

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA
Y METALURGICA**



**“IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE
HUNDIMIENTO (RAISE CAVING)”**

TESIS

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADO POR:

ELMER WILSON YNOCENTE CASTILLEJO

**LIMA PERU
2007**



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

Dedicatoria

***A Dios por ser mi fortaleza; a mis
padres por su amor y confianza; y a
mis hermanos por su invaluable
apoyo***



Agradecimientos

Deseo expresar mi profundo agradecimiento a la Superintendencia General de la Compañía Minera Volcan, Unidad Paragsha, por haberme brindado todas las facilidades para desarrollar y recopilar todo lo necesario para la culminación de esta tesis. A la vez, agradezco a todos mis colegas en la unidad Minera quienes con sus concejos y visión supieron corresponder a las inquietudes que tuve en todo el proceso del desarrollo de la presente tesis.

También deseo agradecer al Ing. Celso Salvador, Superintendente de Ingeniería Planeamiento, Geología y Proyectos; por su colaboración en los contenidos técnicos, estadísticos y gráficos de esta tesis.



RESUMEN

La presente tesis se ha desarrollado con un criterio eminentemente demostrativo, tratando de aportar conocimientos y metodologías que nos permitan entender la importancia que implica buscar otros métodos de explotación alternativos que nos permitan reducir los costos de producción y aumentar las eficiencias en el ciclo de minado.

La Compañía Minera siempre esta evaluando la factibilidad de diferentes tipos de proyectos en interior mina; especialmente aquellas que ofrezcan los mayores índices en lo que respecta a la productividad, seguridad y Medio Ambiente.

Uno de estos proyectos es el Método Raise Caving, el cual nos permite, además de mejorar los índices arriba indicados, introducir el uso de la maquina trepadora como soporte para la perforadora Long Hole y así lograr la perforación horizontal en anillos que indica el diseño de este método.

El proceso de perforación y voladura de los taladros en anillos que comprende este método es nueva en la unidad minera, esto nos permite profundizar más acerca del tema para así poder encontrar más alternativas que nos bajen los costos de perforación y voladura en proyectos futuros y que estén acorde al tipo de roca que tiene esta unidad.

Es de gran ayuda para la unidad el de haber desarrollado este proyecto piloto; el cual nos abre caminos para el desarrollo e investigación de nuevos métodos en el futuro que nos haga mas fácil el de extraer el mineral sin tanta mano de obra intensiva y con el menor costo de producción posible.



INDICE

RESUMEN EJECUTIVO

INTRODUCCION-----01

OBJETIVOS-----02

CAPITULO I:

GENERALIDADES.

1.1.-Ubicación y Accesibilidad----- 04

1.2.-Topografía y Clima----- 06

CAPITULO II:

MARCO CONCEPTUAL DE LOS METODOS DE HUNDIMIENTO.

2.1.- Métodos de Explotación Subterránea-----08

CAPITULO III:

GEOLOGÍA DE LA MINA CERRO DE PASCO

3.1.-Geología Regional

3.1.1.-Estratigrafía----- 41

3.1.2.-Petrografía-----43

3.2.-Geología Estructural-----45

3.3.-Geología Económica-----46

3.3.1.-Depósitos Minerales-----46

CAPITULO IV:

PROCESO PRODUCTIVO ACTUAL DE LA MINA SUBTERRÁNEA CERRO DE PASCO

4.1.- Operaciones Unitarias del Ciclo de minado

4.1.1.-Perforación-----55

4.1.2. Voladura-----60

4.1.3. Acarreo-----61

4.1.4.-Relleno Hidráulico-----64

4.1.5.-Evacuación de Desmorte-----66

4.1.6.-Servicios Mina----- 66



4.2.- Métodos de Minado Subterráneo Aplicados en U.E.A Cerro de Pasco	
4.2.1.-Situación Actual de los Métodos Aplicados en la Unidad.	68
4.2.2.-Comparación de los Métodos	71
4.2.3.-Selección de la Variante del Método de Hundimiento (Raise Caving)	72
4.2.4.-Aplicación del Método en la Zona III, Nivel 1400, Cuerpo F-317.	74

CAPITULO V:

MINADO EN EL CUERPO F-317.NIVEL 1400. ZONA III.

METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING).

5.1.-Geología del Cuerpo F-317	76
5.2.-Reservas del Cuerpo F-317	78
5.3.-Evaluación y Análisis Geomecánico.	79
5.4.-Análisis Geometalúrgico del Cuerpo F-317	89
5.5.-Análisis Metalúrgico de Minerales	
5.5.1.-Pruebas de Flotación	90
5.5.2.-Análisis de Performánc	91
5.6.-Aplicación de la Variante del Método de Hundimiento (Raise Caving) en el Cuerpo F-317	
5.6.1.-Preparación de Slot de Inicio y Ventanas de Extracción	92
5.6.2.-Perforación de Taladros Radiales	
5.6.2.1.-Diseño de anillos de Perforación	95
5.6.2.2.-Diseño de Malla de perforación	103
5.6.2.3.-Parámetros de Perforación	105
5.6.2.4.-Equipo de Perforación Empleado en el Método	106
5.6.2.5.-Características y Costos de Operación del la Maquina Trepadora.	110
5.6.3.-Voladura de Taladros en Anillos	
5.6.3.1.-Secuencia de Voladura	118
5.6.3.2.-Parámetros de Voladura	119
5.6.3.3.-Esquema de Carguío de Taladros	120



5.6.4.-Limpieza y Transporte de mineral	
5.6.4.1.-Rendimiento de Equipos de Limpieza	123
5.6.4.2.-Costo de Acarreo	124
5.6.4.3.-Requerimiento de Equipo de Limpieza	125
5.6.5.-Control de Minado	
5.6.5.1.-Comportamiento y Control del Mineral	126
5.6.5.2.-Control de Perforación.	127
5.6.6.-Eficiencia del Método	129
5.6.7.-Servicios Auxiliares (Agua, Aire, Energía, Ventilación. etc.)	130
5.6.8.-Posible Aplicación en otros Cuerpos en la U.E.A	
Cerro de Pasco	136
5.6.9.-Condiciones de Aplicación para Yacimientos Similares en otras Operaciones Mineras.	137
5.6.10.-Conclusiones del Método, Ventajas Desventajas	138

CAPITULO VI:

EVALUACIÓN ECONOMICA

6.1.-Costo de Perforación	141
6.2.-Costos de Voladura.	143
6.3.-Presupuestos e Inversiones	
6.3.1.-Desarrollos y Preparaciones	144
6.3.2.-Inversión en Equipo	146
6.4.-Costo de Minado, Método de Hundimiento (Raise Caving)	147
6.5.-Evaluación Técnico Económica del Proyecto	148



CAPITULO VII:

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	150
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS-----	153
ANEXOS-----	154



