

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de **INGENIERÍA DE MINAS**

“EVALUACIÓN DEL FAMECORTE - E20 PARA
MINIMIZAR LA DILUCIÓN DE MINERAL EN LA
VETA LOLA I EN UNA MINA SUBTERRÁNEA, LA
LIBERTAD 2021”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Eduard Alex Fabian Llajaruna
Jose Ruperto Membrillo Marin

Asesor:

Mg. Ing. Miguel Ricardo Portilla Castañeda
<https://orcid.org/0000-0002-3676-7137>

Cajamarca - Perú

JURADO EVALUADOR

Jurado 1 Presidente(a)	Daniel Alejandro Alva Huamán	43006890
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 2	Rafael Napoleón Ocas Boñón	42811302
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

Jurado 3	Óscar Arturo Vásquez Mendoza	46795074
	Nombre y Apellidos	Nº DNI

DEDICATORIA

Dedicamos la presente investigación a nuestros padres, hermanos como muestra de cariño y aprecio que les tenemos, a nuestra familia en general por su apoyo y por la motivación que nos brindaron para cumplir con nuestras metas.

AGRADECIMIENTO

A Dios, por darnos la vida y salud para continuar con nuestras metas. A nuestros padres y hermanos por su apoyo constante, a empresa minera subterránea y también a la contratista por el compromiso que muestran con la educación y a sus áreas técnicas por habernos siempre brindado el apoyo para que este estudio se desarrolle en su totalidad. A nuestro asesor y docentes de la carrera de Ingeniería de Minas, por brindarnos sus mejores enseñanzas.

TABLA DE CONTENIDO

JURADO EVALUADOR	2
DEDICATORIA	3
AGRADECIMIENTO	4
TABLA DE CONTENIDO	5
ÍNDICE DE TABLAS	7
ÍNDICE DE FIGURAS	8
ÍNDICE DE ECUACIONES	9
RESUMEN	10
CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN	11
1.1. Realidad problemática	11
1.2. Formulación del problema	28
1.3. Objetivos	28
1.3.1. Objetivo general:	28
1.3.2. Objetivos específicos:	28
1.4. Hipótesis	29
1.4.1. Hipótesis general	29
1.5. Procesos de la mina subterránea	29
1.5.1. Área de geología	29
1.5.2. Área mina	30
1.5.3. Área de procesamiento metalúrgico	31
1.5.4. Área de comercialización	31
CAPÍTULO II: METODOLOGÍA	32
2.1. Tipo de investigación	32
2.2. Población y muestra	34

2.2.1. Población	34
2.2.2. Muestra	34
2.3. Materiales, técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos	35
2.3.1. Materiales y equipos	35
2.3.2. Técnicas de recolección de datos	36
2.3.3. Instrumento de recolección de datos	37
2.3.4. Técnicas e instrumentos de análisis de datos	37
2.4. Procedimiento	38
2.5. Aspectos éticos	43
2.6. Aspectos generales	44
2.6.1. Ubicación de la mina subterránea	44
2.6.2. Clima y relieve	45
2.6.3. Vías de acceso	46
2.6.4. Entorno geológico global	47
2.6.5. Geología regional	51
2.6.6. Geología local	52
2.6.7. Geología económica	55
CAPÍTULO III: RESULTADOS	58
3.1. Resumen comparativo de la rotura de mineral entre lo programado y ejecutado con cada tipo de explosivo empleado	58
3.2. Determinación de los parámetros de voladura en función de los explosivos usados	59
3.3. Costos de sostenimiento aplicado en cada labor según los explosivos usados	65
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES	76
REFERENCIAS	83
ANEXOS	86

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Evolución cronológica de los explosivos industriales y sus componentes de fabricación.....	16
Tabla 2 Acceso terrestre desde la ciudad de Lima hasta la mina subterránea.	46
Tabla 3 Acceso terrestre desde el departamento de Cajamarca hasta la mina subterránea.....	46
Tabla 4 Accesos aéreos desde Lima y Trujillo hasta el aeródromo Chagual.....	47
Tabla 5 Placas litosféricas según el margen (limite o borde) de interacción.	51
Tabla 6 Comparación promedio de la rotura de mineral programada y ejecutada con explosivo Emulnor. ..	58
Tabla 7 Comparación promedio de la rotura de mineral programada y ejecutada con los explosivos Emulnor y Famecorte – E20.....	59
Tabla 8 Registro del consumo de explosivo y accesorios aplicando Emulnor.	60
Tabla 9 Parámetros de voladura resultante de cada tajo aplicando explosivo Emulnor.	61
Tabla 10 Costos del consumo de explosivo Emulnor y sus accesorios por cada tonelada métrica.	62
Tabla 11 Registro de consumo de explosivo y sus accesorios aplicando Emulnor + Famecorte – E20.	63
Tabla 12 Parámetros de voladura resultante de cada tajo aplicando explosivo Emulnor + Famecorte - E20.	64
Tabla 13 Costos del consumo de explosivo Emulnor + Famecorte – E20 y sus accesorios por tonelada métrica.	65
Tabla 14 Costos de sostenimiento para vetas de potencia ≥ 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor.	66
Tabla 15 Costos de sostenimiento para vetas de potencia < 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor.	67
Tabla 16 Costos de sostenimiento para vetas de potencia ≥ 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor + Famecorte – E20.....	68
Tabla 17 Costos de sostenimiento para vetas de potencia < 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor y Famecorte – E20.....	69
Tabla 18 Resumen comparativo de avances, producción y dilución real de mineral aplicando el explosivo Emulnor y Emulnor + Famecorte – E20.....	70
Tabla 19 Diferencias alcanzadas en las producciones ejecutados con los explosivos Emulnor y Emulnor + Famecorte – E20.....	71

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Método open stoping, limpieza con winche de rastrillaje.	19
Figura 2 Mallas de perforación para vetas angostas.	21
Figura 3 Diseño primario de la voladura.	22
Figura 4 Efectos de la voladura sobre la roca remanente.	23
Figura 5 Esquema de algunos tipos de voladura controlada.	24
Figura 6 Instalación de la bomba manual, para jackpot.	27
Figura 7 Pasos esenciales del método científico, según Arias.	32
Figura 8 Ubicación de la mina subterránea.	44
Figura 9 Vista panorámica de la mina en estudio.	45
Figura 10 Mapa del cinturón orogénico en la cordillera oriental de los Andes.	48
Figura 11 Mineralogía óptica introducción del oro y galena, en la pirita.	49
Figura 12 Mineralogía óptica oro, galena y cuarzo introducidos en fracturas de la pirita.	50
Figura 13 Mapa geológico del departamento La Libertad.	52
Figura 14 Mapa geológico de la provincia de Patáz.	53
Figura 15 Metalogenia de la región La Libertad, según clasificación del INGEMMET.	56
Figura 16 Distribución del avance lineal real de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	72
Figura 17 Distribución de la rotura real de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	72
Figura 18 Distribución porcentual de la dilución de mineral ejecutado en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	73
Figura 19 Costo promedio de las roturas de los tajos, según el explosivo.	73
Figura 20 Distribución de la ley aurífera diluida en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	74
Figura 21 Resumen del consumo de explosivo en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	74
Figura 22 Distribución de los finos de Au de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.	75
Figura 23 Reducción promedio de los costos de sostenimiento en los 13 tajos, según el tipo de explosivo. .	75

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1 Ecuación química de los explosivos industriales.	15
---	----

RESUMEN

El uso de los recursos provenientes de la minería sigue permitiendo en gran medida el desarrollo industrial de los pueblos. Sin embargo; en el aprovechamiento de estas reservas uno de los problemas frecuentes es la dilución operativa de mineral, como en el caso de la mina subterránea, en La Libertad, cuyo causante principal es la detonación del explosivo Emulnor. Es por ello que; el objetivo de esta investigación fue realizar la evaluación del Famecorte - E20 para minimizar dicha dilución en la veta Lola I; en donde, se ha planteado objetivos específicos como, determinar los parámetros de voladura conjuntamente con la producción y dilución programada, comparar los costos de sostenimiento, determinar la producción y la dilución real, tanto con el explosivo Emulnor como con Emulnor + Famecorte - E20. Metodológicamente tiene enfoque cuantitativo, tipo aplicada y un diseño experimental. Los resultados obtenidos de los 13 tajos (labores de estudio) reducen un 6% la dilución, muestran mejor avance, mayor volumen y aumento de ley de mineral; concluyéndose, tras diversas pruebas que la aplicación de Famecorte – E20 para la explotación de mineral es una alternativa, puesto que, en comparación de solo Emulnor, ha permitido reducir costos de rotura por tonelada métrica de 170 S/./TM a 166.39 S/./TM para vetas ≥ 0.8 m y de 193.47 S/./TM a 187.67 S/./TM en vetas < 0.8 m.

PALABRAS CLAVES: Dilución de mineral, sobre rotura, explosivo, vetas, Emulnor, Famecorte - E20.

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

La minería está presente desde épocas remotas, y es una de las actividades esenciales para el avance técnico y económico de la humanidad; cualquier bien material que el hombre maneja, resulta de la transformación de productos naturales, alcanzando los recursos minerales en gran medida, el desarrollo industrial de los pueblos. El Perú gracias a su ubicación en el cinturón de fuego, posee gran potencial minero; sin embargo, en la explotación de reservas minerales, uno de los problemas frecuentes es la dilución de mineral, que reduce la ley del mineral y muchas veces cierta dilución resulta estar por debajo de la ley de corte, impactando en el beneficio económico de la empresa; para (Huamán & Mamani, 2020) los factores que inciden o se relacionan son la voladura, geología, el carguío y acarreo; para (Bedón, 2019) hay un sin fin de causas, adicionando a los equipos, el personal, método de explotación, la perforación, entre otros; causantes que también son resaltados por (Fuentes & Gargate, 2021), y que toda empresa minera llega a experimentarlo.

En la mina chilena Esmeralda – El Teniente, los investigadores González & Rivera (2018), reducen el problema de la sobre excavación de 30% a 20% utilizando emulsión SUBTEK, lo cual es equivalente a 10ton/disparo menos, costo LHD: 1.24\$/ton; también, reducen 1.32m² el área de la sección cuyo costo de sostenimiento es de 240 \$/m²; con ello a pesar del incremento del costo de la voladura 105.6 \$/disparo, llegan a ahorrar 218.8 \$/disparo. Por otro lado; (Mejía, 2019) en la optimización de la perforación y voladura (emulsión) en la sociedad minera ecuatoriana “Oro Sol Uno” mejora el avance de 1.43 a 1.52 m/disparo, aumenta el volumen 0.75m³/disparo más; mejora la eficiencia del 89% al 95%; el factor de carga es de 1.9Kg/m³, el cual está dentro de lo establecido. Esto ocurre también; en el trabajo del tesista (Coronel, 2019) desarrollado en otra mina ecuatoriana “Agua Dulce,

Portovelo - El Oro”, en el que mejora la eficiencia de 82.62% a 92.06%, en cuanto al costo de voladura redujo 1.44 \$/m³, ya que, antes se gastó 14.52\$/m³ y ahora 13.08\$/m³, factor de carga 0.47Kg/m³ menos. Para los testistas, con la emulsión, se reduce la sobre excavación, quedando las superficies finales similar a lo planificado.

El investigador Romani (2018), mejora la sobre rotura y el avance en la mina Andaychagua, usando Emulnor y para las coronas Famecorte E-20, precisamente obtiene un avance de 3.02m/disparo, de 3.20m de longitud del taladro perforado (95%), y la sobre rotura generada es 4.86% que representa de lo planificado el 97.2%; en cuanto a explosivos, el factor de avance es 31.3Kg/m, estando por debajo del objetivo de Volcan que es de 32 Kg/m. Asimismo; (Ponte, 2020) al combinar el Emulnor con el Famecorte E-20 para optimizar la voladura en la UM San Ignacio, de 3.15m perforados consigue un avance de 3m/disparo, eficiencia 95%; reduce el factor de carga de 1.89 Kg/m³ a 1.80 Kg/m³ cuyo gasto es 64.2 Kg/disparo, costo de voladura es 5.59 \$/ton, y el volumen volado 94.5ton/disparo. También (Laime, 2018) en la mina Andaychagua combinando estos dos explosivos, de 3.36m perforados, alcanza un avance de 3.16 m/disparo; en explosivo reduce 6.81Kg/disparo, en factor de potencia de 0.51 Kg/ton a 0.4 Kg/ton; minimiza la sobre rotura de 22% a 0.03%; respecto a los costos ahorra en perforación 16.4 \$/m, en voladura 11.1 \$/m, en limpieza 2971.8 \$/m³, en sostenimiento con shocrete 159.3\$/m, en transporte 112.9\$/ton; y disminuye la dilución de mineral de 12.25% a 3.24%.

Mayta & Vilca (2021), en la UM Carahuacra aumentan el avance lineal en frentes y tajeos utilizando Emulnor; por ejemplo, en breasting los parámetros de perforación alcanza 3m de 3.35m (eficiencia 90%) y en voladura 2.6m de 3m perforados (eficiencia 86.2%); el volumen volado es 103.47 ton/disparo; factor de potencia es 0.24 Kg/ton, el factor de avance 9.96 Kg/m; en sobre rotura acumula 43.04m³/disparo, que representa el 5%. Sin embargo;

el investigador (Morales, 2020) al combinar el Emulnor con el Famecorte - E20 en minera Austria Duvaz, consigue 0.15m/disparo más de avance, eficiencia de la perforación y voladura 97.5%, reduce el consumo de explosivo 5.49 Kg/disparo menos, 2.17 kg/m³ en factor carga, 0.14 Kg/ton en factor de potencia; reduce costos en perforación 1.61\$/m y en voladura 11.12 \$/disparo; ahorra en el Scoop 12.9 \$/disparo, a pesar de aumentar el volumen volado 3.29 ton más; y minimiza el daño a la cajas rocosas.

Por otra parte; con pruebas predictivas como el análisis de las vibraciones de la voladura en campo cercano y lejano (geófonos), el Famecorte - E20 produce menor daño a la roca remanente; por ejemplo Dueñas (2018), en la comparación del Emulnor 1000, SuperfamDos “ANFO” y el Famecorte - E20, concluye que en las voladuras de contorno, genera mayor daño el Emulnor 1000 (carga continua), mientras que el Famecorte - E20 ocasiona menor daño, ya que, consigue minimizar la sobre rotura al 87% y en cuanto al daño inducido al macizo rocoso al 70%. Lo mismo indica (Negreiros, 2021), del Emulnor 3000, Emulnor 1000 y Famecorte - E20; esta última emulsión genera menor daño en roca suave, media y dura; mientras que, el primero genera un intenso fracturamiento en la roca remanente, aún mucho más que el Emulnor 1000. Concluyendo que; al usar este explosivo conlleva a obtener mejores beneficios para las empresas mineras.

Cahuata (2021), en su maestría desarrollada en cuatros mineras Volcan, Huarón, Pallancata y Condestable; enfocada a resolver problemas de bajo avance lineal, excesiva sobre rotura, alto factor de avance, excesivo tiempo de carguío, alto costo de voladura; en rocas suaves, medias y duras; de los 5 explosivos el Emulnor 1000, Emulnor + Famecorte - E20, SuperfamDos (ANFO), Emulgran Qhana, y Emulfrag; concluye que, el Famecorte - E20 es un explosivo especializado para el control de sobre roturas de las cajas rocosa, el ANFO genera mucha sobre rotura, mientras que, los dos últimos explosivos resolverían los

inconvenientes mencionados. De igual modo (Vidal, 2020) mejora la eficiencia del avance utilizando Emulnor y Famecorte -E20; reduce la sobre rotura de 20% a 14.52%, ahorrando solo en el Scoop 35.01\$/disparo; por ejemplo, en una de sus labores hay un aumento del avance de 0.35m/disparo; eficiencia del disparo 93%; con esto consigue ahorrar 220.34\$/disparo, minimiza el factor de carga 0.21 Kg/m³ y el factor de potencia 0.07 Kg/Ton menos. También los tesisistas (Mostacero & Rodríguez, 2017) al combinar estas dos emulsiones, aumentan el avance lineal en 0.19m/disparo más, con lo cual alcanzan una eficiencia por disparo del 97.63%; disminuyen el factor de potencia 0.25 Kg/Ton menos; en la perforación y voladura hay un ahorro de 46.45 \$/m, el avance mensual es 99m (ahorro 4 598.55 \$/mes); también, disminuye la sobre rotura de 10.62% a 2.87%.

La dilución de mineral es generada por la combinación y/o mezcla del mineral económico con aquel que no tiene interés o valor económico (desmonte) para la empresa, esta mezcla conlleva a reducir la ley del mineral por debajo de la ley mínima explotable, y a la vez eleva los costos; sin embargo, según los causantes, indicados en el manual de voladura de (EXSA, s/f), la investigación se enmarca dentro de la dilución operativa, que se da producto de las operaciones como, por ejemplo, es generada por mala perforación, elección de explosivos, distribución de la carga explosiva o por inadecuados tiempos de retardos; a esto también se suman como fuentes de dilución, algunos métodos de minado como, los de hundimiento, el corte y relleno, en este último por ejemplo, el mineral cae y la limpieza se realiza con un winche de rastrillaje y en la mayoría de veces cuando no se lleva un buen control en las rocas encajonantes y/o relleno, tienden a desprenderse generando así dilución. Mientras que; el segundo tipo es la dilución estructural, por formación geológica, por ejemplo, cuando las vetas y cajas presentan diaclasas, fracturas, falsas cajas, presencia de

agua, panizo, entre otros; aún realizar un control con todos estos factores resulta ser más tedioso.

Los explosivos para minería, son sustancias químicas que en ambientes normales de presión y temperatura son inofensivas, pero mediante iniciadores, en tan solo una fracción de segundo cambian bruscamente a estado gaseoso, ocasionando una gran ampliación del volumen; estos gases calientes, son generados a altas presiones y temperaturas, los cuales provocan fracturación, trituración y desplazamiento de la roca; esta ampliación gaseosa, justifica la diferencia entre la masa o volumen del explosivo a detonar con la del material que será volado. Los explosivos industriales, son mezclas compuestas por oxidantes y combustibles, que forman como productos, gases como el óxido y/o dióxido de carbono y nitrógeno (CO, CO₂ – NO, NO₂), y en caso hubiese presencia de azufre (S) o aluminio (Al) se producirá gases sulfurosos (H₂S, SO₃) y dióxido de aluminio AlO₂ respectivamente, también, en toda detonación se libera calor, polvo y agua en forma de vapor.

Ecuación 1

Ecuación química de los explosivos industriales.

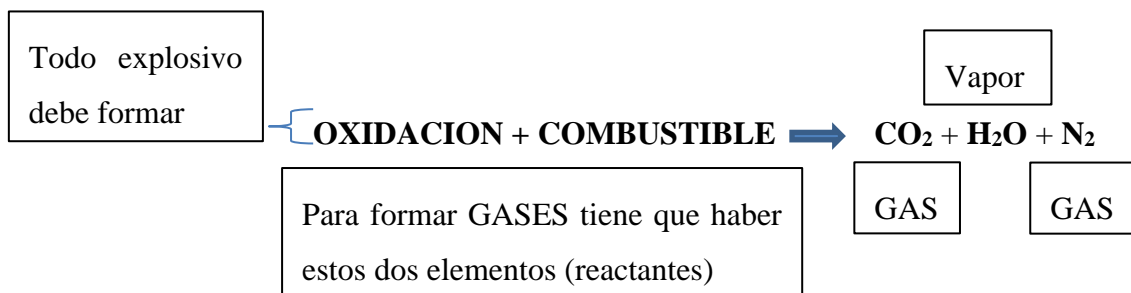


Tabla 1
Evolución cronológica de los explosivos industriales y sus componentes de fabricación.

Explosivo	Oxidantes	Combustibles	Sensibilizador	Tamaño partícula (mm)	Estado	V de detonación (Km/s)
Dinamitas	Sólidos - Nitrato de amonio (NA) y otras sales	Sólido - Materias absorbentes, Pulpa de madera, Celulosa	Líquido - Nitroglicerina - Nitroglicol	0.2	Sólido	2.5 a 5.5
ANFOS	Sólido - Nitrato de amonio (NA) granulado	Líquido - Petróleo diésel. - Carbón - Otros aceites.	Poros con aire - En los prills de NA. - Poros vacíos con aire.	2	Sólido	3.2
Emulsiones	Líquido - Soluciones de NA, Sodio y/o Calcio, Aluminio	Líquido - Petróleo - Aceites - Emulsificantes - Parafinas	Gasificantes - Aire contenido en microesferas de vidrio. - Gasificado químico.	0.001	Líquido (Tipo agua en aceite)	5 a 6

Del grupo de explosivos en el mercado, las emulsiones son el más reciente, comparado con productos similares, esta mejora dos características primordiales, la resistencia al agua y la potencia; son de tipo agua en aceite, en donde, la fase acuosa está constituida por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua, mientras que, la otra fase aceitosa lo conforma un combustible líquido de tipo hidrocarbonado, el cual es inmisible (no se mezcla totalmente) con el agua. Asimismo; permite graduar su viscosidad desde una emulsión líquida parecida a la leche magnesia, hasta una viscosidad semejante a la de una margarina, es por ello que, el taladro puede ser cargado en forma encartuchada o a granel mecanizada. Por otra parte; su característica principal, es la facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO pesado y también es el medio más empleado para sensibilizarlo. Por

último; las que son insensibles al detonador o fulminante, para su iniciación requieren de un Cebo reforzador de alta presión de detonación (EXSA, s/f).

- ✓ Famecorte - E20 es una emulsión de bajo poder rompedor, principalmente creado para trabajos de voladura controlada, contorno, túneles, carreteras, taludes de canteras, entre otros; en el que es importante adquirir perfiles de roca estables sin sobre excavación. En cuanto a su presentación viene en tubos semirrígidos acoplable entre sí, que permite formar una columna explosiva conforme a la longitud requerida. Adicional a ello; lleva un accesorio especial llamado “centrador” que tiene por objetivo centrar la columna explosiva y crear un anillo de aire a lo largo del taladro, para amortiguar los efectos del explosivo sobre el terreno (Famesa, s/f).
- ✓ Emulnor es una emulsión cuya presentación es de forma encartuchada en envolturas plásticas, cuenta con propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y calidad de gases de voladura. Diseñado para cualquier tipo de trabajo en minería, en obras civiles; canteras; en taladros secos, húmedos e incluso inundados, cuya aplicación es similar a las dinamitas convencionales en la que puede trabajar como columna explosiva o como “cebos” de iniciación de columna de nitro-carbonitratos. Sin embargo; el no poseer nitroglicerina y la buena calidad de los gases residuales, permite al personal incorporarse en menor tiempo a la labor. Famesa explosivos dispone en el mercado peruano Emulnores (500, 1000, 3000 y 5000) para rocas suaves hasta rocas muy duras respectivamente (Famesa, s/f).

Ley de corte (cut off) es la ley mínima explotable que la empresa minera lo calcula en función de los precios de los metales (oferta y la demanda) y sus costos de operación (minado). Es decir, con esta ley la empresa no pierde dinero ni tampoco obtiene ganancias, ya que esta ley paga los costos de explotación. No obstante; cabe resaltar que:

- Si el precio de los metales sube, la ley de corte baja.
- Si el precio de los metales baja, la ley de corte sube.

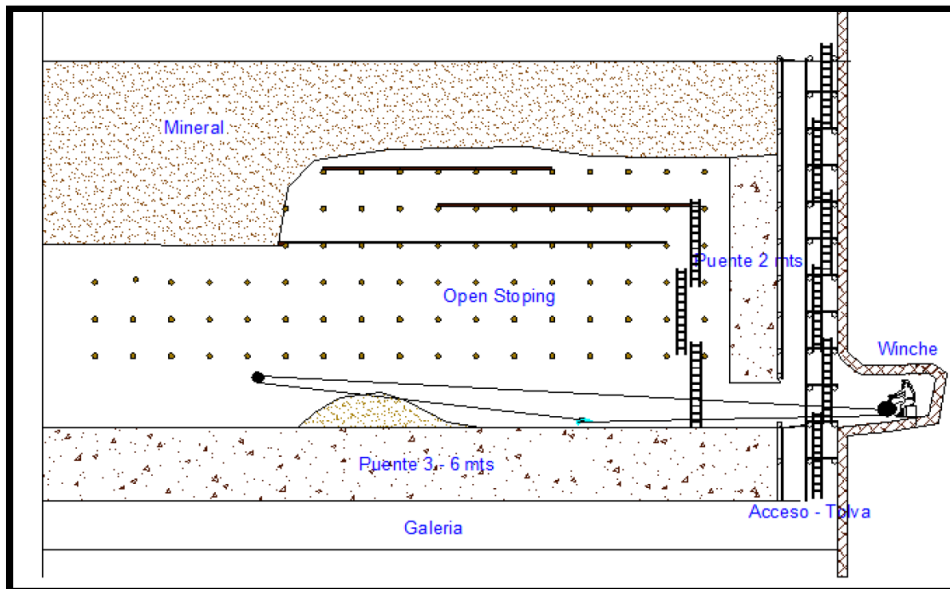
Las vetas o filones es una fractura o falla, rellena por minerales (mena y ganga), de forma tabular y alargada, de espesor relativamente pequeña; de formación post magmática (epigenética, la roca caja se formó primero y luego se introdujo el mineral) y en ocasiones formada por remplazo; además, corresponde a una mineralización controlada estructuralmente; una veta no está aislada (sola), las vetas de un sistema son casi paralelas y se encuentran próximamente una a otras, producto del gran movimiento de la corteza terrestre, pudiendo estar en forma de vetillas o stockwork, ramales, rosario, cola de caballo, lentes e impregnaciones. Por otro lado; al ancho de la veta se denomina potencia, sin embargo, cuando llegan a medir más de 30m se conoce generalmente como manto (yacimientos de carbón); este es un factor influyente en el sostenimiento de los tajos o labores. Según la potencia, las vetas pueden ser:

- Estrecha (<10m)
- Intermedio (10-30m)
- Potente (30-100m)
- Muy potente (>100m)

Open stoping (cámaras abiertas) es un método de explotación subterránea, de bajo costo, baja productividad y recuperación de mineral; usado cuando las labores a explotar están compuestas por rocas semiduras a duras, y el buzamiento de la estructura filoniana (veta) oscila preferentemente entre los 70° y 80°; optimo en vetas angostas de 120 cm de potencia. En este el mineral es realzado en vertical usando una salida central, así el mineral roto cae a un piso inferior donde es rastrillado; el nuevo piso es construido mediante plataforma de madera, el mismo que es retirado antes del disparo de voladura, con el fin de que dicho mineral roto sea depositado en el nivel de extracción del tajeo (Valdiviezo, 2003).

Figura 1

Método open stoping, limpieza con winche de rastrillaje.



Fuente: Área de planeamiento, tomado de Contreras (2019).

Labores mineras, es cualquier excavación realizada para acceder al yacimiento mineral. Si bien es cierto; la explotación subterránea requiere de una serie de excavaciones de varias formas, orientaciones y tamaños, las mismas que cumplen ciertas funciones en el proceso de minado. Se tiene 3 formas:

- Los tajos (fuentes de producción o labores de explotación) son aberturas temporales; sin embargo, generalmente constituyen las excavaciones más grandes, en el aprovechamiento de un yacimiento mineral. Es el block mineralizado, el cual es limitado por sus extremos para el aprovechamiento del mineral. Asimismo, es delimitado por galerías y chimeneas en donde se ejecutan los trabajos de perforación y voladura, limpieza, relleno y sostenimiento en caso de que las condiciones del terreno lo ameriten, con el propósito de extraer el mineral económico y cubicado (Chancasanampa, 2019).

- Labores de preparación (o accesos y aberturas) de servicios para los tajos de explotación, son aberturas temporales y lo conforman las galerías, cruceros de acceso, las chimeneas (para evacuación de mineral, relleno, y de acceso), ventanas de carguío, entre otros. Estas labores de ser necesario el sostenimiento, requieren de un sostenimiento ocasional, menor que las labores permanentes, ya que, luego estas serán rellenas y/o abandonadas.
- Accesos y aberturas de servicios permanentes, lo componen las galerías de nivel, las rampas, los piques, las cámaras especiales, conductos de ventilación, entre otros. Estas labores mineras tienen larga duración, incluso pueden llegar a durar a largo de la vida de la mina, por lo que en caso de que las condiciones geomecánicas determinen recurrir a un tipo de sostenimiento, se tiene que garantizar un alto factor de seguridad, ya que, se tendrá alto tránsito de equipos y de personal.

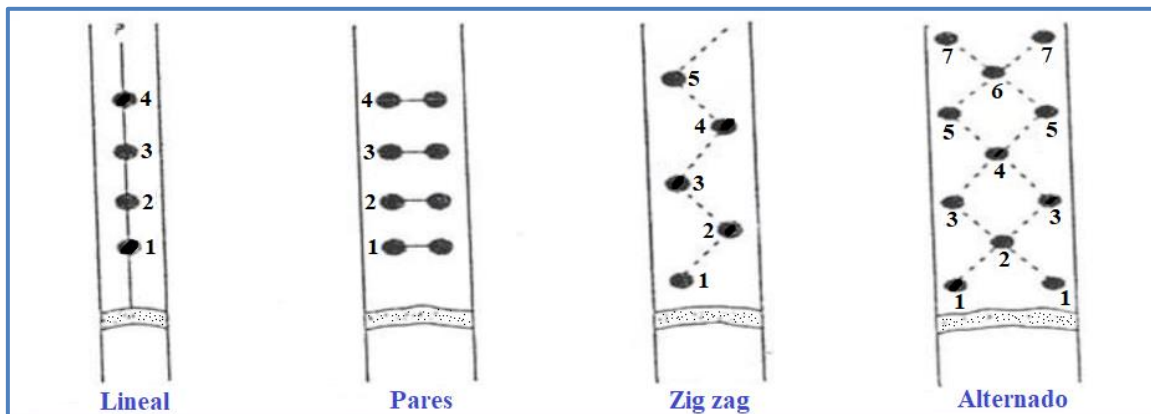
Perforación en breasting es aquella perforación realizada de manera horizontal para la posible extracción del mineral del tajo, que dispone de una cara libre iniciante situada por debajo del mineral y de un espacio libre para la caída del material volado. Los taladros perforados son paralelos entre sí, pues poseen una distribución y geometría adecuada para alojar a las cargas explosivas.

Mallas de perforación en breasting es un diseño o esquema técnico, que muestra la forma en la que son distribuidos los taladros de una voladura, el orden de salida y cantidad de los mismos, en la cual inciden, dos términos denominados espaciamiento (distancia entre taladros) y burden (distancia del taladro, hacia la cara libre del tajo o línea de menor resistencia), básicamente estos dos factores mencionados, tienen directa vinculación con la longitud del taladro. Este esquema es planificado de acuerdo a las características geomecánicas del yacimiento mineral, con el propósito de que la detonación de los

explosivos llegue a producir un fracturamiento o rompimiento del mineral, acorde a los requerimientos de la planta metalúrgica y un avance lineal óptimo, al mejor costo, manteniendo las dimensiones de la labor, sin afectar a las cajas rocosas, debido a que, la sobre excavación produce la dilución operativa de mineral y afecta en la estabilidad de la labor. En los esquemas en breasting, la cara libre se sitúa por debajo de estos, cuyos cálculos como el número de taladros, espaciamento, burden, longitud o profundidad de taladro, se acostumbra a hacerlos mediante conocidos modelos matemáticos como el de Holmberg, Richard Ash, Langefors, Konya, entre otros; sin embargo, el problema persiste cuando nos encontramos con estructuras filonianas (vetas) angostas, en la que su potencia solo permite desarrollar una fila o pocos taladros de voladura, actualmente no existe estándares de diseño, pero el aprovechamiento del mineral se logra mediante mallas de una fila (lineal), pares, zig-zag y de forma alternada.

Figura 2

Mallas de perforación para vetas angostas.



Fuente: Área de perforación y voladura de la mina en estudio.

Voladura: operación que consiste en el carguío adecuado de taladros (explosivos) y encendido de los mismos, cuya reacción química genera gases a altas presiones y

temperaturas, que provocan el rompimiento de las rocas; se tiene a la convencional y a la controlada. A continuación, se muestra el diseño primario de la voladura:

Figura 3

Diseño primario de la voladura.

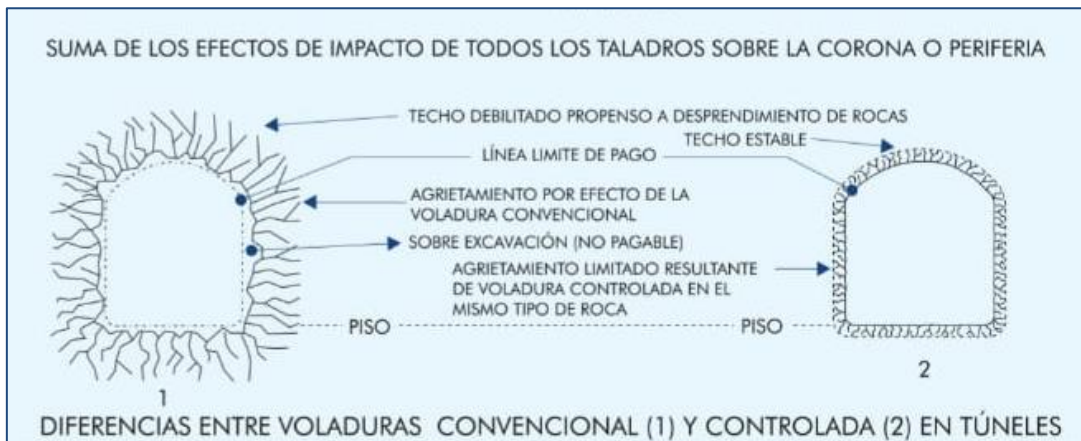


Voladura convencional, en esta técnica los taladros de voladura normal destrozan la roca por interacción entre sí, con predominio del fracturamiento radial; pero para esto se tiene ciertas consideraciones como por ejemplo, la relación de espaciamiento a burden $E = 1.3$ a $1.5 B$; relación de acoplamiento máximo de 1.2 a 1 ; la carga de explosivo ocupa los $2/3$ de la longitud del taladro; uso de taco inerte para el confinamiento; uso de explosivos con mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo; el disparo del conjunto de taladros involucrados en la voladura siguen un orden de salida, espaciados en el tiempo de acuerdo al esquema de secuencias (EXSA, s/f). Aunque cabe precisar que; los cálculos son referénciales, por lo que cada profesional según las características geomecánicas y en función a diversas pruebas podrá o no determinar un estándar con respecto al espaciamiento y burden, debido a que los autores que proponen estos modelos de voladura son en base a

yacimientos (proyectos de países) con características muy diferentes; es por eso que, hoy en día al verificar estos factores estandarizados en una faena minera, con las fórmulas, no coinciden (variación).

