

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APURÍMAC**

FACULTAD DE INGENIERÍA

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA
DE MINAS**



**MEJORAMIENTO OPERATIVO DE LA
PERFORACIÓN EN LABORES DE
DESARROLLO EN EL NIVEL 1770 – UNIDAD
MINERA CERRO LINDO - 2014**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

CRUZ RAMOS LUIS ALBERTO

Abancay, mayo del 2017

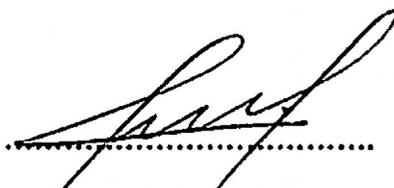
PERÚ



**MEJORAMIENTO OPERATIVO DE LA PERFORACIÓN EN
LABORES DE DESARROLLO EN EL NIVEL 1770 – UNIDAD
MINERA CERRO LINDO - 2014**



Jurado evaluador de la tesis intitulado “MEJORAMIENTO OPERATIVO DE LA PERFORACIÓN EN LABORES DE DESARROLLO EN EL NIVEL 1770- UNIDAD MINERA CERRO LINDO- 2014”



.....

Ing. Nelson Palemon Meza Peña.

Presidente



.....

Ing. Alex Fidel Becerra Camacho

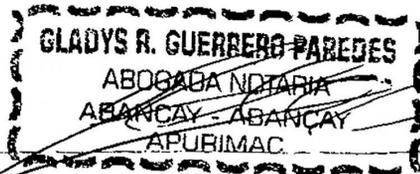
Primer Miembro



.....

Ing. Feliciano Escobedo Silva

Segundo Miembro



ACTA Y SOSTENTACIÓN Y DEFENSA DE LA TESIS: MEJORAMIENTO OPERATIVO DE LA PERFORACIÓN EN LABORES DE DESARROLLO EN EL NIVEL 1770-UNIDAD MINERA CEPRO LINDO - 2014.

POR EL TITULANDO:

BACH: LUIS ALBERTO CRUZ RAMOS.

En el auditorio del Centro Académico Empresarial de la Facultad de Administración de Empresas ubicada en la ciudad universitaria, sito en el distrito de Tambuco, provincia de Abancay el día once de mayo del año Dos mil Diecisiete a horas dieciséis con quince minutos y en cumplimiento a la Resolución Decanal n° 241-2014-DFI-CPT-UNAMBA de fecha 14 de octubre del 2014, donde se aprueba el Proyecto de la Tesis; y la Resolución Decanal n° 173-2014-DFI-R-UNAMBA de fecha 02 de junio del 2014 donde se designa a los jurados evaluadores y por último la Resolución Decanal n° 030-2016-CFI-UNAMBA de fecha 16 de diciembre del 2016 donde se aprueba la prórroga de la presentación del informe final del Proyecto de Tesis.

En concordancia al Reglamento general de grados y Títulos vigente para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas y en presencia física del jurado Evaluador receptorante del presente trabajo; integrado por los siguientes docentes:

1. Ing. Nelson Palomón Meza Peña (Presidente y Receptorante)
2. Ing. Alex Fidel Becerra Camacho (1° Dictaminante)
3. Ing. Feliciano Escobedo Silva (2° Dictaminante)
4. Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán (asesor del Trabajo)
5. Ing. Oscar Eugenio Álvarez Gamerra (Secretario)

A invitación del presidente del jurado se dió inicio al acto académico programado, previamente el secretario docente dió la lectura de los artículos 54° y 55° del Reglamento general de Grados y Títulos.

Acto seguido el presidente del jurado invitó al sustentante Bachiller en Ingeniería de Minas DON LUIS ALBERTO CRUZ RAMOS a la Exposición del Trabajo de Tesis intitulado: MEJORAMIENTO OPERATIVO DE LA PERFORACIÓN EN LABORES DE DESARROLLO EN EL NIVEL 1770-UNIDAD

DEDICATORIA

A Dios por mostrarme día a día que con humildad, paciencia y sabiduría, todo es posible.

A mis padres, porque creyeron en mí y porque me sacaron adelante, dándome ejemplos dignos de superación y entrega.

“Ahora puedo decir que todo lo que soy es gracias a ustedes”



ÍNDICE

RESUMEN	X
ABSTRACT	XI
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1 DEFINICIÓN DEL PROBLEMA	2
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.3 OBJETIVOS	4
1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	5
1.5 LIMITACIONES	6
1.6 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS	7
1.7 VARIABLES E INDICADORES	8
1.8 DISEÑO METODOLÓGICO	9
CAPÍTULO II	11
MARCO TEÓRICO	11
2.1. MARCO REFERENCIAL	11
2.2 MARCO TEÓRICO	12
2.2.1 Desprendimiento de rocas:	12
2.2.2 Factores que contribuyen al desprendimiento de rocas:	12
2.2.3 Longitud del taladro	13
2.2.4 Desviación de perforación	14
2.2.5 Factores que influyen en la desviación de taladros:	15
2.2.6 Desviación de perforación con barra	16
2.2.7 Desviación de perforación con estabilizador	17



2.2.8 Mejoramiento operativo	18
2.2.9 Explosivos que se emplean para la voladura en Cerro Lindo	20
2.2.9.1 Fulminante no eléctrico de retardo (FANEL).....	20
2.2.9.2 Carmex	22
2.2.9.3 Cordón detonante.....	23
2.2.9.4 Emulsión.....	24
2.2.9.5 ANFO	25
2.2.10 Fallas de perforación	27
2.2.11 Diseño básico para voladura subterránea	29
2.2.11.1 Cortes en paralelo	30
2.2.11.2 Corte cilíndrico	33
2.2.11.3 Arranque propuesto por Hagan.....	33
2.2.11.4 Cómo determinar los cálculos para perforación y carga	34
2.2.12 Diseño básico para voladura subterránea	36
2.2.12.1 Distribución y denominación de taladros	36
2.2.12.2 Número de taladros.....	37
2.2.12.3 Distancia entre taladros	40
2.2.12.4 Longitud de taladros	40
2.2.12.5 Cantidad de carga	41
2.2.12.6 Distribución de la carga.....	42
2.2.12.7 Cálculo para voladura en Cerro Lindo:	47
2.3 CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN	51
2.3.1 UBICACIÓN Y ACCESO.....	51
2.3.2 CLIMA Y METEOROLOGÍA	55
2.3.3 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA DEL LUGAR DE ESTUDIO	55



2.3.4 ANTECEDENTES	56
2.3.5 CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO	57
2.3.6 RECURSOS	67
2.3.7 INFRAESTRUCTURA DE PRODUCCIÓN	72
2.3.7.1 Ciclo de minado.....	81
2.3.7.2 Sistema de ventilación	84
2.3.7.3 Planta de procesos	85
2.3.7.4 Aspectos complementarios.....	87
2.3.8 COMERCIALIZACIÓN.....	88
2.3 GESTIÓN AMBIENTAL	89
2.4 MARCO CONCEPTUAL	91
CAPÍTULO III	95
DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN.....	95
3.1 ANÁLISIS DE CAUSALIDAD	95
3.2 NUEVO DISEÑO DEL PINTADO DE MALLA DE PERFORACIÓN	97
3.3 APLICACIÓN DE MÉTODOS OPERATIVOS	98
3.4 DISTRIBUCIÓN DE TALADROS SEGÚN EL PINTADO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN	101
3.5 SOBRE ROTURA EN LAS LABORES DEL NIVEL 1770.....	102
CAPÍTULO IV	103
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	103
4.1 Excavación.....	103
4.1.1 Sobre excavación en roca volcánica.....	103
4.1.2 Sobre excavación en roca dique	104



4.1.3 Sobre excavación en sulfuro.....	105
CONCLUSIONES.....	106
RECOMENDACIONES	107
BIBLIOGRAFÍA	108
PLANOS.....	109



INDICE DE TABLAS

TABLA 01: Escala de tiempos nominales de retardo.....	22
TABLA 02: Características del cordón detonante.....	23
TABLA 03: Características del cordón Anfo	26
TABLA 04: Distancia entre taladros.....	39
TABLA 05: Factor de roca.....	39
TABLA 06: Factores.....	41
TABLA 07: Carga promedio por taladro.....	43
TABLA 08: Carga específica.....	43
TABLA 09: Valor de burden.....	45
TABLA 10: Distribución de explosivos por taladros.....	49
TABLA 11: Coordenadas Cerro Lindo.....	51
TABLA 12: Recursos de la U.M. Cerro Lindo.....	74
TABLA 13: Sobrerotura Nv. 1770	102



INDICE DE GRÁFICOS

GRÁFICO 01: Vista de una malla de perforación.....	13
GRÁFICO 02: Vista isométrica del frente de perforación.....	14
GRÁFICO 03: Curva de desviación de barrenos integrales.....	16
GRÁFICO 04: Curva de desviación con estabilizadores	17
GRÁFICO 05: Falla de perforación en alzas.....	28
GRÁFICO 06: Denominación de taladros.....	29
GRÁFICO 07: Secuencia de iniciación de voladuras.....	30
GRÁFICO 08: Arranque por Hagan.....	34
GRÁFICO 09: Esquema de un corte.....	44
GRÁFICO 10: Malla de perforación y carguío.....	50
GRÁFICO 11: Ubicación de U.M. Cerro Lindo.....	53
GRÁFICO 12: Mapa de ubicación de U.M. Cerro Lindo	53
GRÁFICO 13: Ubicación de U.M. Cerro Lindo	54
GRÁFICO 14: Depósitos mineralizados.....	58
GRÁFICO 15: Sección geológica de U.M. Cerro Lindo	62
GRÁFICO 16: Mapa geológica de U.M. Cerro Lindo	63
GRÁFICO 17: Mapa del Perú con las tres cuencas.....	64
GRÁFICO 18: Vista Cerro Lindo.....	72
GRÁFICO 19: Disposición de los cuerpos mineralizados	77
GRÁFICO 20: Método de minado Cerro Lindo.....	80
GRÁFICO 21: Perforación radial Cerro Lindo.....	81
GRÁFICO 22: Esquema de las operaciones de mina	83
GRÁFICO 23: Análisis de causalidad.....	96
GRÁFICO 24: Marcado de malla de perforación.....	97

INDICE DE PLANOS

PLANO 01: Sección típica.....	110
PLANO 02: Malla de perforación 5m x 4m.....	111
PLANO 03: Malla de perforación 5m x 4,5m.....	112
PLANO 04: Malla de perforación 5m x 4m.....	113
PLANO 05: Estándar de malla de perforación.....	114
PLANO 06: Estándar de sostenimiento Volcánico.....	115
PLANO 07: Estándar de sostenimiento Sulfuro.....	116
PLANO 08: Estándar de sostenimiento Dique.....	117
PLANO 09: Planos de sobre rotura Nv. 1770.....	118
PLANO 10: Secciones sobre rotura Nv. 1770.....	119
PLANO 11: Planos de sobre rotura Nv. 1770 – I.....	120
PLANO 12: Secciones sobre rotura Nv. 1770 – I.....	121



RESUMEN

Convencidos de la importancia de la prevención de incidentes por desprendimiento de rocas, se realizó esta investigación con la finalidad de contribuir en la prevención de la ocurrencia de este tipo de incidentes desde el área operativa, quienes están directamente involucrados, en el presente se menciona claramente que hay varios factores que influyen en la ocurrencia de estos incidentes, de los cuales solo se ha enfocado en la perforación desde un punto de vista netamente operativo de tal manera que sea de fácil entendimiento y de aplicación durante la ejecución del mismo, el diseño de la malla de perforación está establecido, una vez en el área de trabajo no se logra realizar la perforación según está diseñado debido a varios factores, esto conlleva a la sobre excavación de las labores, corona inestable, mayor requerimiento de desate mecánico y mayor riesgo de desprendimiento de rocas.

Al realizar la verificación in situ de las labores se observó que la sobre excavación no se debe a la voladura, si no básicamente a la perforación por taladros desviados o mal direccionados, para lo cual se busca estrategias operativas para realizar la perforación de acuerdo al diseño establecido, de tal manera no afectar en la productividad de esta actividad, si no por el contrario con los mismos recursos y con la misma disponibilidad de tiempo mejorar la perforación.



ABSTRACT

Convinced of the importance about incident prevention by rockslide. It has been made this investigation with the goal of decrease this tipe of incident in the operational area who are directly involved. It mentions now much factors that are affect on these. This kind of problems which only are focuses in the perforation in a point of view that it operating so it can be easy to urder stand dunnig the process. The design of structure drilling is settled down in the area of work it couldn't achieved the drilling that according ho the design because many factors. This brings about to over excavations of work and more request of mechanical untie and more rockslide.

To do the verification in situ of work it was observed about the overexcavation that it's n't about blasting, basically is to the punch out for drill that it were diverted or bad guided because that search operate strategies to realize the drilling that according to the established design so it couldn't affect on the productivity but instead with the same resources and the same availability of time to improve on the drilling.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En las labores de desarrollo se evidenció que la sobre excavación se debe a las fallas de perforación por taladros desviados o mal direccionados, los cuales generan mayor probabilidad de incidentes por desprendimiento de rocas, motivo por el cual con esta investigación se busca determinar las causas del mismo y plantear las acciones de control sin variar el uso de recursos.

Los incidentes por desprendimiento de rocas ocurren por varios factores, en el presente nos enfocaremos solamente en la perforación; cuando nos referimos constantemente sobre la prevención de incidentes por este tipo, tratamos de que la seguridad no solo sea un compromiso por cumplimiento, sino que además sea una herramienta imprescindible en el desarrollo de todas las actividades en minería, ya que el objetivo principal de todas las empresas mineras a nivel nacional e internacional es la seguridad como valor fundamental dentro de sus políticas empresariales; todo líder involucrado en esta actividad debe considerar este aspecto fundamental para el cumplimiento de sus objetivos operativos.

1.1 DEFINICIÓN DEL PROBLEMA

En uno de los párrafos del artículo 01 del D.S. Nro. 055-2010-EM (Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería) se puede apreciar lo siguiente: “el presente tiene como objetivo prevenir la ocurrencia de incidentes y enfermedades ocupacionales, promoviendo una cultura de prevención de riesgos laborales en la actividad minera”; así mismo conocemos los denodados esfuerzos de las empresas que desarrollan esta actividad en establecer políticas para la prevención de incidentes, sin embargo los resultados no son favorables dejando en evidencia que la aplicación de los sistemas de seguridad son deficientes al momento de realizar la tarea.

En el presente se trató uno de los incidentes en minería, desprendimiento de rocas. Los incidentes por este tipo aún siguen liderando las estadísticas de accidentes mortales, desde inicio de año hasta la fecha a nivel nacional se ubica en el primer lugar de las estadísticas con un 32% de incidencia según datos del Ministerio de Energía y Minas (en el reporte que contiene información preliminar elaborado por la Dirección de Técnica Minera de la Dirección General de Minería, respecto a los accidentes mortales reportados en nuestro país), a pesar de la aplicación de la tecnología, de la existencia de normas nacionales e internacionales los cuales establecen requisitos para la ejecución de las actividades en la minería.

En el proyecto de excavación de labores de desarrollo y preparación que se realiza en la unidad minera Cerro Lindo, se observa la ocurrencia de incidentes por desprendimiento de rocas, esto debido a muchos factores que contribuyen; en el presente se ha enfocado en uno de ellos, que es la “perforación”. Esto no significa que si controlamos la perforación vamos a evitar los incidentes por desprendimiento de rocas, ya que como líneas arriba se menciona también existen otros factores que no podemos controlar, en todo caso no se trató en el presente.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

a). Problema general

¿Cuáles son los métodos operativos de perforación para prevenir los incidentes por desprendimiento de rocas en las labores de desarrollo en el nivel 1770 de la unidad minera Cerro Lindo?

b). Problemas específicos

- ¿Qué aplicaciones operativas de perforación influyen en la sobre excavación de las labores de desarrollo y preparación?
- ¿Por qué no se cumple el procedimiento operativo de perforación en las labores de desarrollo y preparación?

1.3 OBJETIVOS

a). Objetivo general

Identificar los métodos operativos de perforación de aplicación inmediata, para prevenir incidentes por desprendimiento de rocas en las labores de desarrollo del nivel 1770 en Cerro Lindo.

b). Objetivos específicos

- Establecer las aplicaciones operativas de perforación que influyen en la sobre excavación de las labores de desarrollo y preparación.
- Realizar análisis de causalidad para determinar el no cumplimiento del procedimiento operativo de perforación y establecer un plan de acción.

1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

Convencido de la importancia y necesidad de prevenir accidentes por desprendimiento de rocas, así mismo motivados en la búsqueda de soluciones en nuestras operaciones; se elaboró esta investigación para explicar la importancia de mejorar operativamente la perforación como primera opción de control de incidentes por desprendimiento de rocas.

Se debe tener en cuenta que los diseños de perforación y voladura ya están establecidas por el titular minero, con esta investigación no se busca modificar ninguno de ellos, nos enfocaremos al ¿Cómo mejorar operativamente nuestras actividades en perforación?, pero se podría deducir porque no se imita lo que el titular minero realiza; es evidente que aun ahí existen falencias para realizar la tarea, por no decir más complicadas que las nuestras.

Para todo profesional que está involucrado con las operaciones mineras es importante, además de cumplir con los objetivos de producción de la empresa, cumplir con las obligaciones del supervisor que están establecidas en el artículo 38 del D.S. 055-2010-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería.



1.5 LIMITACIONES

Se debe entender que al controlar la perforación de rocas en las labores de desarrollo y preparación de este proyecto, vamos a dar un gran paso hacia el control de incidentes por desprendimiento de rocas; pero esto no garantiza que ya no se tendrá este tipo de incidentes, ya que dependerá de cómo actúan los involucrados frente a cada resultado de voladura, frente a cada metro avanzado, así mismo si la fortificación aplicada es la más adecuada, también cabe mencionar que las actividades en minería son dinámicas lo que significa que éstas afectan el entorno, la perforación de rocas es solo una parte del control de desprendimiento de rocas, ya que existen muchos otros factores que influyen en este tipo de incidentes que en el presente no serán tratados.

Para enfocarnos enteramente del tema central no se discutirá los parámetros de perforación, ya que está contemplado en el diseño y planeamiento del titular minero, demostrado y de aplicación en las actividades rutinarias; con el presente lo que se pretende es realizar un trabajo de fácil entendimiento del porque no se cumplen los procedimientos operativos en la ejecución de la perforación, y en muchas otras actividades del ciclo de minado, los cual en muchos casos se traducen en incidentes, es decir en trabajos mal hechos, recursos utilizados indebidamente, tiempo perdido y sobrecostos.

1.6 FORMULACIÓN DE HIPÓTESIS

HIPÓTESIS GENERAL

Se identificó que llevar el control topográfico en labores de desarrollo y preparación colocando oportunamente y lo más cerca posible al frente de perforación los puntos de gradiente y dirección, contribuyeron a la facilidad de los operadores para marcar la línea de gradiente y dirección en el frente de perforación, a partir de ello realizar el marcado de la malla, y por consiguiente distribuir los taladros de manera simétrica, así mismo el uso de los guidores como mínimo 3 facilitaron el control del paralelismo.

HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- El inadecuado pintado de malla de perforación y falta de control de paralelismo de los taladros influyen en la sobre excavación.
- El intento inadecuado de ahorrar tiempo y recursos determina el no cumplimiento de la malla de perforación establecida.

1.7 VARIABLES E INDICADORES

OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

VARIABLES	INDICADORES	INDICES
V1 Aplicaciones operativas	1.1 Uso de recursos	1.1.1 Cumplimiento de PETS de perforación de frentes
	1.2 Índices de seguridad	1.2.1 Frecuencia
		1.2.2 Severidad
V2 Procedimiento operativo	2.1 Sobre excavación de labores	2.1.1 Secciones transversales
	2.2 Desate mecánico de rocas	2.2.1 Reporte de equipo scaler

1.8 DISEÑO METODOLÓGICO

TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El tipo de investigación que se empleó en este proyecto, es la investigación descriptiva, porque solo se buscó identificar los problemas operativos y mejorarlos, en ningún caso se tocaron el diseño ya que ello está establecido.

El nivel de investigación fue aplicativo porque tuvo como propósito identificar la influencia que existe cuando se realiza un inadecuado trabajo de perforación.

MÉTODO Y DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

De acuerdo al alcance de esta investigación fue deductiva porque se recopilaban datos en campo de las tareas rutinarias y de los resultados de los mismos.

El diseño de investigación aplicado fue no experimental, ya que se verificó los resultados en campo al momento de realizar la tarea y luego se evaluó su influencia en los indicadores de seguridad y sobre excavación.

POBLACIÓN

Labores de avance de la unidad minera Cerro Lindo ejecutada por la empresa contratista minera SEMIGLO S.A.C.

MUESTRA

La muestra es intencional no probabilística. Estuvo constituida por cada frente de perforación, como referencia se tomó en cuenta la incidencia de los reportes sobre desprendimiento de rocas con daño al personal, equipos y los cuasi accidentes, así mismo los reportes de condición sub estándar.

TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Observación: Se observó en cada frente antes y durante la perforación verificando el cumplimiento de los procedimientos operativos, para tomar información y registrar para su posterior análisis.

Entrevista: Se obtuvo datos del diálogo directo con los involucrados de la tarea de perforación de frentes y se realizó conjuntamente un análisis de causalidad.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. MARCO REFERENCIAL

Según OJEDA, Wilfredo. 2010, en su tesis de “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando modelos matemáticos de áreas de influencia” de la mina San Rafael establece un esquema tridimensional de marcado de malla de perforación específico para su área de estudio, del cual no se tiene referencia de su aplicación en campo ni de los resultados obtenidos, debo mencionara así mismo que esto fue debido a que su enfoque de su estudio estaba direccionado hacia otros objetivos.

Así mismo recopila información del simposioun de taladros largos de Atlas Copco del 2005, en cual presenta un gráfico de esquema de desviación de taladros en hastiales, corona, y arrastre durante a perforación mostrando ángulos sin valores referenciales ni fórmulas, lo cual dejó sin cerrar el concepto.

Según Exsa, 2002, muestra un gráfico de desviación de taladros en corona de labor durante la perforación, esto debido al diseño natural de los equipos de perforación, en el cual tampoco establece cuál es la desviación según profundidad de taladros en los frentes de avance.

2.2 MARCO TEÓRICO

2.2.1 Desprendimiento de rocas:

La caída de rocas o desprendimiento se produce cuando, por diversas razones, una parte de la masa rocosa queda desestabilizada por la acción de la fuerza de la gravedad, esta masa se desploma repentinamente. La mayor o menor gravedad de las consecuencias de este desprendimiento depende únicamente de la previsión o medidas de control adoptadas.

2.2.2 Factores que contribuyen al desprendimiento de rocas:

Instituto de Seguridad Minera manifiesta: Una parte del macizo rocoso queda desestabilizado y por la acción de la fuerza de la gravedad esta masa se desprende repentinamente. Desprendimiento de rocas se produce por diversas razones:

- Geológicos: Tipo de roca, alteraciones, fallas, discontinuidades.
- Ambientales: Cambio brusco de temperatura, humedad, agua subterránea.
- Altas presiones: Grandes profundidades, esfuerzos en la masa rocosa.
- Método de minado: Inestabilidad de la roca por efectos de la voladura.
- Perforación: Taladros mal direccionados.
- Falta de observación: Mejorar la capacidad de identificación.

