87	0.85106383	S/. 1,504,284.15
2020	S/. 1,767,533.87	0.724309642	S/. 1,280,241.83
2021	S/. 1,767,533.87	0.616433738	S/. 1,089,567.51
2022	S/. 1,767,533.87	0.524624458	S/. 927,291.50
2023	S/. 3,097,500.40	0.4464889	S/. 1,382,999.55
			S/. 3,878,503.31

Fuente: Elaboración Propia

5.9.7.2. VALOR ACTUAL NETO FINANCIERO (VANF)

Denominamos también como valor actualizado neto financiero o valor presente neto financiero, corresponde al valor presente de los flujos de caja financiero originados por la inversión.

$$VANF = -I_0 + \sum_{t=1}^n \left(\frac{F_t}{(1+k)^t} \right) \quad \text{Donde:}$$

- ❖ F_t : Flujo de dinero en cada periodo
- ❖ I_0 : Inversión realizada en el momento inicial ($t=0$)
- ❖ n : Numero de periodos
- ❖ k : Interés exigido para la inversión

Como indica la tabla N°56 para una tasa de interés del 14% se obtiene un **VANF = S/. 2,875,813.55**

Tabla 56:
Valor Actual Neto Financiero.

VALOR ACTUAL NETO FINANCIERO (VANF)			
AÑOS	FLUJO DE CAJA FINANCIERO	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANF para tasa interés=14%
2018	-S/. 1,383,528.74	1	-S/. 1,383,528.74
2019	S/. 724,620.61	0.877192982	S/. 635,632.11
2020	S/. 882,054.70	0.769467528	S/. 678,712.45
2021	S/. 1,063,000.31	0.674971516	S/. 717,494.93
2022	S/. 1,270,968.71	0.592080277	S/. 752,515.50
2023	S/. 2,839,962.05	0.519368664	S/. 1,474,987.30
			S/. 2,875,813.55

Fuente: Elaboración Propia.

5.9.7.3. TASA INTERNA DE RETORNO ECONOMICO (TIRE)

Tasa de descuento del proyecto en la cual el beneficio neto actualizado es igual a la inversión (VANE = 0)

- ❖ Para un COK (1) = 18% se obtiene un VANE (1) = S/. 3,878,503.31
- ❖ Para un COK (2) = 75% se obtiene un VANE (2) = S/. -11,725.90

$$TIRE = COK1 + \frac{(VANE1(COK2 - COK1))}{(VANE1 - VANE2)}$$

$$TIRE = 0.18 + \frac{(3878503.31(0.75 - 0.18))}{(3878503.31 + 11725.90)}$$

$$TIRE = 74.83\%$$

Tabla 57: Tasa Interna De Retorno Económico.

TASA INTERNA DE RETORNO ECONOMICO (TIRE)					
AÑOS	FLUJO DE CAJA ECONOMICO	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANE1	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANE2
2018	-S/. 2,305,881.23	1	-S/. 2,305,881.23	1	-S/. 2,305,881.23
2019	S/. 1,767,533.87	0.85106383	S/. 1,504,284.15	0.571428571	S/. 1,010,019.36
2020	S/. 1,767,533.87	0.724309642	S/. 1,280,241.83	0.326530612	S/. 577,153.92
2021	S/. 1,767,533.87	0.616433738	S/. 1,089,567.51	0.186588921	S/. 329,802.24
2022	S/. 1,767,533.87	0.524624458	S/. 927,291.50	0.106622241	S/. 188,458.42
2023	S/. 3,097,500.40	0.4464889	S/. 1,382,999.55	0.060926995	S/. 188,721.39
			S/. 3,878,503.31		-S/. 11,725.90

TIRE	74.83%
-------------	--------

Fuente: Elaboración Propia.

5.9.7.4. TASA INTERNA DE RETORNO FINANCIERO (TIRF)

Es la tasa a la cual la inversión es repagada con los ingresos generados. Para el cálculo del TIRF se requiere una sensibilización a partir de dos VANF, uno positivo y otro negativo como se muestra en la Tabla 58.

- ❖ Para una Tasa de Interés (1) $R1 = 14\%$ se obtiene un VANF (1) = S/. 2,875,813.55
- ❖ Para una Tasa de Interés (2) $R2 = 66\%$ se obtiene un VANF (2) = S/. -1,844.16

$$TIRF = R1 + \frac{(VANF1(R2 - R1))}{(VANF1 - VANF2)}$$

$$TIRF = 0.14 + \frac{(2875813.55(0.66 - 0.14))}{(2875813.55 + 1844.16)}$$

$$TIRF = 65.97\%$$

Tabla 58: Tasa Interna De Retorno Financiero.

