

UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA EXPLOTACIÓN
POR SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS) COMPAÑÍA MINERA
SHUNTUR S.A.C, HUARAZ”**

Presentado por:

Bach. FANY QUISPE ROCA

Ayacucho – Perú

2019

DEDICATORIA

Al apoyo incondicional de

De mi madre Yolanda Roca B. y en memoria de mi padre Rómulo Quispe H.

Y hermanos Eder, Saudit, Inder, Diamela, Alexis.

AGRADECIMIENTO

A la compañía minera Shuntur S.A.C., por permitirme realizar el trabajo de investigación para el **“OPTIMIZACION DE PERFORACION Y VOLADURA SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS), COMPAÑÍA MINERA SHUNTUR S.A.C, HUARAZ”**, así mismo agradecer al Ing. Gervasio Rodríguez Saavedra Superintendente de General, y al Ing. Víctor Dámaso Huamán León jefe de Mina y todos los empleados, Por brindarme el apoyo necesario en la investigación del tema.

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga alma mater del cual me siento orgulloso de ser egresado y a la plana docente de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, quienes supieron brindar lo mejor de ellos a favor de mi profesionalización y por haber contribuido en mi formación profesional.

RESUMEN

La Compañía Minera Shuntur S.A.C., está ubicada en la Cordillera Occidental de los Andes (Ancash), el cual concentra una gran cantidad de vetas y mantos epitermales de Cu, Ag, Zn, con cierta cantidad de minerales básicos de baja sulfuración, se caracteriza por presentar una serie de mantos.

La tesis trata en la Optimización de Perforación y Voladura en la Explotación por Sublevel Stopping (taladros largos) Compañía Minera Shuntur S.A.C, Huaraz.

La tesis se inicia con el siguiente interrogante: ¿Cómo optimizar perforación y voladura mediante la explotación sub level de la compañía minera Shuntur?, siendo nuestro objetivo principal en este presente trabajo de investigación **“OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA EXPLOTACION POR SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS) COMPAÑÍA MINERA SHUNTUR S.A.C, HUARAZ”**. Nuestra hipótesis; la optimización de perforación y voladura mediante la explotación por sub level stopping (taladros largos) mejorará los costos de producción en sus operaciones en la compañía minera shuntur S.A.C. Nuestra investigación científica, de tipo descriptivo de causa y de diseño experimental. La población de estudio está constituida directamente a los tajos Tj918 y Tj917 desde el Nv.720.

Se concluye que al aplicar el método de explotación sub level stopping (taladros largos) se mejora el costo de producción del mineral. Reducir los costos de explotación en taladros largos, optimizando la perforación y voladura, es mejorar la calidad y productividad, la innovación en todo campo son los objetivos necesarios para hacer de la Compañía Minera Shuntur S.A.C., una de las minas más competitivas y seguras.

Palabras Clave: Taladros largos, optimización, perforación y voladura, sub level stopping.

ABSTRACT

The Mining Company Shuntur S. A. C., is located in the Western Cordillera of the andes (Ancash), which concentrates a large amount of veins and mantos epithermal Ag, Cu, Ag, Zn, with a certain amount of basic minerals in low sulfidation, characterized by presenting a series of mantels.

The thesis deals with the Optimization of Drilling and Blasting in the Exploitation by Sublevel Stoping (drilling long) Mining Company Shuntur S. A. C, Huaraz.

The thesis starts with the following question: ¿How to optimize drilling and blastin through the exploitation sub-level of the mining company Shuntur?, being our main objective in this present research work “OPTIMIZATION OF DRILLING AND BLASTING IN THE EXPLOITATION BY SUB-LEVEL STOPING (DRILLING LONG) MINING COMPANY SHUNTUR S. A. C, HUARAZ”. Our hypotheses; the optimization of drilling and blasting through the exploitation by sub-level stoping (drilling long) will enhance the costs of production in its operations in the mining company shuntur S. A. C. Our scientific research, of descriptive type of cause and experimental design. The population of study is made directly to the pits Tj918 and Tj917 from the Nv.720.

It is concluded that by applying the mining method sub-level stoping (drilling long) improved the cost of production of the mineral. Reduce operating costs in drilling long, optimizing the drilling and blasting, is to improve the quality and productivity, innovation in every field are the goals needed to make the Mining Company Shuntur S. A. C., one of the mines more competitive and safer.

Key Word: long drills, optimization, drilling and blasting, Sub level stoping.

INTRODUCCIÓN

La Minera Shuntur extrae mineral exclusivamente del Zona Milagros, de cuerpos brechados con contenidos de Cu-Ag-Zn siendo el mineral principal el Cu con una ley media de 1%. Presenta 3 zonas de producción, para su análisis del yacimiento, se tomó como decisión proponer Sub Level Stopping (Taladros Largos) considerando los parámetros específicos del yacimiento como son:

Geometría del yacimiento.

Distribución de leyes.

Propiedades geomecánica del mineral y la roca encajonante.

Aspectos económicos.

Limitaciones ambientales.

Condiciones sociales.

Con estas consideraciones técnicas se demostrará la optimización de costos unitarios de los parámetros de perforación y voladura en los taladros largos optimizando los costos de explotación, así contrarrestar el efecto negativo generado por la baja de los precios de estos metales. En actualmente las minas en el Perú abren concursos públicos por obtener ideas o proyectos que permitan optimizar costos, en especial los costos operativos y en otros casos por maximizar sus recuperaciones metalúrgicas. Sin embargo, recalco que el precio de los metales es una variable que las compañías mineras no pueden manejar, es por ello que este estudio busca la optimización de las operaciones unitarias de minado por el método Sub Level, la reducción de los costos operativos de la perforación, voladura y por ende de todo el ciclo de minado para mayores márgenes de beneficio.

- **Cuerpo Gloria:** El cuerpo Gloria se encuentra actualmente en etapa de explotación presentando el cuerpo principal una dimensión promedio de 60m de ancho. x 120m. de largo x 120 m. de altura.

- Cuerpo Mery: El cuerpo Mery se encuentra actualmente en fase de exploración. Es un cuerpo secundario siendo en general bastante angosto sus dimensiones promedio son de 5m. de ancho x 80m. de largo x 60m. de alto.
- Cuerpo Mesa: Este cuerpo se encuentra actualmente en fase de desarrollo y preparación, siendo sus dimensiones medias de 40m. de ancho x 60 m. de largo x 100m. de altura.

El proceso de desarrollo de esta tesis en principio se hizo un diagnóstico de la situación actual de los cuerpos mineralizados de las operaciones unitarias de minado y su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, proseguido esto por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras de los indicadores en el método de explotación e implementación de los mismos mediante el control en sus operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa. El primer paso fue la revisión de los parámetros de control y costos del presupuesto, procedido por el monitoreo en campo de las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura y de los siguientes procesos en la explotación de taladros largos con banqueos de hasta 25 m en las distintas fases de la operación que se considera en los siguiente.

En perforación se observan una serie de deficiencias debido a las desviaciones en el paralelismo¹ (por ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control) teniéndose que el burden no se mantiene uniforme y resulta que los taladros largos en el fondo del taladro, lo que afectará al fracturamiento y al avance esperado; los espaciamientos irregulares entre taladros propician una fragmentación gruesa, la irregular longitud de los taladros influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros de alivio son de menor longitud que los de producción, la intercepción de taladros afectará a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper propiciando que se sople el disparo,

insuficiente diámetro o número de taladros de alivio esto produce que no se tenga una adecuada cara libre donde se puedan reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sople el disparo o que se produzcan tiros cortados.

En la operación de voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias, empezándose por un consumo excesivo de explosivos y una mala administración de los mismos, este problema operativo de Mina se origina por una supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, y sin haber analizado a detalle la malla de voladura que se disparará. Del mismo modo los bodegueros de los polvorines mina suministran cantidades excesivas de explosivos sin un patrón técnico de control. Reflejándose este exceso de consumo de explosivos en el indicador conocido como factor de potencia y/o factor de carga, observando en ambos casos de perforación y voladura ineficiente administración en su operatividad.

Para su mayor comprensión la investigación se ha estructurado en seis capítulos, los cuales son los siguientes:

El Capítulo i, Trata Ubicación y aspectos metodológicos, formulación del problema de investigación, y dentro de ello, el planteamiento del mismo con su respectiva formulación, seguido de la justificación y la formulación de los objetivos de investigación.

El Capítulo ii, entorno geológico con la geología regional, la geología local, la geología estructural y la geología económica mencionando la génesis, mineralogía y descripción del yacimiento, las estructuras mineralizadas y el inventario de recursos y reservas minerales

El Capítulo iii, sobre el marco teórico, donde se visualiza primero los antecedentes teóricos, luego las bases teóricas, evaluación geomecánica, clasificación del macizo rocoso.

El Capítulo iv, referido a los resultados de la investigación, características geomecánica, diseño técnico del proyecto, carguío y voladura de taladros largos, ls principales modelos

matemáticos para el cálculo del burden, los explosivos y accesorios usados, los cálculos de talaros en chimenea slot.

El Capítulo v, nos explica el diseño de malla de perforación y voladura, Optimización de estándares e perforación y voladura, key performance indicator (KPI), la evaluación del daño de macizo rocoso provocado por la voladura de rocas, las vibraciones.

El Capítulo vi, trata sobre el resumen de perforación y voladura, también el resumen después de la investigación demostrando los cuadros comparativos de los costos antes y después de la investigación, cuadro en ahorro en función del tiempo, resultado sobre la seguridad y discusión de los resultado.

Finalmente, se presentan las conclusiones, recomendaciones, las referencias bibliográficas y los respetivos anexos.

ÍNDICE

	Pag.
DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT	iv
INTRODUCCIÓN.....	v

CAPITULO I

1.1 UBICACIÓN Y ASPECTOS METODOLÓGICOS.....	1
1.1.1 Ubicación y Vías de Acceso	1
1.1.2 Vías de Acceso.....	3
Ruta y vías de acceso a la mina	3
1.1.3 Clima y Vegetación.....	3
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	3
1.2.1 Formulación del Problema.	4
1.2.1.1 Problema Principal.	4
1.2.1.2 Problema Secundario.....	4
1.3 OBJETIVO GENERAL	4
1.3.1 Objetivo Específico.....	4
1.4 IMPORTANCIA.	5
1.5 JUSTIFICACIÓN.	5
1.6 HIPOTESIS	5
1.6.1 Hipótesis General	5
1.6.2 Hipótesis específicas	6
1.7 VARIABLES.....	6
1.8 MÉTODO DE TRABAJO	6

1.8.1 Recopilación de información básica:	6
1.8.2 Trabajos de gabinete:	6
1.9 TIPO DE INVESTIGACIÓN : Aplicada	7
1.10 NIVEL DE INVESTIGACIÓN : Descriptivo – explicativo correlacional.	7
1.11 MÉTODO	7

CAPITULO II

2.1. GEOLOGÍA REGIONAL	8
2.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	10
2.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA	11
2.4 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	11
2.4.1 Zoneamiento	12
2.4.2 Alteraciones	12
2.4.3 Mineralogía	13
2.5. INVENTARIO DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES.	13

CAPITULO III

3.1 MARCO TEÓRICO	15
3.1.1 Antecedentes Referenciales Sobre Optimización	15
3.2. BASES TEORICAS	17
3.2.1 Métodos de Explotación con Taladros Largos	17
3.2.2 Método Taladros en Abanico – SLC	18
3.2.3 Método Taladros Paralelos – SLV	20
3.2.4 Factores de Selección	21
3.3 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.	22
3.3.1 Mapeo Geomecánico Subterráneo	22
3.3.2 Determinación de las Propiedades Físicas y Mecánicas del Macizo Rocosos	23

3.3.3. Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso.....	24
3.4 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO	25
3.4.1 Clasificación Geomecánica de Bieniawski	25
3.4.2 Clasificación Geomecánica De Barton	27
3.3.3 sostenimiento recomendado.	28

CAPITULO IV

4.1 OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS)	31
4.1.1 Características Geomecánicas del Tajo 185 Nivel de la Veta “Gloria”	31
4.2 DISEÑO TÉCNICO DEL PROYECTO.....	32
4.2.1 Método de Minado	32
4.2.2. Descripción del Método	33
4.3 CARGUÍO Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS.....	39
4.4 PRINCIPALES MODELOS MATEMÁTICOS PARA EL CÁLCULO DEL BURDEN.....	40
4.4.1 Modelo Matemático de Langefors	40
4.4.2 Teoría y Modelo Matemático de Richard L. Ash.....	42
4.4.3 Modelo Matemático de Hino Kumao	44
4.4.4 Teoría de C.J. Konya	45
4.4.5 Teoría de G.E.Pearse	46
4.5.EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.....	48
4.5.1 Explosivos.....	48
4.5.1.1. Anfo.	48
Energía del Anfo.....	49

4.5.1.2.. Emulsiones Explosivas	52
4.5.1.3. Pentacord (cordón detonante).....	54
4.5.2. Accesorios de voladura	55
4.2.2.1 Fanel (Fulminante no eléctrico de retardo)	55
4.2.2.2 mecha rápida (cordón de ignición)	59
4.6 CÁLCULO DE TALADROS DE CHIMENEA (SLOT).....	61
4.7 CÁLCULO DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA EL TAJO SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS.....	64

CAPITULO V

5.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	67
5.2. OPTIMIZAR LOS ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	69
5.3 KEY PERFORMANCE INDICATOR (KPI).....	70
5.3.1 Cálculo de KPI de perforación.....	72
5.4 Voladura.....	72
5.4.1 KPI de Voladura.....	74
5.5. EVALUACIÓN AL DAÑO DEL MACIZO ROCOSO PROVOCADO POR LA VOLADURA DE ROCAS	76
5.5.1. DESVIACIONES DE LOS TALADROS PERFORADOS	76
5.6. VIBRACIONES.....	77

CAPITULO VI

6.1. RESUMEN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA:	79
6.2. Resumen de Perforación y Voladura Despues de la Investigación.....	83
6.3 CUADRO COMPARATIVO DEL COSTOS DE ANTES Y DESPUES DE LA INVESTIGACIÓN	84

6.4. CUADRO AHORRO EN FUNCIÓN AL TIEMPO	85
6.5 RESULTADOS SOBRE LA SEGURIDAD.....	85
6.6 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS	85
CONCLUSIONES.....	86
RECOMENDACIONES.....	87
REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA	88

CAPITULO I

1.1 UBICACIÓN Y ASPECTOS METODOLÓGICOS

1.1.1 Ubicación y Vías de Acceso

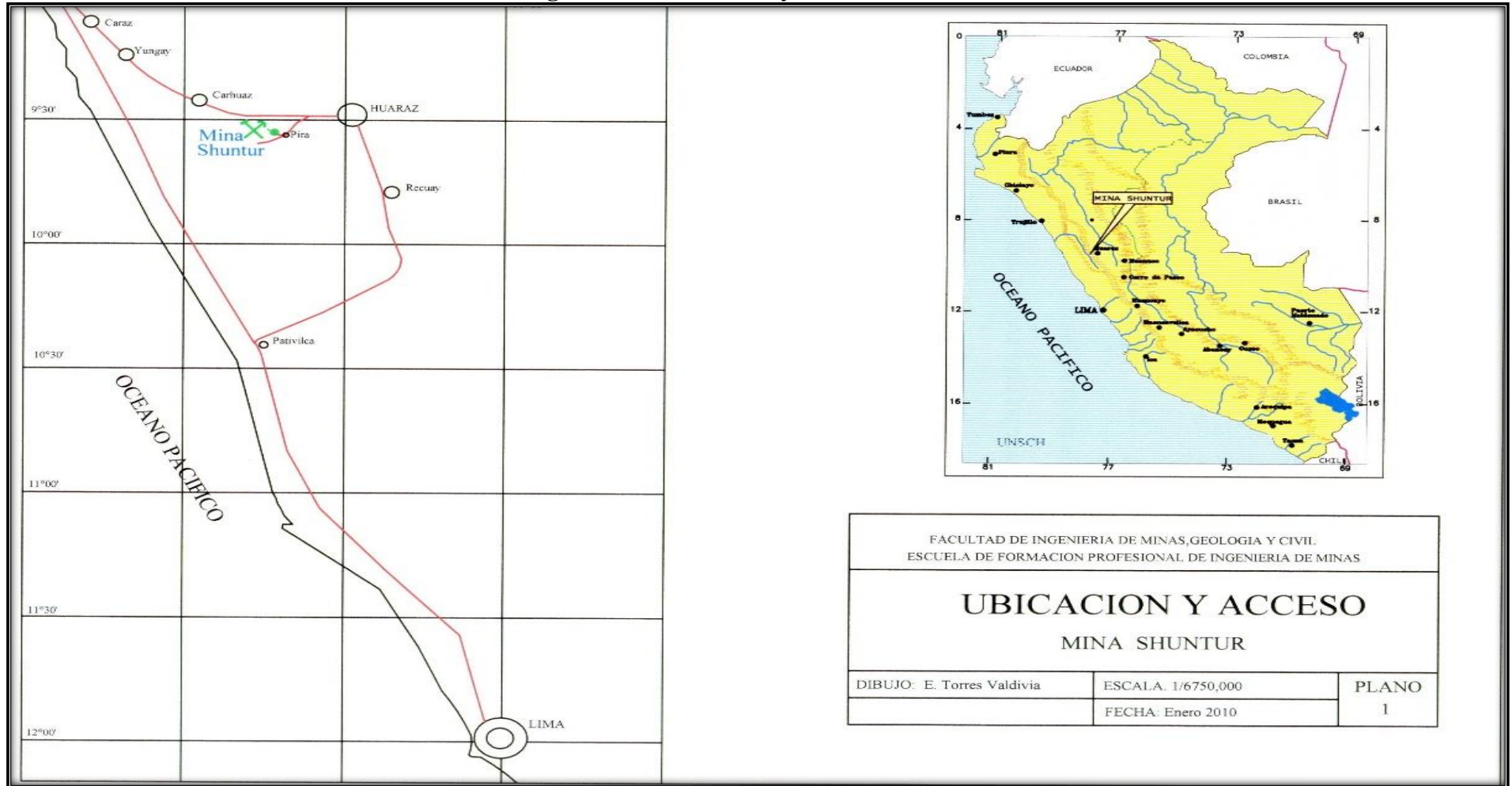
La Compañía Minera Shuntur S.A.C.se encuentra ubicada a 23 Km. al NW de la ciudad de Huaraz, Distrito de Pira, Provincia de Huaraz, Departamento de Ancash, a una altitud de 3,845 m.s.n.m. Las Coordenadas Geográficas y UTM de esta unidad minera es como se indica a continuación: (Fuente Sistema Geológico Catastral Minero – GEOCATMIN)

Latitud 9° 26'30" Sur

Longitud 77° 35'10" Oeste

Coordenadas UTM : 8941.180 N 200745

Imagen N° 01: Ubicación y Acceso a la Mina



Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur

1.1.2 Vías de Acceso.

El acceso a esta mina desde la ciudad de Huaraz se realiza de la siguiente manera:

Cuadro N° 01: Ruta y vías de acceso a la mina.

TRAMO	TIPO DE CARRETERA	DISTANCIA KM	TIEMPO HORAS
Lima – Huaraz	Asfaltada	387	6.0 horas
Huaraz - Pira	Afirmada	60	2.0 horas
Pira – Mina	Trocha carrozable	4	0.5 horas
Total		451	8.5 horas

Fuente: Elaboración propia

1.1.3 Clima y Vegetación

En esta parte de la cordillera de los andes, se presenta dos estaciones bien definidas, una estación húmeda entre los meses de noviembre a abril, caracterizado por precipitaciones de lluvia y granizo, donde la temperatura es de 24°C durante el día y de 10 °C durante la noche. La otra estación es seca entre los meses de mayo a octubre, donde la temperatura en el día es de 16°C y en la noche baja 7°C.

La vegetación en la zona consta de árboles de tallo alto como: eucaliptos y quenuales que crecen en las quebradas y pequeños arbustos propios de esta región.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Los trabajos de la industria minera demandan actividades de alto riesgo y costos elevados en la explotación de minerales, aun mayor en la ejecución de los taladros largos en la Mina Shuntur S.A.C. que representa alta inversión para la mecanización de la mina, a su vez de la capacitación del personal para la mejora de la productividad.

Luego de evaluar los principales índices de eficiencia, productividad, control de los equipos de acarreo y perforación, procederemos a diseñar la infraestructura del tajo más adecuada que nos permita cubrir la producción mensual.

El desarrollo de esta tesis permite optimizar los costos de explotación mediante taladros largos y voladura, que definirán el éxito del ciclo completo de minado, este éxito es posible mediante un control, supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajos en la operación.

1.2.1 Formulación del Problema.

1.2.1.1 Problema Principal.

¿Cómo optimizar perforación y voladura mediante la explotación sub level stoping de la Compañía Minera Shuntur?

1.2.1.2 Problema Secundario.

¿En qué medida se optimiza la perforación y voladura en la explotación mediante taladros largos de la Compañía Minera Shuntur?

¿Cuál sería el resultado de la optimización en la explotación sub level stoping mediante perforación y voladura de la Compañía Minera Shuntur, en los términos de costos y productividad?

1.3 OBJETIVO GENERAL

Evaluar la optimización de costos de perforación y voladura sub level stoping con la finalidad de reducir costos para la explotación en taladros largos en la compañía minera Shuntur.

1.3.1 Objetivo Específico

Analizar los elementos de costos realizado durante la explotación por el sistema de taladros largos en perforación y voladura que optimizará el rendimiento de la Compañía Minera Shuntur?

Evaluar los costos en el sistema de explotación sub level stoping durante la perforación y voladura que optimizará significativamente la productividad de la compañía minera shuntur.

1.4 IMPORTANCIA.

La optimización de costos nos permite explotar con eficiencia el método sub level (taladros largos) en la perforación y voladura en la unidad Minera Shuntur, es un factor importante para la producción de mineral en masivo optimizando rendimiento de la producción y productividad, en los cuerpos y vetas donde el terreno es favorable y donde el yacimiento de mineral es regular o se tiene información suficiente para realizar un modelamiento adecuado de los cuerpos y/o vetas.

La operación del método de taladro largo, mineral masivo una vez derribado el mineral hacer la limpieza con el equipo de Scoop y para la estabilidad de las cajas consiste rellenar el espacio vacío con material detrítico como factor de seguridad para la estabilidad del macizo rocoso.

1.5 JUSTIFICACIÓN

Mediante la evaluación de geotécnica y de las reservas mineras permite evaluar, el valor económica del yacimiento que permite elegir el método de taladros largos con subniveles, de los tajeo que presentan en cuerpos que estará del apoyo logístico que permite reducir los costos, de explotación mediante taladros largos por las características geológicas, geoestructurales y geomecánica de las vetas o cuerpos verticales o próximos a ellos, la roca encajonante y el mineral que son competentes.

1.6 HIPOTESIS

1.6.1 Hipótesis General

La optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura en la aplicación del método de explotación por Sub Level Stopping conducirá a un incremento de la productividad asociado a la disminución de los costos unitarios en la compañía minera Shuntur S.A.C.

1.6.2 Hipótesis específicas

El método de explotación por Sub Level Stopping permite optimizar significativamente los costos de perforación y voladura, usando taladros largos paralelos en la mina Shuntur S.A.C.

