

"AÑO DE LA INVERSIÓN PARA EL DESARROLLO RURAL Y LA SEGURIDAD ALIMENTARIA"

Universidad Nacional de Huancavelica

(Creada por Ley N° 25265)

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS - CIVIL
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE MINAS



TESIS

**"RECUPERACIÓN DE DISEMINADOS POR EL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN LA CÍA MINERA LOS
QUENUALES S.A. - UNIDAD YAULIYACU"**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. HUAMAN HUANHUAYO, Orlando

Bach. SALVATIERRA LAYME, Martín

ASESOR:

Msc. Ing. HUAMANCAJA ESPINOZA, Rodrigo

HUANCVELICA - PERÚ

2013

100

DEDICATORIA

En memoria a mi padre Emiliano y a mi madre Saturnina por su invaluable ayuda en mi formación profesional y logro de mis aspiraciones.

ORLANDO

DEDICATORIA:

A mi madre Angélica, por ser fuente y motivación en alcanzar mis metas y por su apoyo incondicional y desinteresado.

MARTIN

AGRADECIMIENTO

A Dios ser supremo, al que no logramos ver y que sin embargo, sentimos su presencia en nuestro pensamiento, quien nos impulsó y nos guía a lograr la culminación de la tesis.

Nuestro agradecimiento también a nuestros catedráticos el Ing. Rodrigo Huamancaja (Asesor), al Ing. Fredy parejas (Decano) quienes nos están apoyando en la culminación de esta tesis y por darnos esa motivación de seguir adelante y de no dar marcha atrás en los obstáculos que se presentan en nuestro camino; al Ing. Luis Quispealaya Armas quien es la persona que nos hace llegar las observaciones y correcciones para la mejora y la correcta realización de la presente tesis.

Asimismo agradecemos de manera especial al Ing. Fredy Canales Davalos (Gerente General), Ing. Alfredo Valdez Daviran (Gerente de Operaciones) y al Ing. Basilides Hinojosa Hinojosa (Residente de la contrata Simareg S.R.L.), pues ellos contribuyeron en la realización de esta tesis.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria	iii
Agradecimientos	iiii
Índice	v
Índice de figuras, planos, fotos y cuadros	ix
Resumen	xi
Introducción	xiii
Capítulo I: Problema	15
1.1. Planteamiento de problema	15
1.2. Formulación del problema	16
1.2.1. Problema general	16
1.2.2. Problema específico	16
1.3. Objetivo: General y específico	17
1.3.1. Objetivos generales	17
1.3.2. Objetivos específicos	17
1.4. Justificación	17
Capítulo II: Marco teórico	18
2.1. Antecedentes	18
2.1.1. A nivel internacional	18
2.1.2. A nivel nacional	20
2.2. Bases teóricas	23
2.2.1. Método de explotación de taladros largos	23
2.2.1.1. Método de taladros en abanico (SLC)	24
2.2.1.2. Método taladros paralelos (SLV)	26
2.2.2. Generalidades	28
2.2.2.1. Características geomecánicas del tajo 714 nivel 600 – veta “M”	28
2.2.2.2. Análisis con equipos micro sísmicos	30
2.2.2.3. Análisis con el software faces	37

2.2.3.	Evaluación técnica de la aplicación de taladros largos en Recuperación de diseminados.	39
2.2.3.1.	Diseño técnico del proyecto	39
a)	Método de minado	39
b)	Diseño de mallas de perforación	45
c)	Numero de barras de perforación a utilizar	53
2.2.3.2.	Ventajas y desventajas del método de explotación	54
2.2.4.	Perforación de taladros largos	54
2.2.4.1.	Parámetros de perforación	55
2.2.4.2.	Desviación de taladros	58
2.2.5.	Diseño de perforación y voladura en taladros largos	61
2.2.5.1.	Diseño típico para minado - SLC	61
2.2.5.2.	Diseño típico para minado - SLV	62
2.2.5.3.	Diseño de carga para taladros de producción	62
2.2.5.4.	Diseño de distribución de energía para voladura – SLC	64
2.2.5.5.	Distribución de energía optima	64
2.2.5.6.	Diseño de secuencia de salidas	65
2.2.6.	Explosivos y accesorios de voladura	65
2.2.6.1.	Anfo (examón P)	65
2.2.6.2.	Emulsión explosiva	69
2.2.6.3.	Accesorios	72
2.2.7.	Limpieza	76
2.2.8.	Relleno	76
2.2.9.	Equipo de carguío de taladro	77
2.2.10.	Estándares y procedimientos operativos	78
2.2.10.1.	Estándares en avances lineales	78
2.2.10.2.	Parámetros de perforación	79
2.3.	Hipótesis	80
2.3.1.	Hipótesis generales	80
2.3.2.	Hipótesis específicos	80
2.4.	Variables de estudio.	80

96

2.4.1. Variable independiente	80
2.4.2. Variable dependiente	80
Capitulo III: Metodología de la investigación	81
3.1. Ámbito de estudio	81
3.2. Tipo de investigación	81
3.3. Nivel de Investigación	81
3.4. Método de investigación	81
3.5. Diseño de investigación	82
3.5.1. Método general	82
3.5.2. Método específico	82
3.6. Población y muestra	82
3.6.1. Población	82
3.6.2. Muestra	83
3.7. Técnicas de Recolección de datos	83
3.7.1. Técnicas	83
3.7.2. Instrumentos	83
3.8. Procedimiento de Recolección de Datos	84
3.9. Técnicas de procesamientos y Análisis de Datos	84
Capitulo IV: Resultados	85
4.1. Presentación de Resultados	85
4.1.1. Datos estadístico de mineral roto por mes	85
4.1.2. Prueba de hipótesis	86
4.2. Discusión de resultados	89
Conclusiones	
Recomendaciones	
Referencias bibliográficas	
Anexos:	
Anexo 01: matriz de consistencia	
Anexo 02: tabla del cuantiles de la distribución de la tabla T student	
Anexo 03: EQUIPO ATLAS COPCO SIMBA H 157	
Anexo 04: Simba 250/1250	

Anexo 05: Fotos de la Empresa Minera los Quenuales – Unidad Yauliyacu

Anexo 06: Foto operando el telemando de la simba.

ÍNDICE DE FIGURAS, PLANOS, FOTOS Y CUADROS

Figura 01: métodos de explotación por taladros en abanico SLC	25
Figura 02: método de explotación por taladros en paralelo LBH	27
Figura 03 software ESG, eventos microsismicos no encontrados.	34
Figura 04: fecha de evento queda registrada en el software ESG	35
Figura 05: escala microsismicos detectadas por niveles	36
Figura 06: muestra de eventos registrados, estabilidad y tiempo de autosoporte	37
Figura 07: perforación por el sistema casing	57
Figura 08: desviación de taladros de perforación	59
Figura 09: calidad de roca	59
Figura 10: desgaste de roscas de aceros de perforación	60
Figura 11: desviación de taladros descendentes al diámetro de la broca	60
Figura 12: diseño de minado para sub level cuerpos	61
Figura 13: diseño de minado para sub level vetas	62
Figura 14: alternativa 1, cebo iniciador y columna de carga	62
Figura 15: alternativa 2, cebo iniciador-columna-reforzador-columna de carga	63
Figura 16: alterna. 3, cebo iniciador-columna-taco-cebo iniciador-columna-taco	63
Figura 17: distribución de carga para sub level cuerpos	64
Figura 18: distribución de carga explosiva óptima	64
Figura 19: secuencia de salidas en la voladura	65
Figura 20: porcentaje adecuado de nitrato de amonio y diesel	68
Figura 21: rendimientos energéticos por contenido de porcentaje diesel	68
Figura 22: velocidad de detonación	69
Figura 23: micrografía de una emulsión	70
Figura 24: micrografía de una emulsión con micro esferas	71
Figura 25: partes de un detonador no eléctrico	72
Figura 26: partes de un tubo de choque no eléctrico	73
Figura 27: partes de un fulminante	74
Figura 28: partes de un conector J clip	75
Figura 29: partes del cordón detonante	75
Figura 30: limpieza de tajos con equipos de 4.2 Yd3	76

Figura 31: prueba de t student	88
Plano 01: ubicación de paladin y geófonos	31
Plano 02: eventos de micro sismicidad vista transversal	32
Plano 03: eventos de micro sismicidad vista planta	33
Plano 04: vista transversal de explotación de taladros largos	41
Plano 05: vista en planta de explotación de taladros largos	41
Plano 06: vista transversal de una sección geológica	48
Plano 07: vista en planta de una sección geológica	48
Plano 08: malla de perforación en abanico (en una sección)	49
Plano 09: malla típica de perforación en paralelo (en una sección)	50
Plano 10: vista frente de perforación de taladros largos	51
Plano 11: límites de perforación de taladros largos	52
Plano 12: diseño de malla de perforación	79
Foto 01: perforación de slot con equipos electro hidráulicos	43
Foto 02: construcción de slot convencional	44
Foto 03: construcción de slot mecanizado	44
Foto 04: equipo de carguío de taladros largos (anfocar)	77
Foto 05 planoteca del BP 714	78
Cuadro 01: comparación de perforación y voladura mecanizada convencional y mecanizada	43
Cuadro 02: perforación en metro y numero de barras a utilizar	53
Cuadro 03: parámetros y tiempos de perforación con equipos simba	56
Cuadro 04: promedio de toneladas rotas de mineral del año	85
Cuadro 05: resumen estadísticos de la muestra	86

RESUMEN

El presente estudio titulado "RECUPERACIÓN DE DESMINADOS POR EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN LA CÍA. MINERA LOS QUENUALES S.A. – UNIDAD YAULIYACU", involucra criterios técnicos y económicos orientados a la selección del MÉTODO OPTIMO para la explotación de los diseminados como una alternativa de solución al planteamiento del problema, cuyo objetivo fue determinar la influencia que genera la aplicación de este método en la Mejora de producción y la mejora de estándares de Seguridad, porque se cuenta con importantes reservas de mineral diseminado en los tajos, ya que estas vetas fueron explotadas anteriormente por métodos convencionales, es por este motivo que se define recuperación de diseminados aplicando el método de Sub level Stopping el cual es un método de Minado de menor costo comparativamente a los demás métodos de explotación. En estos últimos meses al implementarse el método de explotación Sub Level Stopping se ha incrementado la producción de mineral en un 78% en la explotación, también mencionamos que los accidentes de personal se han reducido notoriamente ya que la preparación, perforación de tajos y extracción se realizan con equipos por medio de telemandos desde un lugar seguro, de esta manera se evita la exposición de peligros al personal; ya que el ritmo de explotación en las minas no era como los actuales, motivo por el cual se busca y se logra la alternativa que se ajusta más para la recuperación de diseminados, por lo tanto no podemos dejar de lado los software que se aplican para ver los eventos microsismicos que se presentan en la zona y de esta manera se previenen los accidentes por estallido de rocas.

SUMMARY

The present titled study " RECOVERY OF DISSEMINATED FOR THE METHOD OF SUB EXPLOITATION LEVEL STOPING IN THE MINING CO. THE QUENUALES CORP. - UNIT YAULIYACU", it involves technical and economic approaches guided to the selection of the GOOD METHOD for the exploitation of those disseminated as a solution alternative to the position of the problem whose objective was to determine the influence that generates the application of this method in the production Improvement and the improvement of standard of Security, because it is had important mineral reservations disseminated in the cuts, since these veins were exploited previously by conventional methods, it is for this reason that is defined recovery of having disseminated applying the method of Sub level Stoping which is a method of having Mined comparatively from smaller cost to the other methods of exploitation. In these last months when being implemented the method of Sub exploitation Level Stoping the mineral production has been increased in 78% in the exploitation, we also mention that the accidents of personal have decreased the preparation, perforation of cuts and extraction notoriously since they are carried out with teams by means of remote controls from a sure place, this way the exhibition of dangers is avoided the personnel; since the rhythm of exploitation in the mines was not as the current ones, I motivate for which is looked for and the alternative is achieved that is adjusted more for the recovery of having disseminated, therefore we cannot leave aside the software that you/they are applied to see the events microsismicos that are presented in the area and this way the accidents are prevented by explosion of rocks.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo se desarrolla en base a un proyecto de incremento de la producción de mineral, por un cambio de método de explotación.

En la actualidad la U.P. Yauliyacu, tiene la imperiosa necesidad de incrementar la eficiencia y minimizar los costos de operación, viéndose obligados a modernizar las operaciones o mejorar los sistemas tradicionales de operación.

La compañía Minera Los Quenuales S.A. Unidad de producción Yauliyacu se encuentra ubicado en la carretera central kilómetro 120 de Casapalca, distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima; en esta unidad se lleva a cabo la explotación del yacimiento polimetálicos como son plomo, plata, zinc y cobre por métodos convencionales anteriormente cuando lo trabaja Centromin Perú, al ingresar la Empresa Minera Los Quenuales inicia con la recuperación de los tajos explotados a la cual se está cambiando el método de explotación mecanizado para la recuperación de los minerales que se encuentran en la cajas de los tajos que ya fueron explotados anteriormente mediante el método OPEN STOPE, en la actualidad se realiza la recuperación de las cajas de la veta "M" explotadas donde el mineral se encuentra diluido que explotado convencionalmente no sería rentable, motivo por el cual se opta por hacer el cambio de método de explotación al Sub Level Stopping, y al realizar este cambio de explotación a mecanizado este mineral diseminado es rentable y genera mayores utilidad de ganancia.

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

El Capítulo I, trata 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, sobre el marco teórico, donde se visualiza primero los antecedentes teóricos, luego las bases teóricas, hipótesis y variables de estudio

El Capítulo III, la metodología de investigación en el que se describe el ámbito de estudio, el tipo y nivel de investigación, el método y el diseño de investigación, así como también

la población, muestra y el muestreo. Además se consigna las técnicas e instrumentos de recolección de datos, procedimientos de recolección de datos, donde se hace énfasis a la confiabilidad y validez de los instrumentos de investigación, con sus respectivos estadígrafos que hicieron posible el procesamiento de información.

El Capítulo IV, referido a los resultados de la investigación, en el cual se describe el análisis de datos y la discusión de los resultados.

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

Los autores.

CAPITULO I

PROBLEMA

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

La Empresa Minera los Quenuales – Unidad de producción Yauliyacu, existe una tendencia ascendente en los volúmenes de producción a partir de la compra en el año 1996 por parte del grupo Glencore de Suiza, esto motivado para mejorar la productividad de las operaciones en la unidad, disminuir los tajos convencionales en operación, bajar el costo operativo y empezar a mecanizar las operaciones.

El problema principal que se afronta en esta mina es la recuperación de los diseminados de mineral dejado en las cajas de las vetas, cuando anteriormente lo explotaba la Empresa Minera Centro Min Perú se explotaba solo las vetas dejando de lado a los diseminados que se encontraban en sus cajas. Es por este motivo que el problema fundamental es recuperar los diseminados que se encuentran en las cajas de las vetas ya explotadas, el otro problema sería la exposición del personal a estos tajos vacíos que se dejaron algunos sin relleno por la antigua minería.

La unidad de producción de Yauliyacu, tampoco es ajeno al problema de producción y productividad, por eso ha tomado la decisión para incrementar su rentabilidad, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad.

La mecanización actual en la minería nos permite desarrollar una serie de técnicas, las cuales tienen una alta incidencia en la productividad y eficiencia dentro de las operaciones mineras. Mediante el presente trabajo transmitimos las experiencias logradas en el uso de taladros largos (SUB LEVEL STOPING) en voladura de chimeneas, cara libres. La tecnología de perforación y voladura ha logrado avances muy importantes al implementar equipos de alto rendimiento. Estos dos elementos interrelacionados con las Características Geomecánicas de las rocas van a determinar el éxito de una buena fragmentación de roca.

Este método se aplica con el propósito de arrancar los bloques mineralizados que quedaron en las cajas de los tajos vacíos, razones por las cuales se explota con este método es para tener mayor seguridad al personal y equipos de perforación y limpieza, los rendimientos en los avances son mayores son al 70% que convencionalmente y el costo por mano de obra explosivos empleados son menores que a los que se harían convencionalmente.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:

1.2.1. PROBLEMA GENERAL:

¿En qué medida influirá la recuperación de diseminados por el método de explotación sub level stoping en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu?

1.2.2. PROBLEMA ESPECIFICO:

- a. ¿Como son las características geomecánica de la cajas y del diseminado de la veta M en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu?
- b. ¿Cuáles serán las bondades tecnológicas del método de explotación Sub Level Stopping que más se ajuste para la realidad de la recuperación de diseminados de la veta M en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu?
- c. Cuáles serán las actividades unitarias y la seguridad del proceso
- d. Como es la significancia de la recuperación de diseminados por el método de explotación sub Level Stopping

1.3. OBJETIVOS GENERALES Y ESPECÍFICOS.

1.3.1. OBJETIVO GENERAL:

Determinar la influencia en la recuperación de diseminados por el método de explotación Sub Level stoping en la Cía. Minera los Quenuales –Unidad Yauliyacu.

1.3.2. OBJETIVO ESPECIFICO:

- ❖ Evaluar las característica geomecánica de la veta M sección II nivel. 600.
- ❖ Describir y explicar las bondades tecnológicas del método de explotación Sub Level Stoping que más se ajuste para la realidad de la recuperación de diseminados.
- ❖ Demostrar la significancia de la recuperación de diseminados por el método de explotación Sub Level Stoping.

1.4. JUSTIFICACIÓN:

Se justifica por realizar estudios alternativos seguros y rentables para la recuperación y extracción de los minerales diseminados de la veta M tajo 714 nivel 600 – sección II de la EMQSA - Unidad Minera Yauliyacu.

La innovación y generación de nuevos conocimientos a través de la investigación suman aportes para fortificar tecnologías; los mismos podrán aplicarse en realidades mineras similares.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES

2.1.1. A NIVEL INTERNACIONAL:

a) **BUSTILLO REVUELTA, M. Y LÓPEZ JIMENO, C. (1997), Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones mineras.** describe que el método de Sub Level Stopping debe de 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. (1)

b) **INSTITUTO GEOTECNOLÓGICO DE ESPAÑA (2010), “Manual de perforación y voladura de rocas” en perforación de producción.** Es la operación más delicada, pues el éxito de la voladura dependerá principalmente de la perforación de los taladros largos. El problema más común en esta etapa es la desviación de taladros que afectara la malla de perforación establecida.

En resumen la desviación de taladros depende a mayor distancia sea la perforación mayor será la desviación (2)

c) **MANUAL DE PERFORACIÓN 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 mecano, 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 automotrices 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 de 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)

- d) **CONDORI CERÓN, GUILLERMO ELÍAS (2009)** :TESIS la investigación titulada "Aplicación de taladros en vetas angostas en Empresa Minera Los Quenuales" UNI, FIGMM - Lima. Perú
- En la presente investigación se abordará el tema de estudio de los cambios de métodos de explotación convencionales de vetas angostas por el método taladros largos en vetas angostas.
 - El problema de la aplicación de los métodos convencionales de explotación son baja productividad y la exposición del personal a los techos inestables que se generan después de la voladura. Por ello, el interés de este trabajo es investigar la aplicación de un método más productivo y que disminuya la exposición del personal a condiciones inseguras.

Para el diseño de la malla de perforación se toma en cuenta: La competencia de las rocas encajonantes, presencia de los aspectos estructurales más importantes como: geodas, fallas, planos topografía actualizada y el equipo de perforación disponible.

Es importante el levantamiento topográfico de los tajos explotados y de los taladros perforados, los que nos permite cuantificar la dilución y la desviación respectivamente.

Para el diseño de las secciones de perforación se toma en cuenta: Levantamiento topográfico actualizado, la ubicación de la veta y la estructura del equipo disponible.(4)

2.1.2. A NIVEL NACIONAL:

- a) **GHERCY AYALA O.(1999)** "Herramientas estadísticas básicas para el control de la calidad en la mina Iscaycruz" XXIV conv. Ingenieros. La búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de "taladros largos con subniveles" en reemplazo del método "corte y relleno ascendente" y "shrinkages en cuerpos y vetas".

- La principal dificultad en la aplicación del método de taladros largos en vetas es la irregularidad de la estructura mineralizada
- Al presentar sinuosidad podríamos tener problemas de dilución en los tajos lo cual nos provocaría problemas en las leyes de mineral (5)

b) **PALOMINO VALLEJO, Uliánov (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 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 shirincage, por tener:

- menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras.
- trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales.
- los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los vacíos al operador". (6)

c) **JOSÉ ANTONIO AMPUERO PEÑARANDA (2009) Informe de Competencia Laboral Cía. Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu.**

Sus conclusiones fueron:

- La búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de "taladros largos con subniveles" en reemplazo del método "corte y relleno ascendente" y "shrinkages en cuerpos y vetas".
- "Se logra un ahorro de aproximadamente de 11.59 dólares por tonelada aplicando el método de taladros largos en vetas en comparación con el método de corte y relleno en vetas y un ahorro de 12.60 dólares por toneladas si lo comparamos con el método shirinkage".

- “La principal dificultad en la aplicación del método de taladros largos en vetas es la irregularidad de la estructura mineralizada, de presentar sinuosidad podríamos tener problemas de dilución en los tajos lo cual nos provocaría problemas en las leyes de mineral”.
- “El método de Taladros largos en vetas es un método más seguro que los métodos de corte y relleno en realce y el shirincage, por tener menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales, los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los vacíos al operador”.(7)

d) **ING. ALEX TORRES - 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 de corona.

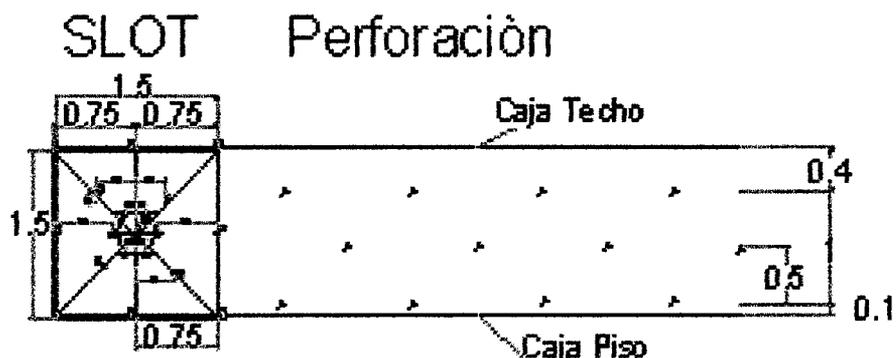
Es la operación más delicada, pues el éxito de la voladura dependerá principalmente de ello. El problema más común en esta etapa, es la desviación de taladros que afectan a la malla de perforación establecida.

- a) Desplazamiento de la perforadora para estacionarse en el eje de perforación. Nivelar la plataforma de la unidad para reducir el error de emboquille”.
- b) Movimiento de avance. Mantener las barras y roscas limpias donde se insertan las coplas
- c) La perforación tiene incidencia sobre la capacidad y el equipo de trabajo.



CÁLCULO DE TONELAJE EXPLOTABLE

“Para el cálculo del tonelaje explotable para el método de subniveles con equipo Simba se ha considerado un tajo de 1.5 m de potencia por 40 m de longitud, con malla de $E=0.6$ $B=0.4$, con un rendimiento de 180 metros de perforación por guardia.”



CONTROLES DE SOBRE ROTURA

“Para dejar estables las paredes de la roca encajonante del mineral, se perforan taladros de 2.5” de diámetro en los extremos de los taladros de producción y entre las secciones de perforación.”