TASA INTERNA DE RETORNO FINANCIERO (TIRF)					
AÑOS	FLUJO DE CAJA FINANCIERO	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANF1	FACTOR DE ACTUALIZACION	VANF2
2018	-S/. 1,383,528.74	1	-S/. 1,383,528.74	1	-S/. 1,383,528.74
2019	S/. 724,620.61	0.877192982	S/. 635,632.11	0.602409639	S/. 436,518.44
2020	S/. 882,054.70	0.769467528	S/. 678,712.45	0.362897373	S/. 320,095.33
2021	S/. 1,063,000.31	0.674971516	S/. 717,494.93	0.218612875	S/. 232,385.55
2022	S/. 1,270,968.71	0.592080277	S/. 752,515.50	0.131694503	S/. 167,379.59
2023	S/. 2,839,962.05	0.519368664	S/. 1,474,987.30	0.079334038	S/. 225,305.66
			S/. 2,875,813.55		-S/. 1,844.16

TIRF	65.97%
-------------	--------

Fuente: Elaboración Propia.

5.9.7.5. BENEFICIO COSTO (B/C)

Para poder calcular la relación beneficio / costo se tiene que actualizar los ingresos y egresos para una tasa del 18%. La siguiente tabla 59 nos muestra los ingresos y egresos actualizados.

$$\text{B/C} = \text{INGRESOS ACTUALIZADOS} \div \text{EGRESOS ACTUALIZADOS}$$

$$\text{B/C} = \frac{18,874,980.78}{14,996,477.47}$$

$$\text{B/C} = 1.258627622$$

$$\text{B/C} = 1.26$$

Tabla 59:
Beneficio Costo.

BENEFICIO/COSTO (B/C)					
AÑOS	FACTOR DE ACTUALIZACION	INGRESOS	INGRESOS ACTUALIZADOS	EGRESOS	EGRESOS ACTUALIZADOS
2018	1	S/. 0.00	S/. 0.00	S/. 2,305,881.23	S/. 2,305,881.23
2019	0.85106383	S/. 5,779,837.05	S/. 4,919,010.26	S/. 4,012,303.18	S/. 3,414,726.11
2020	0.724309642	S/. 5,779,837.05	S/. 4,186,391.71	S/. 4,012,303.18	S/. 2,906,149.88
2021	0.616433738	S/. 5,779,837.05	S/. 3,562,886.56	S/. 4,012,303.18	S/. 2,473,319.04
2022	0.524624458	S/. 5,779,837.05	S/. 3,032,243.88	S/. 4,012,303.18	S/. 2,104,952.38
2023	0.4464889	S/. 7,109,803.58	S/. 3,174,448.38	S/. 4,012,303.18	S/. 1,791,448.83
			S/. 18,874,980.78		S/. 14,996,477.47

BENEFICIO/COSTO	1.26
------------------------	------

Fuente: Elaboración Propia

5.9.7.6. PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION (PRI)

Indicador que mide en cuanto tiempo se recuperara el total de la inversión a valor presente.

$$\text{PRI} = \text{INVERSION} \div \text{PROMEDIO DE BENEFICIOS NETOS ACTUALIZADOS}$$

Tabla 60: Periodo de recuperación de la inversión.

PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION (PRI)					
AÑOS	INVERSION	BENEFICIO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	BENEFICIO NETO ACTUALIZADO	BENEFICIO NETO ACUMULADO
2018	S/. 2,305,881.23		1.0000000	S/. 0.00	S/. 0.00
2019		S/. 1,767,533.87	0.8510638	S/. 1,504,284.15	S/. 1,504,284.15
2020		S/. 1,767,533.87	0.7243096	S/. 1,280,241.83	S/. 2,784,525.98
2021		S/. 1,767,533.87	0.6164337	S/. 1,089,567.51	S/. 3,874,093.49
2022		S/. 1,767,533.87	0.5246245	S/. 927,291.50	S/. 4,801,384.99
2023		S/. 3,097,500.40	0.4464889	S/. 1,382,999.55	S/. 6,184,384.54
				S/. 6,184,384.54	

Fuente: Elaboración Propia

PROMEDIO DE BENEFICIOS NETOS ACTUALIZADOS (BNA)