El método de explotación del Sub Level Stopping permite optimizar la voladura secundaria en la perforación y voladura de taladros largos en la mina Shuntur S.A.C.

1.7 VARIABLES

Variable Independiente: Método de explotación Sub Level Stopping

Variable Dependiente: Taladros largos paralelos.

Cuadro N° 02 Operacionalización de las variables e indicadores

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES
Variables Independientes: Método de explotación Sub Level Stopping.	Explosivo	Energía
	Masa rocosa	Índice de roca
	Rotura del disparo	Factor de carga
Variables Dependientes: Taladros largos paralelos.	Burden	Metros
	Espaciamiento	Metros
	Paralelismo	Factor de fijación

Fuente: elaboración propia

1.8 MÉTODO DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo comprende dos etapas.

1.8.1 Recopilación de información básica:

Comprende toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema.

1.8.2 Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de la muestra tomadas, procesamiento de datos obtenidos y cuadros geotécnicos por labores y finalmente la redacción de tesis.

1.9 TIPO DE INVESTIGACIÓN : Aplicada

1.10 NIVEL DE INVESTIGACIÓN : Descriptivo – explicativo correlacional.

1.11 MÉTODOLÓGIA

La metodología de trabajo de esta tesis siguió este procedimiento:

Descripción sobre el tema de tesis optimización de costos en la explotación mediante taladros largos, de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares en las operaciones unitarias de perforación y voladura.

Explicación del Objetivo de la tesis e importancia de su realización.

Revisión de los antecedentes del problema e identificación de variables. Identificación in situ de problemas y deficiencias en las operaciones unitarias de perforación y voladura, mediante taladros largos y los indicadores importantes que influyen en las operaciones unitarias de minado, a partir de un diagnóstico de la situación actual de la operación minera.

Evaluación de la situación actual de la operación minera. Cuadros de análisis Comparativos de los estándares de minado de cada uno de los procesos productivos y sus respectivos costos unitarios.

Implementación de los factores de éxito para la optimización de los estándares en las operaciones unitarias de minado que conllevaron a la reducción de los costos unitarios de mina y de todo el ciclo de minado

Evaluación de los resultados obtenidos. Montos de ahorro y de reducción de los costos operativos.

CAPITULO II

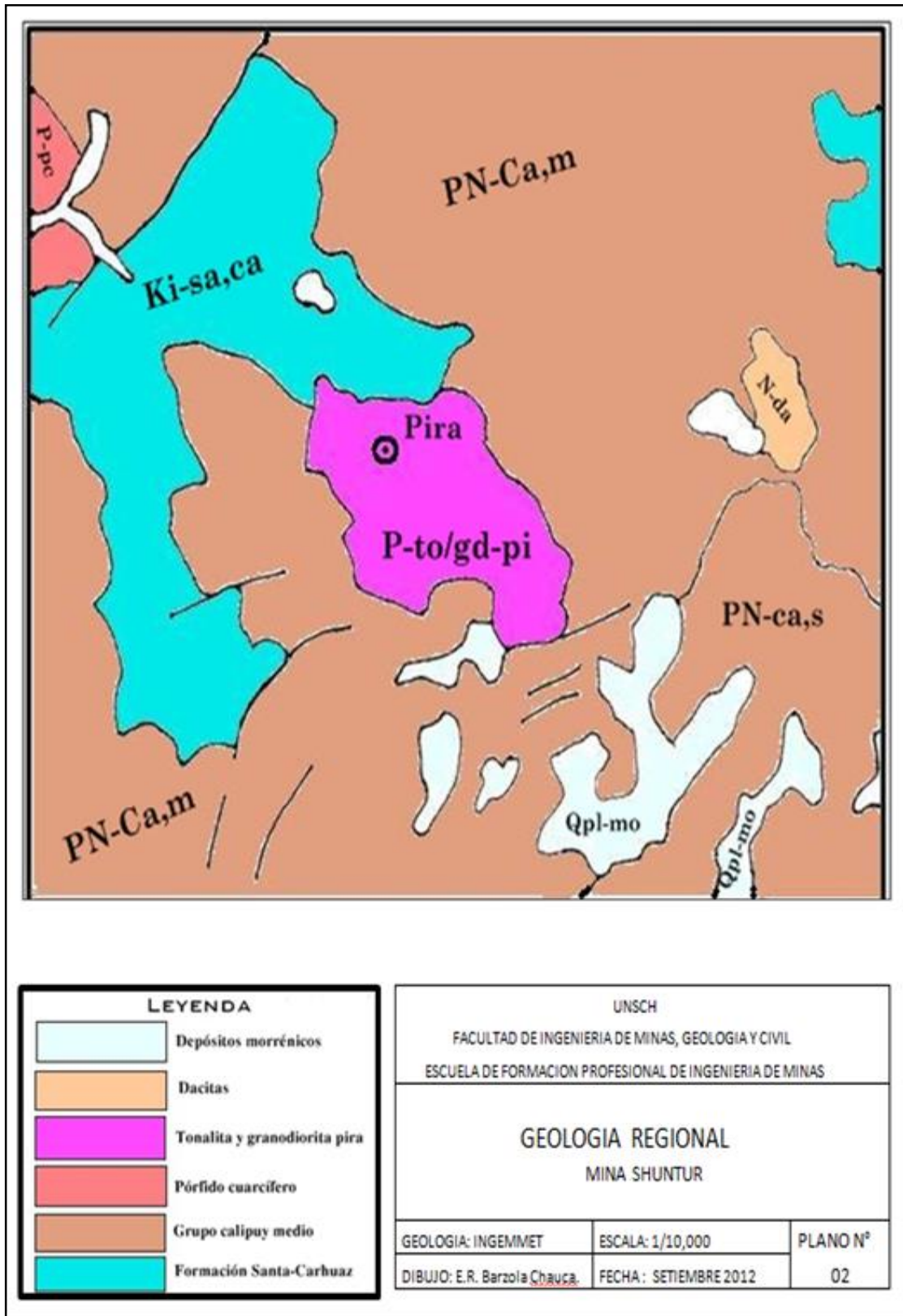
2.1. GEOLOGIA REGIONAL

El distrito minero está en la Cordillera Negra, constituida mayormente por sedimentos los mesozoicos bastante plegados, encima una cobertura volcánica Cenozoica ondulada, instruidos por rocas intrusivas constituidos por granodioritas y tonalitas, que es parte del Batolito costanero.

En la zona del yacimiento, las rocas más antiguas que se tienen, son sedimentarias de edad cretácica, depositadas en ambiente marino somero, que han sido intensamente plegadas producto de una tectónica compresiva desplazamiento rocas volcánicas sub-aéreas durante el Terciario. Se tiene reconocido cuatro unidades volcánicas que han sido cortadas por brechas volcánicas e intrusiones porfiríticas sub-volcánicas.

En la cordillera negra se observa que superponiéndose a los sedimentos con fuerte discordancia angular y erosional se emplazan los volcánicos del Grupo Calipuy. IGEMMET 2013.

Imagen N° 02: geología regional – minera shuntur.



Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur.

2.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El Las fallas mayores son de dirección NW cortadas por el sistema NE. Las de segundo orden son de dirección EW y NS, ambas probablemente son sistemas de distensión. Un último evento ha generado fallas normales de bajo ángulo que generalmente buzcan hacia el sur. Las zonas que probablemente han sido conductos de la mineralización son la intersección de los sistemas NW y NE, las fallas EW y NS.

Se concluye entonces que la sedimentación del paleozoico superior, triásico – jurásico, cretáceo y terciario se desarrolló en un ambiente de fallamiento en bloques.

En la cordillera negra, esta secuencia de sedimentación se encuentra afectada por un plegamiento moderado, que probablemente corresponde a una sola sub-fase tectónica, y por coincidencia, el eje cordillerano corresponde a un mega anticlinal.

El depósito mineralizado en el área de estudio se encuentra emplazado en una caldera volcánica mayor de aproximadamente 20 km. De diámetro la cual pertenece a un sistema regional alineado de calderas con orientación NO-SE. Este sistema de fracturamiento es susceptible de ser observado en la dirección Norte hasta las elevaciones de los cerros Shuntur y Tornontullo.

La disposición actual de las unidades volcánicas que afloran en áreas colindantes a la concesión Adriana V-12 y Sagitario ESL N°2, está controlada por un sistema de fallas gravitacionales correspondiente a sucesivos eventos de distensión de probable edad pliocénica, relacionada a una etapa tardía de la fase compresiva quechua de la tectónica andina.

El control estructural principal consiste de dos fallas escalonadas de mayor longitud en el área (2 km.) cuyo rumbo es de N 20° E con saltos aparentes de 120 y 60 m. Son posteriores a la mineralización y han generado un sistema de grabens consecutivos cuyo desplazamiento tiene dirección NO – SE. Estas fallas delimitan el área en tres bloques estructurales mayores,

siendo de importancia económica dos de ellos denominados: Bloque Central y Bloque Nor – Oeste.

2.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA

El yacimiento es de origen hidrotermal, donde el mineral se ha depositado en la roca calcárea de la formación Santa-Carhuáz, constituyendo mantos de mineral.

Las estructuras mineralizadas que ocurren en el área de la mina SHUNTUR por su ocurrencia estructural, textura, mineralización, alteración y litología, corresponde al tipo meta somático de contacto (entre volcánicos sedimentarios e intrusivos) emplazado en la brecha de Calipuy (San Paolo- Sr de los Milagros, Zorro Mesa), vetas (Abundancia, Zorro y Huaracayoc) Y Skarn cálcico (Sagitario, Curva Santa Rosa).

El metasomatismo se debe posiblemente a la intrusión del Stock Pira de naturaleza granodiorítica, que es la fuente de los fluidos hidrotermales necesarios que circularon a lo largo de poros intergranulares, fracturas pre-existentes, así como microfracturas.

2.4 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

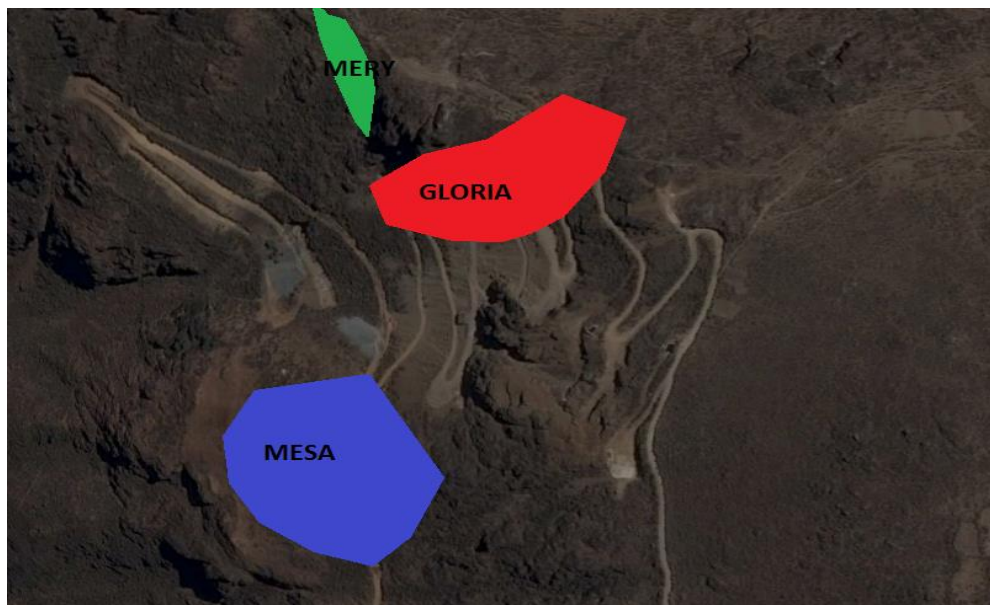
Las estructuras mineralizadas y que actualmente vienen siendo explotadas son:

Cuerpo Gloria: principal una dimensión promedio de 60m de ancho. x 120m. de largo x 120 m. de alto. El cuerpo Gloria se encuentra actualmente en etapa de explotación presentando altura.

Cuerpo Mery: El cuerpo Mery se encuentra actualmente en fase de exploración. Es un cuerpo secundario siendo en general bastante angosto sus dimensiones promedio son de 5m. de ancho x 80m. de largo x 60m. de alto.

Cuerpo Mesa: Este cuerpo se encuentra actualmente en fase de desarrollo y preparación, siendo sus dimensiones medias de 40m. de ancho x 60 m. de largo x 100m. de altura.

Imagen N° 03: Proyección en superficie de los cuerpos mineralizados



Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur.

2.4.1 Zoneamiento

El zoneamiento de la mineralización en el yacimiento se presenta tanto vertical como horizontal.

En los niveles superiores de la mina la ley de plata supera las 3 Oz/TM, igualmente aumenta el Plomo y disminuye en los niveles inferiores, en cambio aumenta el Zinc, como también el cobre; sin embargo más abajo debe disminuir el Zn. En lo que respecta al zoneamiento horizontal, en la parte central del yacimiento las leyes de plomo, plata y zinc se mantienen estables, en cambio en los extremos del yacimiento aparece la calcopirita y desaparece los demás minerales.

2.4.2 Alteraciones

En el contacto del mineral y cajas se presenta la alteración hidrotermal constituida por la silicificación, dando como resultado la formación de un skarn incipiente.

Por otro lado las rocas que se presentan en el área de la mina, han sido afectadas por alteración supergénica, dando como resultado la formación de goetita y limonitas que dan una

coloración amarillenta característica.

2.4.3 Mineralogía

El mineral está constituido por argentita (S_{Ag}2), la galena (SPb), calcopirita (S₂FeCu) y la blenda (SZn), que comprende la mena y el mineral de ganga está conformado mayormente por cuarzo y trazas de illita, caolinita, barita, alunita, pirita, enargita, tetraedrita, hematina, goetita y acantita.

2.5. INVENTARIO DE RECURSOS Y RESERVAS MINERALES.

Las reservas minerales cubicadas al 30 de junio del 2017, alcanzan los 218,900 TMS, conforme se detalla en el cuadro siguiente:

Cuadro N° 03 reservas minerales probadas mina Shuntur

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Mery	5.2	600,400	3.95	0.8	5.4
Gloria	4.5	800,000	3.44	0.95	5.1
Meza	4.1	100,000	2.61	0.7	4.76
TOTAL		1,500,400			
PROMEDIO	4.6	0.67	3.33	0.82	5.09

Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur.

Cuadro N°04 reservas minerales probables mina shuntur

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Mery	5	34,600	3.85	0.83	5.3
Gloria	4.2	8,900	3.31	0.97	5.1
Meza	4	10,500	2.5	0.51	4.66
TOTAL		63,100			
PROMEDIO	4.45		3.39	0.76	5

Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur.

Cuadro N° 05 resumen reservas mina shuntur

CUERPO	POTENCIA Metros	TONELAJE TMS	L E Y E S		
			Ag Oz/TM	Cu %	Zn %
Probado	4.65	1,500,400	3.4	0.77	5.02
Probable	4.45	63,100	3.39	0.76	4.98
TOTAL		220,000			
PROMEDIO	4.55		3.4	0.77	5.01

Fuente: Departamento de geología Minera Shuntur.

CAPITULO III

3.1 MARCO TEÓRICO

3.1.1 Antecedentes Referenciales Sobre Optimización

1. BUSTILLO R., M. Y LOPEZ J. C.(1997) Manual de Evaluación y Diseño de explotaciones mineras, describe que el método de Sub Level Stopping debe reunir las siguientes condiciones:

Tener una forma regular de dimensiones considerables de resistente a razonable resistente.

Las rocas deben ser auto soportantes.

El buzamiento que preferiblemente exceda el ángulo de reposo del material.

Estos términos se utilizan en las explotaciones mineras, fundamentalmente subterráneas las cuales deben de reunir estas características para realizar este método de explotación.

2. MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS (2008) en

perforación de producción.

Este término se utiliza en las explotaciones mineras, fundamentalmente subterráneas, para aquellas labores de extracción del mineral. Los equipos y los métodos varían según los sistemas de explotación, siendo un factor común el reducido espacio disponible en las galerías para efectuar los barrenos.

Sus conclusiones fueron las siguientes:

Perforación mecanizada. “Los equipos de perforación van montados sobre unas estructuras, de tipo mecánico, con las que el operador consigue controlar todos los parámetros de la perforación desde unas posiciones cómodas, estas estructuras o chasis pueden ir montadas sobre neumáticos u orugas y ser automotriz o remolcables. Por otro lado, los tipos de trabajo, tanto en obras de superficie como subterráneas, pueden clasificarse en los siguientes grupos: perforación de banqueo. Perforación de avance en galerías y túneles. Perforación de producción. Perforación de chimeneas. Perforación de rocas con recubrimiento. Sostenimiento de rocas”.

Perforación manual. “Se lleva a cabo con equipos ligeros manejados a mano por los perforistas. Se utiliza en trabajos de pequeña envergadura donde por las dimensiones no es posible utilizar otras máquinas o no está justificado económicamente su empleo”.

“los equipos de perforación son: económicos, de diseño mecánico, mantenimiento y servicio, capacidad operativa, adaptabilidad a los equipos de las explotaciones y a las condiciones del área de trabajo (accesibilidad, tipo de roca, fuentes de energía, etc.)”

3. PALOMINO VALLEJO, Ulianov (2007), la investigación titulada “Minado por Sub – Niveles con Taladros Largos en Cuerpos y Vetas, Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de Producción de Uchucchacua” Pando, W. (2003), Fleet Match como herramienta de gestión. Minera Yanacocha S.R.L. “El método de

taladros largos en vetas es un método más seguro que los métodos de corte y relleno en realce y el método shirinkage, por tener:

Menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras.

Trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajo convencionales.

Los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los vacíos al operador.

ING. ALEX T. – ASISTENTE DE PLANEAMIENTO (2003) con “Aplicación de Taladros Largos en la MINA GAYCO” de la Unidad Minera Raura Lima – Perú.

Perforación de profundidad larga que se hace en forma vertical para rellenarlo de anfo o dinamita a fin de realizar una voladura. De acuerdo a su ubicación. Hay varios tipos de taladro: taladros verticales, taladros de realce en corona. Es la operación más delicada, pues el éxito de la voladura dependerá principalmente de ello. El problema más común en esta etapa, es la desviación de taladros que afectan a la mala de perforación establecida.

Desplazamiento de la perforadora para estacionarse en el eje de perforación. Nivelar la plataforma de la unidad para reducir el error de emboquille”.

Movimiento de avance. Mantener las barras y roscas limpias donde se insertan las coplas.

La perforación tiene incidencia sobre la capacidad y el equipo de trabajo.

3.2. BASES TEORICAS

3.2.1 Métodos de Explotación con Taladros Largos sub level stoping.

“Sub Level Stopping, es una aplicación de los principios de la voladura de bancos a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque de puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente. El sistema establece un único nivel de base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 20 y 30 metros.

Ventajas

Mayor longitud en perforación en taladros con equipo simba.

Menor tiempo de perforación del cuerpo diseminado mineralizado.

Taladros rectos solo con la utilización de tubos guías.

Alta productividad.

Disminución de preparaciones de labores.

Menor aplicación de mano de obra.

Desventajas

Desviación en taladros largos.

Mayor granulometría.

Baja adaptabilidad en depósitos irregulares y/o angostos.

Mayor dilución.

Exposición de equipos de limpieza en tajos vacíos.

Existen dos variaciones en este método:

3.2.2 Método Taladros en Abanico – SLC

Este método es aplicado en cuerpos diseminados, la perforación de taladros son de longitudes variables superiores a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado. La altura entre subniveles de perforación es de 30 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros ascendentes y descendentes en abanicos para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm. Con la finalidad de minimizar la desviación del taladro.

Ventajas

Menor desarrollo y preparación.

Menor tiempo para preparación de blocks.

Menor costo por preparación y desarrollo.

Desventajas

Mayor costo de minado

Mayor factor de potencia 0.5 kg/tn

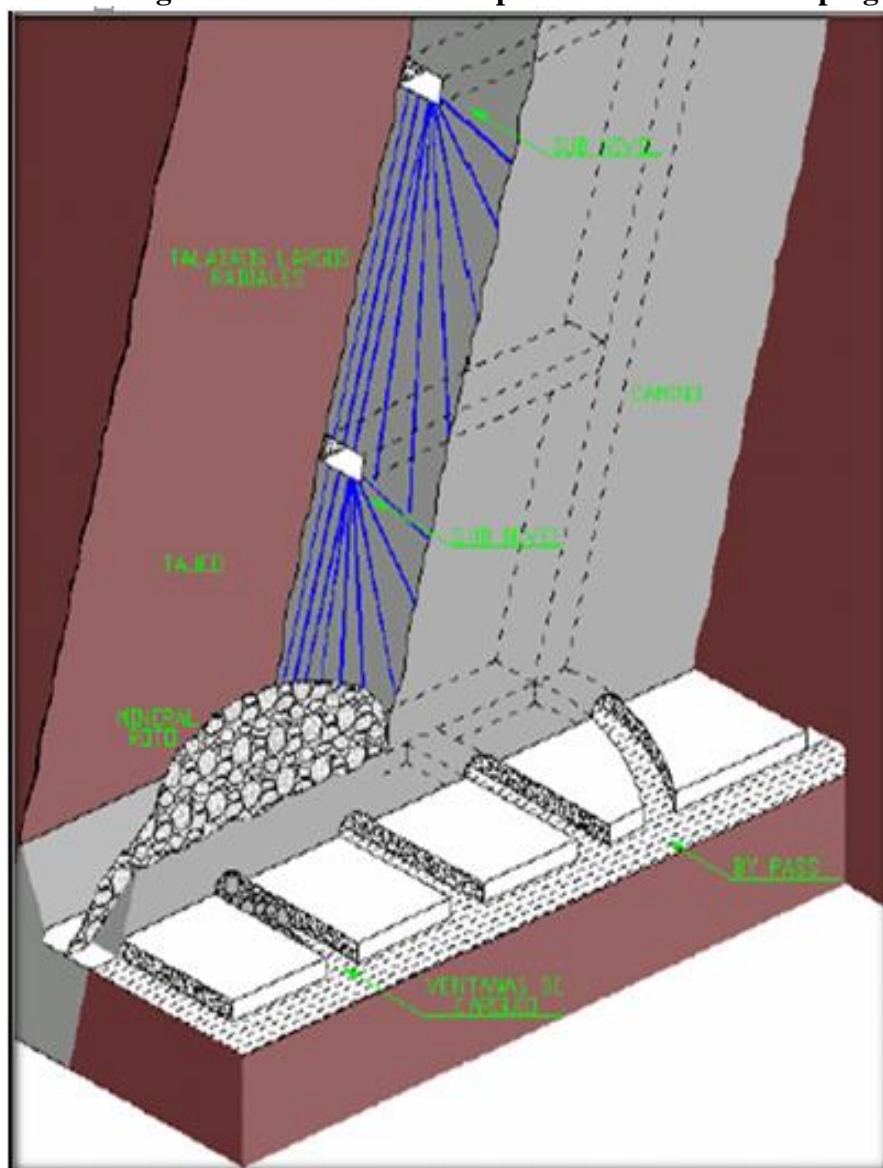
Menor tonelaje por metro perforado 4.0 tn/mp

Mayor desviación de los taladros.