Figura 4

Efectos de la voladura sobre la roca remanente.



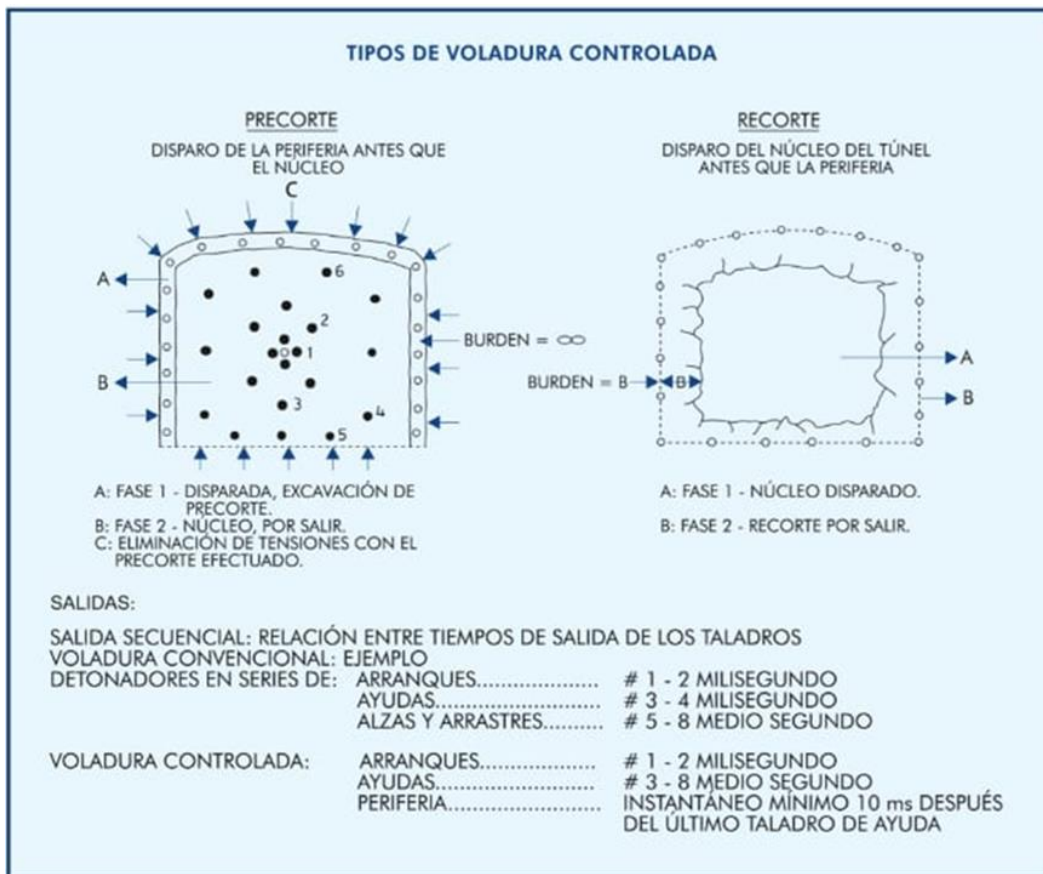
Fuente: (EXSA, s/f)

Voladura controlada, esta técnica se diferencia de la voladura convencional, porque las fracturas creadas producto de los taladros de voladura, son dirigidos a puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, lo cual permite crear un plano de corte, que minimiza o elimina la formación de las grietas radiales. Sin embargo; requiere de menor espaciamiento de burden $E = 0.5$ a $0.8 B$; el diámetro del explosivo es inferior al del taladro; la carga explosiva lineal distribuida a lo largo del taladro; taco inerte solo para mantenerlo al explosivo dentro del taladro mas no para confinarlo; uso de explosivos de baja velocidad y brisance; disparo simultaneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí. Esta es una técnica de voladura, que busca producir superficies de roca lisas y estables, controlar la sobre excavación (rompimiento de roca fuera de los limites previamente establecidos), disminuir la vibración y por ende obtener un talud final competente, aspecto sumamente importante en labores subterráneas de orden permanente; pero que, a la vez

implica mayor costo y tiempo de preparación de la obra. Actualmente es una alternativa para la explotación de estructuras débiles e inestables, ya sea, en labores superficiales o subterráneas. Pudiendo ser voladura precorte, recorte, amortiguada, perforación en línea, entre otros (EXSA, s/f).

Figura 5

Esquema de algunos tipos de voladura controlada.



Fuente: (EXSA, s/f)

- Voladura de precorte, técnica de voladura constituida por barrenos o taladros, que son activados antes de la voladura de producción, con el fin de generar un plano de fractura en la masa rocosa, para evitar la sobre excavación de las cajas rocosas (minería subterránea) o del límite del pit (minería superficial).

- Voladura de recorte es de contorno y está constituida por barrenos próximas, con cargas suaves, disparados después de la voladura de producción o destroza, con el fin de obtener una mejor terminación del pit final o de las cajas rocosas; es decir si el disparo para este corte es realizado antes de la voladura principal (producción), se denomina voladura de precorte y si se desarrollada después de la voladura principal recibe el nombre de voladura de recorte o también conocida como voladura de contorno, periférica o suave.
- Voladura amortiguada es un tipo de voladura, cuya técnica es similar a la convencional, ya que, solamente se modifica el diseño de la última fila de taladros, con el fin de amortiguar la vibración o golpe de la voladura principal, de ahí el nombre de voladura amortiguada; por ende, el disparo es realizado después de la voladura principal (producción).

Sostenimiento es un trabajo que forma parte de un ciclo de minado donde su función comprende en actuar al equilibrio inestable de la masa rocosa presente en las labores mineras, teniendo como finalidad mantenerlas durante la explotación de una mina. Asimismo; para aplicar el sostenimiento, se debe realizar de acuerdo a los estándares establecidos por la empresa en base al tipo de labor (temporal, permanente, etc.). Se tiene los siguientes tipos de sostenimiento:

- Sostenimiento natural: cuando se utiliza el propio macizo rocoso como sistema de refuerzo para compensar el desequilibrio de las excavaciones. Por ejemplo; los pilares; escudos (capa de mineral) en los hastiales; y formas de arco diseñado generalmente en el perímetro o parte superior de las excavaciones, que reduce la necesidad de recurrir a determinados sostenimientos.

- **Sostenimiento artificial:** se basa en la aplicación de soportes y refuerzos en el macizo rocoso según esté lo requiera, su determinación se basa en estudios ingenieriles. Se clasifica en activo y pasivo:

Pasivo: no ejerce esfuerzos sobre el macizo rocoso, desarrollando su capacidad resistente a medida que la roca se deforma; sirve como soporte. Por ejemplo; los cuadros de madera, cimbras metálicas, y el concreto armado.

Activo: consisten en un sistema de refuerzo a la masa rocosa, donde aumenta la resistencia friccional entre los bloques que la componen. Por ejemplo; pernos helicoidales, split set, y hydrabolt.

El sostenimiento con puntales de madera (jackpot) tiene por objetivo mantener las labores subterráneas abiertas, es decir que permitan el aprovechamiento de un yacimiento mineral, de manera más segura, compensando el equilibrio inestable de las masas de roca que soporta. Sin bien es cierto; la madera es un material más económico, pero dura más aquella que no tiene corteza y está seca, a ello se suma también la calidad de ventilación y la humedad que se tenga. En el sostenimiento con puntales de madera y jackpot (plato de acero), este último elemento, es colocado en uno de los extremos del puntal, en donde, aplica un pretensionado a dicho puntal al momento de su instalación, proveyendo inmediato sostenimiento activo a la caja techo de la labor, que permite tener un lugar de trabajo mucho más seguro y duradero, para el desarrollo de los trabajos mineros (Cachuan, s/f).

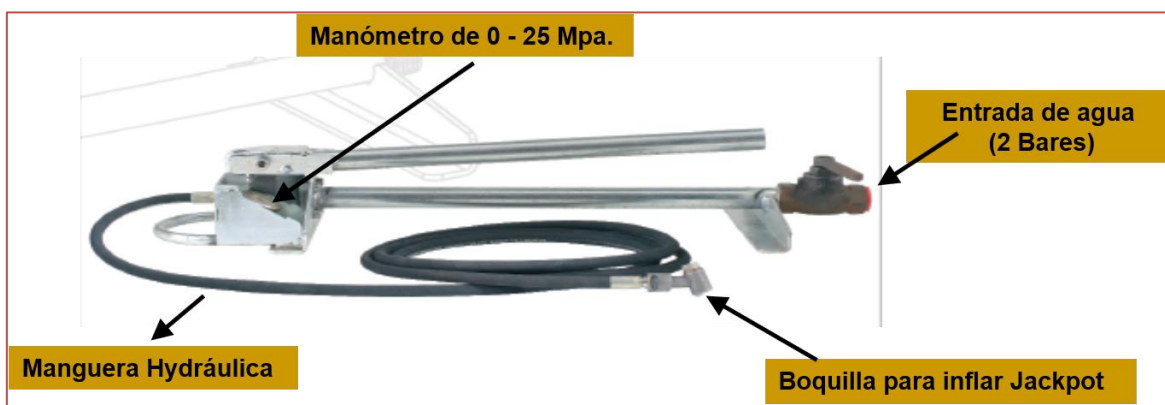
Jackpot (plato de acero) es un elemento fabricado a base de acero, empleado en el sostenimiento de labores subterráneas, precisamente es usado, cuando es necesario aplicar sostenimiento con puntales de madera, debido a que, este producto presiona al puntal sobre la roca, o sea aplica un pretensionado a dichos puntales al momento de su instalación, proveyendo inmediato sostenimiento activo a la caja techo de la labor. Este plato de acero,

incrementa el rendimiento de los puntales, extiende la durabilidad de dicho soporte, facilita la instalación del puntal y sobre todo conlleva a tener un lugar más seguro, para el desarrollo de los trabajos subterráneos. Por otro lado; solo se emplea un jackpot por cada puntal, ya sea, como sombrero o zapatero, dependiendo del lado que tiene roca más competente, requiere de agua y no es afectado por las vibraciones de la voladura. El tamaño de la longitud del puntal, guarda correspondencia con el diámetro del jackpot, siendo dicha relación de 1:12, por lo que, se sugiere no excederse la longitud del puntal, más de las doce veces del diámetro de este plato (Cachuan, s/f).

Bomba de inyectar agua a jackpot es un instrumento, que sirve para inflar al jackpot, mediante la introducción de agua a alta presión. En donde; los indicadores de inflado del jackpot son la salida de un chorro de agua por la parte delantera de la bomba manual, golpes con el combo en el puntal (sonido metálico) y otra forma es mediante la lectura de manómetro cuya presión debe estar entre los 10 y 12 Mpa (Cachuan, s/f).

Figura 6

Instalación de la bomba manual, para jackpot.



Nota: necesita como mínimo 02 bares de presión de agua de mina (1Mpa = 10Bares = 145Psi).

Fuente: Minera Aurífera Retamas S.A (Cachuan, s/f)

La dilución, conlleva realizar investigaciones para determinar causantes y establecer procedimientos más eficientes, que reduzcan sus efectos, en el sentido de minimizar los costos y maximizar las ganancias, ya que, el valor aceptable oscila alrededor del 10% (Villareal, 2017). Tal es el caso; en la rotura de los tajos de la mina subterránea, en La Libertad, se emplea el explosivo Emulnor 5000, 3000 y 1000 cuya detonación produce una sobre rotura en las cajas del macizo rocoso, lo cual, ocasiona la dilución de mineral (operativa). Este es un factor tecnológico que genera una ley de mineral deficiente, afecta el valor comercial e incrementa los costos de operación y procesamiento; además, genera la inestabilidad de las labores, que no sólo incide en el costo de sostenimiento de las labores abiertas, sino también, se expone a los trabajadores a los riesgos inherentes de la actividad. Por último; este problema en la limpieza, carguío y extracción del mineral consume mayor tiempo, debido a, la incorporación de material adicional (desmante).

1.2. Formulación del problema

¿Cómo la evaluación del Famecorte - E20 permite minimizar la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general:

Realizar la evaluación del Famecorte - E20 para minimizar la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021.

1.3.2. Objetivos específicos:

Determinar los parámetros de voladura conjuntamente con la producción y dilución programada con cada explosivo en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021.

Realizar una comparación de los costos de sostenimiento con ambos explosivos en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021.

Determinar la producción y la dilución real con el explosivo Emulnor en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021.

Determinar la producción y la dilución real con los explosivos Emulnor/Famecorte - E20 en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021.

1.4. Hipótesis

1.4.1. Hipótesis general

La evaluación del Famecorte - E20 minimizará la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021, mediante la técnica de voladura controlada, con el explosivo de baja potencia, se generará superficies lisas con cortes más precisos, que mejorará la ley del mineral, la sobre rotura, la inestabilidad de labores, y reducirá también los tiempos y costos de operación.

1.5. Procesos de la mina subterránea

Según (CMP, 2021) la mina subterránea está organizado de la siguiente manera:

1.5.1. Área de geología

Desarrolla campañas de exploración con el fin de identificar, cuantificar y elevar los recursos minerales, que permiten ampliar la vida útil de la mina. Asimismo; con la prospección geológica se ubica el mineral; además, para dar una mayor certeza y confiabilidad a los recursos minerales medidos, se combina labores mineras con las cámaras para la perforación diamantina, a nivel superficial y subterráneo cuyas longitudes alcanzan los 1000 m. Por último; se crea labores de acceso, se confirma los cuerpos mineralizados, y se estiman las reservas.

1.5.2. Área mina

La explotación se desarrolla mediante la combinación de métodos convencionales (con rieles) y el de trackless (sin rieles; sobre neumáticos). Asimismo; la limpieza del mineral se realiza con winches eléctricos de rastrillaje hacia los echaderos los cuales son acumulados en cámaras, para luego ser extraído con equipos trackless de bajo perfil o en tolvas que descargan en los carritos mineros. Los métodos de explotación de esta mina subterránea son, el corte y relleno ascendente y el de lonjas verticales combinándolo con el de cámaras abiertas (open stoping).

Ciclo de minado: perforación, voladura, ventilación, regado de carga (visualizar y mitigar gases), desatado de rocas, limpieza de frentes y sostenimiento (en el caso de los tajos en primera instancia se realiza el sostenimiento y posterior a ello la limpieza).

Relación mineral – estéril: esta relación es de 1:1, es decir, por cada tonelada de mineral que se envía a la planta, se extrae también una tonelada de estéril (desmonte). Este desmonte sirve como material de relleno, ya que, al igual que el material cuaternario de cantera, son utilizados en la planta de relleno hidráulico.

Sostenimiento, se realiza de acuerdo a las características geomecánicas del macizo rocoso:

- Para las labores de avance: pernos helicoidales, malla electrosoldada, malla galvanizada, cimbras metálicas, split set.
- Para labores de explotación de mineral: se emplea sostenimiento con puntales de madera (8 pulgadas) y jackpot (platillo de acero), también pernos de 4 y 5 pies según sea el ancho del tajo.

1.5.3. Área de procesamiento metalúrgico

El procesamiento se desarrolla con dos plantas, la de Santa María I y el Marañón (mineral de la mina en estudio), en donde el Au es recuperado mediante el proceso de lixiviación con cianuro o cianuración directa; la capacidad total de procesamiento es de 1400 Ton/día (plantas en proceso de ampliación). Y un Cash Cost de 563 USD/Oz.

Una vez disuelto el Au, se pasa a precipitarlo mediante el proceso Merrill Crowe, y luego pasa a ser fundido obteniendo como producto final las barras doré (con impurezas de Pb y As por debajo del 2%, límite máximo permitido en la comercialización). Últimamente; en la etapa de fundición, la recuperación del Au esta entre el 99.72% y 99.78%, pese a la presencia de las dos impurezas en el precipitado.

Cabe resaltar; que la recuperación de las plantas es por encima de los 92%. Asimismo; los residuos son depositados en las canchas de relave, los mismos que son monitoreados y contralados los efluentes que se puedan producir.

1.5.4. Área de comercialización

Exporta al extranjero su producto final (barras doré) para ser procesado en reconocidas refinerías; y posteriormente, este producto refinado es vendido a uno de los compradores de Au de clase mundial.

CAPÍTULO II: METODOLOGÍA

2.1. Tipo de investigación

El enfoque de este trabajo de investigación es de carácter cuantitativo, ya que, las variables están netamente relacionados a valores numéricos, expresados en decimales o fracciones (cuantitativa continua).

La manera o modo general con el que es abordado el problema en esta investigación es mediante el método científico, actualmente considerado como el método general de la ciencia; este ha sido el camino para la obtención del conocimiento científico (Arias, 2012).

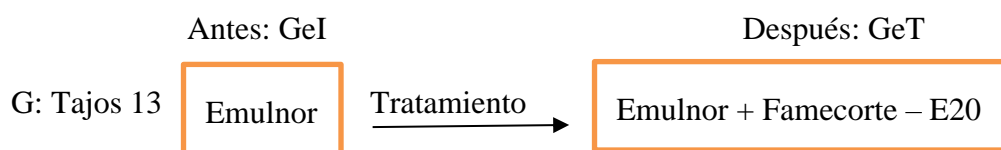
Figura 7

Pasos esenciales del método científico, según Arias.



Sin embargo; existe autores que proponen varias formas de determinar o clasificar el proceso de investigar; por ejemplo, según la perspectiva cronológica, la duración, o también según los objetivos, el enfoque, entre otros tipos de investigación, ya que, como punto de arranque consideran conceptos o teóricos que conducen al surgimiento de información variada y diversa, que hasta resulta ser confusa y un poco tedioso para los investigadores. De acuerdo a ciertos criterios, también se encuentra dentro de los siguientes tipos de investigación, según (Unknown & Méndez, 2020):

- ✓ Según el conocimiento perseguido es de tipo aplicada, debido a que, se busca dar solución a un problema operacional de la empresa minera, o sea mejora las condiciones de dicha población; también porque nos apoyamos en constructos teóricos existentes como marco para abordar la dilución de mineral (problema).
- ✓ Según la planificación en las mediciones o recolección de datos es de tipo prospectivo, porque en este proyecto, se emplea datos con mediciones hechas por los investigadores y/o también solicitadas a raíz de esta investigación. Esto ha permitido controlar el sesgo en la medición de los datos obtenidos.
- ✓ Asimismo; de acuerdo al grado de profundidad con el que se determina la dilución de mineral (V.D) causada por los explosivos (V.I) corresponde al nivel de investigación explicativo, porque se pretende establecer una relación causa – efecto; y también porque tiene como intención describir, sistemática, completa, cuantitativamente el evento experimentado.
- ✓ Respecto al diseño de la investigación, es de carácter experimental pre-prueba (antes) y pos-prueba (después) en 13 tajos de la veta Lola I. Este diseño quedaría de la siguiente manera:



Nomenclatura del diseño experimental:

G: Grupo; está compuesto por los 13 tajos.

GeI: Grupo experimental Intacto; voladura en los 13 tajos solo con Emulnor.

GeT: Grupo experimental Tratamiento; voladura en los 13 tajos con Emulnor + Famecorte - E20.

2.2. Población y muestra

2.2.1. Población

También conocido como lote, es el conjunto completo, universo o totalidad de observaciones que deseamos estudiar, ya sea de documentos, labores o instalaciones mineras. En esta investigación, la población está conformada por las labores de explotación en la veta Lola I en la mina subterránea, desde el nivel 2470 hasta el nivel 2300.

2.2.2. Muestra

Es una parte o porción extraída de un conjunto completo (población) o lote, por métodos que permiten considerarla como representativa del mismo. La muestra para esta investigación es exclusivamente 13 tajos en la veta Lola I, en una mina subterránea: TJ 2370-1; TJ 2360-2; TJ 2340-1; TJ 2390-1; TJ 2470-2; TJ 2470-1; TJ 2050-1; TJ 2260-2; TJ 2075-1; TJ 2100; TJ 2140-1; TJ 2150-1; TJ 2150-2.

Muestreo es un procedimiento que permite conocer determinadas características de un conjunto completo o lote de interés, o sea consiste en extraer muestras representativas que son sometidos a estudios y/o análisis. Estadísticamente existen dos tipos de muestreo; por un lado, está el muestreo probabilístico o aleatorio, en cuyo proceso se conoce la probabilidad que tiene cada elemento de integrar la muestra; mientras que, el no probabilístico se desconoce dicha probabilidad. Sin embargo; en la industria minera generalmente se usan tres tipos de muestreo (sistemático, aleatorio, y el estratificado) que corresponden al de tipo probabilístico o aleatorio.

Tipos de muestreo en la industria minera.

Sistemático: las muestras se toman regularmente en el espacio o en el tiempo.

- ❖ Cada 10m (DAMERO), cada cierto tramo.
- ❖ En una cinta o faja transportadora se toma una muestra cada 10 minutos.

Aleatorio: las muestras están aleatoriamente distribuidas en el espacio o en el tiempo.

Significa al azar, ejemplo:

- ❖ Enumero cada saco y realizo un sorteo.
- ❖ Si necesito dos muestras cojo el primer y el último saco.

Estratificado: las muestras son agrupadas en poblaciones homogéneas (capas o estratos), por lo que, resulta imprescindible extraer muestras de todos los estratos, al azar.

- ❖ Un estrato = Homogéneo
- ❖ Entre estratos = Heterogéneos

Es aplicado el muestreo aleatorio, porque se buscó determinar el comportamiento de los explosivos, en diferentes tipos y calidad de roca.

2.3. Materiales, técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

2.3.1. Materiales y equipos

- Flexómetro
- Picota
- Cuaderno de campo
- Ficha de registro
- GPS
- Brújula
- Perforadora Jackleg
- Spray rojo
- Explosivos: Emulnor y Famecorte – E 20
- Accesorios de voladura
- Puntales de madera y Jackpot
- Pernos helicoidales

- Bomba para Jackpot
- Otros.

2.3.2. Técnicas de recolección de datos

El procedimiento o forma como se obtienen los datos para esta investigación, son mediante las técnicas directas mostradas a continuación:

- ❖ Observación directa (in situ)
- ❖ Análisis documental.

En primer lugar; a través de la observación se identificó la actividad crítica en lo que es el arranque del mineral de la veta (dilución de mineral); luego se procedió con el análisis documental, es decir, recolección de la información disponible por la empresa minera subterránea, y también por la contratista como por ejemplo la base de datos de los reportes diarios, semanales, mensuales y/o semestrales del área de operaciones, geomecánica, seguridad, y también del área de planeamiento; para el diagnóstico del consumo de explosivo, toneladas métricas, pies perforados, limpieza, transporte, costos, entre otros; todo ello, previa autorización. Además; se consideró a proyectos de investigación desarrollados en esta mina subterránea y a aquellos proyectos que presentan similares características.

Asimismo; se desarrolló la observación detallada en los procesos de perforación y voladura de acuerdo a los estándares de la compañía y las demás actividades que conforman el ciclo de minado en los tajos los cuales son la ventilación, desatado de rocas, limpieza, sostenimiento.

Por otra parte, se realizó pruebas en campo o in situ con el fin de hacer cálculos de evaluaciones geomecánicas, cantidad de carga explosiva, costos, y obviamente el nivel de sobre rotura en la roca caja (dilución).

Los datos de cada actividad se registraron con los instrumentos que se muestran en el siguiente subtítulo.

2.3.3. Instrumento de recolección de datos

Como en este caso, la investigación es de carácter experimental donde se observan cambios debido a la interacción de las variables. Los medios materiales (instrumentos) empleados para el recojo y almacenamiento de la información son los siguientes:

- Ficha de observación.
- Cuaderno de campo.
- Computadora y sus unidades de almacenaje.

2.3.4. Técnicas e instrumentos de análisis de datos

Para el caso de este estudio, que tiene carácter cuantitativo; en el procesamiento de los datos obtenidos (registro de pruebas de los explosivos, costos operacionales, tablas, entre otros) se aplica el análisis estadístico, que permite validar o descifrar lo que revelan dichos datos de la mina.

- ❖ Análisis estadístico inferencial de tipo comparativo, ya que se compara los datos de los resultados experimentales in situ, es decir, los de la preprueba (Emulnor) con los de la post prueba (Emulnor + Famecorte - E20), para alcanzar los objetivos de la investigación.

Para ello; se tiene a los softwares estadísticos, los cuales principalmente ayudan a describir, resumir y comparar los datos (cuantitativos) recopilados; con el fin de mostrar un significado, y a la vez, que estos sean más comprensibles. Para el tratamiento de los resultados de este proyecto se empleó el software Microsoft Excel (tablas, gráficos).

Por otra parte; se tiene a softwares no estadísticos, como el AutoCAD que ha permitido representar o graficar a los taladros de la voladura y las mallas de perforación de ambos grupos experimentales (GeI y GeT).

2.4. Procedimiento

Etapa de precampo o gabinete I:

Revisión bibliográfica sobre el problema en distintos repositorios de universidades peruanas y extranjeras; revisión de boletines de la mina en estudio y/o de empresas mineras con similares características. Asimismo; consulta de base de datos operacionales en las distintas áreas de la mina en estudio (análisis geomecánico, leyes del mineral, potencia de la veta, % de dilución). Y se plantea la posible solución (Emulnor + Famecorte - E20)

Seguidamente se redacta el título, la pregunta, los objetivos, hipótesis, población y muestra, realidad problemática, metodología. Y se planifica realizar la medición del GeI (voladura en los tajos solo con Emulnor).

Segunda parte: elaboración de mallas de perforación para el desarrollo de la prueba experimental GeT (voladura en los tajos con Emulnor + Famecorte - E20).

Etapa de campo:

Es efectuado en dos tiempos, el primero para el GeI y el otro para el GeT:

Prueba experimental GeI: desarrollo de la perforación y voladura con Emulnor, y su respectivo registro de datos operacionales de cada uno de los tajos.

Mapeo Geomecánico



Separación de mineral y desmonte



Malla de perforación



Medición de burden



Perforación de taladros



Medición de longitud de taladro



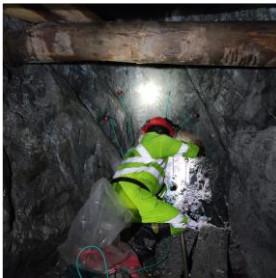
Medición espaciamento de taladros



Carguío de taladros con Emulnor



Carguío de taladros con Emulnor



Atacamiento



Amarrado de carmex y mecha



Recolección de muestras



Puntales despues de la voladura



Puntal roto



Puntal afectado



Desatado de rocas



Preparación de patilla



Colocación de puntal



Inflado de Jack pot



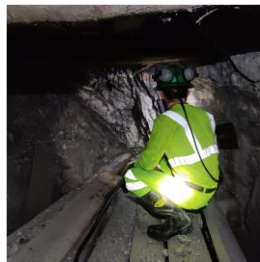
Espacio abierto



Potencia de veta



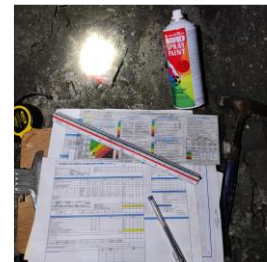
Toma de datos



Área con sobre rotura



Recolección de datos



Prueba experimental GeT: desarrollo de perforación y voladura con Emulnor + Famecorte - E20, y su respectivo registro de datos operacionales de cada uno de los tajos.

Malla de perforación



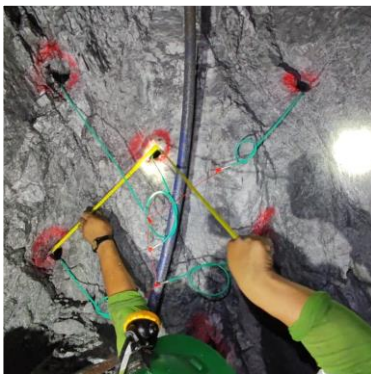
Encebado y carguío



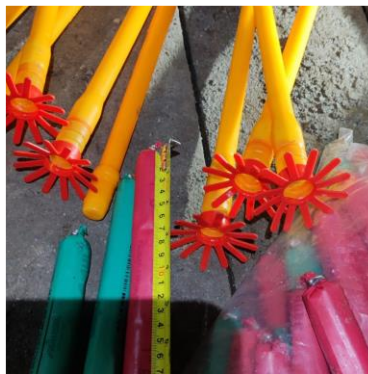
Famecorte - E20



Espaciamiento entre taladros



Emulnor y Famecorte - E20



Carguío con Famecorte - E20



Taladros cargados con Famecorte - E



Puntal de seguridad



Cajas controladas



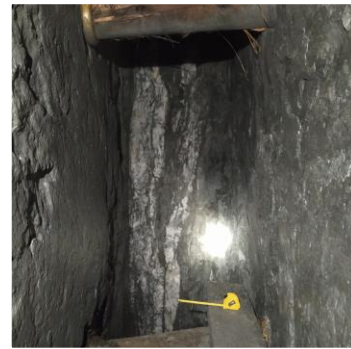
Mineral volado



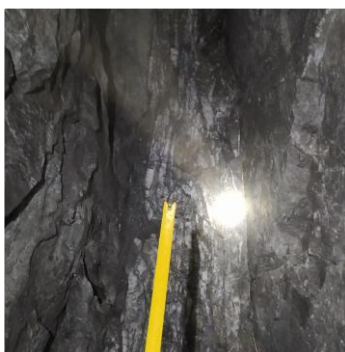
Cajas sin sobre rotura



Veta angosta



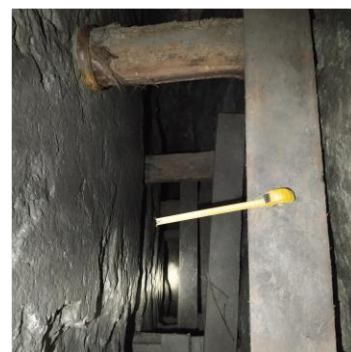
Veta sin sobre rotura



Esopaciamiento entre cajas



Espacio abierto



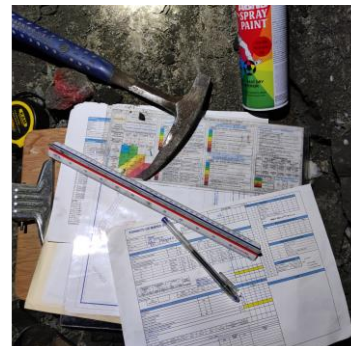
Recolección de muestras



Labor sin sobre rotura



Toma de datos



Etapa de post campo o gabinete II:

Se efectuó el procesamiento de los datos operacionales obtenidos en campo “in situ” de ambos grupos experimentales GeI y GeT, los cuales son sometidos a análisis estadístico, a través del software estadístico Excel, en donde se elaboró tablas y gráficos que permitieron analizar, interpretar y comparar los valores en los siguientes capítulos.

Finalmente; se adjunta en los anexos datos relevantes del proyecto, que por su magnitud no pudieron ser incluidos en capítulos anteriores.

2.5. Aspectos éticos

Esta investigación, es desarrollada con principios y valores morales, por lo que, como en este caso es imprescindible el acceso a ambientes donde se desarrollan actividades o procesos mineros (in situ), y ciertas áreas que manejan datos de interés; se solicitó autorización a la compañía minera y también se explicó a los trabajadores el propósito de la investigación, los datos a obtener y/o solicitar y el uso que se les da. Asimismo; mantiene en reserva aquella información que la empresa minera indica y/o considera necesaria; al igual que, la identidad de la mayoría de las personas involucradas en este trabajo, excepto de aquellas que por relevancia acepten su identificación. Por lo tanto; se salvaguarda los derechos tanto de la propiedad industrial, como de sus colaboradores, también de los autores de las diversas teorías y conocimientos, citándolos y referenciándolos adecuadamente.

Por otro lado; la obtención de la información no genera conflictos sociales con la compañía, empresa contratista y/o comunidades de influencia al proyecto minero (Patáz), debido a que no produce ningún cambio en las costumbres, tradiciones, religión; tampoco vulnera derechos humanos ni afecta de manera significativa al medio ambiente. Por último; cabe precisar qué es desarrollado de acuerdo a los reglamentos y exigencias de la Universidad Privada del Norte (rigor científico, profundización del tema, competencia profesional y científica, responsabilidad y uso de información con transparencia).