INDICE DE TABLAS

TABLA 4.1	: Eficiencias de Perforación-----	59
TABLA 4.2	: Comparación de los Métodos de Explotación-----	71
TABLA 4.3	: Recuperación de Reservas por Métodos de Explotación-----	73
TABLA 5.1	: Reservas del Cuerpo F-317.-----	78
TABLA 5.2	: Cálculos Geomecánicos-----	79
TABLA 5.3	: Pruebas de Flotación-----	90
TABLA 5.4	: Análisis de Performance.-----	91
TABLA 5.5	: Cálculo de Burden.-----	103
TABLA 5.6	: Metros Perforados.-----	104
TABLA 5.7	: Parámetros de Perforación-----	105
TABLA 5.8	: Especificaciones Técnicas de equipo de perforación.-----	106
TABLA 5.9	: Características de la Maquina Trepadora.-----	112
TABLA 5.10	: Costo de Perforación Alimack de 3.0 mt de Diámetro.-----	114
TABLA 5.11	: Costo de Perforación Alimack de 1.8 mt de Diámetro.-----	115
TABLA 5.12	: Parámetros de Voladura.-----	119
TABLA 5.13	: Rendimiento de Equipos de limpieza.-----	123
TABLA 5.14	: Costo de Acarreo.-----	124
TABLA 5.15	: Plantilla de Control de Perforación de Taladros.-----	127
TABLA 5.16	: Eficiencia del Método.-----	129
TABLA 5.17	: Costo de Ventilación.-----	130
TABLA 5.18	: Etapas del Proyecto.-----	132
TABLA 5.19	: Calculo actual de la Caída de Presión de Aire Comprimido.---	133
TABLA 5.20	: Costo de Servicios (Agua, Aire, Energía, etc.)-----	134
TABLA 6.1	: Costo de Perforación.-----	141
TABLA 6.2	: Costo de Voladura.-----	143
TABLA 6.3	: Presupuesto en Desarrollos y Preparaciones.--	144
TABLA 6.4	: Inversión en Equipo.-----	146
TABLA 6.5	: Costo de Minado-----	147
TABLA 6.6	: Calculo del Índice de Rentabilidad VAN, TIR.-----	148



INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1.1:	Ubicación de Cerro de Pasco.	05
FIGURA 2.1:	Método Shrinkage.	12
FIGURA 2.2:	Método Corte y relleno Ascendente (OCF).	15
FIGURA 2.3:	Método Corte y relleno Descendente (UCF).	16
FIGURA 2.4:	Método Cámaras y Pilares.	19
FIGURA 2.5:	Método Sublevel Stopping.	23
FIGURA 2.6:	Método Sublevel Caving.	27
FIGURA 2.7:	Método Block Caving.	34
FIGURA 2.8:	Método Raise Caving.	37
FIGURA 3.1:	Geología Regional.	52
FIGURA 3.2:	Plano Geológico de Cerro de Pasco.	53
FIGURA 4.1:	Sistemas de Acarreo en la Unidad Cerro de Pasco.	63
FIGURA 4.2:	Planta de Relleno Hidráulico.	65
FIGURA 5.1:	Secciones Geológicas del Cuerpo F-317.	77
FIGURA 5.2:	Numero de Estabilidad (N) vs. Radio Hidráulico (S).	79
FIGURA 5.3:	Grafico de los Análisis Geomecánicos.	82
FIGURA 5.4:	Preparación del Acceso y las Ventanas.	93
FIGURA 5.5:	Preparación de la Cámara y la Chimenea Alimack.	94
FIGURA 5.6:	Diseño de los Anillos de Perforación.	96
FIGURA 5.7:	Equipos de Perforación.	108
FIGURA 5.8:	La Jaula Trepadora.	109
FIGURA 5.9:	El Sistema Alimack.	117



INDICE DE ESQUEMAS

ESQUEMA 5.1: Esquemas de Carguio de Taladros.----- 120



ANEXOS

ANEXO I

Sección Longitudinal de la Mina Cerro de Pasco.

ANEXO II

Plantillas de Mallas de Perforación en la Unidad Cerro de Pasco.

ANEXO III

Sistema de Aire Comprimido en el NV 1400 (Zona III).

ANEXO IV

Diagrama del Proceso Productivo.



INTRODUCCION

En épocas de reto para nuestra minería, como la que estamos atravesando, la tendencia es lograr incidencias positivas en la productividad y eficiencia en las operaciones mineras, a través de la implementación de métodos masivos de explotación con bajo costo, alta seguridad y alta productividad.

Uno de los métodos masivos de explotación que se está usando en Cerro de Pasco es el "Raise Caving" variante del método de hundimiento, aplicado en cuerpos mineralizados de plomo - zinc, de características irregulares y forma tubular, con predominio de mineral en el eje vertical y restringido en el eje horizontal.

Este método de minado es una innovación aplicada al Caso de la Mina Cerro, diseñado por el Área de Ingeniería juntamente con el Área de Producción y que se presenta como aporte por parte de esta tesis, para aplicación en condiciones similares en otras minas.

La explotación consta de realizar una chimenea Alimack Central de 3.0 metros de diámetro, en el cuerpo mineralizado de nivel a nivel. Posteriormente se perforaran taladros largos horizontales y radiales con perforadoras Long Hole, los cuales irán montadas sobre plataformas del equipo Alimack.

Concluida la chimenea y la perforación masiva de los anillos de taladros, de acuerdo a un diseño de perforación, se procede a la voladura de los anillos de taladros perforados, de abajo hacia arriba, a la vez que se va desmontando el equipo Alimack y evacuándolo por el nivel superior.



OBJETIVOS

La mina Cerro de Pasco, se caracteriza por tener cuerpos masivos de grandes dimensiones, pero también se dispone de cuerpo de menores dimensiones, cuyas reservas se encuentran en un rango de 30,000 a 70,000 tms. Estos cuerpos se encuentran cerca de las áreas de explotación actual; por lo que la presente tesis tiene los siguientes objetivos de:

- ❖ Introducir un método de explotación masivo.
- ❖ Minimizar las labores preparatorias para la explotación.
- ❖ Disminuir de costos de preparación.
- ❖ Disminuir costos de perforación y voladura
- ❖ Acelerar el ciclo de minado.
- ❖ Reducir los costos de producción en general.
- ❖ Incrementar la productividad.



CAPITULO I:

“GENERALIDADES”



CAPITULO I:

GENERALIDADES.

1.1.-UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD:

El Yacimiento de Cerro de Pasco está situado en el departamento y Provincia de Cerro de Pasco, en el distrito de Simón Bolívar. Chaupimarca y Yanacancha, a un promedio de altitud de 4 340 m.s.n.m.

La mina está sobre el flanco occidental de la cordillera central, de la sierra central del Perú., en la coordenada Zona 18 Este 362353 y Norte 8818845, según el Universal Transverse Mercator ("UTM").

El acceso de Lima a Cerro de Pasco, es por la vía pavimentada de la carretera central que conecta con la Oroya. También existe una ruta de 410 Km., que pasa a través de Canta y conecta Lima con Cerro de Pasco.