“Después de hacer varias pruebas, estos taladros perforados dieron los resultados esperados, logrando reducir la Sobrerotura y conservar las cajas para evitar desprendimientos que pueden ocasionar accidentes al personal y los equipos, así como minimizar la dilución.”(8)

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS

“Sub Level Stopping”, es una aplicación de los principios de la voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente.

El sistema establece un único nivel base (nivel de extracción) para varios subniveles superiores, la distancia entre los niveles base oscila entre 30 y 50 metros.

OBJETIVOS

- Eliminar por completo los riesgos más altos en el avance de chimeneas de producción.
- Eliminar el uso de andamios metálicos.
- Acelerar el ciclo de minado.
- Disminuir costos de perforación y voladura.

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:

2.2.1.1. El método taladros en abanico.

2.2.1.2. El método taladros en paralelo.

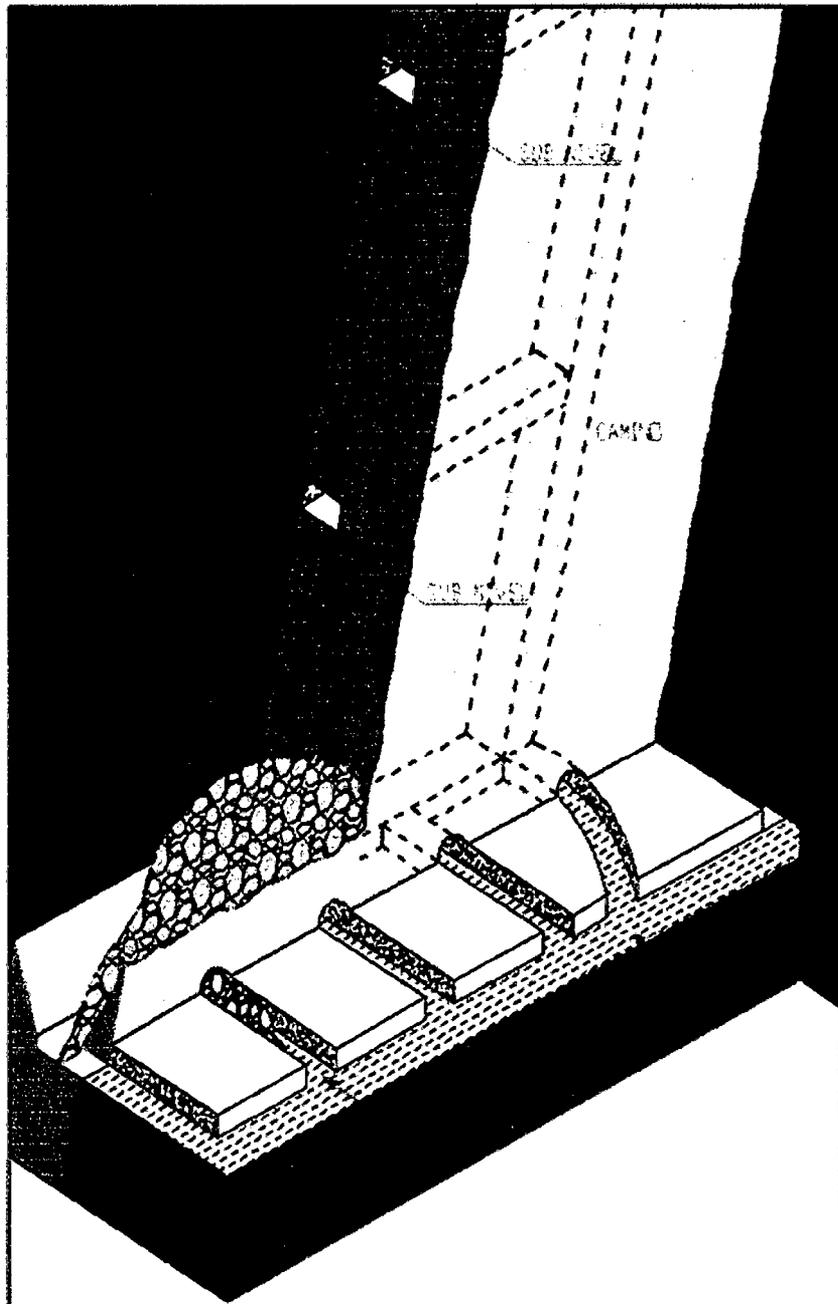
2.2.1.1. MÉTODO TALADROS EN ABANICOS – SLC

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, ver figura 01.

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 de los taladros.

Figura N° 01

Método de explotación por taladros en abanico SLC



Fuente: informe técnico por superintendente de la unidad Yauliyacu.

77

2.2.1.2. MÉTODO TALADROS PARALELOS - SLV

Este métodos 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 así como también para el desplazamiento de los equipos de perforación y de limpieza scooptram.

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.

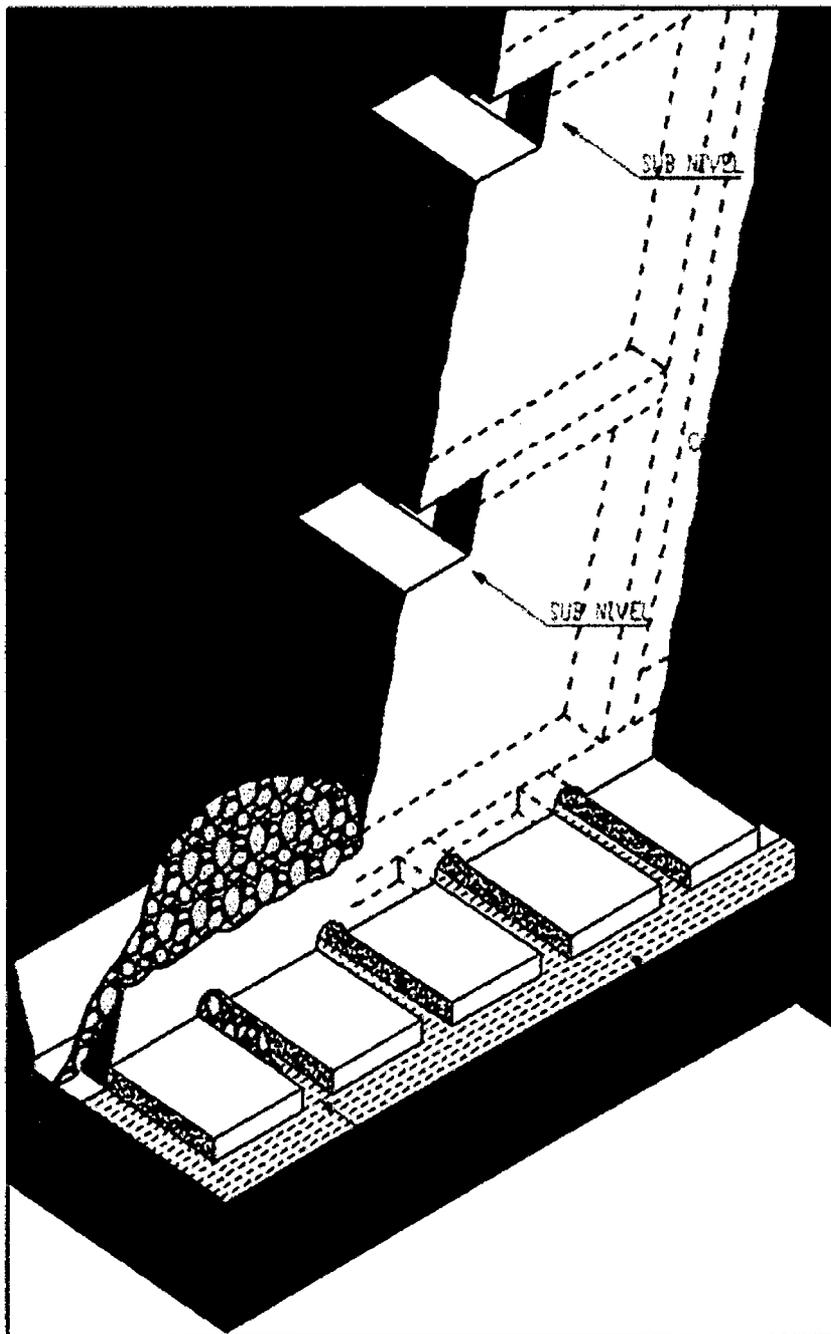
La altura entre subniveles es de 30.0 metros, a partir de estos subniveles se realizan perforaciones de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido ascendente y descendente con una longitud entre 12.0m – 15.0m como máximo, para lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros, figura 02.

Las chimeneas - slot utilizado como cara libre son preparadas con una sección de 3.0m x 3.0m. Estas chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales, en caso de haber tajos vacíos ya no es necesario de la realización de slot o caras libres porque los tajos vacíos nos sirven como cara libres.

76

Figura N° 02

Método de explotación por taladros paralelos LBH.



Fuente: informe técnico por superintendente de la unidad Yauliyacu.

2.2.2. GENERALIDADES:

2.2.2.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DEL TAJO 714 NIVEL 600 DE LA VETA "M":

La veta M tiene un rumbo N 30° E y buzamiento que varía entre 65° a 80° NO; se le ha desarrollado por más de 2,300 m horizontalmente y aproximadamente 1,300 m en la vertical. En esta extensión, atraviesa los diferentes tipos de rocas sedimentarias y volcánicas 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:

- ❖ **Areniscas arcósicas.-** Arenisca de grano grueso compuesta en mayor porcentaje de granos de cuarzo en algunos tramos se encuentra con limonitas en paquetes estratigráficos de 1 m. 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 5 cm.
- ❖ **Areniscas calcáreas:** Areniscas de grano medio a fino compacta, con granos delgados 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 interestratificada con las areniscas, los paquetes sedimentarios son de 0.20 m. A 0.50 m.

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 aluminicos 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.

❖ **Seritización.-** Metamorfismo generalmente con intervención de soluciones hidrotermales, mediante el cual los minerales de las rocas se transforman en sericita.

El estudio geomecánico de este hecho reveló dos aspectos importantes:

- 1) La mineralización no sufre, aparentemente, ninguna variación en los diferentes tipos de roca que atraviesa, pero sí existe variación en la naturaleza de la fractura.
- 2) El rumbo de la veta sufre variación, cuando pasa de un tipo de roca a otro.

Considerando a la vetas M, en una sola sección longitudinal, se observa un zoneamiento mineralógico típico y una variación del grado de alteración de las rocas de caja, a lo largo de las 2 extensiones, horizontal y vertical.

El ancho de esta veta varía entre 1.0 y 1.5 metros y se encuentra encajonada en estratos de arenisca los cuales cruza casi perpendicularmente. Tanto la veta como sus cajas presentan un RMR que va de 50 a 75 (roca regular a buena). Habitualmente la veta "M" presenta geodas y además es cruzada por fallas de regular potencia. El método de minado recomendado para esta veta es el SUB LEVEL STOPING con taladros largos; las zonas que se encuentren cruzadas por fallas deberán, de preferencia, quedar como pilares.

2.2.2.2. ANÁLISIS CON EQUIPOS MICRO SÍSMICOS.

Después de un estudio de la influencia en la recuperación de diseminados del tajo 714 – nivel 600 de la Compañía minera los Quenuales – Unidad Yauliyacu, se ha implementado un sistema que

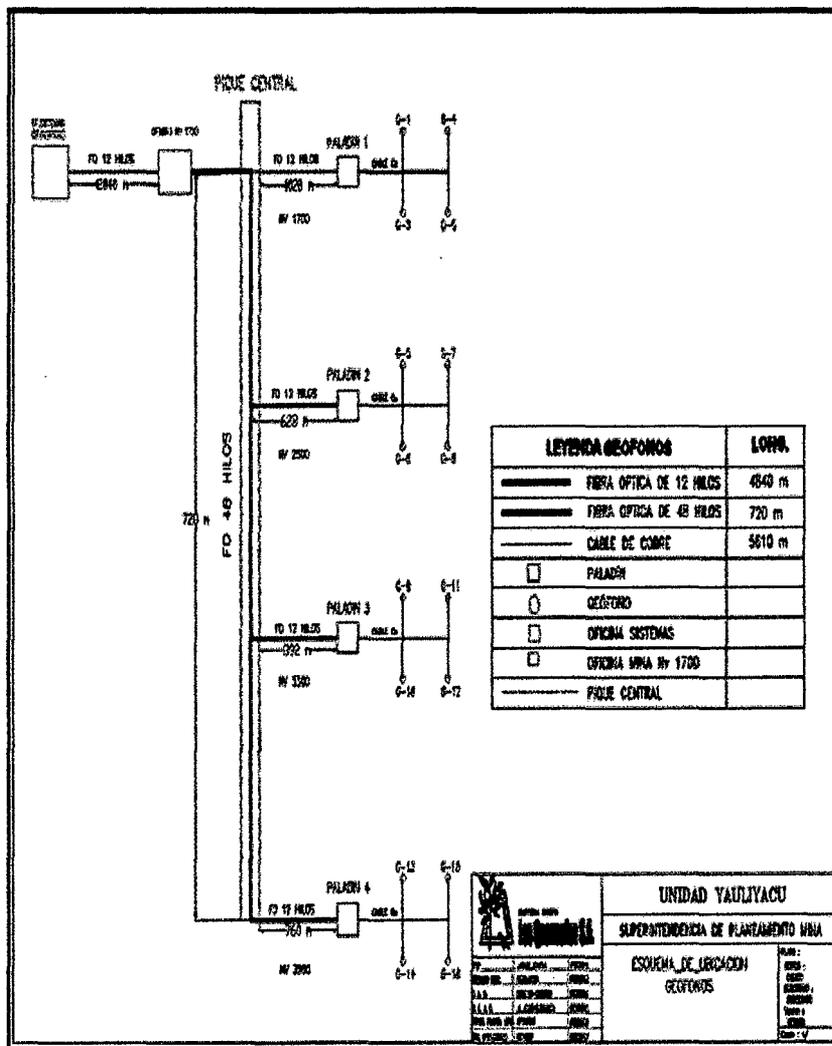
72

controle el reacomodo del macizo rocoso y sea adecuado para la Mina Yauliyacu, se decidió por la adquisición del Equipo Micro sísmico de ESG Canadá.

Se compraron 04 Paladín y 16 geófonos uniaxiales para ser instalados en 04 niveles diferentes, de tal manera de cubrir la totalidad de la operación con problemas de estallidos, ver en plano 01.

Plano N° 01

Ubicación de paladin y geofonos



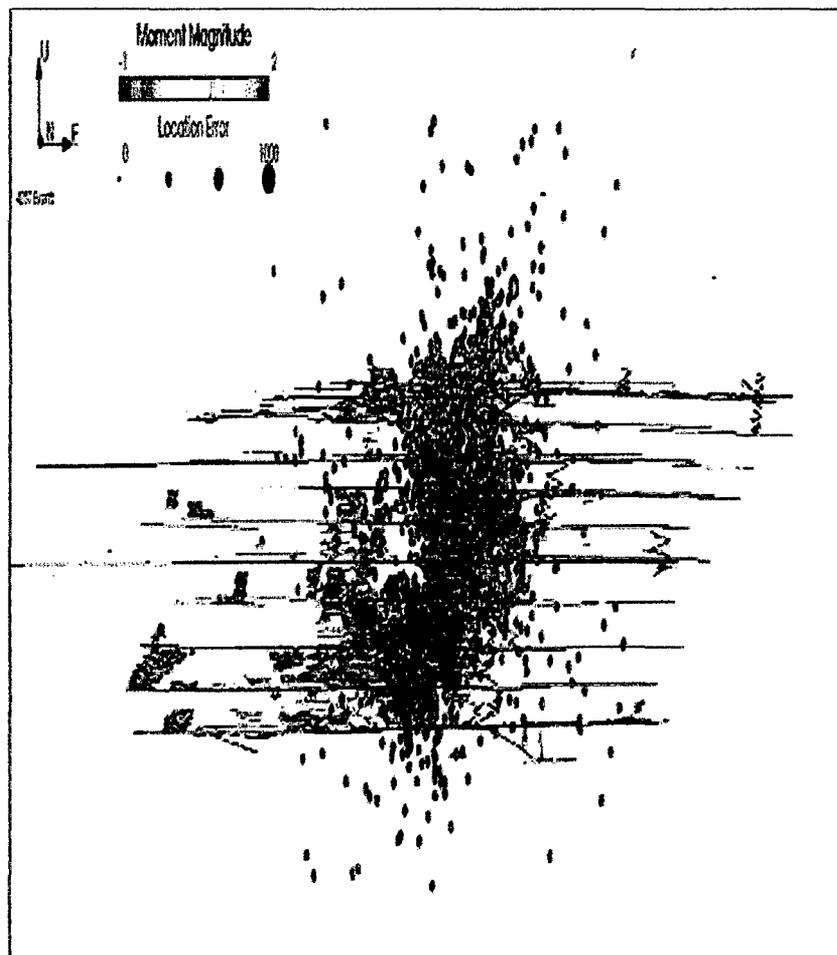
Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

Se instalaron un Paladin y cuatro geófonos respectivamente en los niveles 1700, 1200, 1000, y 3000 ubicados estratégicamente para monitorear las operaciones en areniscas silicificadas que son la roca propensa a estallar, registrando durante el año 2013 - 2857 eventos,. Ver plano 02.

Evento de sismicidad de la ocurrencia de los movimientos en las áreas determinados del tajo 714 en el nivel 600 de la veta "M" que la imagen es detectada por el software ESG.

Plano N° 02

Eventos de sismicidad vista transversal

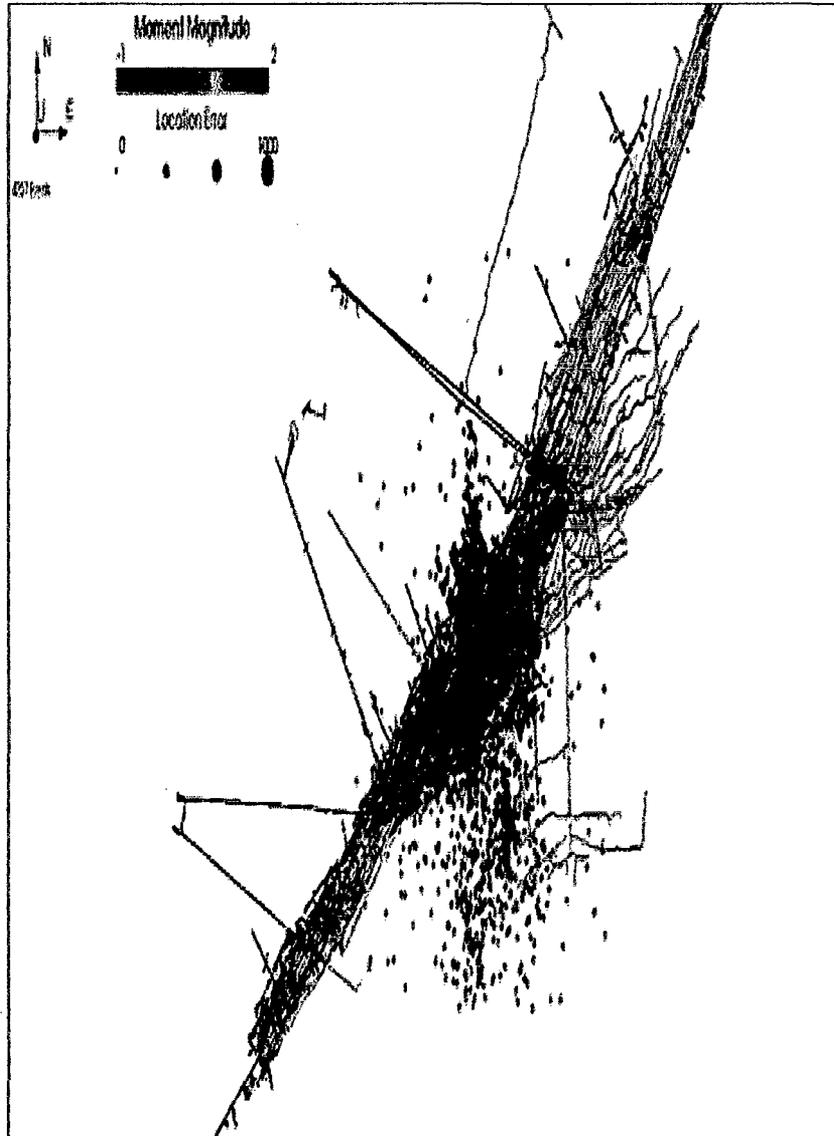


Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

Mapa en 3D de la sismicidad de la Unidad Minera Yauliyacu de los meses de Enero - Abril del año 2013, con un total de 2857 eventos.

Plano N° 03

Eventos de sismicidad vista planta



Fuente: plano del área de geomecánica Unidad Yauliyacu.

Vista en planta de la sismicidad de la Unidad Minera Yauliyacu de los meses de Enero - Abril del año 2013, con un total de 2857 eventos.

PROCEDIMIENTO:

Se procede a realizar la verificación de eventos en la zona que se prepara para la explotación de diseminados: NIVEL 600 – VETA M SE MIDE LA MAGNITUD MOMENTO DESDE (-1) HASTA (2), que son los valores un tanto bajos para esta zona, porque no presenta mucho reacomodo del macizo rocoso.

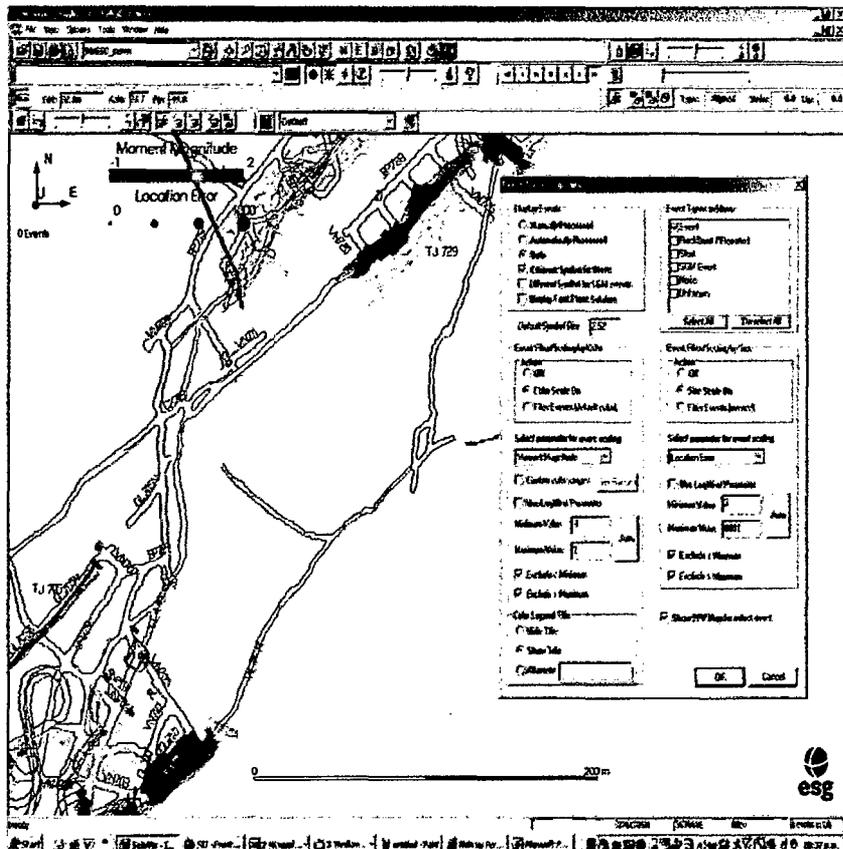
Esta escala es el mínimo valor del sistema.