S/. 1,236,876.91

$$\text{PRI} = 2,305,881.23 \div 1,236,876.91$$

$$\text{PRI} = 1.86427705$$

PERIODO	AÑOS	MESES	DIAS
PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION	1.86427705	0.86427705	0.37
PERIODO DE RECUPERACION DE LA INVERSION	1	10	11

Fuente: Elaboración Propia

Según los datos de la tabla 60 el periodo de recuperación de la inversión es de: **1 año, 10 meses y 11 días.**

5.9.7.7. DETERMINACION DE LA RENTABILIDAD

El análisis se hace solo para los años que dura las reservas Probado – Probable (5 años). Los indicadores para medir la rentabilidad como detalla la tabla 61 son los siguientes:

TIRF = 65.9% > **COK** = 18%

VANF: 2,875,813.55 > 0

B/C: 1.26 > 1

PRI (PAY BACK): Se necesita de 1 año, 10 meses y 11 días para la recuperación de la inversión.

Tabla 61:
Indicadores de Rentabilidad.

VANE	3,878,503.31
TIRE	74.83%
VANF	2,875,813.55
TIRF	65.97%
BENEFICIO/COSTO	1.26
PRI	1.86

COK1	18%
COK2	75%
VANE1	S/. 3,878,503.31
VANE2	-S/. 11,725.90

TASA DE INTERES (1)	14%
TASA DE INTERES (2)	66%
VANF1	S/. 2,875,813.55
VANF2	-S/. 1,844.16

Fuente: Elaboración Propia

CONCLUSIONES

- La voladura de pre – corte y el uso del Exablock en los taladros del contorno nos permiten menores grados de sobre excavación y realces, menores niveles de riesgo por desprendimiento, el cual nos permite incrementar las 300 TM/Día.
- Las reservas de mineral cubicadas permiten cumplir holgadamente un programa de ampliación de producción de 1750 TMD a 2050 TMD, explotando las vetas de la zona Sur Candelaria y Encanto cuyas reservas son 2 612 000.00 TM con 10.04 gr/TM.
- El macizo rocoso de CMHSA mayoritariamente se comporta con valores entre 28 - 40 de RMR, las labores primarias como rampas y cruceros están emplazadas principalmente en la granodiorita muy fracturada y húmeda. Las labores de desarrollo secundario en granodioritas intensamente fracturadas y muy húmedas. Las filtraciones y zonas de humedad están asociadas a las fallas brechadas que tiene efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas.
- Debido a que los tajos no cuentan con la preparación adecuada se tiene que seguir una campaña intensiva de labores de preparación rampas, rampas basculantes, by pass, chimeneas, echaderos entre otros que permitan la continuidad de producción de las 2050 TMD.
- Para una minería semi-mecanizada, hacer el seguimiento diario a los indicadores claves de desempeño de los equipos, son un factor muy importante, más aun cuando la Disponibilidad Mecánica es menor al 85%, para el cumplimiento de la producción de los 2050 TMD.

RECOMENDACIONES

- Cumplir con los programas de exploraciones, desarrollo y la preparación de tajos para evitar paralizaciones o bajas de producción de mineral.
- El área de Geo mecánica, deberá capacitar y controlar permanentemente, para el diagnóstico del tipo de roca y la aplicación de sostenimiento en forma inmediata y oportuna, para evitar demoras en el proceso de la producción.
- Hacer cumplir estrictamente los estándares y procedimientos de trabajo seguro para lograr mayor efectividad tanto en los avances como en las de rotura de mineral, con calidad, seguridad y control ambiental.
- Aplicar la presente investigación en las demás unidades de producción de Consorcio Minero Horizonte S.A. Para un incremento gradual de la producción.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