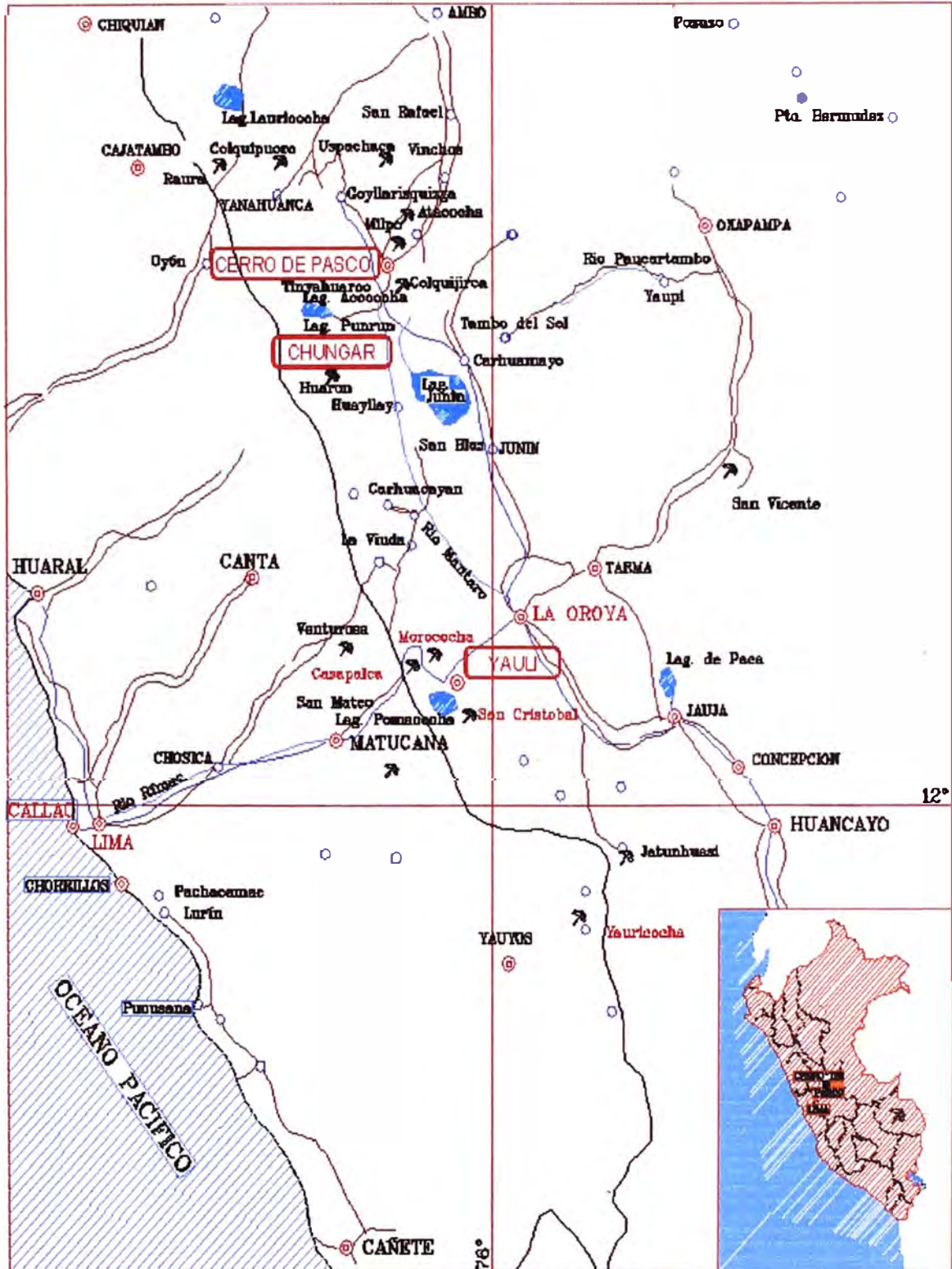
La U.E.A. Cerro de Pasco está ubicada en la región central del Perú, en los distritos de Chaupimarca, Yanacancha, Simón Bolívar de la provincia y departamento de Pasco.

Las vías de comunicación al yacimiento son:

- ❖ Carretera Central: Lima-La Oroya-Cerro de Pasco, desarrollo de 315 Km.
- ❖ Carretera afirmada: Lima-Canta-Cerro de Pasco, longitud de 410 Km.
- ❖ Vía férrea: Lima-La Oroya-Cerro de Pasco.



FIGURA 1.1: UBICACIÓN DE CERRO DE PASCO



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



1.2 TOPOGRAFIA Y CLIMA:

El área del yacimiento se caracteriza por un clima típico de serranía con dos estaciones bien marcadas, lluviosa entre los meses de Noviembre y Marzo, y seca, con temperaturas menores a 0° C entre los meses de Abril y Octubre.

El yacimiento está ubicado en una elevada meseta conocida como Nudo de Pasco de relieve relativamente suave, en donde la diferencia de altura entre las partes más altas y más bajas no es mayor de 300 m.

Hacia el N la meseta termina en una serie de cañones profundos de pendientes empinadas, que luego constituyen los valles interandinos.

Hacia el S las pendientes son más suaves y concluyen en la extensa Pampa de Junín.



CAPITULO II:

“MARCO CONCEPTUAL DE LOS METODOS DE HUNDIMIENTO”



CAPITULO II:

MARCO CONCEPTUAL DE LOS METODOS DE HUNDIMIENTO

2.1.-MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA:

A continuación describimos el marco conceptual de los posibles métodos que se pueden aplicar en el cuerpo mineralizado que es materia de la presente tesis, las cuales se tuvo como consideraciones para la aplicación específica. Como bien sabemos la clasificación de los métodos de explotación subterránea toman como base la calidad del terreno y si requieren o no algún tipo de sostenimiento.

CLASIFICACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACIÓN

Según las condiciones de abandono de los tajeos:

A. – TAJEOS RELLENOS

A1. - Shrinkage

A2. - Cut and Fill

B. – TAJEOS VACIOS

B1. - Room and Pillar

B2. - Sub Level Stopping

C. – METODOS DE HUNDIMIENTO

C1. - Sublevel Caving

C2. - Block Caving

C3. - Raise Caving



A. – TAJEOS RELLENOS

A1. - Shrinkage.

En la explotación por cámara almacén, el mineral se arranca por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Parte del mineral roto se deja en el caserón ya excavado, donde sirve como plataforma de trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes del tajeo.

La roca aumenta su volumen ocupado cerca de un 70 % por la Voladura. Por esto se debe extraer continuamente un 40 % del mineral roto durante la explotación, para mantener una distancia adecuada entre el techo y la superficie del mineral roto. Cuando el arranque haya avanzado al límite superior del tajeo planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral.

La perforación puede ejecutarse con tiros horizontales, verticales e inclinados estas modalidades tienen sus ventajas e inconvenientes. La perforación de tiros horizontales tiene la ventaja de generar un mejor rendimiento tanto del metro barrenado como el explosivo. En efecto, como los tiros horizontales no tienen que vencer el empotramiento, no necesitan pasadura ni tampoco carga de fondo, de modo que los metros barrenados y los kilos de explosivo por tonelada arrancada resultan inferiores que con tiros verticales.

Pero por otra parte, los tiros horizontales tiene como inconveniente el de limitar el trabajo de perforista especialmente cuando se trata de vetas angostas, debido a que este debe esperar la eliminación del esponjamiento de un disparo para continuar con su trabajo; en caso contrario debe trasladarse a otra grada.

Por eso, cuando se usa perforación horizontal, es necesaria la creación de varias gradas o sino, se debe organizar el trabajo de modo que el perforista realice otras operaciones como parte del ciclo, por ejemplo, evacuar el esponjamiento, fortificación, construcción de accesos. En el caso de la perforación vertical no -



existe inconveniente, puesto que es posible perforar, incluso con bastante anticipación, toda la grada del caserón.

Sin embargo, estos tiros verticales tendrán el inconveniente de tener que vencer un empotramiento y serán por lo general más cortos para permitir la correcta introducción de la broca en el tiro, considerando el inconveniente presentado por la altura entre el piso del mineral arrancado y el techo del tajo comprendida entre los 2.0 metros a 2.20 metros. Por este motivo es frecuente la perforación de tiros verticales de solamente 1.60 metros en Shrinkage, lo que evidentemente no puede dar buenos rendimientos del metro barrenado ni un buen consumo de explosivo. No obstante, mirado desde el punto de vista del principio del método, este inconveniente se traduce en una ventaja, puesto que con tiros cortos y un mal consumo de explosivos se obtiene una fragmentación más fina, lo que facilita el vaciado del tajo.