Mayor generación de bancos.

Mayor dilución y pérdida de mineral.

Imagen N° 04 métodos de Explotación Sub Level Stopping



Fuente: Hustrulid W. , Bulcock R

3.2.3 Método Taladros Paralelos – SLV

Este método es aplicado básicamente en bloks de mineral de potencias menores, vetas donde la potencia minable es de 1.50 metros hasta 5.00 metros, la sección de los subniveles son de 3.50m x 3.50m, sirven como subnivel de perforación y limpieza.

Existe una regular continuidad en la mineralización lo cual hace factible la aplicación de este sistema, el buzamiento de las vetas tienen un promedio de 75° a 90° lo que es una inclinación favorable en el desplazamiento del material dentro del tajo.

La altura entre subniveles es de 30 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido ascendente y descendente con una longitud entre 12m – 15m como máximo, para lo cual se utilizan diámetros de 64mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros.

Ventajas

Menor costo de minado

Menor factor de potencia 0.35 kg/tn.

Mayor tonelaje por metro perforado 6.5 tn/mp

Menor desviación de taladros.

Menor generación de bancos

Menor dilución y pérdida de mineral.

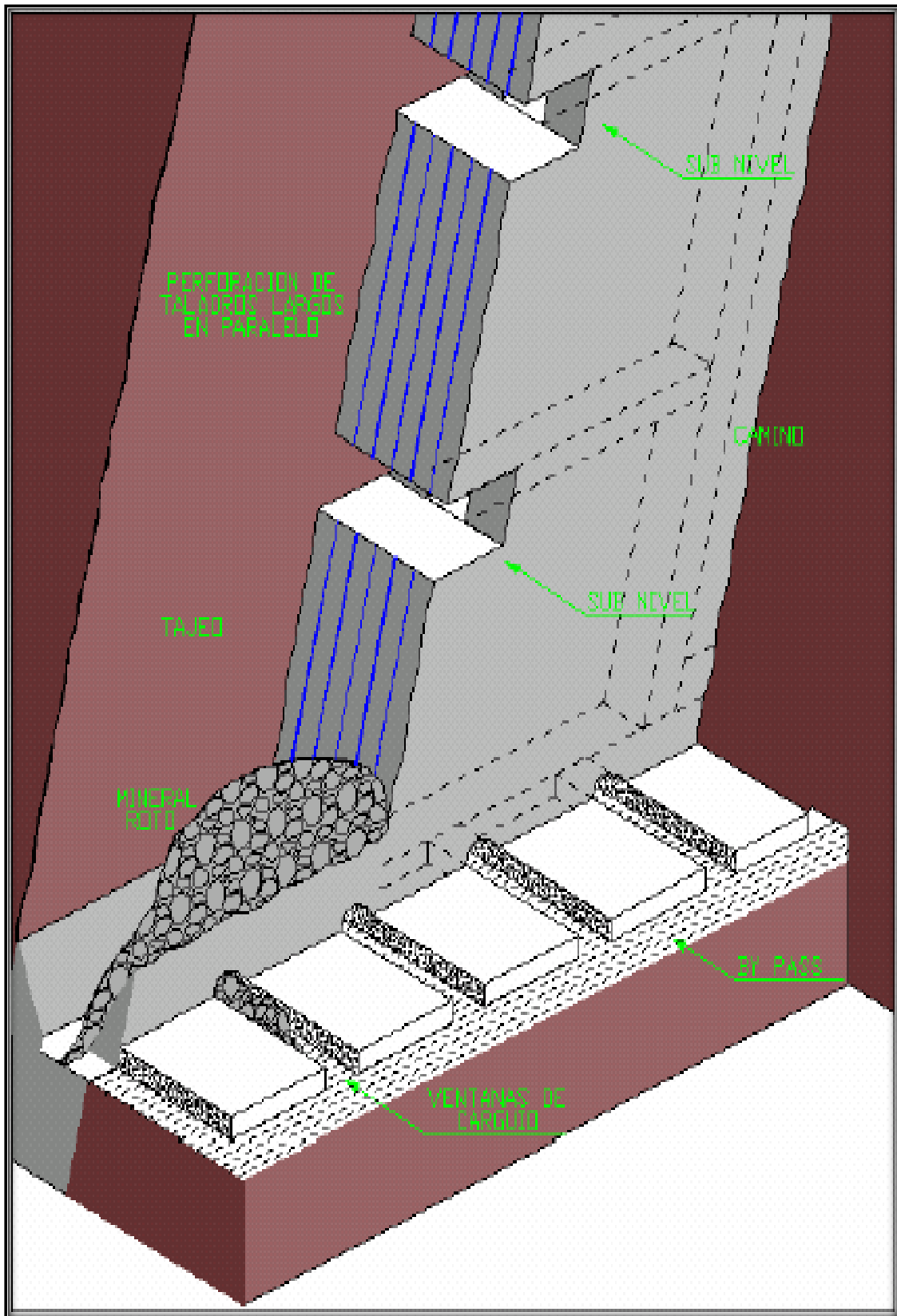
Desventajas

Mayor desarrollo y preparación.

Mayor tiempo para preparación de blocks

Mayor costo por preparación y desarrollo.

Imagen N° 05 métodos de Explotación Sub Level Stopping



Fuente: Hustrulid W. , Bultock R

3.2.4 Factores de Selección

Geológicamente en las vetas y cuerpo de esta Unidad es característico aplicar este método de Taladros largos por los siguientes factores:

Potencia.- La potencia varía de 5 a 8 metros para el caso de las vetas, y para el caso del cuerpo la potencia varía de 12 a 20 Metros, es decir es de tipo Rosario presentándose un adelgazamiento y ensanchamiento.

Buzamiento.- El buzamiento promedio de las vetas (Diamantina, Esperanza, Santa Clarita y Sagitario) es de 60°, y para el caso del cuerpo Gloria es de 90°.

Comportamiento de las Cajas.- Estructuralmente las cajas tanto piso como techo son competentes con un RMR 70.

Regularidad.- La composición del relleno mineral es bastante Homogénea.

3.3 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA.

3.3.1 Mapeo Geomecánico Subterráneo

El Departamento de Geotecnia, que es el encargado de realizar el mapeo geológico de las diferentes labores subterráneas, para evaluar la calidad de la roca del macizo, se efectuó teniendo como base las tablas geomecánicas propuestas por Barton y Bieniawski, para cuyo trabajo de campo se ha dividido el macizo a lo largo de la galería en “Dominios estructurales”, los cuales presentan discontinuidades con condiciones similares y orientaciones distintas. El mapeo se realizó por línea de detalles cada metro.

El análisis detallado de las estructuras geológicas, se realiza la clasificación geomecánica de las labores subterráneas y de acuerdo a esto diseñar la labor y el tipo de sostenimiento que el tramo requiere.

3.3.2 Determinación de las Propiedades Físicas y Mecánicas del Macizo Rocoso

Densidad:

Se define como la relación entre la masa del material y su volumen.

Cuadro N°06 Densidad de la roca

DESMONTE	DENSIDAD
Granodiorita	2.62 - 2.67
Tonalita	2.57 - 2.62
Andesita	2.50 - 2.55
Calizas	2.48 - 2.53
Promedio	2.6
ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	DENSIDAD (gr/cc)
Ganga	2.4
Mineral	4.40 - 5.20
Promedio	3.6

Fuente: elaboración propia

Porosidad:

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, se expresa en porcentaje (%).

Absorción:

Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, se expresa en (%).

En el siguiente cuadro se indica los valores de absorción y porosidad de las rocas existentes en la mina Shuntur.

En el siguiente cuadro se indica los valores de absorción y porosidad de las rocas existentes en la mina Shuntur.

3.3.3. Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso

Cuadro N°07 de absorción, porosidad

ROCA	ABSORCIÓN (%)	POROSIDAD (%)
Granodiorita	0.36	0.5
Tonalita	0.4	0.52
Andesita	0.32	0.48
Calizas	0.52	0.65

Fuente: elaboración propia

Resistencia a la Compresión Uniaxial

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Caso de la mina Shuntur se pudo clasificar de la siguiente manera:

Constantes Elásticas

Módulo de young o de elasticidad (e)

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Laboratorio de mecánica de rocas.

Coefficiente de Poisson (v)

Es el radio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión.

Ensayo de corte directo.

Cuadro N° 08 resistencia a la compresión uniaxial

ROCA	σ_c (Kg/cm ²)	σ_c (Mpa)	E	v
			(kg/cm ²)	
Granodiorita	1,840	180.4	3.22 x10 ⁵	0.24
Tonalita	1,730	169.6	3.00 x10 ⁵	0.23
Andesita	1,923	188.5	3.36 x10 ⁵	0.25
Calizas	1,410	138.2	2.46 x 10 ⁵	0.21

Fuente: elaboración propia

Ensayo tendiente a determinar el ángulo de fricción y cohesión de las discontinuidades. Su aplicación es para determinar la capacidad portante de la roca y diseño de taludes. Los valores

obtenidos de ensayos de laboratorio de mecánica de rocas dan el siguiente resultado.

Cuadro N°09 corte directo

ROCA	COHESION (Kg/cm ²)	ANGULO DE FRICCIÓN (°)
Granodiorita	2.4	30
Tonalita	2.3	30
Andesita	2	31
Calizas	1.9	28

Fuente: elaboración propia

3.4 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

En la evaluación del macizo rocoso se aplicaron los sistemas de clasificación de Bieniawski (RMR) y Barton (Q), obteniéndose el resultado siguiente:

3.4.1 Clasificación Geomecánica de Bieniawski

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

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de juntas.
- Condiciones de juntas.
- Correcciones por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dicho parámetro, cuya suma, en cada caso nos da el índice de calidad de RMR que varía entre 0 – 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.

Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.

Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.

Tabla de Bieniawski 1989

Parámetros		ESCALA DE VALORES						
6	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40 - 80 kg/cm ²	20 - 40 kg/cm ²	10 - 20 kg/cm ²	10 kg/cm ²		
	A Compresión	2000	1000 - 2000	500 - 1000	250 - 500	100 - 250	30 - 100	0 - 30
	Simple	kg/cm ²	kg/cm ²	kg/cm ²	kg/cm ²	kg/cm ²	kg/cm ²	kg/cm ²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
RQD		90 - 100 %	75 - 90 %	50 - 75 %	25 - 50 %	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50 - 300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosa	Ligeramente	Ligeramente	Espejo de falla	Relleno blando de espesor		
		sin continuidad	rugosa < 1 mm.	rugosa < 1 mm.	o relleno de	< 5 mm o abiertas < 5 mm. Fisuras continuas		
		cerradas	de separación	De separación	espesor < 5 mm o abiertos 1-5mm	Fisuras Continuas		
		Paredes de roca dura	Paredes de roca dura	Paredes de roca suave				
		VALOR	25	20	12	6	0	
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min.	25 - 125 litros/min	> 125 litros/min		
	Presión de agua	Cero		0.0 - 0.2	0.2 - 0.5	0.5		
	Esfuerzo Principal							
	Situación	Totalmente seco		Solo húmedo	Ligera presión	Serios problemas de agua		
	General			aguas instert.	de agua			
VALOR		10		7	4	0		

3.4.2 Clasificación Geomecánica De Barton

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice de calidad “Q” denominado también índice de calidad tunelera, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

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

Donde:

RQD: Índice de la calidad de la roca

J_n : Índice de diaclasado que tiene en cuenta el número de familias.

J_r : Índice de rugosidad de las juntas

J_a : Índice de alteración de las juntas

J_w: factor de reducción por presencia de agua de las juntas.

SRF: fator de reducción por esfuerzo.

Cuadro N° 10 tabla de Q de Barton

Índice de Calidad Q	
TIPO DE ROCA	VALOR DE Q
Excepcionalmente mala	0.001 - 0.01
Extremadamente mala	0.01 - 0.1
Muy mala	0.1 - 1.0
Mala	1.0 - 4.0
Media	4.0 - 10.0
Buena	10.0 - 40
Muy buena	40 - 100
Extremadamente Buena	100 - 400
Excepcionalmente Buena	400 - 1000

Fuente: www.inforock.es

Cuadro N° 11 Resultados obtenidos del clasificación de macizo rocoso.

TIPO ROCA	RQD %	Gc MPa	INDICE		
			RMR	Q	CALIFICACION
A	80 -90	150 - 200	65 - 75	15 -35	Bueno
B	55 - 65	40 - 140	45 - 57	5 – 9	Regular
C	30 - 40	15 - 30	25 -30	02-abr	Malo

Fuente: www.inforock.es

3.3.3 sostenimiento recomendado.






De acuerdo a los resultados de la evaluación geomecánica, se recomienda los siguientes tipos de sostenimiento a aplicarse en las labores de la Mina Shuntur.

Cuadro N°12 tipos de sostenimiento

TIPO DE ROCA	RQD	RMR	Q	SOSTENIMIENTO RECOMENDADO
I	91 – 100	81 – 100	40 – 100	Pernos ocasionales
II	76 - 90	61 – 80	10 – 40	Pernos 1.5 x 1.5 m.
III	51 - 75	41 – 60	4 – 10	Pernos 1.0 x 1.0 m.+ Shotcrete.
IV	25 – 50	21 – 40	1 – 4	Cimbras metálicas a 1.5 m.

Fuente: www.inforock.es

Imagen N°06 - Tabla GSI de la Unidad Minera Shuntur

 <p>Formato : SH-MI-ESTD-17-10 Rev.00 Actualización : 17/12/2016</p> <p>SOSTENIMIENTO DE LABORES MINERAS SECCION DE 3.5m - 5.0m</p> <p>(A) SIN SOSTENIMIENTO O PERNOS PUNTUALES</p> <p>(B) PERNO SISTEMATICOS (BH/Splitbolt : Long. 7 pies)</p> <p>(C) PERNO SIST. + MALLA (BH/Splitbolt : Long. 7 pies)</p> <p>(D) SHOTCRETE + PERNO SIST. (BH/Splitbolt : Long. 7 pies)</p> <p>(E) CIMBRA METALICA O CUADRO DE MADERA</p>		<p>CONDICION SUPERFICIAL</p> <p>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADA. (SE ROMPE CON 3 A MAS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (MODERADA, RESISTENTE, LEVE A MOD. ALTERACION) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA LIGERAMENTE ABIERTAS. (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>MUY POBRE (MUY POBRE, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (SE INDENTA MAS DE 5mm)</p>			
<p>ESTRUCTURA DEL MACIZO</p>					
 <p>LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (2 A 6 FRACTURAS / m2)</p>	<p>(A) LF/B</p>	<p>(A) LF/R</p>	<p>(B) LF/P</p> <p>(C)</p>	N/A	
 <p>MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (6 A 12 FRACTURAS / m2)</p>	<p>(A) F/B</p>	<p>(B) F/R</p> <p>(C)</p>	<p>(C) F/P</p> <p>(D)</p>	<p>(D) F/MP</p> <p>(E)</p>	
 <p>MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA PARCIALMENTE DISTURBADA BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (12 A 20 FRACTURAS / m2)</p>	<p>(B) MF/B</p> <p>(C)</p>	<p>(C) MF/R</p> <p>(D)</p>	<p>(D) MF/P</p> <p>(E)</p>	<p>(E) MF/MP</p>	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS E IRREGULARES (MAS DE 20 FRACTURAS / m2)</p>	N/A	<p>(D) IF/R</p> <p>(E)</p>	<p>(E) IF/P</p>	<p>(E) IF/MP</p>	

Fuente: Área de Geomecánica – U.E.A. Shuntur

Imagen n°07 - Tabla GSI de la Unidad Minera Shuntur

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

- LABORES DE 3.50 m. a 5.00 m.

INDICE G.S.I.	INDICE RMR	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE COLOCACION
LEVEMENTE FRACTURADA/BUENA (LF/B)	75-85	40-100	A	-
LEVEMENTE FRACTURADA/REGULAR (LF/R)	65-75	12-40	A	1 año
LEVEMENTE FRACTURADA/POBRE (LF/P)	55-65	5-12	B	30 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/BUENA (F/B)	65-75	12-40	A	1 año
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)	55-65	5-12	B	30 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)	45-55	1-5	C	5 días
MODERADAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (F/MP)	35-45	0.4-1	D	1 día
MUY FRACTURADA/BUENA (MF/B)	55-65	5-12	B	30 días
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)	45-55	1-5	C	5 días
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)	35-45	0.4-1	D	1 día
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)	25-35	0.1-0.4	E	12 horas
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R)	35-45	0.4-1	D	1 día
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	25-35	0.1-0.4	E	12 horas
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	15-25	0.05-0.1	E	inmediato

APLICACIÓN SIN FACTORES INFLUYENTES

- Para la aplicación de esta tabla cartilla geomecánica es preciso identificar y eliminar condiciones de riesgo de caída de rocas en los hastiales y techo de las excavaciones subterráneas que se va a emplear
- Se identifica los parámetros estructurales determinando la cantidad de fracturas por metro cuadrado, haciendo uso del flexómetro o cinta métrica.
- La resistencia de la roca se determina por definición de la cantidad de golpes de picota con las que se rompe o indenta la roca
- Esta clasificación se complementa observando la presencia de la alteración en las paredes de las fracturas o el tipo de relleno (granular, limoso, arcillosos), forma de la fractura (lisa plana, lisa ondulada, rugosa, rugosa plana, rugosa ondulada, y lisa estriada) y espaciamiento de las fracturas.
- Cada recuadro de calidad del macizo rocoso presenta dos campos aplicándose el sostenimiento designado en el campo superior cuando no se presentan factores influyentes.

FACTORES INFLUYENTES QUE DETERIORAN LA CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

- Presencia de Agua de infiltración.
- Orientación desfavorable de las fracturas.
- Presencia de fallas y estructuras mayores.
- Manifestaciones de liberación de esfuerzos inducidos
- Demoras en la colocación del sostenimiento
- Cuando se tiene los factores indicados se aplicará el sostenimiento que indica el campo inferior del recuadro
- Los controles estructurales que identifican la presencia de cuñas o bloques, deben ser tomados en cuenta para establecer criterios de colocación de pernos helicoidales puntuales o sistémicos y su dimensionamiento.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

- Una medida importante es aplicar la voladura controlada para evitar daños al macizo rocoso.
- El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo de sostenimiento recomendado en la tabla.
- Considerando que nuestro minado es por sublevel stopping, las condiciones de estabilidad cambian por los esfuerzos inducidos generados por el minado y por lo tanto se requiere una fortificación adicional.
- El perno de anclaje debe ser colocado inmediatamente luego de culminado el taladro
- Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
- La cartilla geomecánica forma parte de un proceso de mejora continua por lo que periódicamente se evaluará sus aplicaciones y se implementarán aportes.

Versión: 2016

Dpto. de Mina-Geomecánica

Fuente: Área de Geomecánica – U.E.A. Shuntur

CAPITULO IV

4.1 OPTIMIZACIÓN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA EXPLOTACIÓN POR SUB LEVEL STOPING (TALADROS LARGOS)

4.1.1 Características Geomecánica del Tajo 185 Nivel de la Veta “Gloria”

La veta Gloria Tiene un rumbo N75°E y buzamiento NE80, se le ha desarrollado por más de 2300m horizontalmente y aproximadamente 1300 m en la vertical. En esta extensión, atraviesa los diferentes tipos de rocas sedimentarias y volcánica que se tiene en la mina y que se mencionan a continuación.

Arenisca.- roca sedimentaria constituida por granos de cuarzo y material muy fino de constitución arcillosa en la matriz. Se subdividen en:

Arenisca arcósica.- arenisca de grano grueso compuesta en mayor porcentaje de granos de cuarzo en algunos tramos se encuentra con limonitas en paquetes estratigráficos de 1m de potencia.

Areniscas ferruginosas: Areniscas de grano grueso a medio con presencia de limonitas en todo el paquete estratigráfico, hay presencia de pirita sin genética, entre capas se observan capas delgadas de hulla de 5cm.

Areniscas calcáreas: Areniscas de grano medio a fino compacta, con granos delgadas de cuarzo y abundante calcita en matriz, se observan de diferentes colores desde negro hasta gris claro.

Lutitas: roca sedimentaria de color negro de grano muy fino, presenta una perfecta laminación muy fina y friable, se encuentra inter estratificadas con las areniscas, los paquetes sedimentarios son de 0.20m a 0.50m.

Calizas: roca sedimentaria de color oscuro de grano fino con venillas de calcita, se encuentra como un paquete diferenciado dentro de las areniscas.

Alteración: dependiendo del tipo y grado de alteración (hidrotermal) una roca se volverá más o menos resistente; por ejemplo la silicificación brinda a una roca una mayor resistencia, frente a la argilización que torna a la roca débil.

Silicificación.- proceso de alteración hidrotermal donde las soluciones cargadas de sílice y a alta temperatura, silicifican los materiales rocosos preexistentes. Las rocas silicificadas son generalmente competentes.

Argilitización.- proceso de transformación de los feldespatos y otros silicatos alumínicos en arcilla. Las rocas argilitizadas, generalmente son muy incompetentes.

Propilitización potásica, asociada a la periferia de las cajas, en donde la roca mejora su calidad, sin embargo las fracturas presentan minerales de clorita formando superficies lisas.

4.2 DISEÑO TÉCNICO DEL PROYECTO.

4.2.1 Método de Minado

Características del yacimiento y criterios para su aplicación.

- El buzamiento debe ser mayor a 50 grados.

- La potencia de vetas y diseminados debe ser mayores a 3 metros.
- Las rocas encajonantes (caja techo y piso) deben ser competentes y resistentes, deben tener una buena calidad de macizo rocoso (RMR > 60).
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites de los yacimientos deben ser amplios y regulares.
- Se requiere de alta precisión durante el proceso de perforación y en el diseño de las mallas.

4.2.2. Descripción del Método

Este método de explotación se está aplicando en la Compañía Minera Shuntur, conocido como Sub Level Stopping, dicha explotación se realiza a través de los subniveles. Aplicado en los yacimientos de diseminados que forman cuerpos irregulares lo cual hace difícil su minado selectivo.

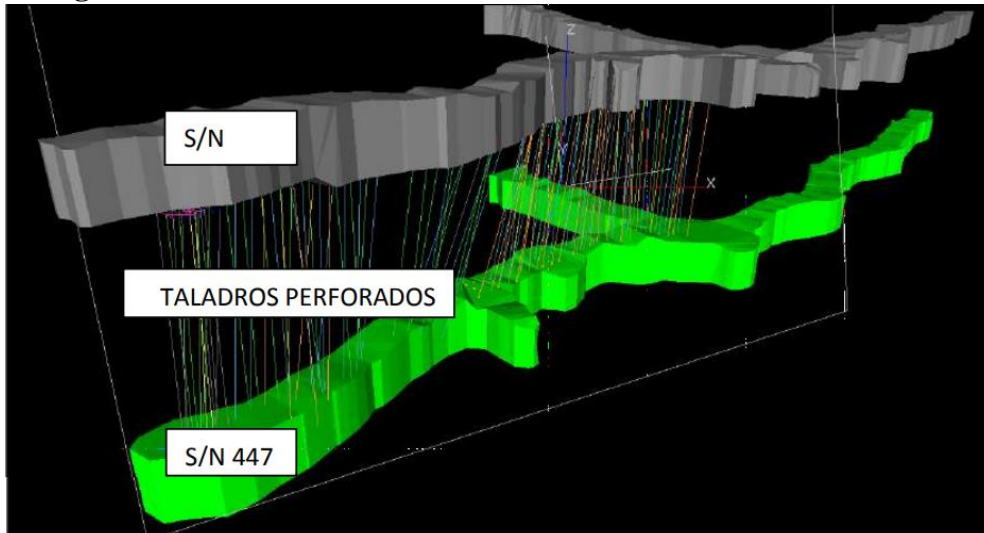
Preparación.