2.2.3 Longitud del taladro

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno "L_b" y la eficiencia de perforación "E_p".

$$L_{tal} = L_b * E_p$$

La perforación en frentes, galerías subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es:

$$L_{tal} \leq \sqrt{A_s}$$

Donde:

A_s = Área de la sección del frente

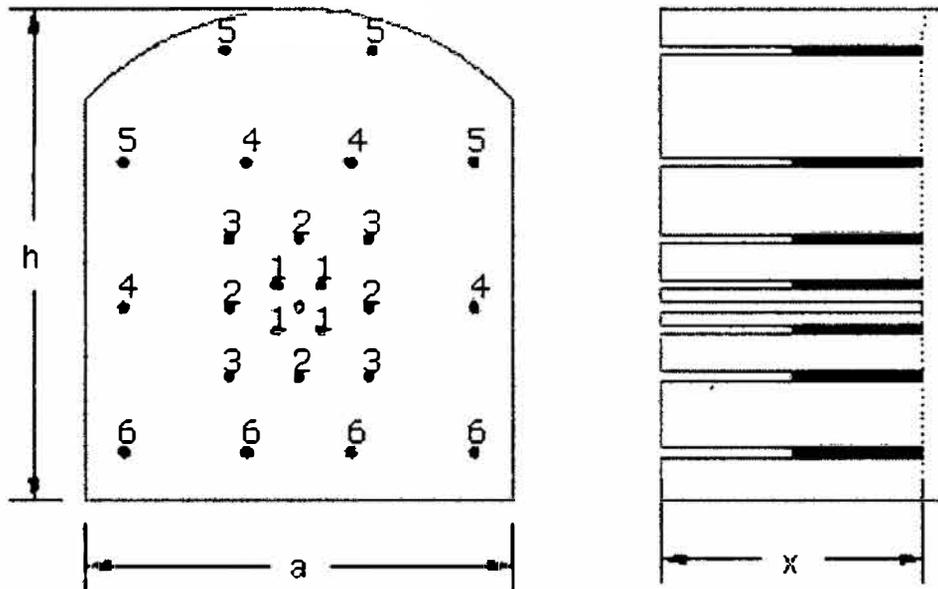


Gráfico 01: Vista de frente y perfil de una malla de perforación

Fuente: "IV CONEINGEMMET"-2003, Nueva teoría para calcular el burden, Huancayo 2003

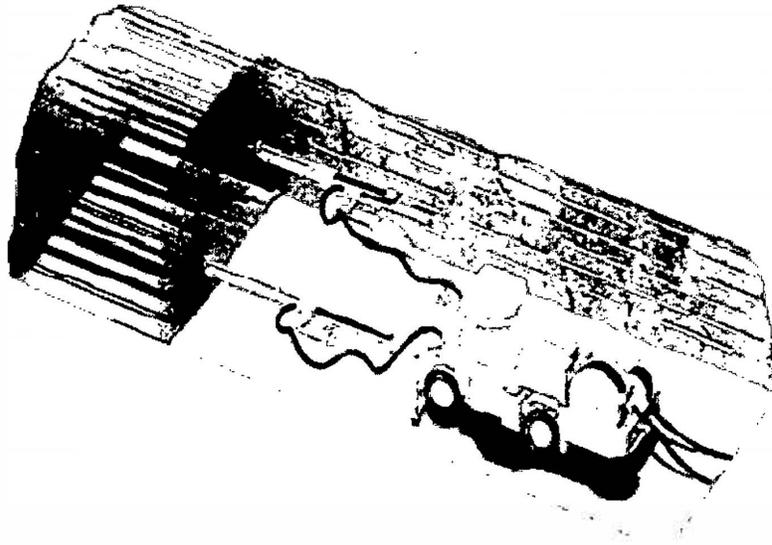


Gráfico 02: Vista isométrica del frente de perforación

Fuente: Atlas Copco ~ 2005, Simposioun de taladros largos

2.2.4 Desviación de perforación

Las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación como y el avance del disparo, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.

2.2.5 Factores que influyen en la desviación de taladros:

- Factores originados fuera del taladro:
 - Error de posicionamiento del equipo.
 - Error en la selección y lectura de ángulos.
 - Error en la fijación de viga de avance.
- Factores relacionados durante la perforación:
 - Fuerza de avance.
 - Rotación.
 - Barrido de detritus.
 - Percusión.
- Factores dentro del taladro:
 - Tipo de roca.
 - Tamaño de grano.
 - Fracturamiento.
 - Plegamiento.
- Factores relacionados con el equipo:
 - Condición mecánica de la perforadora.
 - Regulación de la perforadora.
 - Selección adecuada del varillaje de perforación.
 - Afilador correcto y oportuno de las brocas.

2.2.6 Desviación de perforación con barra

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con barra se interpolará el gráfico anterior, y se determinará la ecuación para calcular la desviación a una distinta profundidad.



Gráfico 03: Curva de desviación de barrenos integrales

Fuente: Atlas Copco - 2005, Simposium de taladros largos

En conclusión la ecuación que se muestra, se representara de la siguiente forma;

$$Desv_{barra} = 0,0031 * Long_{perf}^2 + 0,0063 * Long_{perf} + 0,007$$

Donde:

$Desv_{barra}$ = Desviación de perforación con barra

$Long_{perf}$ = Longitud de perforación

2.2.7 Desviación de perforación con estabilizador

Para aproximar la desviación, cuando se perfora con estabilizador se interpolará el gráfico anterior, y se determinará la ecuación.



Gráfico 04: Curva de desviación con estabilizadores

Fuente: Atlas Copco - 2005, Simposium de taladros largos

En conclusión la ecuación que se muestra, se representará de la siguiente forma;

$$\text{Desv}_{\text{estabilizador}} = 0,0013 * \text{Long}_{\text{perf}}^2 + 0,0078 * \text{Long}_{\text{perf}} + 0,0014$$

Donde:

$\text{Desv}_{\text{estabilizador}}$ = Desviación de perforación con estabilizador

$\text{Long}_{\text{perf}}$ = Longitud de perforación

2.2.8 Mejoramiento operativo

Refinar a algo para que el mismo pase de un estado regular o bueno a otro muy superior. Es establecer secuencias e interacciones nuevas en procesos operativos de la perforación. Es un análisis y rediseño de las actividades antes de realizar la perforación en los frentes de avance para lograr mejoras significativas en reducción de la sobre excavación. Su objetivo es incrementar la capacidad de gestión. Es un modo planificado de establecer secuencias e interacciones con el objetivo de aumentar la eficiencia, la eficacia, la productividad y la efectividad.

Se trata de una reconfiguración profunda del proceso que se trate e implica una visión integral de la organización en la cual se desarrolla. Preguntas como: ¿Por qué hacemos lo que hacemos? y ¿Por qué lo hacemos como lo hacemos?, llevan a interpelarse sobre los fundamentos de los procesos de trabajo. La reingeniería de procesos es radical de cierta manera, ya que busca llegar a la raíz de las cosas, no se trata solamente de mejorar los procesos, sino y principalmente, busca reinventarlos con el fin de crear ventajas competitivas e innovar en las maneras de hacer las cosas. Una confusión usual es equiparar la reingeniería de procesos al rediseño o diseño organizacional, no hay que confundir, son los procesos y no las organizaciones los sujetos a reingeniería.

Aspectos positivos o ventajas de la metodología

1. Simplificar y estandarizar los flujos de operación.
2. Controlar las operaciones de un mismo proceso.
3. Eliminar actividades sin valor agregado.
4. Mejorar los flujos de información.

5. Reducir tiempos de operación.
6. Mantener los procesos focalizados en el diseño ya establecido.
7. Identificar oportunidades concretas de mejoras en forma continua.
8. Definir una estructura ajustada a los procesos.

Herramientas de diagnóstico y evaluación de procesos

Para realizar en forma adecuada el diagnóstico y la evaluación de los procesos es necesario utilizar las herramientas y técnicas específicas que existen para ese cometido.

Herramientas usuales recomendadas:

- Diagrama de afinidades
- Diagrama de interrelaciones
- Dinámica de sistemas
- Matriz de actividades con problemas
- Diagrama de causa y efecto
- Gráfico de control
- Diagrama de Pareto
- Histograma
- Benchmarking

Diagrama de Ishikawa o de causa y efecto

La originalidad y particularidad de este diagrama es que circunscribe las causas probables de los problemas en categorías bien definidas y diferenciadas, aplicables a todo tipo de procesos. Las categorías usuales, mano de obra, máquinas, método, materia prima y medio

ambiente pueden ser sustituidas por cualquier otro conjunto de categorías en función de las características del proceso analizado.

Este método de documentar causas y efectos que puede ser útil en ayudar a identificar cuando algo puede salir mal, o puede ser mejorado. Dicho diagrama normalmente es el resultado de una sesión de lluvia de ideas donde personas que resuelven problemas pueden ofrecer sugerencias.

2.2.9 EXPLOSIVOS QUE SE EMPLEAN PARA LA VOLADURA EN CERRO

LINDO

2.2.9.1 Fulminante no eléctrico de retardo (FANEL)

El fanel es un sistema eficaz de iniciación para uso en minería subterránea, superficial y obras civiles, que ofrece los beneficios de sincronización sin riesgo, eliminando toda posibilidad de conexiones erróneas, está formado por los siguientes componentes:

- **Fulminante de retardo:** Consiste de un fulminante N° 12 que contiene en su interior un explosivo primario muy sensible, uno secundario de alto poder explosivo y un elemento de retardo de acuerdo a su número de serie, que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Para ello se ofrece al mercado dos (2) escalas: período corto y período largo.
- **Manguera fanel o tubo de choque:** Está fabricada con un material termoplástico de alta resistencia mecánica, la cual en su interior está uniformemente cubierta por una sustancia reactiva que al ser activada conduce una onda de choque cuya presión y temperatura son suficientes para iniciar al fulminante de retardo.

En uno de sus extremos está sellado por ultrasonido y en el otro extremo ensamblado con el fulminante de retardo.

El color de la manguera fanel permite identificar la escala de tiempo de retardo, así tenemos que:

Para el período corto la manguera fanel es de color rojo.

Para el período largo la manguera fanel es de color amarillo.

- **Etiqueta:** Indica el número de serie y el tiempo de retardo en milisegundos o segundos.
- **Conector plástico tipo “J”:** Es un bloque plástico especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre la manguera fanel y el cordón detonante.

Adicionalmente, el color del conector plástico permite identificar el período de tiempo de retardo, así tenemos:

Para el período corto el conector plástico tipo “J” es de color rojo.

Para el período largo el conector plástico tipo “J” es de color azul.

Tabla 01: Escala de tiempos nominales de retardo (serie estándar)

PERÍODO CORTO	
Nº de serie	Tiempo de retardo (milisegundos)
0	0
1	25
2	50
3	75
4	100
5	125
6	150
7	175
8	200
9	225
10	250
11	300
12	350
13	400
14	450
15	500
16	600
17	700
18	800
19	900
20	1000

PERÍODO LARGO	
Nº de serie	Tiempo de retardo (segundos)
1	0.5
2	1.0
3	1.5
4	2.0
5	2.5
6	3.0
7	3.5
8	4.0
9	4.5
10	5.0
11	5.6
12	6.2
13	6.8
14	7.4
15	8.0
16	8.6

Fuente: FAMESA Explosivos (2000), recuperado de www.famcsa.com.pe

2.2.9.2 Carmex

El carmex ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales, está compuesto por los siguientes componentes: un fulminante común N° 8, un tramo de mecha de seguridad, un conector para mecha rápida y

un block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la mecha rápida al conector para mecha rápida.

El carmex que se utiliza para la voladura en Cerro Lindo es de longitud 2,10 metros (7 pies).

2.2.9.3 Cordón detonante

Es un accesorio de voladura, que posee características como: Alta velocidad de detonación, facilidad de manipuleo y seguridad. Está formado por un núcleo de pentrita (PETN), el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. En el caso de los cordones reforzados, se utiliza adicionalmente hilos y resinas parafinadas para dotar al producto de una mayor resistencia a la abrasión y tracción.

- **Pentacord 5 P.-** Generalmente destinado como línea troncal en voladuras primarias o secundarias, o como línea descendente en taladros de diámetro pequeño o intermedio, tanto en minería superficial como subterránea. También se usa para iniciar al fanel y mininel.

Tabla 02: Características del Cordón detonante

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

Fuente: FAMESA Explosivos (2000), recuperado de www.famesa.com.pe

Este grupo de explosivos que es el de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles ya citados, pero a su vez mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua. Desde un punto de vista químico, una emulsión es un sistema bifásico en forma de una dispersión estable de un líquido inmiscible en otro. Las emulsiones explosivas son del tipo denominado agua en aceite en las que la fase acuosa está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado.

2.2.9.5 ANFO

Es un agente explosivo granular compuesto con nitrato de amonio en prills grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La mezcla se realiza en equipos modernos de alta precisión que sumados a la alta calidad de los componentes, nos permite producir un agente de voladura de óptima calidad.

El ANFO se utiliza principalmente en minería superficial como también en minería subterránea, obras civiles y donde el tipo de roca sea blanda o semidura. Es recomendable utilizarlo en labores donde exista una buena ventilación y ausencia de afloramiento de agua, en minería superficial, minería subterránea, obras civiles y trabajos de tunelería.

El contenido de combustible juega un papel importante sobre las diferentes propiedades del ANFO, la reacción de descomposición del sistema equilibrado en oxígeno es:



Produciendo unas 920 kcal/kg, que puede ser inferior en los productos comerciales según el contenido de materias inertes, y un volumen de gases de 970 l. la mezcla estequiométrica corresponde a un 95,3 % de NA y un 5,7 % de gas – oil, que equivalen a 3,7 litros de éste ultimo por cada 50 kg de NA. El contenido de combustible en exceso afecta a la cantidad de gases nocivos desprendidos en la explosión. Cuando en las voladuras los humos producidos tienen color naranja, ello es un indicativo de un porcentaje insuficiente de gas – oil, o bien que el ANFO ha absorbido agua de los barrenos o no se ha iniciado correctamente.

Tal como se ha indicado anteriormente con el NA, el agua es el principal enemigo del ANFO, pues absorbe una gran cantidad de calor para su vaporización y rebaja considerablemente la potencia del explosivo.

Tabla 03: Características del ANFO

		SUPERFAM DOS
DENSIDAD APARENTE (g/cm ³)		0,80
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)		3 000
ENERGÍA TEÓRICA	Por peso (cal/g)	900
	Por volumen (cal/cm ³)	738
ENERGÍA RELATIVA	Por peso (%)	100
	Por volumen (%)	100
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		32

Fuente: FAMESA Explosivos (2000), recuperado de www.famesa.com.pe

Aunque el ANFO se emplea predominantemente como carga a granel, es importante saber que la energía por metro lineal de columna disminuye con el desacoplamiento. Cuando el confinamiento de la carga no es grande la “VD” y la presión máxima sobre las paredes de los taladros disminuyen. Son sensibles al detonador N° 8 y requieren de un cebo enérgico para arrancar. Su velocidad de detonación es relativamente baja por lo que son poco brisantes, pero la natural lentitud de su reacción les permite generar un buen volumen de gases, por lo que son preferentemente expansores o empujadores. Su mayor limitación es la nula resistencia al agua.

2.2.10 FALLAS DE PERFORACIÓN

Los errores son significativos, especialmente si afectan al arranque del disparo. Entre ellos tenemos:

a. En arranques

Insuficiente diámetro o número de taladros de alivio.

b. Desviaciones en el paralelismo

En este caso el burden no se mantiene uniforme, resulta mayor al fondo lo que afecta al fracturamiento y al avance. Este problema es determinante en los arranques y en la periferia (techos) de túneles y galerías.

c. Espaciamientos irregulares entre taladros

Propician fragmentación gruesa o sople del explosivo.

d. La irregular longitud de taladros

Influye en el avance (especialmente si el de alivio es muy corto) y también determina una nueva cara muy irregular.

e. Intercepción de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el cuerpo de la roca a romper.

f. Mayor número de taladros que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga, que golpeará a la roca circundante.

En los túneles, rampas y otros trabajos desarrollados con taladros paralelos, es necesario perforar los del techo (alzas) y pisos (arrastres) con cierto ángulo, para mantener igual la periferia de la nueva cara a obtener; de lo contrario la labor se estrecharía paulatinamente, pero si estos ángulos se exageran los resultados serán negativos por sobre rotura.

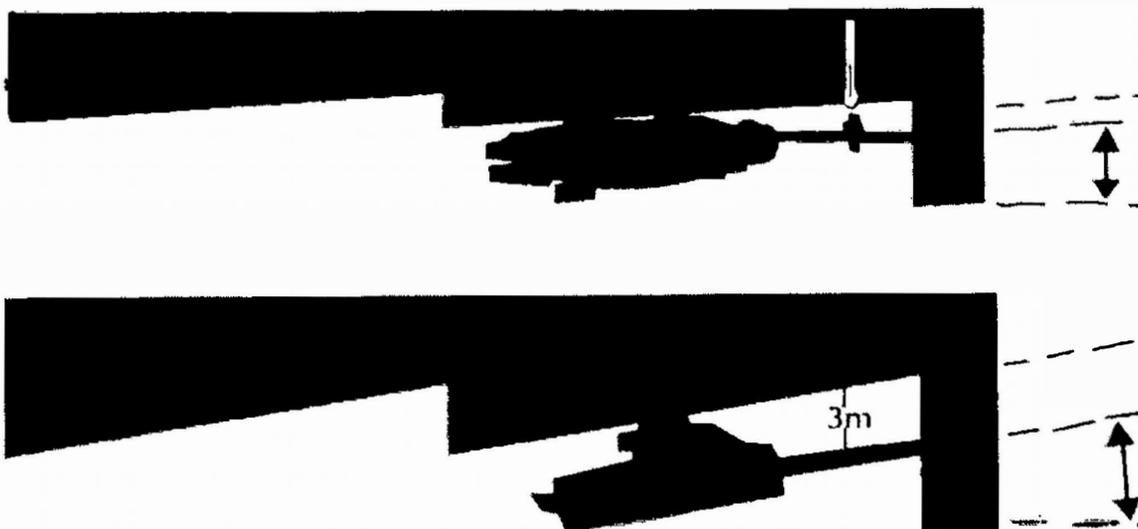


Gráfico 05: Falla de perforación en alzas

Fuente: EXSA (2002) - Manual práctico de voladura – cuarta edición

2.2.11 DISEÑO BÁSICO PARA VOLADURA SUBTERRÁNEA

El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de los mismos presenta numerosas alternativas, de acuerdo a la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo.

Como guía inicial para preparar un diseño básico de voladura en túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los taladros y su orden de salida.

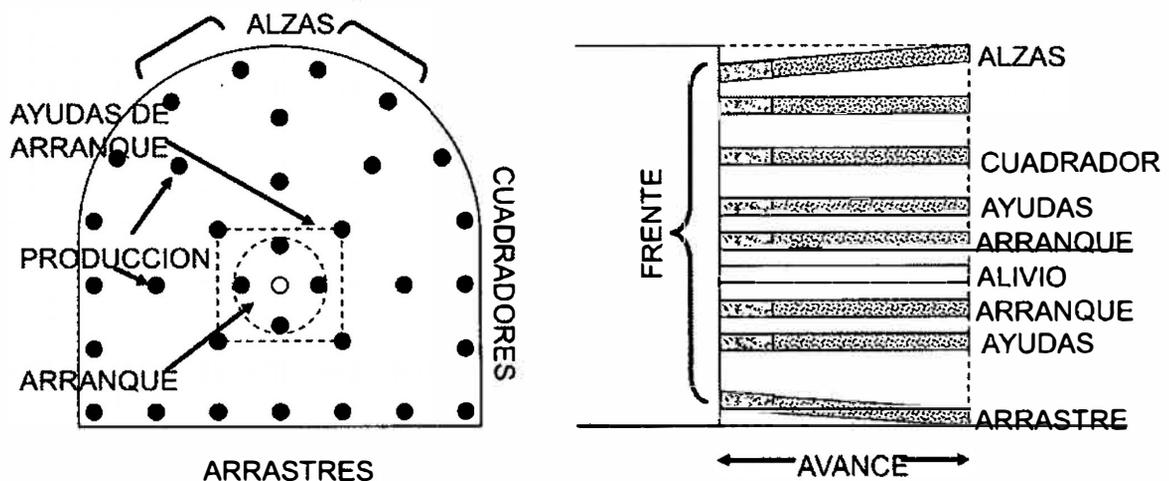


Gráfico 06: Denominación de taladros

Fuente: EXSA (2002) - Manual práctico de voladura – cuarta edición

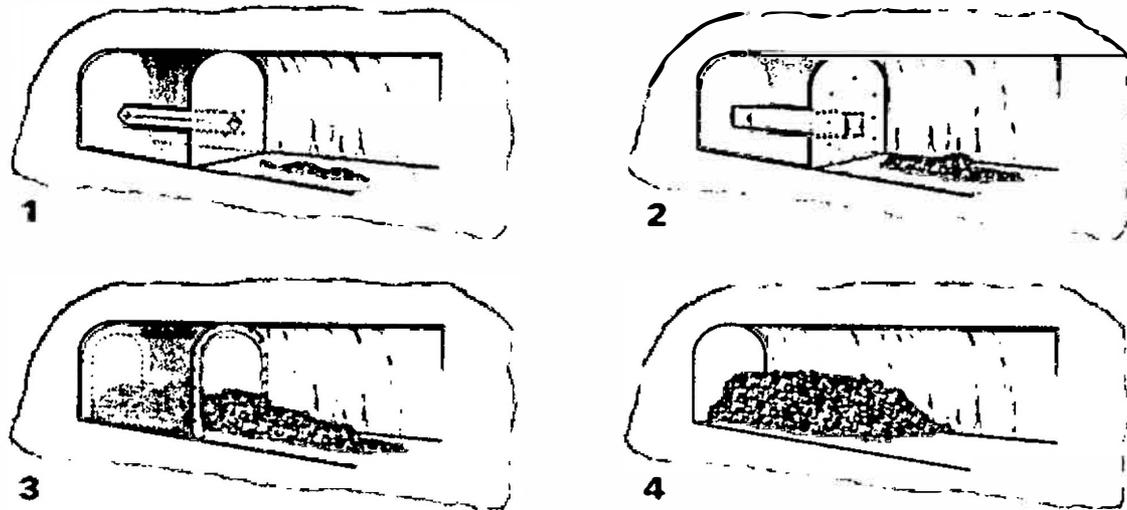


Gráfico 07: Secuencia de iniciación de voladuras subterráneas

Fuente: Atlas Copco (2005). Simposium de taladros largos

2.2.11.1 Cortes en paralelo

Según López C. 1985, se efectúan con taladros paralelos entre sí. Se han generalizado por el empleo cada vez mayor de máquinas perforadoras tipo Jumbo, que cuentan con brazos articulados en forma de pantógrafo para facilitar el alineamiento y dar precisión en la ubicación de los mismos en el frente de voladura.

Los taladros correspondientes al núcleo y a la periferia del túnel también son paralelos en razón de que es virtualmente imposible perforar en diagonal con estas máquinas. Todos tienen la misma longitud llegando al pretendido fondo de la labor.

El principio se orienta a la apertura de un hueco central cilíndrico, que actúa como una cara libre interior de la misma longitud que el avance proyectado para el disparo. La secuencia de voladura comprende tres fases; en la primera son disparados casi simultáneamente los

taladros de arranque para crear la cavidad cilíndrica; en la segunda, los taladros de ayuda del núcleo rompen por colapso hacia el eje del hueco central a lo largo de toda su longitud, ampliando casi al máximo la excavación del túnel, tanto hacia los flancos como hacia el fondo; por último salen los taladros de la periferia (alzas, cuadradores y arrastres del piso) perfilando el túnel con una acción de descoste.

El perfil o acabado final de la pared continua del túnel, depende de la estructura geológica de la roca, básicamente de su forma y grado de fisuramiento natural (clivaje, diaclasamiento, estratificación) y de su contextura.

El hueco central debe tener suficiente capacidad para acoger los detritos creados por el disparo de los primeros taladros de ayuda, teniendo en cuenta el natural esponjamiento de la roca triturada, de modo que se facilite la expulsión (trow) del material de arranque, después de las segundas ayudas y los taladros periféricos.

Para diferentes diámetros de taladros se requieren diferentes espaciamientos entre ellos. Es importante la precisión de la perforación para mantener estos espacios y evitar la divergencia o convergencia de los taladros en el fondo con lo que puede variar el factor de carga. La densidad y distribución de la columna de explosivo, en muchos casos reforzada, así como la secuencia ordenada de las salidas son determinantes para el resultado del corte.

Usualmente los taladros de arranque se disparan con retardos de milisegundos y el resto del túnel con retardos largos, aunque en ciertos casos los microretardos pueden ser contraproducentes.

Estos cortes son aplicados generalmente en roca homogénea y competente, son fáciles y rápidos de ejecutar pero como contraparte no siempre dan el resultado esperado, ya que

cualquier error en la perforación (paralelismo y profundidad), en la distribución del explosivo o el método de encendido se reflejará en mala formación de la cavidad, o en la sinterización (aglomeración) de los detritos iniciales que no abandonan la cavidad a su debido tiempo, perjudicando la salida de los taladros restantes. Si la carga explosiva es demasiado baja, el arranque no romperá adecuadamente, y si es muy elevada la roca, puede desmenuzarse y compactar, malogrando el corte lo que afectará todo el disparo.

Además del corte cilíndrico con taladros paralelos se efectúan otros esquemas, como el corte paralelo escalonado, con el que se consigue un hueco o tajada inicial de geometría cuadrangular y de amplitud igual al ancho de la labor, cuyo desarrollo comprende un avance escalonado por tajadas horizontales o escalones, con taladros de longitudes crecientes intercalados, que se disparan en dos fases.

El disparo de la primera fase rompe la mitad del túnel por desplome, dejando un plano inclinado como segunda cara libre, sobre la que actuarán los taladros de la segunda fase por acción de levante. Estos cortes son adecuados para rocas estratificadas, mantos de carbón, rocas fisuradas o incompetentes.