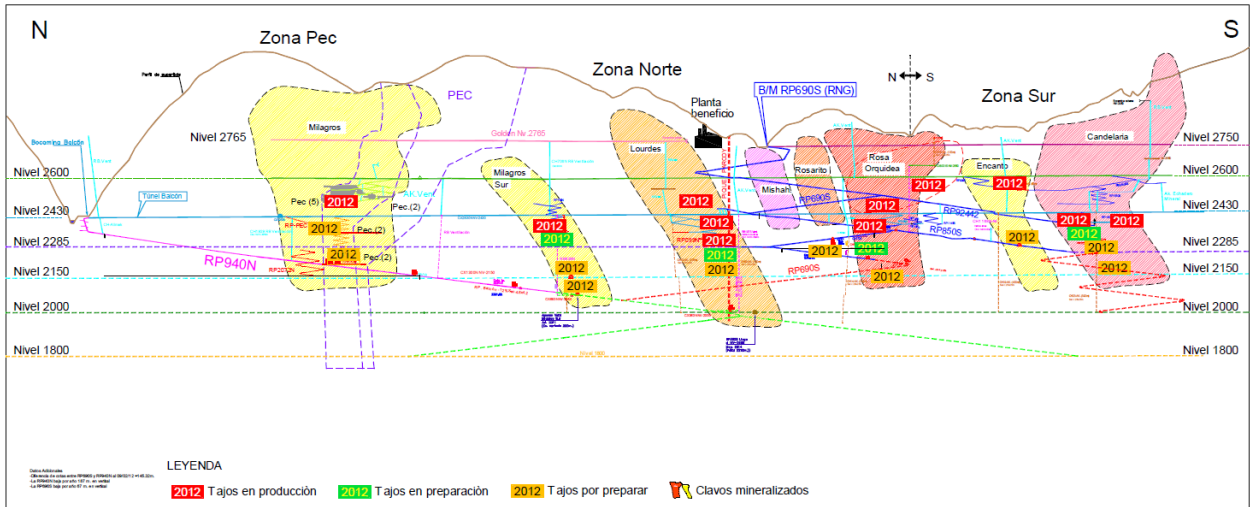
1. Muños Bernardo Manuel M. (2006) **Ampliacion de la producción de la unidad minera Chungar de 2000 TMD A 3000 TMD**. Tesis para optar el título profesional de ingeniero de Minas de la Universidad Nacional de Ingeniería.
2. Sánchez Y. (2012). **Optimización en los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth**. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Facultad de Ingeniería en Geología, Minas, Petróleos y ambiental de la Universidad Central de Ecuador.
3. Mauricio Laguna Nelson J. (2016) **Mejoramiento de la producción en tajo mediante la optimización de las operaciones de perforación y voladura en la veta milagros PEC nivel 2360 de la compañía Consorcio Minero Horizonte S.A**. Tesis para optar el título profesional de ingeniero de Minas de la Universidad Nacional de Trujillo.
4. Jáuregui O. (2009). **Reducción de los Costos Operativos en Mina, mediante la optimización de los Estándares de las operaciones unitarias de Perforación y Voladura**. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas de Facultad de Ciencias e Ingeniería, de la Pontificia Universidad Católica del Perú.
5. Estudio Geotécnico del proyecto Túnel Yuracyacu. **Preparado por Superintendencia de Geomecánica de CMH**.
6. Maldonado. L. (2015). **Estudio Geomecánico de la mina Parcoy**. Superintendencia de Geomecánica, Consorcio Minero Horizonte S.A.
7. Maximo Víctor Mayta Lino **“Maquinaria Minera”**. **Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco**.
8. Heinz Dieterich Esteffan. **Nueva guía para la investigación científica**. **Universidad Autónoma Metropolitana de México**. Editorial: **Planeta Mexicana**. Decima reimpresión (junio del 2001).

PÁGINAS DE INTERNET

- www.construccionminera.cl (4 de julio de 2016)
- www.paragon.com.br (10 de agosto de 2016)
- www.poderosa.com.pe (4 de enero de 2017)
- www.estudiosmineros.com Manual de minería. (28 de enero de 2017)
- <http://es.slideshare.net/incognitokvs/voladura-controlada> (10 de febrero 2018)
- <http://www.seguridadyaridos.org> (12 de febrero de 2018)
- <http://es.slideshare.net/flakomauriii/tronadura-de-precorte> (3 de febrero 2018)
- www.es.slideshare.net
- www.trashes/RQD.htm
- <http://www.cmh.com.pe/> (16 de mayo de 2018)

ANEXOS

ANEXO N° 01: GRAFICO COMPOSITO DE PRODUCCION DE CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.



Fuente: Planeamiento CMH SA.