2.6. Aspectos generales

2.6.1. Ubicación de la mina subterránea

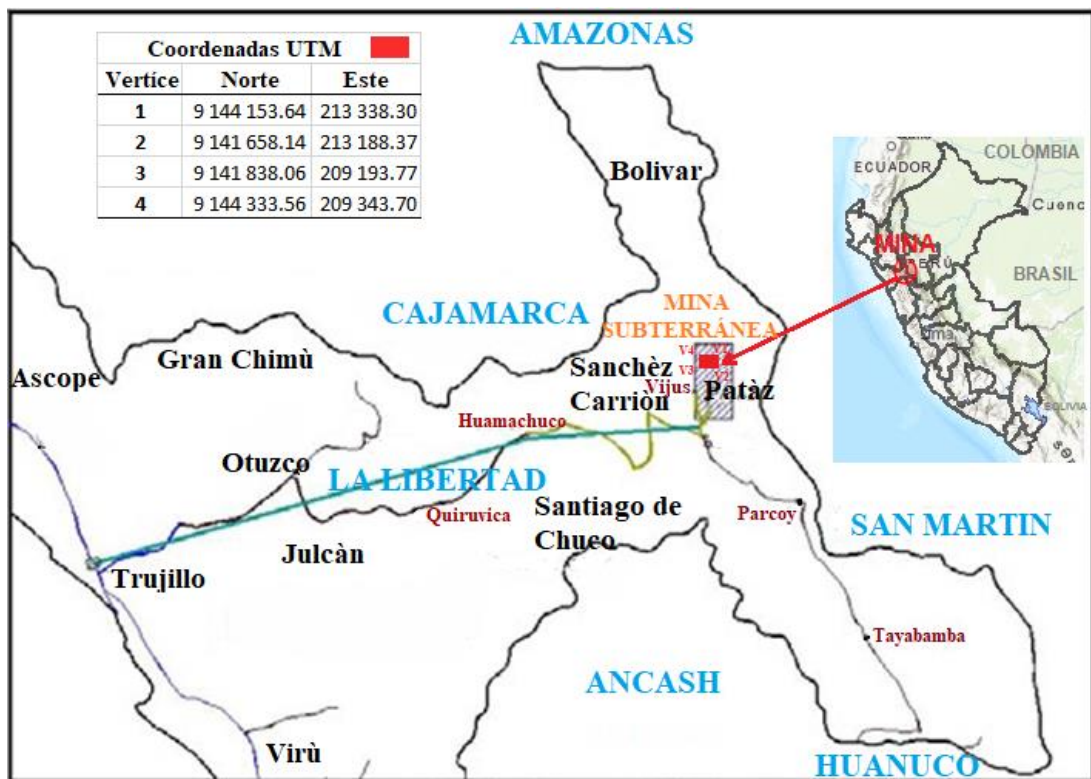
La compañía minera aurífera de explotación subterránea, está ubicada a 500 Km al Norte de Lima, en la cordillera oriental de los Andes del Norte del Perú; al extremo oriental del departamento La Libertad, provincia de Patáz, distrito de Patáz, al Este del río Marañón, a una altura desde los 1250 hasta los 3000 m.s.n.m.

Derecho Minero: 119 447 Hectáreas (ha). Las limitaciones son las siguientes:

- ❖ Norte: Bolívar (Provincia)
- ❖ Este: San Martín (Región) (Provincia).
- ❖ Sur: Patáz (Provincia)
- ❖ Oeste: Sánchez Carrión

Figura 8

Ubicación de la mina subterránea



Fuente: Modificado del área de geología de la mina en estudio.

2.6.2. Clima y relieve

El clima es cálido a templado, debido a las altitudes varia a lo largo del año, en donde, en zonas altas puede alcanzar temperaturas de hasta los 10°C, mientras que, en zonas bajas llega a los 30°C. Asimismo; registra precipitaciones pluviales en los meses de diciembre hasta fines de marzo, con algunos deslizamiento de lodos que conducen erosión en la zona; el flanco Este capta las precipitaciones pluviales, procedentes de la cuenca de la Amazonia, ello conduce a una abundante vegetación hasta alturas inferiores a los 2500 m.s.n.m. en alturas superior, el clima es frio y hay poca o escasa vegetación.

En cuanto a relieve presenta una topografía muy accidentada, con pendientes muy pronunciadas, modeladas por el tectonismo, la erosión fluvial y también por la erosión eólica. Constituyendo de esta forma valles profundos que se alternan con picos elevados, generando desniveles que oscilan desde los 1250 m.s.n.m. hasta los 3000 m.s.n.m. Sin embargo; existen ciertos valles con terrazas peneplanizadas, los cuales son aprovechados en la agricultura.

Figura 9

Vista panorámica de la mina en estudio.



Fuente: Mostacero & Rodríguez (2017).

2.6.3. Vías de acceso

En este proyecto se consideran tres vías de acceso que conducen a la mina en estudio. El primero; es un acceso terrestre desde la ciudad de Lima; el segundo, también es otro acceso terrestre desde el departamento de Cajamarca; mientras que, el último es un acceso aéreo, desde los aeropuertos de Lima (Jorge Chávez) y Trujillo (Carlos Martínez de Pinillos) hasta el aeródromo Chagual (Patáz).

Tabla 2

Acceso terrestre desde la ciudad de Lima hasta la mina subterránea.

Tramo	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tiempo (h)
Lima – Trujillo	558	Asfaltado	7h 45min
Trujillo – Huamachuco	182.8	Asfaltado	4h 22min
Huamachuco – Chagual	134	Asfaltado – Afirmado	4h 59min
Chagual – Cedro	39.2	Afirmado	1h 45min
Total	874	Afirmados/Asfaltados	18h 51min

Tabla 3

Acceso terrestre desde el departamento de Cajamarca hasta la mina subterránea.

Tramo	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tiempo (h)
Cajamarca-Huamachuco	175.3	Asfaltado	5h 01min
Huamachuco – Chagual	134	Asfaltado – Afirmado	4h 59min
Chagual - Cedro	39.2	Afirmado	1h 45min
Total	509	Afirmados/Asfaltados	11h 45min

Tabla 4

Accesos aéreos desde Lima y Trujillo hasta el aeródromo Chagual.

Tramo	Distancia (Km)	Tipo de vía	Tiempo (h)
Lima – Trujillo	490	Aéreo	1h 6min
Trujillo - Chagual (Patáz)	164	Aéreo	42min
Lima - Chagual (Patáz)	470	Aéreo	1h 5min

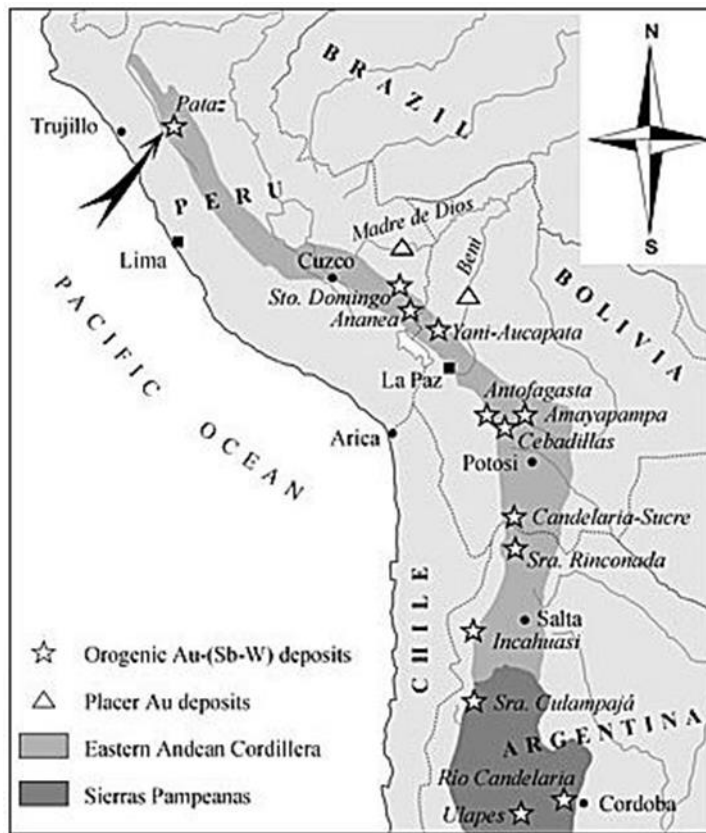
2.6.4. Entorno geológico global

Maldonado (2020) afirma que, en los Andes centrales se sitúa un cinturón orogénico de Au (Sb-W), en el que se ha descubierto cuantiosas vetas de cuarzo en granitos del Ordovício al Carbonífero y turbiditas del Paleozoico temprano; que constituyen un conjunto coherente de depósitos de Au albergados estructuralmente en la era Paleozoica. Este cinturón orogénico abarca desde el Norte del Perú (Lima) hasta el centro del país argentino, y comprende yacimientos históricos como Patáz-Parcoy, Ananea, Yani-Acupata, Amayapampa y Sierra de la Rinconada (Argentina); a lo largo de esta franja (cinturón), se determina de la era Paleozoica 3 épocas de mineralización, de Sur a Norte (ver figura 10) quedando de la siguiente manera:

- ✓ Devónico temprano: Sierras Pampeanas.
- ✓ Devónico tardío: vetas alojadas en turbiditas al Noreste de Argentina, Bolivia, y el Sur del Perú.
- ✓ Carbonífero (312-314 millones de años): provincia de Patáz (Trujillo-Perú).

Figura 10

Mapa del cinturón orogénico en la cordillera oriental de los Andes.



Nota: la orogenia es la formación de montañas por movimientos horizontales; pero si la formación de estas ocurre por movimientos verticales (presión hidrostática o descompensación) se denomina epirogenesis.

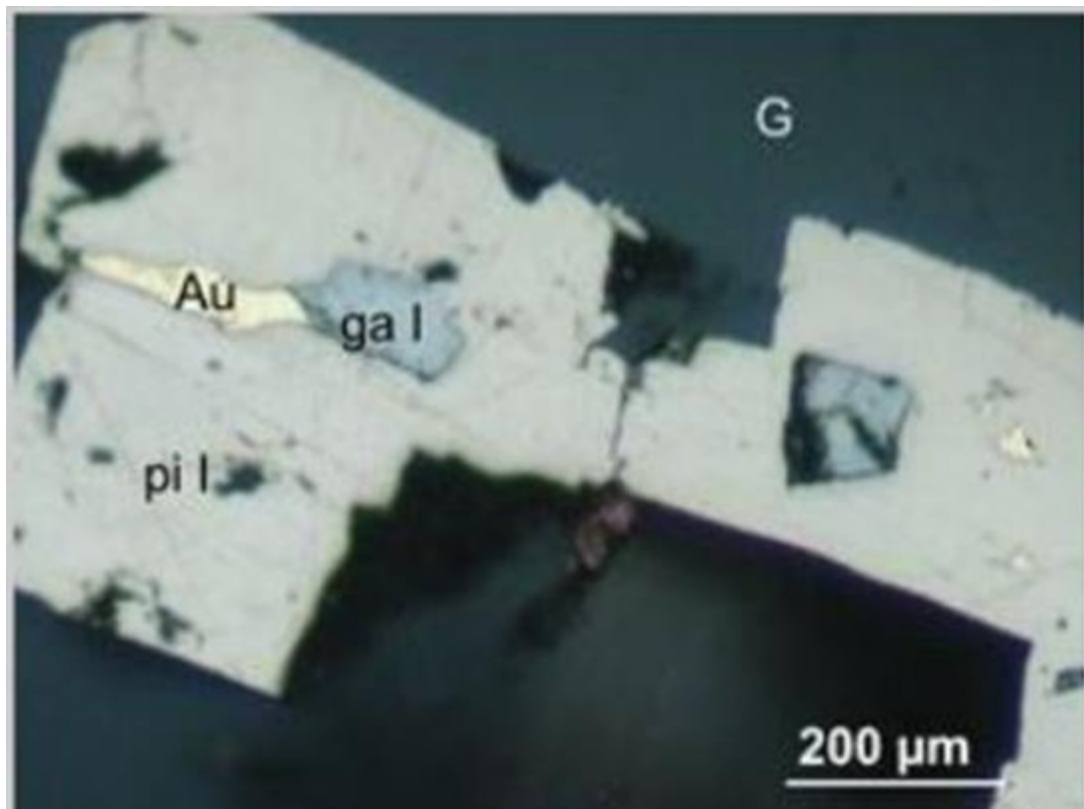
También resalta que; la mineralización de depósitos de Au orogénico a lo largo de la cordillera oriental de los Andes, está enmarcada en la evolución de la tectónica del planeta, desde la era Arcaica (más antigua), apreciándose un mismo estilo de mineralización, aunque con ciertas discrepancias ajustadas a cada época. La mineralización aurífera se presenta en vetas de cuarzo ricas en sulfuros, comúnmente en puntos de cizallamiento dúctil frágil (quebradizo), y en fallas de segundo y tercer orden; hospedadas en rocas granodioritas antiguas de 329 millones de años, que corresponden al periodo Carbonífero (era Paleozoica). Típicamente los sistemas

orogénicos son emplazados en rocas graníticas-esquistos verdes o en zonas donde predominan las rocas turbidíticas (meta-sedimentarias); formados durante un proceso de orogénesis, vale decir, ligados a erógenos acrecenciales (Oceánico - Continental) y de colisión (Contiene - Contiene) del margen Continental. En la que; los eventos sísmicos son responsables de que los fluidos hayan atravesado brevemente grandes espacios de la corteza terrestre.

Dentro de la mineralogía encontramos menas cómo pirita, galena, esfalerita, calcopirita, Au, pirrotita, marcasita; y como ganga (sin valor económico) presente en todas las fases al cuarzo (Maldonado, 2020).

Figura 11

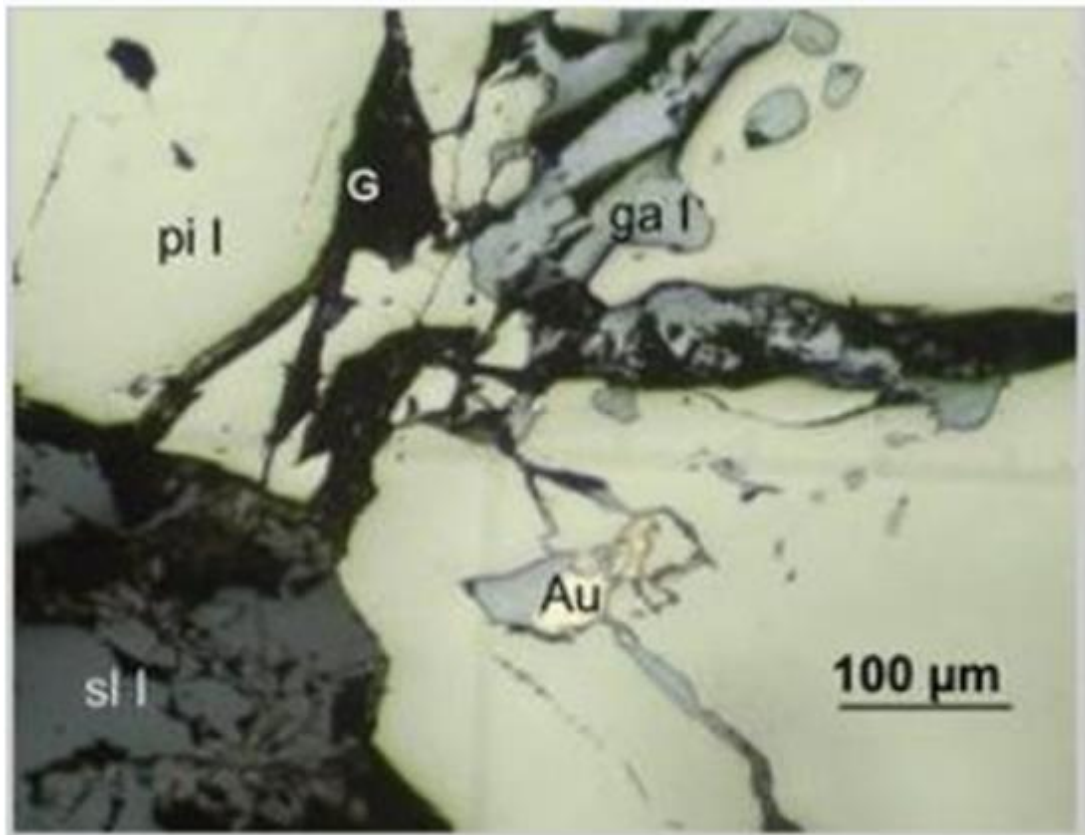
Mineralogía óptica introducción del oro y galena, en la pirita.



Fuente: Maldonado (2020).

Figura 12

Mineralogía óptica oro, galena y cuarzo introducidos en fracturas de la pirita.



Fuente: Maldonado (2020).

En el Perú el choque convergente entre las placas de Nazca y Sudamericana, producen subducción, en cuya zona (mayor actividad sísmica y volcánica) están presentes cuatro factores que condicionan la fusión (sólido a líquido) el aumento de la temperatura (favorece), disminución de la presión (más presión más difícil producir fusión), incorporación de agua (facilita), y la composición mineralógica (cada roca funde en diferentes condiciones); teniendo como resultado magma, cuya solidificación da origen a las rocas ígneas; estos fluidos magmáticos, son responsables de la existencia de diversos yacimientos minerales como los pórfidos, skarn, filonianos, entre otros. Un indicador de dicha convergencia es la cordillera de los Andes cuyo lineamiento es NO y SE.

Tabla 5
Placas litosféricas según el margen (límite o borde) de interacción.

TIPO DE MARGEN	CONVERGENTE	DIVERGENTE	TRANFORMANTE
MOVIMIENTO	Subducción (choque)	Separación	Lateral
EFEECTO	Destructivo (Destruye litosfera)	Constructivo (Crea nueva litosfera)	Conservativo (No se destruye ni se crea litosfera).
TOPOGRAFIA	Fosa y/o cordillera de plegamiento	Dorsal / Rift	Poco destacable
VULCANISMO	Sí (Andesitas)	Sí (Basalto)	No
SISMISIDAD	Sí (Foco somero <70Km; Intermedio 70 a 300Km; Profundo ≥300Km)	Sí (De foco somero) < 70Km	Sí (De foco somero) < 70Km

Nota: la convergencia de las placas litosféricas puede darse de 3 formas, entre placas Oceánicas (crea arcos de isla); entre placas Continentales (colisión: produce cadenas montañosas, metamorfismo, deformación, Himalayas, ofiolitos); y de forma combinada, o sea una Continental con una placa Oceánica (cadena de volcanes andesíticos, Andes).

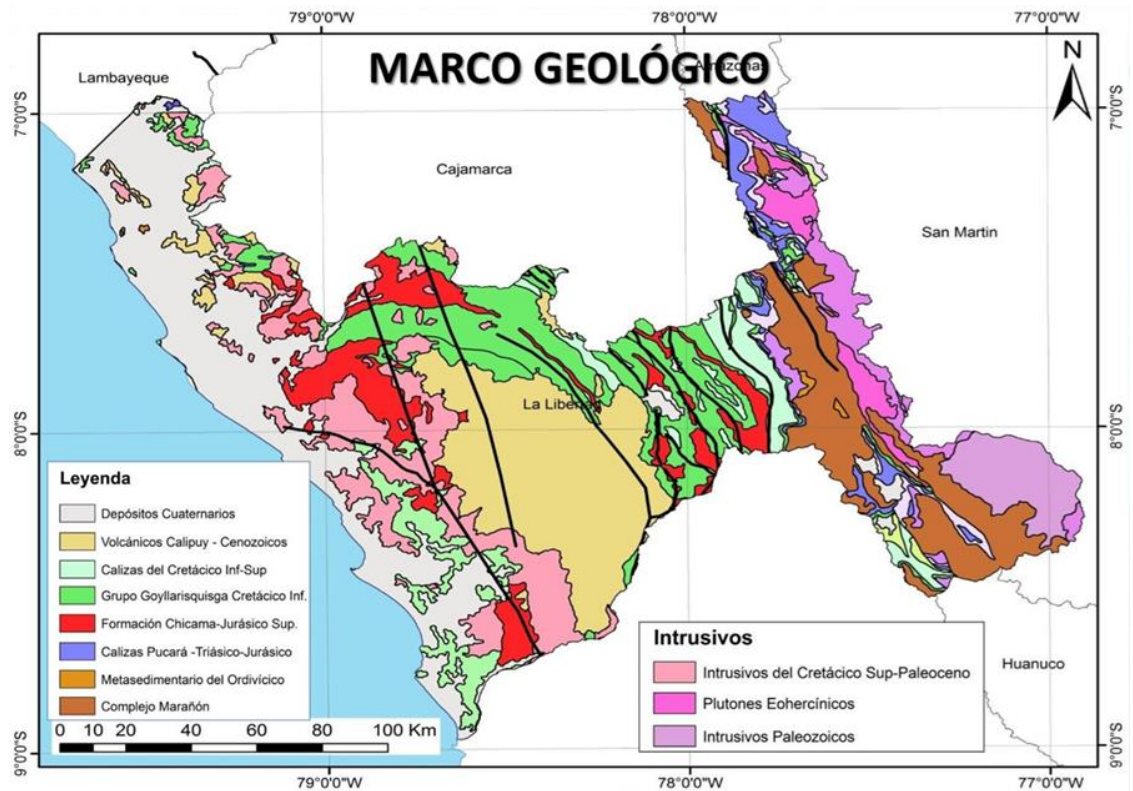
2.6.5. Geología regional

En la región La Libertad encontramos formaciones geológicas desde épocas primitivas, como por ejemplo el complejo Marañón (Arcaica), hasta la era más reciente (Cuaternaria) la cual se muestra más sobresaliente a lo largo del margen del océano Pacífico, en las provincias liberteñas de Virú, Trujillo, Ascope, Pacasmayo y Chepén. En el mapa geológico de La Libertad, se muestra también, que las formaciones más antiguas, están situadas en las provincias de Patáz y Bolívar (cordillera nororiental de los Andes del Perú), dando cabida a importantes cuerpos intrusivos ígneos como el batolito de Patáz (Paleozoico); en esta franja se sitúan

depósitos de Au orogénicos (mina en estudio) cuya explicación se muestra en párrafos anteriores. Asimismo; en las provincias de Santiago de Chuco y Sánchez Carrión se emplazan depósitos minerales tipo pórfido de Au-Cu-Pb, Cu-Pb-Zn; aunque en Santiago de Chuco predominan más los depósitos epitermales de Au, Pb y Zn. Sobre la distribución de depósitos de esta región, se muestra de manera más detallada, en el mapa metalogénico de La Libertad (Figura 15).

Figura 13

Mapa geológico del departamento La Libertad.



Fuente: Valencia (2013)

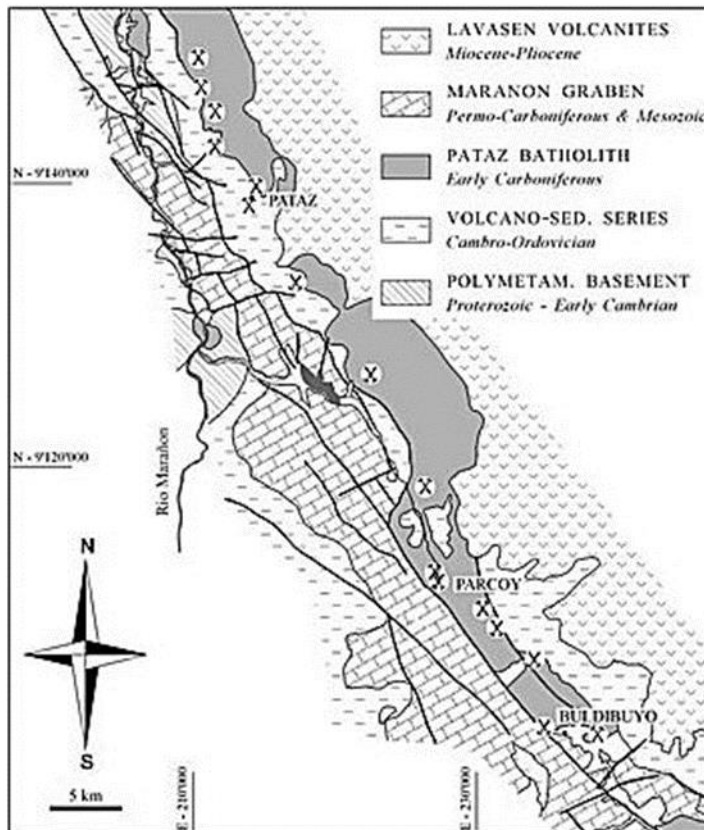
2.6.6. Geología local

Patáz tal como se señaló anteriormente, al estar en la cordillera de los Andes, presenta rocas desde la era Arcaica o Precámbrico (creación de la corteza terrestre hace 4 500 millones de años aproximadamente, en donde nacen los océanos y la vida

marina, creando oxígeno terrestre) hasta el Cuaternario (época geológica más reciente), aunque este último sistema, en la zona es poco desarrollado. Dentro de la columna estratigráfica encontramos:

Figura 14

Mapa geológico de la provincia de Patáz.



Fuente: Sistemas minerales orogénicos de Maldonado (2020).

Complejo Marañón (Arcaico o Precámbrico) de la zona de estudio y de toda la región La Libertad es el más antiguo; sin embargo, debido al corte profundo del valle del Marañón, es posible visibilizar una secuencia estratigráfica máximo 2Km de grosor, que aún en la columna estratigráfica, no se menciona la medida. Es un complejo metafórico (rocas metamórficas) constituido principalmente por:

- ❖ Gneis
- ❖ Esquisto

Batolito de Patáz es un cuerpo intrusivo ígneo (granodiorítico), que según su estructura magmática corresponde a discordante; pertenece a la secuencia de plutones de la era del Paleozoico (Carbonífero temprano); tiene una forma alargada y lenticular, 160 Km de largo y el ancho oscila entre 1 a 3 Km. En cuanto a su composición litológica principalmente es roca granodiorita, en el mapa geológico de Patáz (16 h) menciona a tonalitas, dioritas, monzogranitos y aplitas. Está emplazado a lo largo de una gran fractura, su mecanismo de deformación es el cizallamiento, y es producto de un gran contraste de competencia con rocas de tipo metamórficas adyacentes; siendo su orientación N20°-30°W (de 20 a 30°). Últimamente; estudios de prospección en la zona, indican que batolito de Patáz junto al complejo intrusivo Montañitas (rocas porfiríticas), del basamento de la cordillera oriental y los volcánicos Lavasen, acogen la mineralización de alto interés minero (información reservada); inclusive resaltan, haber elaborado un modelo estructural sobre las vetas alojadas en este batolito, que servirá para conceptualizar los próximos estudios de exploración minera en dicha zona.

Serie Meta volcánica: de la era Paleozoica, conformando por andesitas, dacitas y riolitas.

Volcánico Lavasen: de la era Cenozoica, de los periodos Mioceno y Plioceno; lo constituyen rolitas y andesitas.

Cuaternario: constituido por depósitos de tipo coluviales, glaciales y fluviales.

Rocas ígneas intrusivas, cristalinas o también llamadas plutónicas: Según el INGEMMET, en el cuadrángulo de Patáz se registra tres tipos de esta roca, a continuación, se muestra desde la más antigua a la más reciente:

- ❖ Granito rojo (era Paleozoica)
- ❖ Granodiorita (era Mesozoica, del Cretáceo inferior)
- ❖ Diorita (era Cenozoica, del Terciario inferior)

Granito Rojo: esta roca se encuentra bien fracturada, de lejos más que intrusivo parece una roca volcánica antigua; sin embargo, a simple vista se aprecia como roca de grano grueso, pero se diferencia cristales de ortosa rosada, hornblenda negra y verde oscuro, también cuarzo.

Granodiorita: el color de esta roca es grisáceo, textura de grano medio a grueso; en donde, se observa cristales de hornblenda negra, plagioclasa blanca (dureza: 6), y cuarzo (dureza: 7). Representa la litología principal del batolito de Patáz.

Diorita: esta roca en Patáz aflora en distintos puntos, y lo hace en forma de stocks o diques, de textura variable. En algunas zonas, su afloramiento esta como microdiorita, mientras que, en otras partes como una andesita intrusiva; especialmente asociado con fallas o fajas de fracturas.

Según las coordenadas figura 8, en la zona de estudio albergan diorita, tonalitas y granodiorita todas del Carbonífero (U: Plutónica); metapelitas y metaareniscas (U: Metasedimentaria); deposito coluvial; y lavas basálticas (Formación tres lagunas).

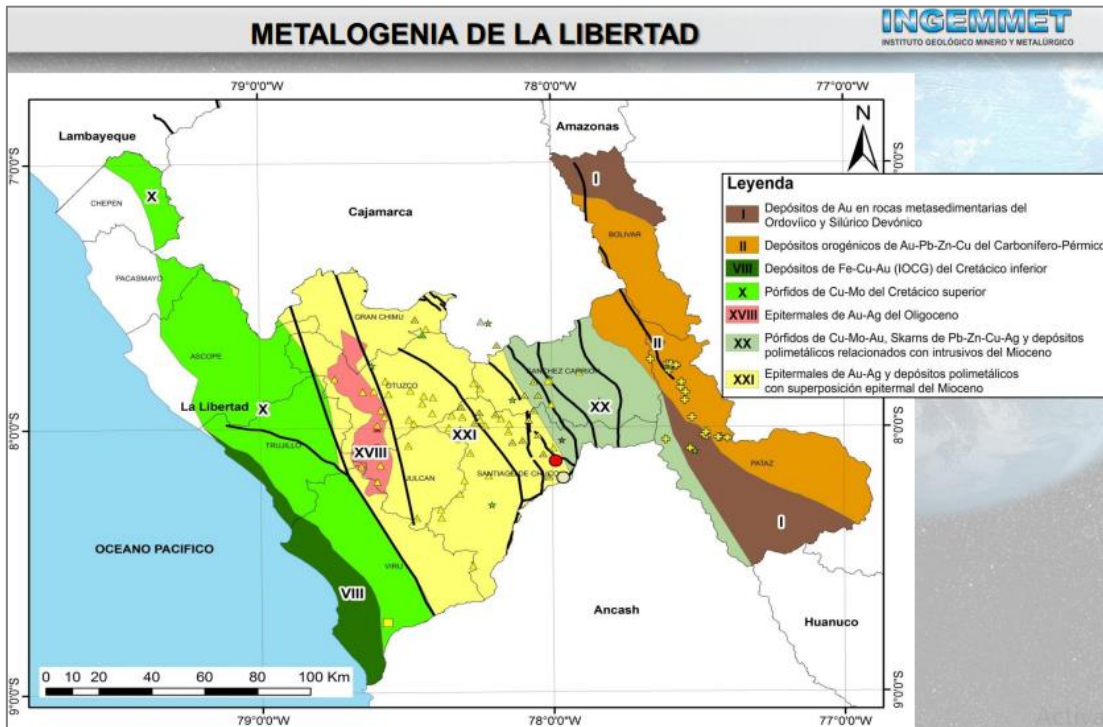
2.6.7. Geología económica

La Libertad tiene alto potencial minero en recursos metálicos y no metálicos; correspondiendo a la principal actividad, la minería metálica cuyo aprovechamiento está basado en la explotación de proyectos principalmente de Au y Ag alojados en yacimientos de tipo epitermales; aunque, también hay yacimientos tipo pórfidos, skarn, placer (río Marañón), orogénicos y polimetálicos. Por otra parte; los minerales

industriales (no metálicos) se hallan especialmente en áridos como la sal, caliza, yeso, arcilla, mármol, la sílice, entre otros.

Figura 15

Metalogenia de la región La Libertad, según clasificación del INGEMMET.



Fuente: Valencia (2013)

Contexto geológico del yacimiento orogénico de Au-Pb-Zn-Cu de la mina subterránea:

- ❖ Yacimiento: filoniano, emplazado en el batolito granodiorítico de Patáz, que tiene una correspondencia calcoalcalina (magma ácido, contiene sílice mayor al 60%).
- ❖ Los sistemas vetiformes (filonianos) auríferos: son productos del relleno hidrotermal, en fracturas o grietas de extensión y cizalla (corte) posterior; tienen un regular paralelismo a las principales fallas que atraviesan la región, cuyo rumbo es NW-SE, contemporáneas a la mineralización.

- ❖ La mineralización: en vetas auríferas cuarzo – sulfuros (pirita, galena, chalcopirita, blenda o esfalerita, marcasita y pirrotita, entre otros).

CAPÍTULO III: RESULTADOS

El control de dilución de mineral se ha desarrollado en 13 tajos de explotación en la veta Lola I, en los niveles (NV) NV 2300, NV 2350, NV 2400 y NV 2470; estas labores son de diferentes tipos y calidad de roca, potencias de veta y leyes de mineral. Asimismo; los resultados de la rotura de mineral programada y ejecutada tanto con el explosivo Emulnor como con Emulnor + Famecorte - E20 son mostrados en las siguientes tablas y figuras.

3.1. Resumen comparativo de la rotura de mineral entre lo programado y ejecutado con cada tipo de explosivo empleado

Tabla 6

Comparación promedio de la rotura de mineral programada y ejecutada con explosivo Emulnor.

Relación de la voladura en los 13 tajos	Avance Lineal (m)	Volumen (m³)	Tonelaje (TM)	Potencia SD (m)	Ancho de Minado (m)	Ley Diluida (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dilución (%)
Programado	174.7	1953.7	5372.6	0.8	1.3	13.7	2413.4	38%
Ejecutado	169.6	2127.3	5850.0	0.8	1.5	10.0	1884.7	46.3%

La tabla 6, muestra la relación entre lo programado y ejecutado en la rotura del mineral de todos los tajos en estudio, cuyas voladuras fueron realizadas solamente con Emulnor; siendo el porcentaje de dilución de mineral real 46.3%, mientras que lo programado es solo 38%, esto indica generación del 8.3% de dilución por encima de lo planificado. Ver el anexo N° 8 detalla la producción programada y ejecutada (real).

Tabla 7

Comparación promedio de la rotura de mineral programada y ejecutada con los explosivos Emulnor y Famecorte – E20.

Relación de la voladura en los 13 tajos	Avance Lineal (m)	Volumen (m³)	Tonelaje (TM)	Potencia SD (m)	Ancho de Minado (m)	Ley Diluida (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dilución (%)
Programado	199.5	2322.1	6385.7	0.7	1.3	11.7	2482.8	43.4%
Ejecutado	208.9	2341.9	6440.3	0.72	1.2	12.7	2748.3	40.5%

La tabla 7, muestra la relación entre lo programado y ejecutado en la rotura del mineral de todos los tajos en estudio, cuyas voladuras fueron efectuadas con los explosivos Emulnor y Famecorte – E20 de forma combinada, lo cual como resultado arroja un porcentaje de dilución real de 40.5%, mientras que lo programado es 43.4%, esto significa que la dilución esta 2.9% por debajo de lo que en un inicio se planificó. Ver el anexo N° 9 detalla la producción programada y ejecutada (real).