Desde la rampa principal 703 se accede a la zona mineralizada y se desarrollan los subniveles de perforación cada 25m perforándose taladros negativos y positivos según sea el caso. El corrimiento de la galería se hizo en cuerpo.

El by pass se desarrolla en estéril y en la parte inferior del tajo y es paralela al mineral del tajo. Las ventanas de extracción son las que unen el by pass con la galería en veta, dichas ventanas permitirán evacuar el mineral y transportarlo por el by pass.

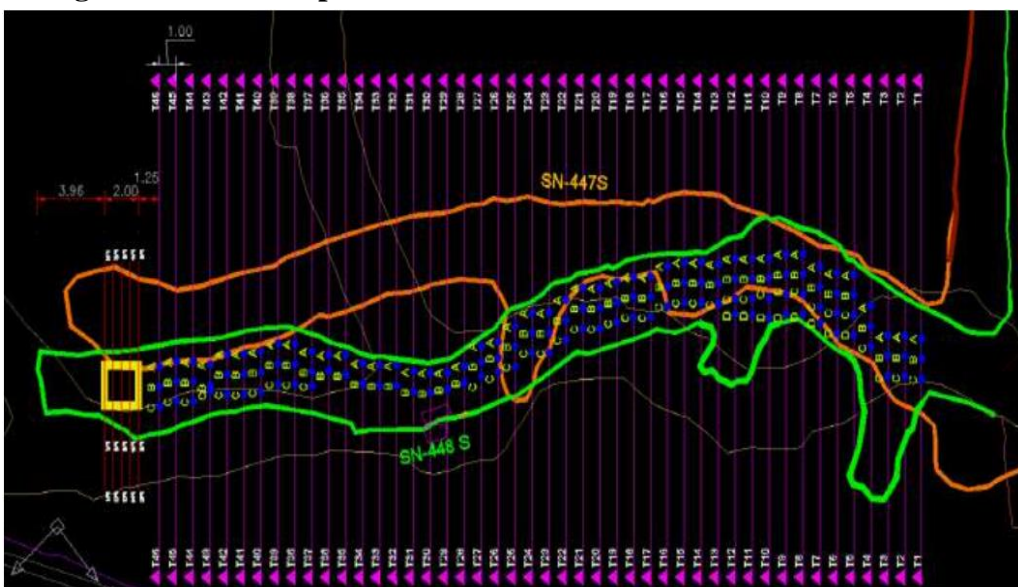
Tenemos que considerar el diseño de chimeneas, que generan la cara libre durante el proceso de minado, la diferencia de cota entre los subniveles oscila entre 25 – 26 m. dicha distancia permite la perforación de los taladros de producción en negativo y en positivo.

Imagen N°08 vista transversal



Fuente: área de planeamiento Shuntur

Imagen N°09 vista en planta



Fuente: área de planeamiento Shuntur

- **Chimenea (Slot)**

Labor minera vertical (70° a 90°) y sección de 2.70m x1.50m, a más cuya construcción ha sido en forma convencional generalmente.

Uso que se dan de las chimeneas.

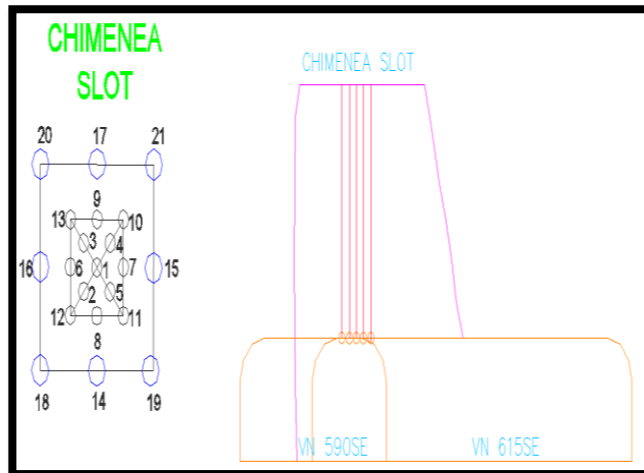
Circuitos de ventilación de nivel a nivel.

Instalaciones de servicios (acceso, instalaciones de agua, aire y energía eléctrica).

Generación de cara libre (slot) para la explotación del bloque mineralizado mediante el método de explotación Sub Level Stopping.

Para el caso de la voladura de Taladros Largos de los VCR y SLOT se tiene lo siguiente:

Imagen N° 10 Slot



Fuente: área planeamiento Shuntur

	Nº DE TALADRO	LONGITUD (m)	Nº DE BARRAS	ANGULO	OBSERVACIONES
CHIMENEA SLOT NV-2 VN-590SE	1	7.20	6.0	90	
	1	7.20	6.0	90	RIMADO BROCA 5"
	2	7.20	6.0	90	
	3	7.20	6.0	90	
	4	7.20	6.0	90	
	5	7.20	6.0	90	
	6	7.20	6.0	90	
	7	7.20	6.0	90	
	8	7.20	6.0	90	
	9	7.20	6.0	90	
	10	7.20	6.0	90	
	10	7.20	6.0	90	RIMADO BROCA 5"
	11	7.20	6.0	90	
	11	7.20	6.0	90	RIMADO BROCA 5"
	12	7.20	6.0	90	
	12	7.20	6.0	90	RIMADO BROCA 5"
	13	7.20	6.0	90	
	13	7.20	6.0	90	RIMADO BROCA 5"
	14	7.20	6.0	90	
	15	7.20	6.0	90	
	16	7.20	6.0	90	
17	7.20	6.0	90		
18	7.20	6.0	90		
19	7.20	6.0	90		
20	7.20	6.0	90		
21	7.20	6.0	90		
	LONGITUD TOTAL	187.20			

Fuente: área de planeamiento Shuntur

- **Perforación de Taladros en Paralelo:**

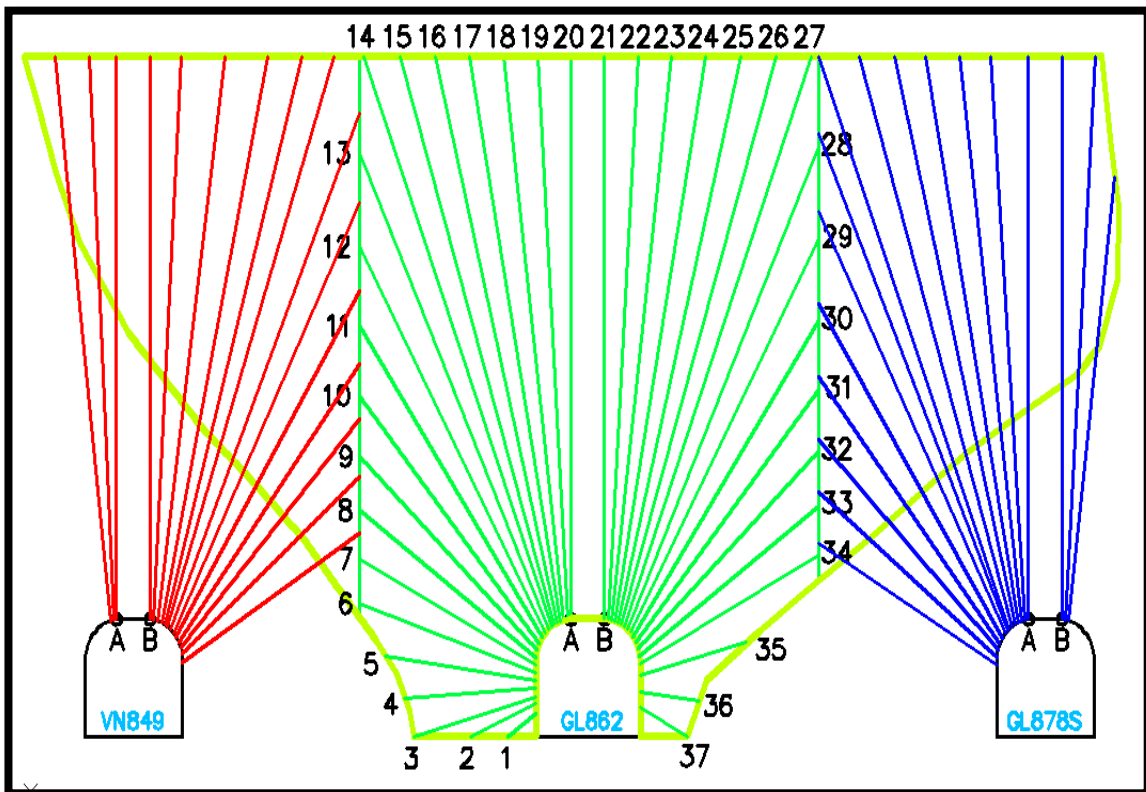
La perforación de los taladros en paralelo se realizo desde las galerías, cuyo burden y espaciamiento eran de 1.40m y 1.40m respectivamente.

- **Perforación de taladros en abanico:**

La perforación de los taladros en abanico, se realiza desde las galerías o desde los cruceros, como es el caso del Tj. 825, dicha perforación se realiza con taladros radiales comprendidos entre 0 – 180 grados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización.

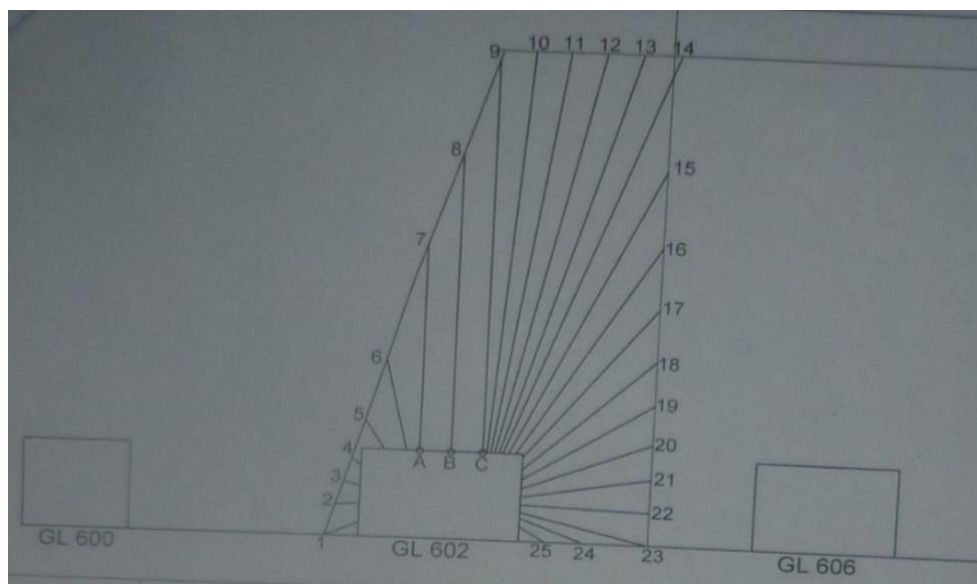
Una de las ventajas que ofrece este método con respecto al de perforación de taladros en paralelo es el menor costo de preparación y la seguridad que ofrece, ya que las secciones de la perforación en abanico son menores que las secciones de la perforación en paralelo.

Imagen N° 11 de Taladros de Producción



Fuente: área de planeamiento Shuntur

Imagen N°12 taladros positivos en abanico

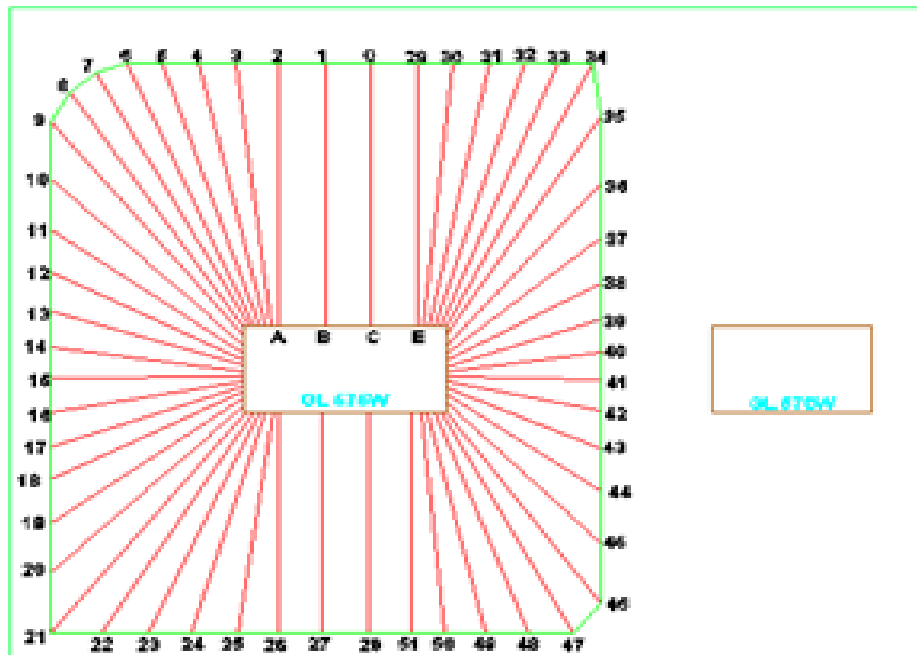


Fuente: área de planeamiento Shuntur

	N° DE TALADRO	LONGITUD	N° DE BARRAS	ÁNGULO	OBSERVACIÓN
sección 29 Nv-3 GI602W Cuerpo Gloria	1	1.20 m	1	-25°	
	2	1.20 m	1	-5°	
	3	1.20 m	1	-15°	
	4	1.20 m	1	-34°	
	5	1.20 m	1	-59°	
	6	3.60 m	3	77°	
	7	8.40 m	7	90°	
	8	12.00 m	10	90°	
	9	15.60 m	13	90°	comunicar
	10	15.60 m	13	86°	comunicar
	11	15.60 m	13	82°	comunicar
	12	16.20 m	13.5	78°	comunicar
	13	16.20 m	13.5	74°	comunicar
	14	16.80 m	14	71°	comunicar
	15	12.60 m	10.5	66°	
	16	9.60 m	8	60°	
	17	7.80 m	6.5	53°	
	18	6.60 m	5.5	45°	
	19	5.40 m	4.5	35°	
	20	4.80 m	4	23°	
	21	4.80 m	4	11°	
	22	4.80 m	4	-2°	
	23	4.80 m	4	-14°	
	24	2.40 m	2	-22°	
	25	1.20 m	1	-33°	

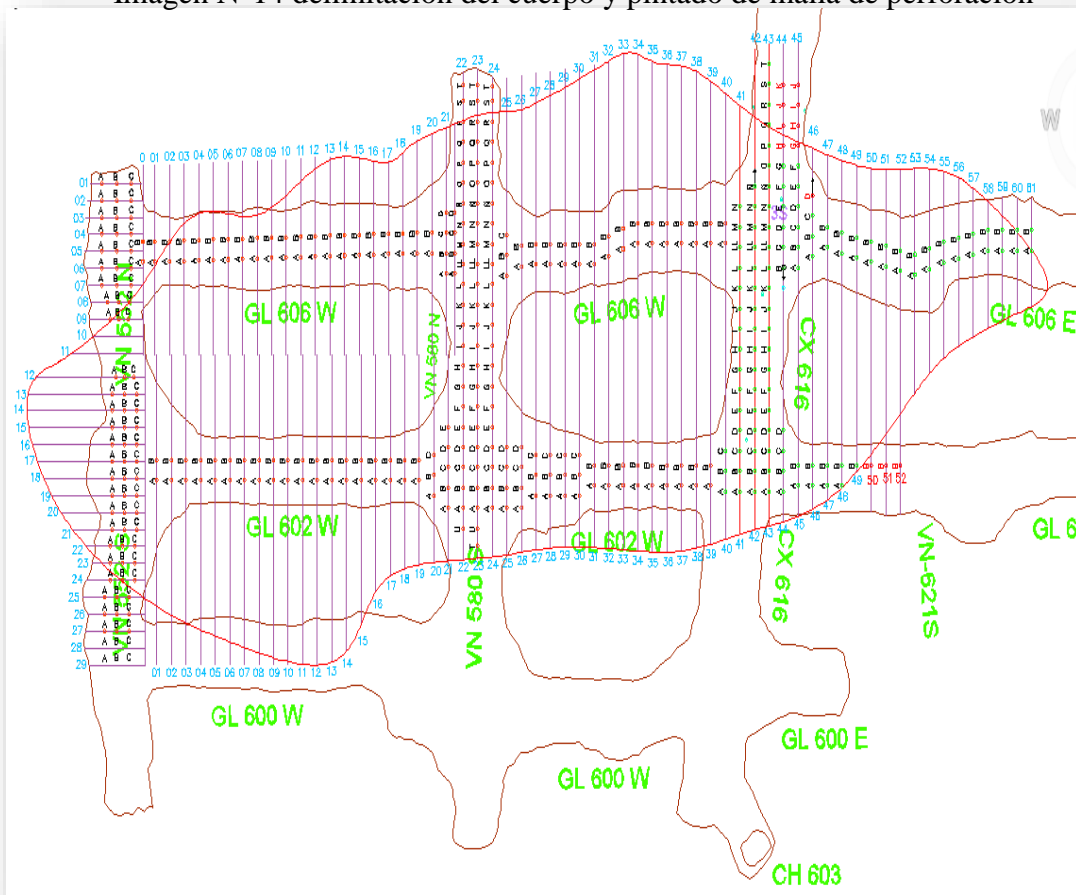
Fuente: área de planeamiento Shuntur

Imagen N°13 taladros positivos y negativos en abanico



Fuente: área de planeamiento Shuntur

Imagen N°14 delimitación del cuerpo y pintado de malla de perforación



Fuente: área de planeamiento Shuntur

4.3 CARGUÍO Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

En la empresa MINERA SHUNTUR S.A.C. el carguío de taladros largos lo realizan con los siguientes materiales y equipos:

EQUIPOS:

JETANOL (Cargadora de ANFO),

Capacidad = 100 Kg.

Carga = 32 a 64 mm Ø

Presión de confinamiento = 100 Psi

Consumo de aire = 1.8 m³/min.

MATERIALES:

Atacador de madera 8,10,12 Pies.

Punzón de cobre (Amarrado en un extremo del atacador que servirá para colocar la emulsión en el taladro).

Punzón de cobre (Para encebar).

Tubería de Polietileno Ø=1", Longitud 25 Metros.

Alambre N° 16.

Tortol (Gancho para torcer los alambres).

Los explosivos y accesorios que se utilizan son de la línea **FAMESA**, los cuales mencionamos a continuación:

EXPLOSIVOS:

ANFO (SUPERFAM DOS) 25 Kg.

Pentacord 3P.

Emulsión 1 ½" x 12" x 3000.

Imagen N°14 jetanol



Fuente: elaboración propia

ACCESORIOS:

Fanel Periodo Largo (LP) de Longitud = 18.00 Metros, este fanel viene desde los números 1 al 20, el tiempo de retardo para este tipo es en milisegundos.

Carmex 2.10, 2.70 y 3.00 Metros; 02 unidades.

Mecha rápida Longitud = 0.20 Metros.

4.4 PRINCIPALES MODELOS MATEMÁTICOS PARA EL CÁLCULO DEL BURDEN

“Teniendo en cuenta el radio de rotura se puede decir que el burden en las voladuras es dos veces el radio de rotura. De modo que diversos investigadores han expresado teorías para la voladura de rocas con sus respectivos mecanismos de fragmentación, y algunos de ellos han propuesto fórmulas para el cálculo de burden (B), el cual es uno de los parámetros geométricos más importantes en toda operación de voladura”.

En actualidad existen una cantidad considerable de teorías para el cálculo del burden, por lo que se enumera los más importantes.

4.4.1 Modelo Matemático de Langerfors

Langerfors, es un investigador de origen sueco y que en sus planteamientos representa a la corriente de la Swedish Detonic Research Foundation. Además de considerar que el burden es uno de los principales parámetros en la voladura de rocas, destaca tres parámetros adicionales para la obtención de resultados satisfactorios, estos son:

La ubicación de los taladros

La cantidad de carga explosiva

La secuencia de salida del disparo

Langefors plantea la ley de conformidad, y en el diseño de la voladura toma en cuenta la proyección, el esponjamiento y el efecto microsismo en todas las estructuras circundantes.

Para el cálculo del burden utiliza la ecuación siguiente:

$$B_{1max} = \left(\frac{D}{33}\right) \times \sqrt{(dc \times PRP) / c \times f \times E / B}$$

Donde:

Cuadro N°13 Parámetros de langefors

LEYENDA	
Bmax.	Burden máximo
D	Diámetro de taladro
C	Constante de roca
	c = 0.3+0.75 rocas medias
	c = 0.4+0.75 rocas duras
f	Factor de fijación
	Taladros verticales f:1.00
	Taladros inclinados -3:1 f:0.90
	Taladros inclinados -2:1 f:0.85
E/B	Relación entre espaciamiento y burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	potencia relativa en peso de explosivo

Fuente: modelo de Langerfors

El burden práctico se determina con la ecuación siguiente:

$$B = B_{max.} - e - (db \times H)$$

Donde:

H: altura de banco (m)

e = Error en el empate, 0.02m

db = Desviación de los taladros, 0.023m/m

4.4.2 Teoría y Modelo Matemático de Richard L. Ash

Ash establece que algo de energía de la onda compresiva proveniente de la mezcla explosiva y transmitida a través de la roca es reflejada y refractada cuando se tiene cualquier cambio de densidad o alguna continuidad estructural, y la energía restante continuara viajando a la dirección inicial a través del siguiente material hasta encontrar una superficie libre.

Además de entender que es lo que sucede durante un disparo es importante conocer como los efectos de este se pueden ser controlados para adecuarlos a los requerimientos de su operación, por esta razón R.L.Ash establece 5 estándares adimensionales sobre los cuales se pueden evaluar los disparos.

$$KB = 12 * B/De$$

Donde:

B = burden (pies)

De = diámetro de explosivo, pul.

Kb = constante que depende del tipo de roca y el tipo de mezcla explosiva a ser usada. Sus valores se pueden observar en cuadro.

Cuadro N° 14 Densidad de explosivos

TIPO DE EXPLOSIVO	ROCA BLANDA	ROCA MEDIA	ROCA DURA
Baja densidad (0.8 -0.9 gr/cc), baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 – 1.2 gr/cc), potencia media	35	30	25
Alta densidad (1.3 – 1.4 gr/cc) alta potencia	40	35	30

Fuente: Ames V. perforación y voladura de rocas UNCP (2010)

Relación de profundidad de taladro (Kh)

Se representa por:

$$K_h = H/B$$

Donde:

H: profundidad del taladro, pies

Kh: 1.5 a 4.0 (promedio 2.6)

Relación de subperforación (Kj)

Es la relación de la subperforación (J) al burden, ambos expresados en pies:

$$K_j = J/B$$

Kj = 0.3 mínimo

Relación de taco (Kt)

Se expresa mediante la relación siguiente:

$$K_t = T/B$$

Donde:

T: taco, pies

Kt: 0.5 a 1.0 (promedio 0.7)

Relación de esponjamiento (Ks)

Relación del esponjamiento sobre el burden, ambos en pies.

$$K_s = S/B$$

Ks = 1.0 a 2.0.