Otra solución sería también la perforación inclinada, que en todo caso resulta más ventajosa que la perforación vertical, pues así es posible disminuir la pasadura, con la cual aumenta la eficiencia del metro barrenado y del explosivo.

Sin embargo, tiene el inconveniente de resultar más engorrosa para el perforista y requiere por lo menos un mayor control. De lo contrario, el obrero rápidamente comienza a alterar el ángulo de inclinación.

En conclusión podemos decir, que es preferible la perforación horizontal siempre que el perforista disponga de suficiente lugar para efectuar su trabajo.



VENTAJAS E INCONVENIENTES DEL SHRINKAGE.

VENTAJAS:

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- ❖ Una parte importante del mineral arrancado se extrae por gravedad, 100% en el caso que el esponjamiento se extraiga también por gravedad y 60% si su extracción se efectúa por tazas artificiales, eso permite disminuir de manera notable los gastos de acarreo y aumentar los rendimientos de la explotación.
- ❖ Este método permite sostener provisoriamente las paredes laterales del tajeo con el mismo material arrancado. Además, el obrero puede controlar el techo del tajeo.
- ❖ En ciertos casos disponer de una reserva de mineral arrancado que puede extraer de la mina rápidamente y con un alto rendimiento.

DESVENTAJAS:

Las desventajas de este método de explotación son fundamentalmente las siguientes:

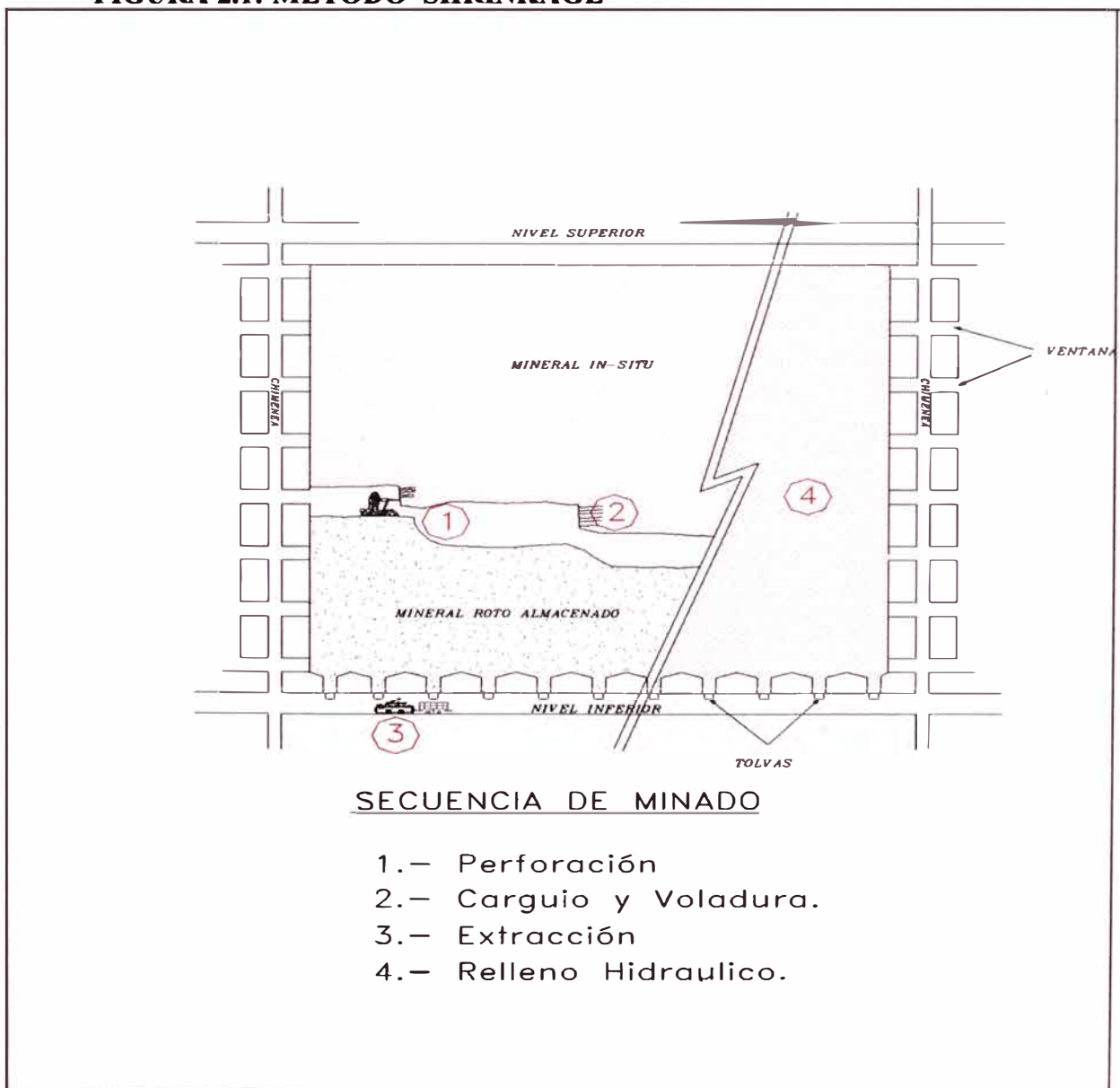
- ❖ **Seguridad**, en ciertos casos este método puede ser peligroso debido a la formación de bóvedas durante la evacuación por gravedad del esponjamiento, puesto que los obreros confinados en la horizontalidad del piso del mineral arrancado, pueden empezar a trabajar y ser repentinamente chupados por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado del tajeo que, al derrumbarse, pueden dañar el techo de la galería base en el caso que tenga techo artificial.
- ❖ **Dilución de la ley**, el Shrinkage implica, por lo general, una dilución de la ley debido a que durante la fase de vaciado del tajeo se mezclan corrientemente zonas de estériles que se derrumban de las paredes. Es frecuente que al final de la fase de vaciado sea necesario desechar capas de mineral de ley demasiado baja disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.
- ❖ **La recuperación del yacimiento** no es muy buena por varias razones:
Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.



La recuperación de los pilares es muy difícil y hemos visto que estos pilares son indispensables. Salvo en casos excepcionales, la recuperación de un yacimiento es del orden del 70 a 80 % con este método de explotación.

Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Conocemos varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.

FIGURA 2.1: METODO SHRINKAGE



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



Si bien, podría aplicarse este método para las condiciones de los cuerpos materia del presente estudio, y tal vez con una variante de taladros largos, tendría los inconvenientes de la velocidad de minado, menor recuperación, menor productividad y la posible oxidación del mineral acumulado como es el caso de la mina Cerro de Pasco.