3.2. Determinación de los parámetros de voladura en función de los explosivos usados

A continuación, son presentados los parámetros de la voladura para cada uno de los 13 tajos en la veta Lola I, usando Emulnor (Tablas 8, 9 y 10) y también Emulnor + Famecorte -E20 (Tablas 11, 12 y 13), en donde se detalla precisamente el consumo de explosivo, la eficiencia y su respectivo costo.

Tabla 8
Registro del consumo de explosivo y accesorios aplicando Emulnor.

NIVEL	LABOR	ROTURA	CANTIDAD DE EXPLOSIVO			ACCESORIOS		Kg DE EXPLOSIVO		
			Emulnor 1000 (1"X7") Pza	Emulnor 3000 (1"X8") Pza	Emulnor 5000 (1"X8") Pza	Carmex 2.40 m	Mecha Rápida (m)	Emulnor 1000 (1"X7")	Emulnor 3000 (1"X8")	Emulnor 5000 (1"X8")
2470	TJ 2370-1	Cámara/ Breasting	2023	135	0	380	89	191.57	14.80	0.00
2400	TJ 2360-2	Cámara/ Breasting	799	580	0	219	52	75.66	63.60	0.00
2400	TJ 2340-1	Cámara/ Breasting	1513	790	0	359	86	143.28	86.62	0.00
2400	TJ 2390-1	Cámara/ Breasting	1652	1409	0	463	109	156.44	154.50	0.00
2400	TJ 2470-2	Breasting	2800	693	0	499	94	265.15	75.99	0.00
2400	TJ 2470-1	Breasting	1512	686	0	314	73	143.18	75.22	0.00
2350	TJ 2050-1	Cámara/ Breasting	1511	342	0	297	99	143.09	37.50	0.00
2350	TJ 2260-2	Cámara/ Breasting	601	926	803	354	111	56.91	101.54	92.94
2350	TJ 2075-1	Breasting	2233	441	0	382	97	211.46	48.36	0.00
2350	TJ 2100	Cámara/ Breasting	1755	1176	0	431	90	166.19	128.95	0.00
2350	TJ 2140-1	Breasting	392	413	0	115	43	37.12	45.29	0.00
2300	TJ 2150-1	Cámara/ Breasting	897	809	552	400	110	84.94	88.71	63.89
2300	TJ 2150-2	Cámara/ Breasting	1941	1850	0	637	133	183.81	202.85	0.00
TOTAL			19629	10250	1355	4850	1186	1858.81	1123.90	156.83

Tabla 9

Parámetros de voladura resultante de cada tajo aplicando explosivo Emulnor.

NIVEL	LABOR	ROTURA	Kg Total Por Rotura	Kg/Taladro	Factor de Potencia (Kg/Ton)	Factor de Carga (Kg/m³)	Factor de Avance (Kg/m)	Eficiencia del Disparo (%)
2470	TJ 2370-1	Cámara/ Breasting	206.37	0.55	0.63	1.73	14.01	95.7%
2400	TJ 2360-2	Cámara/ Breasting	139.26	0.63	0.70	1.93	11.22	91.5%
2400	TJ 2340-1	Cámara/ Breasting	229.90	0.59	0.75	2.05	16.44	95.6%
2400	TJ 2390-1	Cámara/ Breasting	310.94	0.67	0.77	2.12	15.12	92.6%
2400	TJ 2470-2	Breasting	341.14	0.68	0.52	1.40	23.89	93.4%
2400	TJ 2470-1	Breasting	218.40	0.70	0.49	1.33	20.22	90.8%
2350	TJ 2050-1	Cámara/ Breasting	180.59	0.60	0.78	2.14	11.34	93.3%
2350	TJ 2260-2	Cámara/ Breasting	251.39	0.71	0.63	1.75	12.29	92.7%
2350	TJ 2075-1	Breasting	259.81	0.68	0.50	1.38	18.66	91.0%
2350	TJ 2100	Cámara/ Breasting	295.14	0.71	0.66	1.81	14.51	94.3%
2350	TJ 2140-1	Breasting	82.41	0.72	0.35	0.96	12.99	93.4%
2300	TJ 2150-1	Cámara/ Breasting	237.54	0.60	0.68	1.87	15.86	91.1%
2300	TJ 2150-2	Cámara/ Breasting	386.66	0.60	0.80	2.21	19.79	89.4%
TOTAL			3139.54	0.65	0.64	1.74	15.87	92.7%

Tabla 10

Costos del consumo de explosivo Emulnor y sus accesorios por cada tonelada métrica.

Descripción	Unidad de medida	Consumo Total	Costo Unitario	Costo Total	Costo Explosivo S/TM
Emulnor 1000 1" X 7"	Pza	19629	S/. 0.51	S/. 10,030.42	
Emulnor 3000 1" X 8"	Pza	10250	S/. 0.60	S/. 6,191.00	
Emulnor 5000 1" X 8"	Pza	1355	S/. 0.60	S/. 818.42	
Detonador Ensam. 2.40 m Pza	m	4850	S/. 1.80	S/. 8,710.60	S/. 4.61
Mecha Rápida de Ignición	m	1186	S/. 1.04	S/. 1,237.00	
Total				S/. 26,987.44	

La tabla 10, detalla los costos del explosivo Emulnor junto a sus respectivos accesorios consumidos en todas las labores (13 tajos) de estudio, cuyo precio es de S/4.61 la tonelada métrica (TM), este monto deriva de la sumatoria del costo total (S/. 26 987.44) entre las toneladas métricas del mineral roto (5 850 TM, tabla 6).

En seguida, son presentados los parámetros de la voladura para cada uno de los 13 tajos en la veta Lola I, usando explosivos EMULNOR + FAMECORTE – E20, en donde también se detalla el consumo de explosivo (Tabla 11 y 12), la eficiencia (Tabla 12) y su respectivo costo (Tabla 13).

Tabla 11

Registro de consumo de explosivo y sus accesorios aplicando Emulnor + Famecorte – E20.

NIVEL	LABOR	ROTURA	CANTIDAD DE EXPLOSIVO				ACCESORIOS		Kg DE EXPLOSIVO			
			Emulnor 1000 (1"X7") Pza	Emulnor 3000 (1"X8") Pza	Emulnor 5000 (1"X8") Pza	Famecorte -E20 Pza	Carmex 2.40 (m)	Mecha Rápida (m)	Emulnor 1000 (1"X7")	Emulnor 3000 (1"X8")	Emulnor 5000 (1"X8")	Famecorte -E20 Pza
2470	TJ 2370-1	Cámara/ Breasting	1770	0	0	386	426	110	167.61	0.00	0.00	53.61
2400	TJ 2360-2	Cámara/ Breasting	1502	598	0	573	488	132	79.26	65.57	0.00	79.58
2400	TJ 2340-1	Breasting	911	420	0	633	371	110	86.27	46.05	0.00	87.92
2400	TJ 2390-1	Breasting	823	366	0	558	331	97	77.94	40.13	0.00	77.50
2400	TJ 2470-2	Breasting	2193	0	0	1161	645	208	207.67	0.00	0.00	161.25
2400	TJ 2470-1	Breasting	1341	0	0	621	369	145	126.99	0.00	0.00	86.25
2350	TJ 2050-1	Breasting	460	0	0	150	112	49	43.56	0.00	0.00	20.83
2350	TJ 2260-2	Cámara/ Breasting	879	959	69	212	353	102	45.45	105.15	7.99	29.44
2350	TJ 2075-1	Cámara/ Breasting	2356	0	0	710	612	138	223.11	0.00	0.00	98.61
2350	TJ 2100	Breasting	922	420	0	624	370	105	87.31	46.05	0.00	86.67
2350	TJ 2140-1	Cámara/ Breasting	938	203	0	260	261	128	88.83	22.26	0.00	36.11
2300	TJ 2150-1	Breasting	542	917	0	702	409	118	51.33	100.55	0.00	97.50
2300	TJ 2150-2	Breasting	430	629	0	474	297	84	40.72	68.97	0.00	65.83
TOTAL			15067	4512	69	7064	5044	1526	1326.04	494.74	7.99	981.11

Tabla 12

Parámetros de voladura resultante de cada tajo aplicando explosivo Emulnor + Famecorte - E20.

Nivel	Labor	Rotura	Kg Total por Rotura	Kg/Taladro	Factor de Potencia (Kg/Ton)	Factor de Carga (Kg/m ³)	Factor de Avance (Kg/m)	Eficiencia del Disparo (%)
2470	TJ 2370-1	Cámara/ Breasting	221.22	0.52	0.64	1.76	11.71	93.7%
2400	TJ 2360-2	Cámara/ Breasting	287.39	0.59	0.71	1.94	11.82	93.7%
2400	TJ 2340-1	Breasting	220.24	0.59	0.38	1.03	13.63	95.1%
2400	TJ 2390-1	Breasting	195.57	0.59	0.47	1.29	15.30	88.6%
2400	TJ 2470-2	Breasting	368.92	0.57	0.46	1.26	18.36	91.0%
2400	TJ 2470-1	Breasting	213.24	0.58	0.37	1.02	13.74	91.4%
2350	TJ 2050-1	Breasting	64.39	0.57	0.32	0.87	4.77	91.9%
2350	TJ 2260-2	Cámara/ Breasting	225.82	0.63	0.66	1.82	9.96	94.3%
2350	TJ 2075-1	Cámara/ Breasting	321.72	0.52	0.81	2.22	13.68	91.0%
2350	TJ 2100	Breasting	220.03	0.59	0.51	1.41	14.57	88.9%
2350	TJ 2140-1	Cámara/ Breasting	147.20	0.56	0.57	1.57	8.15	89.9%
2300	TJ 2150-1	Breasting	249.37	0.61	0.41	1.12	13.95	95.6%
2300	TJ 2150-2	Breasting	175.52	0.59	0.45	1.23	14.21	92.1%
TOTAL			2910.63	0.58	0.52	1.43	12.60	92.1%

Tabla 13

Costos del consumo de explosivo Emulnor + Famecorte – E20 y sus accesorios por tonelada métrica.

Descripción	Unidad de medida	Consumo Total	Costo Unitario	Costo Total	Costo Explosivo (S/TM)
Emulnor 1000 1" X 7"	Pza	15067	S/. 0.51	S/. 7,699.24	
Emulnor 3000 1" X 8"	Pza	4512	S/. 0.60	S/. 2,725.25	
Emulnor 5000 1" X 8"	Pza	69	S/. 0.60	S/. 41.68	
Famecorte - E20	Pza	7064	S/. 1.86	S/. 13,139.04	S/. 5.32
Detonador Ensam. 2.40 m Pza	m	5044	S/. 1.80	S/. 9,059.02	
Mecha Rápida de Ignición	m	1526	S/. 1.04	S/. 1,591.62	
Total				S/. 34,255.84	

La tabla 13, detalla los costos de los explosivos Emulnor + Famecorte -E20 junto a sus respectivos accesorios consumidos en todas las labores (13 tajos) de estudio; en donde, el monto es de S/. 5.32 la tonelada métrica (TM), dicha cantidad proviene de la sumatoria del costo total (S/. 34 255.44) entre las toneladas métricas del mineral roto (6 440.3 TM, tabla 7).

3.3. Costos de sostenimiento aplicado en cada labor según los explosivos usados

La empresa de la mina en estudio, tiene precios establecidos para vetas con potencia $\geq 0.8m$ y para $< 0.8m$, cuyos valores son mostrados en función de cada explosivo que se utilizó, en las tablas siguientes.

Costos de sostenimiento aplicado en el arranque de mineral, solamente explosivo Emulnor

Tabla 14

Costos de sostenimiento para vetas de potencia ≥ 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor.

Veta	Nivel	Labor	Costos Operativos por TM Potencia ≥ 0.80 m		Costo Total (S/TM)	
			Costo Sostenimiento /TM			
			Madera	Perno Helicoidal		
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/. 84.84	S/. 2.36	S/. 183.41	S/. 189.57
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/. 58.38	S/. 1.51	S/. 157.61	S/. 162.98
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/. 57.41	S/. 14.29	S/. 166.64	S/. 172.34
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/. 58.93	S/. 3.98	S/. 160.30	S/. 165.83
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/. 71.54	S/. 11.00	S/. 183.74	S/. 190.59
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/. 47.45	S/. 0.73	S/. 148.26	S/. 154.51
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/. 53.85	S/. 1.79	S/. 159.72	S/. 167.16
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/. 55.30	S/. 2.05	S/. 156.04	S/. 163.64
Promedio			S/ 60.96	S/ 4.71	S/. 164.46	S/. 170.83

Los costos de sostenimiento y rotura por cada tonelada métrica presentados en la tabla 14, son de labores que cuentan con una potencia de veta promedio ≥ 0.80 m, cuyo arranque de mineral ha sido realizado solo con el explosivo Emulnor, siendo clasificados de acuerdo con la calidad de roca/mineral de los tajos. Asimismo; el costo total indica el monto que le cuesta a la mina subterránea (MS) extraer una tonelada métrica de mineral según sea la labor, dicho precio en promedio es de 170.83 S/TM, esto implica pago a la empresa contratista minera (ECM) por las actividades que realiza y gastos asumidos directamente por la MS como el de los explosivos, combustibles, entre otros.

Tabla 15

Costos de sostenimiento para vetas de potencia < 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor.

Veta	Nivel	Labor	Costos Operativos por TM Potencia < 0.80 m		Costo Total (S/TM)	
			Costo Sostenimiento /TM			
			Madera	Perno Helicoidal		
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/. 65.63	S/. 13.57	S/. 192.11	S/. 198.54
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/. 63.85	S/. 3.95	S/. 183.92	S/. 190.84
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/. 56.26	S/. 1.09	S/. 179.24	S/. 185.26
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/. 54.92	S/. 3.28	S/. 178.45	S/. 184.40
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/. 75.77	S/. 3.18	S/. 203.58	S/. 208.32
Promedio			S/. 63.29	S/. 5.01	S/. 187.46	S/. 193.47

Los costos de sostenimiento y rotura por cada tonelada métrica presentados en la tabla 15, son de labores que presentan una potencia de veta promedio < 0.80 m, en donde el arranque de mineral ha sido efectuado solamente con el explosivo Emulnor, siendo estos clasificados de acuerdo con la calidad de roca/mineral de los tajos. Asimismo; el costo total indica el monto que le cuesta a la mina subterránea (MS) extraer una tonelada métrica de mineral según sea la labor, dicho precio en promedio es de 193.47 S/TM, esto implica pago a la empresa contratista minera (ECM) por las actividades que realiza y gastos asumidos directamente por la MS como el de los explosivos, combustibles, entre otros.

Costos de sostenimiento aplicado en el arranque de mineral con explosivos Emulnor + Famecorte – E20.

Tabla 16

Costos de sostenimiento para vetas de potencia ≥ 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor + Famecorte – E20.

Veta	Nivel	Labor	Costos Operativos por TM Potencia ≥ 0.80 m		Costo Total (S/TM)	
			Costo Sostenimiento /TM			
			Madera	Perno Helicoidal		
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/. 47.68	S/. 5.81	S/. 156.47	S/. 163.72
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/. 51.55	S/. 2.42	S/. 157.05	S/. 163.12
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/. 52.69	S/. 0.88	S/. 159.20	S/. 167.56
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/. 53.45	S/. 0.76	S/. 163.79	S/. 171.16
Promedio			S/. 51.34	S/. 2.47	S/. 159.13	S/. 166.39

Los costos de sostenimiento y rotura por cada tonelada métrica mostrados en la tabla 16, son de labores que cuentan con una potencia de veta promedio ≥ 0.80 m, en donde el arranque de mineral ha sido realizado con los explosivos Emulnor + Famecorte – E20, siendo estos clasificados de acuerdo con la calidad de roca/mineral de los tajos. Asimismo; el costo total indica el monto que le cuesta a la mina subterránea (MS) extraer una tonelada métrica de mineral según sea la labor, dicho precio en promedio es de 166.39 S/TM, esto implica pago a la empresa contratista minera (ECM) por las actividades que realiza y gastos asumidos directamente por la MS como el de los explosivos, combustibles, entre otros.

Tabla 17

Costos de sostenimiento para vetas de potencia < 0.80 m en la aplicación de explosivo Emulnor y Famecorte – E20.

Veta	Nivel	Labor	Costos Operativos por TM Potencia < 0.80 m		Costo Total (S/TM)	
			Costo Sostenimiento /TM			
			Madera	Perno Helicoidal		
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/. 54.74	S/. 7.63	S/. 185.31	S/. 192.45
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/. 50.44	S/. 1.74	S/. 177.66	S/. 185.27
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/. 50.18	S/. 0.00	S/. 171.69	S/. 177.61
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/. 49.43	S/. 1.17	S/. 177.88	S/. 184.89
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/. 63.49	S/. 1.22	S/. 193.69	S/. 199.15
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/. 41.56	S/. 0.00	S/. 173.59	S/. 179.96
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/. 52.03	S/. 1.39	S/. 181.27	S/. 189.18
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/. 59.01	S/. 1.79	S/. 190.79	S/. 196.87
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/. 45.96	S/. 0.00	S/. 176.75	S/. 183.64
Promedio			S/ 51.87	S/ 1.66	S/. 180.96	S/. 187.67

Los costos de sostenimiento y rotura por cada tonelada métrica presentados en la tabla 17, son de labores que cuentan con una potencia de veta promedio < 0.80 m, en donde el arranque de mineral fue realizado con los explosivos Emulnor + Famecorte – E20, siendo estos clasificados de acuerdo con la calidad de roca/mineral de los tajos. Sobre el costo total, rige lo indicado en el párrafo anterior de la tabla 16.

Tabla 18

Resumen comparativo de avances, producción y dilución real de mineral aplicando el explosivo Emulnor y Emulnor + Famecorte – E20.

LABOR	EMULNOR							EMULNOR/FAMECORTE-E20						
	Avance lineal (m)	TM	Pot. veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil. (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil. (%)	Avance lineal (m)	TM	Pot. veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil. (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil. (%)
TJ 2370-1	9.39	354.78	0.56	1.38	5.13	58.28	59%	12.7	414.1	0.5	1.2	7.8	109.2	54%
TJ 2360-2	15.91	255.26	0.86	1.64	10.41	86.62	47%	17.0	519.4	0.7	1.1	10.0	165.1	34%
TJ 2340-1	14.48	497.75	0.90	1.49	6.32	104.43	40%	16.2	589.4	0.8	1.3	7.6	144.6	42%
TJ 2390-1	13.78	482.83	0.68	1.31	7.10	106.89	48%	13.1	427.3	0.6	1.2	9.3	127.1	45%
TJ 2470-2	14.29	676.73	1.25	1.72	13.65	296.01	28%	20.1	810.9	1.1	1.5	18.6	487.3	21%
TJ 2470-1	10.80	452.84	0.91	1.51	20.39	298.03	40%	15.5	581.3	0.9	1.3	17.2	321.1	36%
TJ 2050-1	17.76	314.44	0.89	1.44	9.32	94.20	38%	13.6	204.9	0.4	1.2	8.7	56.7	63%
TJ 2260-2	13.74	504.75	0.46	1.33	8.15	133.56	65%	19.2	487.7	0.5	1.0	12.1	187.2	50%
TJ 2075-1	13.93	520.59	0.70	1.37	7.24	121.28	48%	17.3	568.6	0.9	1.2	11.3	214.5	23%
TJ 2100	15.92	549.88	0.81	1.36	9.16	158.68	40%	15.1	431.8	0.7	1.0	9.2	127.0	34%
TJ 2140-1	6.35	236.40	0.53	1.37	9.33	70.93	61%	18.7	391.7	0.5	1.3	13.8	175.7	56%
TJ 2150-1	9.30	392.44	0.83	1.53	15.03	188.86	46%	17.9	617.8	0.7	1.2	19.0	377.4	43%
TJ 2150-2	13.91	611.30	0.97	1.66	8.34	166.90	41%	12.5	395.2	0.9	1.3	20.2	255.5	24%
TOTAL	169.6	5849.99	0.80	1.47	9.97	1884.67	46%	208.9	6,440.3	0.7	1.2	12.7	2,748.34	41%

La tabla 18, muestra de los 13 tajos solo roturas ejecutadas (más no las programadas), según los explosivos empleados, donde especifica los avances lineales (m), toneladas métricas, potencia de veta (m), ancho de minado (m), los finos, la ley de dilución y el porcentaje de dilución.

Tabla 19

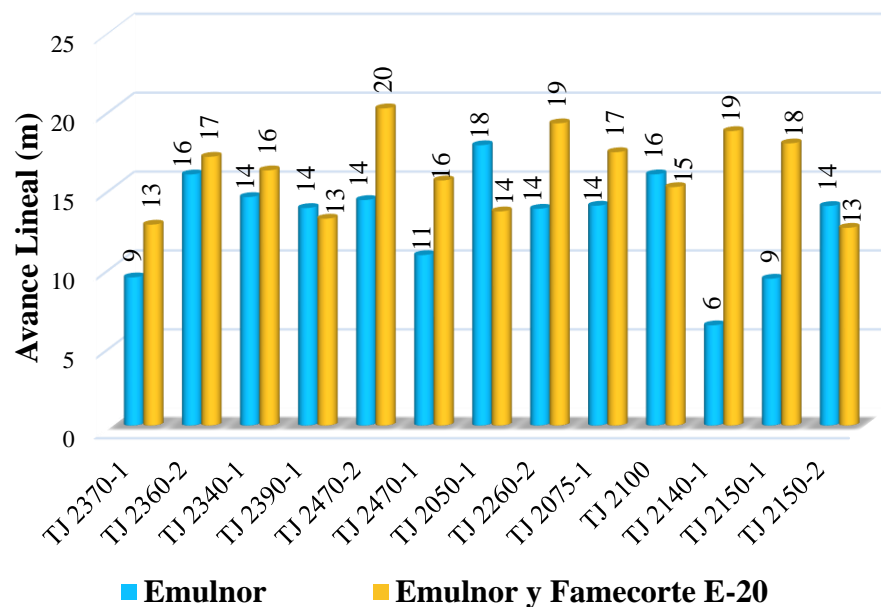
Diferencias alcanzadas en las producciones ejecutados con los explosivos Emulnor y Emulnor + Famecorte – E20.

LABOR	DIFERENCIA ENTRE LO EJECUTADO CON EMULNOR + FAMECORTE – E20 RESPECTO AL EMULNOR						
	Avance lineal (m)	Tonelaje (TM)	Potencia de veta (m)	Ancho de Minado (m)	Ley Diluida (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dilución (%)
TJ 2370-1	3.3	59.4	-0.02	-0.20	2.69	50.92	-5.1 %
TJ 2360-2	1.1	264.2	-0.13	-0.53	-0.40	78.48	-13.6 %
TJ 2340-1	1.7	91.6	-0.15	-0.18	1.27	40.18	2.9 %
TJ 2390-1	-0.7	-55.5	-0.04	-0.13	2.21	20.22	-2.3 %
TJ 2470-2	5.8	134.2	-0.10	-0.27	4.92	191.25	-6.4 %
TJ 2470-1	4.7	128.5	-0.06	-0.17	-3.22	23.11	-3.2 %
TJ 2050-1	-4.2	-109.5	-0.44	-0.22	-0.62	-37.49	25.2 %
TJ 2260-2	5.4	-17.0	0.04	-0.32	3.93	53.59	-14.9 %
TJ 2075-1	3.4	48.0	0.20	-0.19	4.07	93.18	-25.1 %
TJ 2100	-0.8	-118.1	-0.13	-0.32	0.00	-31.70	-6.4 %
TJ 2140-1	12.3	155.3	0.02	-0.12	4.45	104.76	-5.0 %
TJ 2150-1	8.6	225.4	-0.12	-0.29	3.94	188.56	-3.2 %
TJ 2150-2	-1.4	-216.1	-0.10	-0.41	11.84	88.60	-17.2 %
Diferencia Total	39.3	590.4	-0.08	-0.26	2.7	863.7	-5.7 %

En la tabla 19, son presentados las cantidades que diferencia a los resultados de tabla 18, Emulnor + Famecorte -E20 respecto al Emulnor.

Figura 16

Distribución del avance lineal real de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.

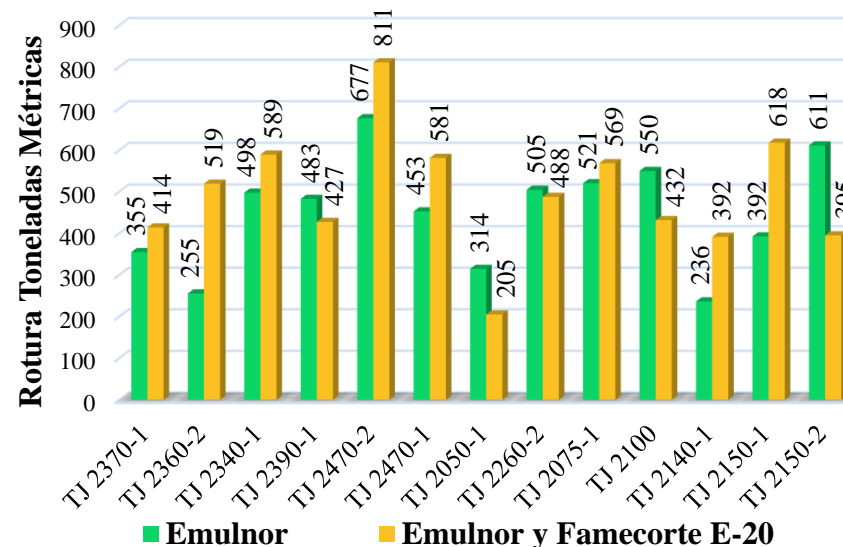


La figura 16, presenta las roturas de mineral ejecutadas en los 13 tajos con ambos explosivos, en donde el Emulnor + Famecorte -E20 produjeron mayor avance lineal que el Emulnor, inclusive 9.4 m más de lo programado (Tabla 7). En los TJ 2390-1, 2050-1, 2100 y 2150-

2 sí, se cumple con lo programado (anexo N° 9) a diferencia del avance lineal generado con el Emulnor (anexo N° 8).

Figura 17

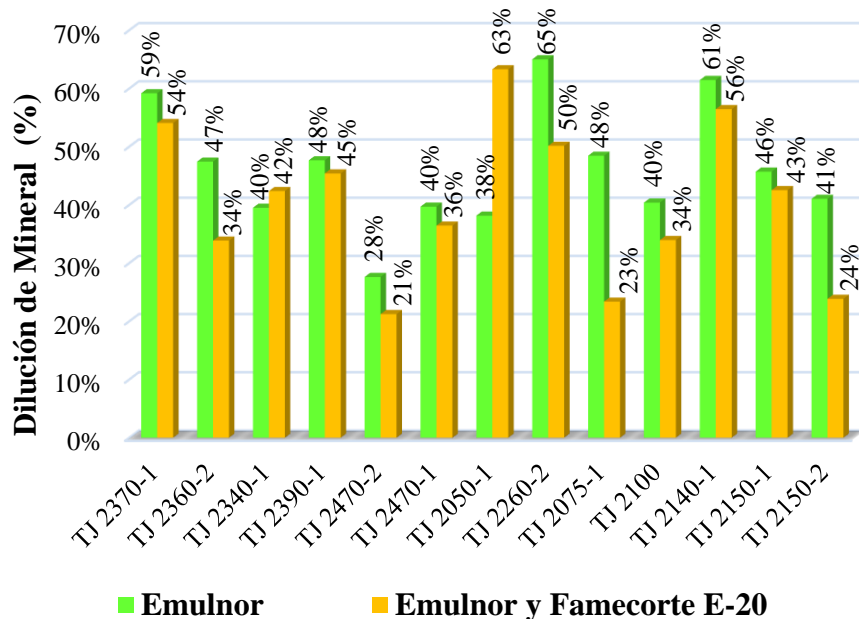
Distribución de la rotura real de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.



Mayor rotura de mineral se ejecutó usando explosivos Emulnor + Famecorte -E20 figura 17, en donde la dilución real de mineral esta 2.9% por debajo del valor planificado (tabla 7).

Figura 18

Distribución porcentual de la dilución de mineral ejecutado en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.

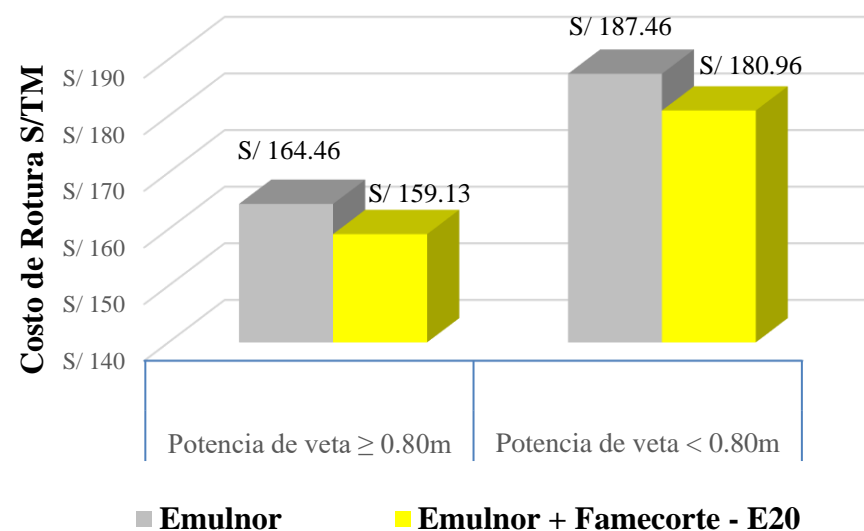


Con los explosivos Emulnor + Famecorte – E20, en la mayoría de los tajos se ha logrado reducir la dilución de mineral como se muestra en la figura 18; sin embargo, se tiene escasas labores como el TJ 2050-1 en donde se observa lo contrario, debido a que la

Evaluación del Famecorte - E20 para minimizar la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021
 estructura mineralizada tiene potencia muy reducida (0.40 m), incluso más pequeña que cuando se hizo el disparo solo con Emulnor (0.89 m).

Figura 19

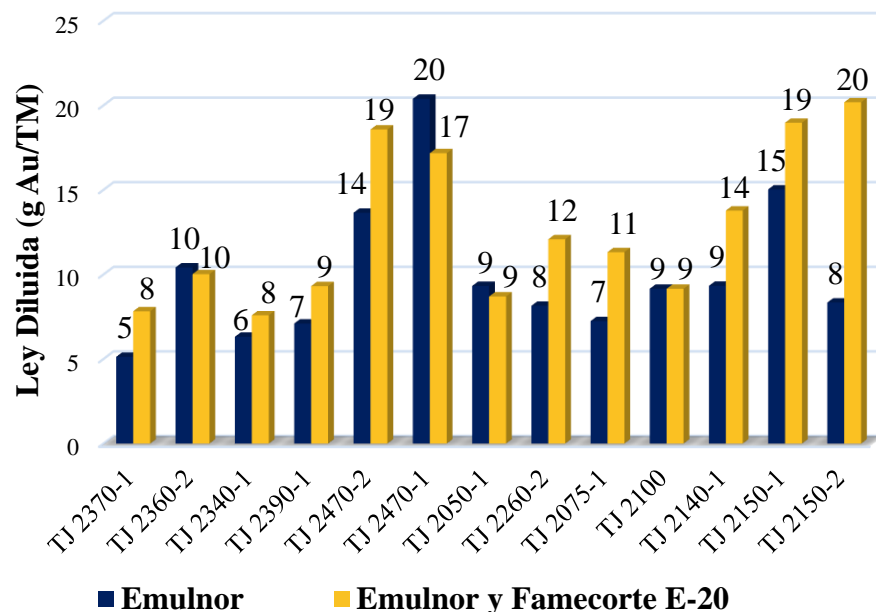
Costo promedio de las roturas de los tajos, según el explosivo.



El costo resultante de la rotura en los 13 tajos, termina siendo menor con Emulnor + Famecorte - E20, cuyas cantidades lo muestra la figura 19.

Figura 20

Distribución de la ley aurífera diluida en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.



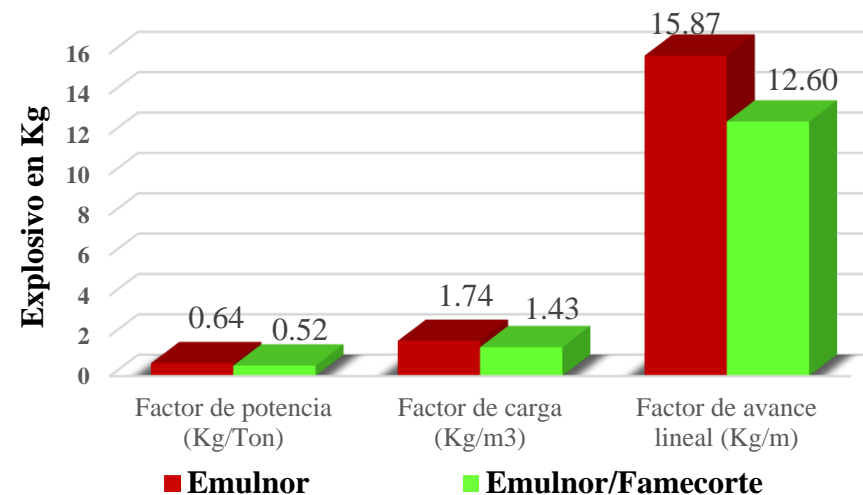
La figura 20, presenta la ley aurífera de acuerdo a la dilución hecha con cada explosivo, en donde el mineral volado con Emulnor + Famecorte -E20 contiene mejores concentraciones del elemento metálico (Au), respecto a las del Emulnor; excepto en el TJ 2470-1

Evaluación del Famecorte - E20 para minimizar la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021

que pasa lo contrario debido a la variación de leyes de mineral en la veta, por lo que se ha obtenido leyes de Au de 20.4g/TM (Emulnor) y 17.2g/TM (Emulnor + Famecorte) ver anexo N° 8 y 9.