Dicha medición se realiza el día 22 de abril del 2013, y queda registrada en el sistema.

También se registra la medición en un radio de 500 metros desde el punto central que se quiere medir, ver figura 03.

Figura N° 03

Software ESG, eventos micro sísmico no encontrados.

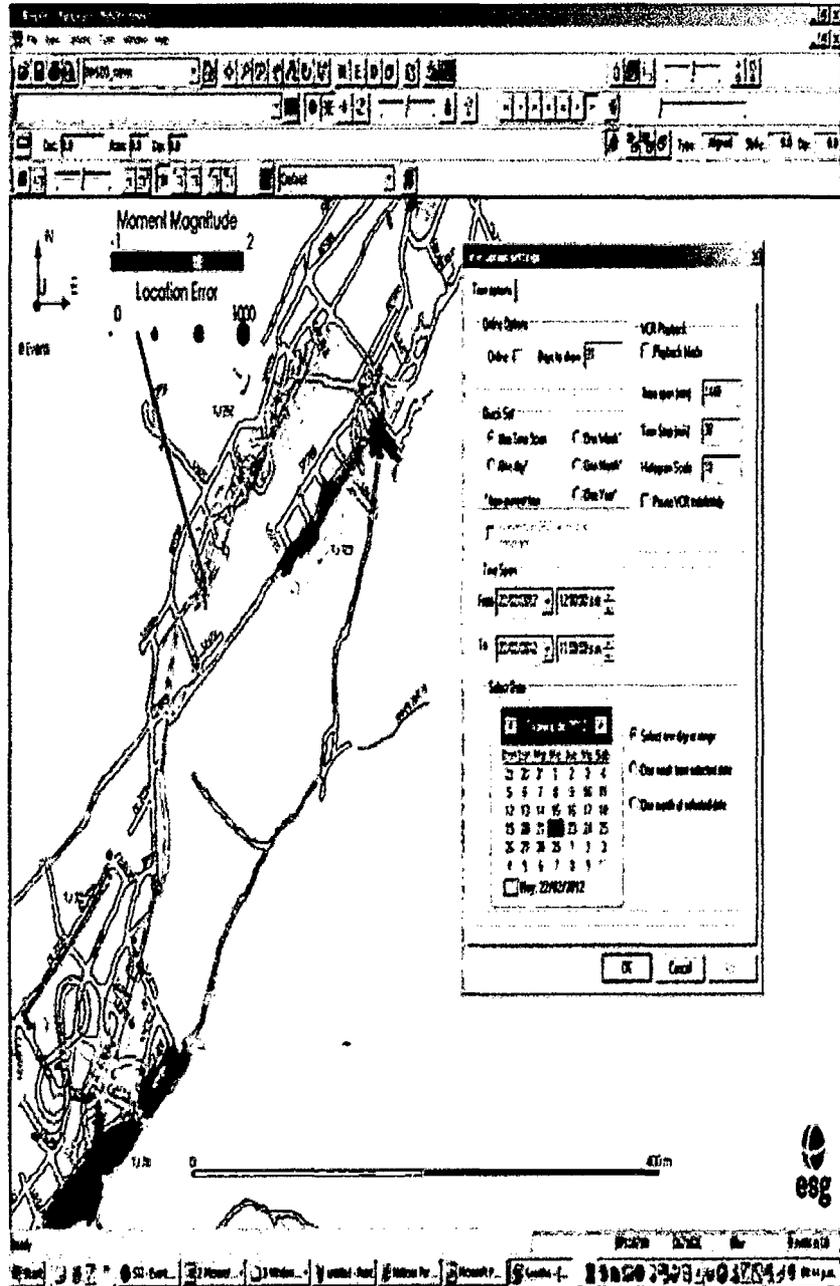


Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

OPCIÓN DE VISUALIZACIÓN GENERAL DE EVENTOS, Donde se puede observar que no tenemos ningún evento registrado por el sistema en esta zona, ver plano 04.

Figura N° 04

La fecha de evento queda registrada en el software ESG



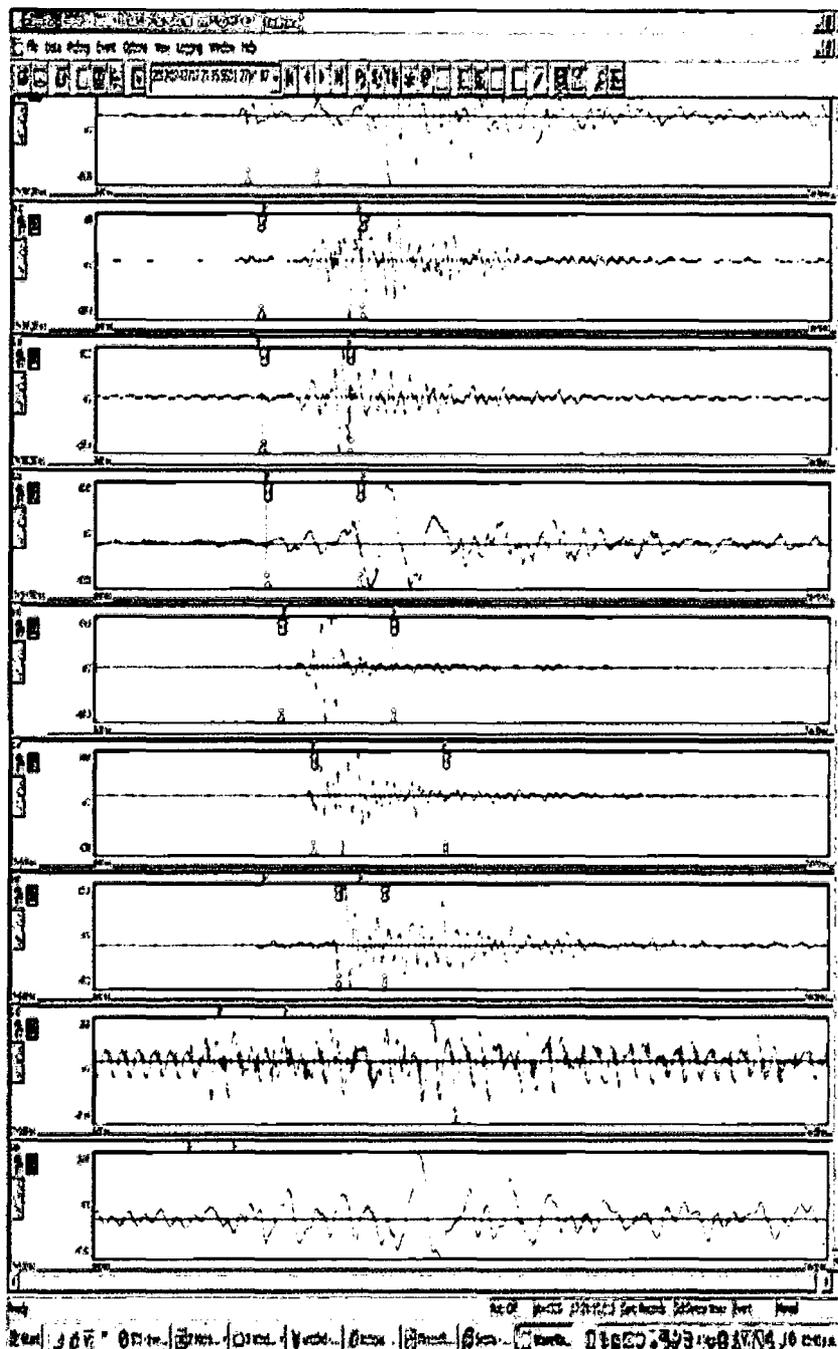
Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

GA

OPCIÓN DE REGISTRO DE FECHA: Queda registrado la fecha en que se realiza la verificación, en la zona específica, ver plano 05.

Figura N° 05

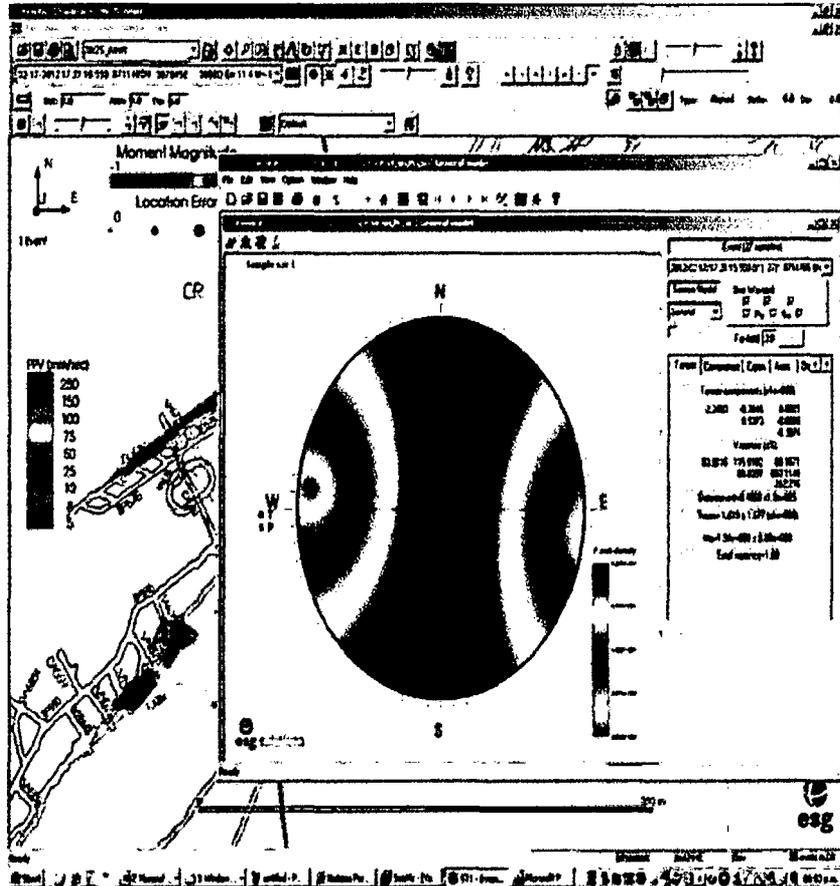
Escala micro sísmico detectada por niveles.



Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

Figura N° 06

Muestra de eventos registrados, estabilidad y tiempo de autosoporte.



Fuente: plano del área de geomecanica Unidad Yauliyacu.

Labor:	nivel 600 – veta m
Total de eventos registrados:	“o” eventos
Estabilidad de la caja techo:	estable
Estabilidad de la caja piso:	estable
Tiempo de auto soporté:	380160 minutos (264 días)
Relleno del tajo vacío recomendable:	relleno detrítico.

2.2.2.3. ANÁLISIS CON EL SOFTWARE FACE.

Como parte del planeamiento de Mina, la simulación se realizó al corte transversal de la parte más ancha de la Veta M (Sección II – Nivel 600) y la salida de la simulación muestra el resultado referente al Factor de

Seguridad, considerando que las excavaciones estables tienen un factor de Seguridad mayor a 1.5

La simulación se refiere al minado del tajeo en una dimensión equivalente a los siguientes rangos:

- 50%, de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel.
- 75%, de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel.
- 100% de la potencia de la veta M, hasta el primer subnivel (área entre el Nivel 600 y el primer subnivel).

Hay que tener en cuenta que este trabajo es una simulación con la finalidad de obtener valores de sostenimiento en el desarrollo del proyecto.

RESULTADOS Y RECOMENDACIONES:

- Se puede observar en la simulación cómo va variando el factor de seguridad desde 2.6 hasta 1, donde se recomienda aplicar sostenimiento en el Bypass lateral para levantar el factor de seguridad a una cantidad mayor a 1.0.
- De acuerdo a los valores obtenidos del Radio Hidráulico para una altura total abierta de 50 mts, nos va permitir trabajar en una longitud que puede variar de 150 a 160 mts.
- El By Pass que se va preparar debe prepararse mínimo a 10 mts de la galería de preparación, para evitar que se vea afectado por la influencia de los esfuerzos, de preferencia estos deberán ser construidos en la Caja Piso.
- Para el caso de los Draw points que se construyan de igual manera deben tener una longitud de 20 mts; todos estos factores harán que se logren factores de seguridad superiores a 1.5 en los pilares.

SOSTENIMIENTO RECOMENDADO:

El sostenimiento que se aplicara en la etapa de preparación es con pernos helicoidales y malla, aplicarlo en el BY PASS y en los Subniveles de perforación.

Es importante tomar en cuenta que el sostenimiento aplicado en forma sistemática con PERNOS HELICOIDALES de 7 pies; mallas con perno HELICOIDAL; sean instalados cumpliendo el procedimiento.

Tomar en cuenta que durante el proceso de minado este sostenimiento trabajará a lo largo de todo el tiempo de explotación evitando la dilución por desprendimiento de las cajas.

El contorneo en la base del block mineralizado, se debe realizar dejando pilares de 3 a 4 metros hacia el tajo vacío explotado ya que de comunicarse a este vacío se generarían bloques colgados en estado inminente de desprendimiento.

2.2.3. EVALUACIÓN TÉCNICA DE LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN LA RECUPERACIÓN DE DISEMINADOS.**2.2.3.1. DISEÑO TÉCNICO DEL PROYECTO.****a) METODO 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.

Descripción del método.

Este método de explotación se está aplicando en la mina Yauliyacu, conocido como Hundimiento por subniveles, dicha explotación se realiza a través de los subniveles a intervalos fijos en forma ascendente. 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 30 metros perforándose Taladros negativos y positivos según sea el caso.

El corrimiento de la galería se hizo en veta.

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.

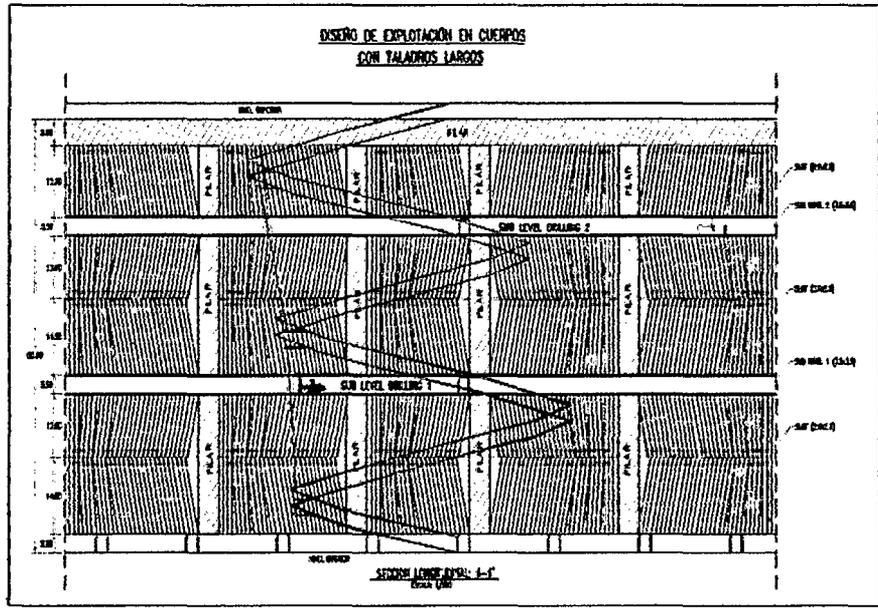
Tenemos que considerar el diseño de chimeneas, que generaran la cara libre durante el proceso de minado, ver foto 01 y 02.

La diferencia de cota entre los subniveles oscila entre 25 – 26 metros. Dicha distancia permite la perforación de los taladros de producción en negativo y en positivo.

El ancho de minado varía de forma significativa en este tajo, yendo desde los 14 metros hasta 3 metros, debido a la mineralización y estructura del cuerpo.

Plano N° 04

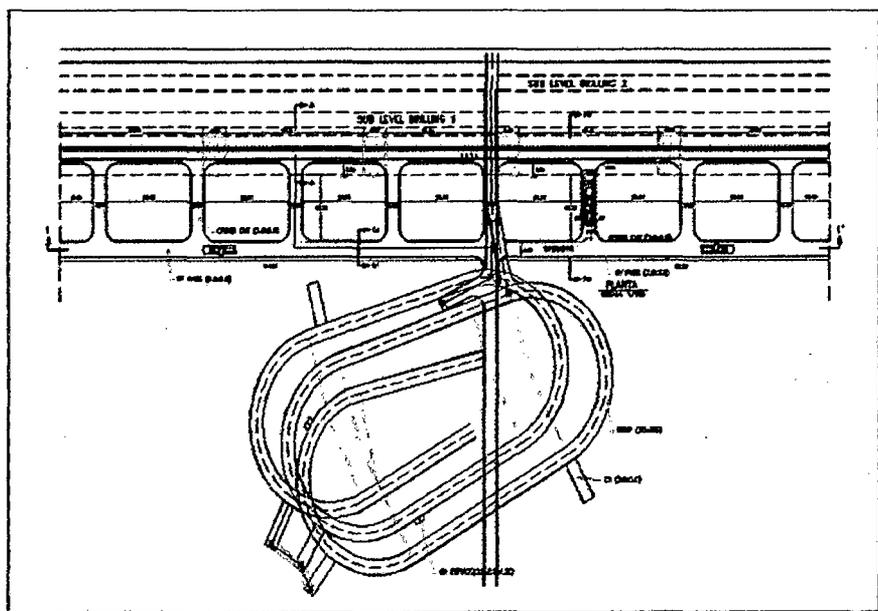
Vista transversal de explotación de taladros largos



Fuente: plano del área de planeamiento Unidad Yauliyacu.

Plano N° 05

Vista en planta de explotación de taladros largos



Fuente: plano del área de planeamiento Unidad Yauliyacu.

CHIMENEA (SLOT)

Labor minera vertical (70° a 90°) y sección de 1.50mx1.50m, a más cuya construcción ha sido en forma convencional generalmente, al cual en la Cía. Minera EMQSA – Unidad Yauliyacu se está realizando con equipos de perforación electro hidráulicos.

Usos que se dan a 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.

El objetivo de realizar slot con equipos electro hidráulico es para:

- Mecanizar la construcción de chimeneas slot a fin de minimizar el nivel del riesgo asociado respecto a la seguridad, salud y medio ambiente.
- Para evitar incidentes y/o accidentes por excavación de chimeneas convencionales.
- Minimizar los retrasos en los avance Mina (exploratorios, primarios y preparaciones):70 % en la realización de slot.

Foto N° 01

Construcción de slot con equipos electro hidráulicos.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Cuadro N°01

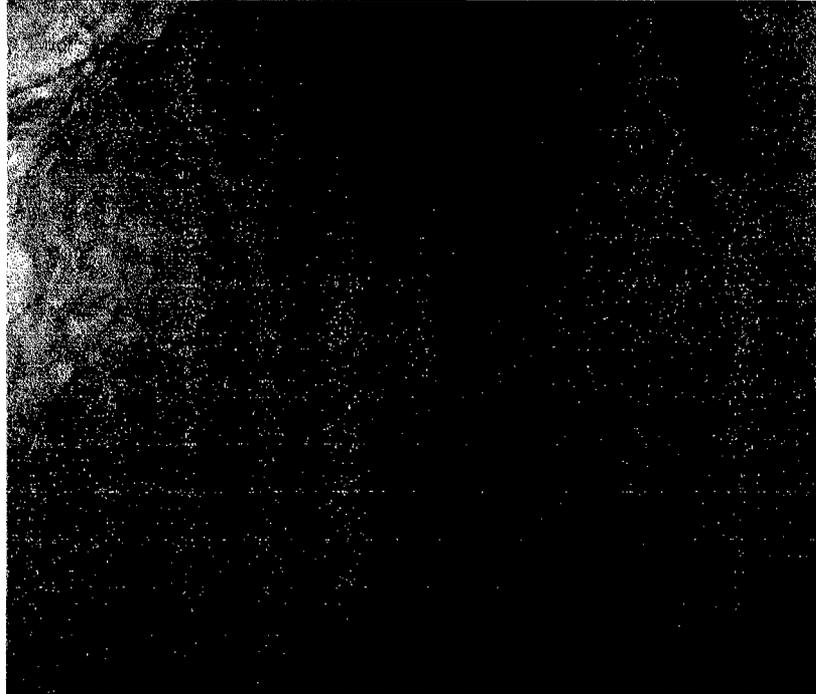
Comparación de perforación y voladura convencional y mecanizada

CUADRO COMPARATIVO EN REALIZACIÓN DE SLOT	
CONVENCIONAL	MECANIZADO
<ul style="list-style-type: none"> ➤ 02 trabajadores con experiencia en perforación y voladura en chimeneas/slot. ➤ 01 máquina perforadora stoper. ➤ Ciclo: ventilación-desatado de rocas-colocación puntales, descansos y servicios (perforación y voladura). ➤ Disparo cada final de guardia (16Kg de anfo). ➤ Avance por disparo = 1.5m/gds. ➤ Tiempo de ejecución = 20 gds (10 días). 	<ul style="list-style-type: none"> ➤ 01 operador de simba y 01 ayudante simbero. ➤ 01 equipo simba. ➤ 03 personas para el carguío de anfo (350 kg.). ➤ Tiempo de ejecución de 4 guardias (02 días).

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Foto N° 02

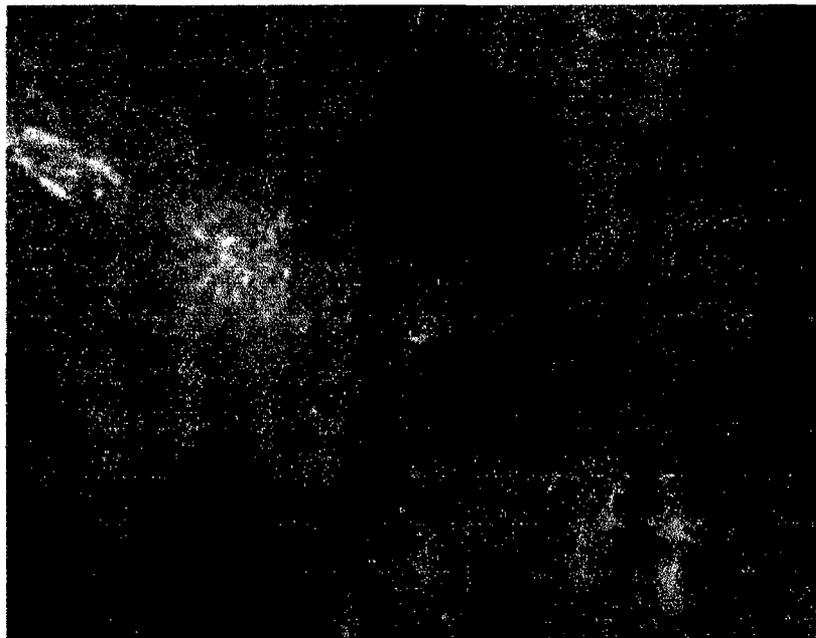
Construcción de slot convencional.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Foto N° 03

Construcción de slot mecanizada.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Perforación de taladros en Paralelo:

La perforación de los taladros en paralelo se realizó desde las galerías, cuyo burden y espaciamento eran de 1.30 metros y 1.50 metros respectivamente.

Perforación de taladros en abanico:

La perforación de taladros en abanico, se realiza desde las galerías o desde los cruceros, como es el caso del Tj. 714, 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.

b) DISEÑO LAS MALLAS DE PERFORACIÓN.