Tipos de cortes paralelos

Los esquemas básicos con taladros paralelos son:

- Corte quemado.
- Corte cilíndrico con taladros de alivio.
- Corte escalonado por tajadas horizontales.

Todos ellos con diferentes variantes de acuerdo a las condiciones de la roca y la experiencia lograda en diversas aplicaciones.

2.2.11.2 Corte cilíndrico

Este tipo de corte mantiene similares distribuciones que el corte quemado, pero con la diferencia que influye uno o más taladros centrales vacíos de mayor diámetro que el resto, lo que facilita la creación de la cavidad cilíndrica. Normalmente proporciona mayor avance que el corte quemado (López C. 1985).

En este tipo de arranque es muy importante el burden o distancia entre el taladro grande vacío y el más próximo cargado, que se puede estimar con la siguiente relación: $B = 0,7 \times$ diámetro del taladro central (el burden no debe confundirse con la distancia entre centros de los mismos, normalmente utilizada).

En el caso de emplear dos taladros de gran diámetro la relación se modifica a: $B = 0,7 \times 2$ diámetro central. Una regla práctica indica que la distancia entre taladros debe ser de 2,5 diámetros.

2.2.11.3 Arranque propuesto por Hagan

Algunos problemas que se presentan en las voladuras con arranques con taladros paralelos son la detonación por simpatía y la desensibilización por pre-compresión dinámica. El primer fenómeno puede aparecer en un taladro adyacente al que esté detonando. Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad, como son todos aquellos que poseen en su composición nitroglicerina. Por el contrario la desensibilización por pre-compresión dinámica tiene lugar en muchos explosivos y particularmente en el ANFO, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte.

Los problemas de desensibilización pueden atenuarse con el correcto diseño de las secuencias de encendido, haciendo que la detonación sucesiva de cada taladro se realce con un retraso suficiente para que la onda de choque de la detonación anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normales.

La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas mencionados, y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga.

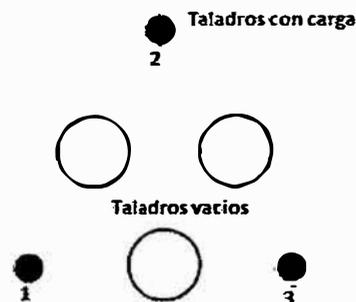


Gráfico 08: Arranque cilíndrico modificado por Hagan

Fuente: López C. (1985). Manual de perforación y voladura de rocas. Etimsa. Madrid

2.2.11.4 Cómo determinar los cálculos para perforación y carga

López C. 1985. Indica la secuencia para su determinación:

A. Estime un diámetro grande en relación con la profundidad del taladro que permita al menos un avance de 95 % por disparo. Como alternativa perfore varios taladros de pequeño diámetro de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$\varnothing_1 = \varnothing_2 \times n$$

donde:

\varnothing_1 : diámetro grande supuesto.

\varnothing_2 : diámetro grande empleado.

n: número de taladros grandes.

a las primeras ayudas (contracueles), segundas y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo). Salen en segundo término.

Cuadradores

Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos del túnel.

Alzas o techos

Son los que forman el techo o bóveda del túnel. También se les denominan taladros de la corona. En voladura de recorte o smooth blasting se disparan juntos alzas y cuadradores, en forma instantánea y al final de toda la ronda, denominándolos en general, “taladros periféricos”.

Arrastre o pisos

Son los que corresponden al piso del túnel o galería; se disparan al final de toda la ronda.

2.2.12.2 Número de taladros

El número de taladros requerido para una voladura subterránea depende del tipo de roca a volar, del grado de confinamiento del frente, del grado de fragmentación que se desea obtener y del diámetro de las brocas de perforación disponibles; factores que individualmente pueden obligar a reducir o ampliar la malla de perforación y por consiguiente aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Influyen también la clase de explosivo y el método de iniciación a emplear.

Se puede calcular el número de taladros aproximadamente, mediante la siguiente fórmula empírica:

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{(AxH)}$$

donde:

A: ancho de túnel.

H: altura del túnel.

Caso práctico en Cerro Lindo: Sección de labor 5,0 m x 4,0 m = 20,0 m²

$$N^{\circ}\text{tal.} = 10 \times \sqrt{20} = 10 \times 4,47 = 45 \text{ taladros}$$

O en forma más precisa con la relación:

$$N^{\circ}\text{tal.} = (P/dt) + (c \times S)$$

donde:

P : circunferencia o perímetro de la sección del túnel, en metros(m), que se obtiene con la

fórmula:

$$P = \sqrt{A} \times 4$$

Tabla 04 dt: distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0,50 a 0,55
Intermedia	0,60 a 0,65
Friable	0,70 a 0,75

Tabla 05: (c) coeficiente o factor de roca, usualmente de:

Dureza de roca	Coeficiente de roca (m)
Tenaz	2,00
Intermedia	1,50
Friable	1,00

S: dimensión de la sección del frente en m² (cara libre)

Caso práctico Cerro Lindo: para el mismo frente de 20m² de área, en roca intermedia, donde tenemos:

$$P = \sqrt{20} \times 4 = 4,47 \times 4 = 17,88$$

$$dt = 0,65$$

$$c = 1,0$$

$$S = 20 \text{ m}^2$$

Aplicando la fórmula: $N^{\circ}t = (P/dt) + (c \times S)$

$$\text{Tenemos: } N^{\circ}t = (17,88/0,65) + (1,0 \times 20) = 27,5 + 20 = \mathbf{48 \text{ taladros.}}$$

Para el caso específico Nv. 1770 labores de avance en Cerro Lindo, en el área de estudio se aplicaron la forma más precisa de cálculo de número de taladros, obteniendo 48 taladros a perforar.

2.2.12.3 Distancia entre taladros

Se determinan como consecuencia del número de taladros y del área del frente de voladura. Normalmente varían de 15 a 30cm entre los arranques, de 60 a 90cm en los de ayuda y de 50 a 70cm entre los cuadradores. Como regla práctica se estima una distancia de 2 pies (60 cm) por cada pulgada de diámetro de la broca.

Los taladros periféricos (alzas y cuadradores) se deben perforar a unos 20 a 30cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y evitar la sobrerotura. Normalmente se perforan ligeramente divergentes del eje del túnel para que sus topes permitan mantener la misma amplitud de sección en la nueva cara libre a formar.

2.2.12.4 Longitud de taladros

Será determinada en parte por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque escogido y las características del equipo de perforación. Con corte quemado puede perforarse hasta 2 y 3m de profundidad; con corte en “V” solo se llega de 1 a 2m de túneles de pequeña sección. Para calcular la longitud de los taladros de corte en V, cuña o pirámide se puede emplear la siguiente relación:

$$L = 0,5 \times \sqrt{S}$$

donde:

S: es la dimensión de la sección del túnel en m²

2.2.12.5 Cantidad de carga

Depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura. Influyen: el número, diámetro, profundidad de los taladros y el tipo de explosivo e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta que la cantidad de explosivo por m^3 a volar, disminuye cuanto más grande sea la sección del túnel y aumenta cuanto más dura sea la roca.

En términos generales puede considerarse los siguientes factores en kg de explosivos/ m^3 de roca. En minería los consumos de dinamita varían generalmente entre 300 a 800 g/m^3 . Como generalidad, pueden considerar los siguientes factores para:

Tabla 06: Factores en kg/m^3

Tipo de roca	Factor (kg/m^3)
Muy difíciles	1,5 a 1,8
Difíciles	1,3 a 1,5
Fáciles	1,1 a 1,3
Muy fáciles	1,0 a 1,2

En donde podemos considerar:

- Rocas muy difíciles: granito, conglomerado, arenisca.
- Rocas difíciles: arenisca sacaroide, arena esquistosa.
- Rocas fáciles: esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.
- Rocas muy fáciles: arcilla esquistosa o rocas muy suaves.

Valores estimados para galería con una sola cara libre, para disparos con 2 caras libres se pueden considerar valores de 0,4 a 0,6 kg/m^3 .

2.2.12.6 Distribución de la carga

Movimiento de roca

$$\text{Volumen (V)} = S \times L$$

donde:

V: volumen de roca.

S: dimensión de la sección, en m².

L: longitud de taladros, en m.

$$\text{Tonelaje (t)} = (V) \times \rho$$

donde:

ρ : densidad de roca, usualmente de 1,5 a 2,5

Cantidad de carga

$$(Qt) = V \times \text{kg/m}^3$$

donde:

V: volumen estimado, en m³.

kg/m³: carga por m³ (cuadro posterior)

Carga promedio por taladro

$$Qt/N^{\circ}t$$

donde:

Qt: carga total de explosivo, en kg.

N^o tal.: número de taladros.

En la práctica, para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la “carga promedio” en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas (que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome).

Tabla 07: Carga promedio por taladro

Area del tunel en m ²	Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca		
	En roca dura y tenaz	En roca intermedia	En roca suave y fiable
de 1 a 5	2,60 a 3,20	1,80 a 2,30	1,20 a 1,60
de 5 a 10	2,00 a 2,60	1,40 a 1,80	0,90 a 1,20
de 10 a 20	1,65 a 2,00	1,10 a 1,40	0,60 a 0,90
de 20 a 40	1,20 a 1,65	0,75 a 1,10	0,40 a 0,60
de 40 a 60	0,80 a 1,20	0,50 a 0,75	0,30 a 0,40

Características de los taladros de destroce

Resumen:

1. Carga de fondo = $L/3$, donde L = longitud del taladro (para las alzas: $L/6$).
2. Burden (B) no mayor de $(L - 0,40)/2$.
3. Espaciamiento (E) = $1,1 \times B$ hasta $1,2 \times B$ (en los cuadradores).
4. Concentración de carga de fondo (CF) para:

Tabla 08: Carga específica

Diámetro de taladro (mm)	Carga específica (kg/m ³)
30	1,1
40	1,3
50	1,5

5. Concentración de carga de columna (CC) = $0,5 \times CF$, en kg/m^3 .

6. Longitud del taco (T) = $0,5 \times B$, (en arrastres $0,2 \times B$).

El esquema geométrico general de un corte de cuatro secciones con taladros paralelos se indica en la siguiente figura:

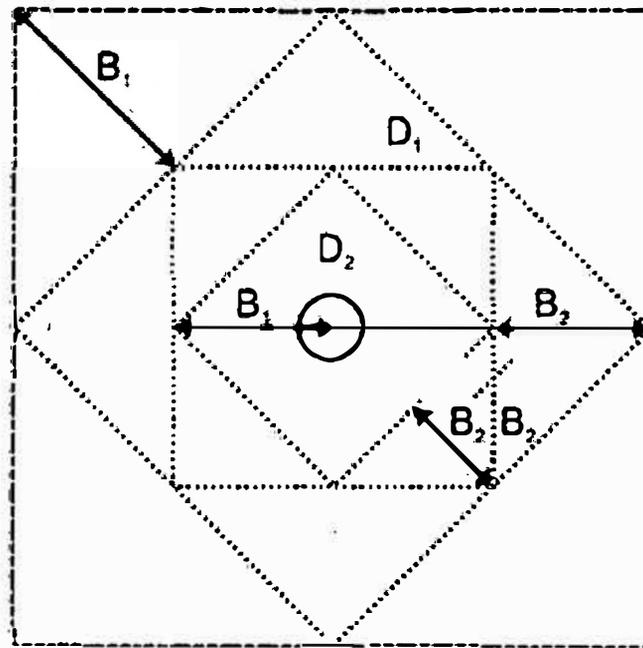


Gráfico 9: Esquema geométrico de un corte de cuatro secciones

Fuente: EXSA (2002) - Manual práctico de voladura – cuarta edición

D_2 = Diámetro del taladro vacío

La distancia entre el taladro central de alivio y los taladros de la primera sección no debería exceder de $1,7 \times D_2$ para obtener una fragmentación y salida satisfactoria de la roca. Las condiciones de fragmentación varían mucho, dependiendo del tipo de explosivo, características de la roca y distancia entre los taladros cargados y vacíos.

Para un cálculo más rápido de las voladuras de túnel con cortes de taladros paralelos de cuatro secciones, se puede aplicar la siguiente regla práctica:

Tabla 09: Valor de burden y sección por corte

SECCIÓN DEL CORTE	VALOR DE BURDEN	LADO DE LA SECCIÓN
PRIMERA	$B_1 = 1,5D_1$	$B_1\sqrt{2}$
SEGUNDA	$B_2 = B_1\sqrt{2}$	$1,5B_2\sqrt{2}$
TERCERA	$B_3 = 1,5B_2\sqrt{2}$	$1,5B_3\sqrt{2}$
CUARTA	$B_4 = 1,5B_3\sqrt{2}$	$1,5B_4\sqrt{2}$

Profundidad de los taladros

En el corte de cuatro secciones, la profundidad de los taladros puede estimarse con la siguiente expresión:

$$L = 0,15 + 34,1 \times \varnothing_2 - 39,4 \times (\varnothing_2)^2$$

donde:

L: longitud de taladro, en m.

\varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en mm.

Cuando se utilizan varios taladros vacíos, la ecuación sigue válida haciendo

$$\varnothing_2 = \varnothing_1 \sqrt{N^\circ \text{ tal.}}$$

donde:

\varnothing_2 : diámetro de los taladros vacíos, en m.

$N^\circ \text{ tal.}$: número de taladros.

\varnothing_1 : diámetro de taladros de producción, en m.

La concentración lineal de carga para los taladros del arranque se calcula a partir de la siguiente expresión:

$$Q_1 = 55 \times \varnothing_1 (B/\varnothing_2)^{1.5} \times (B - \varnothing_2/2)(c/0,4)(1/PRP_{\text{anfo}})$$

donde:

q_1 : concentración lineal de carga, en kg/m.

\varnothing_1 : diámetro de producción, en m.

\varnothing_2 : diámetro del taladro de alivio, en m.

B: dimensión del burden, en m.

C: constante de la roca.

PRP_{anfo} : potencia relativa en peso del explosivo referido al ANFO.

La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos, entre otros y la podríamos obtener de la siguiente fórmula:

$$PRP_{\text{anfo}} = ((d - Vd^2) / (d_{\text{ANFO}} \cdot V_{\text{ANFO}}^2))^{1/3}$$

donde:

d = densidad de explosivo (g/cm^3)

Vd = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

d_{ANFO} = densidad del ANFO (g/cm^3)

V_{ANFO} = velocidad de detonación del ANFO (m/s)

2.2.12.7 Cálculo para voladura en Cerro Lindo:

Cálculo para excavación de una labor de desarrollo de 5,0x4,0 metros de sección, con gradiente variable de 2 % a 5% positivo, con perfil cuadrática, en roca tipo III dique, a perforar con taladros de diámetro 45 mm. y 4,27 m de longitud nominal, corte cilíndrico con taladros paralelos. Explosivo, Emulsion como cebo y Anfo en carga de columna, encendido con detonadores no eléctricos de periodo largo, todo el material explosivo es de procedencia de FAMESA en el cual se puede verificar sus características requeridas para este cálculo.

Cálculo de carga:

Cantidad de explosivo

1. Volumen de material a mover por disparo

$V = S \times p$ (área de la sección por profundidad de taladro)

$V = 20,0\text{m}^2 \times (4,27 \times 0,9) \text{ m} = 76,8\text{m}^3$ de roca por disparo.

2. Número de taladros por sección

$N^{\circ}\text{tal.} = (P/dt) + (c \times S)$

$P = \sqrt{20} \times 4 = 4,47 \times 4 = 17,88$

$dt = 0,65$

$c = 1,0$

$S = 20 \text{ m}^2$

Aplicando la fórmula: $N^{\circ}\text{t} = (P/dt) + (c \times S)$

Tenemos: $N^{\circ}\text{t} = (17,88/0,65) + (1,0 \times 20) = 27,5 + 20 = \mathbf{48 \text{ taladros.}}$

3. Cantidad de carga (factor)

Sección: 5,0m. X 4,0m.

Tipo roca: III (Dique)
Equipo: Jumbo Rocket boomer 282 Atlas Copco
Longitud: 14 pies

Perforación

N° total de tal.	=	48
N° de tal. perf. 45mm ø	=	44
N° de tal. rimad. 3 1/2"ø	=	4
N° de tal. cargados	=	44
N° de tal. alivio	=	4

Voladura

Emulnor 3000 1 1/4 x 12"	=	0.272 kg/Cart.
Emulnor 3000 1x7"	=	0.096 kg/Cart.

Accesorios de voladura

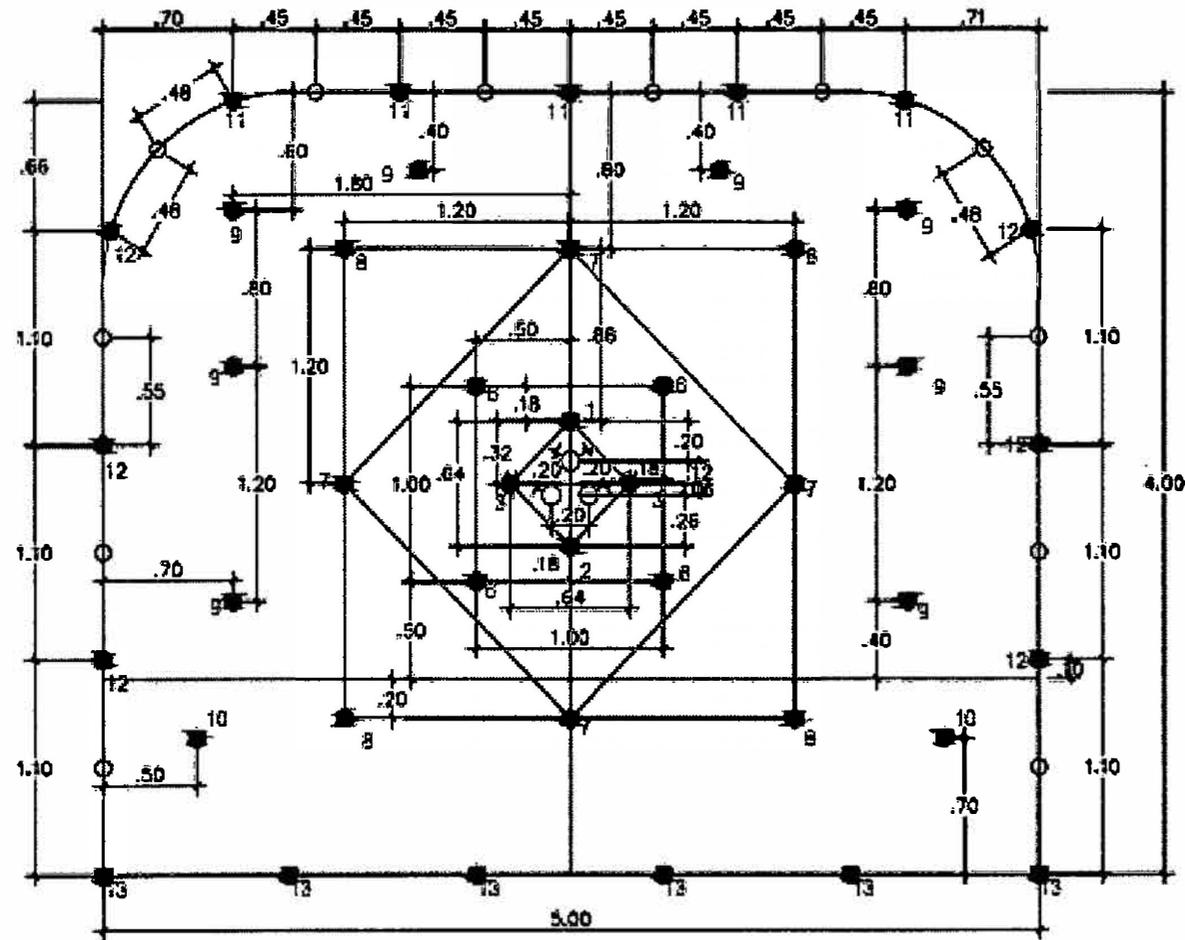
FANEL	=	43 psz.
PENTACORD	=	65mts.
CARMEX	=	02 unidad de 7 pies

Tabla 10: Distribución de explosivos por taladro

Secuencia de Salida	Distribución de Taladros	HP Panel	Taladros		Explosivos			Explosivos usados (kg)
			Cargados	Vacios	60% 12	65% 12	ANFO (kg)	
1	Arranques	1	1	4		1	2,3	2,4
2	Arranques	2	1			1	2,3	2,4
3	Arranques	3	2			2	6,0	6,2
4	Ayudas	6	4			4	12,0	12,3
5	Ayudas de ayudas	7	4			4	12,0	12,3
6	Contraayudas	8	4			4	12,0	12,3
7	Ayudas de contraayudas	9	10			10	29,6	30,6
8	Cuadradores	12	6		0	6	17,0	17,6
9	Alzas	11	6		99	0	15,0	41,9
10	Arrastres	13	6		0	78	17,0	24,5
	Total		44	4	99	110	125,0	162,5

RENDIMIENTOS

AVANCE POR DISPARO (m)	3,23
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO USADO:	162,49
FACTOR DE CARGA (kgr. Exp/m3.)	50,31
FACTOR DE POTENCIA (kgr. Exp/ft)	0,75
PESO ESPECIFICO MINERAL (t / m3)	4,20



SIN ESCALA

Gráfico10: Malla de perforación y carguío.

Fuente: Blanesquiere Como Linda (2006) Diseño de mallas de perforación

2.3 CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

2.3.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La unidad minera Cerro Lindo se encuentra ubicada en el distrito Chavín, provincia Chincha, departamento de Ica, a una altitud entre 1800 y 2130m.s.n.m.

La unidad minera Cerro Lindo está situada a 175km. al SE de la ciudad de Lima, teniendo acceso por el desvío afirmado de 62km. que tiene inicio en la panamericana sur.

Su ubicación está determinada por las coordenadas:

Tabla 11: Coordenadas UTM U.M. Cerro Lindo

PUNTO	ESTE	NORTE
01	393 200,00	8 554 600,00
02	393 200,00	8 551 800,00
03	391 500,00	8 551 800,00
04	391 500,00	8 554 600,00

Fuente: EIA del Proyecto Minero Cerro Lindo, 2006, aprobado con Resolución Directoral N° 00204-

2007/MEM-AM de fecha 8 de junio de 2007.

Sistema de coordenadas WGS 84

Accesibilidad al proyecto

Ruta	Tipo de vía	Distancias km.	Horas de viaje
Abancay – Jahuay	Asfaltado	779	13
Jahuay – Proyecto	Carretera afirmada	60	2
TOTAL: Abancay-proyecto minero		839	15

Fuente: Especialistas Ambientales / Información proporcionada por Cia. Minera Milpo S.A.A.