Figura 21

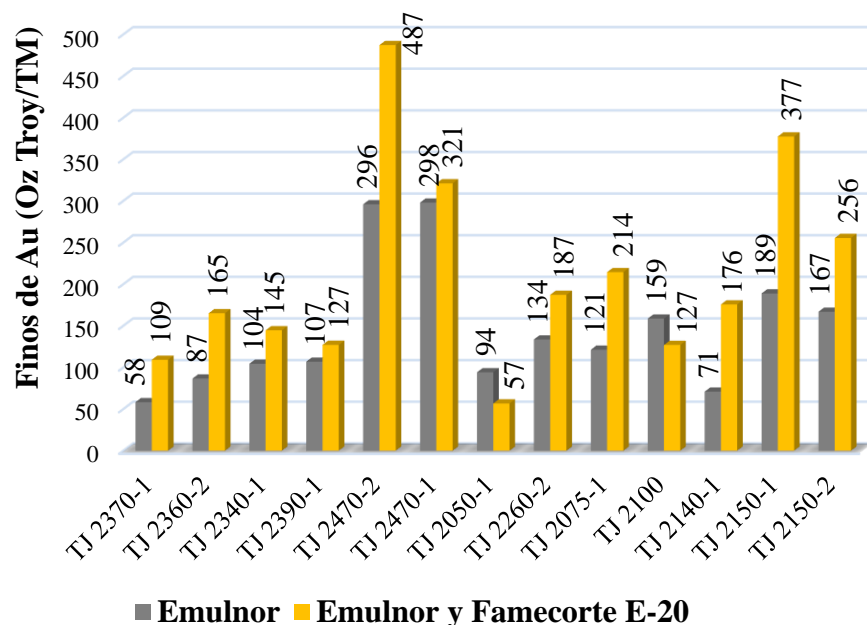
Resumen del consumo de explosivo en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.



En los 13 tajos, el menor consumo de explosivo (Kg), está en las voladuras con Emulnor + Famecorte - E20, como se aprecia en cada factor de la figura 21.

Figura 22

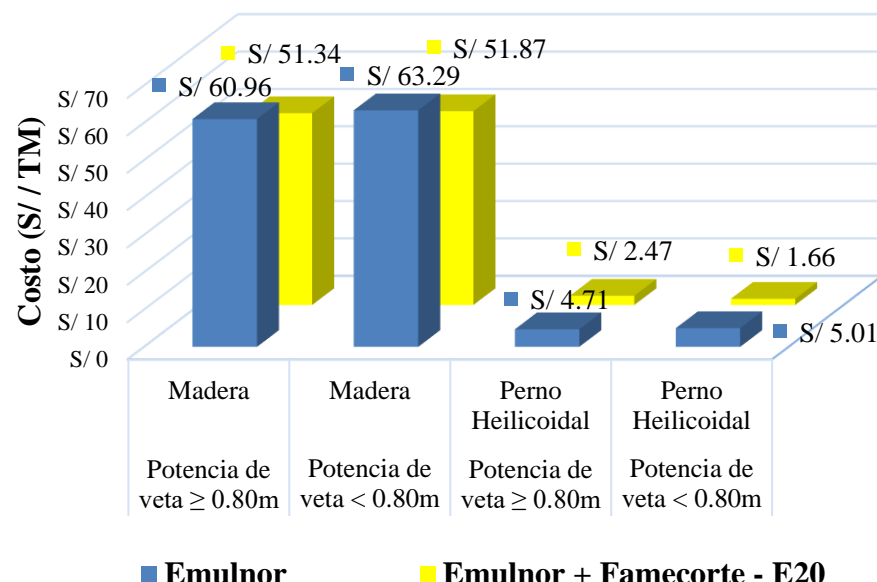
Distribución de los finos de Au de los 13 tajos, según el tipo de explosivo.



La figura 22 muestra que, se tiene mejores cantidades de finos de Au en Onzas por tonelada métrica cuando se usa Emulnor + Famecorte – E20, pero aún la reducción de la potencia de veta de 0.89m a 0.40m impacta en los finos de Au en el TJ 2050 – 1.

Figura 23

Reducción promedio de los costos de sostenimiento en los 13 tajos, según el tipo de explosivo.



La figura 23, presenta la variación promedio de costos en sostenimiento con madera y pernos, de acuerdo a la potencia de veta, en donde se ahorra más con los explosivos Emulnor + Famecorte - E20.

CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

La evaluación del Famecorte – E20 consistió en la aplicación de dos explosivos de forma combinada, el Emulnor + Famecorte – E20 en las voladuras para la explotación del mineral, lo cual ha permitido reducir el porcentaje de dilución, que se venía dando a causa de la voladura solo con el Emulnor; por lo tanto.

Se acepta la hipótesis dado que la evaluación del Famecorte - E20 minimiza la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, La Libertad 2021, pues a diferencia de las voladuras desarrolladas solo con el Emulnor, la técnica de voladura controlada con el explosivo de baja potencia, ha permitido obtener superficies lisas con cortes más precisos que mejora la estabilidad de labores, la sobre rotura y hay un aumento de la ley del mineral; además de avanzar más metros lineales de lo programado, la dilución de mineral está por debajo del valor programado. Lo dicho, termina favoreciendo a la empresa porque reducen los tiempos y costos de operación (mayores ingresos económicos).

El presente estudio de la evaluación del Famecorte - E20 para minimizar la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea, (en caso de que se aplique), tendrá implicaciones positivas en tanto que podrá dar resultados óptimos para evitar sobre roturas, control en las rocas encajonantes, voladuras controladas, menores daños al macizo rocoso y es una alternativa para poder hacer la explotación de los minerales de una forma más selectiva, trabajos con mayor seguridad, reducción de costos en sostenimiento y que mediante la mejora continua resultará ser mucho más eficiente.

La presente investigación difiere de los resultados de Negreiros (2021), ya que este realiza análisis de las vibraciones de las voladuras campos cercano y lejano, para determinar que el Famecorte - E20 causa menores daños que el Emulnor a la roca remanente, y también

con los resultados de (Dueñas, 2018) en el que además incluye al ANFO; justamente no se coincide porque los objetivos y equipos empleados son distintos al del presente proyecto.

Minimizar en promedio el 6% de la dilución de mineral en la veta Lola I genera un impacto positivo para la compañía porque se envía a planta mineral con mejores leyes o sea mayor valor por cada tonelada de mineral; inclusive, se puede realizar un blending antes de procesarlo; se ahorra recursos en sostenimiento; al igual que, menor tiempo en la limpieza, carguío y extracción de mineral; vale decir, se genera un trabajo más seguro y eficiente. No obstante, las ventajas señaladas coinciden con los resultados de (Laime, 2018) en donde reduce la dilución de mineral en un 9.01% y además alcanza importantes ahorros en voladura 11.1 \$/m, en limpieza 2971.8 \$/m³, en sostenimiento con shocrete 159.3\$/m (mayor sobre rotura más gasto en sostenimiento), y también en el consumo de explosivo 0.7 Kg/ton menos.

Asimismo; coincide con los costos de la maestría de Cahuata (2021), en la que redujo problemas de sobre rotura en promedio 2.6% en cuatro minas peruanas, dichos costos de la voladura son incrementados respecto al Emulnor, esto sucede porque el costo del Famecorte E-20 supera al del Emulnor, por ejemplo, en roca suave este tiene una diferencia de 17.97 \$/disparo, en roca media 11.99 \$/disparo y 16.63 \$/disparo en roca dura; esta variación entre precios mencionados es porque en labores con roca dura se necesita menores cantidades de explosivo especializado e incluso es posible controlar el problema solo con Emulnor. Para el caso de los tajos de la mina subterránea en estudio, el costo de voladura con Emulnor es de 4.61 S/TM a diferencia de la explotación con Emulnor + Famecorte – E20 que es de 5.32 S/TM teniéndose una diferencia de 0.70 S/TM, pero lo que respalda a este costo son los ahorros en sostenimiento, ya que, el uso de la madera y los pernos es menor, aparte que la ley de mineral es mucho mejor incluso supera en 1 g Au/TM al programado (antes 3.7 g Au/TM por debajo de lo proyectado) y también en cuanto al avance se tiene resultados óptimos.

Se coincide con los resultados de González & Rivera (2018), en donde al reducir problemas de sobre excavación en un 10%, equivalente a 10 ton/disparo, también ahorra en sostenimiento 312 \$/disparo, pero muestra incremento del costo de la voladura 105.6 \$/disparo debido al costo de la emulsión; sin embargo, al ahorrar en sostenimiento y en LHD, termina generando un ahorro total de 218.8 \$/disparo para la empresa chilena. Precisamente; en el presente estudio, estando establecido los costos de acuerdo a la potencia de veta, en sostenimiento por cada tonelada métrica se ahorró las siguientes cantidades, para las labores con potencia $\geq 0.8\text{m}$ en madera S/. 9.62 y en pernos helicoidales S/. 2.24, mientras que, en las $< 0.8\text{m}$ en madera S/. 11.42 y en pernos helicoidales S/. 3.35; en la rotura de mineral se ahorró 5.33 S/TM ($\geq 0.8\text{m}$) y 6.5 S/TM ($< 0.8\text{m}$).

Los resultados de la voladura de Morales (2020), como el incremento de avance 0.15 m/disparo, reducción del consumo de explosivo 5.49Kg/disparo, 2.17Kg/m³, en factor de potencia 0.14Kg/ton, más volumen 1.22 m³/disparo y excepcionando el ahorro en Scooptram 12.9 \$/disparo (no abordado); coinciden con los de la presente investigación, ya que anteriormente el avance lineal estuvo 5.1 m por debajo de lo programado, en tonelaje 477.4 TM por encima de lo planificado (sobre rotura), y con el Famecorte - E20 se ha generado 9.5 m de avance lineal por encima de lo programado, por lo que en tonelaje hay una superioridad de 54.6 TM al del proyectado, en el que además se reduce la dilución del mineral y también el consumo de explosivo en total 228.91 Kg/disparo (13 tajos), que según el factor de potencia equivale a 0.12 Kg/ton. Igualmente; es coincidente con los resultados de (Vidal, 2020) en donde utilizado Famecorte - E20 redujo la sobre rotura en 5.48%, generó mayor avance 0.35m/disparo, minimiza el consumo de explosivo en el factor de carga 0.21 Kg/m³ y en el factor de potencia 0.07 Kg/Ton, que otorga un beneficio de 220.34 \$/disparo para la empresa.

Por lo anterior cabe enfatizar que; los montos de los resultados comparados, para cada proyecto varia, justamente debido a la heterogeneidad de los yacimientos, métodos de explotación, formas de diseño, rendimiento y capacidad de los equipos, tamaños de las áreas de trabajo (secciones), potencias de veta, costo de materiales por país, objetivos, entre otros factores.

En el método de minado open stoping se evita que las rocas encajonantes creen especie de falsas cajas, que podrían terminar generando accidentes hacia el personal involucrado; asimismo, la madera que se usa para el sostenimiento con puntales son de menor longitud lo que ayuda a reducir el costo y por otra parte también acelera los trabajos de arrancado de mineral, ya que las voladuras que se desarrollan (Emulnor + Famecorte - E20) no producen daños a los puntales, que estos caigan o creen ambientes de trabajos inseguros por la vibración.

En cuanto a las limitaciones, se puede generalizar el uso de los explosivos Emulnor + Famecorte - E20 para labores donde la potencia supera los 40cm, ya que, cuando son inferiores no se tiene un buen control de dilución de mineral, justamente porque se requiere de un área mínima de trabajo, que permita el acceso al personal. Es por ello que; vetas que tengan potencia y ley de mineral muy baja, ya no se explotan, más bien quedan como pilares y pasan a formar parte del sistema de sostenimiento natural. Por otra parte; cuando las potencias de veta superan 1m y existe rocas de calidad Buena a Muy Buena, ya no se requiere de Famecorte -E20, debido a la calidad de roca, lo cual resulta ser más económico explotarlo solo con el Emulnor.

Asimismo; se tiene limitaciones de investigaciones sobre Famecorte - E20 en vetas angostas y el método open stoping, durante los últimos 5 años e incluso resultan ser muy escasas.

Conclusiones

Primera:

Con la evaluación del Famecorte - E20 se minimizó en promedio de 46% a 40% la dilución de mineral en la veta Lola I en una mina subterránea; en donde, en los tajos con mayor potencia de la veta el control es mucho mejor, que en los de menor potencia.

Segunda:

Se determinó los parámetros de voladura; del Emulnor el consumo es 0.65 Kg/Taladro, factor de potencia 0.64 Kg/Ton, factor de carga 1.74 Kg/m³, factor de avance 15.87 Kg/m, con una eficiencia de disparo del 92.7 %; mientras que para el Emulnor + Famecorte – E20 es 0.58 Kg/Taladro, factor de potencia 0.52 Kg/Ton, factor de carga 1.43 Kg/m³, factor de avance 12.6 Kg/m, con una eficiencia de disparo del 92.1 %. Asimismo; la programación establecida usando Emulnor es en dilución 38 %, con una potencia de veta promedio de 0.8 m, ley de mineral de 13.7 g Au/TM para lograr romper 1953.7 m³ de mineral y un avance de 174.7 m lineales en total; así como, para el Emulnor + Famecorte – E20 es en dilución de mineral 43.4 %, potencia de veta de 0.7 m, ley de mineral de 11.7 g Au/TM para romper 2322.1 m³, que generaría la suma de 199.5 m lineales en avance.

Tercera:

Se logró reducir los costos en sostenimiento, en madera de 60.96 S./TM a 51.34 S./TM y en pernos helicoidal de 4.71 S./TM a 2.47 S./TM para tajos con vetas promedio ≥ 0.80 m de potencia, y para vetas con potencia < 0.80 m de 63.29 S./TM a 51.87 S./TM en madera y de 5.01 S./TM a 1.66 S./TM en pernos helicoidal.

Cuarta:

Con el explosivo Emulnor en los 13 tajos de la veta Lola I, se obtuvo una producción real total de 2127.3 m³ de mineral, avanzándose 169.6 m de forma lineal, con una dilución del 46.3%, potencia promedio de veta 0.8m, arrojando una ley de mineral de 10 g Au/TM.

Claramente existe un exceso de tonelaje roto, reducción de ley de mineral, retraso en avance, y esto justamente sucede por la sobre rotura, que conduce a elevar la dilución en un 8.3 % por encima de lo programado.

Quinta:

Con la aplicación de los explosivos Emulnor + Famecorte – E20 en los 13 tajos de estudio, se obtuvo una producción real total de 2341.9 m³ de mineral roto, con un avance total de 208.9 m lineales, una dilución del 40.5%, potencia promedio de veta 0.7m (igual que lo programado), que generó una ley del mineral de 12.7 g Au/TM cuyo valor es más alto al de lo programado.

Recomendaciones

Para futuras investigaciones sobre problemas de dilución por voladura o daños a la roca remanente (cajas), bajo avance, costos operativos; recomendamos realizar evaluaciones con el explosivo especializado Famecorte - E20 versus las emulsiones Emulgran Qhana, la bombeable gasificada Emulfrag y nuevos productos con características similares.

Asimismo; investigadores que recurran a los resultados mostrados, recomendamos tener en cuenta las comparaciones entre lo programado y ejecutado para cada explosivo; y no confundirlo con tablas o figuras que muestran relación solo de lo ejecutado entre explosivos utilizados, ya que, los valores varían y en caso aplique estarían utilizando información inadecuada.

Finalmente; recomendamos tomar datos operativos de forma continua en la mina subterránea en estudio para una mejora continua, por ejemplo, en las mallas de perforación realizar un afinamiento de diseño (figura 3) de acuerdo a la potencia de la veta.

REFERENCIAS

- Arias, F. (2012). *El Proyecto de Investigación "Introducción a la Metodología Científica" Sexta Edición*. Caracas - República Bolivariana de Venezuela: EPISTEME, C.A.
- Bedón, M. (2019). *Mejoramiento del proceso de minado para el control de dilución y leyes de mineral en la concesión minera El Extraño - consorcio peruano de minas S.A.C. - 2019*. Áncash, Perú: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Cachuan, R. (s/f). *Instalación Puntales con Jack Pot*. La Libertad, Perú: Minera Aurífera Retamas S.A.- Marsa.
- Cahuata, M. (2021). *Optimización de la voladura con el uso de emulsión bombeable en minería subterránea y tunelería*. Lima, Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Chancasanampa, W. (2019). *Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la compañía minera Great Panther Coricancha S.A*. Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- CMP. (2021). *Compañía Poderosa*. Obtenido de Operaciones / Procesos: www.poderosa.com.pe/operaciones/procesos
- Contreras, H. (2019). *Influencia del método de explotación en la optimización la producción al reemplazar el open stoping por corte y relleno ascendente en la veta Consuelo de Poderosa - La Libertad*. Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo.
- Coronel, C. (2019). *Optimización de los procesos de perforación y voladura de rocas en el frente de explotación "Nivel H" de la mina Agua Dulce, Portovelo - El Oro*. Ecuador: Universidad del Azuay.
- Dueñas, J. (2018). *Reducción del daño inducido al macizo rocoso mediante monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones por voladuras en el bypass 179. Compañía Minera Kolpa S.A*. Puno, Perú: Universidad Nacional del Altiplano.
- EXSA. (s/f). *Manual práctico de voladura*. Perú: Exsa Soluciones Exactas.
- Famesa. (s/f). *Fichas técnicas de los explosivos Emulnor - Famecorte*. Lima, Perú: Famesa Explosivos S.A.C.
- Fuentes, N., & Gargate, J. (2021). *Aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de voladura para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas en la Mina Sayapullo S.A*. Lima, Perú: Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas.
- González, N., & Rivera, C. (2018). *Reducción de la sobre excavación mediante explosivo SUBTEK en Mina Esmeralda, El Teniente – Codelco Chile*. Chile: Universidad de las Américas.

- Huamán, J., & Mamani, W. (2020). *Factores que contribuyen a la dilución mineral en operaciones mineras a tajo abierto: una revisión de la literatura científica*. Cajamarca: Universidad Privada del Norte.
- Laime, F. (2018). *Aplicación de Famecorte E-20, para la reducción de costos en el tajo 400 acceso 123e, Andaychagua*. Abancay, Apurímac, Perú: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.
- Maldonado, M. (2020). *Sistemas Minerales Orogénicos*. Perú: Geopersa Exploraciones SAC.
- Mayta, K., & Vilca, B. (2021). *Optimización de la voladura de tajeos y frentes utilizando explosivo Emulnor para aumentar el avance lineal en la Unidad Minera Carahuacra*. Huancayo, Perú: Universidad Continental.
- Mejía, K. (2019). *Optimización del proceso de perforación y voladura subterránea para la Sociedad Minera Oro Sol Uno*. Ecuador: Universidad del Azuay.
- Morales, A. (2020). *Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar el avance en la rampa negativa 940 de Sociedad Minera Austria Duvaz S. A. C*. Huancayo, Perú: Universidad Continental.
- Mostacero, E., & Rodríguez, N. (2017). *Optimización del diseño de perforación y voladura, para reducir costos en labores de avance en la mina Santa María - Poderosa S.A.*. Trujillo, Perú: Universidad Nacional de Trujillo.
- Negreiros, S. (2021). *Modelamiento y análisis de vibraciones generadas por tres tipos de explosivos, para reducir el daño inducido al macizo rocoso en la Rampa Katy, Compañía Minera Poderosa*. Trujillo, Perú: Universidad Nacional de Trujillo.
- Ponte, Y. (2020). *Control de la voladura para optimizar la fragmentación en la rampa (-) 240 nivel 1570 UM San Vicente Compañía Minera San Ignacio de Morococha S.A.A*. Huaraz, Ancash - Perú: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.
- Romani, R. (2018). *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A*. Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Unknown, & Méndez, M. (2020). *Tipos de Investigación - Seminario 01*. México: Universidad Nacional Autónoma de México.
- Valdiviezo, L. (2003). *Seguridad e higiene minera en la Compañía Minera Caylloma S.A*. Perú: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Valencia, M. (2013). *Potencial Minero de la Región La Libertad*. Perú: Dirección de Recursos Minerales y Energéticos Programa de Metalogenia - INGEMMET.

Vidal, M. (2020). *Voladura controlada aplicando el modelo matemático de Holmberg y la ingeniería de explosivos para mejorar la eficiencia de avance en la Cía. Minera Poderosa S.A.* Huancayo, Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.

Villareal, J. (2017). *Dilución en minería.* Áncash, Perú: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.

ANEXOS

ANEXO N° 1. Tabla con las características técnicas del Emulnor según Famesa.

Características Técnicas	Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0.9 ± 0.15	1.13 ± 0.1	1.14 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de detonación Confinado*	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
(m/s) S/Confinar**	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/Kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (L/Kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	N° 8	N° 8	N° 8	N°8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

* Velocidad de detonación en tubo de 1 ½ pulgadas de diámetro.

** Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

ANEXO N° 2. Tabla con las características técnicas del Famecorte E-20 según Famesa.

Características Técnicas	Famecorte E-20
Densidad relativa (g/cm ³)	1.1
Velocidad de detonación (m/s) (*)	4 200
Presión de detonación (kbar)	48
Potencia relativa en peso (%) (**)	74
Resistencia al agua	Buena
Categoría de humos	Primera
Volumen normal de gases (L/Kg)	909
Diámetro del tubo (mm)	17.5
Longitud del tubo (mm)	512

* Confinado en su propio envase.

** Referido al ANFO con potencia convencional de 100.

ANEXO N° 3. Características de la veta Lola I de la mina en estudio.

CARACTERÍSTICAS DE VETA LOLA I INSITU					
Veta	Niveles	Buzamiento	Clase	Potencia Geológica SD (M)	Ley Geológica SD (g Au/TM)
Lola I	2470	68	PROBADO	0.61	12.39
Lola I	2400	68	PROBADO	0.95	24.60
Lola I	2350	68	PROBADO	0.70	20.89
Lola I	2300	68	PROBADO	0.93	23.48

Fuente: Área de geología mina en estudio.

ANEXO N° 4. Características mecánicas de roca y mineral.

NIVEL	LABOR	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAxIAL (Mpa)		RESISTENCIA A LA TRACCIÓN Kg/cm ²	
		MINERAL	ROCA ENCAJONANTE	MINERAL	ROCA ENCAJONANTE
2470	TJ 2370-1	23.29	24.78	85.50	90.97
2400	TJ 2360-2	64.16	48.50	235.53	178.04
2400	TJ 2340-1	60.10	65.15	220.62	239.2
2400	TJ 2390-1	70.25	25.10	257.88	92.14
2400	TJ 2470-2	30.48	27.44	111.89	100.73
2400	TJ 2470-1	29.84	27.56	109.54	101.17
2350	TJ 2075-2	28.10	24.52	103.15	90.01
2350	TJ 2260-2	115.10	74.67	422.52	274.11
2350	TJ 2075-1	32.51	29.28	119.34	107.48
2350	TJ 2100	56.00	42.96	205.57	157.70
2350	TJ 2140-1	62.10	47.22	227.96	173.34
2300	TJ 2150-1	108.61	86.63	398.70	318.01
2300	TJ 2150-2	89.57	29.74	328.80	109.17

Fuente: Área de geomecánica mina en estudio.

ANEXO N° 5. Clasificación geomecánica del macizo rocoso de la mina en estudio.

CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO DE LA MINA SUBTERRANEA					
Tipo de Roca	RQD (%)	Resistencia a la compresión uniaxial (Mpa)	RMR	GSI	Clasificación
I	90-100	>250	81-100	A	MUY BUENA
II	75-90	100-250	61-80	B	BUENA
III	50-75	50-100	51-60	C	REGULAR
IV	25-50	25-50	41-50	D	MALA
V	<25	5-25	21-40	E	MUY MALA
		<5	<20	F	MUY MALA A MALA

Fuente: Área de geomecánica mina en estudio.

ANEXO N° 6. Resultados de evaluaciones geomecánicas realizadas en las labores de estudio.

NIVEL	LABOR	EVALUACIÓN GEOMECAÁNICA EN LABORES DE EXPLOTACIÓN						TIPO DE SOSTENIMIENTO
		EVALUACIÓN GSI		EVALUACIÓN RMR		CALIDAD		
		MINERAL	ROCA CAJA	MINERAL	ROCA CAJA	MINERAL	ROCA CAJA	
2470	TJ 2370-1	MF/P	MF/P	38	40	MUY MALA	MUY MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.10 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m + malla electrosol. Donde se requiera.
2400	TJ 2360-2	MF/R	MF/R	55	45	REGULAR	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2400	TJ 2340-1	MF/B	F/R	52	55	REGULAR	REGULAR	Puntal c/ jackpot esp. 1.30 m + PH de 5' Puntual donde se requiera
2400	TJ 2390-1	F/R	MF/R	60	43	REGULAR	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2400	TJ 2470-2	MF/R	F/P	50	45	MALA	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2400	TJ 2470-1	MF/R	F/P	48	45	MALA	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2350	TJ 2050-1	MF/R	MF/P	45	40	MALA	MUY MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.10 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m + malla electrosol. Donde se requiera.
2350	TJ 2260-2	F/B	F/R	65	55	BUENA	REGULAR	Puntal c/ jackpot esp. 1.30 m + PH de 5' Puntual donde se requiera
2350	TJ 2075-1	MF/R	F/P	50	45	MALA	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2350	TJ 2100	F/R	MF/R	55	50	REGULAR	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2350	TJ 2140-1	F/R	MF/R	54	50	REGULAR	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.
2300	TJ 2150-1	F/B	F/R	65	60	BUENA	REGULAR	Puntal c/ jackpot esp. 1.30 m + PH de 5' Puntual donde se requiera
2300	TJ 2150-2	F/R	MF/R	55	50	REGULAR	MALA	Puntal c/ jackpot esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.

ANEXO N° 7. Cartilla geomecánica de mina en estudio.

MINA SUBTERRÁNEA					CARTILLA GEOMECAÁNICA					
					LABORES DE EXPLORACIÓN Y AVANCES					
Indice de Resistencia Geológica (GSI)					Condición Superficial (Golpes de picota)					
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento					Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente (<5 mm)	Mas de 5 mm.		
Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos in situ con hexometro.					B	R	P	MP		
Condición Estructural - Fracturas/m²					Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre		
2 a 5 LF Levemente Fracturada					A	B	C	D		
6 a 11 F Moderadamente Fracturada					B	C	D	E		
12 a 20 MF Muy Fracturada					C	D	E	F		
>20 IF Intensamente Fracturada					D	E	F	G		

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLORACIÓN (TJ, CH, SN) (TEMPORALES < 1 AÑO) BUZAMIENTO DE VETA > 45°			
PARAMETROS GEOMECAANICOS	ANCHO DE MINADO > 2.4m.	ANCHO DE MINADO <= 2.4m.	
A 81-100	Split Set de 7' sistemático espaciado a 1.80m a sección completa	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.8m en las cajas + split set sist. esp. 1.80m	
B 61-80	Split Set de 7' sistemático espaciado a 1.50m a sección completa	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.50m en las cajas + split set sist. esp. 1.50m	
C 51-60	Split set sistemático esp. a 1.2m + malla electrosoldada a sección completa	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.30 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.	
D 41-50	Pernos Helicoidales sistemático espaciado a 1.2m + malla electrosoldada	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.20 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.	
E 21-40	Cuadros de madera esp. 1.30 con guarda cabeza en direccion al minado	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.10 m + PH de 5' Sist. Esp. 1.20m. Donde se requiera.	
F <20	Cuadros de madera esp. 1.00 con marchavantes en direccion al minado	Cuadros de madera esp. 1.0 con guarda cabezas en direccion al minado	

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE AVANCE (TEMPORAL < 1 AÑO) (BP, VEN, ESCM)			
PARAMETROS GEOMECAANICOS	ANCHO DE MINADO > 2.4m.	ANCHO DE MINADO <= 2.4m.	
A 81-100	Split Set ocasional		
B 61-80	Split Set sistemático espaciados a 1.5m de acuerdo al estándar por sección de labor		
C 51-60	Split Set + malla electrosoldada de acuerdo al estándar por sección de labor		
D 41-50	P.H sistemático + malla electrosoldada de acuerdo al estándar		
E 21-40	Cuadros de madera esp. 1.5m con guarda cabezas		
F <20	Cuadros de madera esp. 1.0m con guarda cabezas		

TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE AVANCE (PERMANENTE > 1 AÑO) (CR, BP, RA, GL, VEN, ESCM, CH RC)			
PARAMETROS GEOMECAANICOS	ANCHO DE MINADO > 2.4M	ANCHO DE MINADO (1.5M A 2.4M)	
A 81-100	Split set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Wood Pack 2x2m sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.80m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistemático esp. 3.0m	
B 61-80	Split set sist. long. según sección esp. a 1.5m reforzado con Wood Pack 2x2m sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.50m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistemático esp. 3.0m	
C 51-60	Puntal de madera sistemático espaciados a 1.30m reforzado con woodpack (1X1m) sistemático esp. a 3.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.30m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistemático esp. 3.0m	
D 41-50	Cuadros de madera esp. a 1.50m con guarda cabeza en direccion al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Puntal sistemático espaciado a 1.3m Reforzar con Wood Pack 1x1 sistemático esp. 3.0m	
E 21-40	Cuadros de madera esp. a 1.30m con guarda cabeza en direccion al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Cuadros de madera espaciados a 1.30m con guarda cabeza en direccion al minado	
F <20	Cuadros de madera esp. a 1.00m con guarda cabeza en direccion al minado reforzado con Cribbing sist. esp. 2.0m	Cuadros de madera espaciados a 1.20m con guarda cabeza en direccion al minado.	

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO				
1.- Longitud del perno a usar: De acuerdo a estándar por tamaño de sección.				
2.- Para instalación de cuadros: Usar Redondos de 7" a 8" de diametro para sombreros, postes y tirantes de 5" a 8"				
3.- Para instalación de Puntales: Usar Redondos de 7" a 8" de diametro				
4.- Para espaciamiento entre puntales y cuadros: Los espaciamientos indicados refieren a la luz interna entre puntales o cuadros.				
5.- Para zonas con eventos de relajamiento: Sustener con perno más malla electrosoldada o galvanizada al tope de la labor.				
6.- Cámara de bombeo, polvorin, refugio minero, comedores: Sustener con shotcrete más pernos sistematicos.				
7.- CM DH, subestaciones, intersecciones, cámaras de lijaje: Sustener con pernos sistematicos más malla electrosoldada.				
8.- El tiempo de colocación del sostenimiento es inmediato.				
9.- Con respecto a los métodos de explotación:				

VETAS CON BUZ.	ANCHOS DE MINADO			
	Mayores a 2.4m UP, SM & MN	UP, SM & MN	UP, SM	UP MN
Mayor a 45°	Corte y Helado Ascendente (perforación en breasting)	Open Staging (perforación en breasting)	Open Staging (perforación en breasting)	Long Wall con P/V breasting masivo
Menor a 45°	Long Wall con P/V breasting masivo	Long Wall con P/V breasting masivo	Long Wall con P/V breasting masivo	Long Wall con P/V breasting masivo

EJECUCION DEL TIPO DE EMPUJO			FACTORES INFLUYENTES	
UNIDAD DE ROCA	TAD	ANIBRE	NOV. FRACTURAS	NOV. EMPUJES
UPC	EVALUADOR 1000	ANIBRE EVALUADOR 1000	PRESENCIA DE FRACTURA PLANA DE AGUA	PRESENCIA DE FRACTURA PLANA DE AGUA
FR, MR, F, P	EVALUADOR 1000	EVALUADOR 1000	PRESENCIA DE FRACTURAS	PRESENCIA DE FRACTURAS
MR, F, P	EVALUADOR 1000	EVALUADOR 1000	PRESENCIA DE FRACTURAS	PRESENCIA DE FRACTURAS
MR, MP, F, P, F, MP	EVALUADOR 1000	EVALUADOR 1000	PRESENCIA DE FRACTURAS	PRESENCIA DE FRACTURAS

ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO CON MALLA EN INTERSECCIONES	
CASO N° 1 CRUCES	CASO N° 2 BIFURCACIONES

Fuente: Área de geomecánica mina en estudio.

ANEXO N° 8. Reporte de la producción Programada y Ejecutada con el Explosivo Emulnor.

EXPLOSIVO EMPLEADO	B L O C K	Nivel	Labor	PROGRAMADO									EJECUTADO (REAL)								
				Avance lineal (m)	m ³	TM	Pot veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil (%)	Avance lineal (m)	m ³	TM	Pot veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil (%)		
EMULNOR	1	2470	TJ 2370-1	10.0	120.0	330	0.61	1.2	6.3	66.8	49%	9.4	129.0	354.8	0.6	1.4	5.1	58.3	59.2%		
EMULNOR	1	2400	TJ 2360-2	17.5	86.3	237.2	0.85	1.4	12.3	93.8	39%	15.9	92.8	255.3	0.9	1.6	10.4	86.6	47.4%		
EMULNOR	2	2400	TJ 2340-1	14.0	158.3	435.2	0.91	1.4	8.3	116.2	35%	14.5	181.0	497.7	0.9	1.5	6.3	104.4	39.5%		
EMULNOR	1	2400	TJ 2390-1	15.0	179.9	494.7	0.75	1.2	8.8	140.0	38%	13.8	175.6	482.8	0.7	1.3	7.1	106.9	47.7%		
EMULNOR	1	2400	TJ 2470-2	15.5	248.8	684.1	1.31	1.6	21.3	468.6	18%	14.3	246.1	676.7	1.3	1.7	13.6	296.0	27.6%		
EMULNOR	2	2400	TJ 2470-1	10.5	147.3	405.2	0.94	1.4	33.5	436.4	33%	10.8	164.7	452.8	0.9	1.5	20.4	298.0	39.7%		
EMULNOR	1	2350	TJ 2050-1	17.5	110.7	304.4	0.96	1.4	13.1	128.2	31%	17.8	114.3	314.4	0.89	1.4	9.3	94.2	38.1%		
EMULNOR	1	2350	TJ 2260-2	13.5	149.2	410.4	0.48	1.1	12.1	159.7	56%	13.7	183.5	504.7	0.5	1.3	8.1	133.6	65.0%		
EMULNOR	3	2350	TJ 2075-1	13.5	162.5	446.8	0.72	1.2	9.3	133.6	40%	13.9	189.3	520.6	0.7	1.4	7.2	121.3	48.4%		
EMULNOR	1	2350	TJ 2100	16.0	166.9	459.1	0.80	1.2	11.2	165.3	33%	15.9	200.0	549.9	0.8	1.4	9.2	158.7	40.4%		
EMULNOR	3	2350	TJ 2140-1	6.5	72.3	198.8	0.52	1.15	11.4	73.1	55%	6.4	86.0	236.4	0.5	1.4	9.3	70.9	61.5%		
EMULNOR	1	2300	TJ 2150-1	9.2	129.9	357.2	0.85	1.4	19.5	224.0	39%	9.3	142.7	392.4	0.8	1.5	15.0	188.9	45.7%		
EMULNOR	1	2300	TJ 2150-2	16.0	221.6	609.5	1.00	1.4	10.6	207.7	29%	13.9	222.3	611.3	1.0	1.7	8.3	166.9	41.0%		
TOTAL				174.7	1,953.7	5,372.6	0.82	1.3	13.7	2,413.4	38%	169.6	2,127.27	5,849.99	0.8	1.5	10.0	1,884.67	46%		

Fuente: Mina en estudio.