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 espaciamento 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 malla de perforación con el espaciamento calculado que será pintado en el campo por el área de Topografía.

57

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

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

$$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$L.B2_{max} = 0.046 \times D$$

$$BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

LEYENDA	
Bmáx	Burden máximo
D	Diámetro de taladro (mm)
C	Constante de la 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 Inclínados -3:1 f:0.90
	Taladros Inclínados -2.1 f:0.85
E/B	Relación ente espaciamento y burden
dc	Densidad de carga(g/cm3)
PRP	Potencia relativa en peso de explosivo

El cual arroja resultados de diseño para una malla con un rango del burden y el espaciamento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro de taladro. Longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc.

Obteniéndose un Burden de 1.3 metros y un espaciamento de 1.5 metros.

NOTA:

Los taladros de cada sección serán inclinados 5º hacia la zona explotada.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1.62	1.61	1.61
BP 1	Burden Práctico	1.21	1.20	1.20
	Espaciamiento	1.45	1.44	1.44

INGRESE DATOS

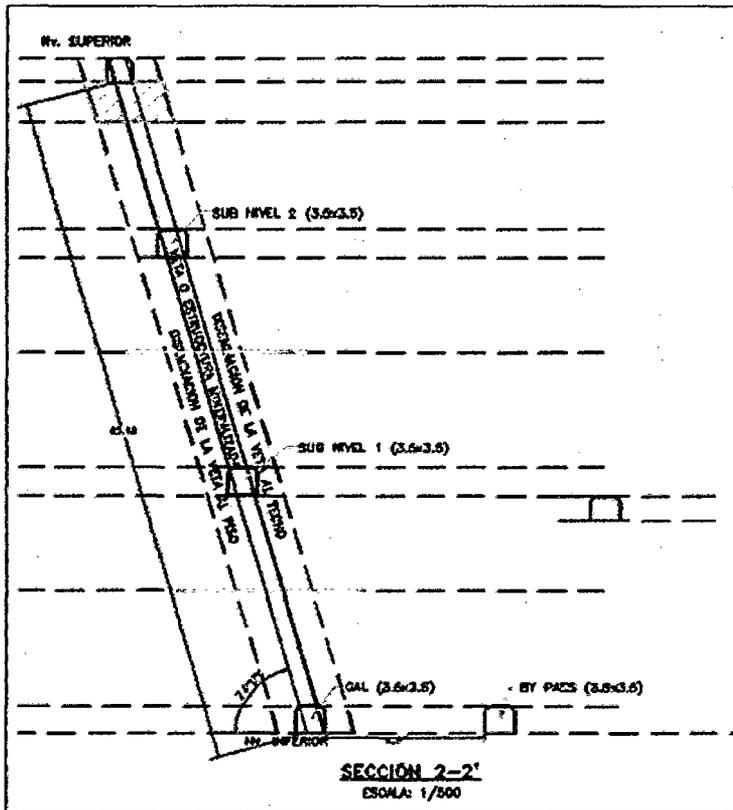
D	Diámetro del taladro (mm)	64	64	64
C	Constante de la roca	1.03	1.043	1.043
	se toma lo siguiente:			
	c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05)			
	c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)			
RMR	RMR	53	58	58
	Descripción del RMR	REGULAR	REGULAR	REGULAR
f	Factor de fijación	0.85	0.85	0.85
	Taladros verticales f : 1.00			
	Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90			
	Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85			
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1.2	1.2	1.2
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0.84	0.84	0.84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0.87	0.87	0.87
L	Longitud de taladro (m.)	14	14	14

CONSTANTE DE ROCA

RMR		RMR		RMR	
41	1	61	1.051	81	1.102
42	1.003	62	1.053	82	1.104
43	1.005	63	1.056	83	1.107
44	1.008	64	1.058	84	1.109
45	1.01	65	1.061	85	1.112
46	1.013	66	1.064	86	1.114
47	1.015	67	1.066	87	1.117
48	1.018	68	1.069	88	1.119
49	1.02	69	1.071	89	1.122
50	1.023	70	1.074	90	1.124
51	1.025	71	1.076	91	1.127
52	1.028	72	1.079	92	1.13
53	1.03	73	1.081	93	1.132
54	1.033	74	1.084	94	1.135
55	1.036	75	1.086	95	1.137
56	1.038	76	1.089	96	1.14
57	1.041	77	1.091	97	1.142
58	1.043	78	1.094	98	1.145
59	1.046	79	1.097	99	1.147
60	1.048	80	1.099	100	1.15

Plano N° 06

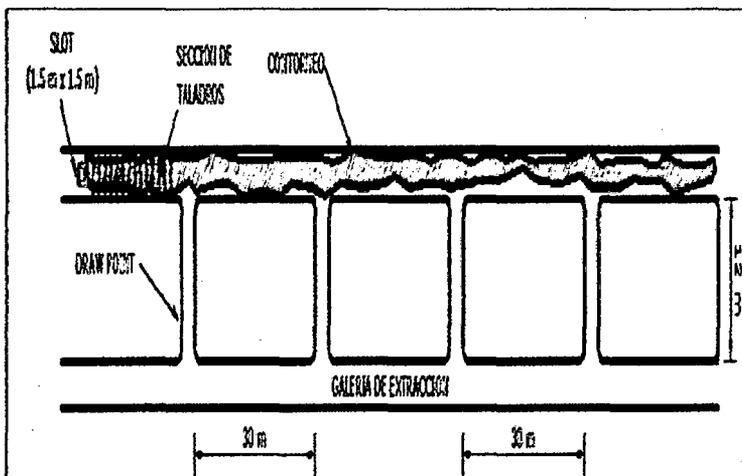
Vista transversal de una sección geológica típica



Fuente: plano del área de geología Unidad Yauliyacu.

Plano N° 07

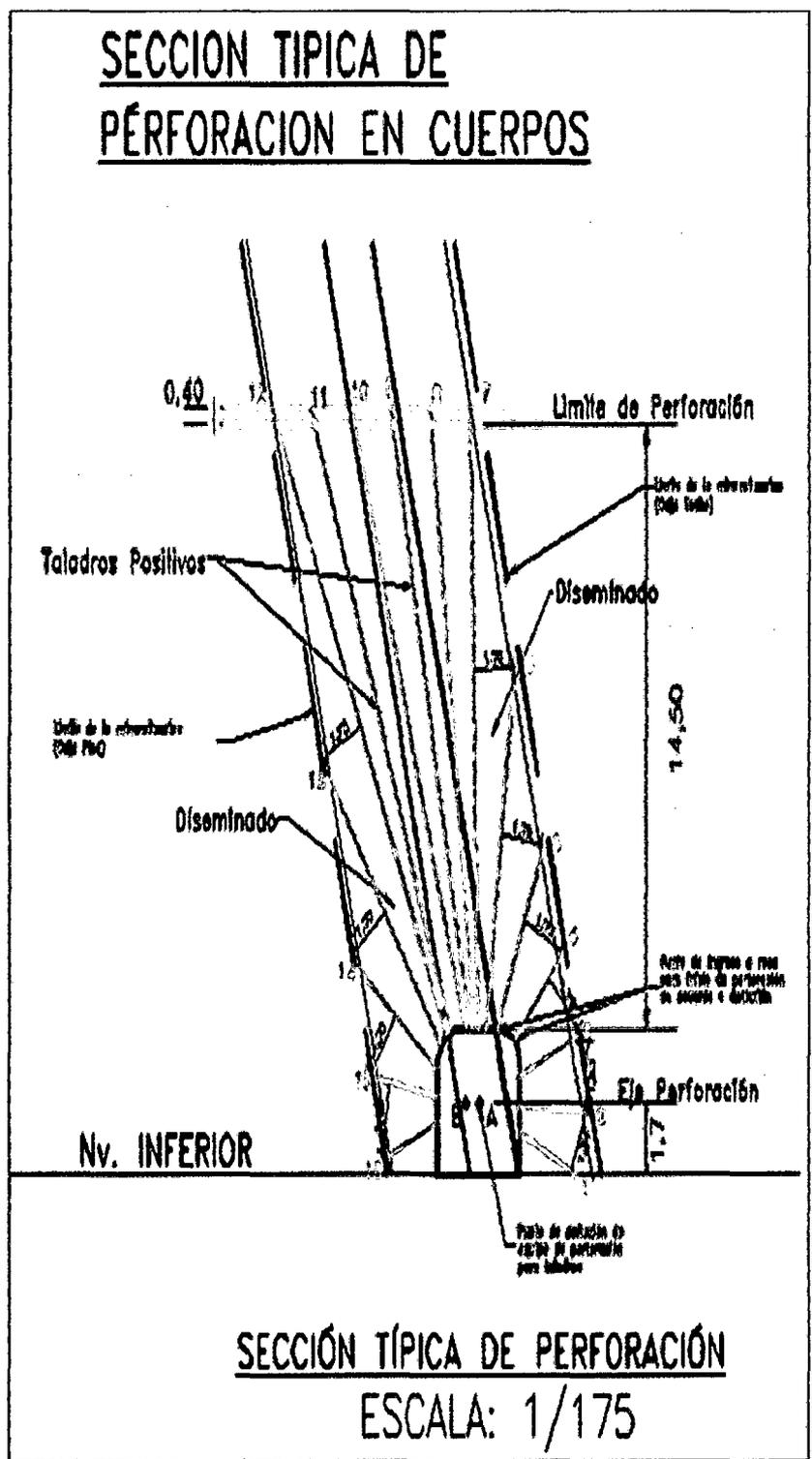
Vista en planta de una sección geológica típica



Fuente: plano del área de geología Unidad Yauliyacu.

Plano N° 08

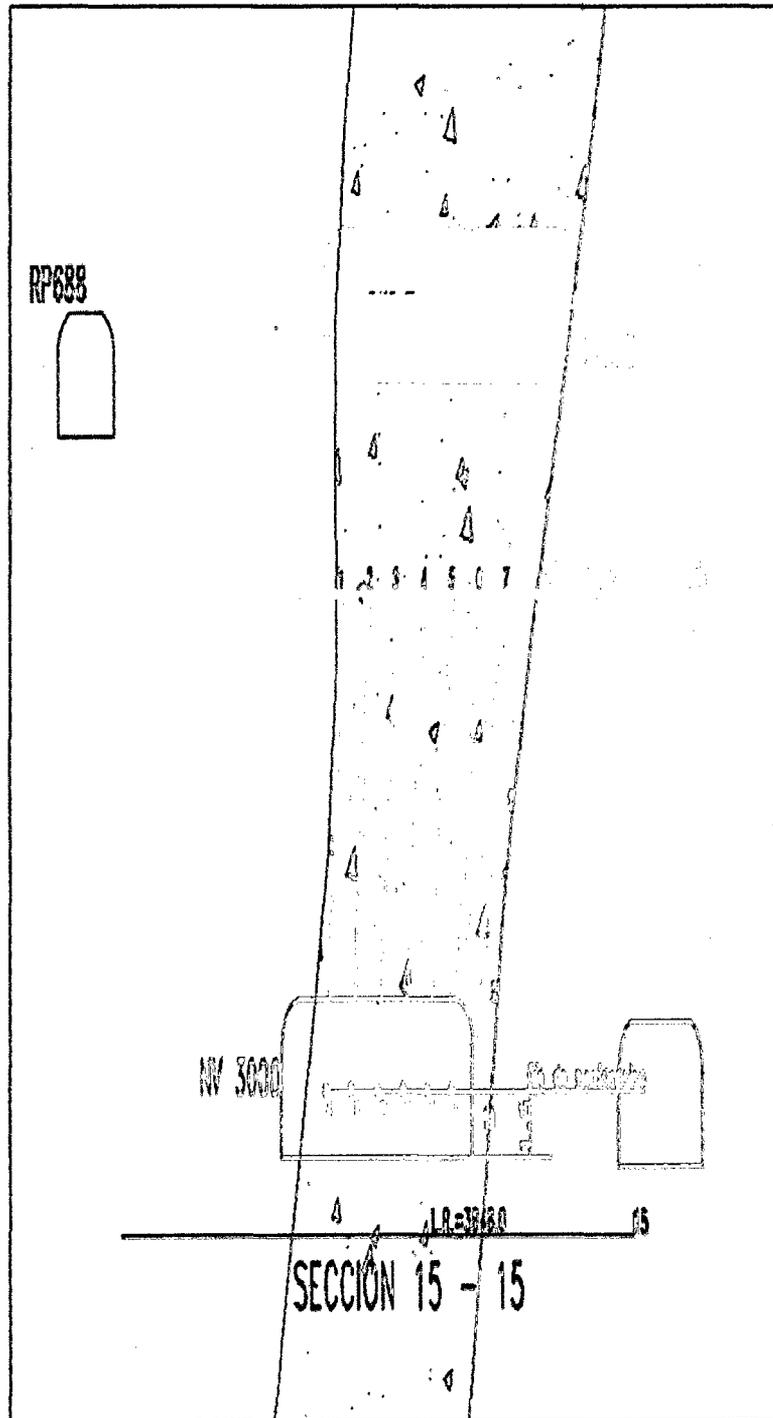
Malla típica de perforación en abanico (en una sección)



Fuente: plano del área de planeamiento Unidad Yauliyacu.

Plano N° 09

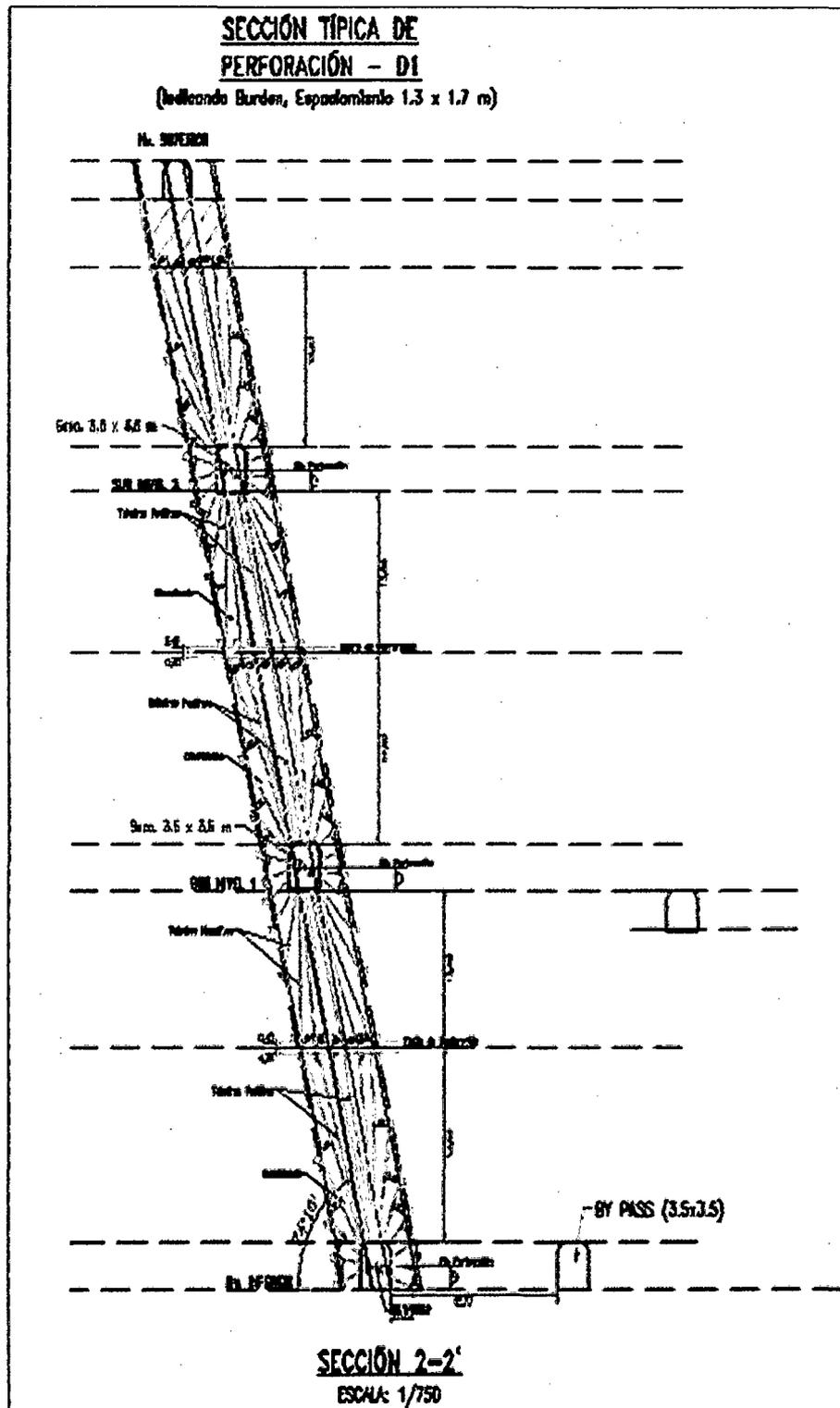
Malla típica de perforación en paralelo (en una sección)



Fuente: plano del área de planeamiento Unidad Yauliyacu.

Plano N° 10

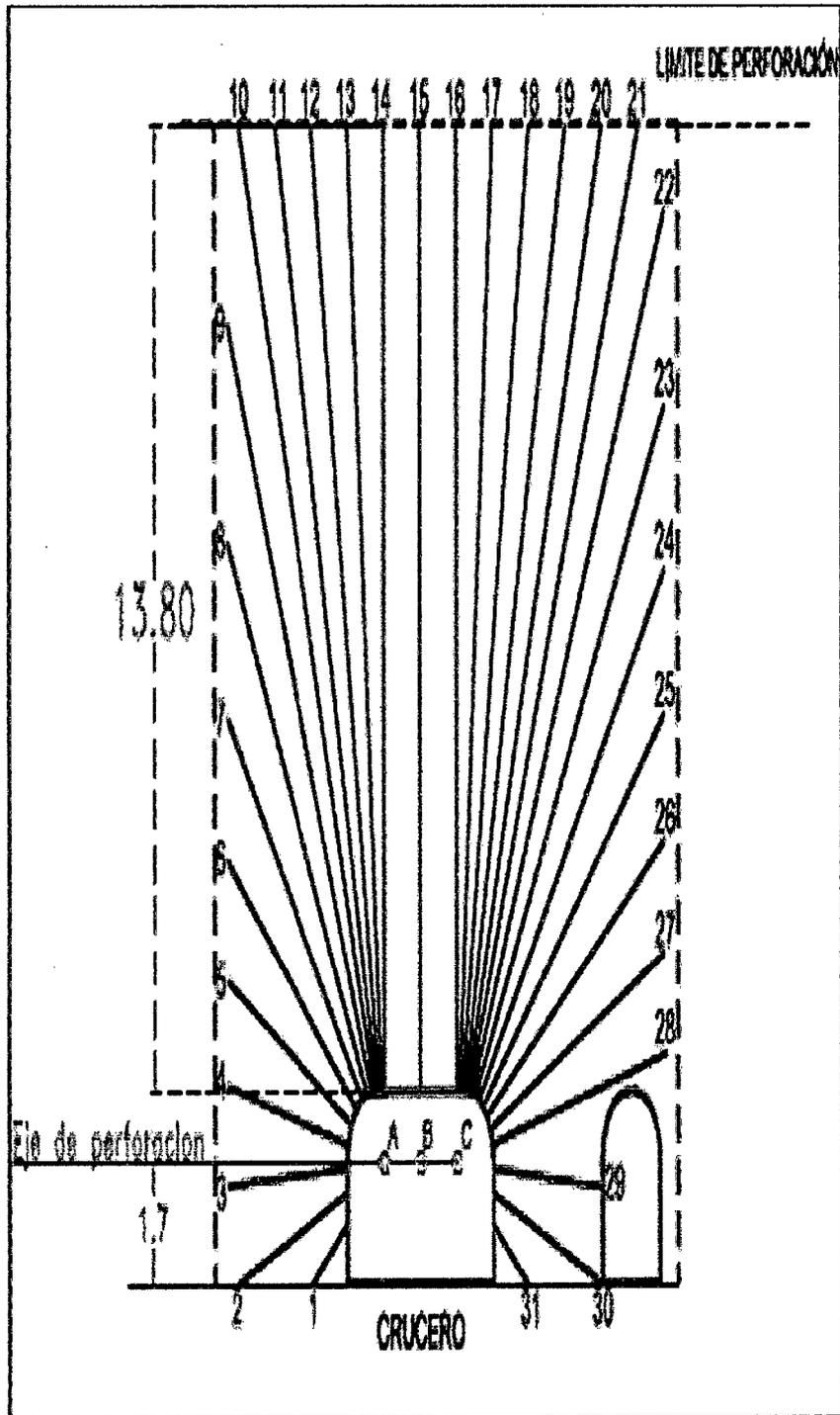
Vista frente de perforación de taladros largos



Fuente: plano del área de geología Unidad Yauliyacu.

Plano N° 11

Límites de perforación de taladros largos



Fuente: plano del área de geología Unidad Yauliyacu.

c) NÚMERO DE BARRAS DE PERFORACIÓN A UTILIZAR.

El número de barras de perforación a utilizar varía de acuerdo a las características y dimensiones de los taladros a perforar, pudiendo medir estos taladros desde 1.57 m hasta 15.27 m. dependiendo esto de la ubicación del taladro.

A continuación se muestra un cuadro, el cual es proporcionado al operador del equipo de perforación simba, en el que se le muestra el número de barras a utilizar en cada taladro y el ángulo de inclinación con respecto a la horizontal.

Cuadro N° 02

Perforación en metros y números de barras a utilizar.

N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO
1	1.6m.	1b + 1/2 b.	-32°
2	4.43m.	3b + 1/2 b	-17°
3	4.64m.	4b + 0.0	-3°
4	4.74m.	4b + 0.0	10°
5	5.22m.	4b + 1/2 b	24°
6	6.13m.	5b + 0.0	36°
7	7.55m.	6b + 1/2 b	47°
8	9.56m.	8b + 0.0	56°
9	12.31m.	10b + 0.0	63°
10	14.75m.	12b + 1/2 b	69°
11	14.34m.	12b + 0.0	74°
12	14.04m.	11b + 1/2 b	79°
13	13.86m.	11b + 1/2 b	85°
14	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
15	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
16	13.8m.	11b + 1/2 b	90°
17	13.86m.	11b + 1/2 b	85°
18	14.04m.	11b + 1/2 b	79°
19	14.34m.	12b + 0.0	74°
20	14.75m.	12b + 1/2 b	69°
21	15.27m.	12b + 1/2 b	65°
22	14.63m.	12b + 0.0	60°
23	12.28m.	10b + 0.0	54°
24	10.41m.	8b + 1/2 b	47°
25	8.97m.	7b + 1/2 b	39°
26	7.9m.	6b + 1/2 b	30°
27	7.17m.	6b + 0.	21°
28	6.84m.	5b + 1/2 b	11°
29	4.2m.	3b + 1/2 b	-3°
30	4.38m.	3b + 1/2 b	-17°
31	1.57m.	1b + 1/2 b	-32°
TOTAL =	305.19m.		

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

2.2.3.2. VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Ventajas.

- Resulta de gran economía y rendimiento en comparación con otros métodos.
- La desviación puede ser controlada.
- No existe consumo de madera, ya que no es necesario fortificar las rocas encajonantes.
- Alta adaptabilidad en vetas angostas y cuerpos pequeños e irregulares.
- Taladros rectos solo con la utilización de tubos guías.