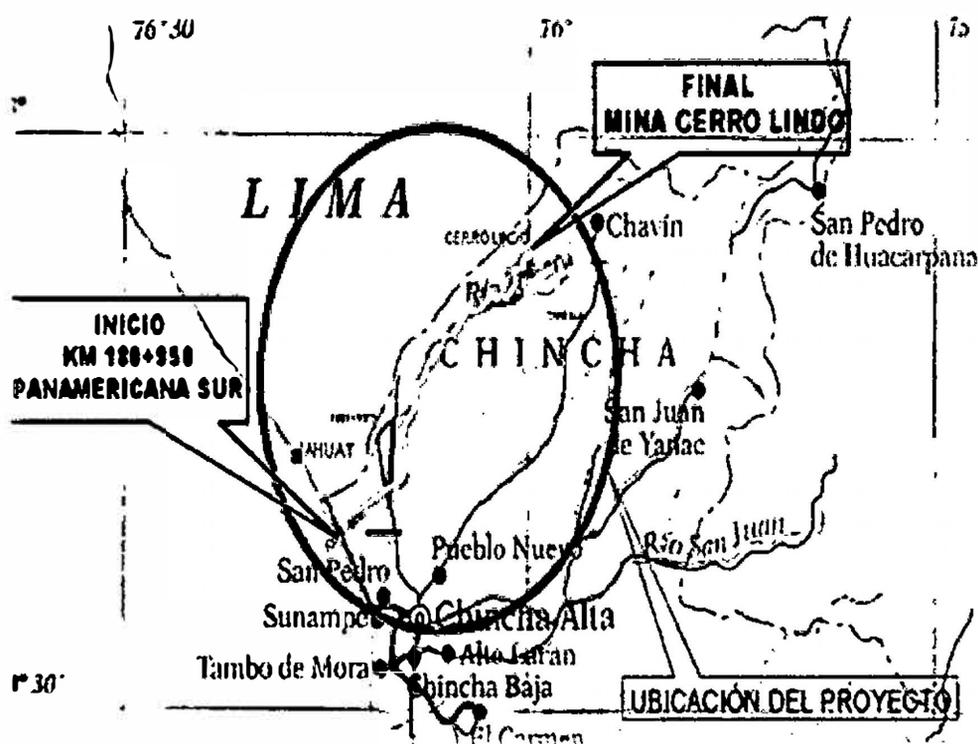


Gráfico 11: Ubicación de la unidad minera Cerro lindo

Fuente: EIA-Unidad minera Cerro Lindo - 2006

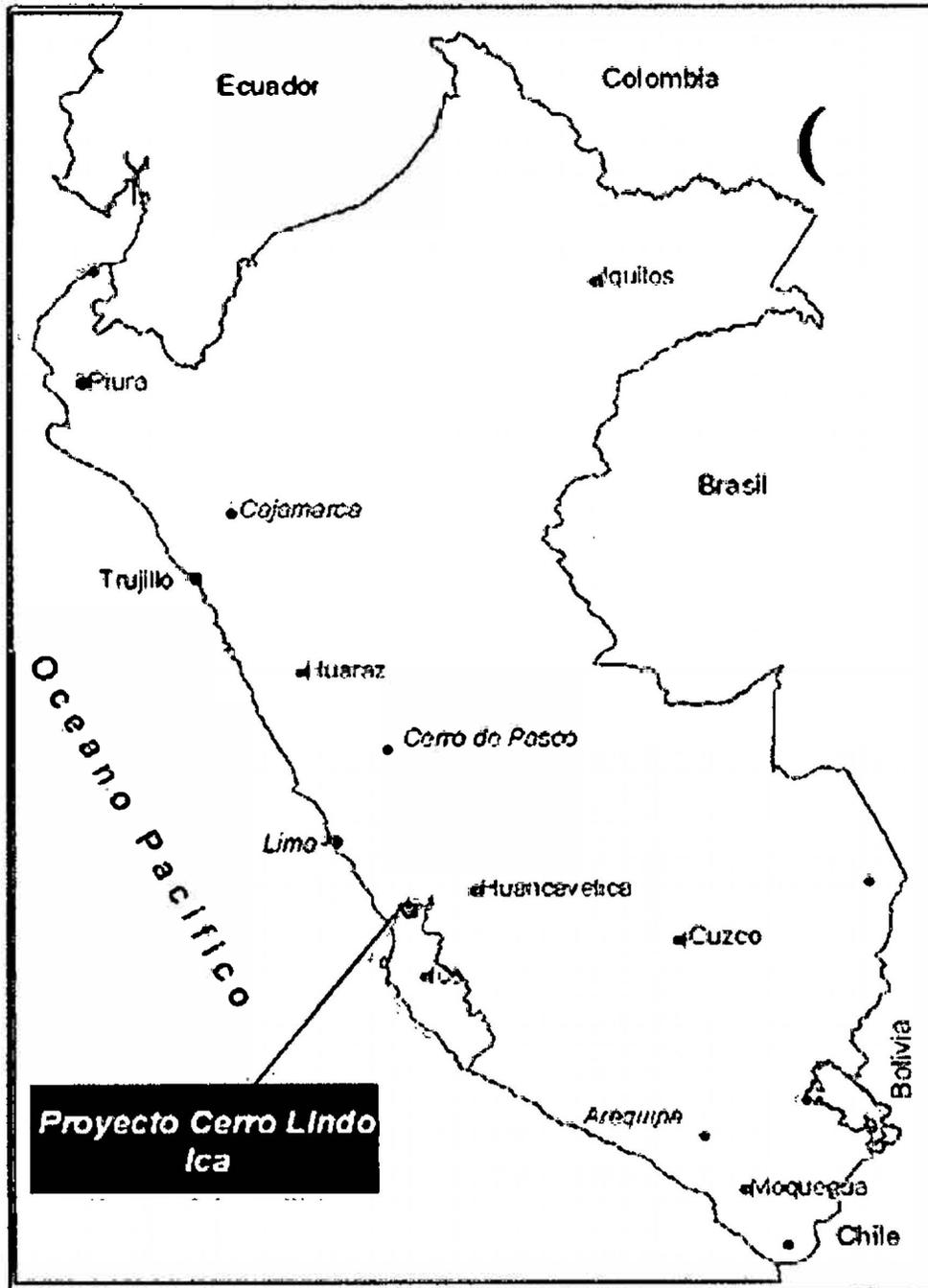


Gráfico 12: Mapa de ubicación del proyecto minero Cerro Lindo.

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

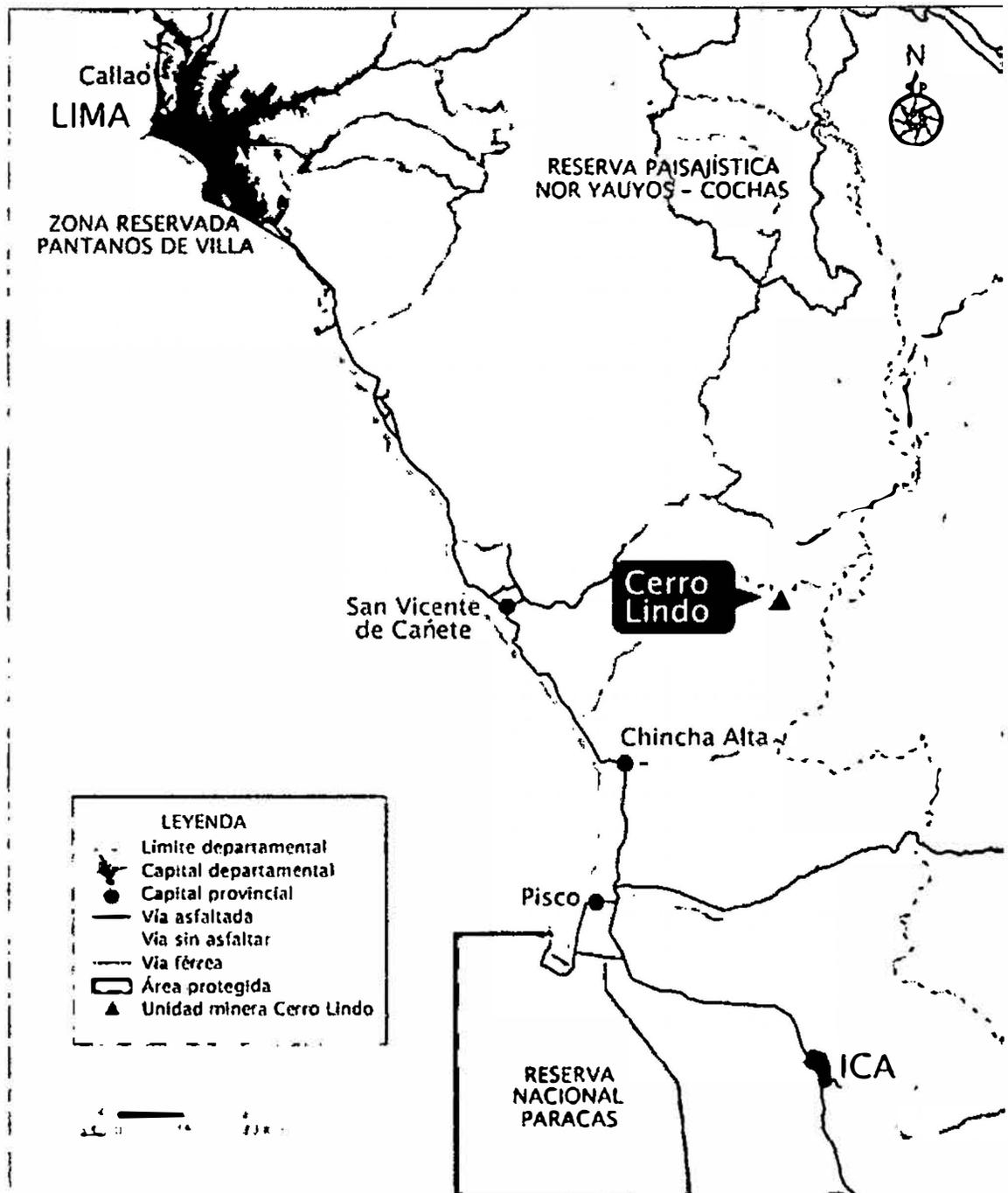


Gráfico 13: Ubicación de la unidad minera Cerro Lindo

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

2.3.2 CLIMA Y METEOROLOGÍA

Según el EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006, la zona del proyecto se halla comprendida en la eco región Serranía Esteparia la cual se extiende a lo largo del flanco occidental andino desde el departamento de la Libertad hasta el norte de Chile, entre los 1000 y los 3000 metros de altitud. El clima característico de esta eco región es templado cálido en las partes bajas y el templado frío en las partes altas.

De acuerdo a la clasificación climática de W. Koppen el área donde se encuentra el proyecto presenta un clima seco (B), el cual se caracteriza principalmente por la evaporación que excede a las precipitaciones, además de que siempre existe un déficit hídrico.

El Promedio máximo de precipitación por año es de 49mm y el promedio mínimo es 18mm (ONERN, 1976).

En cuanto a la precipitación, los meses más lluviosos se dan en la estación de verano, especialmente en el mes de febrero, mientras que entre los meses de mayo a octubre las precipitaciones son tan bajas que son considerados meses secos. En general, las temperaturas promedio para los meses secos son más altas que para el período de lluvias.

2.3.3 TOPOGRAFÍA Y FISIOGRAFÍA DEL LUGAR DE ESTUDIO

En el EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006, afirma que el área de estudio queda delimitada por una franja territorial que atraviesa la costa peruana desde las cercanías de la playa Jahuary en Chincha, hacia el noreste en el distrito de Chavín también ubicada en la provincia de Chincha, circunscrita a la quebrada Topará.

La fisiografía de la franja tiene entonces un comportamiento variable, presentando pendientes suaves en la zona oeste de la franja hasta pendientes altas de relieve abrupto en la cercanía de la zona de la unidad minera Cerro Lindo, hacia el este. La zona costera, colindante al litoral peruano, comprende planicies y partes bajas de los valles costeros, el relieve topográfico es predominantemente plano a ligeramente ondulado, variando a cerros con pendientes suaves e inclinados o empinados a medida que se incrementa la altitud.

2.3.4 ANTECEDENTES

BREVE RESEÑA HISTÓRICA

El depósito Cerro Lindo fue descubierto en 1973. La empresa minera Phelps Dodge operó el proyecto entre los años 1994 y 1997. Luego entre los años 1997 y 1999, no hubo actividades, el proyecto estuvo paralizado. En el año 1999, Milpo retomó los trabajos geológicos de campo para la exploración obteniendo información necesaria para llevar el proyecto a la etapa de factibilidad. Con esos trabajos se confirmaron las reservas que hicieron posible llevar el proyecto minero Cerro Lindo. La propiedad de Cerro Lindo consiste de 35 concesiones mineras que cubren aproximadamente 30 907 has.

Actualmente se tiene avanzado el proyecto en su forma integral, habiéndose definido los cuerpos mineralizados con 35 112m en sondajes diamond drill holes (DDH), 3 554m en sondajes down-the-Hole (DTH), y 4 522m en excavaciones subterráneas (galerías, rampas y chimeneas).

2.3.5 CARACTERÍSTICAS DEL YACIMIENTO

(INGEMMET -1999) YACIMIENTO VOLCANOGÉNICO MARINO DE SULFURO MASIVO TIPO KUROKO.

Deposición de sedimentos marinos y rocas volcánicas donde se generan este tipo de yacimientos, tuvo lugar en la zona del eugeosinclinal, parte occidental del Geosinclinal Andino comprendido por el Grupo Casma del Cretáceo Medio.

Baritina, sulfuros masivos y depósitos tipo stockwork están asociados al grupo Casma, dentro de una secuencia volcánica submarina. Estos depósitos fueron formados cerca de la margen oeste del geosinclinal andino, considerado como eugeosinclinal con roca mayormente andesítica interestratificada con caliza y lutita.

En la mayoría de los casos, la mineralización está asociada espacialmente a las rocas volcánicas y zonas de brecha con zonas de alteración cuarzo-sericita que tienen una edad de 116 a 106 Ma, presentándose como mantos estratoligados con baritina, pirita, esfalerita y pirrotita.

Posterior al grupo Casma se emplazó el batolito de la costa en el cretáceo superior-terciario inferior, quedando remanentes de este grupo en el flanco este y oeste del batolito.

En el flanco este del batolito de la costa, de sur a norte se tiene:

a) En Ica:

❖ Cerro Lindo

b) En Lima:

❖ Balducho

❖ Plama

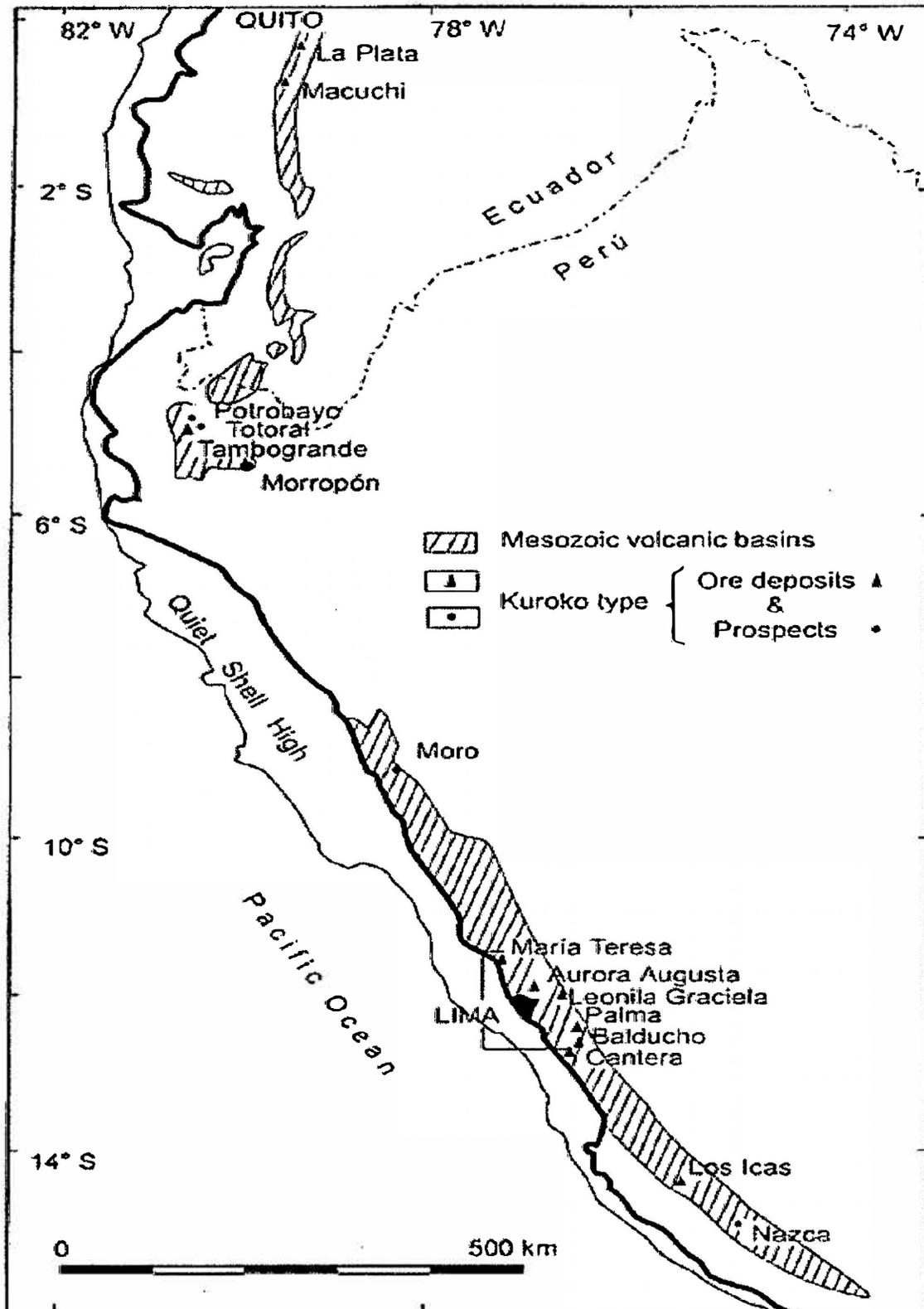


Gráfico 14: Depósitos mineralizados tipo Kuroko

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

Geología: El yacimiento se emplaza dentro de una secuencia de rocas volcánicas y sedimentarias, termalmente metamorizadas, pertenecientes a la formación Huaranguillo (cretáceo medio a superior), equivalente al grupo Casma y formación Copara, el yacimiento se emplaza a manera de techo colgado (roofpendant) sobre el batolito de la costa (cretáceo superior a terciario inferior).

Porciones del batolito afloran al noreste y sureste de Cerro Lindo, cuya composición es de tonalita-diorita, con intrusiones posteriores de monzonita-granodiorita. Estos intrusivos causaron el metamorfismo de contacto, el levantamiento, y fallamiento de la secuencia volcánica – sedimentaria de Huaranguillo.

Yacimiento Mineral: Existen dos tipos de mineralización: cuerpos de sulfuros masivos de Zn-Cu-Ag, con horizonte de enriquecimiento secundario y vetas irregulares de Pb-Ag-Cu-Zn, vetas de pegmatitas.

Ocurren sulfuros masivos de Zn-Cu-Ag, con estructura bandeada, con cuerpos semi masivos, stockworks y diseminaciones, estos últimos en la caja piso. Se han reconocido 4 cuerpos de sulfuro cuyo recurso geológico es de 75 000 000t con 1,41 oz Ag/tc, 0,94% Cu, 0,36% Pb y 2,84% Zn.

Los cuerpos tienen una proporción de 55 a 15 veces de pirita, respecto al resto de sulfuros. Entre los sulfuros explotables se tiene en orden de abundancia esfalerita, calcopirita, galena. Como sulfuros de enriquecimiento secundario covelita, calcocita y bornita. El mineral no metálico más importante es la baritina en forma granular y mezclada con arcillas y oxidos(jarosita-hematita). Además se ha reconocido pirrotita, molibdenita, arsenopirita y tetraedrita. Molibdenita y arsenopirita con calcopirita y pirita a alta temperatura; tetraedrita con esfalerita y galena a menor temperatura.

Su secuencia paramagnética está representada por: pirita, esfalerita, calcopirita-pirrotita, galena, baritina, cuarzo.

Como zonamiento local se observa, del piso al techo, hornfels silíceo con pirita, stockwork, pirita, calcopirita-esfalerita, galena y baritina.

El zonamiento metálico de sulfuros, del piso al techo es: 35m de cobre, 30m de zinc, 10m de cobre y 30m de zinc.

Cerro Lindo es un yacimiento tipo vulcanogénico de sulfuros masivos con las siguientes características:

- ❖ Cuerpo piritoso con sulfuros de textura granular, con bandeamiento.
- ❖ Stockwork con pirita en roca silicificada en la base, con pirita granular, sulfuros masivos con bandeamiento.
- ❖ Zonamiento de sulfuros masivos, de la base de la parte superior: calcopirita, esfalerita, galena, baritina.
- ❖ Incremento en el tamaño de grano de los minerales asociados al metamorfismo.

Leyenda de la secuencia Mineralizada



SPB - Zn Sulfuros de Banta Primaria rico en Zn
(Sulfuros masivos > 50% incluido el Sulfato de Bario = Bantina)



SPB - Cu Sulfuros de Banta Primaria rico en Cu
(Sulfuros masivos > 50% incluido el Sulfato de Bario = Bantina)



SPP Sulfuros de Pinta Primaria
(Sulfuros masivos > 50%)



SPP - Cu Sulfuros de Pinta Primaria
(Sulfuros masivos > 50%)



Sulfuros Semimasivo
(20% < Sulfuros masivos < 50%)

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

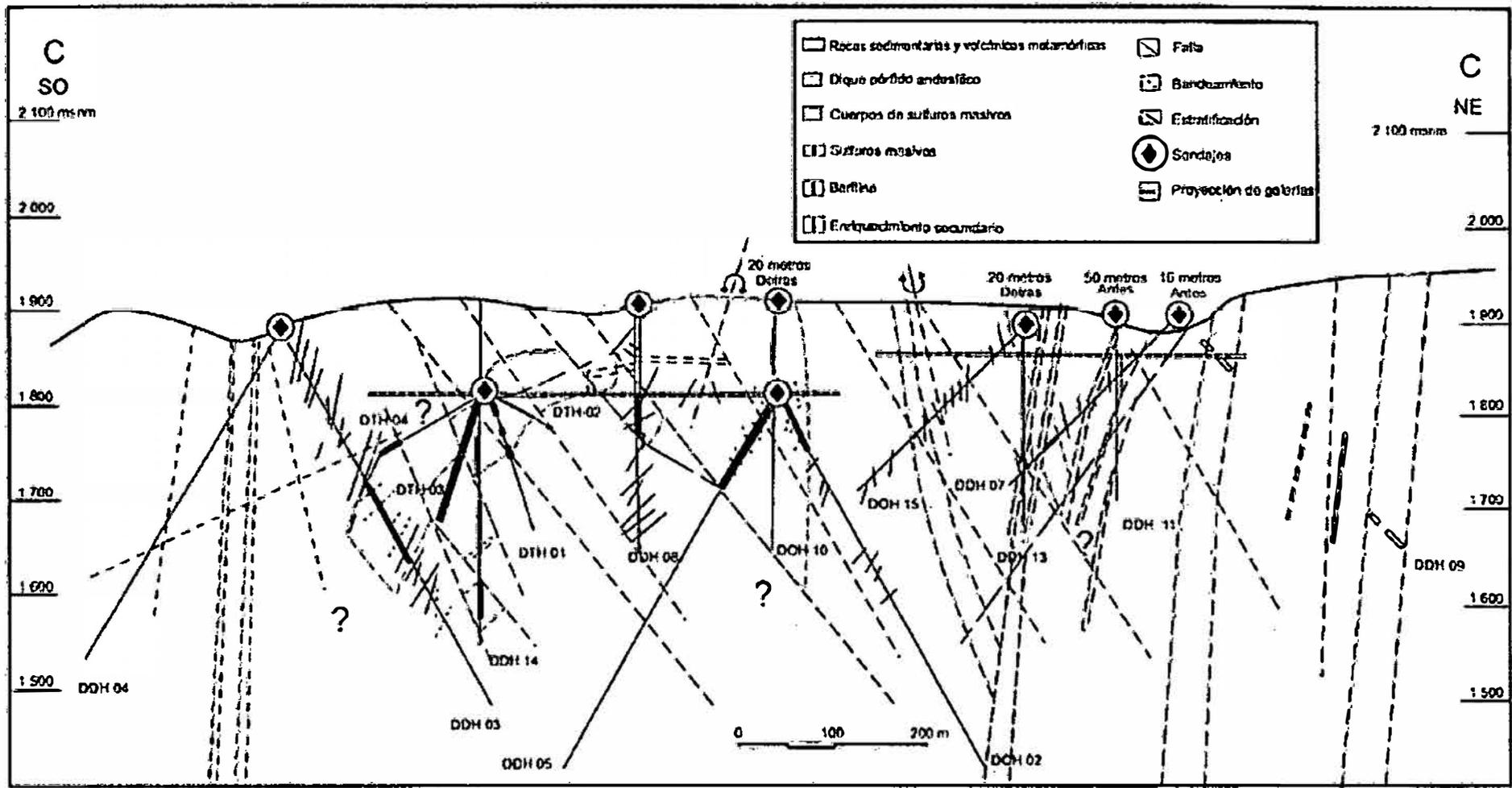


Gráfico 15: Sección geológica del yacimiento Cerro Lindo

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006



Geología Regional: La formación Huarangillo está emplazada en la cuenca Cañete del grupo Casma, esta formación volcano sedimentaria descansa como un roofpendant sobre los intrusivos del batolito de la costa. La formación Huarangillo, la cuenca Cañete y el grupo Casma tienen el mismo rumbo orientados al NW y buzando al SW.