ANEXO N° 9. Reporte de la producción Programada y Ejecutada con los Explosivos Emulnor + Famecorte – E20.

EXPLOSIVO EMPLEADO	B L O C K	Nivel	Labor	PROGRAMADO								EJECUTADO (REAL)							
				Avance lineal (m)	m ³	TM	Pot veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil (%)	Avance lineal (m)	m ³	TM	Pot veta (m)	Ancho Minado (m)	Ley Dil (g Au/TM)	Finos Au (Oz)	Dil (%)
Emulnor/Famecorte	1	2470	TJ 2370-1	12.5	149.2	410	0.56	1.2	6.8	89.9	53%	12.7	150.6	414.1	0.5	1.2	7.8	109.2	54.1%
Emulnor/Famecorte	1	2400	TJ 2360-2	16	190.9	525.1	0.78	1.2	10.7	180.6	35%	17.0	188.9	519.4	0.7	1.1	10.0	165.1	33.9%
Emulnor/Famecorte	2	2400	TJ 2340-1	16	222.7	612.5	0.86	1.4	6.9	135.5	39%	16.2	214.3	589.4	0.8	1.3	7.6	144.6	42.4%
Emulnor/Famecorte	3	2400	TJ 2390-1	13	156.1	429.2	0.65	1.2	7.2	99.4	46%	13.1	155.4	427.3	0.6	1.2	9.3	127.1	45.4%
Emulnor/Famecorte	2	2400	TJ 2470-2	15.5	244.7	672.8	1.11	1.6	15.3	331.7	31%	20.1	294.9	810.9	1.1	1.5	18.6	487.3	21.2%
Emulnor/Famecorte	3	2400	TJ 2470-1	15.5	213.8	587.9	0.85	1.4	15.6	295.0	39%	15.5	211.4	581.3	0.9	1.3	17.2	321.1	36.4%
Emulnor/Famecorte	2	2350	TJ 2050-1	13.5	66.9	184	0.45	1.1	7.4	43.8	59%	13.6	74.5	204.9	0.4	1.2	8.7	56.7	63.3%
Emulnor/Famecorte	1	2350	TJ 2260-2	18	135.9	373.8	0.50	1.1	12.8	153.8	55%	19.2	177.4	487.7	0.5	1.0	12.1	187.2	50.1%
Emulnor/Famecorte	1	2350	TJ 2075-1	17	234.7	645.5	0.85	1.4	9.8	204.1	39%	17.3	206.8	568.6	0.9	1.2	11.3	214.5	23.4%
Emulnor/Famecorte	2	2350	TJ 2100	15	178.3	490.4	0.75	1.2	9.2	145.1	38%	15.1	157.0	431.8	0.7	1.0	9.2	127.0	34.0%
Emulnor/Famecorte	1	2350	TJ 2140-1	18.5	128.9	354.6	0.55	1.2	12.1	137.4	54%	18.7	142.4	391.7	0.5	1.3	13.8	175.7	56.5%
Emulnor/Famecorte	2	2300	TJ 2150-1	16.5	226.9	623.9	0.83	1.4	17.9	359.2	41%	17.9	224.7	617.8	0.7	1.2	19.0	377.4	42.5%
Emulnor/Famecorte	2	2300	TJ 2150-2	12.5	173.0	475.7	0.90	1.4	20.1	307.3	36%	12.5	143.7	395.2	0.9	1.3	20.2	255.5	23.9%
TOTAL				199.5	2,322.1	6,385.7	0.74	1.3	11.7	2,482.8	43.4%	208.9	2,341.94	6,440.34	0.72	1.2	12.7	2,748.34	40.5%

Fuente: Mina en estudio.

ANEXO N° 10. Precio unitario de los explosivos empleados en la mina subterránea

DESCRIPCION_EXPLOSIVO	UNIDAD MEDIDA	COSTO_UNIT S/.
Emulnor 1000 1" X 7"	PZA	0.511
Emulnor 3000 1" X 8"	PZA	0.604
Emulnor 5000 1" X 8"	PZA	0.604
Famecorte - E20	PZA	1.860
Detonador Ensam. 2.40 m Pza	m	1.796
Mecha Rápida De Ignición	m	1.043

Fuente: Centro de costos mina en estudio.

ANEXO N° 11. Precios unitarios de actividades en la mina en estudio.

Descripción Actividad	Descripción Subactividad	Descripción Subtarea	Tipo Labor	Buzamiento	Tipo Explosivo	Und	P U S/.
Extracción	Carguío C/ Scoop	A Dumper				Ton	2.52
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 1000 m				Ton	10.5
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 1250 m				Ton	12.59
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 1500 m				Ton	14.69
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 1750 m				Ton	16.78
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 2000 m				Ton	18.87
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 2250 m				Ton	20.96
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 250 m				Ton	4.23
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 2500 m				Ton	23.05
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 2750 m				Ton	25.14
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 3000 m				Ton	27.24
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 500 m				Ton	6.32
Extracción	Acarreo C/ Dumper 15 Ton	De 0 – 750 m				Ton	8.41
Infraestructura	Escalera C/Mat	Sin descanso				und	206.54
Infraestructura	Instalación de Tabla C/Mat	De 2" X8" 2.4 m				und	64.8
Infraestructura	Instalación de Tabla S/Mat	De 2" X 8" 2.4 m (usada)				und	39.7
Infraestructura	Instalación de Tabla C/Mat	De 2" X8"3 m				und	81.32
Infraestructura	Instalación de Tabla S/Mat	De 2" X8"3 m (usada)				und	49.63
Infraestructura	Instalación de Tubería	De 1"				m	4.3
Infraestructura	Instalación de Tubería	De 2"				m	11.93
Infraestructura	Desinstalación de Winche	Winche				und	971.66
Infraestructura	Instalación de Winche	Hasta 1ra cámara				und	1284.44
Infraestructura	Instalación de Winche	Hasta 2ra cámara				und	1477.11
Infraestructura	Instalación de Winche	Hasta 3ra cámara				und	1669.78
Rotura	Rotura de Mineral - Limpieza con 1 Winche	Pot. < 0.80 m	TJ	Bz > 45°	Emulnor	m ³	299.17
Rotura	Rotura de Mineral - Limpieza con 1 Winche	Pot. ≥0.80 m	TJ	Bz > 45°	Emulnor	m ³	234.69
Sostenimiento	Perno Helicoidal 19 mm	De 4' con cartucho de resina y cemento, con Jackleg				und	50.15
Sostenimiento	Perno Helicoidal 19 mm	De 5' con cartucho de resina y cemento, con Jackleg				und	56.34
Sostenimiento	Puntal C/Mat	De Línea o de Seguridad				und	195.31
Sostenimiento	Puntal C/Mat	Empotrado en Chimeneas				und	227.98
Sostenimiento	Puntal C/Mat	Con jackpot				und	252.8
Ventilación	Instalación de Manga C/Mat	De 18" Nueva (15m)				m	53.37
Ventilación	Instalación de Manga S/Mat	De 10",18", 24", 30" y 42" Usada				m	11.65

Fuente: Centro de costos de la empresa contratista de la mina en estudio.

ANEXO N° 12. Precios unitarios de materiales.

DESCRIPCIÓN MATERIAL	UNIDAD MEDIDA	COSTO_UNIT S/.
Adaptadores para perno helicoidal	PZA	315.00
Cartucho cementicio caja / 50 pza.	PZA	0.82
Perno helicoidal c/platina y tuerca 3/4" x 1.52 m	JGO	15.80
Perno helicoidal c/platina y tuerca 3/4 x 1.22 m	JGO	14.37
Resina 28mm x 305mm-0-60 second set	PZA	2.05
Atacadores	UND	6.25
Azuela de pie	UND	38.94
Barra de aluminio 1"x10	PZA	80.52
Barra de aluminio 1"x12	PZA	92.68
Barra de aluminio 1"x 8	PZA	70.68
Clavo de 6	Kg	5.11
Clavo de 7	Kg	5.12
Clavo de 8	Kg	5.13
Combas de 8 lb	UND	42.92
Sierra corvina 36"	UND	43.92
Guiadores	UND	3.10
Hoja de sierra	UND	4.30
Jackpot pre-stress unit.183 m	UND	27.75
Jackpot pre-stress unit.220 m	UND	30.06
Pintura spray rojo abro	UND	8.99
Madera redonda eucalipto 8" a 9" x 2.4 m	UND	44.16
Madera redonda eucalipto 8" a 9" x 3.0 m	UND	53.20
Tabla de eucalipto 2"x8"2.4 m	UND	46.57
Tabla de eucalipto 2"x8"3 m	UND	58.21
Escalera madera eucalipto 3.00 m x 9 peldaños	UND	48.52
Flexómetro	UND	11.48
Manguera de jebe y lona 1" 300 Psi	m	8.95
Manguera de jebe y lona 1/2	m	4.58
Lampat/cuchara (tramontina) d8.2.0 mm	UND	23.54
Picos de punta y pala	UND	28.45
Soga nylon x 3/4"	Kg	19.80
Soga de manila x 1"	Kg	12.80
Expansiones	PZA	3.25
Aceite para perforación torcula grado 100	GLN	29.57
Aceite air tool oil s2 a 100 p / jumbos / Scoop / Dumper	GLN	29.57
Petróleo Diesel	GLN	17.50
Tubería polietileno hdp x 1"	m	2.25

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 13. Cantidad de pernos helicoidales empleados en rotura de tajos con Emulnor

CONSUMO DE PERNO HELICOIDAL EN ROTURAS CON EMULNOR				
VETA	NIVEL	LABOR	P HELIC. 4'x19 mm	P HELIC. 5'x19 mm
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	96	0
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	12	0
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	15	0
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	38	0
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	49	128
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	0	32
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	69	0
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	11	0
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	34	0
LOLA-1	2350	TJ 2100	8	0
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	15	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	14	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	25	0
TOTAL			386	160

Fuente: Área de operaciones de la mina en estudio.

ANEXO N° 14. Consumo de madera, cantidad valorizada y madera con daños sin valorizar producto de la rotura solo con explosivo Emulnor.

CONSUMO DE MADERA			MADERA COLOCADA/VALORIZADA						MADERA CON DAÑOS/SIN VALORIZACIÓN					
VETA	NIVEL	LABOR	ESCALERAS 3m x 9 Peldaños	PUNTAL con Jackpot	TABLA 2"x8" 3 m	TABLA (Usd) 2"x8"3 m	TABLA 2"x8" 2.4 m	TABLA (Usd) 2"X8"2.4 m	ESCALERAS 3m x 9 Peldaños	PUNTAL con Jackpot	TABLA 2"x8"3 m	TABLA (Usd) 2"x8"3 m	TABLA 2"x8" 2.4 m	TABLA (Usd) 2"x8"2.4 m
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	4	65	24	15	33	30	0	9	1	0	5	5
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	3	64	28	52	0	0	1	5	3	1	0	0
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	4	78	65	65	0	0	0	4	2	0	0	0
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	5	79	72	80	0	0	0	5	1	1	0	0
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	5	90	112	120	0	0	0	11	4	12	0	0
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	3	58	78	102	0	0	0	7	0	2	0	0
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	3	62	18	5	46	38	0	5	0	1	0	2
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	4	77	60	65	0	0	0	5	1	1	0	0
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	4	82	67	32	0	0	0	5	1	1	0	0
LOLA-1	2350	TJ 2100	4	68	70	48	0	0	0	8	4	5	0	0
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	3	42	65	28	0	0	0	5	2	8	0	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	4	52	60	46	0	0	1	5	2	4	0	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	4	84	98	76	0	0	1	7	3	7	0	0
TOTAL			50	901	817	734	79	68	3	81	24	43	5	7

Fuente: Área de operaciones de la mina en estudio.

ANEXO N° 15. Resumen actividad no valorizada, que representa pérdida económica en sostenimiento para la contrata minera en rotura de tajos solo con Emulnor.

VETA	NIVEL	LABOR	CANTIDAD SIN VALORIZACIÓN							IMPORTE							TOTAL	VALORIZACIÓN SIN DESCUENTO	
			ROTURA (m ³)	ESCALERAS 3m X 9 Peld. (Und)	PUNTAL con Jackpot (Und)	TABLA 2"X8"3 m (Und)	TABLA Usd 2"X8"3 m (Und)	TABLA 2"X8" 2.4 m (Und)	TABLA Usd 2"X8"2.4 m	ROTURA (m ³)	ESCALERAS 3m X 9 Peld. (Und)	PUNTAL con Jackpot (Und)	TABLA 2"X8"3 m (Und)	TABLA Usd 2"X8"3 m (Und)	TABLA 2"X8" 2.4 m (Und)	TABLA Usd 2"X8"2.4 m (Und)			
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	12.92	0	9	1	0	5	5	S/ 3,863.93	S/ 0.00	S/ 2,275.20	S/ 81.32	S/ 0.00	S/ 324.00	S/ 198.50	S/ 6,742.95	S/ 887,848.85	
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	7.56	1	5	3	1	0	0	S/ 1,774.90	S/ 206.54	S/ 1,264.00	S/ 243.96	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 3,539.03		
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	8.16	0	4	2	0	0	0	S/ 1,913.94	S/ 0.00	S/ 1,011.20	S/ 162.64	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 3,087.78		
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	17.85	0	5	1	1	0	0	S/ 5,338.97	S/ 0.00	S/ 1,264.00	S/ 81.32	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 6,733.92		
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	23.36	0	11	4	12	0	0	S/ 5,481.94	S/ 0.00	S/ 2,780.80	S/ 325.28	S/ 595.56	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 9,183.58		
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	11.26	0	7	0	2	0	0	S/ 2,643.13	S/ 0.00	S/ 1,769.60	S/ 0.00	S/ 99.26	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 4,511.99		
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	7.68	0	5	0	1	0	2	S/ 1,803.38	S/ 0.00	S/ 1,264.00	S/ 0.00	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 79.40	S/ 3,196.41		
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	15.87	0	5	1	1	0	0	S/ 4,747.63	S/ 0.00	S/ 1,264.00	S/ 81.32	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 6,142.58		
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	15.99	0	5	1	1	0	0	S/ 4,784.62	S/ 0.00	S/ 1,264.00	S/ 81.32	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 6,179.57		
LOLA-1	2350	TJ 2100	14.11	0	8	4	5	0	0	S/ 3,312.50	S/ 0.00	S/ 2,022.40	S/ 325.28	S/ 248.15	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 5,908.33		
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	5.74	0	5	2	8	0	0	S/ 1,716.83	S/ 0.00	S/ 1,264.00	S/ 162.64	S/ 397.04	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 3,540.51		
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	9.16	1	5	2	4	0	0	S/ 2,150.80	S/ 206.54	S/ 1,264.00	S/ 162.64	S/ 198.52	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 3,982.50		
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	27.71	1	7	3	7	0	0	S/ 6,503.70	S/ 206.54	S/ 1,769.60	S/ 243.96	S/ 347.41	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 9,071.21		
TOTAL			177.38	3	81	24	43	5	7	S/ 46,036.27	S/ 619.62	S/ 20,476.80	S/ 1,951.68	S/ 2,134.09	S/ 324.00	S/ 277.90	S/ 71,820.36		

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 16. Resumen de valorizaciones por cada labor cuando la rotura de tajos es solo con Emulnor

VETA	NIVEL	LABOR	VALORIZACIÓN CTTA MINERA	VALORIZACIÓN MS
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/ 54,861.96	S/ 70,436.37
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/ 37,594.83	S/ 48,389.87
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/ 65,004.08	S/ 81,121.05
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/ 73,416.84	S/ 92,142.60
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/ 90,381.35	S/ 116,627.58
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/ 59,551.34	S/ 75,095.82
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/ 45,710.94	S/ 59,929.30
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/ 77,040.78	S/ 93,507.63
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/ 78,138.39	S/ 95,996.48
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/ 67,411.62	S/ 84,963.17
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/ 38,884.36	S/ 49,246.52
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/ 51,087.15	S/ 65,599.00
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/ 76,944.87	S/ 100,031.50
TOTAL			S/ 816,028.50	S/ 1,033,086.89

Fuente: Centro de costo de costos de la mina en estudio.

El monto S/. 816,028.50 representa el 91.9 % de la valorización neta, mientras que el 8.1% restante está constituido por descuentos de sobre rotura, pérdida por caída de puntales, tablas rotas, entre otros.

ANEXO N° 17. Resumen de costo de materiales/TM potencias ≥ 0.80 m rotura con Emulnor

VETA	NIVEL	LABOR	COSTO DE MATERIALES/TM Potencia de veta ≥ 0.80 m			
			MADERA /TM	COMBUSTIBLE/TM	EXPLOSIVO/TM	OTROS MATERIALES/TM
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/ 19.77	S/ 1.43	S/ 4.73	S/ 10.22
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/ 15.50	S/ 1.38	S/ 3.99	S/ 6.15
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/ 16.93	S/ 1.50	S/ 4.20	S/ 10.45
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/ 16.69	S/ 1.50	S/ 4.03	S/ 6.57
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/ 20.02	S/ 1.71	S/ 5.14	S/ 11.50
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/ 14.29	S/ 1.75	S/ 4.50	S/ 5.13
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/ 16.23	S/ 2.05	S/ 5.39	S/ 5.88
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/ 16.59	S/ 2.05	S/ 5.55	S/ 5.98
TOTAL			S/ 17.00	S/ 1.67	S/ 4.69	S/ 7.73

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 18. Resumen de costo de materiales/TM potencias < 0.80 m roturas con Emulnor

VETA	NIVEL	LABOR	COSTO DE MATERIALES/TM Potencia de veta < 0.80 m			
			MADERA/TM	COMBUSTIBLE/TM	EXPLOSIVO/TM	OTROS MATERIALES/TM
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/ 18.85	S/ 1.10	S/ 5.33	S/ 37.27
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/ 16.99	S/ 1.45	S/ 5.47	S/ 7.96
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/ 14.59	S/ 1.85	S/ 4.17	S/ 5.99
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/ 15.36	S/ 1.73	S/ 4.22	S/ 7.06
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/ 25.89	S/ 1.77	S/ 2.97	S/ 8.46
TOTAL			S/ 18.34	S/ 1.58	S/ 4.43	S/ 13.35

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 19. Cantidad de pernos helicoidales utilizados en rotura de tajos con Emulnor + Famecorte – E20.

CONSUMO DE PERNO HELICOIDAL EN ROTURAS CON EMULNOR + FAMECORTE - E20				
VETA	NIVEL	LABOR	P HELIC. 4'x19 mm	P HELIC. 5'x19 mm
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	63	0
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	18	0
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	11	0
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	10	0
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	94	0
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	28	0
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	5	0
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	0	0
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	10	0
LOLA-1	2350	TJ 2100	12	0
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	14	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	0	0
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	6	0
TOTAL			271	0

Fuente: Área de operaciones de la mina en estudio.

ANEXO N° 20. Consumo de madera, cantidad valorizada y madera con daños sin valorizar producto de la rotura solo con explosivo Emulnor

+ Famecorte - E20.

CONSUMO DE MADERA			MADERA COLOCADA/VALORIZADA					MADERA CON DAÑOS/SIN VALORIZACIÓN						
VETA	NIVEL	LABOR	ESCALERAS 3m x 9 Peldaños	PUNTAL con Jackpot	TABLA 2"X8"3 m	TABLA (Usd) 2"X8"3 m	TABLA 2"X8" 2.4 m	TABLA (Usd) 2"X8"2.4 m	ESCALERAS 3m x 9 Peldaños	PUNTAL con Jackpot	TABLA 2"X8"3 m	TABLA (Usd) 2"X8"3 m	TABLA 2"X8" 2.4 m	TABLA (Usd) 2"X8"2.4 m
Lola-1	2470	TJ 2370-1	2	70	6	15	33	30	0	2	1	0	2	2
Lola-1	2400	TJ 2360-2	5	77	53	28	0	0	0	3	1	1	0	0
Lola-1	2400	TJ 2340-1	4	84	46	76	0	0	0	3	0	2	0	0
Lola-1	2400	TJ 2390-1	2	66	19	50	0	0	0	2	0	2	0	0
Lola-1	2400	TJ 2470-2	3	108	21	182	0	0	1	3	0	4	0	0
Lola-1	2400	TJ 2470-1	2	88	24	108	0	0	0	1	0	3	0	0
Lola-1	2350	TJ 2050-1	1	40	2	51	0	0	0	0	0	1	0	0
Lola-1	2350	TJ 2260-2	2	62	2	81	0	0	0	1	1	3	0	0
Lola-1	2350	TJ 2075-1	2	94	15	92	0	0	0	2	1	4	0	0
Lola-1	2350	TJ 2100	2	68	0	98	0	0	0	2	1	2	0	0
Lola-1	2350	TJ 2140-1	2	72	12	71	0	0	1	2	1	1	0	0
Lola-1	2300	TJ 2150-1	2	84	28	90	0	0	1	2	1	2	0	0
Lola-1	2300	TJ 2150-2	2	62	7	90	0	0	0	0	1	3	0	0
TOTAL			31	975	235	1032	33	30	3	23	8	28	2	2

Fuente: Área de operaciones de la mina en estudio.

ANEXO N° 21. Resumen actividad no valorizada, que representa pérdida económica en sostenimiento para la contrata minera en rotura de tajos con Emulnor + Famecorte - E20.

VETA	NIVEL	LABOR	CANTIDAD SIN VALORIZACIÓN							IMPORTE							TOTAL	VALORIZACIÓN SIN DESCUENTO
			ROTURA (m ³)	ESCALERAS 3m x 9 Peld (Und)	PUNTAL con Jackspot (Und)	TABLA 2"x8"3 m (Und)	TABLA Usd 2"x8"3 m (Und)	TABLA 2"x8" 2,4 m (Und)	TABLA Usd 2"x8"2,4 m (Und)	ROTURA (m ³)	ESCALERAS 3m x 9 Peld. (Und)	PUNTAL con Jackspot (Und)	TABLA 2"x8"3 m (Und)	TABLA Usd 2"x8"3 m (Und)	TABLA 2"x8" 2,4 m (Und)	TABLA Usd 2"x8"2,4 m (Und)		
Lola-1	2470	TJ 2370-1	1.11	0	2	1	0	2	2	S/ 331.03	S/ 0.00	S/ 505.60	S/ 81.32	S/ 0.00	S/ 129.60	S/ 79.40	S/ 1,126.95	S/ 991,721.32
Lola-1	2400	TJ 2360-2	0.00	0	3	1	1	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 758.40	S/ 81.32	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 889.35	
Lola-1	2400	TJ 2340-1	8.17	0	3	0	2	0	0	S/ 2,444.61	S/ 0.00	S/ 758.40	S/ 0.00	S/ 99.26	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 3,302.27	
Lola-1	2400	TJ 2390-1	0.00	0	2	0	2	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 505.60	S/ 0.00	S/ 99.26	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 604.86	
Lola-1	2400	TJ 2470-2	0.00	1	3	0	4	0	0	S/ 0.00	S/ 206.54	S/ 758.40	S/ 0.00	S/ 198.52	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 1,163.46	
Lola-1	2400	TJ 2470-1	0.00	0	1	0	3	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 252.80	S/ 0.00	S/ 148.89	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 401.69	
Lola-1	2350	TJ 2050-1	3.14	0	0	0	1	0	0	S/ 940.53	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 990.16	
Lola-1	2350	TJ 2260-2	0.00	0	1	1	3	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 252.80	S/ 81.32	S/ 148.89	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 483.01	
Lola-1	2350	TJ 2075-1	0.00	0	2	1	4	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 505.60	S/ 81.32	S/ 198.52	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 785.44	
Lola-1	2350	TJ 2100	0.00	0	2	1	2	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 505.60	S/ 81.32	S/ 99.26	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 686.18	
Lola-1	2350	TJ 2140-1	3.26	1	2	1	1	0	0	S/ 975.02	S/ 206.54	S/ 505.60	S/ 81.32	S/ 49.63	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 1,818.11	
Lola-1	2300	TJ 2150-1	4.09	1	2	1	2	0	0	S/ 1,223.48	S/ 206.54	S/ 505.60	S/ 81.32	S/ 99.26	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 2,116.20	
Lola-1	2300	TJ 2150-2	0.00	0	0	1	3	0	0	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 81.32	S/ 148.89	S/ 0.00	S/ 0.00	S/ 230.21	
TOTAL			19.77	3	23	8	28	2	2	S/ 5,914.67	S/ 619.62	S/ 5,814.40	S/ 650.56	S/ 1,389.64	S/ 129.60	S/ 79.40	S/ 14,597.89	

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 22. Resumen de valorizaciones por cada labor cuando la rotura de tajos es con Emulnor + Famecorte - E20

VETA	NIVEL	LABOR	VALORIZACIÓN CTTA MINERA	VALORIZACIÓN MS
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/ 66,194.74	S/ 79,700.20
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/ 79,858.45	S/ 96,231.38
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/ 89,612.96	S/ 104,681.45
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/ 67,677.12	S/ 79,008.28
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/ 109,037.17	S/ 132,760.65
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/ 79,035.27	S/ 94,827.54
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/ 36,095.07	S/ 40,812.25
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/ 77,624.79	S/ 87,775.84
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/ 79,047.88	S/ 95,278.60
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/ 70,114.48	S/ 81,688.70
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/ 66,860.09	S/ 77,116.02
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/ 98,308.22	S/ 113,457.67
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/ 57,657.18	S/ 67,635.47
TOTAL			S/ 977,123.43	S/ 1,150,974.05

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

El monto S/. 977,123.43 representa el 98.53% de la valorización neta, y el 1.47% restante está constituido por descuentos de sobre rotura, pérdida por caída de puntales, tablas rotas, entre otros.

ANEXO N° 23. Resumen de los costos de materiales/TM en vetas con potencias ≥ 0.80 m empleado Emulnor + Famecorte - E20.

VETA	NIVEL	LABOR	COSTO DE MATERIALES/TM Potencia de veta ≥ 0.80 m			
			MADERA/TM	COMBUSTIBLE/TM	EXPLOSIVO/TM	OTROS MATERIALES/TM
LOLA-1	2400	TJ 2470-2	S/ 7.79	S/ 1.50	S/ 5.74	S/ 6.98
LOLA-1	2400	TJ 2470-1	S/ 8.99	S/ 1.50	S/ 4.57	S/ 6.04
LOLA-1	2350	TJ 2075-1	S/ 5.69	S/ 1.73	S/ 6.63	S/ 6.14
LOLA-1	2300	TJ 2150-2	S/ 4.89	S/ 2.05	S/ 5.32	S/ 5.62
TOTAL			S/ 6.84	S/ 1.70	S/ 5.56	S/ 6.19

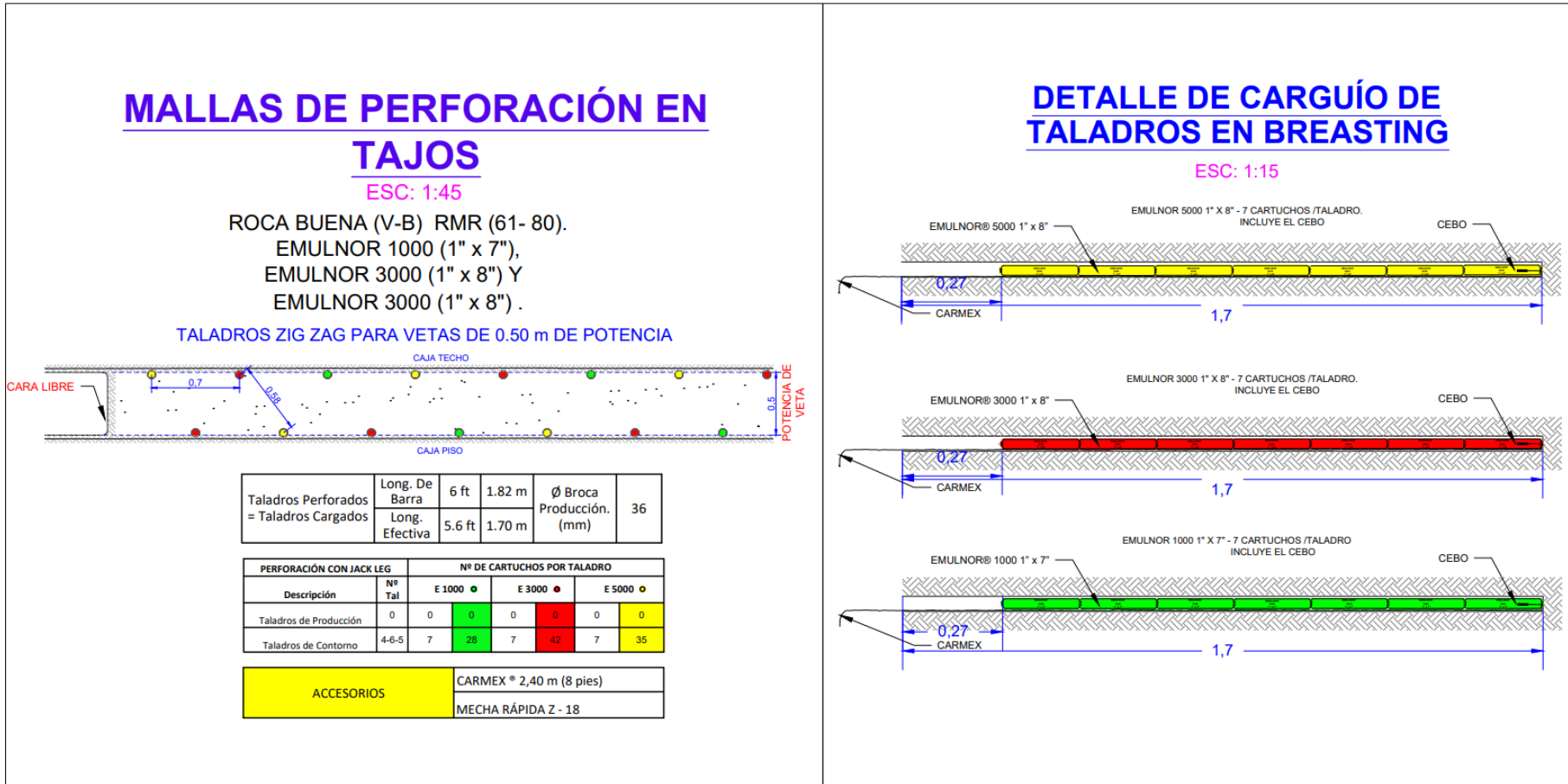
Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 24. Resumen de los costos de materiales/TM en vetas con potencias < 0.80 m empleado Emulnor + Famecorte - E20.

VETA	NIVEL	LABOR	COSTO DE MATERIALES/TM Potencia de veta < 0.80 m			
			MADERA/TM	COMBUSTIBLE/TM	EXPLOSIVO/TM	OTROS MATERIALES/TM
LOLA-1	2470	TJ 2370-1	S/ 9.42	S/ 1.10	S/ 6.04	S/ 8.91
LOLA-1	2400	TJ 2360-2	S/ 10.13	S/ 1.43	S/ 6.18	S/ 6.18
LOLA-1	2400	TJ 2340-1	S/ 8.24	S/ 1.38	S/ 4.54	S/ 5.48
LOLA-1	2400	TJ 2390-1	S/ 6.54	S/ 1.45	S/ 5.56	S/ 5.97
LOLA-1	2350	TJ 2050-1	S/ 5.11	S/ 1.71	S/ 3.74	S/ 7.00
LOLA-1	2350	TJ 2260-2	S/ 3.41	S/ 1.85	S/ 4.52	S/ 4.66
LOLA-1	2350	TJ 2100	S/ 4.96	S/ 1.75	S/ 6.16	S/ 6.03
LOLA-1	2350	TJ 2140-1	S/ 7.04	S/ 1.77	S/ 4.31	S/ 6.98
LOLA-1	2300	TJ 2150-1	S/ 6.04	S/ 2.05	S/ 4.85	S/ 4.69
TOTAL			S/ 6.77	S/ 1.61	S/ 5.10	S/ 6.21

Fuente: Centro de costos de la mina en estudio.

ANEXO N° 25. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.5 m.



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

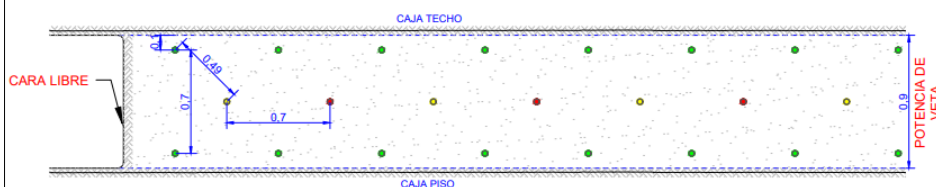
ANEXO N° 26. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.9 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS

ESC: 1:45

ROCA BUENA (V-B) RMR (61- 80).
EMULNOR 1000 (1" x 7"),
EMULNOR 3000 (1" x 8")
Y EMULNOR 5000 (1" x 8").