Desventajas.

- No es un método selectivo.
- Dilución y pérdida de mineral.
- Se dejan grandes caserones permanentemente abiertos, lo que origina inestabilidad en labores adyacentes, pudiendo originar estallidos de rocas, por la redistribución de esfuerzos inducidos.
- Se requiere de desarrollos considerables.

2.2.4. PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS.

La perforación es la base del ciclo de minado ya que con una mala perforación el resto del ciclo de minado será también defectuoso.

La perforación se realiza con taladros largos radiales y paralelos, utilizando barras de 4 pies de longitud, los cuales son acomodadas una a continuación de otra.

La perforación de taladros largos es la principal actividad en el minado por subniveles, esta operación requiere de bastante control y precisión antes de

iniciar la perforación, para tener un factor determinante y lograr una voladura óptima y eficiente.

El uso de aceros en diámetros menores y longitud de taladros mayores básicamente generan la desviación del taladro que es un problema muy común pero controlable, la desviación de los taladros (+) hasta un 10%, por la presencia de geodas.

2.2.4.1. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN.

EQUIPO SIMBA H 157 - TAJO 714 Nv. 600

ESTÁNDAR

1. Uso de broca tipo botones T38 (2 2/1"Ø- 64 mm)
2. Uso de barra de perforación (4'- 1220 mm)
3. Altura de perforación debe ser 3.50 m (taladros largos)
4. Longitud de perforación (44' – 13.376 m)
5. Barra de extensión de 4"
6. Inclinación de taladro 12°-10° respecto a la vertical
7. Presión de agua 5 bar (efectivo 2 bar)
8. Tensión de trabajo de equipo 440 V.
9. La malla de perforación
 - Burden =1.30 m
 - Espaciamiento = 1.50m

Cuadro N° 03

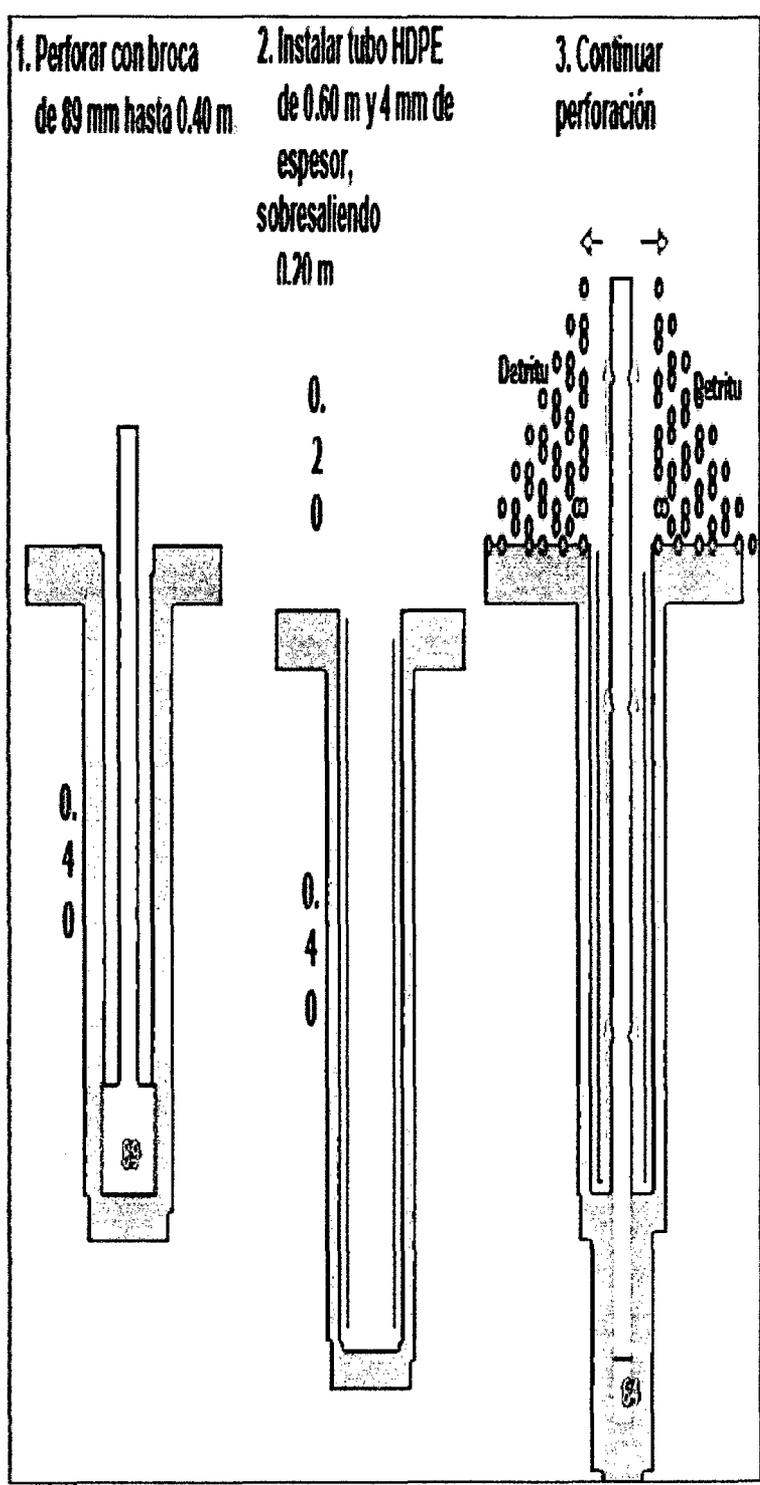
Parámetros y tiempos de perforación con equipo simba

PARÁMETROS		VALORES
Peso específico de material perforado (t/m ³)	Per	2.8
Distancia terreno a mordaza	Dterr-mord	0.15
Promedio de barras /taladro	Pbp	9
Velocidad de perforación (m/min.)	Vper	0.54
Velocidad penetración (m/min.)	Vpen	0.71
Turnos por día	Td	2
Horas por turno	Ht	12
Eficiencia de Trabajo (%)	EFF.T	0.7
Disponibilidad Mecánica (%)	DM	85%
Burden	B	1.3
Espaciamiento	E	1.5
EQUIPO DE PERFORACIÓN		SIMBA
Tiempo de perforación/Barra	min.	2.23
Tiempo Acople	min.	0.52
Tiempo de desacople	min.	0.57
Ciclo Perforación/Barra	min.	3.32
Longitud de Barra	Mt.	1.2
Tiempo Perforación/metro	Min. /m.	2.76
Tiempo de traslado/sección	min.	15.5
Metros /sección aproximadamente	Mt.	80
Tiempo de traslado /metro	min./m.	0.19
Tiempo de perforación total	min./m.	2.96
Velocidad de Perforación	m. /min.	0.54
RENDIMIENTO	m. /hr.	24.3

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Figura N° 07

Perforación Sistema Casing



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Ventajas de la perforación sistema Casing:

- Evita el atascamiento de la barra de perforación.
- Taladros más limpios, facilita el carguío de explosivos.
- Mayor Velocidad de perforación.
- Evita la acumulación de detritus en la columna de perforación.
- Minimiza el error de emboquillado.

2.2.4.2. DESVIACIÓN DEL TALADRO LARGOS:

La desviación de los taladros tiene fuertes consecuencias en la Economía de la Mina especialmente cuando se aplica la Técnica de Taladros Largos

La incidencia de la desviación de los taladros en los costos de operación es tan alta que en algunas minas el costo del porcentaje de la desviación por tonelada es llevado como una data más del costo de operación.

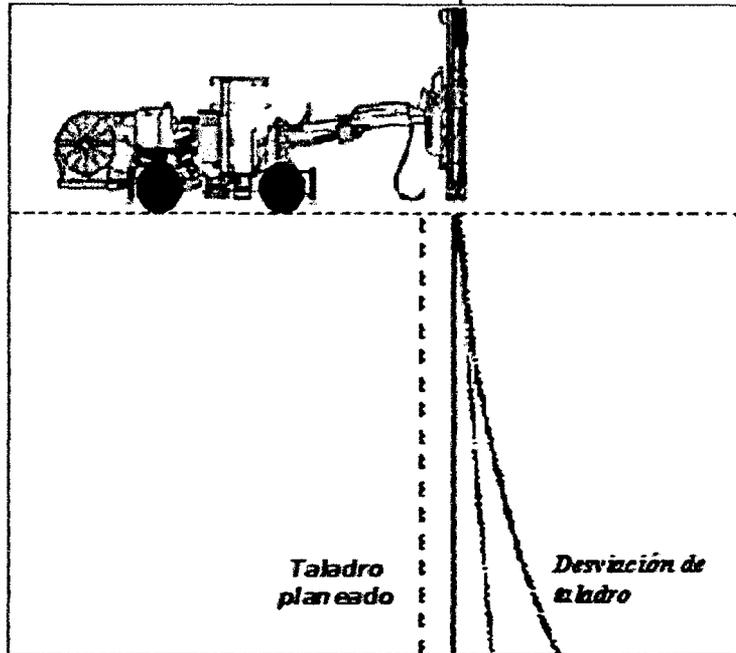
La desviación Este determinado por la diferencia de la longitud del punto de llegada entre lo programado y la posición real del taladro, Esta diferencia puede ser expresarse como una longitud o mayormente como un porcentaje con respecto a la profundidad total del taladro.

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.

Figura N° 08

Desviaciones de los taladros de perforación.



Fuente: <http://www.tesisde.com/search/tesis-aplicacion-de-taladros>.

Factores relacionados a la condición y estado del equipo:

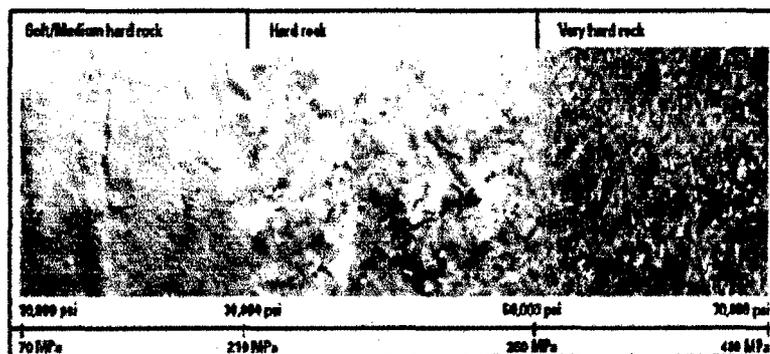
- Estado de la perforadora.
- Carro porta perforadora, deslizadera y componentes.
- Viga de avance.
- Sistema lector de ángulos (ARI).

Factores dentro del taladro:

- Tipo y calidad de roca.

Figura N° 09

Calidades de la roca



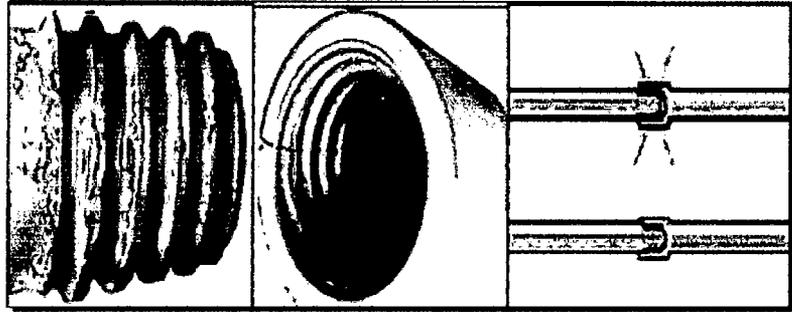
Fuente: <http://www.mecanicaderocas.com/search>.

Factores durante la perforación:

- Estado de la columna de perforación (desgaste roscas).

Figura N° 10

Desgaste de las roscas de aceros de perforación.

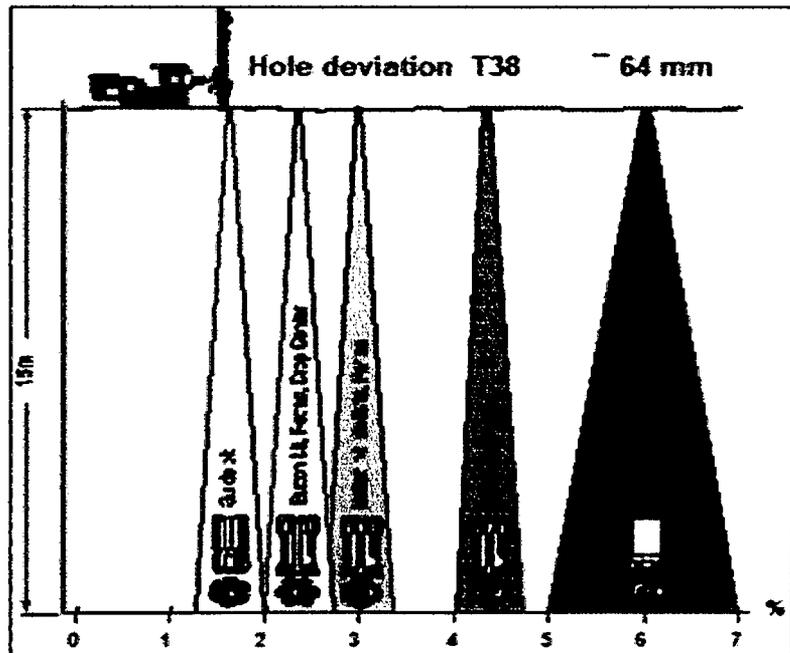


Fuente: www.atlascopco.com.pe

- Tipo de columna y longitud de taladros.
- Tipo y diámetro de la roca.

Figura N° 11

Desviaciones de los taladros dependiendo al diámetro de la broca



Fuente: www.atlascopco.com.pe

➤ Parámetros de perforación:

- ✓ Rotación.
- ✓ Percusión.
- ✓ Fuerza de avance.
- ✓ Sistema anti-atasque.
- ✓ Barrido.

Adicionalmente tenemos una fuerza de empuje de 1.5 ton a esta fuerza se le denomina avance.

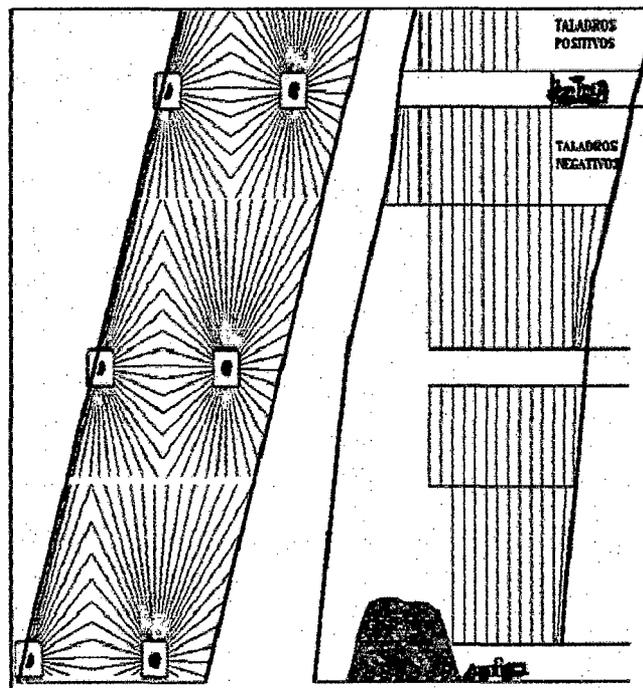
“Es la interacción entre la broca y la roca la que gobierna la eficiencia de la transferencia de la energía” por lo tanto el proceso de fracturamiento de la roca está supeditado a la energía entregado por la broca.

2.2.5. DISEÑOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN TALADROS LARGOS.

2.2.5.1. Diseño típico para el minado – SLC.

Figura N° 12

Diseño de minado para sub level cuerpos

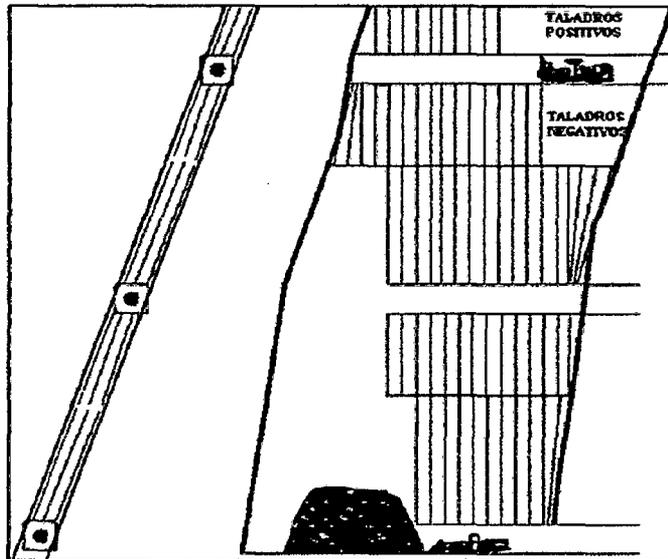


Fuente: www.volcán.com.pe

2.2.5.2. DISEÑO TÍPICO PARA EL MINADO DE - SLV.

Figura N° 13

Diseño de minado para sub level vetas

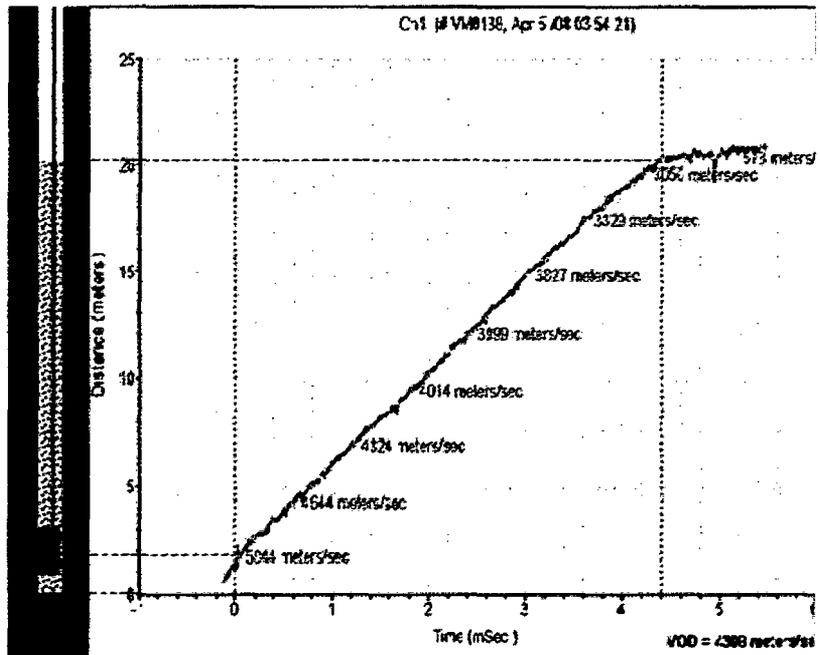


Fuente: www.volcán.com.pe

2.2.5.3. DISEÑO DE CARGA PARA TALADROS DE PRODUCCIÓN.

Figura N° 14

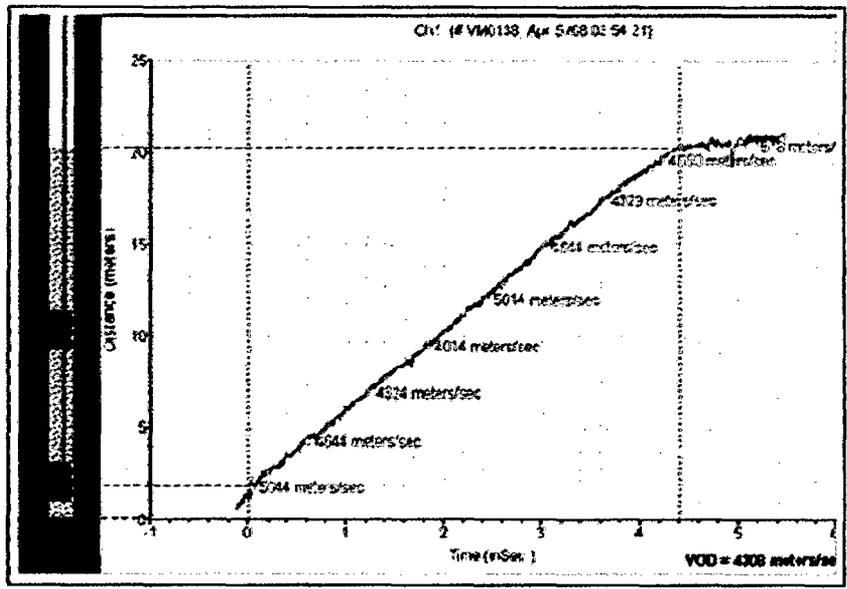
Alternativa 1: Cebo iniciador y columna de carga.



Fuente: Unidad Minera Yaufrayacu.

Figura N° 15

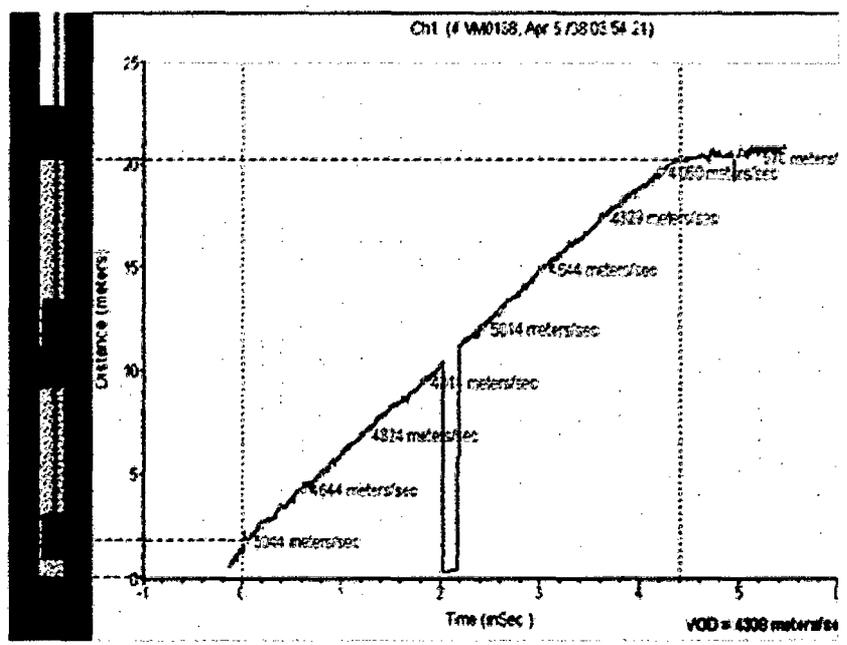
Alternativa 2: Cebo iniciador- columna – reforzador- columna de carga.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Figura N° 16

Alternativa 3: Cebo iniciador- columna - taco - Cebo iniciador- columna - taco.