Posteriormente, R.L. Ash modifico su fórmula original estableciendo la siguiente ecuación:

$$B = KB * \frac{De}{12} * \left(\frac{De}{12}\right)^{\frac{1}{3}} * \left(\frac{SG2 * Ve2^2}{SG1 * Ve1^2}\right)^{1/3}$$

Donde:

Burden = burden, pies

Kb = relación de burden

De = diámetro de la carga explosiva, pulg.

Dr1= densidad de roca estándar, $x=2.7 \text{ TM}/m^3$

Dr1= densidad de roca a ser disparada, TM/m^3

SG1 = gravedad específica de la mezcla explosiva estándar, 1.3.

SG2 = gravedad específica de la mezcla explosiva a ser usada.

Ve1 = velocidad de detonación de la mezcla explosiva estándar, 3657.6 m/s.

Ve2 = velocidad de detonación de la mezcla explosiva a ser usada, m/s.

Los demás parámetros deberían ser calculados de acuerdo a las consideraciones anteriores.

Se recomienda el modelo de Ash para casos prácticos y rápidos.

4.4.3 Modelo Matemático de Hino Kumao

Baso sus investigaciones en los trabajos de Livingston, realizado estudios acerca de las cargas esféricas y cilíndricas, en los que tuvo en cuenta los parámetros de la roca (resistencia tensiva dinámica) y del explosivo (presión de detonación). Hino utilizo los conceptos de energía de deformación explicados por Livingston. La fórmula matemática propuesta por Hino Kumao es el siguiente:

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{P2}{Std} \right)^{1/n}$$

Donde:

B = burden, metros

D = diámetro de la carga explosiva, m

P2 = presión de detonación de la mezcla explosiva, Mpa.

Std = Resistencia a la tensión dinámica de la roca, Mpa.

n = coeficiente que depende de la roca-explosiva; este se calcula a partir de voladuras experimentales llamadas pruebas de los cráteres.

$$n = \frac{\log \frac{P2}{Std}}{\log 2 \frac{d0}{a}}$$

Donde:

Do = profundidad óptima de una carga explosiva, determinada como la distancia vertical entre la cara libre y el centro de gravedad de la carga, cm. (prueba del cráter).

a = radio de la carga explosiva.

La profundidad óptima se obtiene usando la ecuación siguiente:

$$Do = \Delta o \Sigma V^{1/3}$$

Δo = Relación de profundidad: d/N. siendo (d), la profundidad del cráter y N la profundidad crítica de la carga explosiva.

Σ = constante volumétrica del cráter.

V = volumen de la carga usada.

4.4.4 Teoría de C.J. Konya

C.J. Konya, analizo y modifíco la fórmula de R. L. Ash expresando una nueva fórmula de la manera siguiente:

$$B = 3.15 * De * \left(\frac{\delta e}{\delta r} \right)^{1/3}$$

Donde:

B = burden, pies

De = diámetro del explosivo, pug.

δ_e = densidad del explosivo, g/cc.

δ_r = densidad del roca, g/cc.

Espaciamiento (S)

*para taladros de salida instantánea por fila:

$$S = (H + 2B)/3; H \leq 4B$$

$$S = 2B; H > 4B$$

*Para taladros de salida secuencial por fila:

$$S = (H + 7B)/8; H \leq 4B$$

$$S = 1.4B; H > 4B$$

Taco (T)

T = B, roca masiva

T = 0.72B, roca estratificada

4.4.5 Teoría de G.E.Pearse

Inicialmente este investigador plantea la formula siguiente:

$$B = K * d * \left(\frac{P_s}{T_s} \right)^{1/2}$$

Donde:

B = burden máximo, pulg.

K = constante que depende de las características de la roca (0.7- 1.0).

d = diámetro del taladro, pulg.

P_s = presión estable de la reacción del explosivo, lb/pulg²

T_s = presión estable de la reacción del explosivo, lb/pulg².

Posteriormente establece la relación siguiente:

$$B = K * D * 10^{-3} * \left(\frac{P_2}{Std} \right)^{1/2}$$

Donde:

R = radio crítico

B = burden, m.

D = diámetro del taladro, mm.

P2 = presión de detonación de la mezcla explosiva, MPa.

Std = resistencia a la tracción dinámica de la roca, MPa.

K = factor de volabilidad de la roca. Se estima un valor de 0.7 a 1.0. En forma práctica se considera para RQD = 20 – 40, K= 0.95 (dato de campo). Para estimar mediante el uso de una ecuación se tiene:

$$K = 1.96 - 0.27 \ln(ERQD)$$

Donde:

ERQD = índice de calidad de la roca equivalente (Equivalent Rock Quality Design), %.

$$ERQD = RQD \times JSF$$

RQD = índice de calidad de la roca (Rock Quality Design).

JSF = Joint Strength

Cuadro N°15 Factores de corrección para estimar JSF.

CALIDAD DE LA ROCA	JSF
Fuerte	1
Media	0.9
Débil	0.8
Muy débil	0.7

Fuente: Ames V. Perforación y Voladura de Rocas. UNCP. (2010)

4.5.EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

Explosivos usados en compañía SHUNTUR.

4.5.1 Explosivos

4.5.1.1. Anfo.

El nitrato de amonio sólido utilizado en explosivos simples se suministra en forma de prill.

Estos deben ser porosos y su distribución debe ser de tamaño uniforme.

El tamaño típico para el prill de nitrato de amonio grado explosivo es:

100% v 3mm

90% v 2mm

1% v 1mm

Y el grueso debe tener un diámetro entre 1 a 2mm.

“Durante la formación de tales prills, se añade una fina capa de arcilla en su exterior, con el fin de contrarrestar la naturaleza higroscópica del nitrato”.

Los vacíos en el prills de voladura poroso, menos denso, cumplen dos funciones:

- a) Permiten al prills absorber y retener el aceite combustible de manera uniforme y cercana.
- b) Mejoran la sensibilidad al actuar como “puntos calientes” de alta temperatura o puntos de iniciación”.
- c) Durante el almacenamiento del nitrato de amonio, el ciclo de temperatura puede producir un desmoronamiento de la estructura del prills. Cuando la temperatura del nitrato puro se eleva sobre los 32.1°C, ocurre un cambio espontáneo en la estructura del cristal. El cambio de la densidad y el volumen de la estructura del cristal dará como resultado un agrietamiento del cristal y, por lo tanto del prills. Cuando enfría bajo los -17 a -32°C los cristales tienden a aglutinarse y si hay alguna humedad presente. El producto empezará a formar terrones.

Cuadro N°16 Propiedades del Anfo

ITEM	GRADO FERTILIZANTE	GRADO EXPLOSIVO
Recubrimiento inerte	3% - 5%	0.5% 1%
dureza	Muy dura	suave
Forma física	Cristal solido	poroso
Distribución de combustible	superficial	integral
Diámetro mínimo para la detonación sin confinar	228 mm	64mm
Velocidad confinada en 100mm de diámetro	1829 m/s	3353

Fuente: manual de Famesa

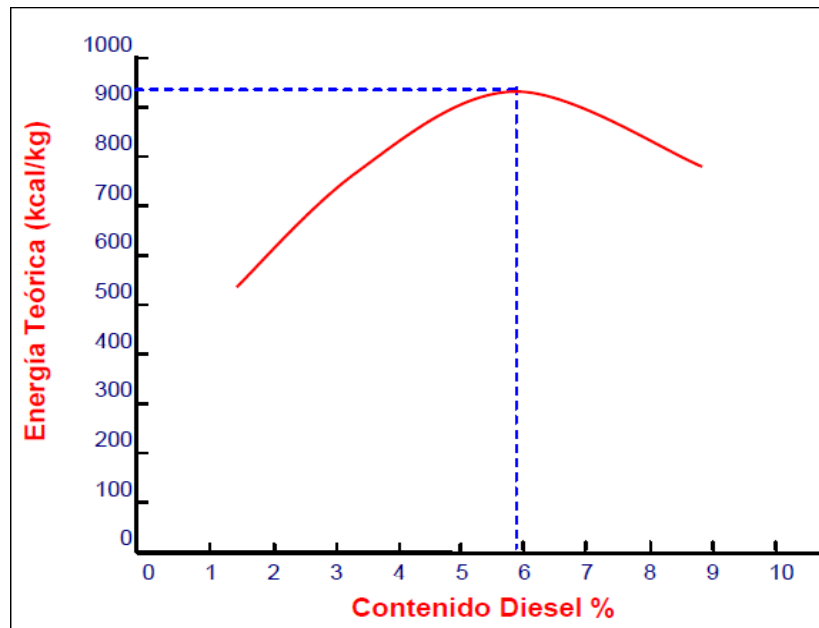
- **Energía del Anfo**

La cantidad de petróleo diésel agregada al nitrato de amonio es extremadamente crítica desde el punto de vista de la eficiencia de la detonación, para obtener la liberación de la energía optima, es deseable una mezcla que contenga 94.5 de nitrato de amonio y 5.5% de diésel.

Si por alguna razón, en vez del contenido requerido de 5.5% en los prills, la mezcla contiene del 2 al 4% de combustible, una cantidad significativa de energía se desperdicia y el y el explosivo no se desempeña apropiadamente.

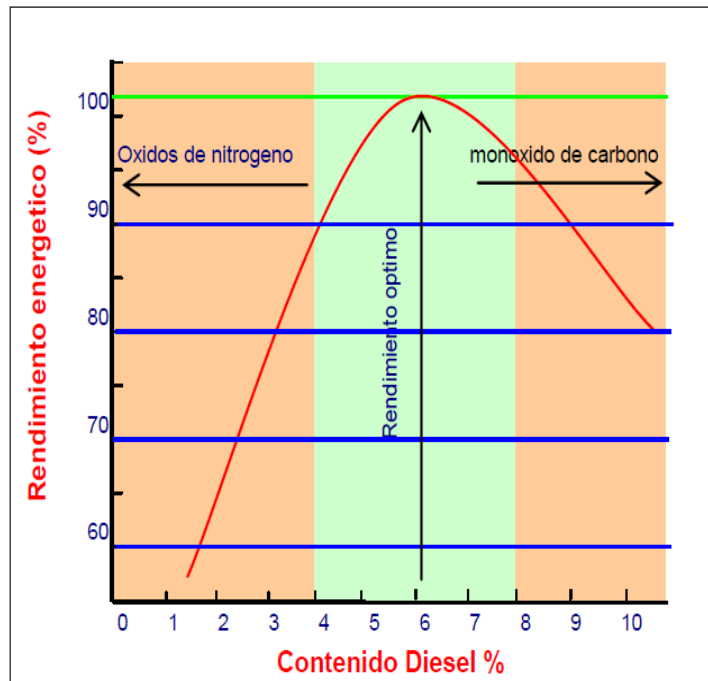
Por otro lado, al tener un exceso de combustible en la mezcla, la producción máxima de energía se ve también afectada. La pérdida de energía es menor al tener un porcentaje mayor de combustible que si se tiene un porcentaje menor al óptimo.

Imagen N°15. energía del anfo vs. contenido de petróleo diésel.



Fuente: manual de Famel

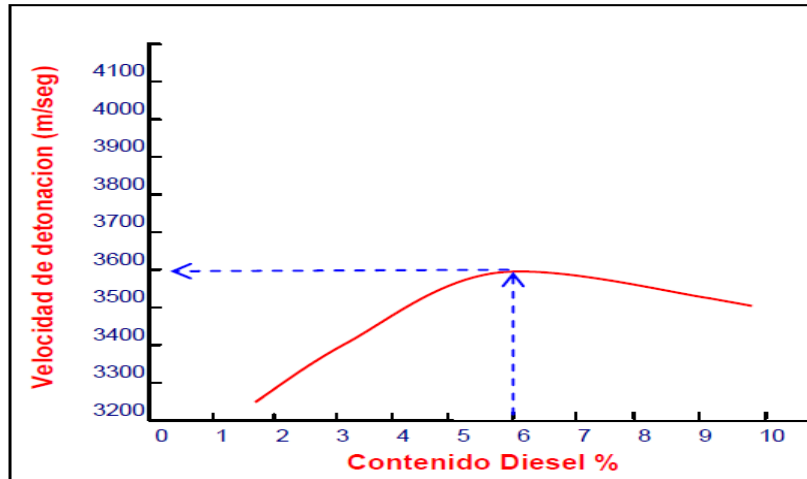
Imagen N°16. gases de acuerdo al contenido de petróleo en el anfo.



Fuente: manual de Famesa

La velocidad de detonación del ANFO es variable que está en función del % de oxígeno tal como se muestra en la figura 20.

Imágen N° 17. vod vs. contenido de petróleo



Fuente : manual de Famesa

Propiedades:

Baja densidad ($0.75 \text{ gr/c}^3 - 1.1 \text{ gr/c}^3$)

Velocidad detonación (2700 m/s – 5000 m/s)

Dependiendo del iniciador (cebo).

Nula resistencia de agua (higroscópico)

Baja sensibilidad, simpatía y transmisión

Mayor generación de gases.

Imágen N° 18 anfo



Fuente: elaboración propia

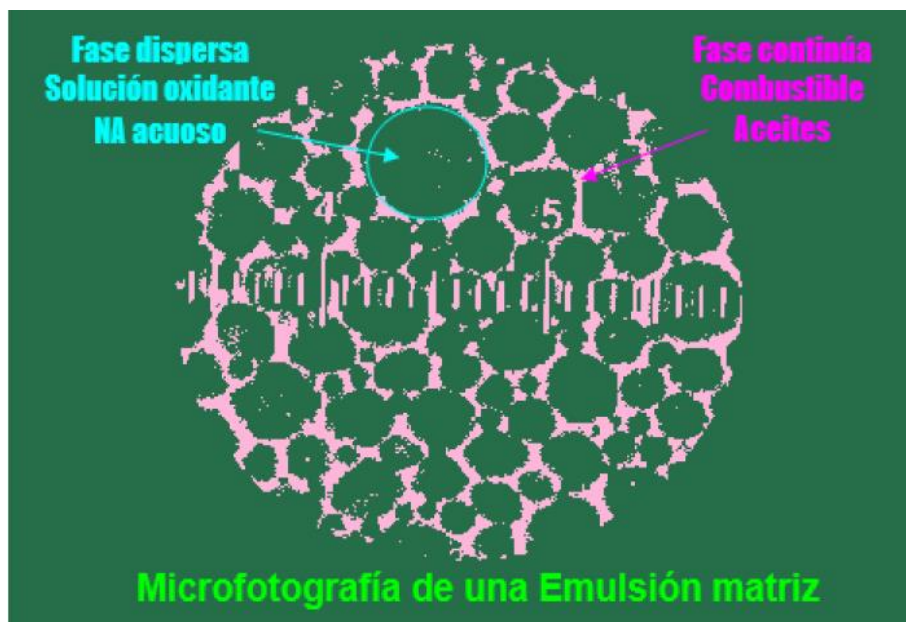
4.5.1.2.. Emulsiones Explosivas

Explosivo constituido por dos fases líquidas naturalmente inmiscible entre si, una de ellas es dispersa como pequeñas gotas dentro de la otra, adicionalmente se agregan sensibilizadores (micro esferas contenido aire).

Para impedir que la mezcla explosiva en reposo las fases dispersas y continua se asientan, se agregan pequeñas cantidades de agentes emulsificantes.

El aire contenido en el micro esferas sirve para sensibilizar la mezcla, al ser violentamente comprimido por la presión de la onda de choque iniciadora, se inflama produciendo un efecto denominado de puntos calientes (hot spot).

Imagen N°19. Microfotografía de una emulsion matriz



Fuente: Famesa

Las emulsiones son resistentes al agua, proveen altas velocidades de detonación, alta energía disponible y alto poder de fracturamiento.

Propiedades:

Densidad 1.12gr/cc – 1.18gr/cc

Velocidad de detonación alta (4800 m/s – 5200 m/s)

Resistencia el agua (excelente).

Baja sensibilidad, simpatía y transmisión.

Corta vida útil y duración.

La velocidad de detonación es la característica más importante del explosivo cuanto más grande sea la velocidad de detonación del explosivo, tanto mayor es su potencia.

Se entiende por detonación de un explosivo a la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. Esta transformación se realiza a elevadísimas temperaturas con un gran desprendimiento de gases casi 10.000 veces su volumen.

Emulsión explosiva encartuchada. En Minera Shuntur utilizamos la emulsión de 1 1/2" x 12" 3000, 1 1/2" x 8" 3000, 1" x 7" 5000.

- **Emulnor de 1 1/2" x 12" 3000** = Contiene en una caja 64 unidades divididas en 2 bolsas de 32 unidades con un peso neto de 25 kg y un peso bruto de 26,5 kg.

Imagen N°20. emulnor 1 ½ x 12" 3000



Fuente: elaboración propia

- **Emulnor de 1 1/2" x 8" 3000** = Contiene en una caja 96 unidades divididas en 2 bolsas de 48 unidades con un peso neto de 25 kg y un peso bruto de 26,5 kg.

Imagen N°21. Emulnor 1 ½ x 8" 3000



Fuente: elaboración propia

- **Emulnor de 1" x 7" 5000** = Contiene en una caja 246 unidades divididas en 2 bolsas de 123 unidades con un peso neto de 25 kg y un peso bruto de 26,5 kg.

Imagen N°22. Emulnor 1 x 7" 5000



Fuente: elaboración propia

4.5.1.3. Pentacord (cordón detonante)

Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto por fibras sintéticas y forrado por un material plástico

Existen varios tipos de Pentacord tales como 3P, 3PE, 5P, 5PE, 8P, 8PE, 10P, 10PE. En Minera Shuntur utilizamos el 3P

- **Pentacord 3P:** Es un cordón detonante de bajo gramaje desarrollado para iniciar al fanel, Mininel y para voladuras secundarias.

El Pentacord está envasado en una caja de cartón que consta de 2 rollos cada uno con 750 mts haciendo 1500 mts en total, teniendo como peso neto 16.3 kg y peso bruto 18.3 kg.

Imágen N° 23 Pentacord



Fuente: elaboración propia

Imágen N° 24 características técnicas

		3 P	3 PE	5 P	5 PE	8 P	8 PE	10 P	10 PE
		PESO DE CARGA	(g/m)	4	4	5	5	8	8
(granos/pie)	19		19	24	24	38	38	47	47
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN	(kg)	60	70	60	70	60	70	60	70
	(lb)	132	154	132	154	132	154	132	154
VELOCIDAD DE DETONACIÓN	(m/s)	6 800	6 800	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000
	(pie/s)	22 309	22 309	22 965	22 965	22 965	22 965	22 965	22 965

Fuente: Famesa

4.5.2. Accesorios de voladura

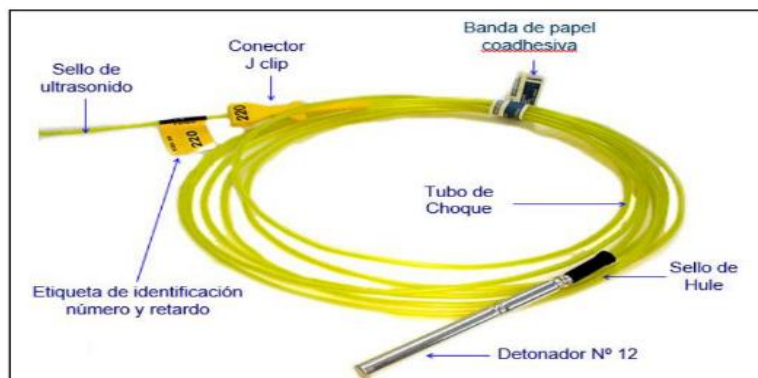
Los accesorios de voladura utilizados son de la línea FAMESA tales como.

4.2.2.1 Fanel (Fulminante no eléctrico de retardo)

Las mezclas explosivas por si solas no pueden ser detonados, de manera que para ser usados eficientemente necesitan de elementos que produzcan una onda de detonación o una chispa para iniciar y/o transportar esta onda de chispa de taladro a taladro y un tercer grupo que retardan y controlan los tiempos de detonación de cada grupo de taladros.

Internamente está cubierta por una sustancia reactiva que al ser activado conduce una onda de choque a una presión y temperatura suficiente para iniciar al detonador Fulminante N° 12

Imagen N°25 Partes de un detonador no eléctrico



Fuente: Famesa

Tiene la precisión y confiabilidad y la ventaja adicional que no hay riesgo a los efectos de la electricidad estática, corrientes inducidas y corrientes erráticas, se utilizan cordón detonante como medio de iniciación.

- **Ventajas de su uso:**

Al contar con retardos incorporados permite incrementar las mallas de perforación en tajeos y en frentes, reducir el número de taladros, provocando la optimización y calidad de las voladuras, desde el punto técnico – económico.

Minimizar la ocurrencia de “tiros cortados”.

Mejora la fragmentación, control de lanzamiento de la pila.

Conexiones fáciles y rápidas.

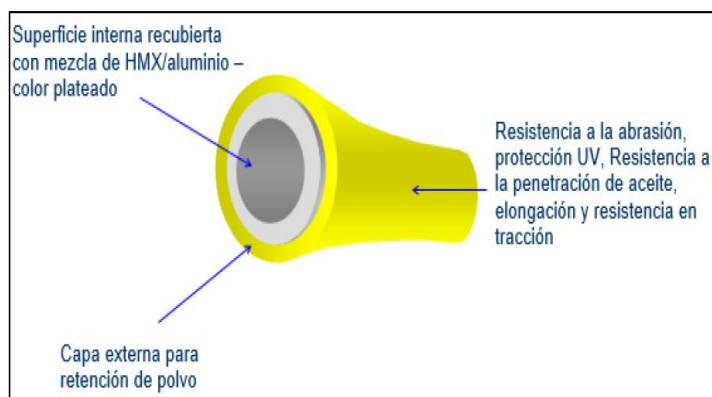
Disminuye el daño causada a las cajas y rocas remanentes.

Disminuye las vibraciones por efecto de la voladura.

- **Tubo de choque (manguera)**

Internamente está cubierto por una sustancia reactiva que al ser activado conduce una onda de choque a una presión y temperatura suficiente para iniciar al detonador.

Imagen N°26 Diseño de manguera bi-capa



Fuente: Famesa

Capa interna entrega retención explosivo polvo HMX/aluminio.

Capa externa entrega resistencia al aceite y resistencia física – combinada.