ANEXO N° 02: REFUGIO MOVIL UBICADO EN LA CAMARA CM-580S



Fuente: Propia

ANEXO N° 03: BOCAMINA DEL PROYECTO DE REHAVILITACION CABANA NV-2950



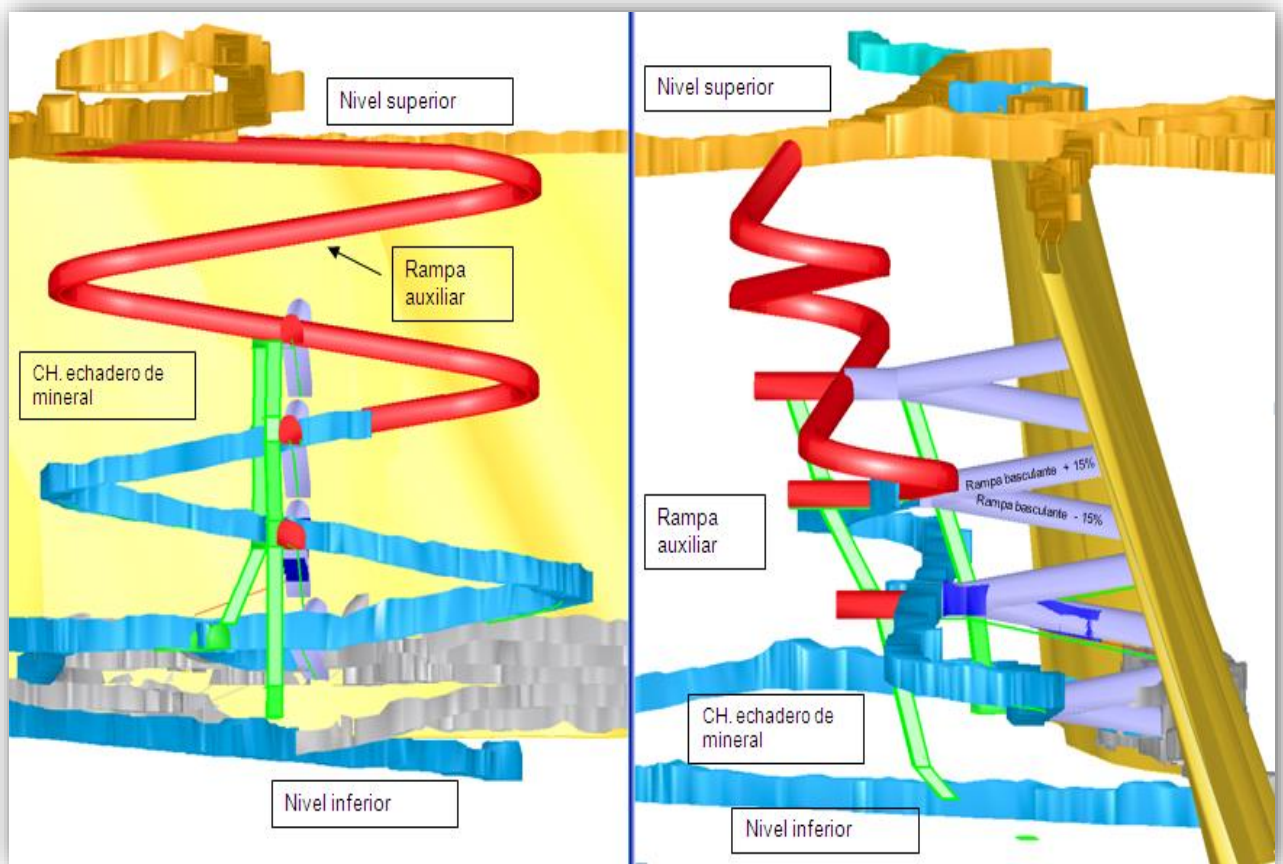
Fuente: Propia

ANEXO N° 04: RESULTADO DE UNA VOLADURA CONTROLADA CX-778



Fuente: Propia

ANEXO N° 05: METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO CON RAMPAS BASCULANTES