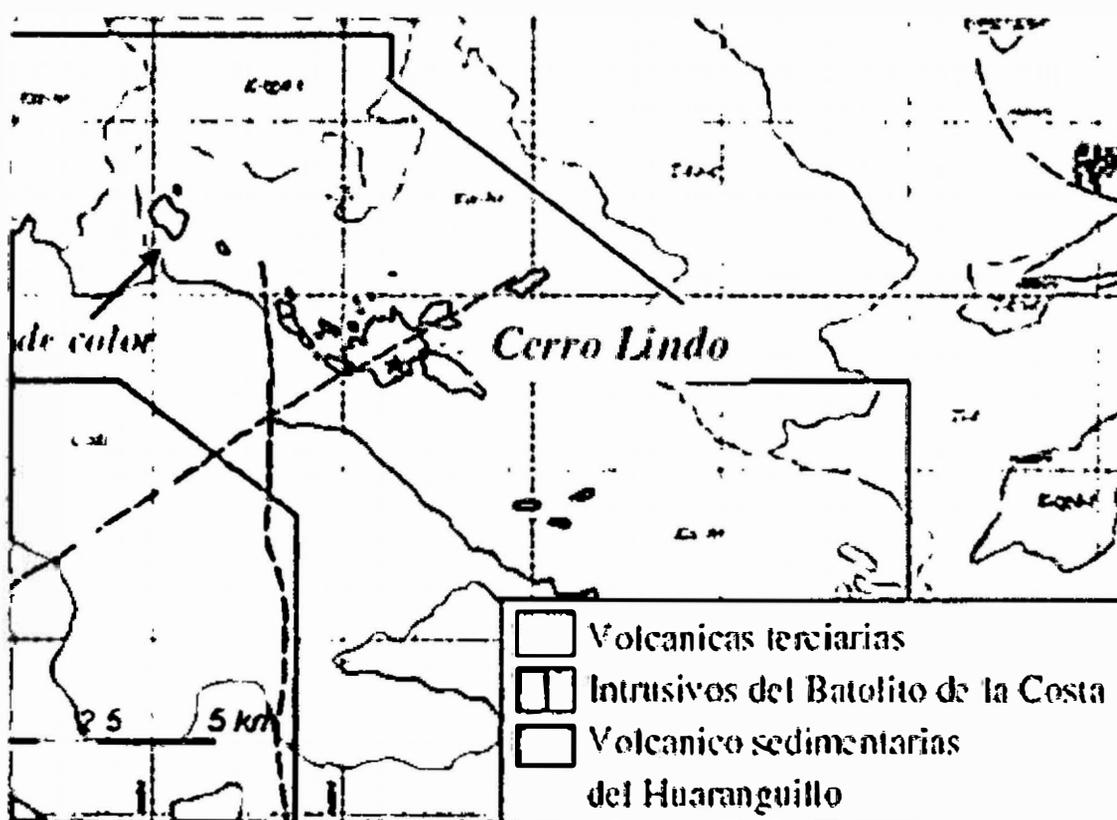


Gráfico 16: Mapa geológico de la unidad minera Cerro Lindo

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

El depósito de Cerro Lindo está emplazado en rocas que pertenece al grupo Casma del Cretácico, este grupo aflora en la parte Occidental del Perú, regionalmente el grupo Casma es una serie volcánica – sedimentaria.

El yacimiento de Cerro Lindo está emplazado directamente en la formación Huarangillo de edad Albiano medio a Senomaniano (Cretácico medio), esta formación descansa como un

techo colgado sobre los intrusivos del batolito de la costa. La formación Huaranguillo tiene un rumbo general N60W y buza preferencialmente al SW.

Esta formación Huaranguillo es parte del relleno vulcano sedimentario de la cuenca Cañete, la cual es contemporánea en el norte con las cuencas de Huarmey y Lancones, dichas cuencas forman un gran metalotecto al oeste de la cordillera occidental de los Andes. Las unidades volcánico sedimentarias se acumularon en un ambiente de arco de islas asociado a una cuenca “back-arc” producto de movimientos tectónicos extensionales durante la subducción.

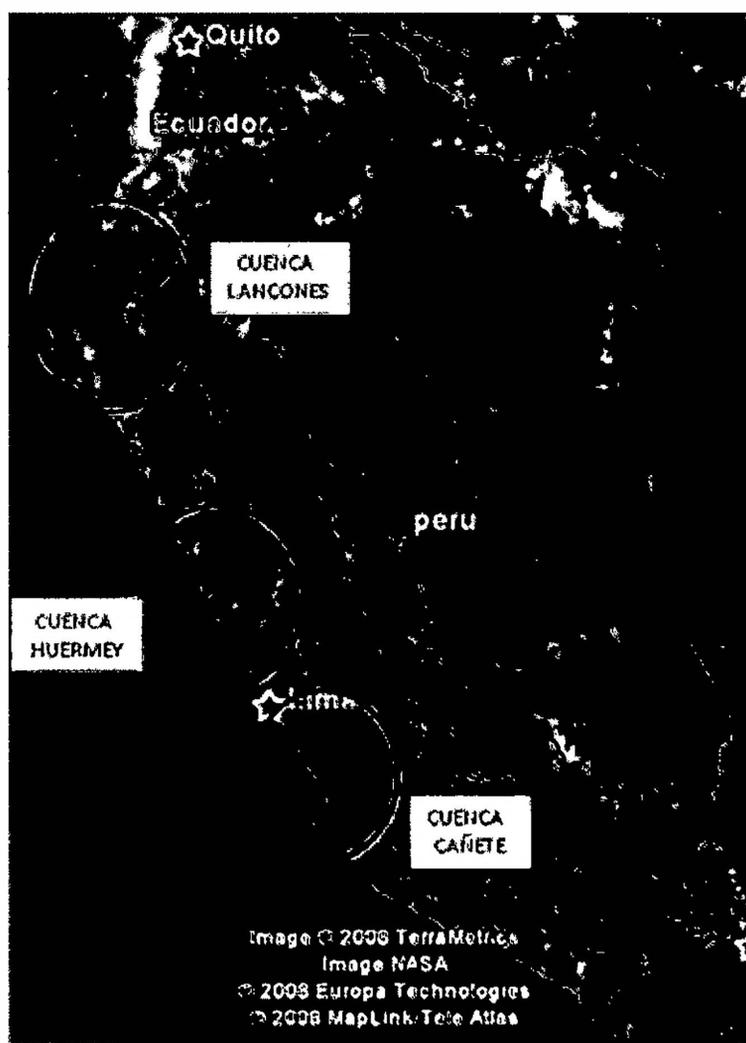


Gráfico 17: Mapa del Perú con las tres cuencas en la parte occidental

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

Geología Local

A nivel local, la estratigrafía está dominada por lavas brechadas y masivas así como piroclásticas de composición riolítica a riodacítica. El estudio de 70 taladros en los OB2 y OB5 ha permitido determinar una columna estratigráfica detallada para la zona del yacimiento Cerro Lindo.

En Cerro Lindo hay tres tipos de rocas. Los sulfuros donde está el mineral. Los volcánicos. Los diques (cortan transversalmente a los sulfuros y volcánicos). Los volcánicos aparecen alrededor de los sulfuros formando la roca encajonante. Dentro de la zona mineralizada aparecen enclaves de volcánicos que salen junto al mineral durante la explotación del yacimiento.

Intrusivos

Las rocas intrusivas del batolito de la costa, de edad cretácica, están constituidos principalmente por granodioritas que rodean las unidades volcánicas sedimentarias a manera de “roof-pendant”. Existen otros afloramientos, más antiguos y de mucha menor dimensión. Finalmente existe gran cantidad de diques intruyendo las secuencias volcánicas sedimentarias, como pórfido andesítico (esta última corta incluso al intrusivo granodiorítico).

Metamorfismo

Las rocas intrusivas del batolito de la costa produjeron un metamorfismo regional prominente a las rocas volcánicas encajonantes, como milonitas con ensamble cuarzo-feldespato-muscovita-biotita-andalucita, presentando texturas granoblásticas.

Estructura

Estructuralmente Cerro Lindo está caracterizado por bloques estructurales limitados por fallas. Existen tres familias de fallas regionales, las cuales se describen a continuación:

Fallas NW: Este sistema es muy antiguo, dan la forma de la cuenca donde se han depositado los sulfuros masivos.

Fallas NE: Este sistema ha tenido igual importancia en la deposición de los sulfuros masivos, son transversales y sirvieron como conductos de la mineralización, actualmente estas fallas están ocupados por diques andesíticos porfíricos.

Fallas NS: Es un sistema de fallas inversas, posterior a la deposición mineral y desplazan el OB1 que dificulta la interpretación y correlación de las unidades. En el OB5 también existen diques y fallas NS pero con desplazamiento moderado.

Alteración

La alteración principal en Cerro Lindo es la sericitización en todo el yacimiento y se extiende lateralmente cientos de metros más allá de los sulfuros masivos, esta alteración se encuentra generalmente en la caja piso. La zona sericitada está acompañada por pérdidas de Na_2O y CaO y un aumento de K_2O , que es una característica típica de los sistemas VMS. La alteración se ve más intensa en la caja piso y en el sector del OB2, este último detalle sustenta la hipótesis que el centro hidrotermal del yacimiento se encuentre en el OB2, la silicificación se concentra también en la caja piso.

2.3.6 RECURSOS

Suelos

El área de influencia del proyecto se encuentra conformada en su mayoría por suelos formados básicamente por piedras y guijarros de diversos tamaños acompañados por grandes mantos de arena depositados directamente sobre la roca madre.

En la parte alta de la quebrada, donde se ubica el área de mina, actualmente se presentan laderas que carecen de suelo o bien presentan un suelo de poca profundidad (menor de 1 metro). Sólo algunas estribaciones de cerros más cercanas al cauce de la quebrada presentan suelos un poco más profundos que permiten su uso para fines agrícolas.

Recursos hídricos

La cuenca de la quebrada Topará, donde se ubica el área del proyecto, nace en la línea divisoria de las cuencas del río Cañete y San Juan. Se orienta hacia la dirección suroeste. La cuenca está formada por laderas de pendiente fuerte (80%), las cuales están cubiertas de vegetación muy escasa.

La Quebrada Topará solo alcanza hasta las estribaciones andinas occidentales a menos de 3 800 m s.n.m., como tal sus aportes de colección de agua son fundamentalmente por las precipitaciones que ocurren a estas alturas.

La cuenca del Topará, desde el punto de vista de su desembocadura final (entre Bellavista y Jahuay), prácticamente está conformada por tres subcuencas: Quebrada Río Seco; Quebrada de Huamanpuquio y la Quebrada Topará.

Ambiente biológico

Flora

Se encontraron un total de 50 especies, pertenecientes a 46 géneros y 24 familias botánicas. Un aspecto importante es la presencia de especies reconocidas como parientes silvestres de plantas utilizadas para alimentación como es el caso de los géneros *Oxalis* (oca silvestre) y *Lycopersicon* (tomate silvestre). Las especies arbóreas no constituyen agregaciones y su número no es representativo. No se presentaron especies amenazadas de flora silvestre acuerdo al D.S.N°043-2006-AG.

La forma de vida más representativa es la herbácea, la cual se encuentra extendida principalmente en la parte baja, este tipo de vegetación presenta una serie de características morfológicas que evidentemente están relacionadas con las características climáticas y fisiográficas.

Existen en el área especies silvestres de importancia comercial como el paca (Inga sp.), el algarrobo (*Acacia macracantha*) y la tara (*Caesalpinia spinosa*).

Sin embargo, el número de individuos por especie es bajo, considerándose, en todo caso, de importancia medicinal, de construcción y alimentario para la población local. El carrizo (*Phragmites communis*) es utilizado en la construcción de viviendas rurales o “quinchas” y para la confección de esteras y canastas.

Fauna

a) Aves

En el área del proyecto, se identificaron 17 especies de aves agrupadas en 17 géneros y 13 familias. Algunas de las especies son comunes a los parques y jardines de ciudades costeras como el “chisco” *Mimus longicaudatus*, el “tordo de matorral” *Dives warszewiczi* y el “cucarachero común” *Troglodytes aedon*.

Las especies *Zenaida meloda* y *Mimus longicaudatus* son típicamente oportunistas dado que se hallan en número abundante en todos los tipos de hábitats y en la mayoría de áreas de cultivo de la costa central del Perú. La golondrina *Hirundo rustica* “santa rosita” es una especie insectívora que se alimenta en vuelo por encima de las grandes extensiones cultivadas, prestando un importante servicio en la disminución de la abundancia de insectos, a la vez es la única especie migratoria registrada para la zona de estudio.

Las familias más representativas fueron *Columbidae* con 17,64%, seguida de las familias *Trochilidae* y *Cathartidae*, ambas con 11,76 %.

De las 17 especies registradas en las zonas de estudio, ninguna se encuentra en alguna categoría de amenaza o protegida de acuerdo a la legislación nacional (D.S. N°034-2004-AG). Asimismo, ninguna de las especies registradas figura en alguna categoría de amenaza según la UICN.

b) Mamíferos

En la evaluación llevada a cabo en junio de 2008 se registró al “zorro costero” *Lycalopex sechurae* en dos ocasiones a través de signos indirectos por la observación de huellas (caminos), heces y una madriguera, en las laderas arenosas de la quebrada cercana al área

agrícola Santa Mejorada. Sus rastros fueron observados a lo largo de las laderas de las quebradas. Las madrigueras eran agujeros ubicados debajo de rocas de gran tamaño.

La población local reportó la presencia de “muca” *Didelphis albiventris* y del gato montés (*Oncifelis colocolo*), este último de aparición calificada como rara.

La lista de la UICN, reporta al zorro costero (*Lycalopex sechurae*) dentro de la categoría de Datos Deficientes (DD). Entre las especies potencialmente presentes, dos (02) murciélagos (*Platalina genovensium* y *Tomopeas ravus*) se encuentran dentro de la categoría Vulnerable (Vu). Asimismo, el “gato montés” *Oncifelis colocolo* figura como Casi Amenazado (NT) para la UICN (Unión Internacional para la conservación de la Naturaleza).

De acuerdo a la legislación nacional (Decreto Supremo D.S. No. 034-2004- AG), el Ministerio de Agricultura señala que las especies potencialmente presentes *Platalina genovensium* y *Tomopeas ravus* (ambos murciélagos) se encuentran en categoría de Amenaza Crítica (CR).

c) Anfibios y Reptiles

En las laderas cercanas a la zona de cultivo (Transecto AR-03), se hallaron dos (02) especímenes de la especie *Phyllodactylus micophyllus*, también fue hallado en esta área un ejemplar de la especie *Phyllodactylus lepidopygus* “gecko”. En el transecto AR-02 se hallaron tres (03) especímenes de *Microlophus tigris* “lagartija de lomas”. En las áreas cercanas a las áreas de cultivo se halló un ejemplar de *Bufo limensis* “sapo de Lima” en estadio juvenil.

Las especies reportadas para el transecto AR-04 que corresponden a las laderas cercanas al área de cultivo son de pequeño tamaño y al parecer se hallan restringidas a este tipo de hábitat.

d) Evaluación hidrobiológica

El caudal de agua del río Topará es estacional, es decir sólo se encuentra agua en época de lluvias (diciembre a abril). En la cuenca baja y la desembocadura del río, aún en época de avenida, sólo se observa la humedad del lecho del río lo cual imposibilita el desarrollo de organismos hidrobiológicos de niveles tróficos superiores. Ocasionalmente se forman charcos de agua donde podría encontrarse organismos de nivel trófico primario si las condiciones ambientales favorecen su desarrollo.

La estacionalidad del río fue evidente al muestrear los puntos correspondientes a aquellos aprobados para calidad de agua (PT-01, PT-03, PT-04, PT-06 y PT-07) solo en dos de ellos se registraron renacuajos y juveniles del sapo *Bufo spinulosus limensis*, a su vez se constató la inexistencia de especies de peces, referida en el informe de Plan de Cierre.

En los puntos PT-03 y PT-05 no se halló agua en el cauce del Río Topará, para los puntos PT-04 y PT-07 se hallaron formas tempranas (renacuajos) de *Bufo spinulosus limensis*.

Ambiente de interés humano

Arqueología

El 23 de julio de 2007 el Instituto Nacional de Cultura (Región Ica), con Oficio N° 2174-2007-INC-DREPH-DA-D, emitió el certificado de inexistencia de restos arqueológicos (CIRA) de la zona industrial, N° 2007-253, en el cual se concluye que no existen vestigios arqueológicos en superficie en el terreno para la zona industrial del proyecto minero Cerro Lindo de 443,9231 ha., de las cuales han sido excluidas 2,1573 has., correspondientes al área intangible del sitio arqueológico Patahuasi.

Es importante mencionar que la ampliación para la fase 2 no involucra nuevas áreas fuera de la zona industrial que actualmente ocupa la unidad minera Cerro Lindo (443,9231 ha).

2.3.7 INFRAESTRUCTURA DE PRODUCCIÓN

UNIDAD MINERA CERRO LINDO

La mina Cerro Lindo, inaugurada el 20 de julio del 2007 es en su totalidad propiedad de la Compañía Minera Milpo S.A.A. comprende 36 concesiones mineras que abarcan un área aproximado de 30 607 hectáreas.

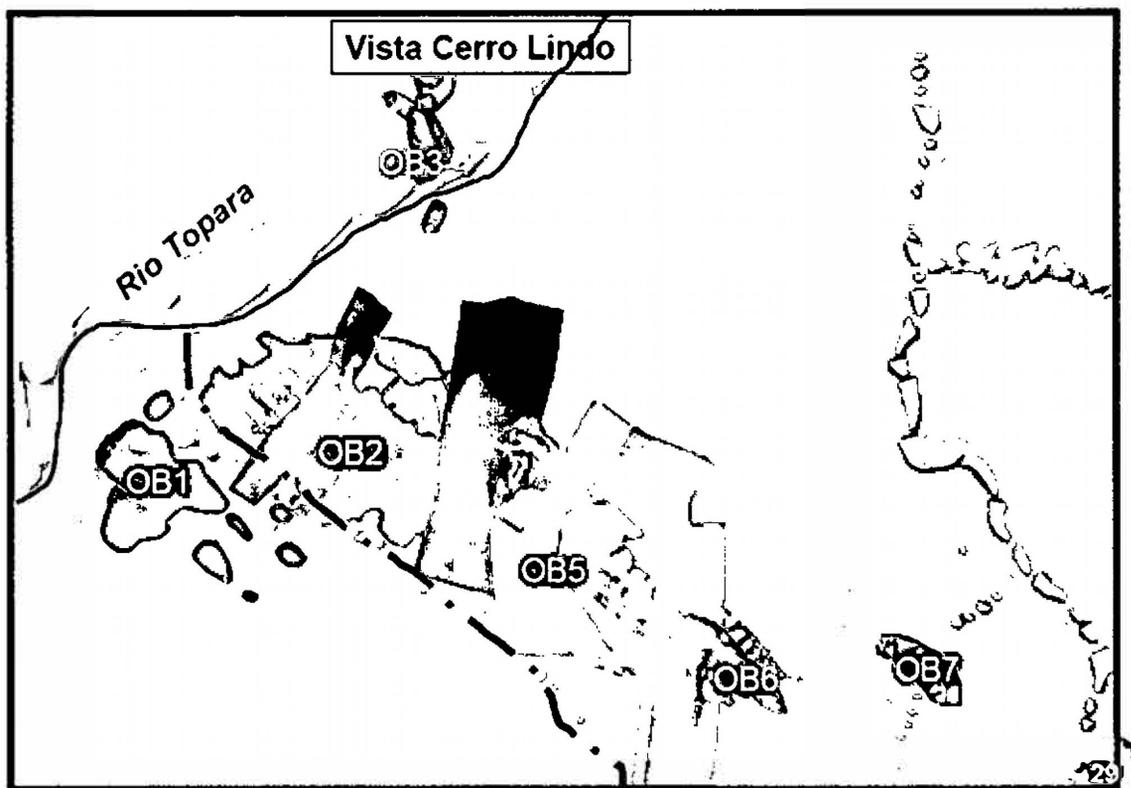


Gráfico 18: Vista Cerro Lindo de los cuerpos mineralizados

Fuente: EIA-Unidad minera Cerro Lindo-2006

La mina incluye una planta concentradora y toda la infraestructura necesaria para su explotación. Estas instalaciones están preparadas para producir anualmente 146,000 toneladas métricas de concentrado de zinc, 14,800 toneladas métricas de concentrado de plomo y 3,500 toneladas métricas de concentrado de cobre, que son extraídas mediante una operación subterránea y mecanizada por subniveles (sublevel open stoping).

El yacimiento tiene una extensión de 850 metros de largo, 450 metros de ancho y 200 metros de potencia. Las exploraciones han encontrado reservas por más de 33 millones de toneladas de sulfuros masivos, principalmente zinc, cobre, plata y plomo. Estos están distribuidos en tres cuerpos principales, el cuerpo 1 (OB-1), el cuerpo 2 (OB-2) y el cuerpo 5 (OB-5), que se encuentran separados por fallas que ocasionaron desplazamientos y cambios abruptos en sus potencias.

En el año 2001, luego de 35,112 metros de perforación diamantina y 4,525 metros de galerías, se calcularon recursos por más de 33 millones de toneladas de minerales. Estos recursos permitirán que Milpo tenga una producción aproximada de 200,000 toneladas métricas anuales de concentrados de zinc, plomo y cobre durante los siguientes 20 años.

Por otro lado, su potencial es muy bueno ya que, además de las reservas identificadas, las características de los cuerpos minerales y las anomalías de color revelan la probabilidad de que existan otros dos cuerpos masivos de barita similares a los ya encontrados.

Esto representa un área de oportunidades cuando se avance en las operaciones mineras y se logre un mejor conocimiento de los recursos del yacimiento.



Tabla 12: Recurso de la U.M. Cerro Lindo

RECURSOS MEDIDOS E INDICADOS EN CERRO LINDO AL 31 DE DICIEMBRE 2007						
RECURSOS DE LEY PROMEDIO						
Cuerpo	Tonelaje	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Pb (%)
C-1	1.711.000	3,0	1,0	33,9	0,13	0,4
C-2	18.299.000	4,4	1,0	30,9	0,07	0,5
C-5	14.019.000	6,4	0,6	43,1	0,08	0,7
Total	34.029.000	5,2	0,8	36,1	0,1	0,6
RECURSOS DE ALTA LEY (INCLUIDOS EN EL ANTERIOR)						
Cuerpo	Tonelaje	Zn (%)	Cu (%)	Ag (g/t)	Au (g/t)	Pb (%)
C-1	143.000	5,8	1,3	57,3	0,28	0,7
C-2	5.033.000	8,0	0,9	41,6	0,06	0,9
C-5	6.616.000	9,7	0,5	49,1	0,07	1,1
Total	11.792.000	8,9	0,7	46,0	0,1	1,0

Fuente: EIA-grupo Milpo-2006

Cerro Lindo ha implementado tecnologías de agua y relave con el objetivo de reducir el impacto sobre el medio ambiente y las poblaciones vecinas. En ese sentido, su diseño ha significado importantes retos tanto para Milpo como para los contratistas y el personal involucrado en la ingeniería y construcción de la obra.

Parte del orgullo de Milpo respecto de la mina es que el proyecto Cerro Lindo ha sido posible debido al talento y la eficiencia de un equipo humano conformado por peruanos, quienes han demostrado de este modo que somos capaces de desarrollar e implementar tecnología de punta y construir una mina de clase mundial.

En la inauguración de la obra, en julio de 2007, Abraham Chahuán, gerente general de Milpo, resumió con estas palabras el significado de Cerro Lindo para la compañía: A lo largo de 58 años, el Grupo Milpo ha persistido en el logro de sus objetivos a través de un comportamiento

responsable con el ambiente, con sus colaboradores y en la búsqueda del desarrollo de las comunidades aledañas a sus operaciones. Cerro Lindo es una realidad gracias al trabajo de miles de peruanos y peruanas, quienes intervinieron en el diseño, tecnología, ingeniería y construcción de la mina que hoy podemos apreciar. Somos peruanos y somos los primeros en demostrar que sí podemos, y que no contentos con eso, podemos ser los mejores.

La ingeniería básica y de detalle de la planta de procesos fue desarrollada por Gemin, mientras que la ingeniería de las áreas de disposición de relaves, la línea de transmisión, la planta desaladora, la tubería de aducción y la carretera de acceso fueron desarrollados por terceros, como Graña y Montero, COSAPI y Abengoa Perú S. A., entre otros.

El diseño del proyecto comprendió la explotación subterránea y mecanizada de una mina de sulfuros por subniveles y una planta de procesamiento de minerales, además de la infraestructura complementaria.

Mina

Tal como se dispuso en el estudio de factibilidad de Gemin, la mina, así como la infraestructura de la planta de procesos, fueron ubicadas en la parte intermedia alta de la quebrada Topará, con el objetivo de reducir riesgos ante crecidas irregulares del río.

El diseño de la mina subterránea se realizó sobre la base de los recursos geológicos identificados y de las características del yacimiento. Se tomó en cuenta una producción de 5 000 toneladas diarias y un plan de minado de 19 años. Para ello se consideró una forma de explotación por el método de subniveles, que consiste en realizar perforaciones largas con

equipo hidráulico y voladuras masivas, en combinación con cortes de elevación de hasta 64 metros de altura para el mineral de alta ley y cortes de elevación de hasta 30 metros para el mineral secundario, de ley más baja. Se previó, además, que dentro de la mina ingresaran 500 000 pies cúbicos de aire fresco por minuto, por chimeneas de ventilación, rampas y niveles de acceso para el personal y la flota de equipos.