A2.- Cut and Fill

La característica de este método es el uso del relleno como medio de sostenimiento de los espacios abiertos. El mineral se arranca por rebanadas horizontales en sentido ascendente o descendente; una vez disparado el mineral, este se extrae completamente de la cámara a través de echaderos, efectuándose a continuación el relleno del espacio abierto, con el material estéril procedente de las labores de preparación, material de superficie o material procedente de los relaves de la planta de tratamiento, conocido como relleno hidráulico. El relleno hidráulico se drena para separar el agua, quedando así un relleno compacto, pudiéndose aumentar la consistencia del relleno con la adición de una cierta cantidad de relleno.

a) Posibilidades de aplicación:

Este método tiene posibilidades de aplicación bastante amplias, se aconseja especialmente en aquellos yacimientos donde las cajas no son seguras y las características mecánicas de la roca no son satisfactorias. Como se trabaja con una altura máxima equivalente a la altura de dos tajadas (2.5 – 3 mts.) es posible controlar mediante apernado o acuñadura cualquier indicio de derrumbe.

b) Seguridad:

Este método ofrece bastante seguridad en todo a lo que refiere al obrero contra desprendimiento de roca ya sea del techo o las paredes.

c) Recuperación:

En general es bastante buena, siempre que se tome la precaución de evitar pérdidas de mineral en el relleno. Cabe agregar, que éste método permite seguir cualquier irregularidad de la mineralización.



d) Dilución de la ley:

Puede existir una pequeña dilución de la ley en el momento de cargar los últimos restos de mineral arrancado que quede en contacto con el relleno. Esto se puede evitar estableciendo una separación artificial entre el mineral y el relleno, solución que en casos excepcionales (mineral de gran ley) resulta antieconómico. Entonces se debe aceptar que algo de mineral se mezcle con el relleno.

e) Rendimientos:

Sus rendimientos se pueden considerar satisfactorios. En tajeos sin mecanización, se alcanza normalmente rendimientos del orden 4-8 ton/hombre, según el ancho del tajeo. En tajeos mecanizados, este rendimiento es duplicado, es decir se alcanza una cifra decente del orden de 14 ton/hombre, sin tomar en cuenta el abastecimiento del relleno. Si se trata de relleno hidráulico, con tajeos mecanizados, se obtienen rendimientos netamente superiores.

Ventajas:

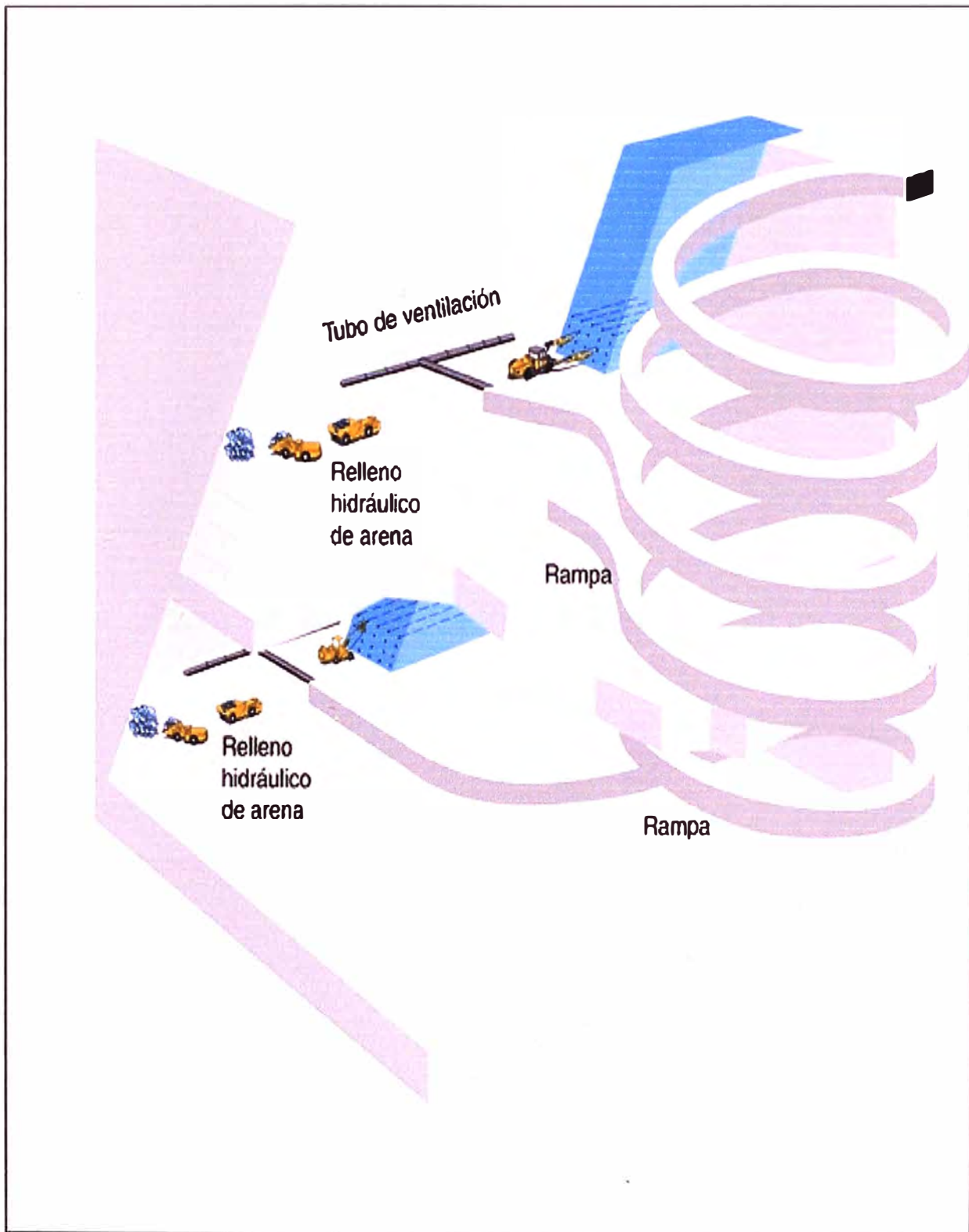
- ❖ La recuperación es cercana al 100%.
- ❖ Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- ❖ Es un método seguro.
- ❖ Puede alcanzar un alto grado de mecanización.
- ❖ Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

Desventajas:

- ❖ Costo de explotación elevado.
- ❖ Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- ❖ Consumo elevado de materiales de fortificación.