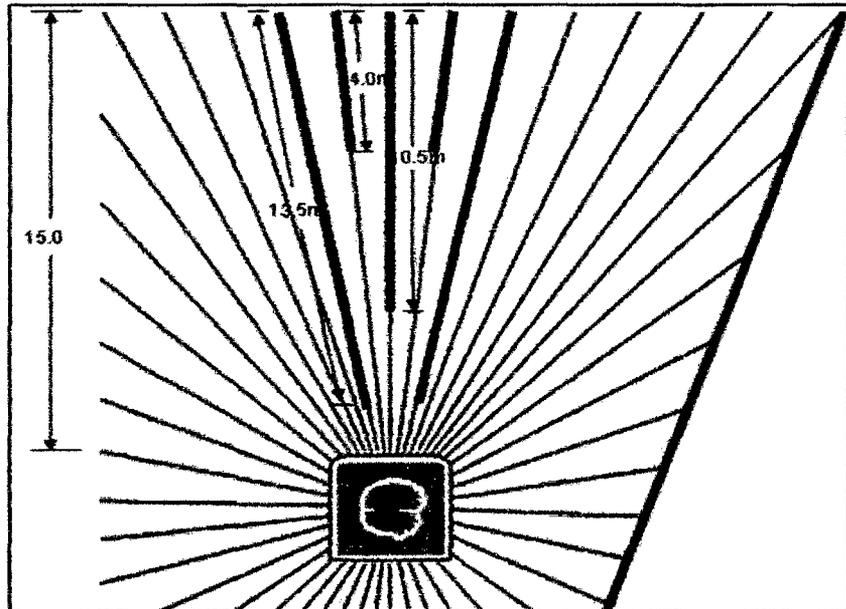


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

2.2.5.4. Diseño de distribución de energía para voladura - SLC.

Figura N° 17

Distribución de carga para sub level cuerpos.

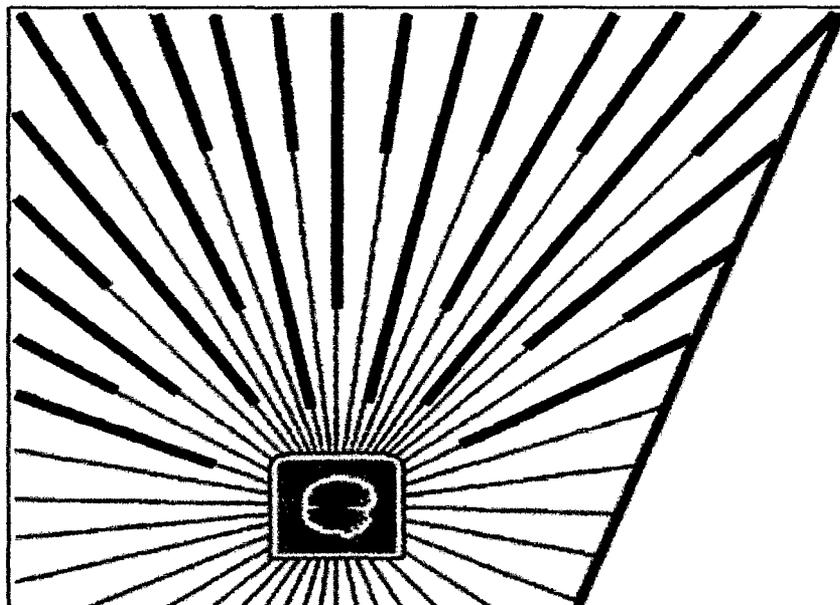


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

2.2.5.5. Distribución de energía óptima.

Figura N° 18

Distribución de carga explosiva óptima.

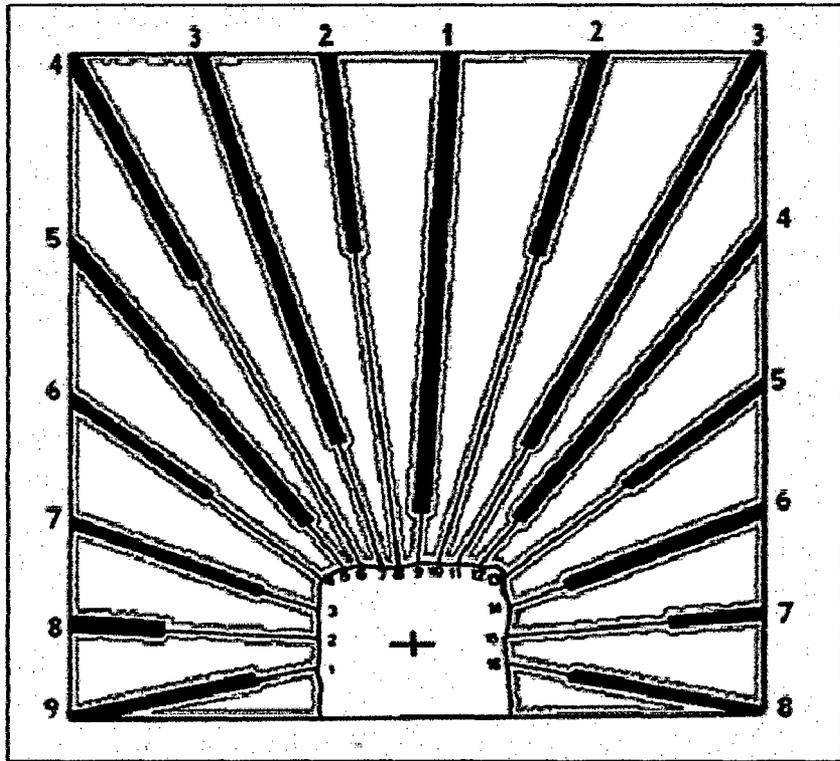


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

2.2.5.6. Diseño de secuencia de salidas.

Figura N° 19

Secuencias de salida en la voladura



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

2.2.6. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.

2.2.6.1. Anfo (Examon - P)

Nitrato de amonio sólido utilizado en explosivos simples se suministra en forma de prills. Estos prills deben ser porosos y de distribución de tamaño uniforme. El tamaño típico para el prill de nitrato de amonio grado explosivo es:

100% < 3 mm

90% < 2 mm

1% < 1 mm

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

Durante la formación de dichos prill, generalmente se añade una fina capa de arcilla en su exterior, con el fin de contrarrestar la naturaleza

higroscópica del nitrato. El nitrato sin recubrimiento en contacto con el aire, que tenga un 60% de humedad, eventualmente se transforma en líquido la arcilla finamente adherida a la superficie del prill reduce este efecto, pero también reduce su sensibilidad y permeabilidad.

Este explosivo tiene sus limitaciones no es resistente al agua tener en cuenta la introducción del ANFO en un sistema de voladura en casos de taladros saturados en agua.

El producto ANFO de mayor uso, es una mezcla balanceada de oxígeno, de libre fluido, conteniendo aproximadamente el 94% de prills de nitrato de amonio y 6% del combustible diesel N° 2 (D-2). Los vacíos en el prill de voladura poroso, menos denso, cumplen dos funciones:

1. Permiten al prill absorber y retener el aceite combustible de manera uniforme y cercana.
2. Mejoran la sensibilidad al actuar como "puntos calientes" de alta temperatura o puntos de iniciación.

Durante el almacenamiento del nitrato de amonio, el ciclo de temperatura puede producir un desmoronamiento de la estructura del prill. 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 darán como resultado un agrietamiento del cristal y, por lo tanto del prill. Cuando se enfría bajo los -17 a -32°C los cristales tienden a aglutinarse y si hay alguna humedad presente. El producto empezará a formar terrones.

Propiedades de los prills de grado explosivo

Los prills de nitrato de amonio se utilizan también como fertilizante. Durante periodos de escasez de explosivos, los responsables de voladuras con frecuencia han utilizado los prills de grado fertilizante. Existen diferencias entre los prills de grado fertilizante y los de grado explosivo, los prills de grado explosivo son porosos, esto distribuye el

combustible mejor, lo que resulta en un mejor desempeño en la voladura.

PROPIEDADES DE LOS PRILLS DE AMONIO

ITEM	Grado Fertilizante	Grado Explosivo
Recubrimiento Inerte	3% - 5%	0.5% - 1%
Dureza	Muy Dura	Suave
Forma Física	Cristal sólido	Porosa
Distribución de combustible	Superficial	Integral
Diámetro mínimo para detonación sin confinar	228 mm	64 mm
Velocidad confinada en 100 mm de diámetro	1829 m/s	3353 m/s

Producción de energía del anfo

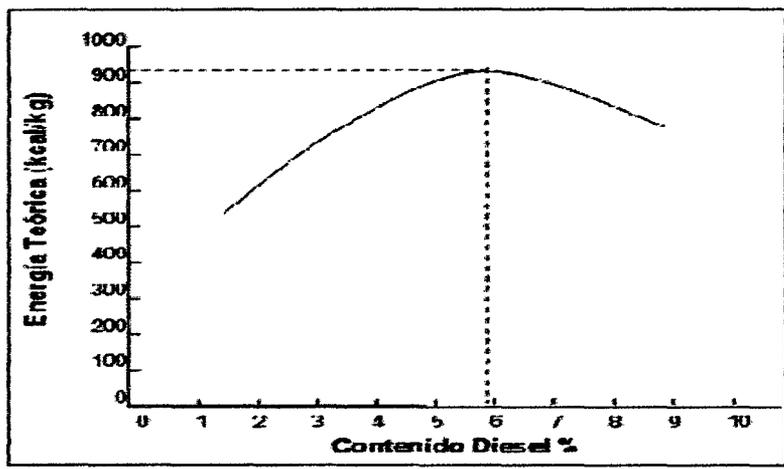
La cantidad de diesel agregada al nitrato de amonio es extremadamente crítica desde el punto de vista de la eficiencia de la detonación, para obtener la liberación de la energía óptima, es deseable una mezcla que contenga 94% de nitrato de amonio y 6% de diesel.

Si por alguna razón, en vez del contenido requerido de 6% en los prills, la mezcla contiene del 2 al 4% de combustible, una cantidad significativa de energía se desperdicia 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.

Figura N° 20

Porcentajes adecuados de nitrato de amonio y diesel

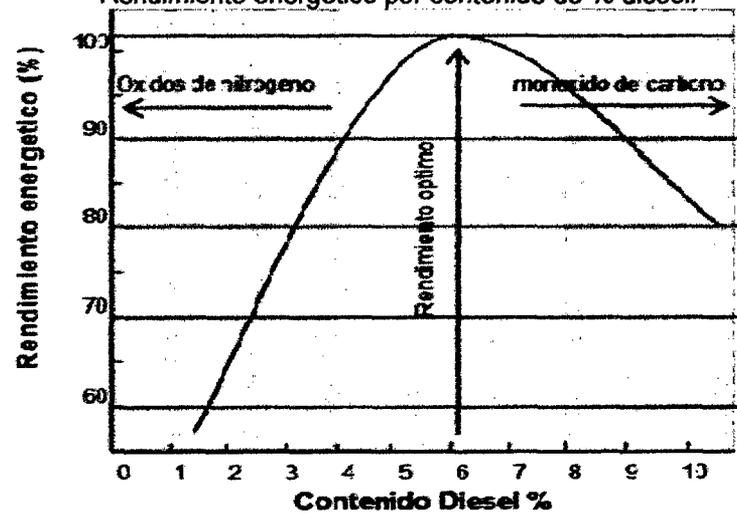


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

La gráfica indica que el rendimiento energético es menor cuando la mezcla tiene menos combustible, produce más gases nitrosos y es más sensitivo cuando tiene menos combustible, cuando la mezcla tiene más combustible el rendimiento energético también se reduce pero es más estable, produce mayor concentración de gas monóxido de carbono.

Figura N° 21

Rendimiento energético por contenido de % diesel.

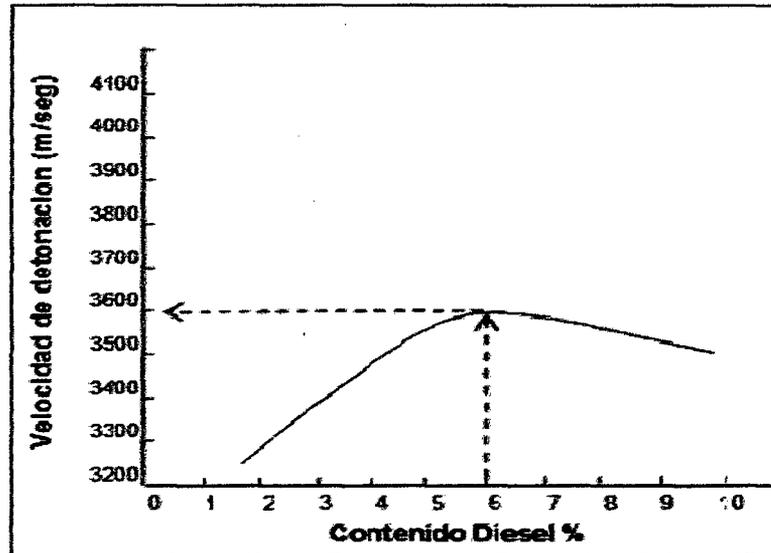


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

El comportamiento de la velocidad de detonación es variable también en función del porcentaje de oxígeno tal como se muestra en el grafico siguiente.

Figura N° 22

Velocidad de detonación.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu.

Propiedades:

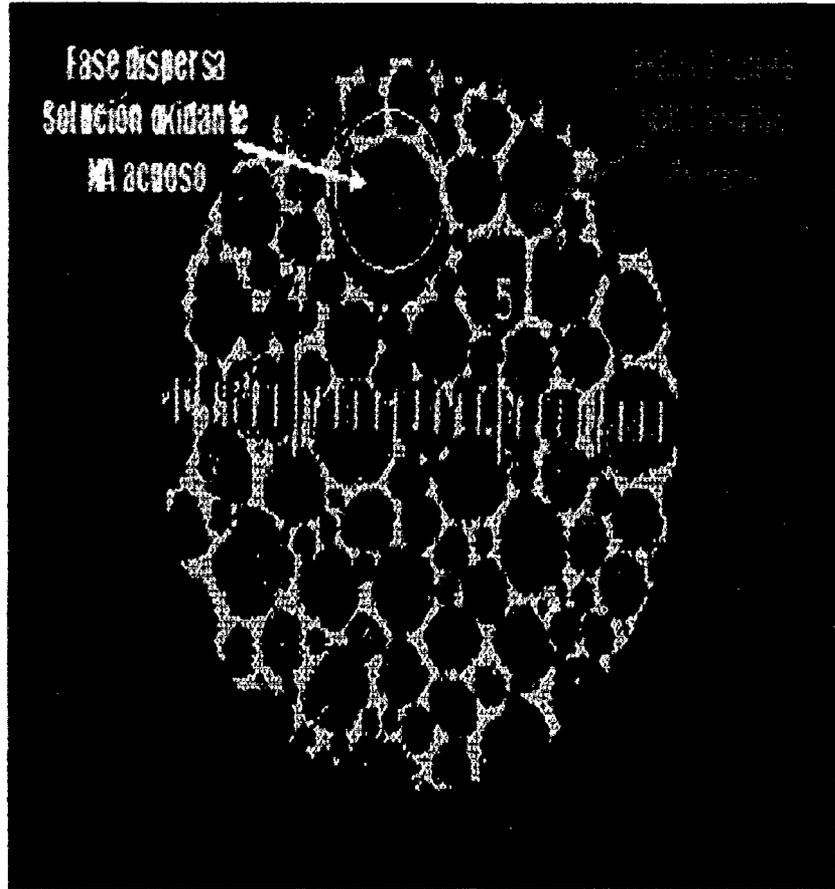
- ✓ Baja densidad (0.75 g/cc – 1.1 g/cc).
- ✓ Velocidad detonación transciente (2700 m/s – 5000m/s).
- ✓ Dependiendo del iniciador (cebo).
- ✓ Nula resistencia el agua (higroscopico).
- ✓ Baja sensibilidad, simpatía y transmisión.
- ✓ Mayor generación de gases.

2.2.6.2. Emulsiones explosivas

Explosivo constituido por dos fases liquidas naturalmente inmiscibles entre sí, una de ellas es dispersa como pequeñas gotas dentro de la otra, adicionalmente se agregan sensibilizadores (micro esferas contenido aire), ver fig. 23

Figura N° 23

Micrografía de una emulsión.



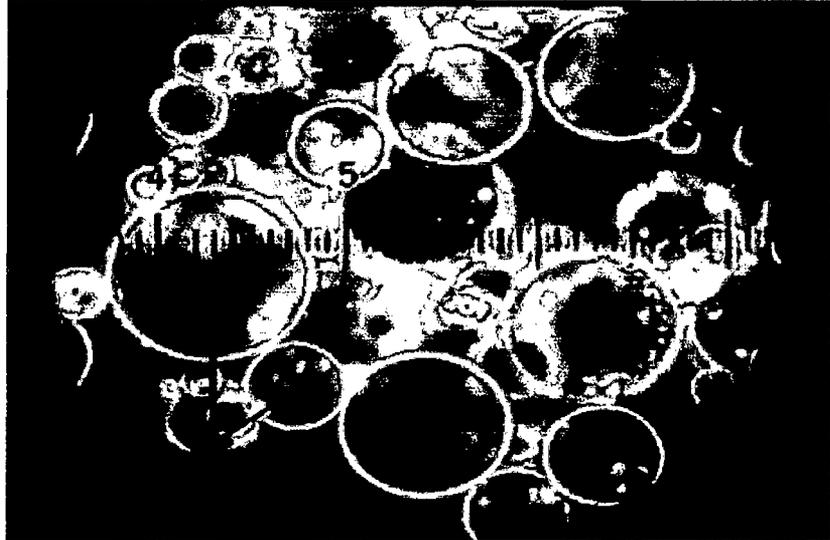
Fuente: www.famesa.com

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

El aire contenido en los micros 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).

Figura N° 24

Microfotografía de una Emulsión con micro esferas.



Fuente: www.famesa.com

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

Propiedades:

- ✓ Densidad (poder rompedor 1.12 g/cc – 1.18 g/cc).
- ✓ Velocidad de detonación alta (4800 m/s – 5200 m/s).
- ✓ Resistencia al 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 hace a elevadísimas temperaturas con un gran desprendimiento de gases casi 10.000 veces su volumen.

2.2.6.3. Accesorios de voladura.

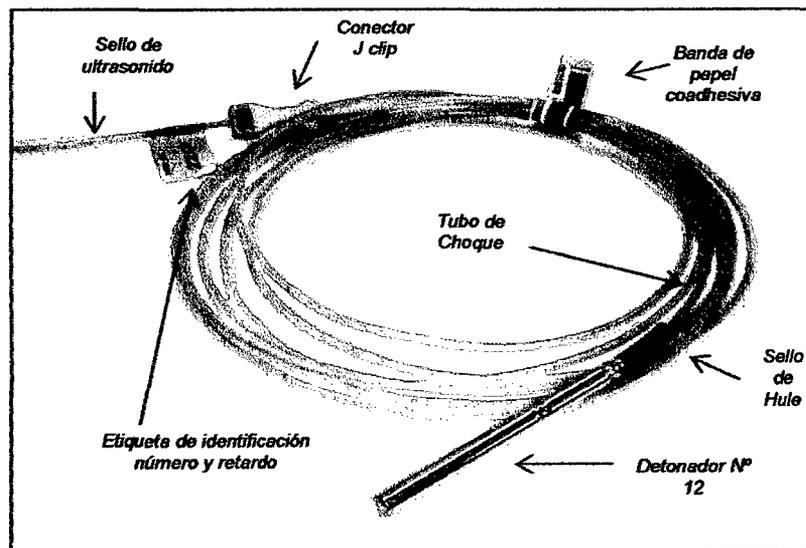
Las mezclas explosivas por si solas no pueden ser detonados, de manera que para ser usados eficientemente necesitan de elementos que produzcan una onda de detonación o una chispa para iniciar y o transportar esta onda o chispa de taladro a taladro y un tercer grupo que retardan y controlan los tiempos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

a) Detonadores no eléctricos – EXSANEL.

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 Fulminante Nº 12.

Figura Nº 25

Partes de un detonador no eléctrico.



Fuente: www.famesa.com

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.

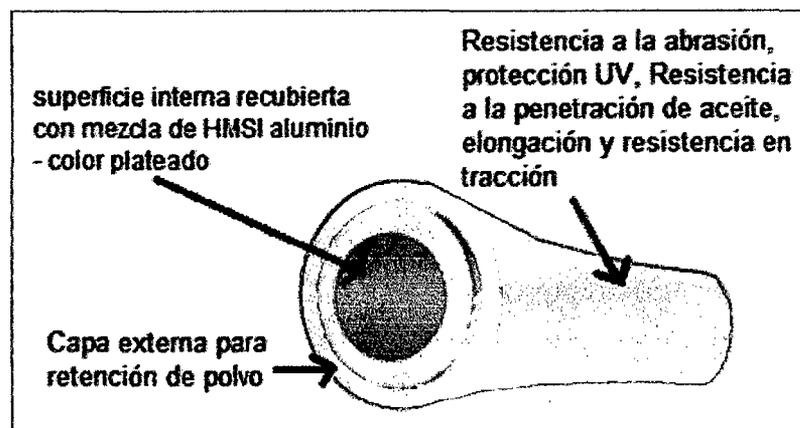
Ventajas de su uso:

- ✓ 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.
- ✓ Minimiza 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.

Figura N° 26

Partes del tubo de choque no eléctrico.



Fuente: www.famesa.com

Capa interna entrega retención del explosivo polvo HMX/aluminio

Capa externa entrega resistencia al aceite y resistencia física - combinada

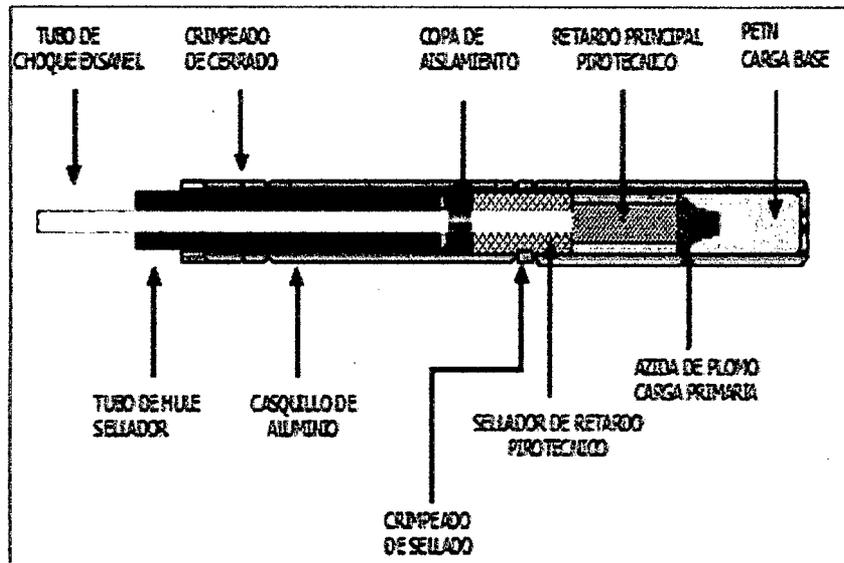
La velocidad de onda de choque es de 2000 m/s

En caso de corte se produce ingreso de humedad ocasionando – "tiro quedado"

Fulminante N° 12. Son sustitutos de los fulminantes comunes, poseen elementos de retardo pirotécnico para detonar en diferentes intervalos de tiempo, son fabricados en series de ½ segundo y milisegundo.

Figura N° 27

Partes del fulminante.