El mineral es transportado dentro de la mina en camiones de 35 toneladas que descargan en la estación de chancado primario. Luego es llevado, mediante fajas transportadoras, hasta el stock pile, desde donde pasa por las etapas de chancado secundario, terciario, molienda y remolienda, para llegar al circuito de flotación donde se obtienen concentrados de zinc, plomo y cobre.

El método de minado subterráneo aplicado en Cerro Lindo es el sub level Stopping con relleno en pasta, método que utiliza taladros largos para la perforación y equipos de gran capacidad para el acarreo y transporte de mineral así como última tecnología para el relleno, de esta forma se logra actualmente una producción promedio de 213 000 tpm (toneladas por mes) y una producción de 2 500 000 tpa (toneladas por año).

De igual forma a medida que avanza las labores de preparación de los tajos también tenemos el aporte de mineral de esta.

El siguiente grafico muestra la disposición de los cuerpos mineralizados del yacimiento Cerro Lindo.

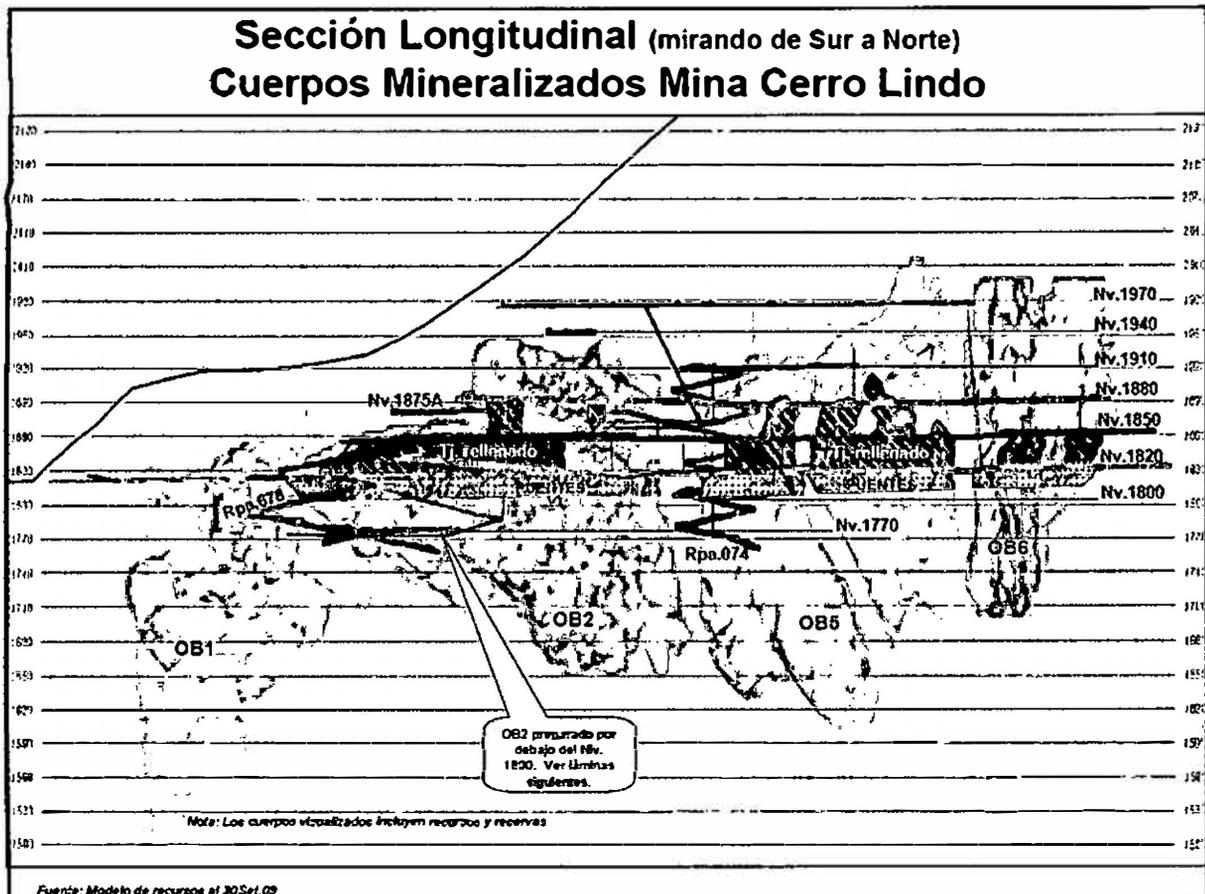


Gráfico 19: Disposición de los cuerpos mineralizados.

Fuente: EIA-Unidad minera Cerro Lindo-2006

La mina Cerro Lindo inicialmente fue diseñada para producir 5 000 tpd, el plan de producción a corto y mediano plazo (2010-2011) se sustenta en el tonelaje de reservas y recursos de mineral estimado en el inventario de recursos y reservas al 31 de diciembre del 2008, de esta manera se contempla la explotación de los cuerpos tanto en los niveles superiores y niveles inferiores al Nv. 1820 (nivel principal e intermedio de la mina).

En los niveles superiores se tiene preparado los tajos a explotarse hasta el Nv. 1880. La profundización de la mina es a través de 02 rampas principales (Rpa. 678 y Rpa. 074). A medida que estas se profundizan se da ingreso a los respectivos niveles, diseñados cada 30 metros; los niveles inferiores estarán comunicadas hacia las chimeneas principales de

ventilación, chimeneas de servicios (agua y aire comprimido), chimeneas de relleno (chimenea 160 – Nv. 1850 a Nv. 1800) y chimeneas camino como vías de escape así mismo tenemos proyectado profundizar la chimenea para los cuerpos OB5 y OB6 y la chimenea 2 para el OB 1 y OB2 en tanto para el cuerpo OB7 se proyecta una nueva chimenea, lo cual *tendrá salida* a superficie.

Los niveles inferiores de explotación han sido diseñados de acuerdo a la evaluación geomecánica, es decir se mantendrá la altura de explotación de 30m.

Por otro lado el plan de minado para el 2010 se preparó en función a la capacidad de tratamiento de planta y del cut off determinado para el 2010.

Según estos parámetros se planifican los tajos posibles a ser minados considerando además otros parámetros de mina como:

- Accesibilidad.
- Calidad del macizo rocoso.
- Recuperación y dilución.
- Dimensión de los tajos a explotar: 20 metros de ancho, 40 metros de longitud, 30 metros de alto.
- Subniveles cada 30 metros.

Todos los tajos serán rellenos utilizando relleno en pasta, eventualmente se utilizará relleno detrítico proveniente de las labores de desarrollo.

Accesos

La mina cuenta con dos accesos principales hacia los cuerpos mineralizados. El primer acceso es a través de la galería principal del Nv. 1820 que tiene una sección de 5,0m x 4,5m y una longitud de 2km. Esta galería está ubicada en la caja piso a unos 30 metros de los cuerpos y circunda los cuerpos mineralizados, en la actualidad el Nv. 1820 es el nivel de acceso hacia los cuerpos mineralizados. El otro acceso principal hacia los cuerpos mineralizados es la rampa 074 con sección 5m x 4.5m gradiente 15%, esta rampa permite acceder hacia los niveles superiores Nv. 1850, Nv. 1880 y Nv. 1910.

A partir del Nv. 1820 se están desarrollando 2 rampas con pendiente negativa, que permitirán acceder a los niveles inferiores del OB-2 y del OB-5; estas son de secc. 5,0m x 4,5m. Y gradiente -15%.

Método de minado

El plan de minado para cerro lindo está basado en los recursos geológicos definidos y las condiciones geomecánicas del yacimiento para una producción de 7 100 -7490 tpd a corto plazo y a 10 000 tpd a mediano plazo (2011).

El método de explotación es por Sub Level Stopping cuya secuencia se muestra en el siguiente gráfico:

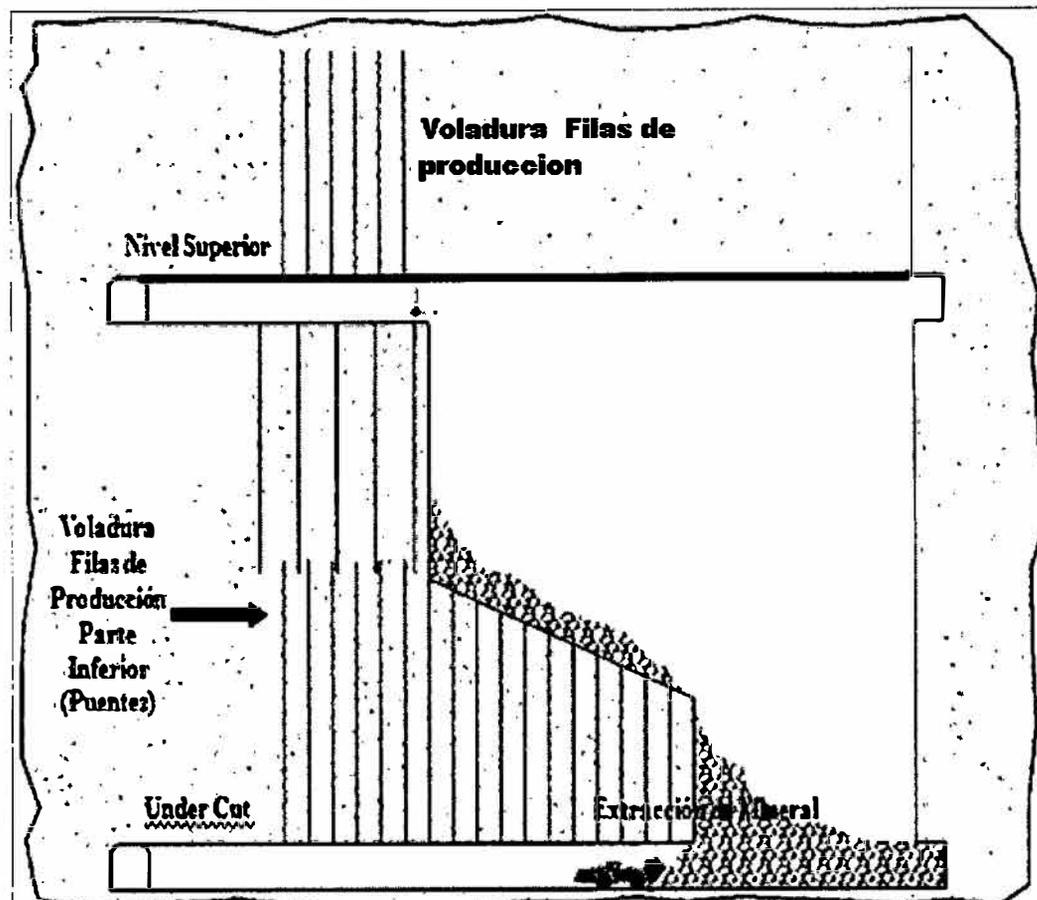


Gráfico 20: Método de minado de Cerro Lindo

Fuente: EIA- Unidad minera Cerro Lindo-2006

Preparación de labores

Para poder explotar un tajo por el METODO DE SUBNIVELES se requiere una serie de preparaciones como:

- Nivel superior de perforación.
- Nivel inferior de perforación y extracción.
- Slot (cara libre de las mallas de perforación)
- Chimenea VCR de cara libre para el slot
- Draw points (puntos de carguío para extracción de mineral).

2.3.7.1 CICLO DE MINADO

a) Perforación

La perforación empleada en la explotación de los cuerpos mineralizados es de taladros largos en forma radial, es decir se perfora en forma ascendente aprox. 18m y en forma descendente 12m. El diámetro de perforación es de 2,5"-3" y los equipos utilizados son los simbas y raptor, la malla de perforación empleada es: burden 2m-2,2m; espaciamiento 2m-2,2m.

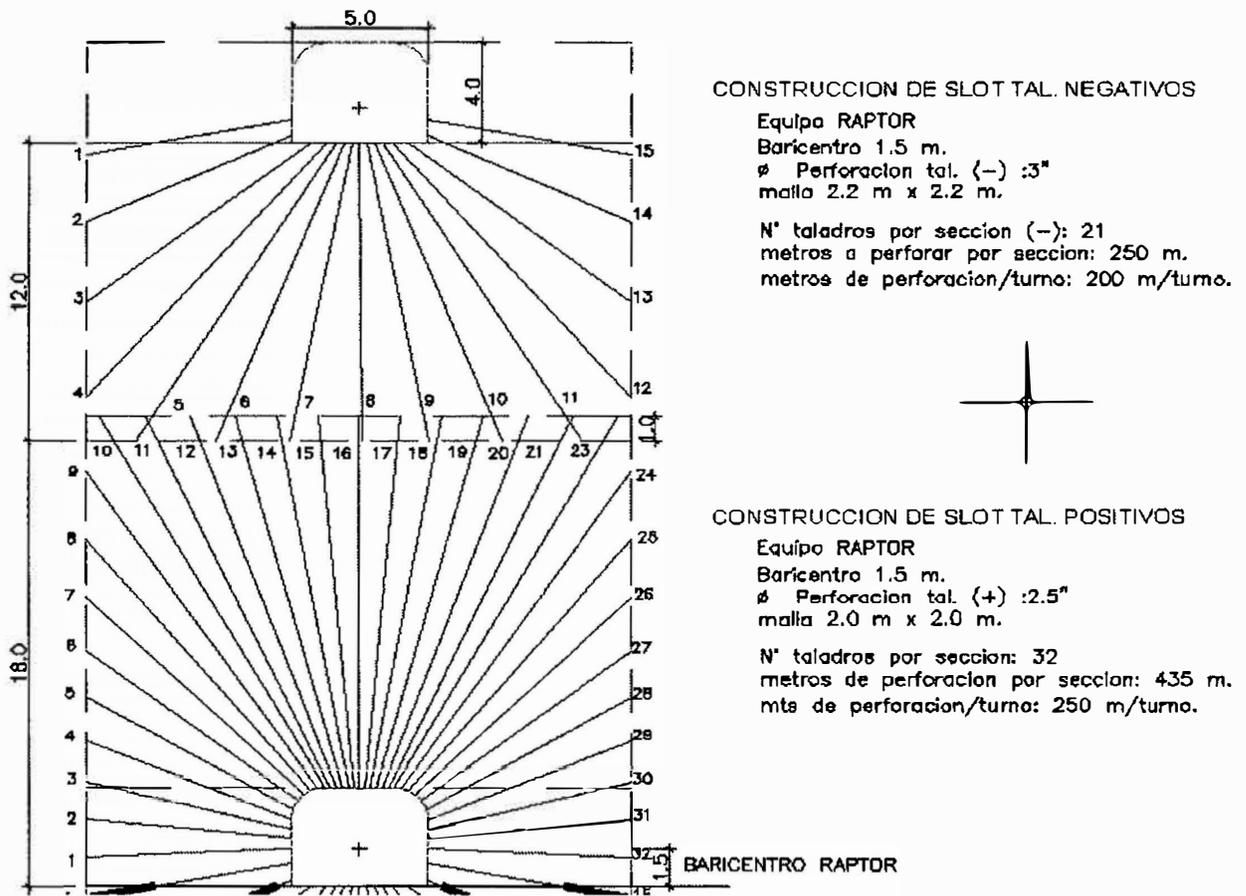


Gráfico 21: Perforación radial en Cerro Lindo

Fuente: EIA-Unidad minera Cerro Lindo-2006

b) Voladura

Dentro del proceso de minado la voladura es considerada la parte más crítica debido al cuidado especial que se debe tener.

En nuestro caso para el carguío de los taladros positivos se utiliza como equipo de carguío el ANFOLOADER y el carguío de los taladros negativos se realiza en forma manual. En los frentes de avance el equipo de carguío es el JETANOL ambos equipos utilizan aire comprimido para el acoplamiento del ANFO.

Los explosivos y accesorios empleados en taladros largos y frentes de avance son:

Explosivos: superfam; emulnor y booster HDP

Accesorios de Voladura: FANEL, Cordón Detonante (5P), CARMEX

c) Limpieza con scoop y transporte de mineral

Para el carguío de mineral contamos con 02 modelos de scoops:

CAT-R1600G (capacidad 6yd³.) y CAT-R2900G (capacidad 9,5yd³.) cuyos rendimientos alcanzados en promedio son de 120 tm/hr.

El transporte de mineral se realiza con camiones de 25 y 35t y todo el recorrido es en interior mina donde se tiene instalado la chancadora primaria, el desmorte generado en labores de avance es transportado a los botaderos de superficie.

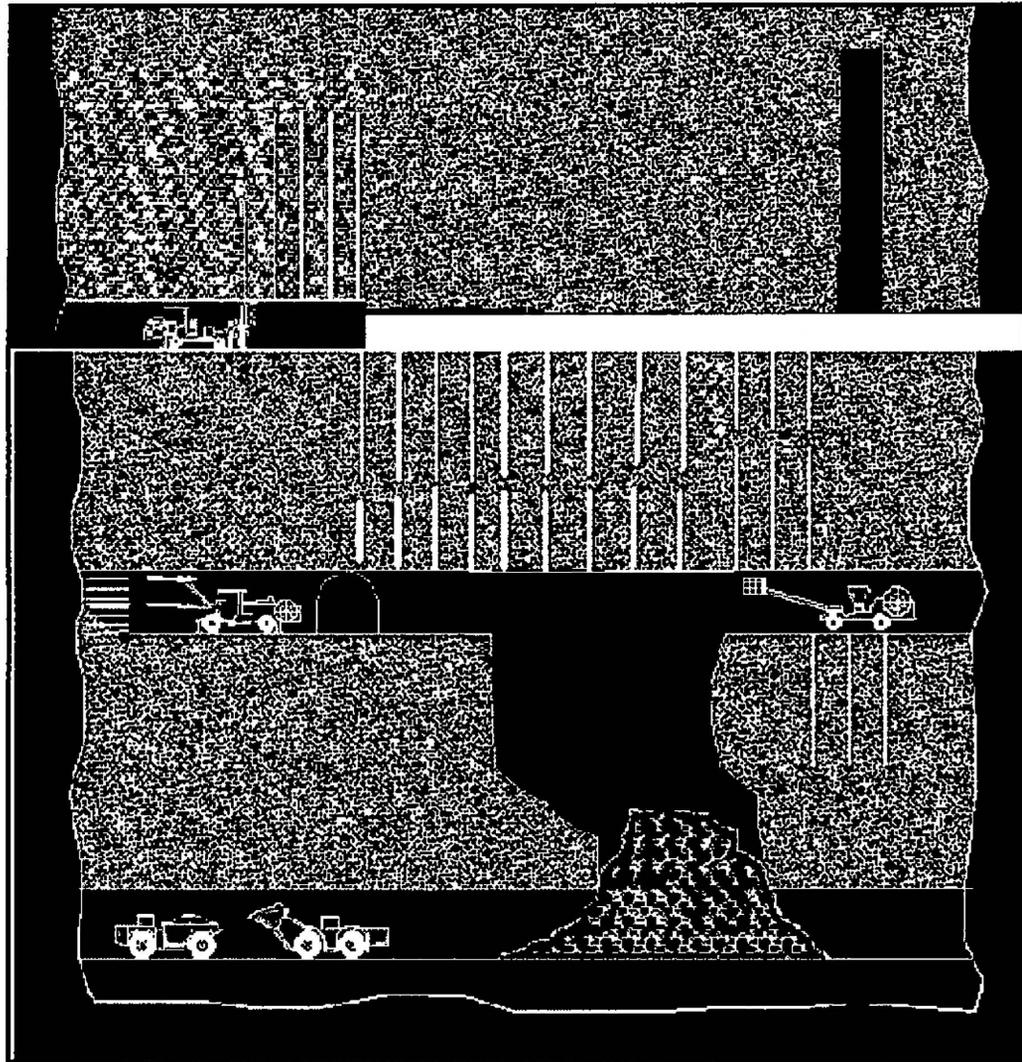


Gráfico 22: Esquema de las operaciones mina

Fuente: EIA-Unidad minera Cerro Lindo-2006

d) Relleno

Pasta es una mezcla de alta densidad de partículas finas de sólidos y agua (10-25%), tal que la mezcla tiene una consistencia similar a la prueba de caída ASTM.

Es un sistema coloidal que se presenta como un fluido homogéneo, en el cual no ocurre segregación granulométrica de las partículas, no muestra drenaje significativo de agua.

El requerimiento más importante para producir una pasta es la existencia de finos (15% en peso), de partículas menores de 20 micrones en diámetro. La mineralogía y la forma de las partículas influyen en la cantidad necesaria de partículas finas.

Componentes del relleno en pasta utilizado en Cerro Lindo.

Relave con 18% Humedad + 3% Cemento + 2% escoria para alcanzar una resistencia de 1.0 MPa a la comprensión simple.

2.3.7.2 SISTEMA DE VENTILACIÓN

Para iniciar las operaciones de mina se construyó una galería en el Nv. 1970 que sirve para extraer el aire viciado de las operaciones por medio de las CH-1 (OB5), CH-2 (OB-2 y OB-5) y CH-3(OB2); la ventilación en su integridad es forzada, utilizándose 4 ventiladores axiales de 125,000 CFM, que succionan el aire viciado de la operación convenientemente ubicadas.

Los niveles 1820, 1875, 1800 y 1830 sirven como ingreso de aire fresco, el cual se conecta con las diferentes áreas de trabajo a través de las galerías y chimeneas en los diferentes niveles. Actualmente se cuenta con 3 chimeneas principales por donde se evacua el aire viciado, estas chimeneas están ubicadas en los cuerpos principales la CH-2 ubicada en el OB-2 descarga el aire viciado al cx 270 Nv. 1875 en donde está instalado un ventilador (extractor) de 125,000 cfm, la CH 1 y la CH 3 ubicadas en el OB-5 descarga el aire viciado al Nv. 1970 en donde se tienen instalados 3 ventiladores de 125,000 cfm.

A futuro para garantizar la sostenibilidad de las operaciones se tiene proyectado la construcción de chimeneas RAISE BORER que nos permitirán operar en los niveles inferiores de la mina.

2.3.7.3 PLANTA DE PROCESOS

La planta de procesos fue diseñada para el tratamiento de 5 000 toneladas diarias de concentrado de zinc, cobre y plomo mediante flotación convencional comprende el stock pile, el área de chancado secundario, la planta de flotación, el sistema de reactivos, el sistema de espesamiento y las instalaciones para la disposición de los relaves. Cabe mencionar que se está realizando trabajos de ampliación que para fines del año 2011 la planta tendrá una capacidad de 10 000 toneladas diarias, y para fines del año 2014 se debe lograr una capacidad de tratamiento de 15 000 toneladas diarias. Los componentes del sistema de tratamiento son los siguientes:

Molienda.- Se inicia en una chancadora de mandíbula primaria subterránea, que produce material menor que 90 milímetros. Desde ahí, el mineral es transportado mediante fajas, en una altura de 300 metros, hasta el edificio de chancado secundario y terciario. Este edificio, que ha sido dotado de un puente grúa, contiene dos chancadoras de cono, una secundaria y otra terciaria, con sus respectivas zarandas vibratorias. El mineral procesado es transportado mediante fajas hasta un molino de bolas marca Marcy, de 14' x 23'. El producto final tiene P80 de 55 mm.

Flotación.- Se sigue un proceso secuencial de obtención de cobre, plomo y zinc. El circuito de cobre usa metabisulfito de sodio como decantador, junto con thionocarbamato como colector. El plomo se recupera usando cal, sulfato de zinc y cianuro de sodio como decantadores, y potasio amilo xantato como colector. El zinc se recupera con sulfato de cobre como activador, cal como decantador y xantato isobutilico de sodio como colector. Todos los

circuitos de flotación constan de secciones de acondicionador, espesador, limpiador y relimpiador.

Espesado, filtración y relleno en pasta.- Se utilizan espesadores convencionales, seguidos por filtración a presión mediante filtros de discos para los concentrados, y filtros de banda para los relaves, que se depositan filtrados en la presa de relaves o como relleno en pasta en la mina, después de añadirseles cemento.

El sistema de agua.- La planta utiliza una alta proporción de agua recirculada, lo que tiene un impacto ambiental positivo pues reduce la demanda de agua de fuentes externas. Como posteriormente veremos en detalle, el agua es obtenida de una planta desaladora, que toma agua de mar en la playa Jaguay y la lleva hasta la mina mediante un sistema de abducción.

La disposición de relaves.- A fin de mitigar los impactos sociales y ambientales del proyecto, los relaves obtenidos del proceso de flotación se aglomeran en un espesador de relaves y se bombean hasta una planta de filtro de bandas para reducir su contenido de humedad hasta 12% en peso. Luego son transportados a dos plataformas, donde, expuestos a la intemperie, se secan aún más.