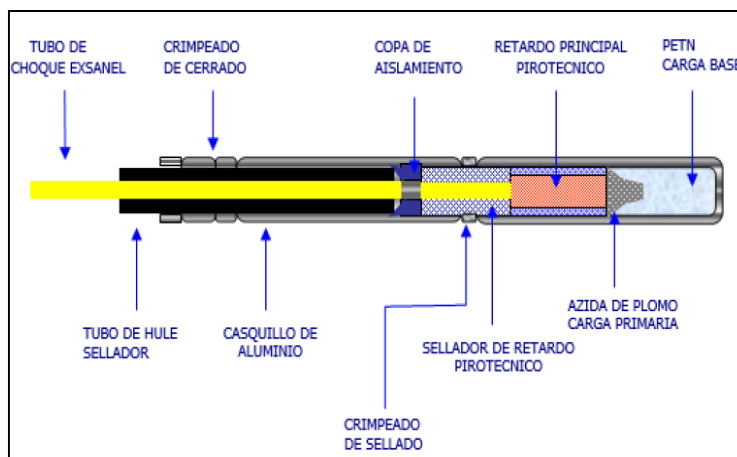
La velocidad de onda de choque es de 2000 m/s.

En caso de corte se produce ingreso de humedad ocasionando – “tiro quedado”.

- **Fulminante N° 12**

Son sustitutos de los elementos comunes, poseen elementos de retardo pirotécnico para detonar en diferentes intervalos de tiempo, son fabricados en series de ½ segundo y milisegundo.

Imágen N°27 partes de fulminante

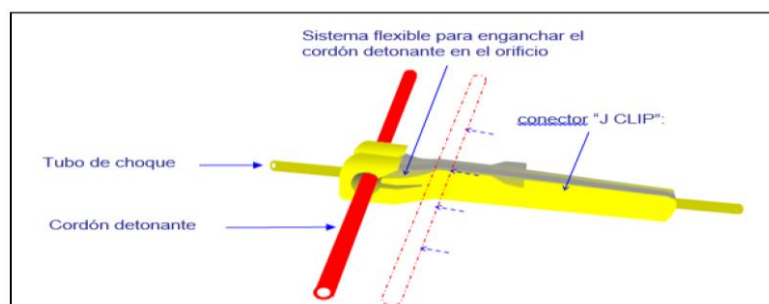


Fuente: Famesa

- **Conector “J clip”**

Diseño de conector “J clip”: es utilizado para poner en contacto el cordón detonante con el tubo de choque y transmitir la onda hacia el detonador.

Imágen N°28 partes del conector



Fuente: Famesa

El sistema es seguro cuando el cordón está dentro del oficio del conector no es posible desconectar con facilidad. El cordón detonante consiste en un reguero de un alto explosivo usualmente PETN, el cual está cubierto de materiales sintético, que lo hacen flexible, impermeable y resistentes a la tensión, sirve como medio de iniciación tiene un VOD muy alto – 7000 m/s.

- **fanel periodo corto:**

Su tiempo de retardo es en Milisegundos.

Longitud de 18 metros.

La manguera Fanel es de color rojo.

El conector plástico es de color rojo.

Resistencia a la tracción de 18 kg.

Velocidad de onda de 2000 ± 200 m/s

Imagen N°29 periodo corto



Fuente: elaboración propia

Escala de tiempos nominales

PERIODO CORTO	
N° de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125
6	150
7	175
8	200
9	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1 000

Fuente: Famesa

- **fanel periodo largo:**

Su tiempo de retardo es en segundos.

Longitud de 4.20 metros.

La manguera Fanel es de color amarillo.

El conector plástico es de color azul.

Resistencia a la tracción de 18 kg.

Velocidad de onda de 2000 ± 200 m/s

Imagen N°30 periodo largo



Fuente: Elaboración propia

Escala de tiempos nominales

PERIODO LARGO	
N° de serie	Tiempo de retardo (segundos)
1	0,5
2	1,0
3	1,5
4	2,0
5	2,5
6	3,0
7	3,5
8	4,0
9	4,5
10	5,0
11	5,6
12	6,2
13	6,8
14	7,4
15	8,0
16	8,6

Fuente: Famesa

4.2.2.2 mecha rápida (cordón de ignición)

Es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, está compuesta por una masa pirotécnica, 2 alambres de cobre y una cobertura exterior de material plástico.

La mecha rápida que utilizamos en la Minera Shuntur es MECHA RÁPIDA Z – 18

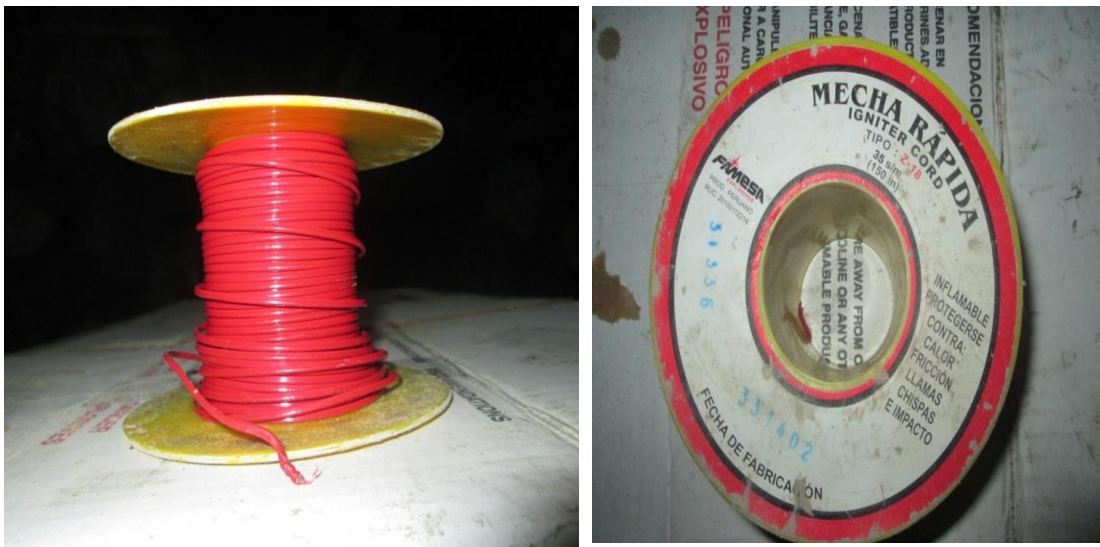
mecha rápida esta envasada en una caja de cartón de una capacidad de 10 rollos cada uno de 150 metros haciendo un total de 1500 metros, teniendo como peso neto 10,35 y un peso bruto de 11,35.

Imágen N°31 características técnicas de mecha rapida

Características técnicas	
	MECHA RÁPIDA Z - 18
COLOR DE LA MECHA RÁPIDA	Rojo
MATERIAL DE LA COBERTURA EXTERIOR	Plástico
PESO DEL MATERIAL PIROTÉCNICO (g/m)	3,4
TIEMPO DE COMBUSTIÓN a.n.m (s/m)	35
DIÁMETRO EXTERNO (mm)	1,8
PESO TOTAL (g/m)	6,5

Fuente: Famesa

Imagen N°32 carmex



Fuente: Elaboración propia

4.5.2.1. carmex (sistema abastecedor de energía)

Es seguro y eficiente como sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales.

El Carmex está compuesto por los siguientes componentes:

Fulminante Común N° 8

Mecha de Seguridad

Conector de mecha rápida

Block de sujeción.

En la Minera SHUNTUR utilizamos Carmex de 2.10, 2.70 metros.

Carmex2.10: Enbalsada en caja de cartón con una capacidad de 300 Pza. de peso neto 16.1 kg y peso bruto 17.3 k

Carmex2.70: Enbalsada en caja de cartón con una capacidad de 250 Pza de peso neto 17.4 kg y peso bruto 18.6 kg.

Imagen N°33 carmex



Fuente: Elaboración propia

4.6 CÁLCULO DE TALADROS DE CHIMENEA (SLOT)

La chimenea es perforada con perforadora neumática stoper, usando barrenos de 6 pies de longitud y diámetro de 38 mm. Tratándose de roca dura, el trazo de perforación es el corte quemado y cuya malla obedece al siguiente cálculo:

Cuadro N°17 distancia entre taladros

Distancia entre taladros (m)	Tipo de roca
0.50 a 0.55	Roca dura
0.60 a 0.65	Roca intermedia
0.70 a 0.75	Roca suave

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

Cuadro N°18 de coeficiente

Coeficiente (C)	Tipo de roca
2.0	Roca dura
1.5	Roca intermedia
1.0	Roca suave

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

Cálculo del número de Taladros

$$N_t = P/dt + (C \times S)$$

Donde:

P = perímetro de la sección

S= Sección de la chimenea

Dt = Distancia entre taladros

C = Coeficiente o factor de roca

Ancho =1.5m

Largo = 2.70m

$$P = 4x\sqrt{s} = 8.049m$$

$$Dt = 0.50 \quad C = 2.0$$

$$N_t = (8.049/0.50) + (2 \times 4.05) = 24 \text{ taladros}$$

Más 10% taladro contorno = 2.4 taladros N_t 26.4 taladros = 26 tal.

Cálculo del factor de carga: Se muestra la malla de perforación a emplearse en la chimenea doble convencional.

cuadro N°19 factor de carga

Tipo de roca	Factor : Kg/m ³
Muy difíciles	1.50 a 1.80
Difíciles	1.30 a 1.50
Fáciles	1.10 a 1.30
Muy fáciles	1.0 a 1.20

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

$$F_c = 1.65 \text{ kg/ m}^3.$$

Cantidad de carga para un disparo (Qc):

$$\text{Volumen} = 4.05 \text{ m.} \times 1.7 \text{ m} = 6.8 \text{ m}^3$$

$$Q_{dp} = 1.65 \text{ Kg/m}^3 \times 6.8 \text{ m}^3 = 11.22 \text{ Kg}$$

Cantidad de carga por taladro:

$$Q_t = 11.22 \text{ Kg} / 23 \text{ tal.} = 0.48 \text{ Kg}$$

Cantidad de cartuchos: Peso cartucho = 0.090 Kg

$$\text{N}^\circ \text{ de cartuchos/tal promedio.} = 0.49 / 0.09 = 5.4 = 5 \text{ cart.}$$

Cuadro N° 20 de distribución de explosivos

PARA ROCA DURA		N° Cart/Tal. 65% x 7/8" x 7"	N° Taladros	Total Kg Dinamita
Nomenclatura	Fanel			
Alivio			3	
Corte	1R	7	3	1.89
Primera Ayuda	2R	6	4	2.16
Segunda Ayuda	3R	6	4	2.16
Taladros laterales.	4R	5	4	1.8
Taladros contorno	5R	5	8	3.6
Total			26	11.61

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

4.7 CÁLCULO DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA EL TAJO SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1max = \left(\frac{D}{33}\right)x\sqrt{(dc \times PRP)/cxfxE/B} \quad BP1 = Bmax - 2xD - (0.02xL)$$

$$LB2ma = 0.046xD$$

$$BP2 = Bmax - 0.1 - 0.03xL$$

Cuadro N°21 Leyenda

LEYENDA	
Bmax.	Burden máximo
D	Diámetro de taladro
C	Constante de roca
	c = 0.3+0.75 rocas medias
	c = 0.4+0.75 rocas duras
f	Factor de fijación
	Taladros verticales f:1.00
	Taladros inclinados -3:1 f:0.90
	Taladros inclinados -2:1 f:0.85
E/B	Relación entre espaciamiento y burden
dc	Densidad de carga (g/cm ³)
PRP	potencia relativa en peso de explosivo

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

El cálculo de los esquemas de perforación de taladros largos se realiza normalmente aplicando el modelo matemático de LANGEFORS

Cálculo del Burden (B):

$$B1max = \left(\frac{D}{33}\right)x\sqrt{(dc \times PRP)/cxfxE/B}$$

Dónde: B = burden (metros).

D = diámetro del barreno (mm.)

C' = constante de roca calculada a partir de c. Cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca.

Cuadro N°22 constante de roca

ROCA	CONSTANTE DE ROCA
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

E/B = relación espaciamento/burden

dc = densidad de carga (Kg/m³)

PRP = potencia relativa en peso del explosivo (1 – 1.4)

Datos:

Cuadro N°23 Bmax

Bmax.	(m)
D	64mm
C	1.15
f	1
E/B	1
dc	0.95
PRP	1.2

Fuente: Libro Mecanica de Rocas

$$B = \frac{64}{33} \times \sqrt{\frac{0.95 \times 1.2}{1.15 \times 1 \times 1}} = 1.94 \times \sqrt{\frac{1.14}{1.15}} = 1.92$$

B = 1.92 m.

Burden práctico = Bmax – (2 x D) - (0.02 x L)

D = 0.064 m. L = 20 m.

BP1 = 1.92 – 2x0.064 – (0.02x20)

B práctico = 1.40 m.

E = 1.40 m.

Taco:

$$T = 0.7 \text{ BP1} \quad T = 0.70 \times 1.40 = 1.0 \text{ m.}$$

$$\text{Carga específica (Kg/m)} = \text{Densidad explosivo} \times D.e^2 \times 0.507$$

$$\text{Densidad anfo} = 0.80$$

$$De = 64\text{mm} = 2.52 \text{ pulg adas}$$

$$\text{Carga específica (Kg/m)} = 0.8 \times 2.52^2 \times 0.507 = 2.57$$

$$\text{Longitud de carga} = 20\text{m} - 1.0\text{m} = 19\text{m}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 19\text{m} \times 2.57\text{Kg/m} = 48.83 \text{ Kg/ taladro}$$

Volumen roto por taladro:

$$\text{Vol.} = 1.40\text{m} \times 1.40\text{m} \times 20\text{m} = 39.20\text{m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 39.20\text{m}^3 \times 3.0 = 117.6 \text{ TM}$$

$$\text{Factor de Potencia} = \frac{48.83\text{Kg}}{117.6\text{TM}} = 0.42\text{Kg/TM}$$

La cantidad de taladros que se perfora para realizar una voladura es de 128, que producirá 12,960 TM de mineral.

CAPITULO V

5.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

El proceso para la realización de diseño de malla de perforación tiene los siguientes pasos:

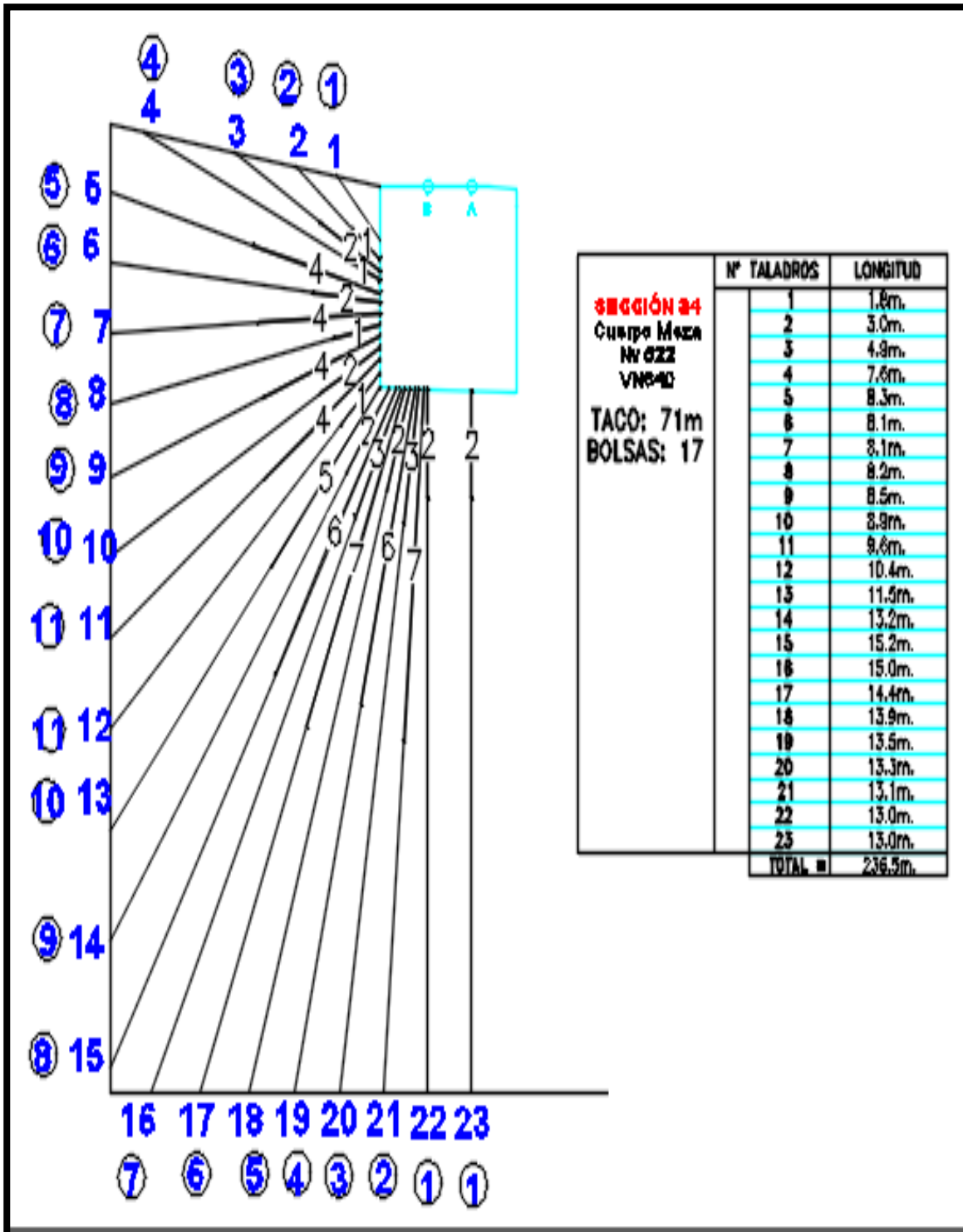
El departamento de planeamiento realiza el cálculo del burden y espaciamiento aplicando el algoritmo de Langefors mejorado y modificado.

El área de dibujo realiza secciones transversales de acuerdo al burden calculado a lo largo del tajo preparado.

El departamento de geología entrega las secciones transversales insertadas el comportamiento geológico de la estructura.

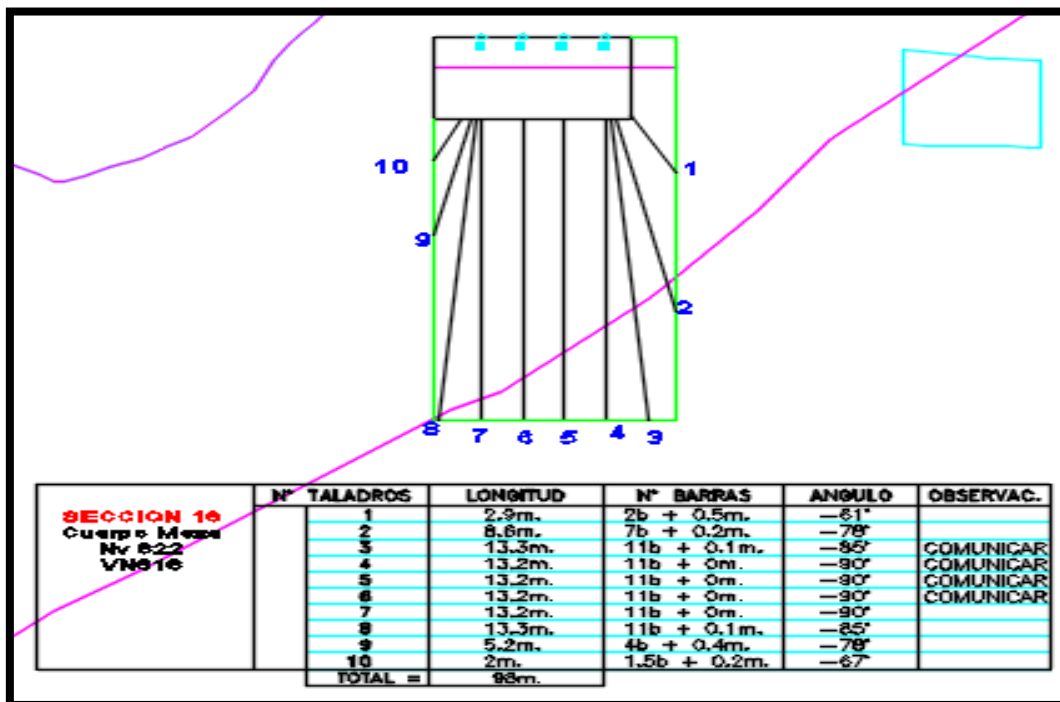
El departamento de planeamiento realiza la media de perforación con el espaciamiento calculando que será pintado en el campo por el área de topografía.

Imagen N°34 esquema de perforación y secuencia de salida del explosivo



Fuente: area de planeamiento Shuntur

Imágen N° 35 perforación en abanico



Fuente: area de planeamiento Shuntur

5.2. OPTIMIZAR LOS ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La optimización de estándares en perforación y voladura de taladros largos Sub level stoping es aquel que se toma como referencia, modelo o patrón para determinar el mínimo y el máximo aceptable de un indicador, estos parámetros sirven para el control e implementación de mejoras en un determinado proceso.:

- El cumplimiento del diseño de la malla de perforación para cada aplicación de voladura.
- Perforación eficiente según la demarcación de la malla de perforación en el campo.
- Adecuado secuenciamiento de los retardos de cada taladro en la malla de voladura y adecuado carguío de los taladros.
- Adecuada distribución de la carga explosiva en mina.

- Es importante que cumpla con el burden y espaciamento, inclinación, longitud de los taladros establecidos, las características propias de la maquina de perforación y el tipo de roca.
- Cumplir con la recomendación Geomecánica.

5.3 KEY PERFORMANCE INDICATOR (KPI)

Conocido como indicador clave de desempeño o rendimiento, son medidas para ayudar a una organización a definir y medir el progreso que se da según las metas planteadas o el nivel del desempeño de un progreso.

Los KPI tienen que ser:

Específicos

Medibles

Alcanzables

Relevantes

Temporales, en el sentido de que sea posible hacer un seguimiento de su evolución en el tiempo.