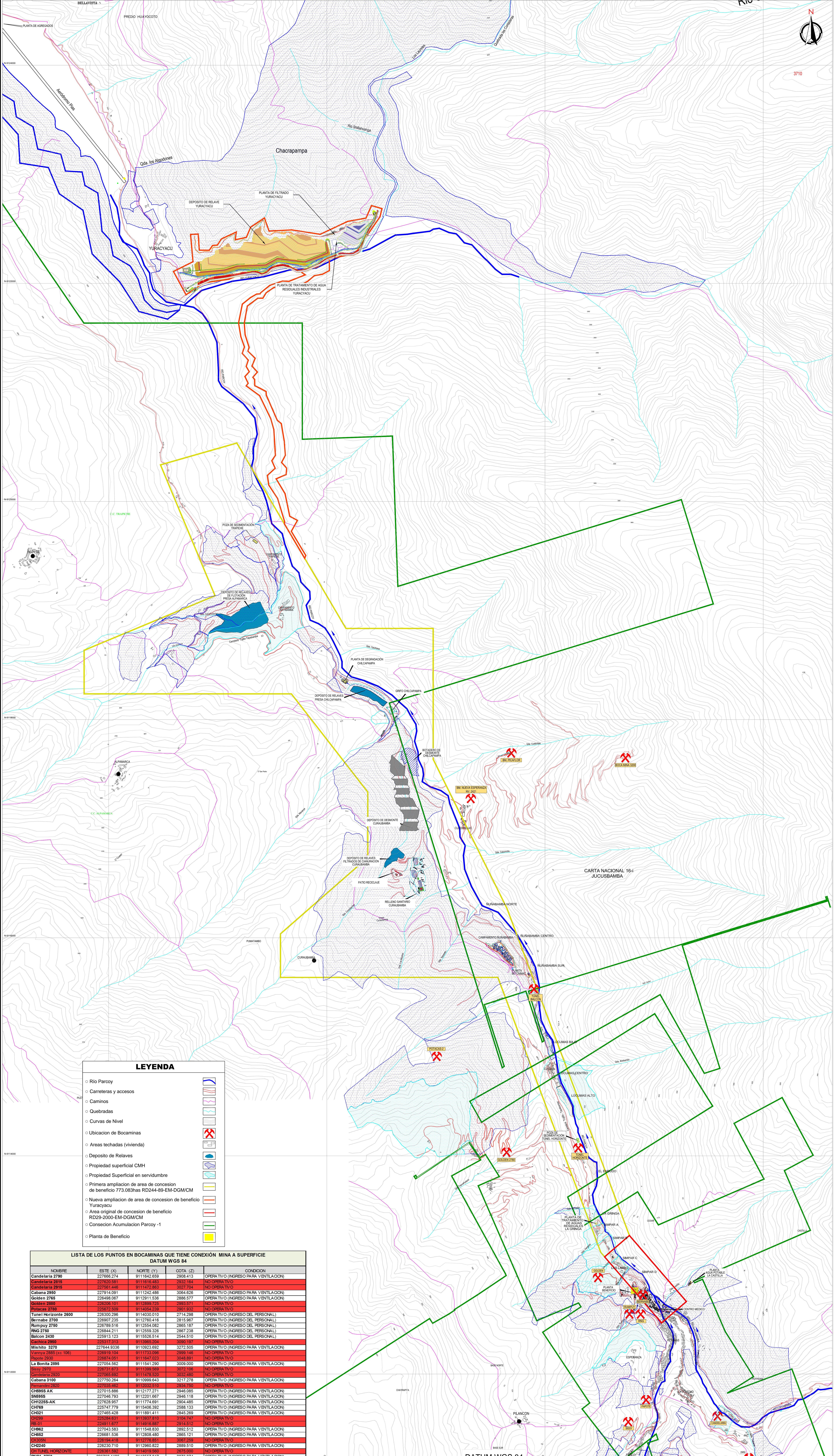


Fuente: Planeamiento CMH SA.