Aproximadamente 55% de los relaves se utilizan como relleno en pasta para la mina subterránea, mientras que el resto se deposita en una presa ubicada en la quebrada Pahuaypite, la cual ha sido revestida con una membrana bituminosa y una cortina de grout para impermeabilizarla.

La presa tiene, además, una zona de transición y una zona de filtro como mecanismos adicionales para prevenir la migración de relaves. La ventaja de esta forma de tratar el relave es que no existen riesgos de derrames ni de contaminación por huaicos, lluvias, desbordes o fallas. Por otra parte, al usarse como relleno en pasta dentro de la mina, se asegura la estabilidad de la montaña y disminuyen los riesgos potenciales de derrumbes.

Una ventaja adicional es que, para hacer las labores de cierre, normalmente es necesario esperar a que termine la explotación de la mina. Pero en este caso, al disponer los relaves secos en forma de andenes, estos se pueden ir cerrando a medida que se llenan, lo que evita el riesgo de pasivos ambientales en el caso de un cierre anticipado de la mina.

2.3.7.4 ASPECTOS COMPLEMENTARIOS

Además de la mina y la planta de procesos, el diseño incluyó obras de apoyo al funcionamiento de Cerro Lindo, como la carretera de acceso, una línea de transmisión eléctrica, una planta desaladora de agua en la playa Jaguay, campamentos, entre otras facilidades auxiliares.

Suministro de agua.- Para que opere la mina se toma del mar, en la playa Jaguay, mediante una tubería de 14 pulgadas, y es bombeada hasta una planta desaladora ubicada a 90 metros de altitud, aproximadamente. En esta planta se usa el sistema de ósmosis inversa para desalinizar el agua y remineralizarla antes de llevarla hasta la mina. Para ello es necesario vencer cerca de 2 200 metros de carga estática, y transportarla mediante una tubería de acero de carbono de unos 45 kilómetros. Además, cuenta con tres estaciones de bombeo.

Suministro de energía.- Para el proyecto se deriva del Sistema Interconectado Nacional (SIN) a través de la subestación Desierto, que convierte la energía de 220 kv a 60 kv para alimentar a la planta de procesos, y 22,9 kv para alimentar a las estaciones de bombeo y la planta desaladora. La conducción se hace a través de 45 kilómetros de líneas de transmisión, que alimentan a la subestación Cerro Lindo, de 60 kv/11 kv, contigua a la planta de procesos.

Facilidades auxiliares.- El diseño incluyó, además, los medios de seguridad, las oficinas administrativas, los talleres, los almacenes, el campamento para alojar al personal, un grifo de combustible, polvorines y otros.

2.3.8 COMERCIALIZACIÓN

Después del proceso de tratamiento en la planta de procesos se obtiene el concentrado de cobre, plomo y zinc por separado, que es transportado hacia la refinería de Cajamarquilla en camiones de 35 toneladas de capacidad, diariamente salen una flota de 20 a 25 camiones.

A comienzos del año 2011, la Corporación VOTORANTIM METAIS, propietario de la refinería Cajamarquilla, forma una alianza estratégica con el Grupo Milpo, quienes se encargan de la comercialización de los productos obtenidos.

2.3.9 GESTIÓN AMBIENTAL

En Cerro Lindo, para mitigar los impactos ambientales se ha implementado un sistema de tratamiento y uso del agua, de tal manera que no se debe derramar ningún remanente de agua en la quebrada de Topará, para ello ha establecido puntos de monitoreo que se realiza de manera periódica, cuenta con sistema que hace que el agua que se utiliza sea tratada y nuevamente utilizada, el agua tratada es utilizada para el regado de vías que cuenta con un sistema de aspersores para mitigar la polución.

Así mismo se cuenta con un relleno sanitario, donde se transporta los residuos utilizados en las diferentes actividades.

Se ha implementado un lugar estratégico para la deposición de relaves, así mismo para el material no económico procedente de interior mina.

El agua de Cerro Lindo

La aridez del distrito de Chavín hizo que en Cerro Lindo se plantee la necesidad de establecer una solución diferente para obtener el agua que requiere el procesamiento del mineral. Por ello, cuenta con una planta de desalinización de agua del mar, ante la cercanía del litoral (50 kilómetros). Desde la planta desaladora, ubicada en el litoral, se succiona el agua salada a 150 metros de profundidad de la playa Jahuay. Posteriormente se desinfecta y a través de una malla se separa la arena. Luego de tres procesos de filtrados el agua es enviada a las membranas de ósmosis que separan físicamente los sólidos disueltos, cuyo resultado es el agua industrial, que se envía a mina. Con una tubería de 12 pulgadas de diámetro, colocada a lo largo de 60

kilómetros, se transporta el agua industrial hacia la planta. En Cerro Lindo, dos tanques reciben el líquido para luego ser distribuido.

El sistema está diseñado para la recirculación y no se emiten efluentes al ambiente. Aún más, los relaves son filtrados en una planta construida para ese fin, y el líquido obtenido retorna a la planta. Los relaves prácticamente secos son depositados en una presa acondicionada para tal fin. Una parte del agua proveniente de la planta desalinizadora es tratada y convertida en agua para consumo humano, disponible para todos los servicios del personal.



2.4 MARCO CONCEPTUAL

- **Perforación:** Es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca unos huecos cilíndricos destinados a alojar el explosivo y sus iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast hole.¹
- **Voladura:** Fragmentación de la roca y otros materiales de los sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.²
- **Voladura:** De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro del taladro perforado en roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos; fragmentación y desplazamiento.³
- **Subterráneo:** Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.⁴

¹ Exsa, MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, Página 79 cuarta edición.

² López, C. 1994. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS, 2da. Edición, Madrid – España.

³ Exsa, MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA, Página 161 cuarta edición

⁴ Coates. D.F. FUNDAMENTOS DE MECÁNICA DE ROCAS

-
- **Desarrollo:** Es el conjunto de labores principales que enlazan las explotaciones con la superficie, de vida relativamente larga, y mediante las cuales se hace accesible el yacimiento. A ellos pertenecen las rampas principales, también los by pass, las galerías principales y los niveles principales. Por regla general, se suelen abrir en la roca encajonante del yacimiento. A estas labores principales se consideran como obras de desarrollo.⁵
 - **Preparación:** Es el conjunto de todas las labores que sirven para dividir el yacimiento para su explotación y constituyen el primer punto de ataque, como son los cruceros y galerías que se realizan en el mismo cuerpo mineralizado. Constituyen propiamente la preparación definitiva para comenzar la explotación. No resulta siempre posible establecer un límite concreto entre labores de exploración, desarrollo y preparación; existen “transiciones”. Un by pass que sirve al principio para la investigación del yacimiento puede emplearse posteriormente para la extracción, es decir, una obra de exploración sirve como labor de desarrollo.⁶
 - **Incidente:** Suceso inesperado relacionado con el trabajo que puede o no resultar en daños a la salud. En sentido más amplio incidente involucra todo tipo de accidente de trabajo.⁷
 - **Prevención de accidentes:** Es la combinación razonable de políticas, estándares, procedimientos y prácticas, en el contexto de la actividad minera, para alcanzar los objetivos de seguridad y salud ocupacional del empleador.⁸

⁵ Jay, A. TÉCNICAS EFICIENTES PARA TRONADURA

⁶ Jay, A. TÉCNICAS EFICIENTES PARA TRONADURA

⁷ Decreto supremo Nro. 055-2010-EM, RSSOM.

⁸ Decreto supremo Nro. 055-2010-EM, RSSOM.

- **Labores de desarrollo:** Es un conjunto de labores principales que sirven como acceso a la zona mineralizada donde se ejecutará la explotación con la superficie, son labores permanentes, y mediante las cuales se hace accesible al yacimiento. A ellos pertenecen las rampas principales, también los by pass, las galerías principales y los niveles principales. Por regla general, se suelen abrir en la roca encajonante del yacimiento. A estas labores principales se consideran como labores de desarrollo.⁹
- **Desprendimiento de rocas:** El desprendimiento de rocas está asociado a la mayoría de accidentes en la minería peruana. Su ocurrencia se debe a la presencia de roca suelta, que es la roca fragmentada o débil que se requiere hacer caer o desatar, a fin de garantizar que los trabajadores de las minas subterráneas tengan efectivamente un ambiente seguro de trabajo. Pero, ¿por qué se suelta la roca? Debe reconocerse que la roca no es sólida, tiene planos naturales de debilidad denominados discontinuidades (diaclasas, estratos, fallas y otros) y también presenta fracturas que son creadas por el proceso de la voladura.¹⁰
- **Excavación de labores:** Es el conjunto de actividades que se realizan para construir una labor minera para acceso a la zona mineralizada con el objetivo de explotarlo, principalmente se realiza a través de perforación y voladura, éstas deben estar fortificadas para asegurar el acceso de equipos y personas.¹¹

⁹ Jay, A. TÉCNICAS EFICIENTES PARA TRONADURA

¹⁰ ISEM. 2008 Un método para el desatado de rocas

¹¹ ISEM. 2008 Un método para el desatado de rocas

- **Métodos operativos:** Son técnicas de aplicación inmediata que se puede implementar en cualquier actividad de la operación minera, con el objetivo de mejorar o facilitar algún procedimiento para obtener un mejor resultado.¹²

¹² Jay, A. TÉCNICAS EFICIENTES PARA TRONADURA.



CAPÍTULO III

PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS DE RESULTADOS OBTENIDOS

Cuando se verificó las labores de avance se evidencia que éstas se deben a la perforación deficiente por taladros desviados o mal direccionados, inmediatamente se hizo un análisis de causalidad conjuntamente con todos los involucrados en la perforación, para determinar las causas que lo originan, y así establecer acciones de control para mejorar operativamente la perforación, debo mencionar además que estas acciones de control no van a incrementar el uso de recursos, el tiempo ni el uso de los equipos de perforación, por el contrario lo que buscamos es optimizar nuestras operaciones de perforación para obtener mejores resultados.

3.1 Análisis de causalidad

A continuación se muestra el análisis de causalidad, la misma herramienta que se utiliza para investigar incidentes de seguridad:

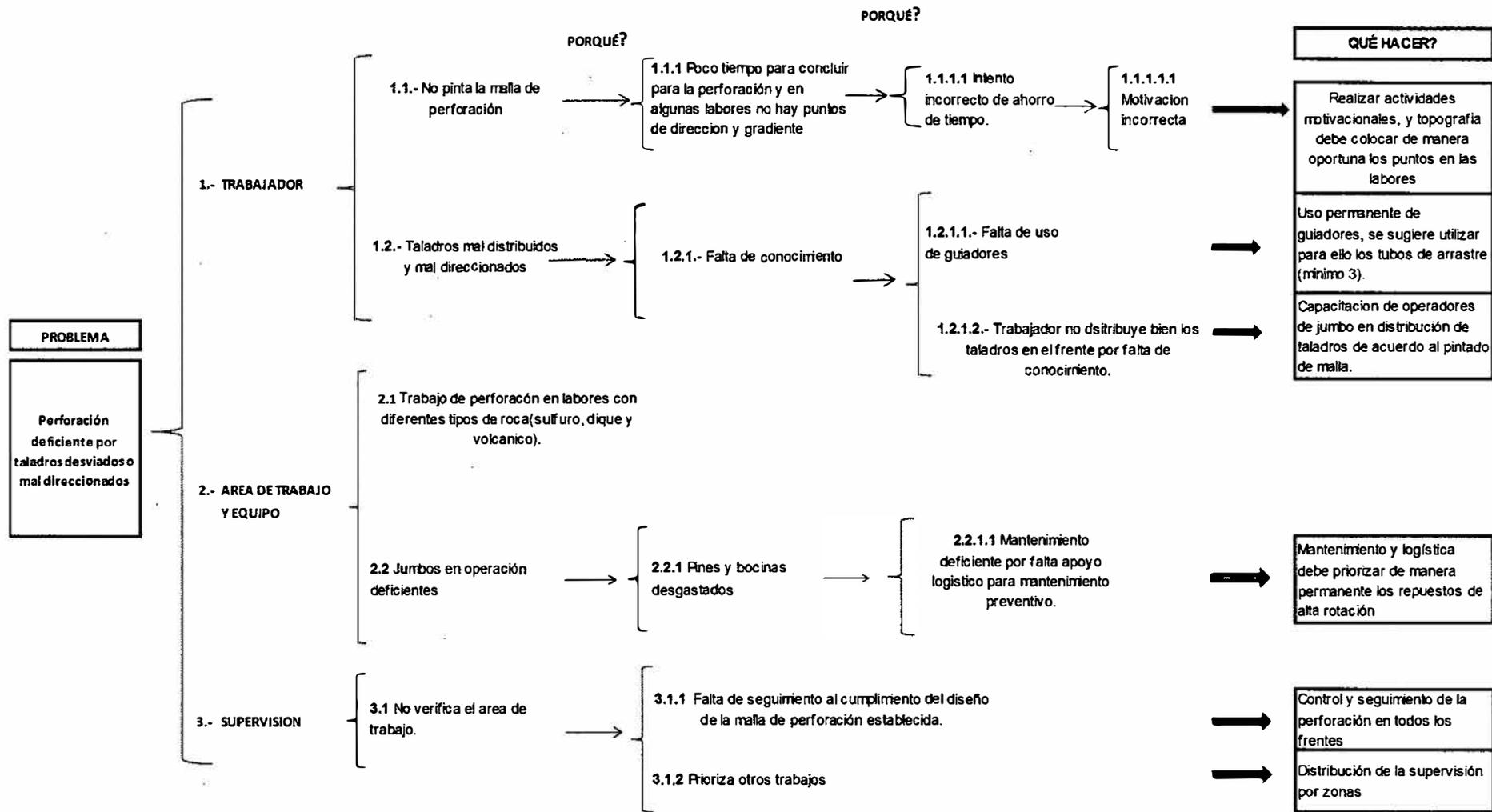


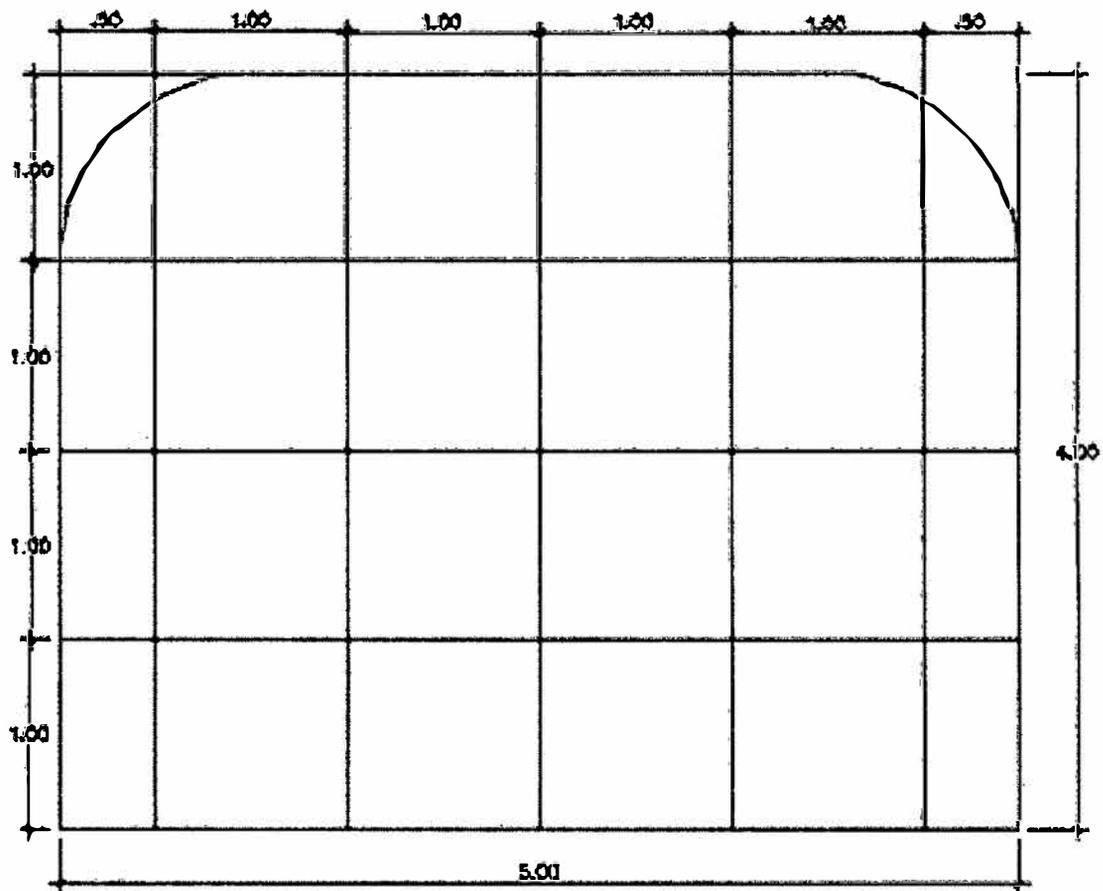
Gráfico N° 23: Análisis de causalidad

Fuente: Propia

En este análisis de causalidad analizamos tres elementos que considero que influyen en la perforación, nos referimos a los trabajadores quienes son los que realizan la tarea, el equipo con el cual realizan la perforación en las labores de desarrollo y la supervisión que es responsable del verificar el cumplimiento de todos los estándares en las actividades rutinarias.

3.2 Nuevo diseño del pintado de malla de perforación

De manera conjunta se estableció el estándar de pintado de la malla de perforación que se muestra a continuación:



SIN ESCALA

Gráfico N° 24: Marcado de malla

Fuente: Propia

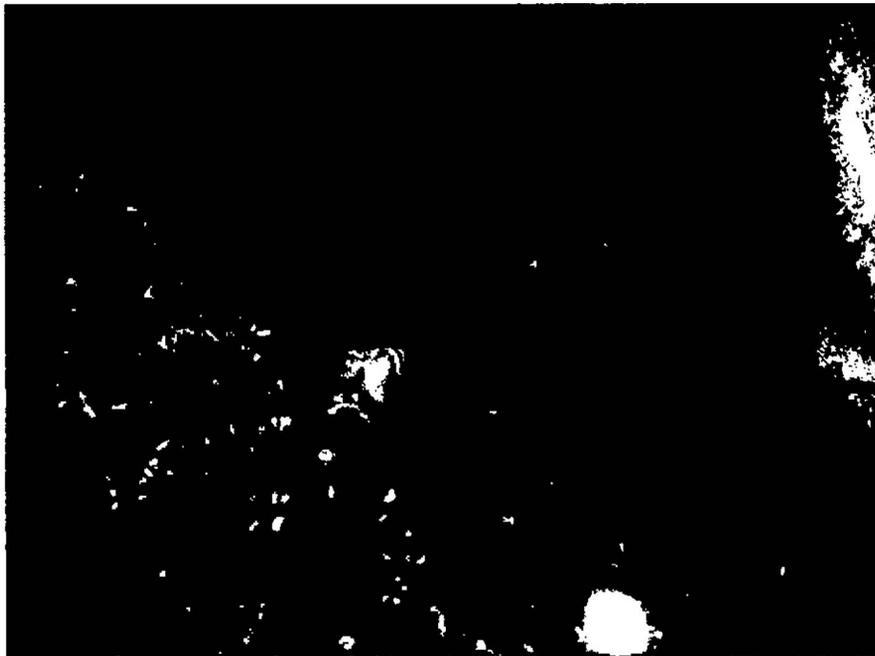
3.3 Aplicación de métodos operativos

Antes de iniciar la perforación se pintó la proyección de la dirección al frente.



Fotografía 1: Pintado de proyección de dirección al frente de perforación en roca volcánica.

Así mismo se proyectó la gradiente hasta el frente de perforación, para un adecuado control del paralelismo.



Fotografía 2: Pintado de proyección de gradiente al frente de perforación en roca volcánica.

Una vez pintado la malla, la distribución de los taladros es más fácil para el operador.



Fotografía 3: Distribución de taladros de perforación en roca dique.

Se colocó guidores para mantener el paralelismo y disminuir la desviación durante la perforación.



Fotografía 4: Uso de guidores en frente de perforación en roca volcánica.

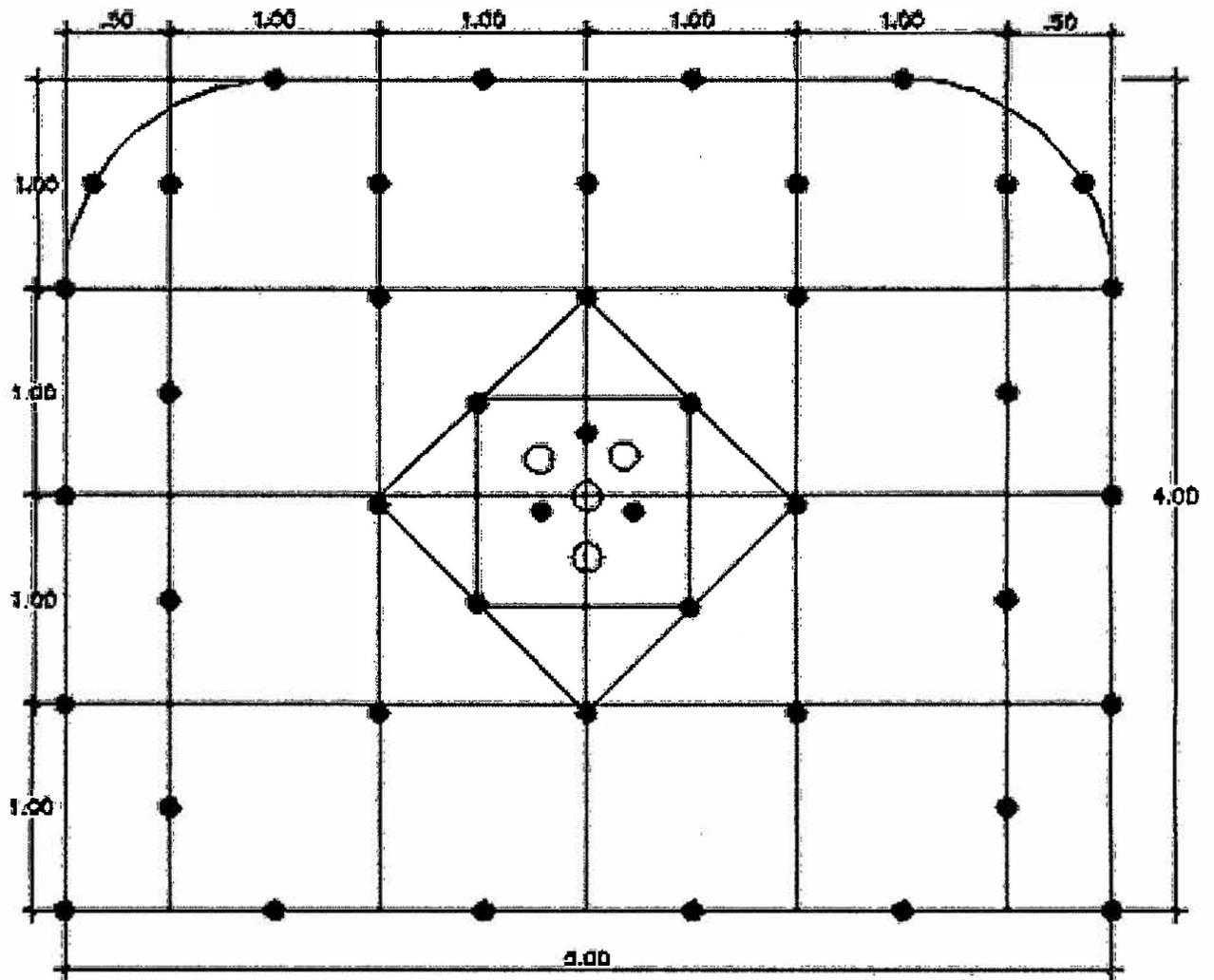
Una vez culminado la perforación del frente, los resultados se evidencian en la siguiente fotografía:



Fotografía 5: Arranque perforado muestra distribución simétrica de taladros.

3.4 Distribución de taladros según el pintado de la malla de perforación

Una vez pintado la malla de perforación los taladros se distribuyen tal como se muestra líneas abajo, se observa que con la ayuda del pintado de la malla de perforación el operador tiene mayor facilidad para ubicar los taladros a perforar en el frente, el resultado será taladros distribuidos sistemáticamente con direcciones homogéneas con el uso de los guidores.



SIN ESCALA

Gráfico N° 25: Distribución de taladros

Fuente: Propia

3.5 Sobre rotura en las labores del nivel 1770

Tabla N° 13: Sobre rotura en labores del Nv. 1770.