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.90 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

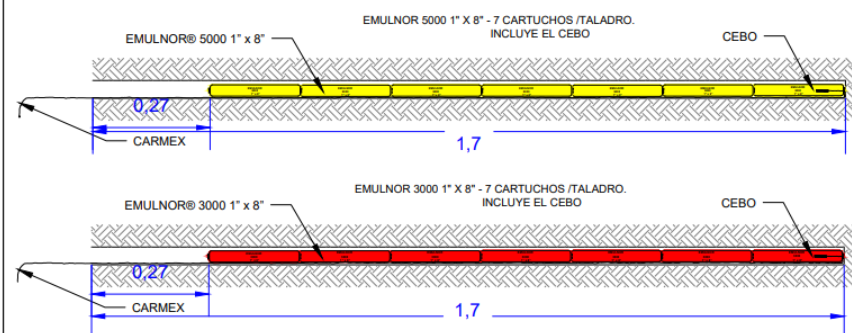
PERFORACIÓN CON JACK LEG	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO			
		E 1000	E 3000	E 5000	
Taladros de Producción	3-4	0	7	21	7
Taladros de Contorno	16	7	112	0	0

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

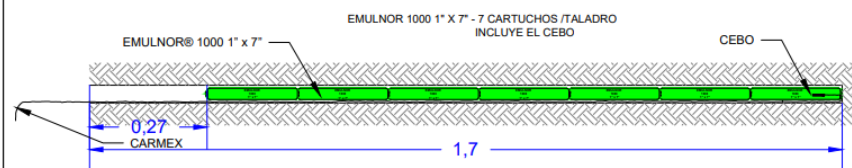
ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



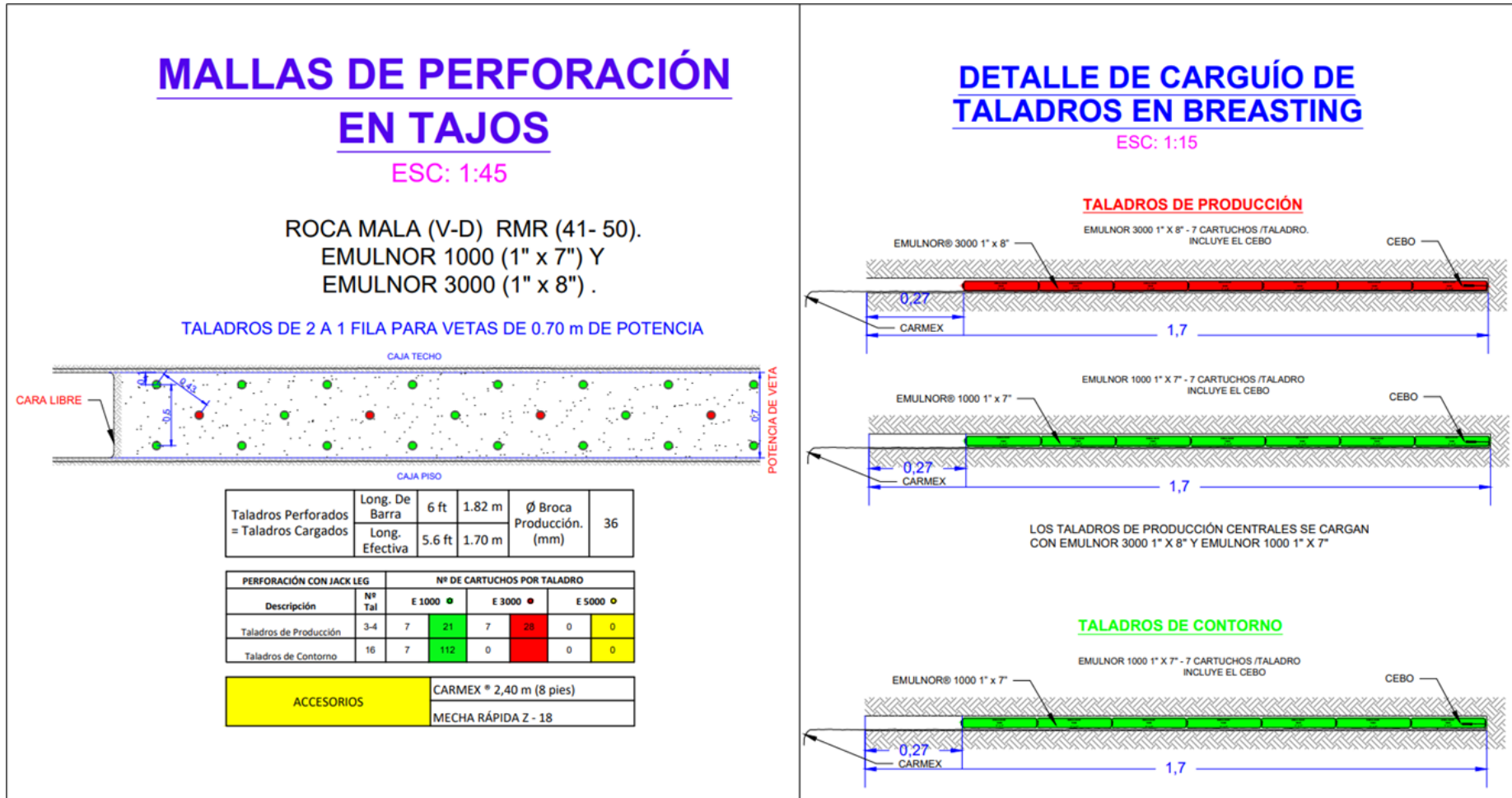
LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN SE CARGAN DE FORMA INTERCALADA CON EMULNOR 5000 1" X 8" Y EMULNOR 3000 1" X 8"

TALADROS DE CONTORNO



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

ANEXO N° 27. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.7 m.



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

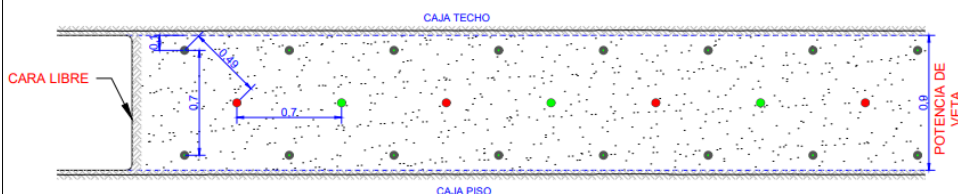
ANEXO N° 28. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.9 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS

ESC: 1:35

ROCA MALA (V-D) RMR (41- 50).
EMULNOR 1000 (1" x 7") Y
EMULNOR 3000 (1" x 8").

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.90 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

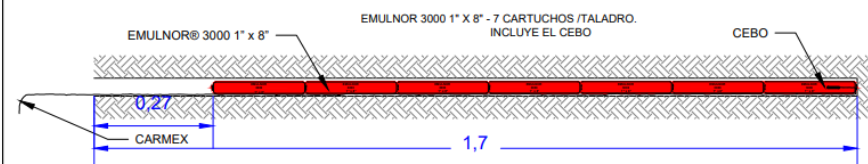
Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●			
Taladros de Producción	3-4	7	21	7	28	0	0
Taladros de Contorno	16	7	112	0	0	0	0

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

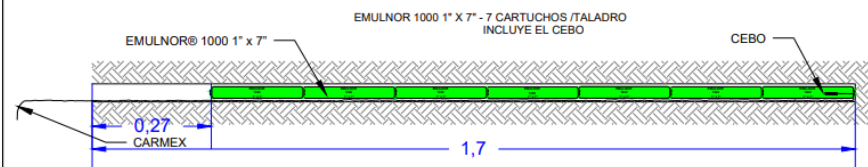
ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



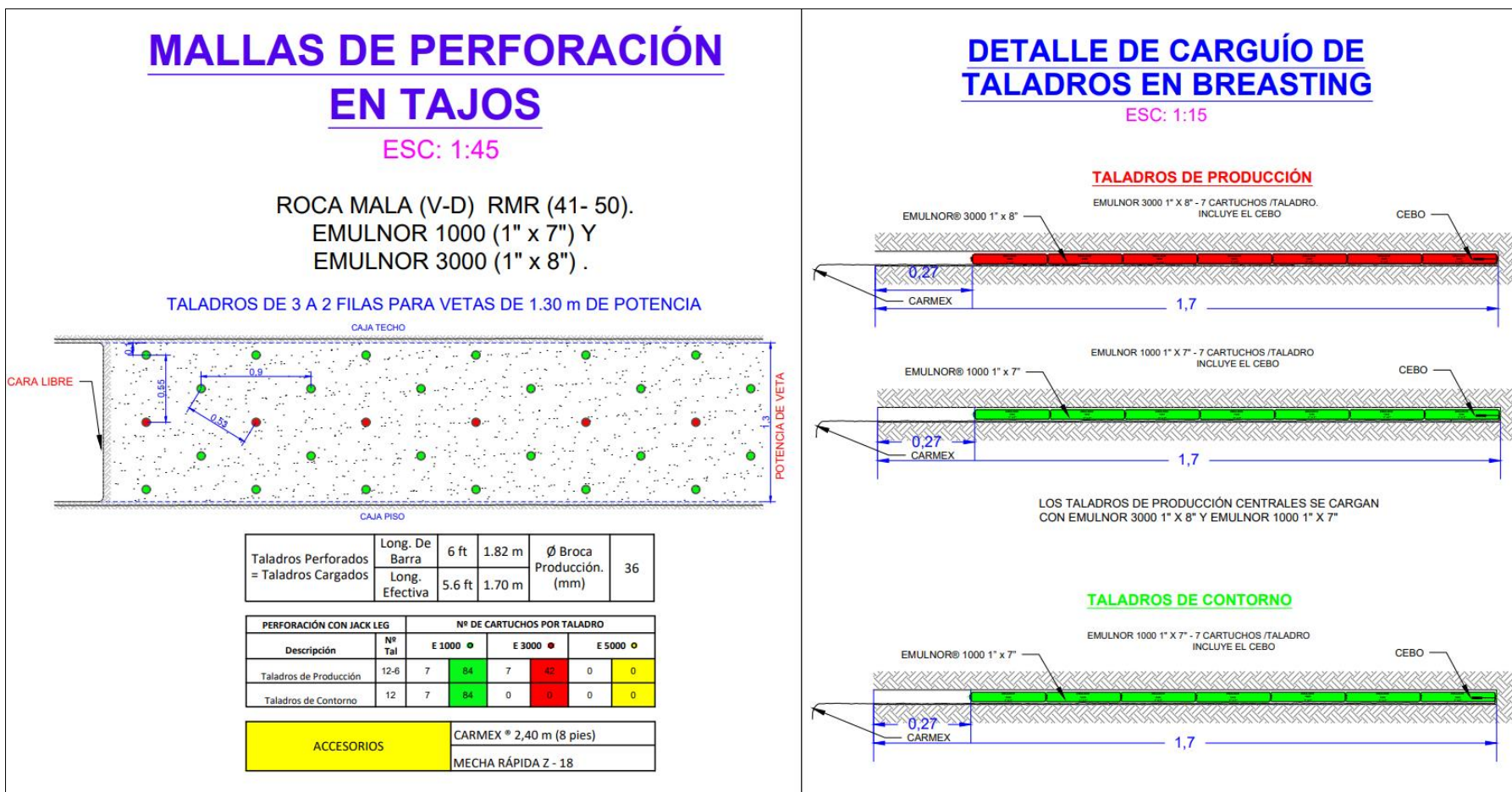
LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN CENTRALES SE CARGAN CON EMULNOR 3000 1" X 8" Y EMULNOR 1000 1" X 7"

TALADROS DE CONTORNO



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

ANEXO N° 29. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 1.30 m.



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

ANEXO N° 30. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.60 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS

ESC: 1:40

ROCA MUY MALA (V-E,F) RMR < 40.
EMULNOR 1000 (1" x 7").

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA
VETAS DE 0.60 m DE POTENCIA



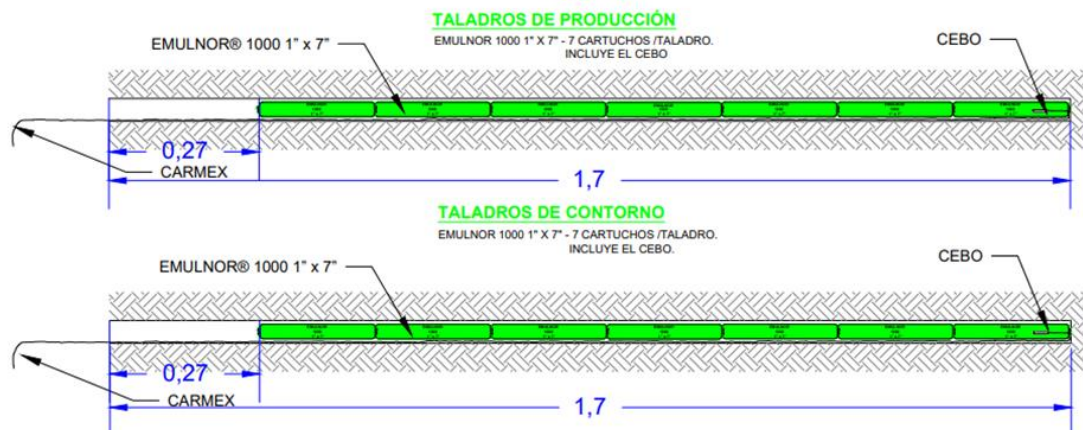
Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●			
Taladros de Producción	7	7	49	0	0	0	0
Taladros de Contorno	16	7	112	0	0	0	0

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

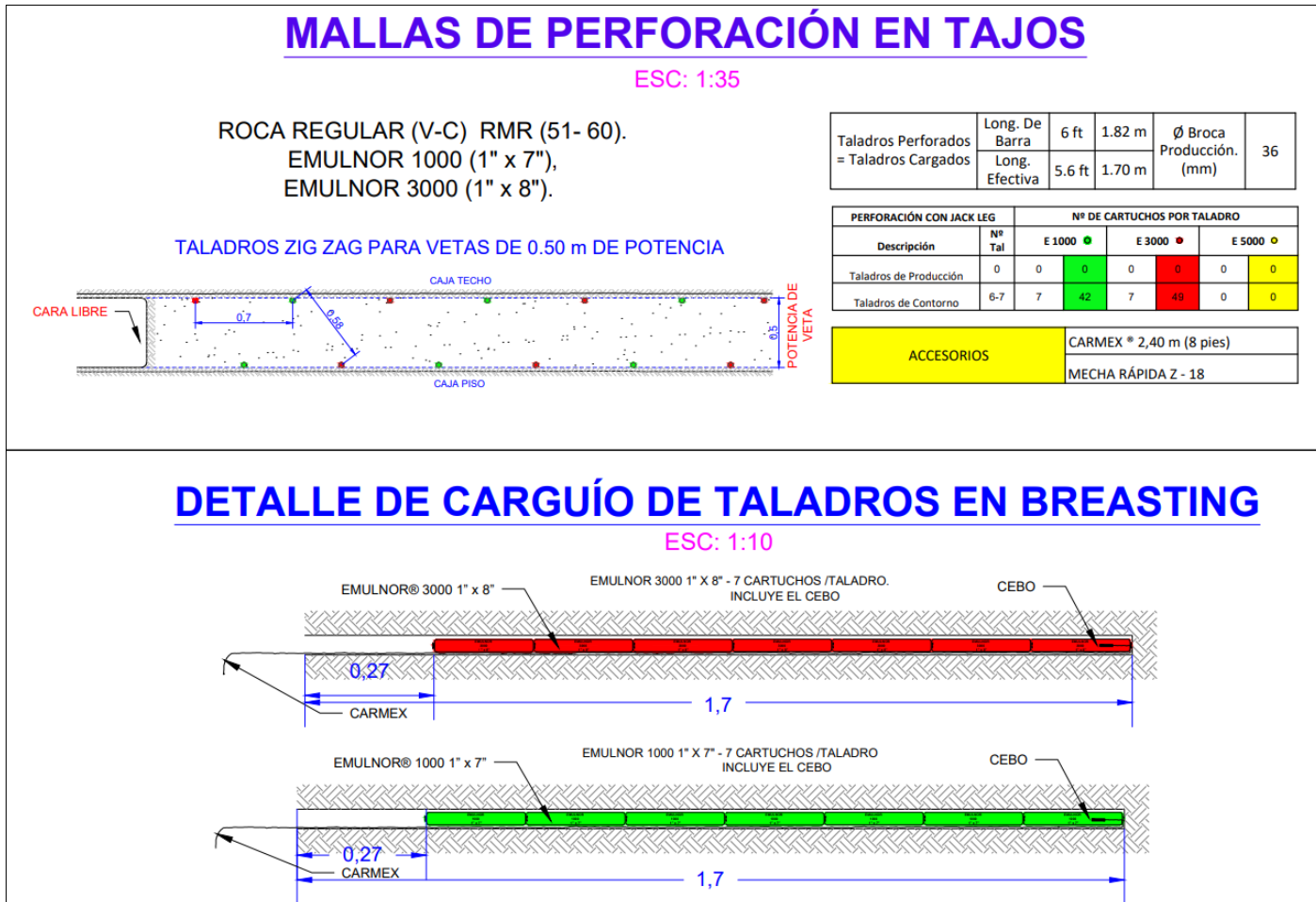
CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:10



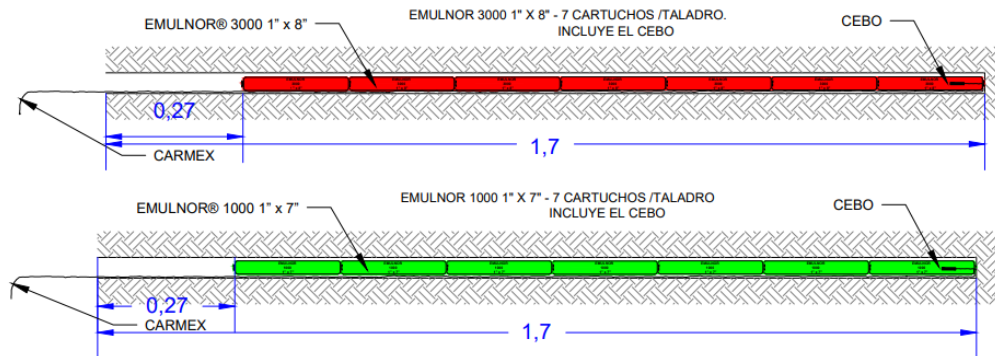
Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

ANEXO N° 31. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.50 m.



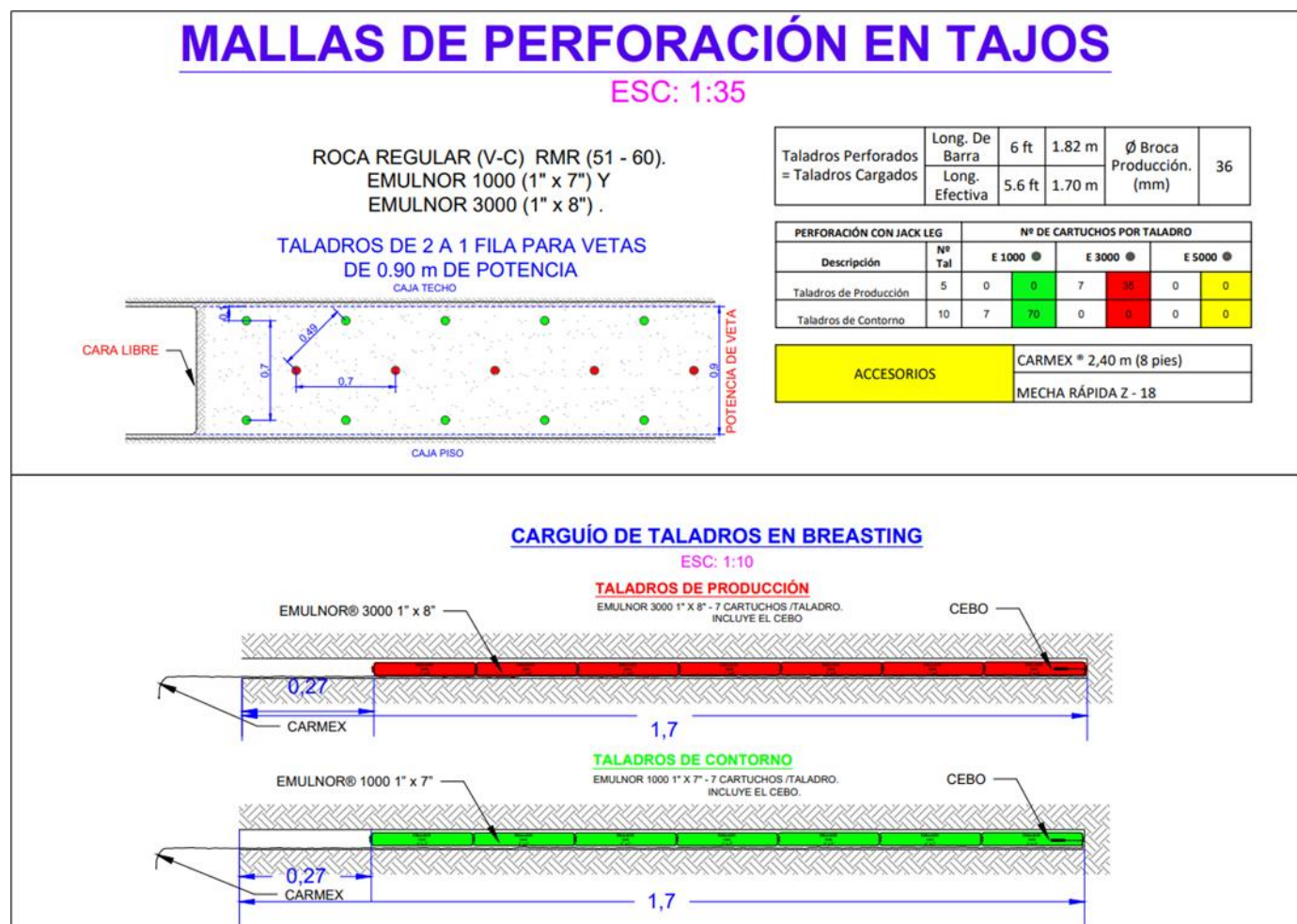
DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:10



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

ANEXO N° 32. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.50 m.



Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

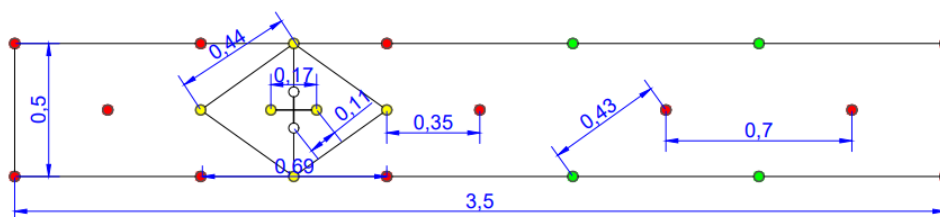
ANEXO N° 33. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.50 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS

ESC: 1:25

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.50 m.

TIPO DE ROCA BUENA (V-B), RMR (61 - 80).



ÍNDICE DE G.S.I	ÍNDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	
		SFI	CFI
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A	A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B	B
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B	B
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C	C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C	D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D	E
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D	E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F	F

SFI = SIN FACTORES INFLUYENTES CFI = CON FACTORES INFLUYENTES

DESCRIPCIÓN	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●
Taladros de arranque	2	0	0	0	5	10	
Taladros de ayuda	4	0	0	0	5	20	
Taladros de producción	4	0	5	20	0	0	
Taladros de contorno	4-8	5	20	5	40	0	0

Taladros Perforados	24	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	22	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)		22
	MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)		8

Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

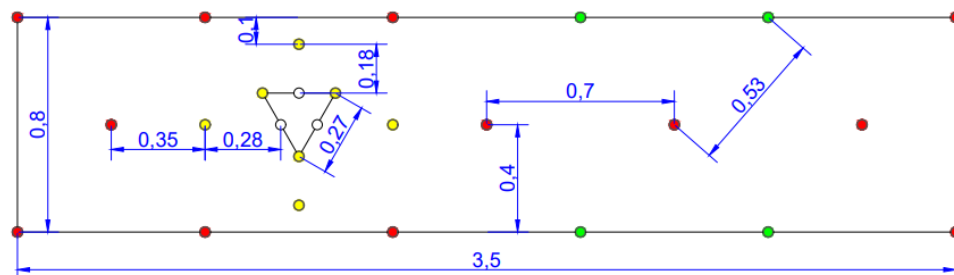
ANEXO N° 34. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.80 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS

ESC: 1:25

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.80 m.

TIPO DE ROCA BUENA (V-B), RMR (61 - 80).



ÍNDICE DE G.S.I	ÍNDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	
		SFI	CFI
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A	A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B	B
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B	B
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C	C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C	D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D	E
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D	E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F	F

SFI = SIN FACTORES INFLUYENTES CFI = CON FACTORES INFLUYENTES

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO				
DESCRIPCIÓN	N° Tal	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●		
Taladros de arranque	3	0	0	0	5	15
Taladros de ayuda	4	0	0	0	5	20
Taladros de producción	4	0	5	20	0	0
Taladros de contorno	4-8	5	20	40	0	0

Taladros Perforados	26	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	23	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS		
	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)	23
MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	8	

Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

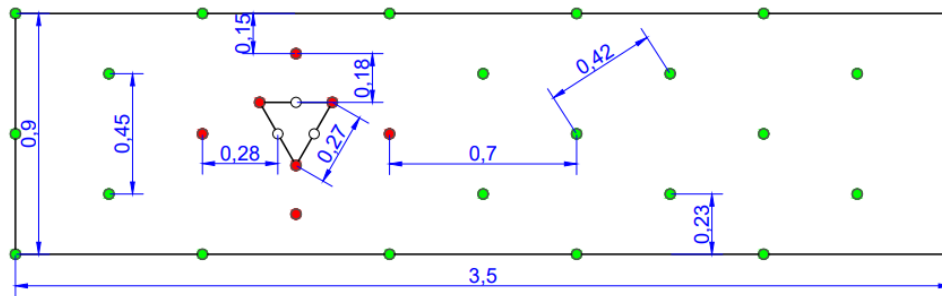
ANEXO N° 35. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.90 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS

ESC: 1:25

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.90 m.

TIPO DE ROCA MALA (V-D), RMR (41 - 50).



ÍNDICE DE G.S.I	ÍNDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	
		SFI	CFI
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A	A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B	B
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B	B
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C	C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C	D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D	E
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D	E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F	F

SFI = SIN FACTORES INFLUYENTES CFI = CON FACTORES INFLUYENTES

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO			
DESCRIPCIÓN	N° Tal	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	
Taladros de arranque	3	0	5	0	0
Taladros de ayuda	4	0	5	20	0
Taladros de producción	10	5	0	0	0
Taladros de contorno	14	5	0	0	0

Taladros Perforados	34	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	31	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS	ACCESORIOS	
	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)	31
MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	8	

Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

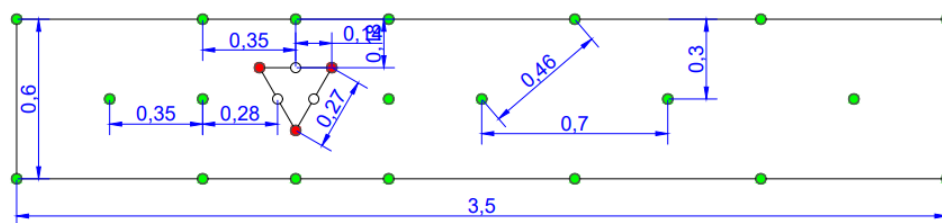
ANEXO N° 36. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor para vetas con potencias de 0.60 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS

ESC: 1:25

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.60 m.

TIPO DE ROCA MUY MALA (V-E,F), RMR < 40.



ÍNDICE DE G.S.I	ÍNDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	
		SFI	CFI
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A	A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B	B
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B	B
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C	C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C	D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D	E
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D	E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F	F

SFI = SIN FACTORES INFLUYENTES CFI = CON FACTORES INFLUYENTES

DESCRIPCIÓN	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					
		E 1000 ●		E 3000 ●		E 5000 ●	
Taladros de arranque	3	0	0	5	15	0	0
Taladros de ayuda	4	5	20	0	0	0	0
Taladros de producción	4	5	20	0	0	0	0
Taladros de contorno	12	5	60	0	0	0	0

Taladros Perforados	26	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	23	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS	ACCESORIOS	
	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)	23
MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	8	

Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

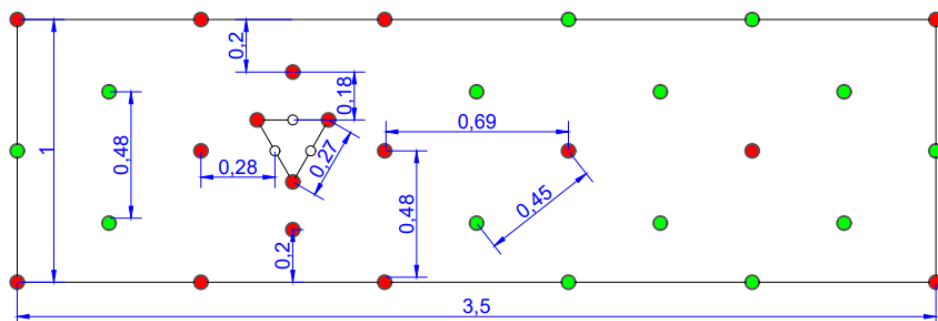
ANEXO N° 37. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor para vetas con potencias de 1.0 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS

ESC: 1:25

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 1.0 m.

TIPO DE ROCA REGULAR (V-C), RMR (51 - 60).



ÍNDICE DE G.S.I	ÍNDICE RMR	CALIDAD DE ROCA	
		SFI	CFI
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A	A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B	B
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B	B
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C	C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C	C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C	D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D	E
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D	E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E	F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F	F

SFI = SIN FACTORES INFLUYENTES CFI = CON FACTORES INFLUYENTES

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO			
DESCRIPCIÓN	N° Tal	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	
Taladros de arranque	3	0	5	15	0
Taladros de ayuda	4	0	5	20	0
Taladros de producción	8-2	5	5	10	0
Taladros de contorno	6-8	5	5	40	0

Taladros Perforados	34	Long. De Barreno	4 ft	1,21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	31	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS	ACCESORIOS		
	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	
	CARMEX * 2,40 m (8 pies)	31	
	MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	8	

Fuente: Área de operaciones mina en estudio.

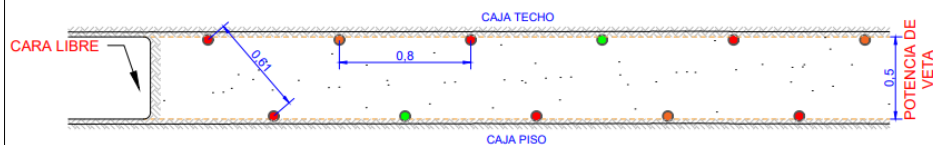
ANEXO N° 38. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.50 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:40

ROCA BUENA (V-B) RMR (61-80).

TALADROS ZIG ZAG PARA VETAS DE 0.50 m DE POTENCIA



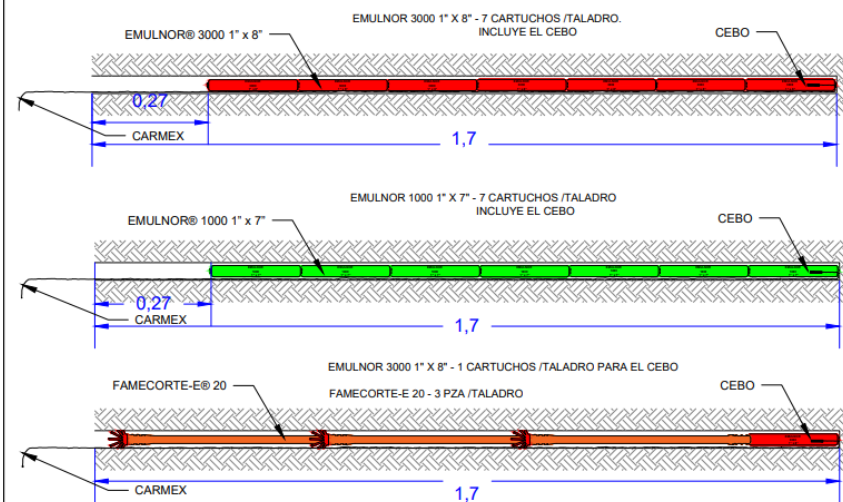
Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO						
Descripción	N° Tal	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	FAMECORTE - E ●			
Taladros de Producción	0	0	0	0	0	0	0	0
Taladros de Contorno	2-6-3	7	14	7-1	42-3	0	0	3 9

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:15



ANEXO N° 39. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.70 m.

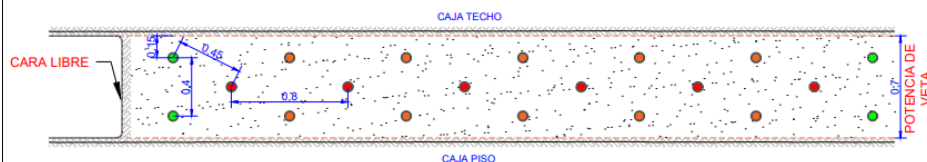
MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA BUENA (V-B) RMR (61-80).
PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN EMULNOR 3000 (1" x 8").