PLANOS



3710



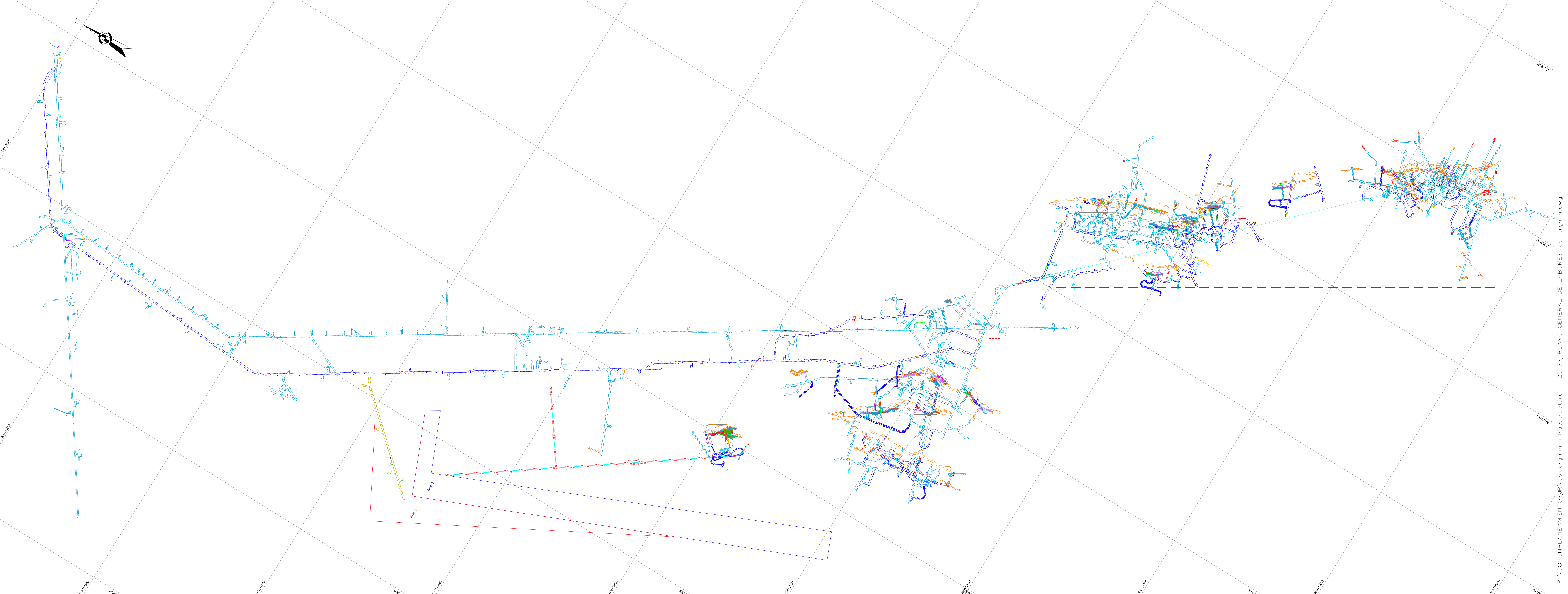
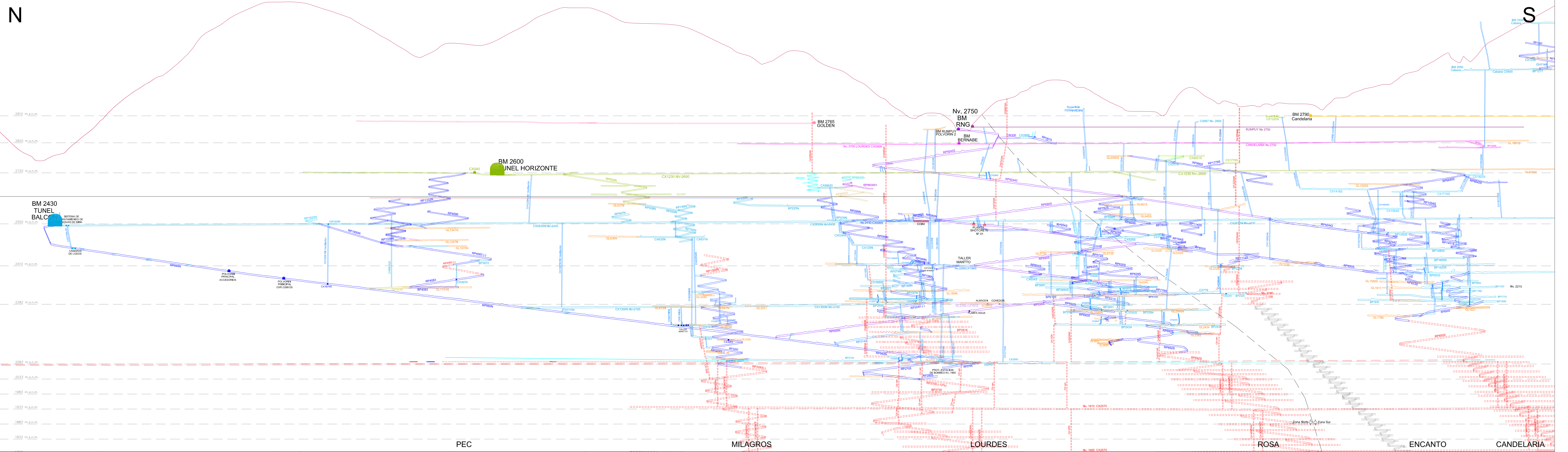
LEYENDA

- Río Parcoy
- Carreteras y accesos
- Caminos
- Quebradas
- Curvas de Nivel
- Ubicación de Bocaminas
- Areas techadas (vivienda)
- Deposito de Relaves
- Propiedad superficial CMH
- Propiedad Superficial en servidumbre
- Primera ampliación de área de concesion de beneficio 773.083has RD244-89-EM-DGM/CM
- Nueva ampliación de área de concesion de beneficio
- Área original de concesion de beneficio RD29-2000-EM-DGM/CM
- Concesion Acumulacion Parcoy -1
- Planta de Beneficio