LABORES DE AVANCE - NIVEL 1770 - UNIDAD MINERA CERRO LINDO
SOBREROTURA

					SOBREROTURA 5%												AVANCE MENSUAL	
					SECCION PROGRAMADA		SECCION PERMISIBLE		SECCION EJECUTADA								AVANCE MENSUAL	
MES	ITEM	NIVEL	LABOR	CUERPO	ANCHO	ALTO	ANCHO PERM	ALTO PERM	ANCHO MILPO	ALTO MILPO	SOBRE ROTURA m3	SOBRE ROTURA EN %	COSTO SOBRE ROTURA	COSTO SOBRE ROTURA TRANSPORTE	COSTO SOBRE ROTURA SHOTCRETE	COSTO TOTAL SOBRE ROTURA	FASE	TOTAL AVANCE
OCTUBRE	12.00	1770	Ga 925	OB5	5.00	4.00	5.25	4.2	5.40	4.40	81.23	7.8%	81.23	307.84	447.55	755.39	PREPARACION	47.50
OCTUBRE	13.00	1770	Cx 820	OB5	5.00	4.00	5.25	4.2	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	DESARROLLO	4.00
OCTUBRE	14.00	1770	Cx 851	OB5	5.00	4.00	5.25	4.2	5.30	4.40	59.69	5.8%	59.69	226.23	328.89	555.12	DESARROLLO	47.00
OCTUBRE	18.00	1770	Ga 900	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.22	4.57	43.33	8.2%	43.33	164.22	238.75	402.97	PREPARACION	24.00
OCTUBRE	19.00	1770	Cx 090	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.43	4.31	60.90	6.1%	60.90	230.81	335.55	566.36	PREPARACION	45.00
OCTUBRE	20.00	1770	Cx 056	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.50	4.23	43.62	5.5%	43.62	165.31	240.34	405.65	PREPARACION	35.90
OCTUBRE	23.00	1770	Cx 950	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	PREPARACION	5.50
OCTUBRE	24.00	1770	Cx 936	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	DESARROLLO	4.60
OCTUBRE	28.00	1770	Ga 900	OB2	5.00	4.00	5.25	4.2	5.41	4.37	46.16	7.2%	46.16	174.94	254.34	429.28	PREPARACION	29.00

LABORES DE AVANCE - NIVEL 1770 - UNIDAD MINERA CERRO LINDO
SOBREROTURA

					SOBREROTURA 5%												AVANCE MENSUAL	
					SECCION PROGRAMADA		SECCION PERMISIBLE		SECCION EJECUTADA								AVANCE MENSUAL	
MES	ITEM	NIVEL	LABOR	CUERPO	ANCHO	ALTO	ANCHO PERM	ALTO PERM	ANCHO MILPO	ALTO MILPO	SOBRE ROTURA m3	SOBRE ROTURA EN %	COSTO SOBRE ROTURA	COSTO SOBRE ROTURA TRANSPORTE	COSTO SOBRE ROTURA SHOTCRETE	COSTO TOTAL SOBRE ROTURA	FASE	TOTAL AVANCE
NOVIEMBRE	11.00	1770	Ga 925	OB5	5.00	4.00	5.25	4.20	5.47	4.47	192.07	10.9%	192.07	727.95	1,058.32	1,786.27	DESARROLLO	80.00
NOVIEMBRE	12.00	1770	Ga 900	OB2	5.00	4.00	5.25	4.20	5.52	4.42	105.68	10.7%	105.68	400.52	582.29	982.81	PREPARACION	45.00
NOVIEMBRE	13.00	1770	Cx 851	OB5	5.00	4.00	5.25	4.20	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	DESARROLLO	47.50
NOVIEMBRE	14.00	1770	Bp 105	OB5	5.00	4.00	5.25	4.20	5.30	4.40	13.59	5.8%	13.59	51.50	74.88	126.38	DESARROLLO	10.70
NOVIEMBRE	18.00	1770	Ga 900	OB2	5.00	4.00	5.25	4.20	5.22	4.40	2.75	4.2%	10.44	15.17	25.61	PREPARACION	3.00	
NOVIEMBRE	19.00	1770	Ga 965	OB5	5.00	4.00	5.25	4.20	5.56	4.31	6.70	8.7%	25.38	36.90	-	PREPARACION	3.50	
NOVIEMBRE	20.00	1770	Cx 011	OB5	5.00	4.00	5.25	4.20	5.43	4.20	5.67	3.4%	21.49	31.24	52.73	PREPARACION	7.50	
NOVIEMBRE	23.00	1770	Cx 029	OB2	5.00	4.00	5.25	4.20	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	PREPARACION	17.50
NOVIEMBRE	24.00	1770	Bp 131	OB2	5.00	4.00	5.25	4.20	5.25	4.20	-	0.0%	-	-	-	-	DESARROLLO	95.30
NOVIEMBRE	25.00	1770	Cx 950	OB2	5.00	4.00	5.25	4.20	5.50	4.28	65.11	6.8%	65.11	246.78	358.77	605.55	DESARROLLO	43.70



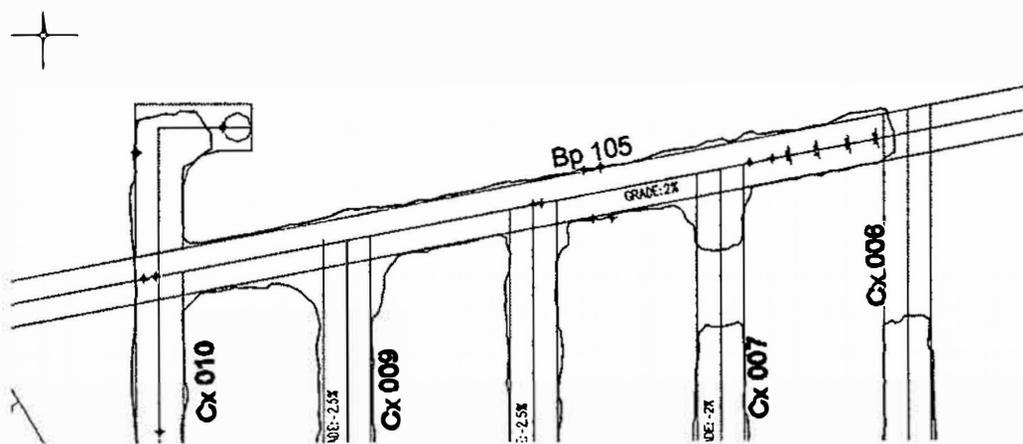
CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

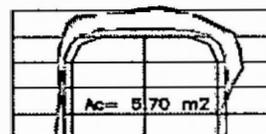
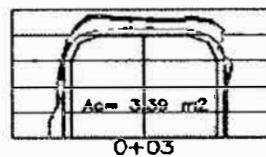
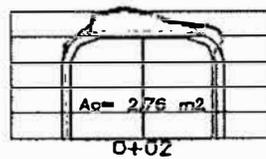
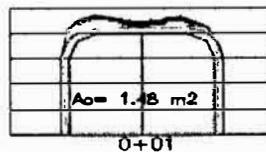
4.1 Resultados obtenidos de sobre excavación en roca volcánica, dique y sulfuro

4.1.1 Sobre excavación en roca volcánica:

Levantamiento topográfico en el Bp. 105 Nv. 1770, 4 secciones cada 2m.

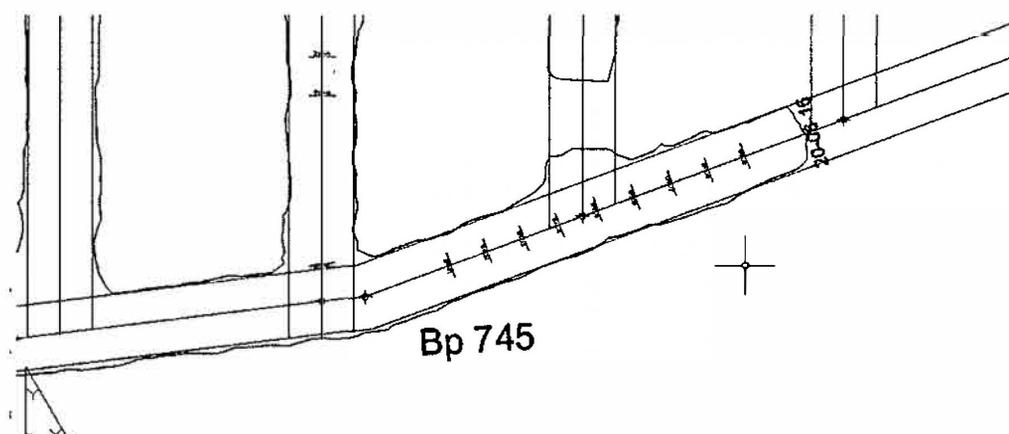


Secciones evidencian sobre excavación en el techo y hastiales.

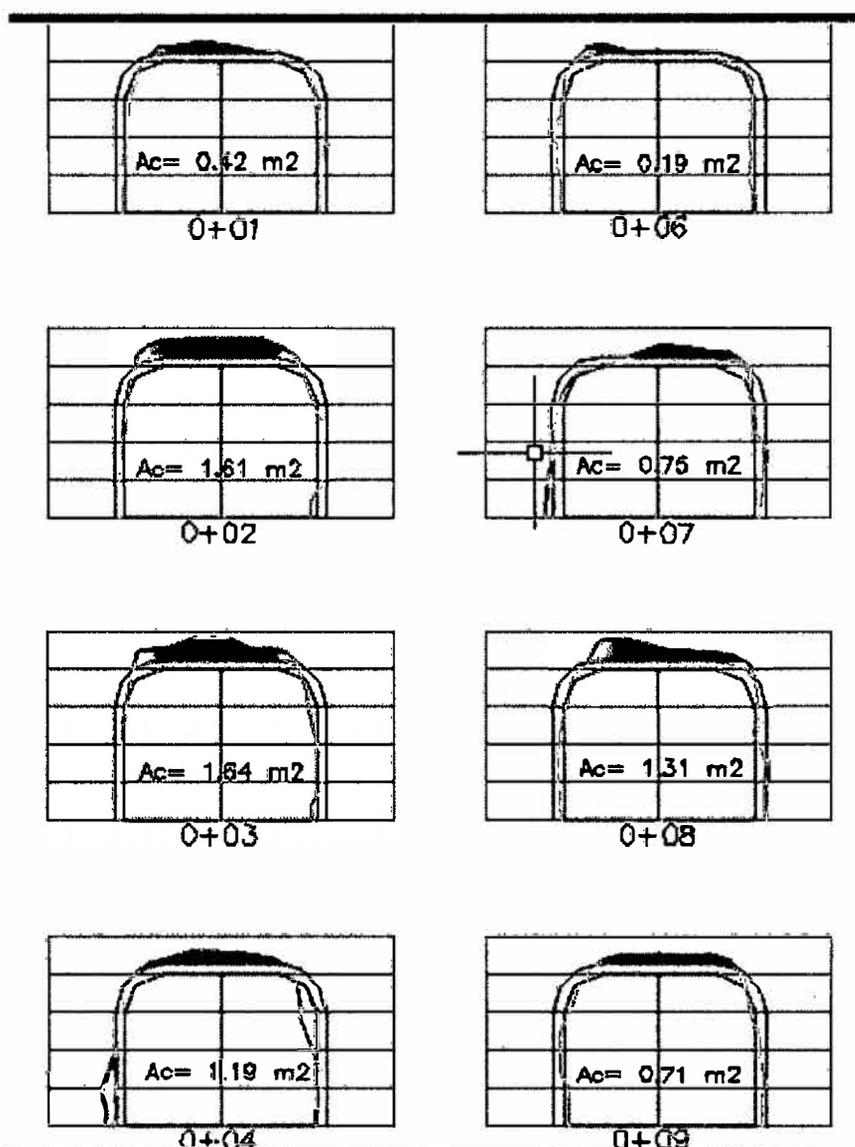


4.1.2 Sobre excavación en roca dique:

Levantamiento topográfico en el Bp. 745 Nv. 1770, 8 secciones cada 2m.

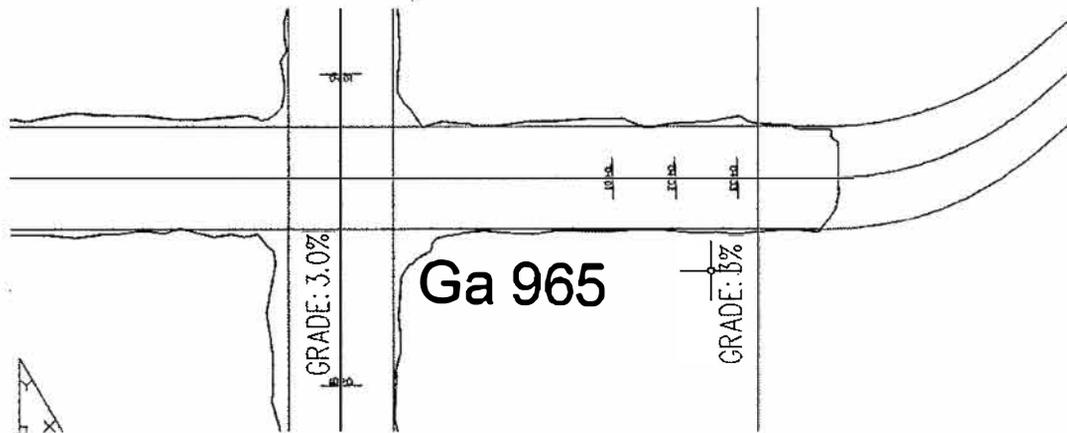


Secciones evidencian sobre excavación en el techo y hastiales.

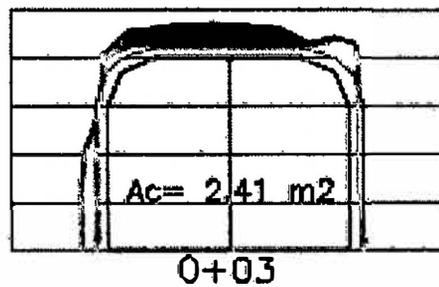
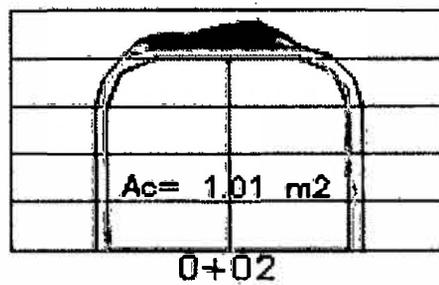
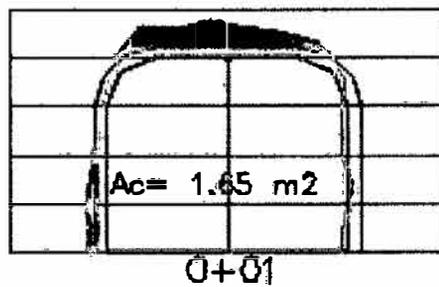


4.1.3 Sobre excavación en sulfuro:

Levantamiento topográfico en la Ga. 965 Nv. 1770, 3 secciones cada 2m.



Secciones evidencian sobre excavación en el techo y hastiales.



CONCLUSIONES

- Se identificó el método operativo de perforación como una forma práctica del pintado de la malla de perforación según diseño, logrando distribuir los taladros de perforación de acuerdo al pintado de la malla, esto facilitó a que los operadores ubiquen rápidamente el lugar donde se va a perforar los taladros en el frente, así mismo al adicionar taladros de alivio en la corona reduciendo la sobre excavación, y para mantener el paralelismo durante la perforación se colocó tres guidores distribuidos en el frente de perforación. Con el apoyo del área de topografía se logró llevar un control más detallado de la sobre excavación en labores de avance del área de estudio.
- El pintado de proyección de gradiente y dirección al frente facilitó el pintado de la malla de perforación en cuadrículas para mejor distribución de los taladros: el uso de guidores facilita el control de paralelismo durante la perforación de frentes.
- Al realizar el análisis de causalidad se logró obtener e identificar las causas que originan la falla en la perforación, como el no pintado de la malla de perforación, no uso de guidores, deficiente distribución de los taladros en el frente, estos incumplimientos se resumen en el intento inapropiado de ahorro de tiempo y recursos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar tres taladros de alivio en el techo para obtener mejores resultados, esto significaría el requerimiento de menos desate mecánico y consecuentemente techo más estable.
- Para mantener un buen paralelismo de los taladros se sugiere mantener los equipos de perforación en buen estado operativo.
- Se recomienda utilizar guidores en todos los frentes de perforación para mantener el paralelismo y disminuir la sobre excavación.
- Los puntos topográficos deben estar a no mayor de 10m. del frente de perforación para un adecuado pintado de dirección y gradiente en el frente y consecuente pintado de malla de perforación.
- Se recomienda realizar control topográfico por secciones de sobre excavación en todas las labores.

BIBLIOGRAFÍA

- LÓPEZ J. Carlos. 1994. “Manual de perforación y voladura de rocas”, ETIMSA. Madrid.
- EXSA. 2002. “Manual Práctico de Voladura”, 4º edición, Lima.
- DECRETO SUPREMO 055-2010-EM “reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería”. Lima.
- ISEM-2013. “Curso de prevención en caída de rocas”. Lima.
- MILPO U. M. Cerro Lindo. 2014. “Memoria anual”. Lima
- Atlas Copco. 2005, “Simposioun de taladros largos”. Lima
- “IV CONEINGEMMET”-2003. “Nueva teoría para calcular el burden”. Huancayo.
- INGEMMET. 1999. “Yacimiento volcanogénico marino de sulfuro masivo tipo kuroko. Lima.
- Decreto Supremo N° 043-06-AG – “Categorización de especies amenazadas de flora silvestre”. Lima.
- Coates, D.F. 1997. “Fundamentos de mecánica de rocas”. Lima.
- Jay, A. 1995. “Técnicas eficientes para tronadura”. La Serena, Chile.

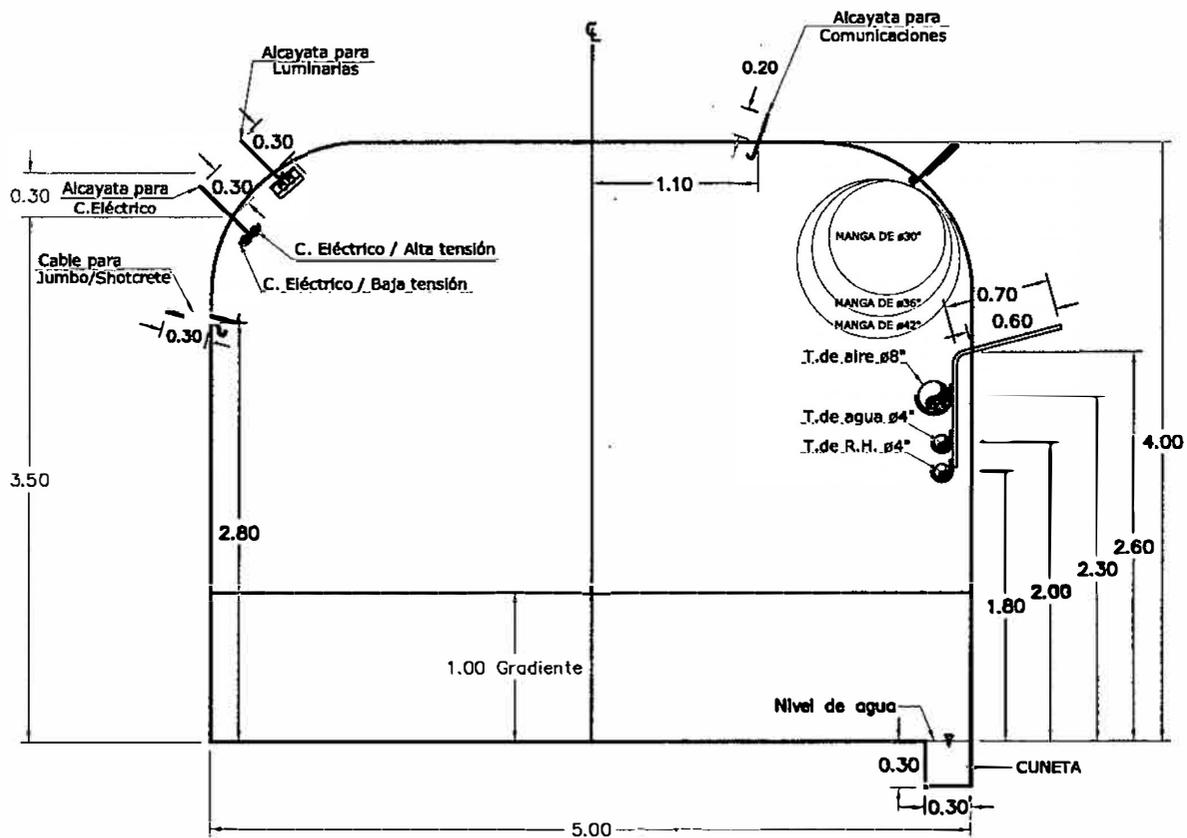
SITIOS EN LA RED:

- http://www.famesa.com.pe/Prod_Accesorios.asp?tipo=1
- <http://www.isem.org.pe/portal/>



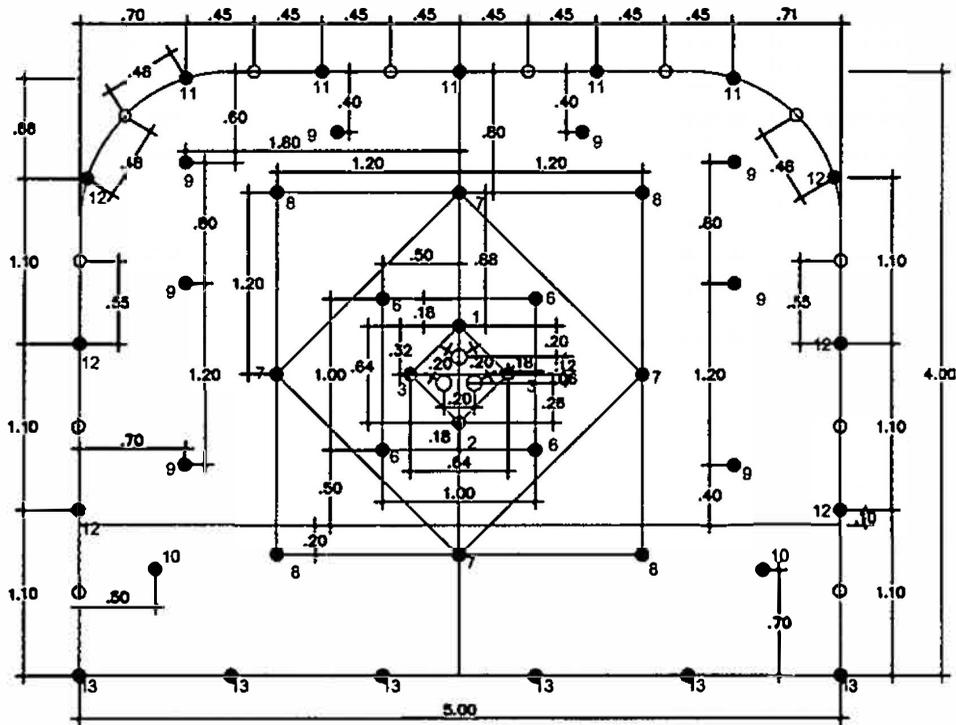
PLANOS





SECCION TIPICA
 Vista Ingresando Nv. 1850 Esc: 1/50 **6R**

	UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
	PLANO: SECCIÓN TÍPICA UNIDAD MINERA CERRO LINDO		
UBICACIÓN: U.M. : Cerro Lindo Distrito : Chincha Provincia : Chincha Depto. : Ica	FECHA: MAYO 2017	ESCALA: 1/50	REVISADO POR: Ing° JOSE A. CARDENAS CATALAN
	ELABORADO POR: LUIS ALBERTO CRUZ RAMOS		LÁMINA: P-01



MALLA DE PERFORACIÓN

Esc: 1/50

DISEÑO PARA EXCAVACION DE ROCA TIPO III

TALADROS PRODUCCION	Nro Taladro	Nro Fanel
Arranques	1	1
Arranques	1	2
Arranques	2	3
Ayudas	4	6
Ayudas de ayudas	4	7
Contraayudas	4	8
Ayuda de contraayudas	10	9
Cuadradores	6	12
Alzas	5	11
Arrastres	6	13
Total Taladros Cargados	43	

Arranques	3
Corona	6
Cuadradores	6
Total Taladros Alivio	15
TOTAL TALADROS PERFORADOS	58

Nota: Se cargará 7 emulnores de 1 x 7 por cada caña.
 El diametro de la broca será de 45 mm.
 Factor de Potencia de 0.58.



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE NIÑAS

PLANO:

MALLA DE PERFORACIÓN

UBICACIÓN:

U.M. : Cerro Lindo
 Distrito : Chíncha
 Provincia : Chíncha

FECHA:

MAYO 2017

ESCALA:

1/50

REVISADO POR:

Ing° JOSE A. CARDENAS
 CATALAN

LÁMINA:

P-02