Cuadro N°24 Cálculo del KPI perforación

		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM
PERFORACIÓN	m	6125	7560	7649	7156	6945	8056	6987	6512	6005	7670	8726	7453	7237
COSTO	US\$	15313	18900	19123	17890	17363	20140	17468	16280	15013	19175	21815	18633	18092.5

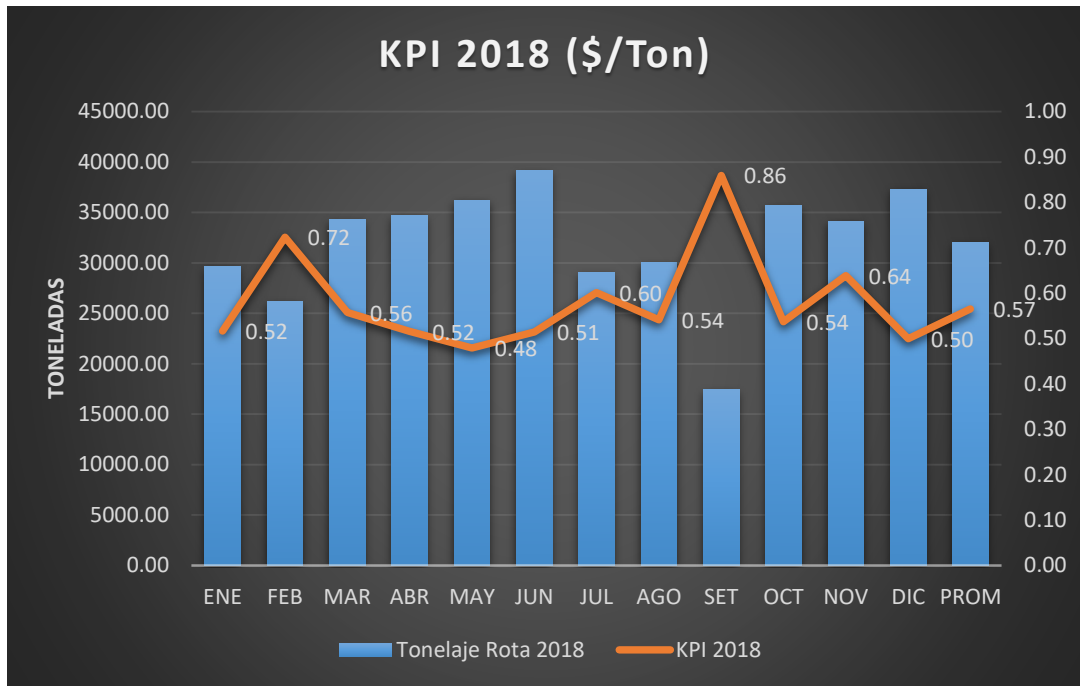
TONELAJE ROTO 2016

HORIZONTAL	t	10239.73	3165.81	1650	1908.11	10187.7	4793.35	2948.66	1762.31	211.33	4770.87	13372.2	1797.21	4733.94
VERTICAL	t	18062.3	16070.5	31328.49	29871.9	22460.39	30656.2	21118.88	26443.9	14092.88	25530.5	17512.5	30883.11	23669.29
DESMONTE	t	1342.52	6901.39	1340.61	2909.2	3581.02	3693.76	4982.72	1852.47	3159.27	5410.61	3255.02	4633.33	3588.49
TOTAL 2016	t	29644.54	26137.7	34319.11	34689.2	36229.11	39143.3	29050.27	30058.7	17463.49	35712	34139.6	37313.65	31991.72

	t/m	2.95	2.13	4.1	4.17	3.23	3.81	3.02	4.06	2.35	3.33	2.01	4.14	3.27
KPI 2016	US\$/t	0.52	0.72	0.56	0.52	0.48	0.51	0.6	0.54	0.86	0.54	0.64	0.5	0.57
	US\$/t	1.52	1.54	2.28	2.15	1.55	1.96	1.82	2.2	2.02	1.79	1.28	2.07	1.85

Fuente: elaboración propia

Gráfico N° 01: KPI de perforación del 2018



Fuente: elaboración propia

5.3.1 Cálculo de KPI de perforación

El cuadro n°24 permite el cálculo mensual del KPI de perforación durante el año 2018 y cuyo promedio alcanzó los 0.566 US\$/t en dicho periodo. Mientras que, en el gráfico 01, se compara la variación de la producción mensual con el KPI correspondiente en el año 2018, donde el valor más alto fue en el mes de septiembre alcanzando hasta 0.86 US\$/t y el menor fue en el mes mayo con un valor de 0.47 US\$/t.

5.4 Voladura

La voladura de taladros largos con malla de 1.2 m x 1.5 m; se realiza progresivamente en forma secuencial teniendo en cuenta que previamente se ha realizado la voladura de la cara libre aprovechando la chimenea que se encuentra en el extremo posterior y ha sido diseñada para este fin.

El carguío de explosivo se realizara tanto de arriba hacia abajo, como de abajo hacia arriba dependiendo de la perforación realizada. Desde los inicios de la aplicación de los taladros largos se introdujeron explosivos como ANFO y del tipo emulsión, por su resistencia al agua y potencia relativa.

Para las mallas de 1.2 m x 1.5 m se usan una secuencia de salida paralela con periodos de retardo adecuados.

Cuadro N°25 Parámetros y costos de malla rectangular

Equipo de perforación	Simba “9”
Diámetro de taladro	64 mm
Distancia de perforación	15 m
Numero de taladros	275
Total de cartuchos usados	550 cart.
Carga de anfo /taladro	28 kg / tal.
Semexa 65% (0.004 m)	26 kg/cart.
Precio de Semexa 65%	US\$ 0.23/cart.
Precio de anfo	US\$ 0.51/kg.
Costo de perforación	US\$ 1.52/m.
Tonelaje extraído	26489.4/t

Fuente: área de planeamiento Shuntur

Cuadro N°26: Parámetros y Costos de Perforación y Voladura en Taladros Largos.

Metros perforados	275 tal. x 15 m/tal = 4125 m
Costo de perforación	4125 m x 1.52 US\$/m = US\$ 6270
Explosivos usados (kg)	550 cart. x 0.26 kg/ cart. = 143 kg 275 cart. x 28 kg/cart. = 7700 kg Total = 7843 kg
Costo de voladura	7700 kg Anfo x 0.51 US\$/kg = US\$ 3927.0 550 cart. X 0.23 US\$/cart. = US\$ 126.5 Total = US\$ 4053.50
Costo de perforación= Costo de voladura= Total =	US\$ 6270.00 US\$ 4053.50 US\$ 10323.50
Factor de potencia	7843 kg / 26489.4 ton = 0.3kg/ton.

Fuente: area de planeamiento Shuntur

En la tabla 26 se puede observar el costo de perforación y voladura con una malla de perforación 1.4 x 1.4 m; asimismo el factor de potencia es de 0.3 kg/ton. Para esta malla.

5.4.1 KPI de Voladura

En la tabla Se muestra el cálculo de los KPI de voladura durante el año 2018, con un máximo de 0.34 US\$/ton en el mes de enero, un mínimo de 0.16 US\$/ton en noviembre y cuyo promedio alcanzo los 0.24 US\$/ton en dicho periodo.

Mientras que, en el gráfico 02 se compara la variación de la producción mensual con su KPI correspondiente en el año 2018.

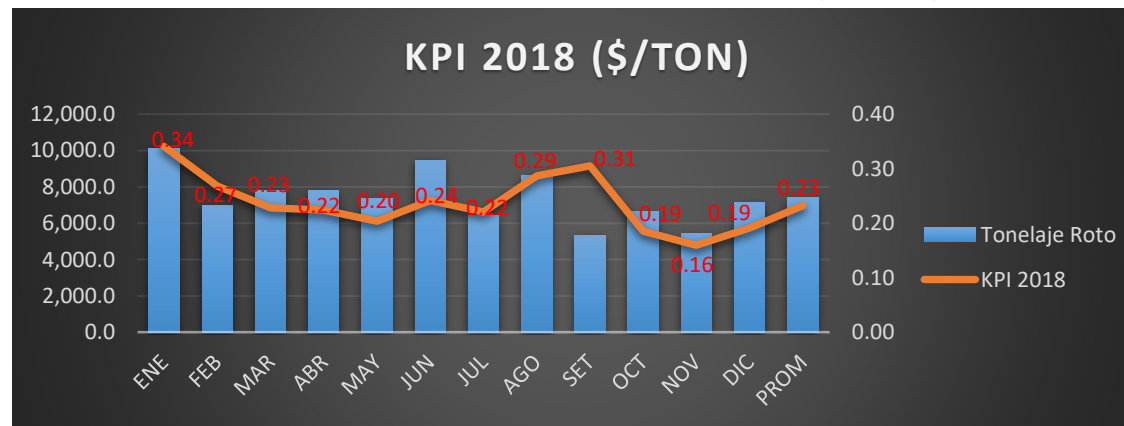
Cuadro N°27 Consumo de Explosivos

		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	PROM
Emulsión 65 de 1 1/2 x8"	Cart.	5560	3842	3890	3851	3452	4354	3165	3939	3428	2594	2310	2649	3586.2
Emulsión 65 de 1 1/2 x8"	Cart.	785	620	359	844	738	941	628	579	879	946	865	849	752.8
Examon	kg	15,260	10,560	12,256	11,987	11,514	14,855	9,915	13,680	7,489	10,621	8,546	11,621	11525.3
Costo Total	US\$	10,100.60	7,004.10	7,831.30	7,783.70	7,365.40	9,461.70	6,415.30	8,624.00	5,333.80	6,623.20	5,437.80	7,133.60	7426.2

Tonelaje Roto	t	29644.5	26137.7	34319.1	34689.2	36229.1	39143.3	29050.3	30058.7	17463.5	35712	34139.6	37313.7	31991.7
KPI 2018	US\$/t	0.34	0.27	0.23	0.22	0.2	0.24	0.22	0.29	0.31	0.19	0.16	0.19	0.23
Factor de potencia	kg/t	0.515	0.404	0.357	0.346	0.318	0.38	0.341	0.455	0.429	0.297	0.25	0.311	0.36
Programa	kg/t	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36	0.36
Objetivo	kg/t	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27

Fuente: Elaboración propia

Grafico 02: KPI de voladura en el año 2018 (US\$/ton)



Fuente: elaboración propia

5.5. EVALUACIÓN AL DAÑO DEL MACIZO ROCOSO PROVOCADO POR LA VOLADURA DE ROCAS

Generación de ondas o vibraciones que transmitidas a los terrenos circundantes, y que pueden inducir daños en la estructuras próximas.

Generación de sobrepresiones en la atmosfera u ondas aéreas (comúnmente conocidas como ruido), que son la causa de la rotura de cristales u otros componentes estructurales frágiles.

Lanzamientos incontrolados de fragmentos de roca o proyección, que pueden causar en algunas instalaciones en los socavones.

Producción de polvo y gases, que crean problemas de ventilación y dificultades de respiración, así como retrasos en la excavación.

Daños a la roca remanente, causando el fenómeno de la sobre excavación, que consiste básicamente en la degradación de la calidad de la roca al inducirse un intenso agrietamiento y fracturación de la roca más próxima a los barrenos en los que las cargas de explosivo son detonadas.

Este último efecto ha sido analizado por diversos autores, sobre todo en voladuras a cielo abierto y más recientemente en socavones.

5.5.1. DESVIACIONES DE LOS TALADROS PERFORADOS

a) Cálculo de desviación del taladro:

$$B = B_{\max} - e - (db * H)$$

Donde:

H: altura de banco (m)

e = Error en el empate, 0.02m

db = Desviación de los taladros

Despejando la ecuación anterior se tiene:

$$db = B_{\max} - e - B/H$$

$$db = 1.92 - 0.02 - 1.40/25$$

$$db = 0.02\text{m/m}$$

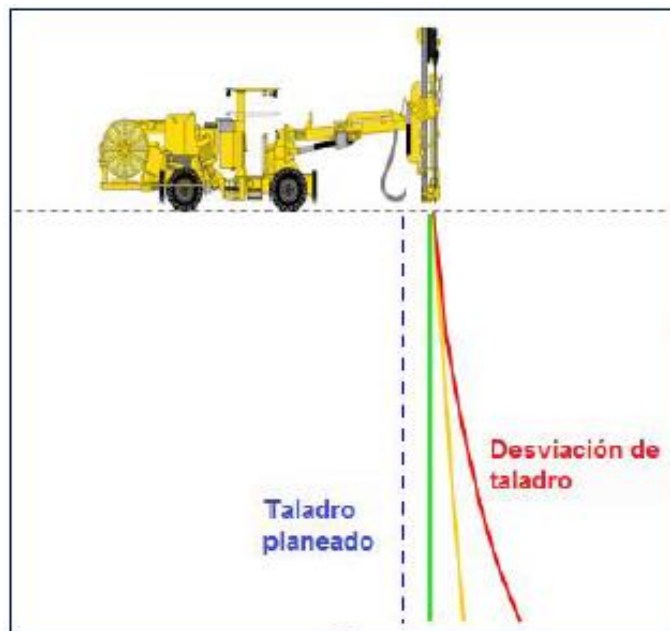
b) Factores que originan desviación del taladro antes de la perforación

Error en el posicionamiento del equipo

Error en la selección y lectura de ángulos.

Error en el emboquillado y en la fijación de la viga de avance.

Imagen N°36 desviación de taladro



Fuente: Beltran Beltran, Kevin Edilberto

5.6. VIBRACIONES

Variables de diseño modificado:

Se reducir la carga operante

Se redujo número barrenos con igual número de detonadores

Se reajusto el tiempo de retardo y secuencia de encendido

Se Controló el diseño geométrico de voladura

Estimación de vibración:

$$A = K * \frac{\sqrt{Q}}{DS}$$

Donde:

A: Amplitud máxima de partícula (mm)

Q: Peso de la carga de explosivo (kg)

DS: distancia desde la voladura al punto de registro (m)

K: constante característica del lugar que varía desde 0.57, para rocas duras competentes, hasta 3.40 para suelos no consolidados.

$$A = K * \frac{\sqrt{Q}}{DS} = 1.80 * \frac{6.9}{200} = 0.027 \text{ mm.}$$

Significa grietas insignificantes conforme a la tabla.

cuadro N° 28 daño de macizo rocoso

DAÑO EN EL MACIZO ROCOSO SEGÚN LANGEFORDS				
VELOCIDAD PARTICULA (VP) (m/s)	4500 - 6000		RESPUESTA	E mm/m
	b	c		
Velocidad partícula pico (vpp)	35	70	grietas interceptibles	0.014
Velocidad partícula pico (vpp)	55	100	grietas insignificantes	0.02
Velocidad partícula pico (vpp)	80	150	agrietamiento	0.03
Velocidad partícula pico (vpp)	115	225	agrietamiento severo	0.046

Fuente: Teoría de Langefords

b: rocas semiduras: pizarra, caliza blanda

c: rocas duras (caliza, cuarcita, granito)

CAPITULO VI

6.1. RESUMEN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA:

La perforación se realiza con equipos de las contratistas CONTMIN (labores de preparación desarrollo, infraestructura y exploración), NEXMIN, GIGANTE (taladros largos en abanico positivo, negativo y paralelo), y la voladura con explosivos de la empresa FAMESA.

El método de explotación que se aplica en Minera SHUNTUR S.A.C. Zona Sagitario es Taladros Largos (SUB LEVEL STOPING) en Positivo y Negativo, tanto en cuerpos como en vetas.

Las mismas realizan para lograr un objetivo predeterminado, pueden ser a cielo abierto, ya sea en galerías, tuneles o debajo del agua.

Cuadro N° 29 Costo Unitario de Slot Antes de la Investigación

ITEM	DESCRIPCIÓN	Cantidad /Corte	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	Subtotal (\$/Tn)	TOTAL (US\$)
1	MANO DE OBRA H/G						
	Perforista	1.38	Tarea	44.3	61.13	42.45	
	Ayudante de perforista	1.38	Tarea	42.86	59.15	41.07	
	Operador Scoop	0.34	Tarea	51.5	17.51	12.16	95.69
2	MATERIALES						
	Barra cónica de 4'	65.05	pp	0.08	5.2	3.61	
	Barra cónica de 6'	65.05	pp	0.09	5.85	4.07	
	Broca descartable 38 mm	130.1	pp	0.12	15.61	10.84	
	Aceite de perforación	0.22	ln	9.58	2.08	1.44	
	Mang de 1/2" (30m/disp.)	1	l	0.67	0.67	0.47	
	Mang de 1" (30m/disp.)	1	ml	1.29	1.29	0.9	21.32
3	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Implementos de Seguridad perforación	2.75	Tarea	3	8.25	5.73	
	Implementos de Seguridad Ayudantes	0	Tarea	2.76	0	0	
	Implementos de Seguridad Operadores	0.34	Tarea	2.5	0.85	0.59	
	Herramientas perforación voladura	1		18	18	12.5	18.82
4	EQUIPOS						
	Perforadora Jackleg	130.1	pp	0.06	7.81	5.42	
	Perforadora Jackleg Mant. 75%	130.1	pp	0.05	6.5	4.52	
	Lámpara de Batería U/Corte	3.09	d/H	1.05	3.24	2.25	
	SCOOP 2.5 YD3	0.63	h/m	0	0	0	12.19
COSTO DIRECTO						148.02	
UTILIDAD						12.00%	17.7628
COSTO INDIRECTO						54.77	
COSTO TOTAL POR METRO LINEAL						Us\$/. 220.56	

Fuente: Elaboración contrata CONTMIN

6.1.1 Cuadro N° 31 Costo Unitario de Taladros Largos Antes de la Investigación

COSTO DE EXPLOTACION METODO DE SUBNIVELES - TALADROS LARGOS						
Items	Descripcion	Und	Cantidad	Precio	Parcial	Total
				US \$	US\$	US\$
MANO DE OBRA:						
1	Operador Jumbo	H.H	66	2.65	174.9	
	Ayudante Operador	H.H	66	2.06	135.96	
	Cargador explosivo	H.H	18	2.1	37.8	
	Operador scoop	H.H	60	2.48	148.8	
	Capataz	H.H	30	2.99	89.7	
	Leyes sociales (62%)					355.59
EXPLOSIVOS Y MECHAS:						
2	Emulsión	Kg	13.82	61.2	845.784	
	Anfo	Kg	4,860.50	0.8	3888.4	
	Fanel (periodo largo).	U	138	1.44	198.72	
	Pentacord	m.	42	0.18	7.56	
	Carmex de 7'	U	1	0.57	0.57	
EQUIPOS DE PERFORACION:						
3	Jumbo Hidráulico PTL	H.M	66	109.1	7,200.60	
	Barras de perforación T-38 (4 pies)	m	1,940.00	0.08	155.2	
	Brocas de 64 mm.	m	1,940.00	0.23	446.2	
	Shank adapter	m	1,940.00	0.05	97	
EQUIPO DE LIMPIEZA -RELLENO:						
4	Scoop Diesel de 4.6 yd ³	H.M	100	70.34	7,034.00	7,034.00
EQUIPO DE SEGURIDAD:						
5	Implementos de seguridad	Tarea	40	2.76	110.4	110.4
HERRAMIENTAS						
6	Herramientas diversas(5% MO)				46.46	46.46
PERNOS DE ROCA:						
7	Perno Splite set	U	25	13.57	339.25	339.25
RELLENO:						
8	Relleno Detritico	m ³	2,500.00	13.5	33,750.00	33,750.00
9	Energía eléctrica	Kw-h	3,580.00	0.55	1,969.00	1,969.00
COSTO TOTAL:						57,031.89
TM/DISPARO						12150
COSTO POR TONELADA (\$/TM)						4.69

Fuente: Elaboración propia

6.1.2 Cuadro N° 32 Costos Unitarios de Taladros Largos Despues de la Investigación

COSTO DE EXPLOTACIÓN METODO DE SUBNIVELES - TALADROS LARGOS						
Items	Descripción	Und	Cantidad	Precio	Parcial	Total
				US \$	US\$	US\$
1	MANO DE OBRA:					
	Operador Jumbo	H.H	64	2.65	169.6	929.13
	AyudanteOperador	H.H	64	2.06	131.84	
	Cargador explosivo	H.H	6	2.1	33.6	
	Operador scoop	H.H	60	2.48	148.8	
	Capataz	H.H	30	2.99	89.7	
	Leyes sociales (62%)				355.59	
2	EXPLOSIVOS Y MECHAS:					
	Emulsión	Kg	11.52	61.2	705.02	4,568.15
	Anfo	Kg	4,588.80	0.8	3,671.04	
	Fanel (periodo largo).	U	128	1.44	184.32	
	Pentacord	m.	40	0.18	7.2	
	Carmex de 8'	U	1	0.57	0.57	
3	EQUIPOS DE PERFORACIÓN:					
	Jumbo Hidráulico (Barreno 12')	H.M	64	109.1	6,982.40	7,673.60
	Barras de perforación T-38 (5 pies)	m	1,920.00	0.08	153.6	
	Brocas de 64 mm.	m	1,920.00	0.23	441.6	
	Shank adapter	m	1,920.00	0.05	96	
4	EQUIPO DE LIMPIEZA					
	Scoop Diesel de 4.1 yd ³	H.M	100	70.34	7,034.00	7,034.00
5	EQUIPO DE SEGURIDAD:					
	Implementos de seguridad	Tarea	40	2.76	110.4	110.4
6	HERRAMIENTAS					
	Herramientas diversas(5% MO)				46.46	46.46
7	PERNOS DE ROCA:					
	Perno Splite set	U	25	13.57	339.25	320.25
8	RELLENO:					
	Relleno Detrítico	m ³	2,500.00	13.5	33,750.00	33,710.00
9	Energía eléctrica	Kw-h	3,520.00	0.55	1,936.00	1,936.00
COSTO TOTAL:						56,387.00
TM/DISPARO						12,960.00
COSTO POR TONELADA (\$/TM)						4.35

Fuente: Elaboración propia

6.2. Resumen de Perforación y Voladura Después de la Investigación

Cuadro N° 33 resumen de chimenea (slot)

Números de taladros (Nt)	26 und.
Carga por disparo	11.22 kg
Cantidad de carga por taladro	0.48 kg
Cartuchos por taladro	5 und.
Factor de potencia	0.55 kg/TM

Fuente: Elaboración propia

Cuadro N°34 resumen de taladros largos

Descripción	Unidades
Burden Máximo	1.92m
Burden practico	1.40m
Espaciamiento	1.40m
Taco	1m
Carga especifica	2.57 kg/m
Longitud de carga	19m
Cantidad de explosivo por taladro	48.83 kg/tal.
Volumen roto por taladro	39.20m ³
Tonelaje por taladro	117.6 TM
Factor de potencia	0.42 kg/TM

Fuente: Elaboración propia

:

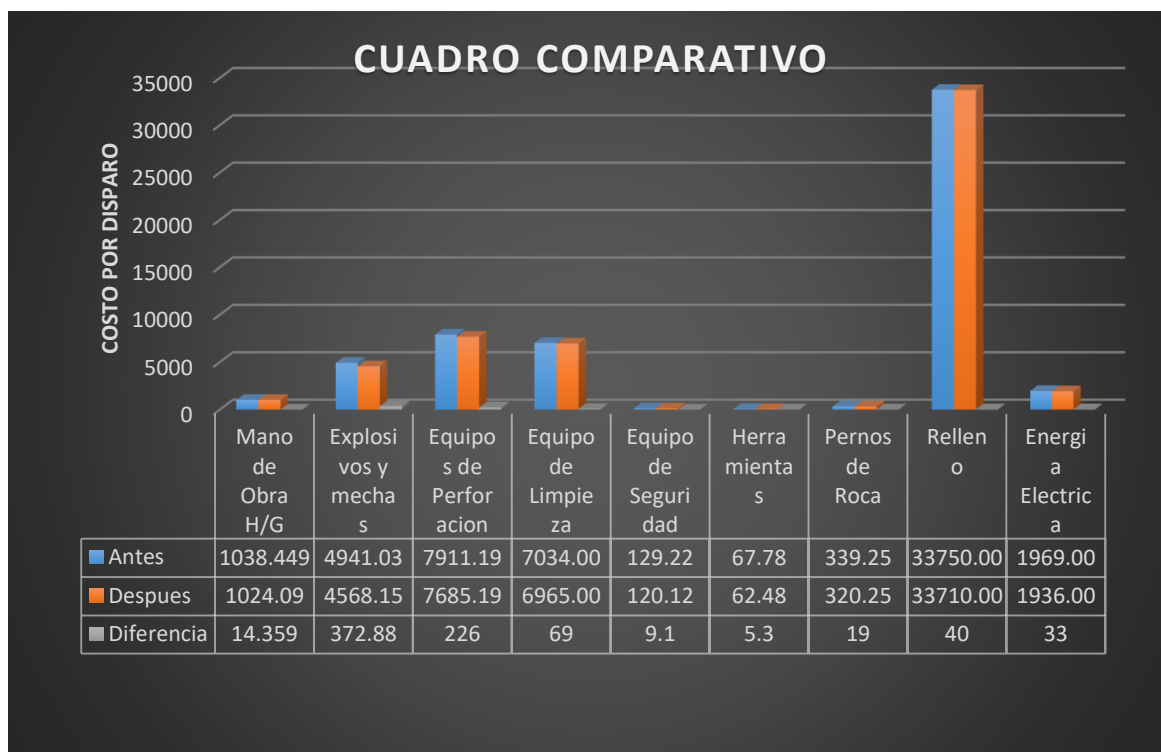
6.3 CUADRO COMPARATIVO DEL COSTOS DE ANTES Y DESPUES DE LA INVESTIGACIÓN

DESCRIPCIÓN	Antes de la Investigación	Despues de la Investigación	Diferencia
Mano de Obra H/G	1038.449	1024.09	14.359
Explosivos y mechas	4941.03	4568.15	372.88
Equipos de Perforación	7911.19	7685.19	226
Equipo de Limpieza	7034	6965	69
Equipo de Seguridad	129.22	120.12	9.1
Herramientas	67.78	62.48	5.3
Pernos de Roca	339.25	320.25	19
Relleno	33750	33710	40
Energia Electrica	1969	1936	33
Costo por disparo	57179.92	56391.28	788.64

Fuente: elaboración propia

Por disparo se estaría reduciendo un costo de \$ 788.64 en el siguiente cuadro se muestra el ahorro en función al tiempo.