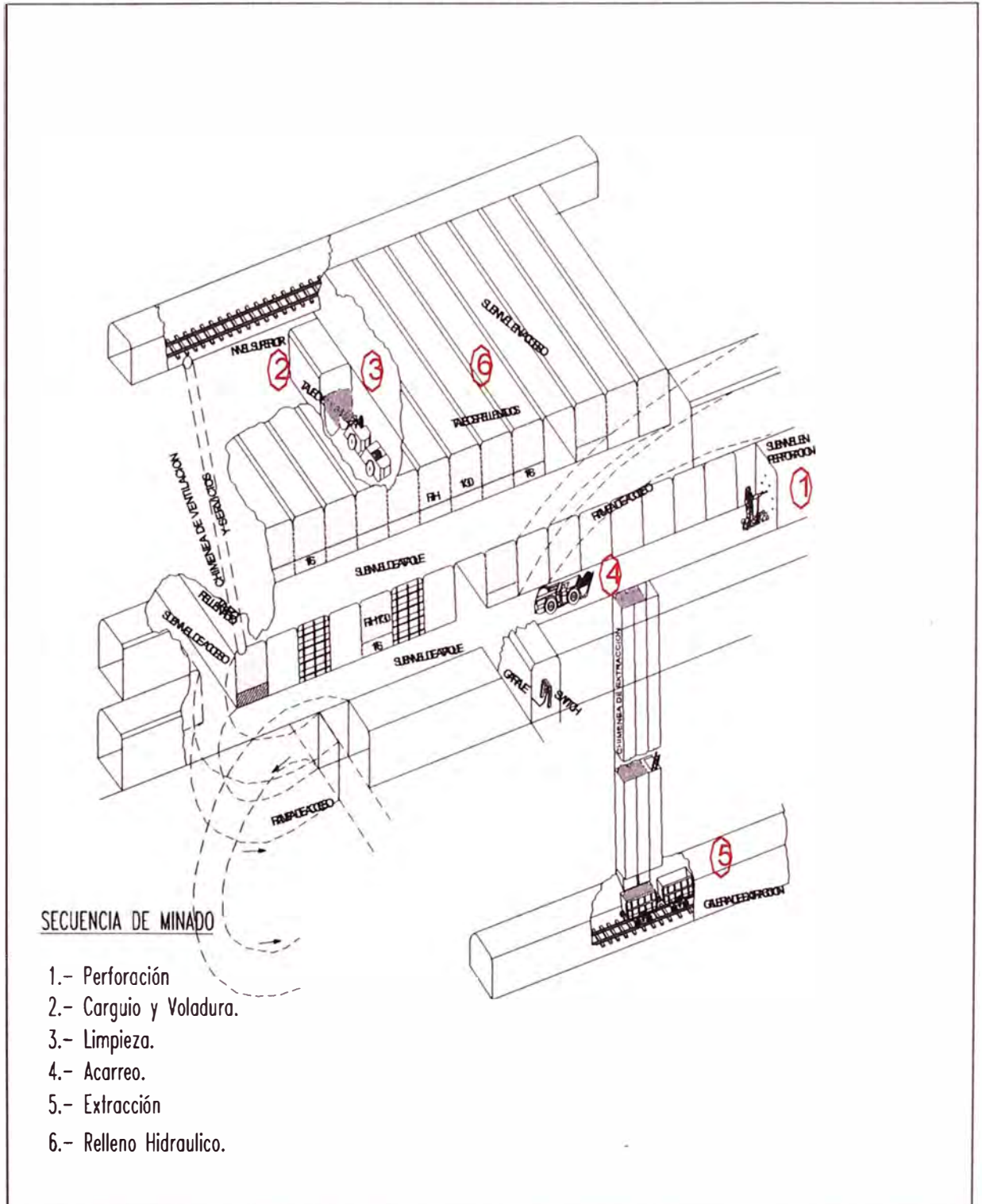
FIGURA 2.2: METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE (OCF).



Fuente: Manual Atlas Copco Drills AB 2000



FIGURA 2.3: METODO CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (UCF).



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



También se analizó la aplicación de este método para el caso presentado de estos cuerpos de menores dimensiones, pero su baja productividad y mayores costos por el relleno dificultaron su implementación.

B.-TAJEOS VACIOS

B1.- Cámaras y Pilares.

El Método consiste en dejar secciones de Mineral como pilares para mantener los espacios abiertos durante la explotación. Las dimensiones de las cámaras y pilares dependen de las características del mineral, de la estabilidad de las cajas, del espesor de la sobrecarga y de las tensiones sobre la roca. La geometría de los pilares puede ser de forma circular, cuadrada, rectangular o en largos muros paralelos. Este método generalmente se aplica en yacimientos de origen sedimentario, con inclinaciones menores a 30°. Dentro de este método se considera el minado de cámaras y pilares con relleno.

Ventajas:

- ❖ El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no explotarse sin afectar mayormente la aplicabilidad del método.
- ❖ En yacimientos importantes puede llegarse a una mecanización bien completa lo que reduce ampliamente los costos de explotación.
- ❖ En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral, o en caso contrario los desarrollos por estéril pueden ser muy insignificantes.
- ❖ Actualmente con el avance de la técnica de sostenimientos de techo pueden explotarse tajeos de luces amplias con bastante seguridad.
- ❖ Permite la explotación sin problemas, de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.



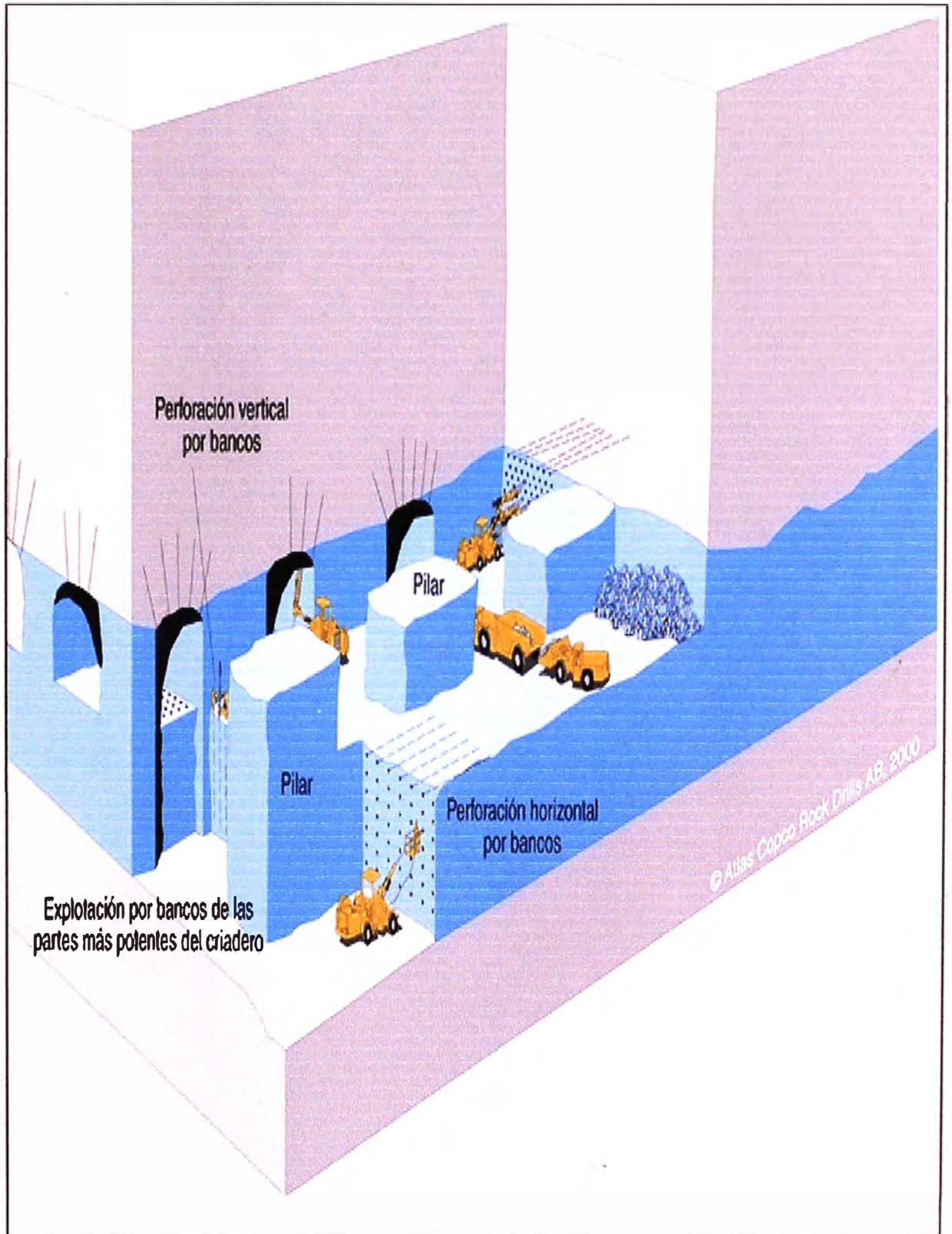
❖ La recuperación del yacimiento aún no siendo del 100 % puede llegarse a recuperaciones satisfactorias del orden del 80 a 90 %.