PARA LOS CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.70 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

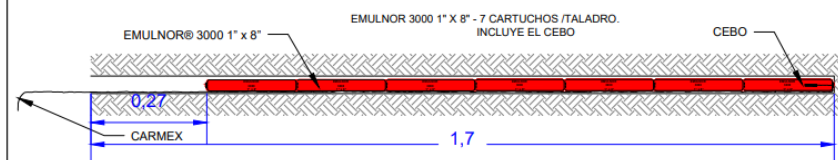
Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO					
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	FAMECORTE - E ●		
Taladros de Producción	6	0	7	42	0	0	0
Taladros de Contorno	4-10	7-1	28-10	0	0	0	3

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

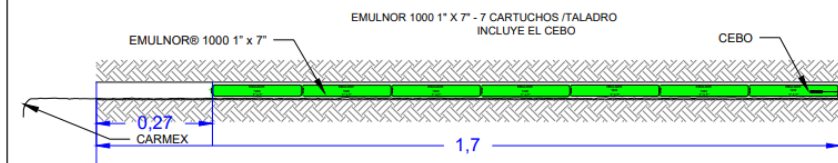
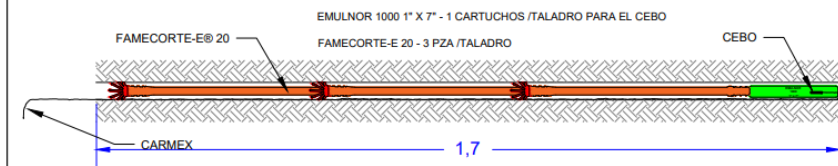
DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



TALADROS DE CONTORNO



LA PRIMERA Y ÚLTIMA FILA DE LOS TALADROS DE CONTORNO SE CARGAN CON EMULNOR 1000 1" X 7"

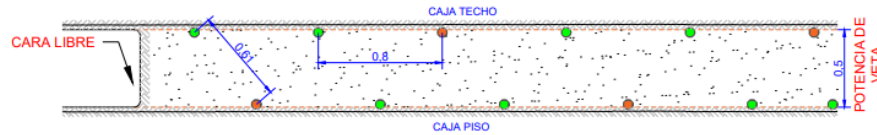
ANEXO N° 40. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.50 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:35

ROCA MALA (V-D) RMR (41-50).
EMULNOR 1000 (1" x 7") Y FAMECORTE-E 20.

TALADROS ZIG ZAG PARA VETAS DE 0.50 m DE POTENCIA



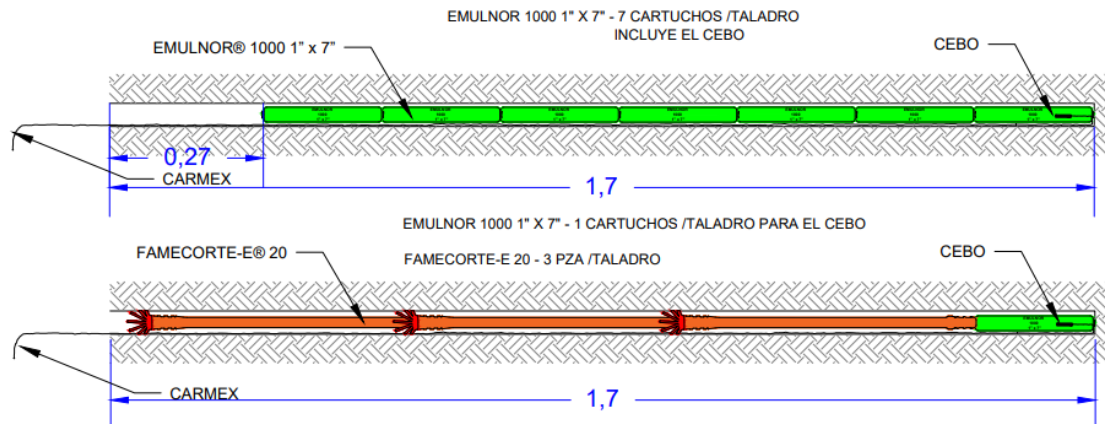
Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO				
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	FAMECORTE - E ●	
Taladros de Producción	0	0	0	0	0	
Taladros de Contorno	8-4	7-1	56-4	0	0	3

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:10



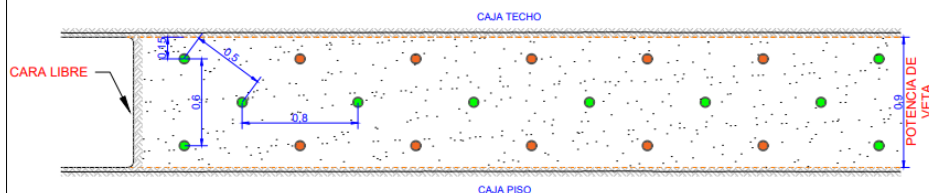
ANEXO N° 41. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.90 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA MALA (V-D) RMR (41-50).
PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN EMULNOR 1000 (1" x 7").
PARA LOS CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.90 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

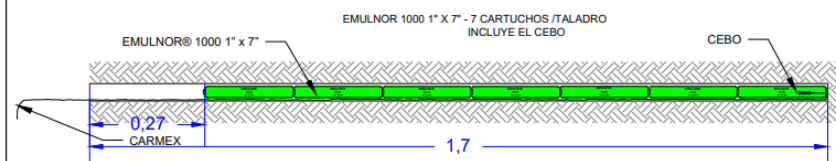
PERFORACIÓN CON JACK LEG	N° Tal	N° DE CARTUCHOS POR TALADRO						
		E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE - E 20			
Taladros de Producción	6	7	42	0	0	0	0	0
Taladros de Contorno	10-4	1-7	10-28	0	0	0	0	3

ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

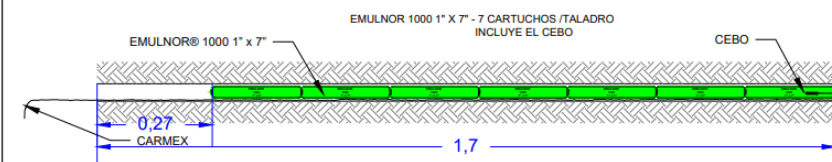
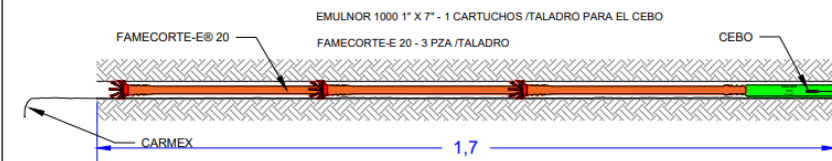
DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



TALADROS DE CONTORNO



LA PRIMERA Y ÚLTIMA FILA DE LOS TALADROS DE CONTORNO SE CARGAN CON EMULNOR 1000 1" X 7"

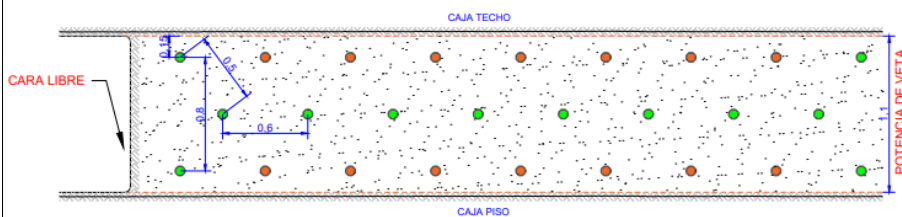
ANEXO N° 42. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 1.10 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA MALA (V-D) RMR (41-50).
PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN EMULNOR 1000 (1" x 7").
PARA LOS CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 1.10 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

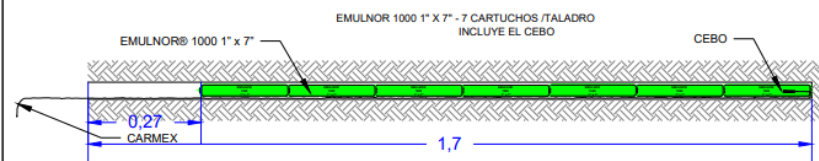
PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO					
Descripción	N° Tal	E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE - E		
Taladros de Producción	8	7	56	0	0	0	0
Taladros de Contorno	14-4	1-7	14-28	0	0	0	42

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

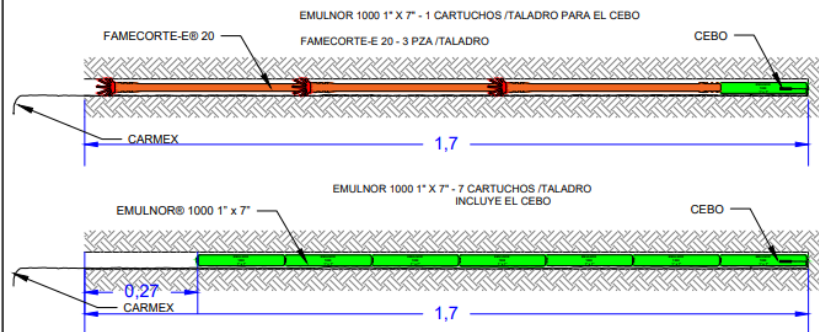
DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



TALADROS DE CONTORNO



LA PRIMERA Y ÚLTIMA FILA DE LOS TALADROS DE CONTORNO SE CARGAN CON EMULNOR 1000 1" X 7"

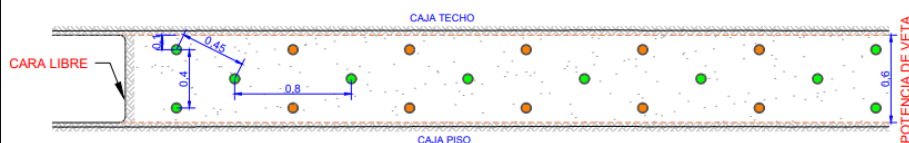
ANEXO N° 43. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.6 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA MUY MALA (V-E,F) RMR < 40.
EMULNOR 1000 (1" x 7") Y PARA LOS
CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA
VETAS DE 0.60 m DE POTENCIA



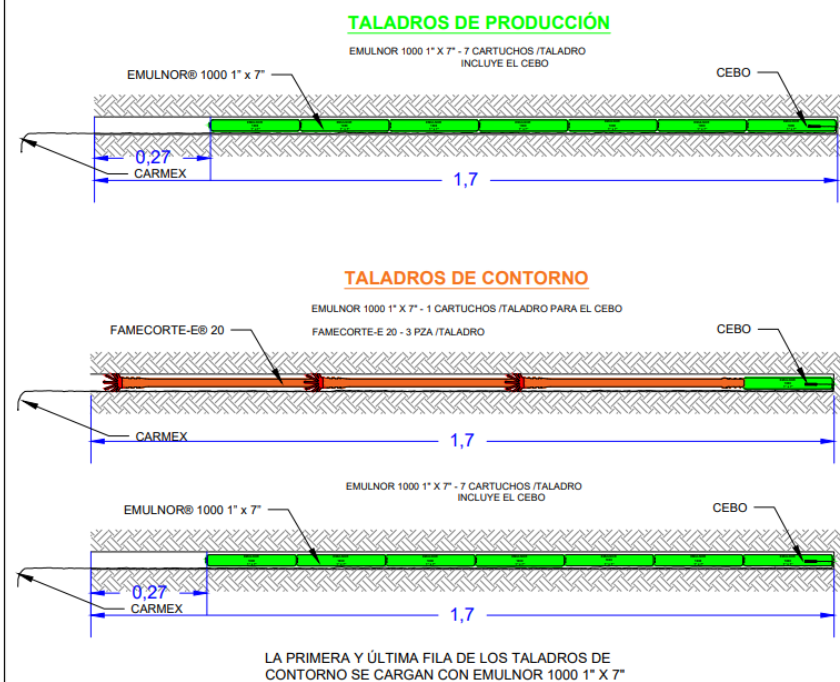
Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

Descripción	N° Tal	N° DE CARTUCHOS POR TALADRO						
		E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE - E			
Taladros de Producción	6	7	42	0	0	0	0	0
Taladros de Contorno	10-4	1-7	10-28	0	0	0	3	30

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:15



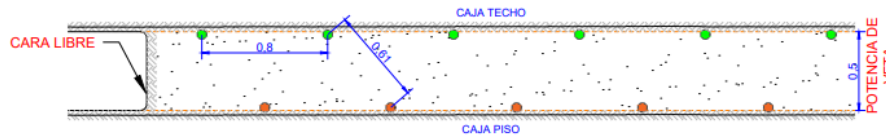
ANEXO N° 44. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.5 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:35

ROCA REGULAR (V-C) RMR (51-60).
EMULNOR 1000 (1" x 7") Y FAMECORTE-E 20.

TALADROS ZIG ZAG PARA VETAS DE 0.50 m DE POTENCIA



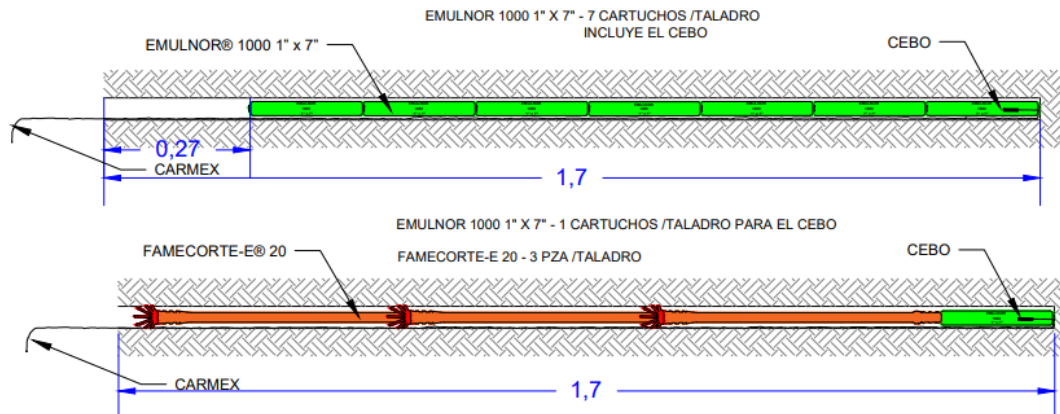
Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5,6 ft	1.70 m		

Descripción	N° Tal	N° DE CARTUCHOS POR TALADRO			
		E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	FAMECORTE - E ●
Taladros de Producción	0	0	0	0	0
Taladros de Contorno	6-5	7-1	42-5	0	3

ACCESORIOS	CARMEX ® 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

ESC: 1:10



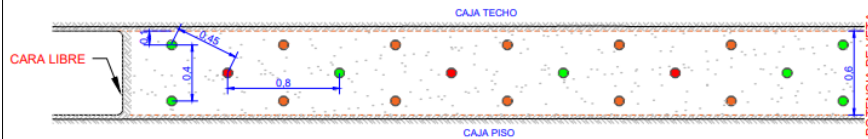
ANEXO N° 45. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.5 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA REGULAR (V-C) RMR (51-60).
PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN EMULNOR
1000 (1" x 7") Y 3000 (1" x 8").
PARA LOS CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.60 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

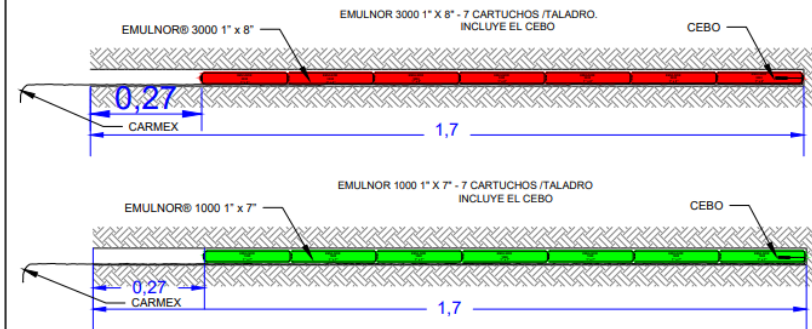
PERFORACIÓN CON JACK LEG	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO							
		E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE - E				
Taladros de Producción	3-3	7	21	7	21	0	0	0	0
Taladros de Contorno	10-4	1-7	10-28	0	0	0	0	3	30

ACCESORIOS	CARMEX # 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

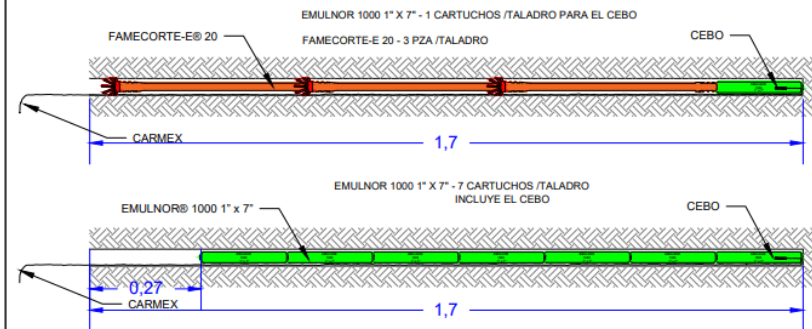
ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN SE CARGAN DE
FORMA INTERCALADA CON EMULNOR 1000 1" X 7" Y
EMULNOR 3000 1" X 8"

TALADROS DE CONTORNO



LA PRIMERA Y ÚLTIMA FILA DE LOS TALADROS DE
CONTORNO SE CARGAN CON EMULNOR 1000 1" X 7"

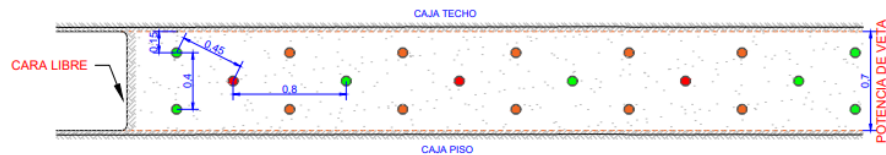
ANEXO N° 46. Malla de perforación en breasting aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.7 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

ESC: 1:45

ROCA REGULAR (V-C) RMR (51-60).
PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN EMULNOR
1000 (1" x 7") Y 3000 (1" x 8").
PARA LOS CONTORNOS FAMECORTE-E 20.

TALADROS DE 2 A 1 FILA PARA VETAS DE 0.70 m DE POTENCIA



Taladros Perforados = Taladros Cargados	Long. De Barra	6 ft	1.82 m	Ø Broca Producción. (mm)	36
	Long. Efectiva	5.6 ft	1.70 m		

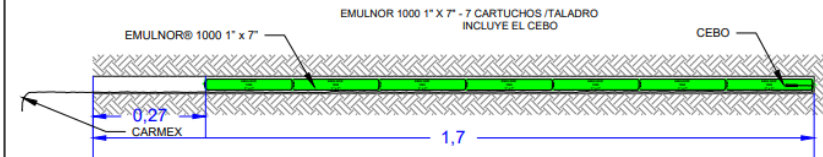
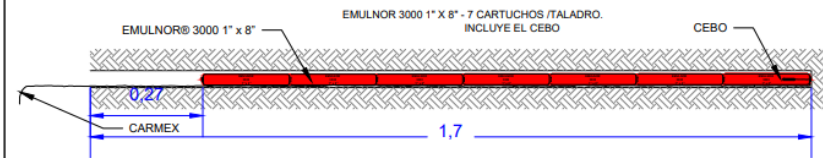
PERFORACIÓN CON JACK LEG	N° Tal	N° DE CARTUCHOS POR TALADRO			
		E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE - E
Taladros de Producción	3-3	7	21	0	0
Taladros de Contorno	10-4	10	0	0	3

ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)
	MECHA RÁPIDA Z - 18

DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS EN BREASTING

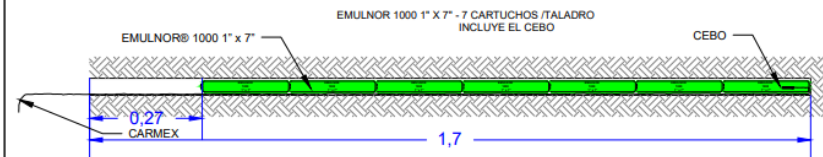
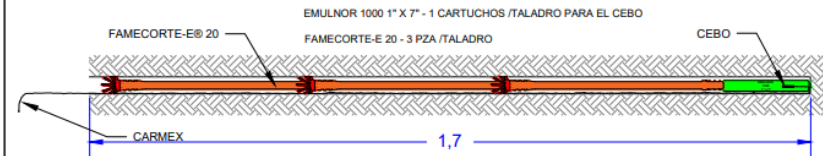
ESC: 1:15

TALADROS DE PRODUCCIÓN



LOS TALADROS DE PRODUCCIÓN SE CARGAN DE FORMA INTERCALADA CON EMULNOR 1000 1" X 7" Y EMULNOR 3000 1" X 8"

TALADROS DE CONTORNO



LA PRIMERA Y ÚLTIMA FILA DE LOS TALADROS DE CONTORNO SE CARGAN CON EMULNOR 1000 1" X 7"

ANEXO N° 47. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.5 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

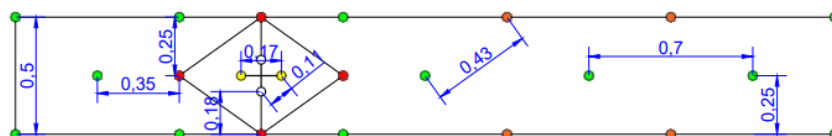
ESC: 1:25

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO							
Descripción	N° Tal	E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE-E				
Taladros de arranque	2	0	0	0	5	10	0	0	
Taladros de ayuda	4	0	5	20	0	0	0	0	
Taladros de producción	4	5	20	0	0	0	0	0	
Taladros de contorno	8-4	5-3	40-12	0	0	0	1	4	

Taladros Perforados	24	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	22	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

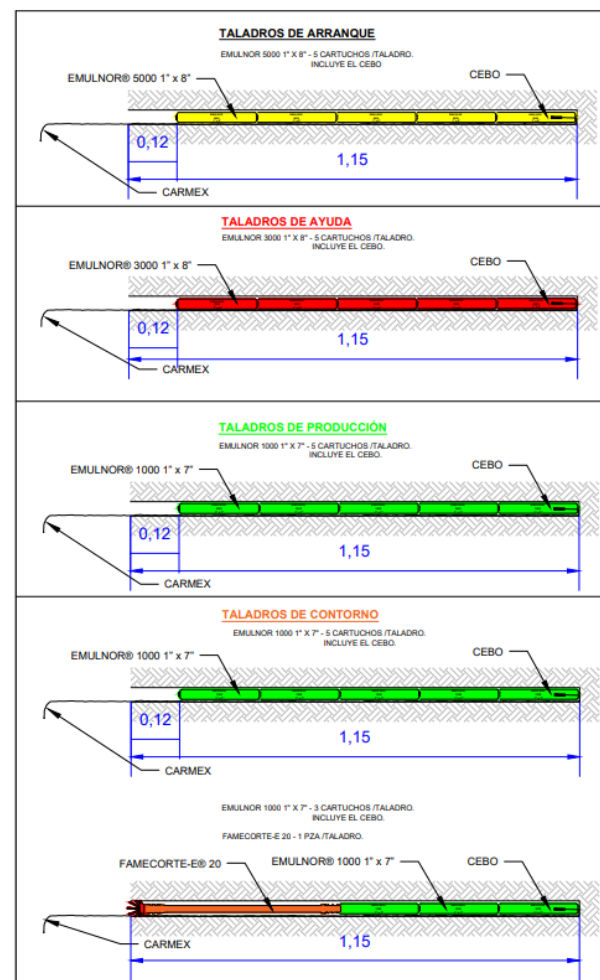
ACCESORIOS	CARMEX® 2,40 m (8 pies)		22
	MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)		8

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.50 m. TIPO DE ROCA BUENA (V-B), RMR (61- 80).



DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS

ESC: 1:15



ANEXO N° 48. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.9 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

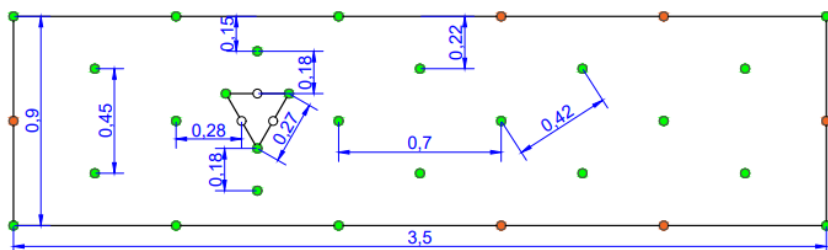
ESC: 1:25

PERFORACIÓN CON JACK LEG		Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO						
Descripción	Nº Tal	E 1000 ●	E 3000 ●	E 5000 ●	FAMECORTE-E ●			
Taladros de arranque	3	5	15	0	0	0	0	0
Taladros de ayuda	4	5	20	0	0	0	0	0
Taladros de producción	10	5	50	0	0	0	0	0
Taladros de contorno	8-6	5-3	40-18	0	0	0	1	6

Taladros Perforados	34	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	31	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

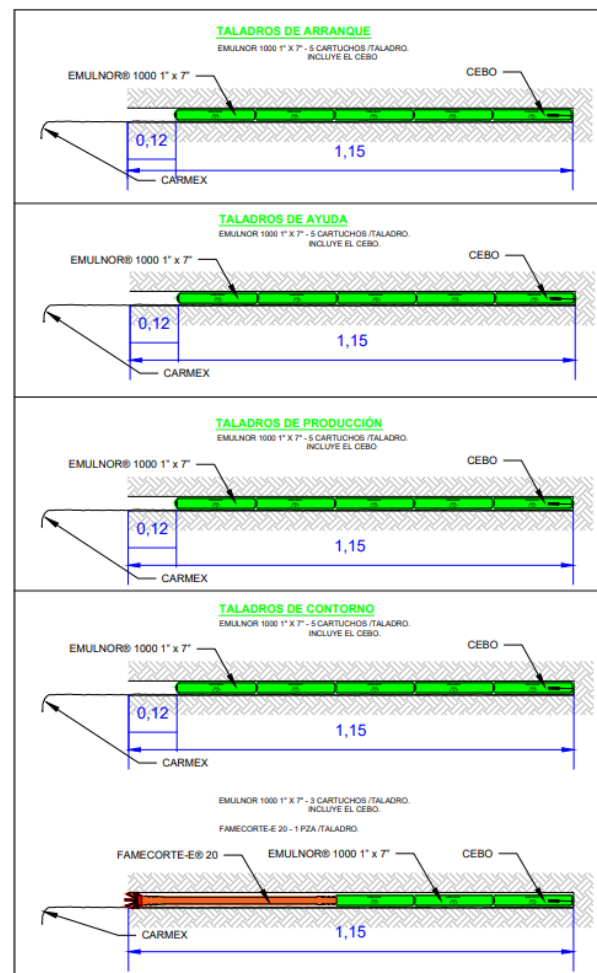
ACCESORIOS			
		CARMEX ® 2,40 m (8 pies)	
	MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	8	

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.90 m. TIPO DE ROCA MALA (V-D), RMR (41- 50).



DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS

ESC: 1:15



ANEXO N° 49. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.6 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

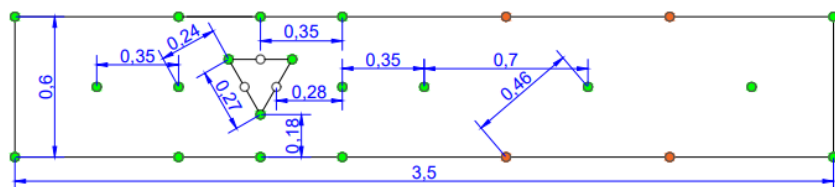
ESC: 1:25

DESCRIPCIÓN CON JACK LEG	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO							
		E 1000 ○	E 3000 ●	E 5000 ○	FAMECORTE-E ○				
Taladros de arranque	3	5	15	0	0	0	0	0	0
Taladros de ayuda	4	5	20	0	0	0	0	0	0
Taladros de producción	4	5	20	0	0	0	0	0	0
Taladros de contorno	8-4	5-3	40-12	0	0	0	0	1	4

Taladros Perforados	26	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	23	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

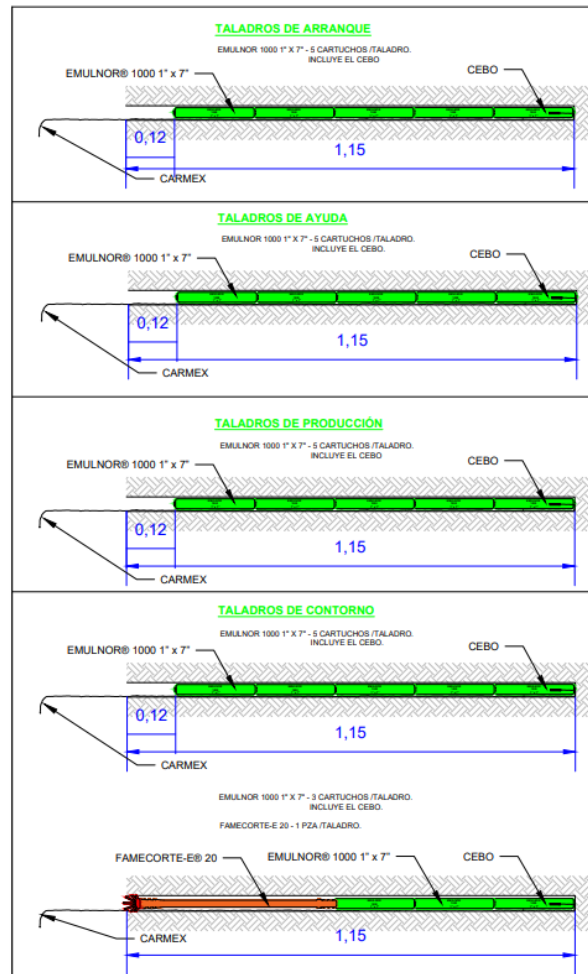
ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)		23
		MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.60 m. TIPO DE ROCA MUY MALA (V-E,F), RMR < 40.



DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS

ESC: 1:15



ANEXO N° 50. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.6 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

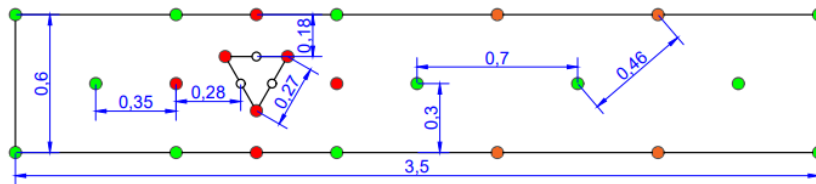
ESC: 1:25

Descripción	Nº Tal	Nº DE CARTUCHOS POR TALADRO							
		E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE-E				
Taladros de arranque	3	0	0	5	15	0	0	0	0
Taladros de ayuda	4	5	20	0	0	0	0	0	0
Taladros de producción	4	5	20	0	0	0	0	0	0
Taladros de contorno	8-4	5-3	40-12	0	0	0	0	1	4

Taladros Perforados	26	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	23	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

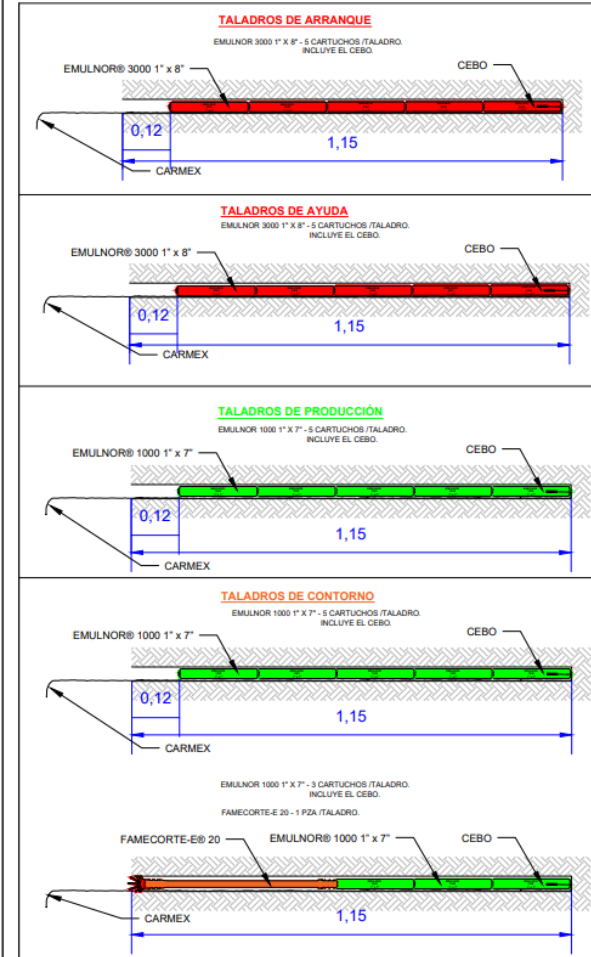
ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)		23
		MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)	

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.60 m. TIPO DE ROCA REGULAR (V-C), RMR (51- 60).



DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS

ESC: 1:15



ANEXO N° 51. Malla de perforación en rotura de cámara aplicando Emulnor + Famecorte - E20 para vetas con potencias de 0.8 m.

MALLAS DE PERFORACIÓN EN ROTURA DE CÁMARA PARA TAJOS APLICANDO FAMECORTE-E 20

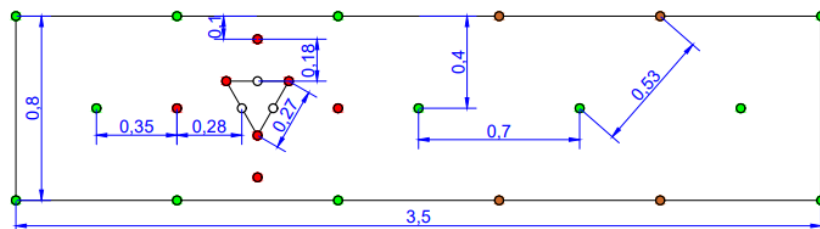
ESC: 1:25

PERFORACIÓN CON JACK LEG		N° DE CARTUCHOS POR TALADRO							
Descripción	N° Tal	E 1000	E 3000	E 5000	FAMECORTE-E				
Taladros de arranque	3	5	15	0	0	0	0	0	
Taladros de ayuda	4	0	0	5	20	0	0	0	
Taladros de producción	4	5	20	0	0	0	0	0	
Taladros de contorno	8-4	5-3	40-12	0	0	0	0	1-4	

Taladros Perforados	26	Long. De Barreno	4 ft	1.21 m	Ø Broca de perforación. (mm)	36
Taladros Cargados	23	Long. Efectiva	3.7 ft	1.15 m		

ACCESORIOS	CARMEX * 2,40 m (8 pies)		23
	MECHA RÁPIDA Z - 18 (m)		8

MALLA PARA ROTURA DE CÁMARA EN TAJOS PARA VETAS DE 0.80 m.
TIPO DE ROCA REGULAR (V-C), RMR (51- 60).



DETALLE DE CARGUÍO DE TALADROS

ESC: 1:15