LISTA DE LOS PUNTOS EN BOCAMINAS QUE TIENE CONEXIÓN MINA A SUPERFICIE DATUM WGS 84

NOMBRE	ESTE (X)	NORTE (Y)	COTA (Z)	CONDICION
Candelaria 2790	22766.274	9111642.659	2908.413	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Candelaria 2815	227620.581	9111616.483	2932.164	NO OPERA TIVO
Candelaria 2915	227561.446	9111472.863	3027.704	NO OPERA TIVO
Cubana 2940	227914.091	9111242.486	3044.628	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Golden 2765	226498.067	9112911.536	2886.577	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Golden 2880	226206.101	9112899.725	2993.571	NO OPERA TIVO
Potaca 2780	226672.509	9114054.238	2901.932	NO OPERA TIVO
Túnel Horizonte 2600	226300.296	9114030.010	2714.288	OPERA TIVO (INGRESO DEL PERSONAL)
Bernabe 2700	226907.235	9112760.416	2815.967	OPERA TIVO (INGRESO DEL PERSONAL)
Rumpuy 2750	226789.516	9112544.082	2865.187	OPERA TIVO (INGRESO DEL PERSONAL)
RNG 2780	226844.211	9112559.326	2867.238	OPERA TIVO (INGRESO DEL PERSONAL)
Balcon 2430	225991.123	9115528.514	2548.510	OPERA TIVO (INGRESO DEL PERSONAL)
Cachica 2960	224317.313	9113965.204	3590.197	NO OPERA TIVO
Mishito 3270	227644.936	9110923.692	3272.505	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Vanya 2885 (x 106)	226919.104	9111733.098	2999.146	NO OPERA TIVO
Sanca 2930	226829.057	9115847.632	2948.881	NO OPERA TIVO
La Bonita 2895	227054.662	9111541.290	3009.000	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Siky 2970	226731.673	9111399.569	3072.106	NO OPERA TIVO
Candelaria 2920	227025.692	9111476.620	3032.480	NO OPERA TIVO
Cubana 3100	227750.264	9110999.643	3217.278	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
Fernandini 2820	227035.462	9112032.510	2934.760	NO OPERA TIVO
CH955 AK	227016.866	9112177.271	2946.085	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
SN955	227046.793	9112201.667	2946.118	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH2265-AK	227620.957	9111774.691	2948.485	NO OPERA TIVO
CH768	225747.779	9115406.392	2568.133	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH21	227465.428	9111891.411	2845.269	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH399	225284.631	9113937.910	3104.747	NO OPERA TIVO
BE-01	224911.627	9114616.812	2914.512	NO OPERA TIVO
CH62	227043.583	9111548.630	2892.512	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH652	226681.536	9112808.480	2865.121	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH204	226194.418	9112776.651	3007.259	NO OPERA TIVO
CH240	226230.710	9112960.622	2869.510	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)
CH TUNEL HORIZONTE	226361.592	9114019.590	2676.000	NO OPERA TIVO
RNG1 2750	226762.446	9112557.047	2873.974	OPERA TIVO (INGRESO PARA VENTILACION)

DATUM WGS 84



LEYENDA:

Rampas	
CR, BP	
Galerías	
Proyectos	

<p>CONSORCIO MINERO HORIZONTE</p>	GTE. OPERACIONES : O.S.Z. Apr / 17	<p>PLANEAMIENTO & INGENIERÍA</p> <p>UNIDAD PARCOY</p> <p>PLANO GENERAL DE LABORES</p> <p>MILAGROS, ROSA, LOURDES, ENCANTO, CANDELARIA</p>	ESCALA : 1/5,000
	GTE. PLANEAMIENTO : I.V.R. Apr / 17		FECHA : 06/4/2017
	SUPT. GEOLOGIA : A.S.V. Apr / 17		CAD : mvlilaneuar
	SUPT. MINAS : R.B.O. Apr / 17		Imreso : mvlilaneuar
	SUPT. GEOMECANICA : C.G.R. Apr / 17		UTM: WGS84
			N° PLANO : 01

RUTA : P:\COMUN\PLANEAMIENTO\UR\Gisnergrmin Infraestructura - 2017\ PLANO GENERAL DE LABORES-osnergrmin.dwg