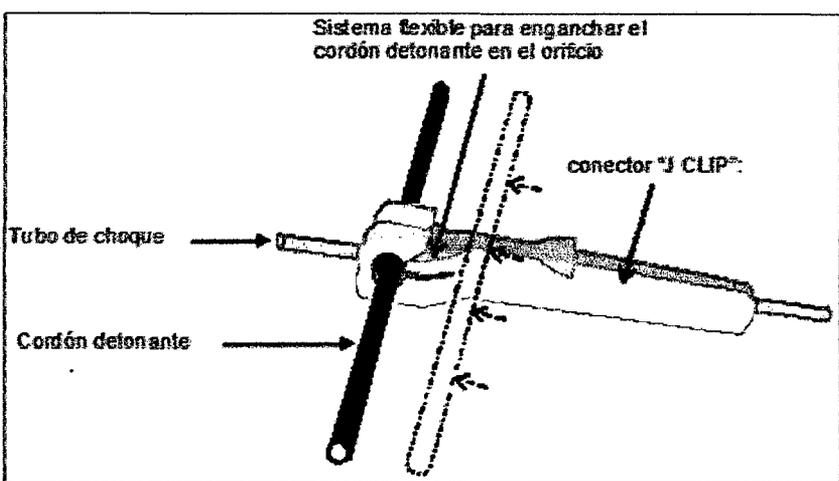


Fuente: www.famesa.com

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.

Figura N° 28

Partes de conector J clip.



Fuente: www.famesa.com

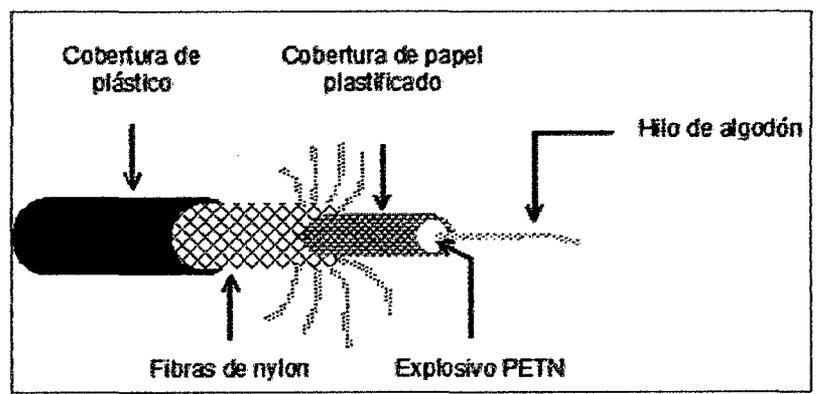
El sistema es seguro cuando el cordón está dentro del orificio del conector no es posible desconectarse con facilidad

b) Cordón detonante.

El cordón detonante consiste en un reguero de un alto explosivo usualmente PETN, el cual está cubierto de materiales sintéticos, que lo hacen flexible, impermeables y resistentes a la tensión, sirve como medio de iniciación tiene un VOD Muy alto - 7000 m/s.

Figura N° 29

Partes del cordón detonante.



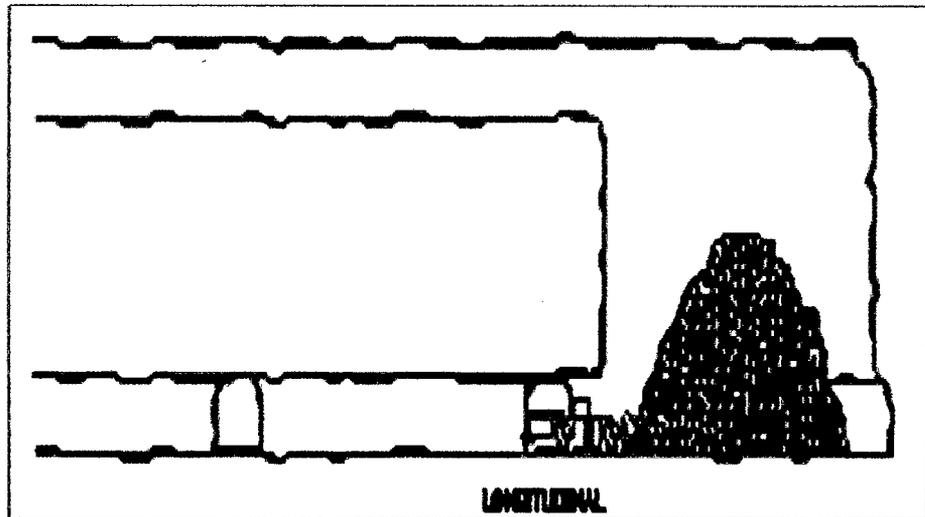
Fuente: www.famesa.com

2.2.7. LIMPIEZA.

El operador tiene una buena visión para operar el control remoto hasta unos 20 mts. De distancia por lo que los ejes de las ventanas se encuentran ubicados cada 20 mts. Por lo tanto si la secuencia de voladura es en retirada partiendo de un extremo el operador se ubicara bajo un techo seguro y podrá manipular el control remoto (telemando) con bastante comodidad.

Figura N° 30

Limpieza de mineral de tajos con equipos de 4.2 yd³.



Fuente: compañía minera Yauliyacu

La limpieza es llevada a cabo con scooptram a control remoto de 4.2 yd³. Es necesario diseñar los refugios para poder controlar desde ese punto los equipos de acarreo.

Las ventanas del sector ya explotados deben permanecer cerradas colocándose letreros por seguridad

2.2.8. RELLENO.

En el caso de Minera Yauliyacu, es necesario rellenar los espacios vacíos, para prevenir las reventazones o estallidos, estos vacíos son altamente

necesarios para evitar sacar el desmonte a superficie producto de las preparaciones.

2.2.9. EQUIPOS DE CARGUÍO.

EQUIPO: ANFOCAR CA-75TSR

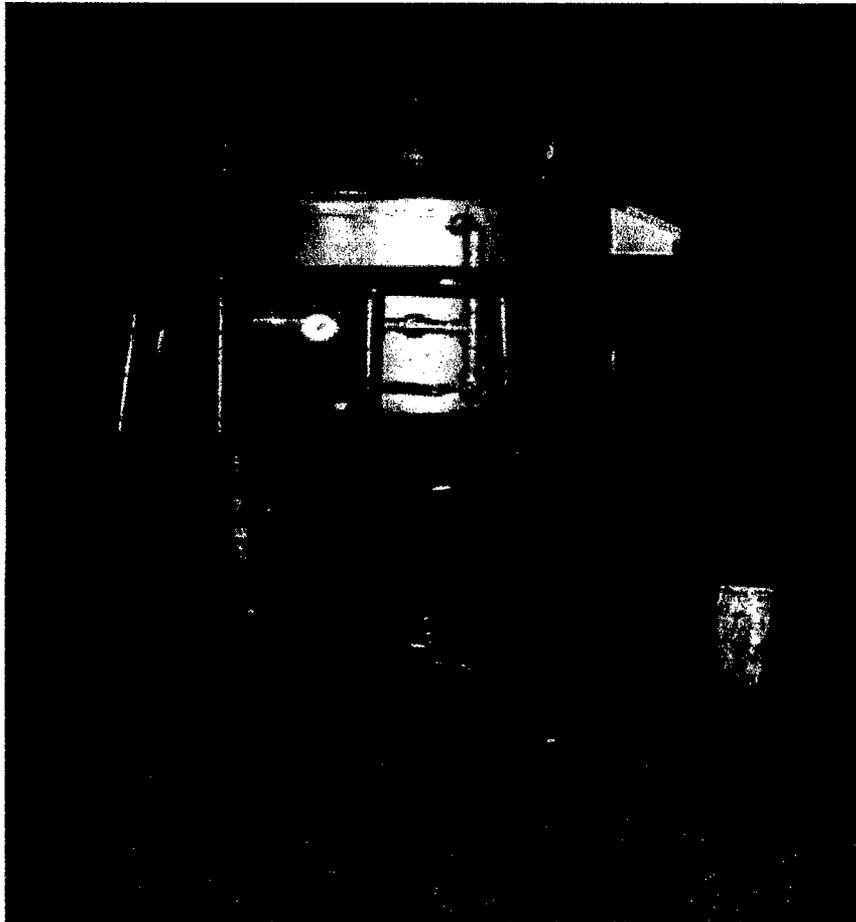
Capacidad 320 Kg.

Presión de carguio 30 PSI

Presión De Alivio 200 Psi

Foto N° 04

Equipo de carguío de taladros (anfocar)



Fuente: compañía minera Yauliyacu

2.2.10. ESTÁNDARES Y PROCEDIMIENTOS OPERATIVOS.

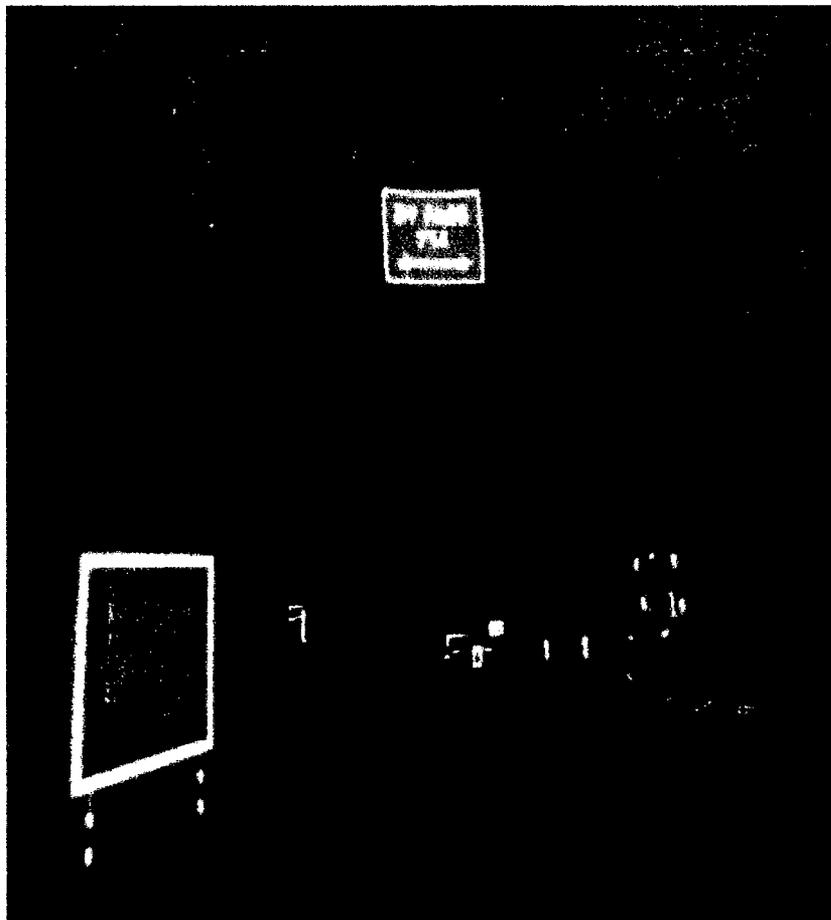
2.2.10.1. ESTÁNDARES EN AVANCES LINEALES:

El método de explotación de Diseminados con taladros largos, parte de una buena preparación. Estos avances lineales tienen que ser muy bien planeadas por todas las áreas de trabajo.

Mencionar que para esta tarea se cuenta con programas de acuerdo a la necesidad de producción de cada sección.

Foto N° 05

Plano teca del bp 714



Fuente: compañía minera Yauliyacu

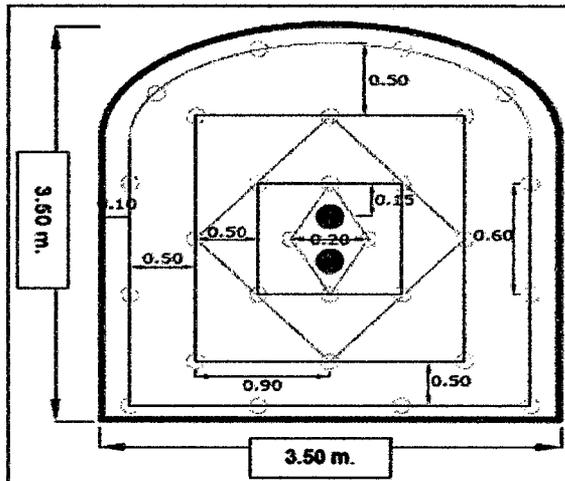
2.2.10.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN:

EQUIPO ROCKET BOOMER 281 - RP +703 Nv. 800
ESTÁNDAR

1. longitud barra de perforación 12" MF T38
2. Diámetro de taladros de producción: 45 mm
3. Diámetro de taladros de alivio: 90 mm
4. Presión de agua: 5 Bar
5. Tensión de trabajo 440 V
6. Malla de perforación.

Plano N° 12

Diseño de malla de perforación



TIPO DE ROCA: BUENA - RMR > 60		DISTRIBUCION DE TALADROS:	No. TALADROS
ESTANDARES DE PERFORACIÓN:		ALVIOS	02
DIAMETRO DE TALADRO :	45 mm.	ARRANQUE	04
DIAMETRO DE TALADRO DE ALIVIO:	90 mm.	1ra. AYUDAS DE ARRANQUE	04
No. DE TALADROS PERFORADOS:	30	2da. AYUDAS DE ARRANQUE	04
No. DE TALADROS CARGADOS:	28	CUADRADORES	04
LONG. DE BARRENO:	3.6 m (12 pies).	AYUDAS DE CUADRADORES	04
LONG. DE PERFORACION:	3.2 m.	ALZAS	04
		ARRASTRES	04
		TOTAL	30
ESTANDARES DE DE VOLADURA:			
No. DE CARTUCHOS SEMEXSA E-65:			
7/8"x1"	28.		
EXAMON P:	80 Kg.		
FACTORES:			
AVANCE EFECTIVO:	3.0 m		
VOLUMEN ROTO:	27 m3.		
FACTOR DE CARGA:	29 Kg/m.		
FACTOR DE POTENCIA:	1.15 Kg/ton.		
RATIO PERFORACION:	3.3 m/m3.		

Fuente: manual de perforación y voladura – López Jimeno

2.3. HIPÓTESIS.

2.3.1. HIPÓTESIS GENERAL

La aplicación del método de sub level stoping y su influencia en la recuperación de diseminados del tajo 714 nivel 600 – sección II, influye significativamente en la producción y costos operativos de minado además de mejorar los Estándares de Seguridad en la Empresa Minera Los Quenuales.

2.3.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICA

- ❖ Las características geomecánicas de las cajas y del diseminado son seguros y competentes en la veta M tajo 714 sección II – Nivel. 600 de EMQSA – Unidad Yauliyacu.
- ❖ Las bondades tecnológicas del método de explotación Sub Level Stopping son adecuadas y se ajustan a la realidad minera.
- ❖ El método de explotación Sub Level Stopping en la recuperación de diseminados es de significancia favorable.

2.4. VARIABLES DE ESTUDIO.

Se consideran las siguientes variables:

2.4.1. VARIABLE INDEPENDIENTE.

Método de explotación

2.4.2. VARIABLE DEPENDIENTE.

Influencia en la recuperación de diseminados.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. ÁMBITO DE ESTUDIO.

Unidad Minera: Yauliyacu de la EMQSA.
Distrito: Chicla.
Provincia: Huarochirí.
Región: Lima.

3.2. TIPO DE INVESTIGACIÓN.

Según Oseda, D. (2008), "El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar".

3.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN.

El nivel de investigación es el explicativo. Según Restituto, S. (2002) "las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo".

3.4. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN.

El nivel de investigación es el explicativo. Según Restituto, S. (2002) "las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los

21

hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo”.

3.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN.

3.5.1. Método General:

En la presente investigación, se utilizará el Método Científico como método general. En la actualidad según Cataldo, (1992): “El estudio del método científico es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar sus objetivos”.

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

Además el mismo Kerlinger enfatiza “La aplicación del método científico al estudio de problemas pedagógicos da como resultado a la investigación científica”.

3.5.2. Método Específico:

El Método Experimental. Según Oseda, J. (2008): “El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: ¿Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; qué sucederá?”

3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA.

3.6.1. POBLACIÓN.

Según Oseda, Dulio (2008:120) “La población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

Estará conformada por los tajos de la Cia Minera Los Quenuales S.A.- Unidad yauliyacu.

3.6.2. MUESTRA.

El mismo Oseda, Dulio (2008:122) menciona que "la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población".

Estará conformada por los tajos de la Cía. Minera Los Quenuales S.A.- Unidad Yauliyacu.

3.7. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

3.7.1. TÉCNICAS.

Las técnicas usadas en la presente investigación serán los informes de la mina, el fichaje, las de observación y de medición de perforación y voladura en los tajeos de dicha empresa.

Según Oseda, Dulio (2008:127) la encuesta "es una técnica destinada a obtener datos de varias personas cuyas opiniones impersonales interesan al investigador".

El mismo Oseda, Dulio (2008:128) sostiene que el fichaje "consiste en registrar los datos que se van obteniendo en los instrumentos llamados fichas, las cuales debidamente elaboradas y ordenadas contienen la mayor parte de la información que se recopila en una investigación".

3.7.2. INSTRUMENTOS.

Los instrumentos usados en la presente investigación serán los Softwares de cálculos mineros, el cuestionario de encuesta; del fichaje de resumen, bibliográficas y cuadros de resumen y estadísticos; de la observación se tiene a los informes mensuales de la mina.

Según Sierra, Restituto (1995:305) el cuestionario de encuesta es "un conjunto de preguntas, preparados cuidadosamente sobre los hechos y aspectos que

interesan en una investigación sociológica para su contestación por la población o su muestra a que se extiende el estudio emprendido”.

Según Ary, Donald y otros, (1993:189) “las fichas deben cumplir una serie de requisitos formales que tienen como objetivo, facilitar su utilización posterior”.

Asimismo se consideró la encuesta para obtener información sobre el problema de nuestra investigación.

3.8. PROCEDIMIENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.

En el procesamiento de datos se recurrirá al área de geomecánica de rocas, geología, al área de topografía y para los trabajos de modelación del área de planeamiento, donde se realizara la perforación con el método Sub Level Stopping.

3.9. TÉCNICA DE PROCEDIMIENTOS Y ANÁLISIS DE DATOS.

Mediante la metodología propuesta y haciendo uso de las herramientas de informática, se procesará y analizará la información resultante, se realizarán las evaluaciones y la interpretación de resultados, para contrastar las hipótesis de trabajo plateadas, como son los siguientes:

- Software ESG.
- Software face.
- Procesadores de Texto.
- Hojas de Cálculo.
- Bases de Datos.

CAPITULO IV RESULTADOS

4.1. PRESENTACIÓN DE RESULTADOS.

4.1.1. DATOS ESTADÍSTICOS DE MINERAL ROTO POR MES.

Cuadro N° 04

Promedios de toneladas rotas mensuales del año

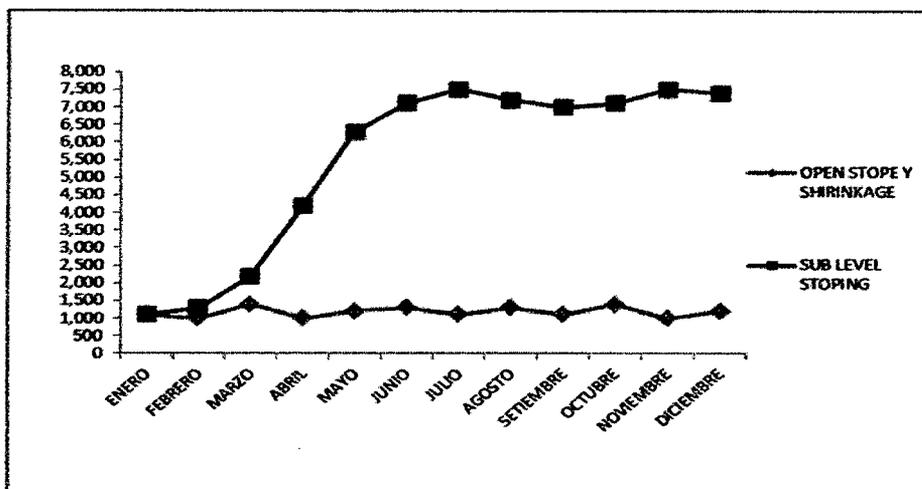
MES DE PRODUCCIÓN DEL AÑO 2012	OPEN STOPE Y SHIRINKAGE	SUB LEVEL STOPING
ENERO	1,100	1,100
FEBRERO	990	1,300
MARZO	1,400	2,200
ABRIL	1,000	4,200
MAYO	1,200	6,300
JUNIO	1,300	7,100
JULIO	1,100	7,500
AGOSTO	1,300	7,200
SETIEMBRE	1,100	7,000
OCTUBRE	1,400	7,100
NOVIEMBRE	1,000	7,500
DICIEMBRE	1,200	7,400
Total	267645	896211

Fuente: elaboración propia

Grafico N° 01

17

Datos estadísticos de la muestra de estudio



Fuente: elaboración propia

Cuadro N° 05

Resumen estadístico de la muestra

Resumen estadístico		
AÑOS DE PRODUCCIÓN	OPEN STOPE Y SHIRINKAGE	SUB LEVEL STOPING
Media	1,174	5,492
Mediana	1,150	7,050
Desviación estándar	149.572623	2559.99231
Varianza	22371.9697	6553560.61
Muestra	12	12

Fuente: elaboración propia

4.1.2. PRUEBA DE HIPÓTESIS.

El proceso que permite realizar el contraste de hipótesis requiere ciertos procedimientos. Se ha podido verificar los planteamientos de diversos autores y cada uno de ellos con sus respectivas características y peculiaridades, motivo por el cual era necesario decidir por uno de ellos para ser aplicado en la investigación.

16

a) Planteamiento de Hipótesis:

Hipótesis Nula:

Ho: “la aplicación de explotación Sub Level stoping No influye significativamente en la recuperación de diseminado de la veta M tajo 714 sección II –Nv. 600 de la EMLQSA – unidad Yauliyacu”.

Lo que para el trabajo significa el diseño de método de explotación de convencional a mecanizado para una mejora de eficiencia de avances de producción en la Cia. Minera los Quenuales – Unidad Yauliyacu.

Hipótesis Alterna:

H1: “la aplicación de explotación Sub Level stoping influye significativamente en la recuperación de diseminado de la veta M tajo 714 sección II – Nv 600 de la EMLQSA – unidad Yauliyacu”.

Para efectos de investigación significa: “el método de explotación convencional a mecanizado para mejorar la eficiencia de producción en la Cia. Minera los Quenuales – Unidad Yauliyacu.

b) Nivel significancia o riesgo:

Se eligió el nivel de significancia, es decir el riesgo que se asume acerca de rechazar la H_0 cuando en realidad debe aceptarse por ser verdadero. El nivel de significancia utilizado en el diseño cuasi experimental fue $\alpha=0,05$; por ser adecuado en las investigaciones en ciencias y geología.

$$\alpha=0,05.$$

$$gl = ge+gc-2.$$

$$gl = 12+12-2=22.$$

Buscando a 5% de significancia y 22 grados de libertad en la prueba t de Student se tiene que los puntos críticos o “t” teórica es igual a 2,074; por lo tanto:

d) Decisión estadística.

Puesto que la t calculada (t_c) es mayor que la t teórica (t_t); es decir en el primer caso **(-0.078 > -2,074)**, en consecuencia se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alterna (H_1), la cual acepta este tipo de explotación por sub level stoping.

e) Conclusión estadística.

Se ha demostrado con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student que la aplicación del método de explotación Sub Level Stopping **influye significativamente** en la recuperación de diseminados en la Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu.

4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

Para poder interpretar en forma adecuada, precisa y completa nuestros resultados, debemos de partir determinando los datos obtenidos antes de ejecutar el “método de explotación Sub Level Stopping para mejorar la eficiencia rotura de mineral en la Cia Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu”.