Figura N° 3 Comparativo Antes y Después de la Investigación



Fuente: Elaboración propia

6.4. CUADRO AHORRO EN FUNCIÓN AL TIEMPO

Tiempo	Ahorro por minimizar sobre/rotura (\$/.)
Por Semana	788.64
Por Mes	3,154.56
Por Año	37,854.67

Fuente: Elaboración propia

El monto resulta solo de un tajo, si se considera todo los tajos producción el monto será mayor, por ende el trabajo se justifica por el optimización en perforación y voladura en taladros largos.

6.5 RESULTADOS SOBRE LA SEGURIDAD

De acuerdo a los resultados de la voladura de taladros largos de contorno y de producción se ha logrado una buena estabilización de la labor, obteniéndose una periferia uniforme y escaso daño de la roca circundante del tajo.

6.6 DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS

De acuerdo a los resultados obtenidos se puede concluir que la implementación del método Sub Level Stopping de taladros largos paralelos, genero buenos resultados como:

Dilución se ha reducido del 20% al 11%.

De igual manera el factor de potencia igual 0.35 kg/TM, factor de energía igual a 1.32 MJ/TM, los cuales son menores al anterior cuando el valor fue de 0.62 kg/TM para el factor de potencia y el factor de energía fue igual a 2.34 MJ/TM, esto trae consecuencia, la reducción de la vibración debido a la disminución de la carga explosiva tal como demuestra Langefors respecto a la velocidad de la vibración en su modelo de 1978.

Así mismo se tiene la reducción de costos de \$ 57179.92 a 56391.28. Teniendo una diferencia de \$ 788.64 (utilidad).

CONCLUSIONES

Tras haber analizado diferentes situaciones y variables en el presente informe podemos concluir que al ejecutar el siguiente proyecto:

Se calculó el costo de inversión de la implementación del presente proyecto y se comparó con los estándares de operación actual con resultados satisfactorios.

1. El método de sub level Stoping, es un método más seguro que los métodos convencionales como el corte y relleno, Shrinkage, por tener menor tiempo de exposición del personal en los tajos, trabajar con equipos mecanizados sustituye al trabajo convencional.
2. Problema en la aplicación del método de taladros largos es la irregularidad de la estructura mineralizada, la cual generaría mayor dilución en los blocks.
3. Se redujo el costo de voladura en tajos con taladros largos.
4. Uno de los modelos matemáticos que se eligió es Langefors donde considera parámetros como el factor de fijación y el factor de inclinación, forma y tamaño del yacimiento, así como la geomecánica del macizo rocoso.
5. Después de la aplicación el factor de potencia es 0.42 kg/TM, que es menor ante el valor 0.52 kg/TM. Por lo tanto se redujo el costo.

RECOMENDACIONES

Finalmente, se recomienda ejecutar el proyecto expuesto en el presente proyecto con todos sus trabajos previos necesarios a fin de llevar a cabo la operación descrita y generar los ahorros calculados en el menor tiempo posible.

1. El método de sub level Stopping, es económico Alta productividad menor exposición de personal y menos aplicación de mano de obra.
2. Prepara los refugios en las ventanas de extracción, para controlar los equipos con telemando.
3. Cumplir con el programa de mantenimiento, con la finalidad de tener los equipos con disponibilidad mecánica de 85%.
4. Extender el método de tajeo por subniveles con taladros largos para en todas las secciones que cumplan con las condiciones geométricas y geo mecánicas.
5. Determinar la desviación de los taladros para una mejora continua usando levantamientos topográficos.

REFERENCIA BIBLIOGRAFÍA

1. SME Mining Engineering Handbook, Hartman, 3th Edition
2. Bustillo Revuelta, M. y Lopez Jimeno, c.(1997) Manual de Evaluación y Diseño de explotaciones mineras.
3. Palomino Vallejo, Uliánov (2007), la investigación titulada “Minado por Sub – Niveles con Taladros Largos en Cuerpos y Vetas.
4. Langefors, & Kihlstrom. (1984). Voladura de Rocas. 4ta Edición. New York, Estados Unidos: Editorial Quorum Books, Westport.
5. Lopez, C. (2000). Manuel y Diseño de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid, España.
6. Ames, V. (2012). Perforación y Voladura de Rocas. 4ta Edición. Huancayo, Perú.
7. Agreda, C. (1996). Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de Rocas. Lima, Perú: UNI
8. Ojeda, R. (2004). Diseño de Malla de Perforación y Voladura subterránea aplicando un modelo de áreas de influencia (trabajo de investigación). Mina San Rafael, Puno, Perú.
9. Construcción de chimeneas por método convencional y plataforma alimak en la Mina Raúl, 2011 perteneciente a la empresa Minera Condestable s.a.c, Kiusa Huamani Huaylla, 2012.
10. Manual de EXSA

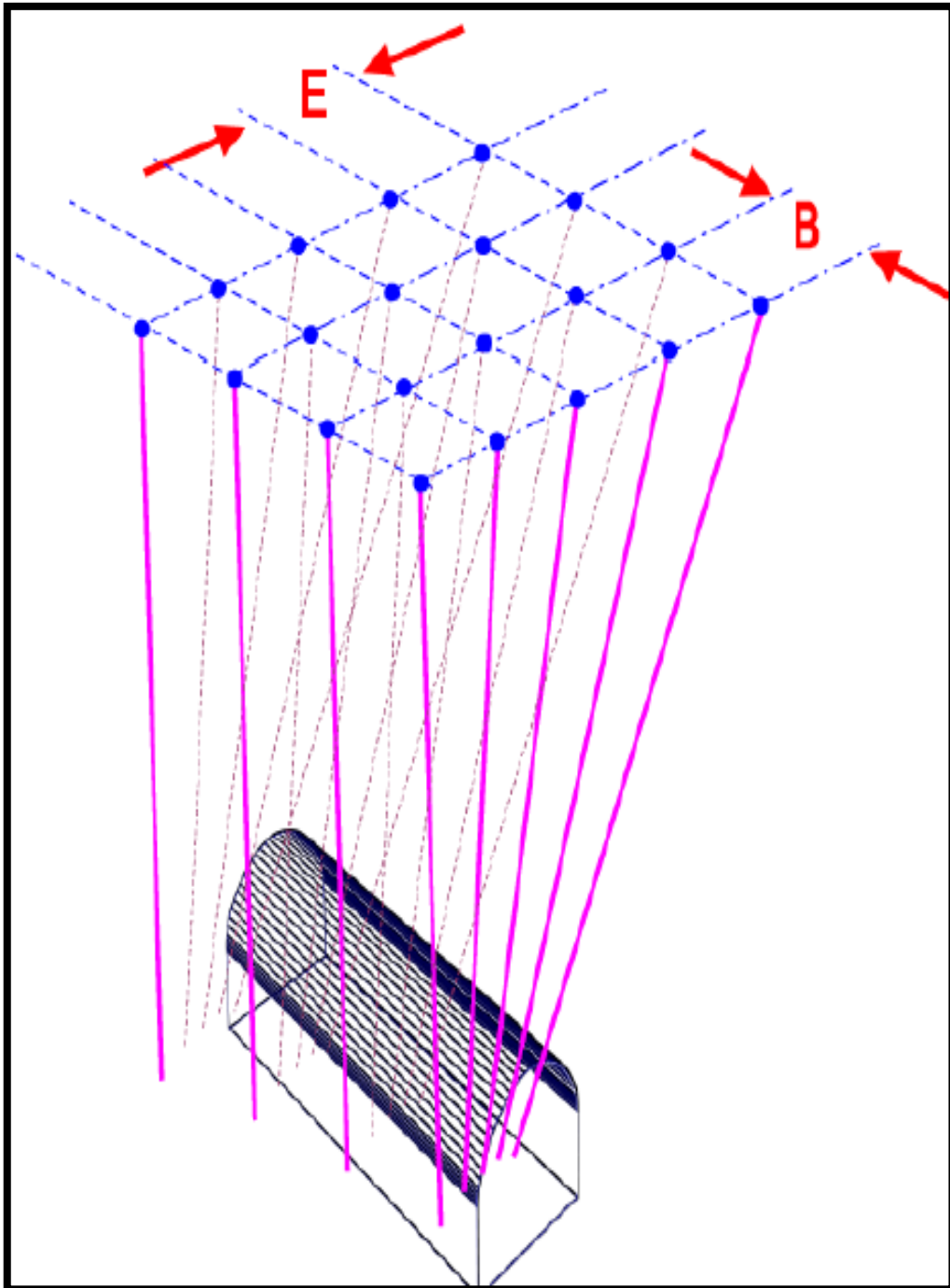
ANEXO

Glosario de términos y definiciones

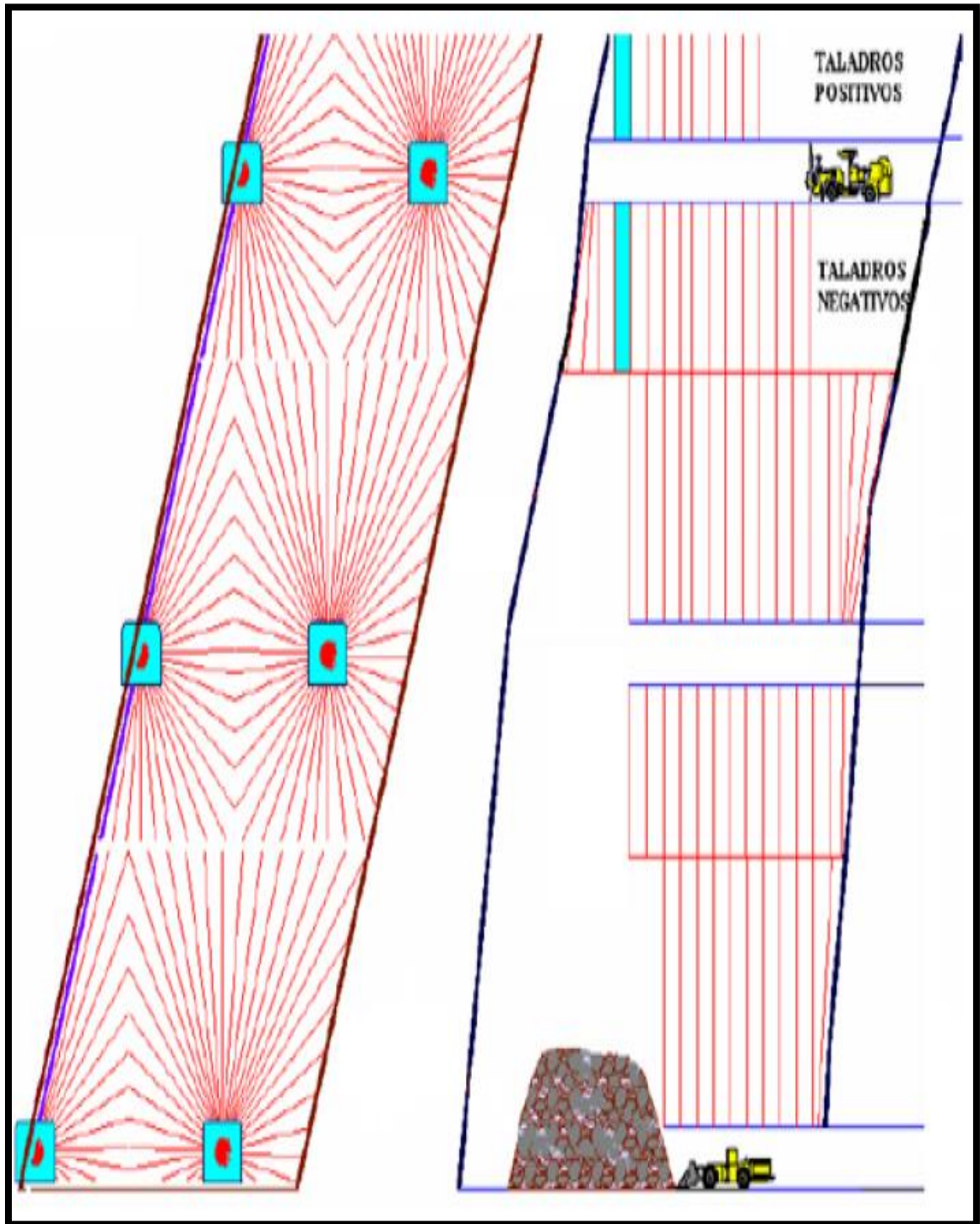
TMD	Toneladas métricas por día
SUB LEVEL STOPING	Método de explotación de minado masivo (Taladros largos)
BANQUEO	Separación entre niveles de explotación
RAMPA	Labor inclinada de sección grande usada como acceso principal a los niveles de la operación
JUMBO	Equipo electro-hidráulico de perforación de frente
SCOOP	Equipo diésel para limpieza y acarreo de material
PERNO HELICOIDAL	Barra de fierro corrugado que se inserta en un taladro perforado y se ancla mediando cementantes a la roca para sostenerla
CARTICHO DE RESINA	Cartucho que contiene Resina y Aditivos para su rápida fragua al instalar los pernos helicoidales
CEM-CON	Cartucho que contiene cemento y se usa para el anclaje de pernos helicoidales
BURDEN	Distancia del taladro de producción a la cara libre
ESPACIAMIENTO	Distancia entre secciones de producción
CHIMENEA	Labor vertical que comunica 2 niveles de producción
VCR	Vertical Crater retreat, tipo de voladura en donde se vuelan labores verticales sin la necesidad de una cuadrillare de perforacion y voladura
TAJO	Labor de explotación de gran dimensión
STOCK PILE	Ruma de acumulación primeria
FACTOR DE SEGURIDAD	Relación entre la Resistencia de un material y el esfuerzo inducido a este
EMULSION	Explosivo con gran resistencia al agua
ANFO	Explosivo en base a nitrato de amonio con gran generación de energía de gases
FANEL	Accesorio de voladura con tiempo de retardo
CARMEX	Accesorio de voladura para iniciación de taladros
JETANOL	Cargadora de anfo en base a aire comprimido

Fuente:elaboración propia

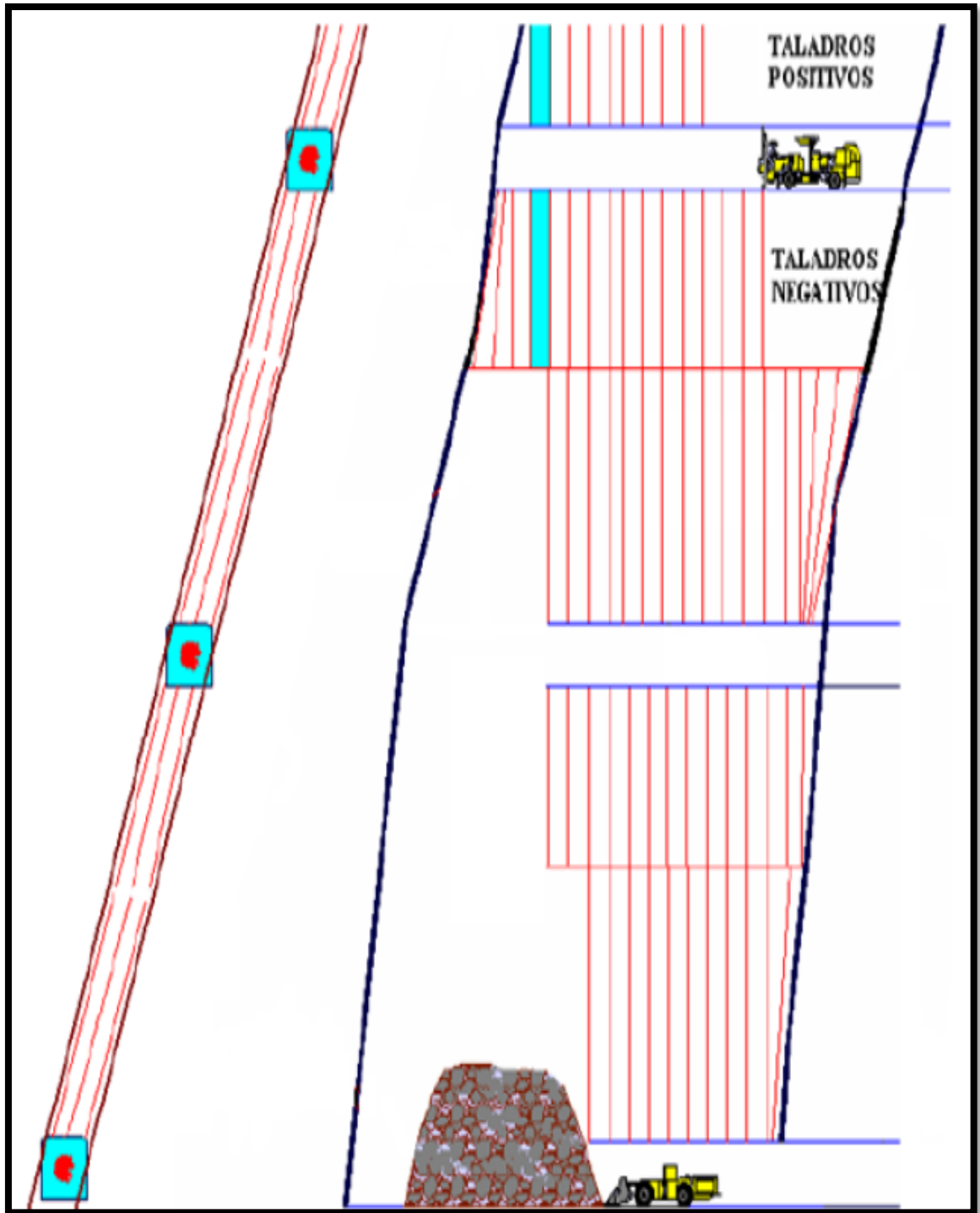
Diseño de la malla de perforación



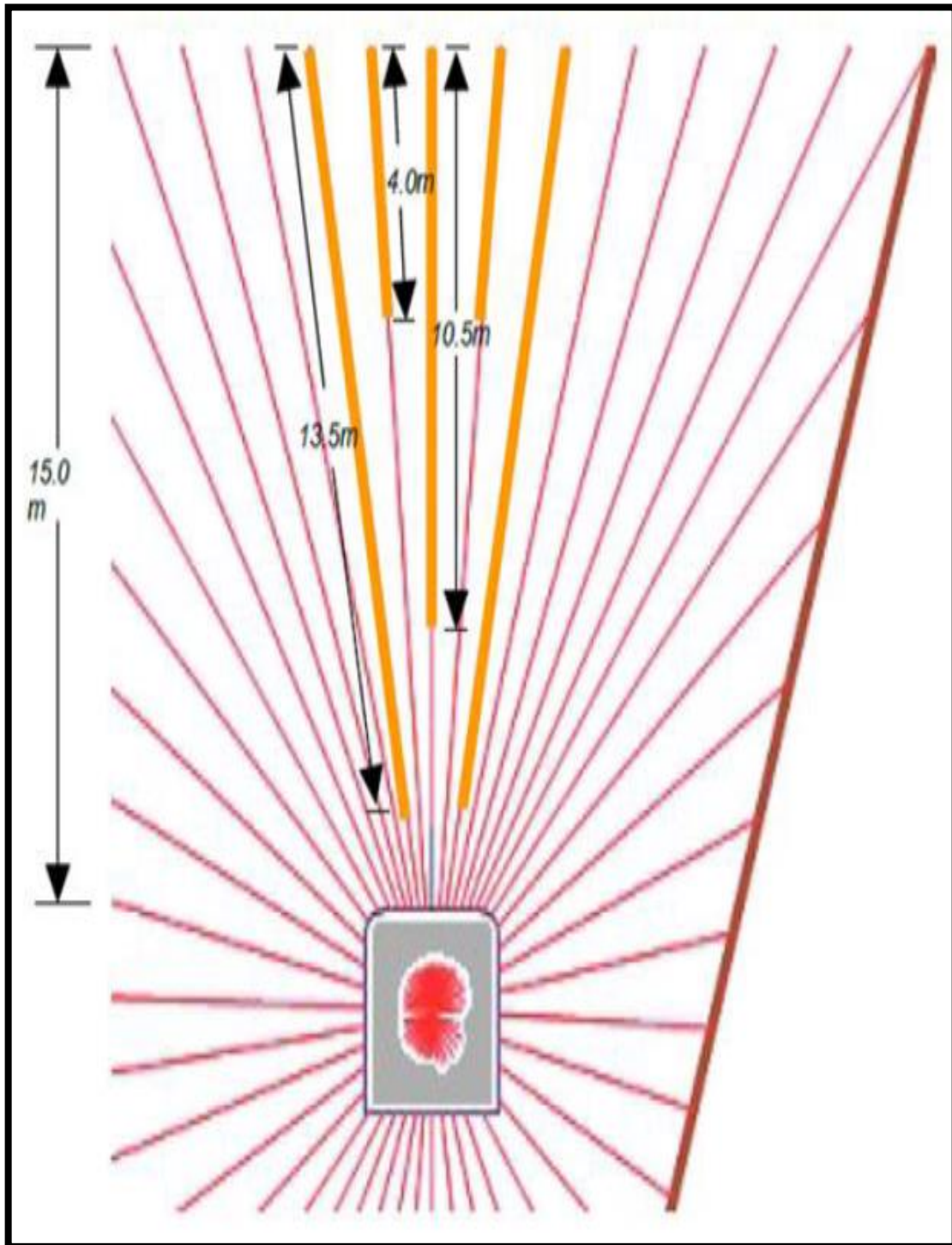
Diseño del minado para para slc



Diseño del minado para para slv



Diseño de distribución de energía para voladura



Perforación de taladros largos



Finalizado el carguío de taladros largos



Taladros largos cargados en positivo



Taladros cargados en positivo con supervisión