Desventajas:

- ❖ Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en corrida como en potencia podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carguío sobre todo para posibles mecanizaciones.
- ❖ Problema de manto del yacimiento, cuando el manto está muy cerca del manto crítico (45°), se producen problemas para el movimiento del mineral en los tajeos y aún este problema es más grave, si se trata de mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación lo que se traduce en dificultades de movilidad al usar el equipo pesado de perforación.
- ❖ Dilución de la ley: es un problema que es muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método.
- ❖ Fortificación del techo. En ciertos casos cuando no es posible controlar el techo y es necesario llevar tajeos muy angostos, puede concluirse, en un cambio de método de explotación por otro más adecuado, o emplear un método combinado, por ejemplo: Room and Pillar con Shrinkage.
- ❖ Problemas de recuperación del yacimiento es muy baja, se debe entonces pensar en otro método.



FIGURA 2.4: METODO CAMARAS Y PILARES



Fuente: Manual Atlas Copco Drills AB 2000



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING)



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Este método se aplicó a otras áreas de la mina donde los cuerpos mineralizados fueron de mayores dimensiones como se observa en el gráfico anterior, pero para el presente caso las menores dimensiones del cuerpo mineralizado no se adecua el método de room and pillar para su aplicación ya que la recuperación de mineral sería demasiado baja.



B2.-SUBLEVEL STOPING.

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos y radial, posteriormente quedando vacío el tajeo después de la explotación.

La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o Undercut y transporte por evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre.

La perforación se realiza con tiros largos radial, utilizando tiros que van entre 15 - 25 mts. hacia arriba y que abarcan 40 - 60 metros hacia abajo que son tiros DTH, con ello se ha conseguido además alcanzar rendimientos de 40 a 60 metros, perforando con máquinas pesadas o semipesadas lo cual aumenta los niveles de perforación.

El transporte y evacuación del mineral se realiza desde la galería Undercut, es decir una zanja recolectora que recibe el mineral arrancado que cae por gravedad a este lugar.

Los Scoops ingresan por los cruzados que tienen una inclinación con respecto al eje de la galería de transporte (G.T), el mineral es transportado a través de la G.T. a los piques de traspaso y de allí al nivel de carguio y transporte.

El campo de aplicación de este método varía para cuerpos macizos o vetas estrechas, las características de mecánica de roca deben ser buenas, poseer paredes y techos firmes y estables.

La calidad del mineral debe ser competente y su ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales y que tengan formas y dimensiones regulares.



A lo que a costos se refiere, es económico, aplicándose muchas variantes para este método lo que se hace muy productivo.

La altura del tajeo de arranque no tiene limitaciones teóricas, deben amoldarse más bien a las condiciones del yacimiento. Conviene en la mayoría de los casos abarcar toda la altura de la mineralización a fin de limitar el número de galerías bases de extracción a una sola en lugar de varias.

En cuanto al ancho del tajeo, conviene en general en la caso de vetas potentes o de mantos de fuerte pendiente, abarcar todo el espesor de la mineralización. Si se trata de cuerpos masivos se pueden crear varios caserones separados por zonas estériles o pilares mineralizados que podrían ser recuperados con posterioridad utilizando el mismo método.

El mineral arrancado cae por gravedad y es recolectado por embudos o por la zanja creada con tal objeto, abarcando toda la base del caserón. En el caso de tener una zanja, ésta progresa en el mismo sentido y a la velocidad que la explotación continúa. Por el contrario, si se trata de embudos, estos deben prepararse con anticipación y sus dimensiones van a depender del ancho del caserón.

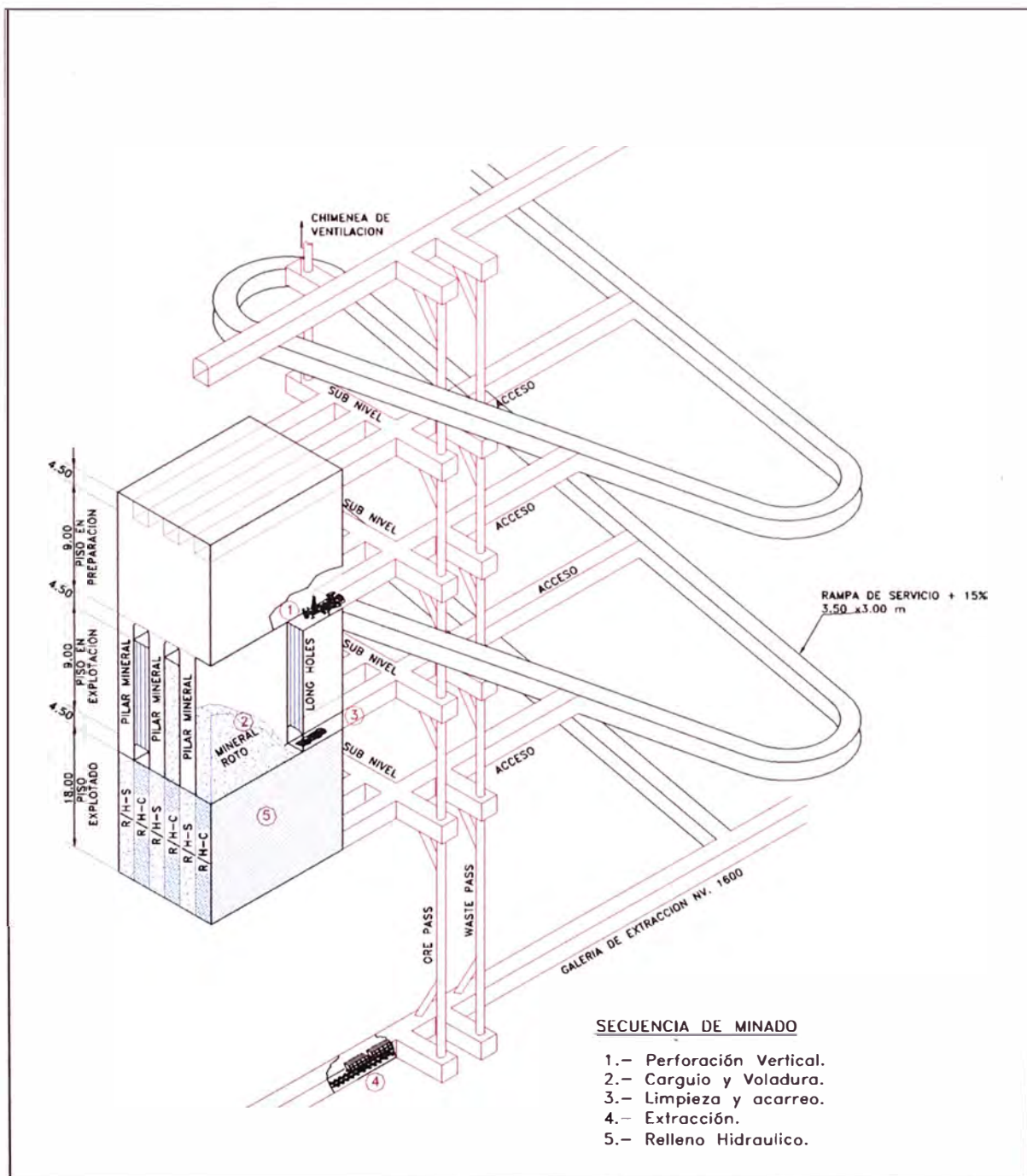
Entre los principales inconvenientes de este sistema podemos mencionar las siguientes:

- ❖ Los tiros perforados a partir de una galería central deben vencer un empotramiento.
- ❖ El gran número de embudos que se necesitan preparar.
- ❖ El escaso rendimiento del scraper debido a las frecuentes detenciones cada vez que se hace necesario "cachorrear".