Es necesario empezar refiriendo que, conforme se verifica en la sección de presentación de datos, los niveles de eficiencia de rotura de mineral del conjunto de la muestra en los diferentes años de explotación convencionalmente, es decir antes de aplicar el método de explotación Sub Level Stopping para mejorar la eficiencia de roturas.

En esos iniciales de bajas eficiencias de rotura de mineral no solamente habrían influido los factores o causas extra como (conocimiento, habilidades, capacidad de trabajo, etc.), sino que también han influido de modo notable, múltiples factores de carácter estructuralmente en el método de explotación, entre los más importantes la

mayoría de los trabajadores en referencia no contaban con equipos para taladros largos.

Así mismo también se podido reducir el consumo de accesorios y explosivos, fueron minimizados en su mayoría de los meses anteriores, también se puede mencionar que la mano de obra a utilizar ya no es como si se trabajaran en métodos de explotación convencionales, con la que se afirma que se redujo la mano de obra para las diferentes actividades que se realizan en la preparación, desarrollos y la explotación de los tajos.

Así mismo los resultados obtenidos con nuestra investigación

CONCLUSIONES

1. El presente trabajo de investigación denominado "Recuperación de diseminados por el método Sub Level Stopping", tiene la finalidad de mejorar la producción de rotura de mineral y reducir los precios unitarios, en el consumo de explosivos, accesorios de voladura y mano de obra; generando mayor ingreso que los egresos, con mayor ganancia a menor costo.
2. El método de Sub Level Stopping en la recuperación de diseminados, es un método más seguro que los métodos convencionales como el corte y relleno en realce y el shirinkage, por tener menor tiempo de exposición del personal en las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales, los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los tajos vacíos al operador.
3. Uno de los problemas en la aplicación del método de taladros largos es la irregularidad de la estructura mineralizada, la cual generaría mayor dilución en los blocks mineralizados provocando problemas en las leyes de mineral.
4. Para que la aplicación del método Sub Level Stopping sea aceptable en la producción de mineral, vemos que la recomendación geomecánicas debe ser constante en las labores, para ver la clasificación de terreno (variación de terreno).
5. Se Hay que tener en cuenta el factor de seguridad del software Face la cual nos realiza una simulación con la finalidad de obtener valores de sostenimiento en el desarrollo del proyecto.
6. Se ha demostrado con un nivel de significancia del 5% y la prueba t de Student que la aplicación de taladros largos ha influido significativamente en la recuperación de mineral en la Cía. Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu.

RECOMENDACIONES

1. Cumplir con el cronograma de mantenimiento programado, con la finalidad de tener equipos con disponibilidades mecánicas mayores al 85% y de esta manera evitar paradas durante la operación que nos generen pérdidas en el día.
2. Preparar refugios para los operadores de los equipos en las ventanas de extracción, ya que desde allí se controlan los equipos por medio de un telemando y de esta manera evitamos atropellamientos y exposiciones a tajos vacíos.
3. Contornear y modelar los block mineralizados al área de geología y al área de planeamiento para reducir la dilución del mineral en el momento de la perforación y voladura de los taladros.
4. Enviar mediante los correos electrónicos a las empresas especializadas de los eventos micro sísmicos que detecta el software ESG, para que cada área tomen sus medidas de control del caso.
5. Trabajar en forma conjunta tanto el software Face y el mapeo geomecánico que se realiza a diario en la labores para tener factor de seguridad alto y de esta manera ver el tipo de sostenimiento que se requiere en dicha zona.
6. Aplicar el "t" student a los nuevos métodos de explotación implantados para ver si estos le son rentables o no a los métodos anteriores.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

A. BIBLIOGRAFÍA.

1. AGOSHKOV, M: Mining Of Ore And West, Mir publishers Moscow 1998.
2. AMERICAN CONCRETE INSTITUTE, Manual Of Concrete Inspection Publication, Londres 1972.
3. Ing. Alex Torres - Asistente de Planeamiento (2003) con "Aplicación De Taladros Largos En La Mina Gayco" de la Unidad Minera Raura Lima - Perú.
4. CEMAL BIRÖN & ERGIN ARIOGLU: Diseño De Ademes En Minas, Ed. Limusa 1987.
5. DAEMEN, J. K: Problems In Tunnel Support Mechanics, Underground Space – 1977.
6. HOEK & E.T. BROWN: Excavaciones Subterráneas En Roca, Ed. McGRAW – HILL - 1980.
7. K. TERZAGHI: Theoretical Soil Machines, 3a Ed. Wiley, Nueva York – 1965.
8. LOPEZ JIMENO, E: Manual Para El Diseño De Minas, ITG – 1986.
9. S.S. PENG: Coal Mine Ground Control, Wiley, Nueva York – 1978.
10. STINI. I.: Tunnelbaugeologie, springer valarg, Vienna -1960.
11. Condori Cerón, Guillermo Elías (2009) :TESIS la investigación titulada "Aplicación de taladros en vetas angostas en Empresa Minera Los Quenuales" UNI, FIGMM – Lima - Perú.
12. Tesis de la Biblioteca especializada de la facultada de Ingeniería De Minas Y Civil.

13. Ing. Santiago Arenas M. (Mayo - 2005). Con "SEMINARIO DE TALADROS LARGOS". Lima - Perú.
14. ING. PALOMINO VALLEJO, Ulianov (2007): TESIS 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 Uchucchacua" UNSCH – Ayacucho, Perú.
15. Instituto Geotecnologico de España (2002) con "Manual de perforación y voladura de rocas" España.

B. PÁGINAS WEB.

1. "Rincón Del Vago", perforación con taladros largos en minería dirección:
<http://html.rincondelvago.com/perforaciones.html-27k>, fecha de consulta: 02 de Febrero del 2011.
2. "Rincón Del Vago", TESIS-APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS dirección:
[http://www.tesisde.com/search/TESIS-APALICACION-DE-TALADROS LARGOS-EN-VETAS - ANGOSTAS/1/](http://www.tesisde.com/search/TESIS-APALICACION-DE-TALADROS-LARGOS-EN-VETAS-ANGOSTAS/1/) - 65k, fecha de consulta: 10 de Febrero del 2011.
3. APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS EN LA MINA YAULIYACU.
www.catalog.uni.edu.pe/cgi-bin/kpha/opac-detail.pl?biblionumber
4. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN EN MINERÍA SUBTERRÁNEA TALADROS LARGOS.
www.buenastareas.com/...de...mineria-subterranea-taladros-largos/0

ANEXOS

Anexo N° 01

Matriz de consistencia

TÍTULO: "APLICACIÓN DEL MÉTODO SUB LEVEL STOPING Y SU INFLUENCIA EN LA RECUPERACIÓN DE DISEMINADOS DEL TAJO 714 - NIVEL 600 DE LA COMPAÑÍA MINERA LOS QUENUALES S.A - UNIDAD YAULIYACU"

PROBLEMA	OBJETIVOS	MARCO TEÓRICO	HIPÓTESIS Y VARIABLE:	METODOLOGÍA
<p>PROBLEMA GENERAL: ¿En qué medida influirá la recuperación de diseminados por el método de explotación sub level stoping en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. - Unidad Yauliyacu?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS: a. Como son las características geomecánicas de la cajas y del diseminado de la veta M en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. - Unidad Yauliyacu? b. ¿Cuáles serán las bondades tecnológicas del método de explotación Sub Level Stoping que más se ajuste para la realidad</p>	<p>OBJETIVO GENERAL: Determinar la influencia que genera la aplicación de este método en la Mejora de producción y la mejora de estándares de Seguridad en la Empresa Minera los Quenuales</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS: a. Identificar y explicar cómo se aplica la recuperación de Diseminados con el método de Taladros Largos en la vetas "M" nivel 600 del tajo 714 en la Sección II en la Empresa Minera los Quenuales. b. Describir de qué manera de redujeron los accidentes de mina en la explotación de los tajos por métodos convencionales</p>	<p>1. A NIVEL NACIONAL: a. Bustillo Revuelta, M. y López Jimeno, C. (1997), Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones mineras, describe que el método de Sub Level Stoping 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 reunir estas características para realizar este método de explotación. (1) b. Instituto Geotecnológico de España (2010), "Manual de perforación y voladura de rocas" en perforación de producción. Es la operación más delicada, pues el éxito de la voladura dependerá principalmente de la perforación de los taladros largos. El problema más común en esta etapa es la desviación de taladros que afectara la malla de perforación</p>	<p>HIPÓTESIS GENERAL La aplicación del método de sub level stoping y su influencia en la recuperación de diseminados del tajo 714 - nivel 600, influye significativamente en la producción y costos operativos de minado además de mejorar los Estándares de Seguridad en la Empresa Minera Los Quenuales.</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS: a. La recuperación de diseminados con Taladros Largos, mejorará la producción de mina, llegando a producir 7000 ton/día b. Este método logrará reducir los costos operativos de minado. c. Este tipo de minado, lograra reducir significativamente los accidentes por caída de roca en la unidad</p>	<p>TIPO DE INVESTIGACIÓN: Aplicada.</p> <p>NIVEL DE INVESTIGACIÓN: Explicativo.</p> <p>MÉTODO DE INVESTIGACIÓN: Experimental.</p> <p>DISEÑO DE INVESTIGACIÓN Cuasi Experimental, por los tipos de datos recopilados.</p> <p>POBLACIÓN Y MUESTRA Población: 60 tajos del nivel 600.</p> <p>MUESTRA: 8 tajos</p> <p>TÉCNICAS O INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS Las documentales, (las fichas bibliográficas, cuadros de</p>

6

<p>de la recuperación de diseminados de la veta M en la Cía. Minera Los Quenuales S.A. – Unidad Yauliyacu?</p> <p>c. Cuáles serán las actividades unitarias y la seguridad del proceso</p> <p>d. Como es la significancia de la recuperación de diseminados por el método de explotación sub Level Stopping</p>	<p>en la Empresa Minera Los Quenuales Unidad Yauliyacu</p> <p>c. Explicar cómo se logra la Mejora Continua de los Estándares de Seguridad dentro de la aplicación del método en la Empresa Minera los Quenuales</p>	<p>establecida. (2)</p> <p>B NIVEL INTERNACIONAL:</p> <p>a. Ghercy Ayala O.(1999) "Herramientas estadísticas básicas para el control de la calidad en la mina Iscaycruz" XXIV conv. Ingenieros. La búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de "taladros largos con subniveles" en reemplazo del método "corte y relleno ascendente" y "shrinkages en cuerpos y vetas": La principal dificultad en la aplicación del método de taladros largos en vetas es la irregularidad de la estructura (3).</p> <p>b. 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 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 reafos y el shirincage, por tener: menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras, trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales y los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer a los vacíos al operador". (4)</p>	<p>VARIABLES:</p> <p>VARIABLE INDEPENDIENTE. Aplicación de la tecnología de taladros largos, métodos, estándares y procedimientos. Tipo de yacimiento mineral, reservas y recursos minerales diseminados; condiciones geomecánicas.</p> <p>VARIABLE DEPENDIENTE. Disponibilidad mecánica mayor del 85% de los equipos de perforación (simba) y los equipos de limpieza (scooptrams).</p>	<p>resumen, estadísticos). Las no documentadas (las encuestas, entrevistas la observación a los trabajadores).</p> <p>TÉCNICAS ESTADÍSTICAS DE ANÁLISIS DE DATOS Se utilizará los programas diferentes de minería para calcular los siguientes cálculos:</p> <ul style="list-style-type: none"> ➤ Software ESG. ➤ Software face. ➤ Procesadores de Texto. ➤ Hojas de Cálculo. ➤ Bases de Datos.
---	---	--	---	---

Anexo N° 02

TABLA DE CUANTILES DE LA DISTRIBUCIÓN DE LA T DE STUDENT

(a) el área de las dos colas esta sombreada en la figura.

(b) si H_A es direccional, las cabeceras de las columnas deben ser divididas por 2 cuando se acota el P-valor.

gl	ÁREA DE DOS COLAS						
	0,20	0,10	0,05	0,02	0,01	0,001	0,0001
1	3,078	6,314	12,706	31,821	63,657	636,619	6366,198
2	1,886	2,920	4,303	6,695	9,925	31,598	99,992
3	1,638	2,353	3,182	4,541	5,841	12,924	28,000
4	1,533	2,132	2,776	3,747	4,604	8,610	15,544
5	1,476	2,015	2,571	3,365	4,032	6,869	11,178
6	1,440	1,943	2,447	3,143	3,707	5,959	9,082
7	1,415	1,895	2,365	2,998	3,499	5,408	7,885
8	1,397	1,860	2,306	2,896	3,355	5,041	7,120
9	1,383	1,833	2,262	2,821	3,250	4,781	6,594
10	1,372	1,812	2,228	2,764	3,169	4,587	6,211
11	1,363	1,796	2,201	2,718	3,106	4,437	5,921
12	1,356	1,782	2,179	2,681	3,055	4,318	5,694
13	1,350	1,771	2,160	2,650	3,012	4,221	5,513
14	1,345	1,761	2,145	2,624	2,977	4,140	5,363
15	1,341	1,753	2,131	2,602	2,947	4,073	5,239
16	1,337	1,746	2,120	2,583	2,921	4,015	5,134
17	1,333	1,740	2,110	2,567	2,898	3,965	5,044
18	1,330	1,734	2,101	2,552	2,878	3,922	4,966
19	1,328	1,729	2,093	2,539	2,861	3,883	4,897
20	1,325	1,725	2,086	2,528	2,845	3,850	4,837
21	1,323	1,721	2,080	2,518	2,831	3,819	4,784
22	1,321	1,717	2,074	2,508	2,819	3,792	4,736
23	1,319	1,714	2,069	2,500	2,807	3,767	4,693
24	1,318	1,711	2,064	2,492	2,797	3,745	4,654
25	1,316	1,708	2,060	2,485	2,787	3,725	4,619
26	1,315	1,706	2,056	2,479	2,779	3,707	4,587
27	1,314	1,703	2,052	2,473	2,771	3,690	4,558
28	1,313	1,701	2,048	2,467	2,763	3,674	4,530
29	1,311	1,699	2,045	2,462	2,756	3,659	4,506
30	1,310	1,697	2,042	2,457	2,750	3,646	4,482
40	1,303	1,684	2,021	2,423	2,704	3,551	4,321
60	1,296	1,671	2,000	2,390	2,660	3,460	4,169
100	1,290	1,660	1,984	2,364	2,626	3,390	4,053
140	1,288	1,656	1,977	2,353	2,611	3,361	4,006
∞	1,282	1,645	1,960	2,326	2,576	3,291	3,891

Fuente: Dto estadístico y inv. Operativo universitaria de valencia

Anexo N° 03

EQUIPO: ATLAS COPCO SIMBA H 157

Componentes del Jumbo

Dimensiones

Ancho: 1200 mm.

Altura: 1990 mm.

Longitud: 9460 mm.

Radio de Giro: 4400/2485 mm.

Peso: 8800 kg.

Presiones de aceite para:

(ALTA)

Presión de rotación - 60 Bar

Presión percusión - 170 Bar

Presión Avance - 80 Bar

(BAJA)

Presión de rotación 40-50 Bar

Presión percusión 120-140 Bar

Presión Avance 60-75 Bar

Presión de Agua

Alta 10 Bar

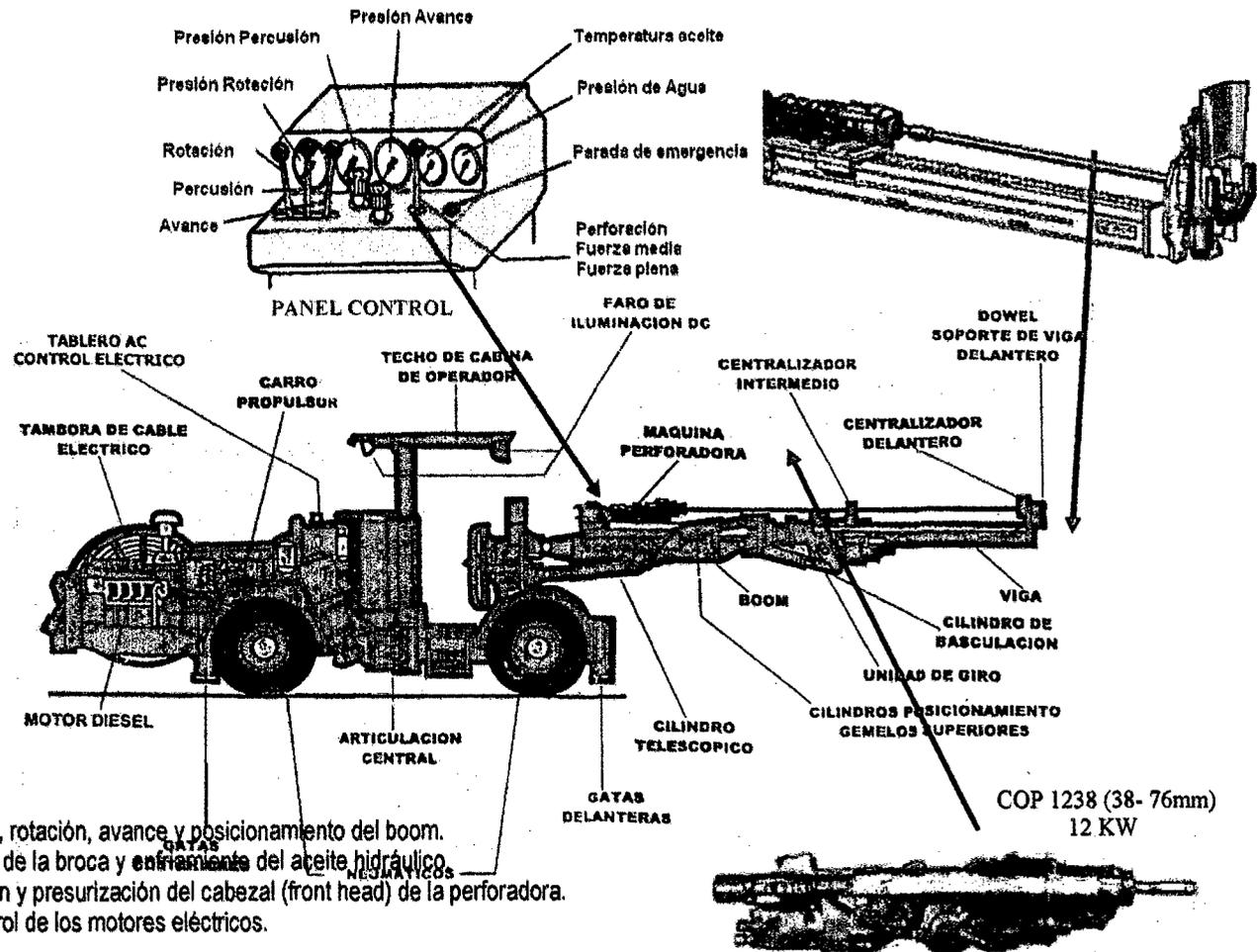
Baja 5 Bar

Efectiva 5 - 4 Bar

Descripción de Sistemas

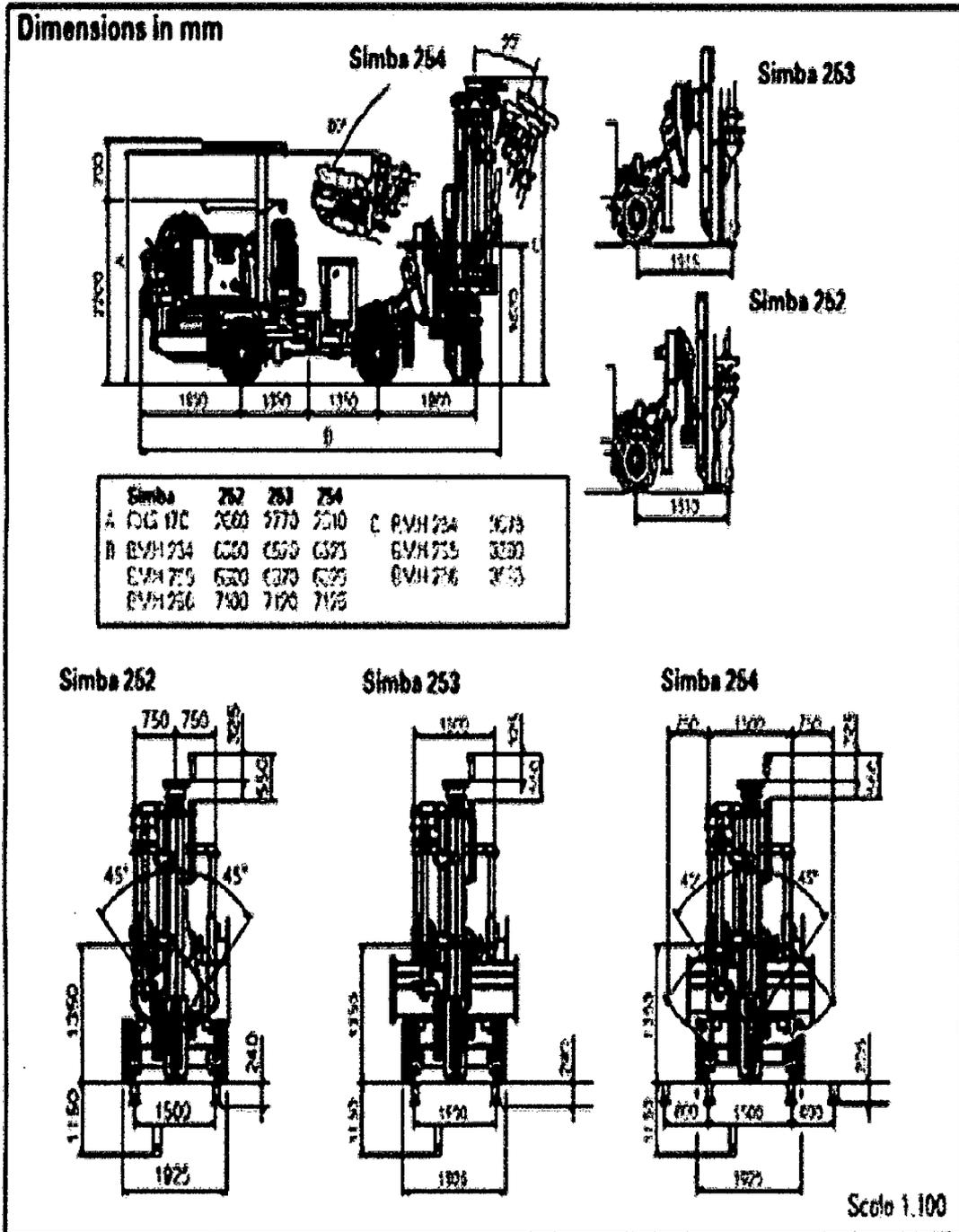
- ✓ Sistema Hidráulico: para percusión, rotación, avance y posicionamiento del boom.
- ✓ Sistema de Agua : Para el barrido de la broca y enfriamiento del aceite hidráulico.
- ✓ Sistema de Aire : Para lubricación y presurización del cabezal (front head) de la perforadora.

Sistema Eléctrico : Para la operación y control de los motores eléctricos.



Anexo N° 04

Simba 250/1250



Anexo N° 05



UNIDAD YAULIYACU – CIA MINERA LOS QUENUALES S.A.



CAMPAMENTOS DE LA UNIDAD DE YAULIYACU

Anexo N° 06



Operando el telemando de la simba.



Boca mina del nivel 600 - SeccionII