Este método no se adecua a nuestro caso, también se aplico en otras áreas de la mina Cerro de Pasco pero por las dimensiones verticales del cuerpo y las características de la forma del cuerpo mineralizado no se adecua para el presente caso.

FIGURA 2.5: METODO SUBLEVEL STOPING.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



C.- METODOS DE HUNDIMIENTO (CAVING).

C1.-Sub level Caving.

En el método Sub Level Caving se desarrollan galerías paralelas separadas generalmente de 9 a 15 m. en la horizontal, conocidas como galerías de producción (llamadas comúnmente también cruzados de producción XP). Los subniveles se ubican a través del cuerpo mineralizado en intervalos verticales que varían, en la mayoría de los casos, de 8 a 13 m. La explotación queda de este modo diseñada según una configuración geométrica simétrica.

Generalmente, el acceso a los subniveles es por medio de rampas comunicadoras. Los subniveles están comunicados además por medio de piques de tras paso con un nivel de transporte principal que generalmente se ubica bajo la base del cuerpo mineralizado.

Las galerías de producción correspondientes a un mismo subnivel se conectan en uno de los extremos por una galería de separación o slot y en el otro extremo una galería de comunicación, en esta última, se encuentran los piques de traspaso. La galería de separación sirve para construir chimeneas de ranura que permiten la Generación de una cara libre al inicio de la producción de la galería.

El método Sub Level Caving se aplica generalmente en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques. También puede ser aplicado en cuerpos horizontales o subhorizontales que sean de gran potencia. La configuración de los subniveles se puede adecuar a los distintos cuerpos y a formas irregulares; se distinguen dos configuraciones principales: en cuerpos anchos se usa una configuración transversal; cuando el cuerpo es angosto esta configuración es impracticable, por lo que las galerías deben girarse en la dirección del cuerpo adoptando una configuración longitudinal.



Ventajas:

- ❖ El método puede ser aplicado en roca "de muy competente a moderadamente competente".
- ❖ Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- ❖ Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las galerías debidamente fortificadas y nunca en galerías abiertas.
- ❖ Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- ❖ Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.
- ❖ Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- ❖ El método es aplicable a recuperación de pilares en faenas ya explotadas.
- ❖ Las galerías se distribuyen según una configuración uniforme.
- ❖ Se puede variar el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad.
- ❖ La estandarización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de las operaciones y una utilización de los equipos en distintos niveles.
- ❖ Las actividades mineras son de fácil organización ya que existe poca interferencia entre ellas.
- ❖ Se puede llevar la perforación adelantada lo que da holgura en caso de imprevistos.
- ❖ Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.



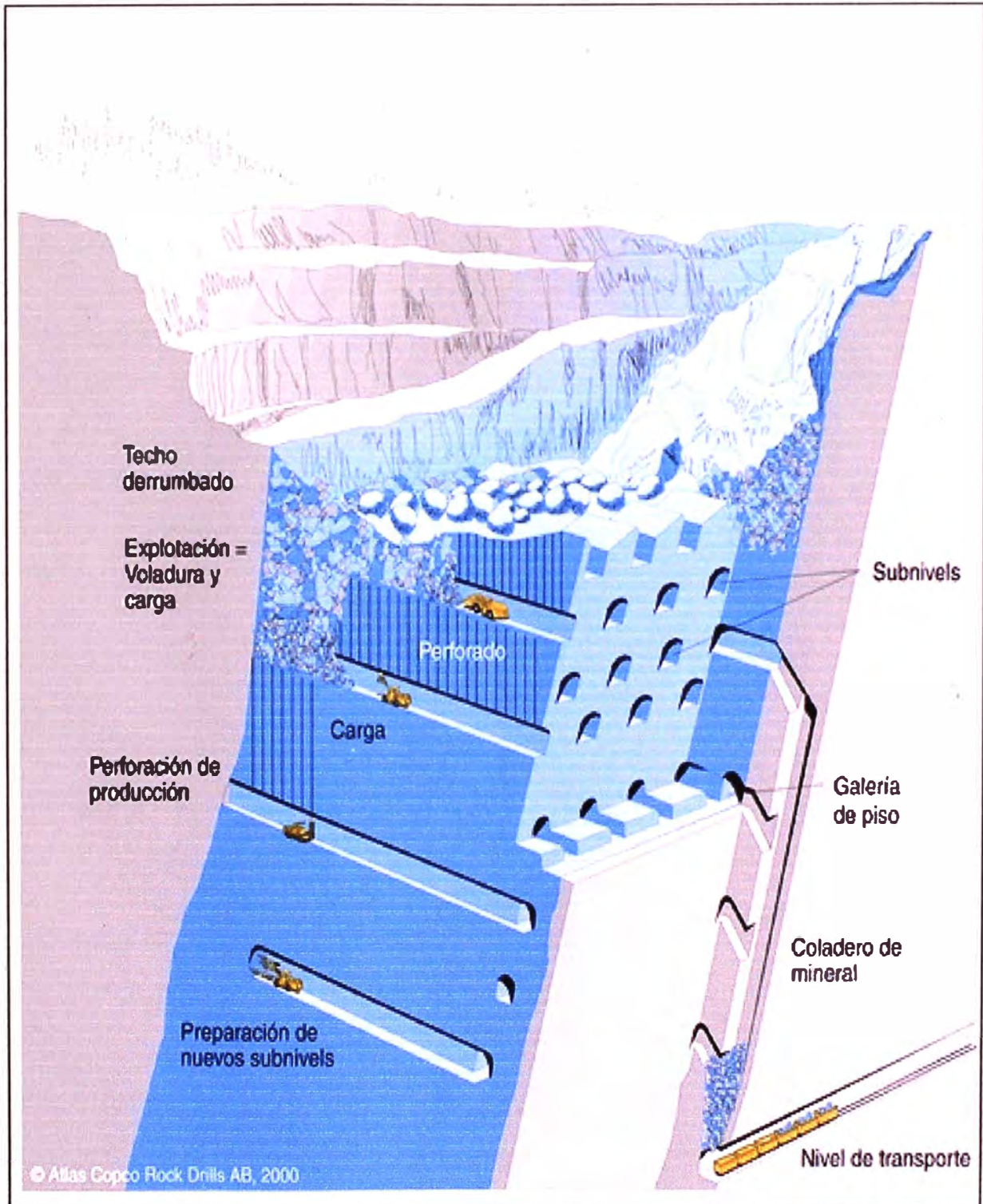
Desventajas:

- ❖ Se debe admitir un cierto grado de dilución del mineral.
- ❖ Se debe implementar un control de producción acucioso.
- ❖ Existen pérdidas de mineral; al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- ❖ El método requiere un alto grado de desarrollos.
- ❖ Al generarse el hundimiento, se produce subsidencia, con destrucción de la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas de ventilación y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo.

Este método no se adecua a nuestro caso por las limitaciones de las menores dimensiones de estos cuerpos mineralizados de la mina Cerro de Pasco.



FIGURA 2.6: METODO SUBLEVEL CAVING



Fuente: Manual Atlas Copco Drills AB 2000



C2.-Block Caving.

La explotación por hundimiento se basa en que tanto la roca mineralizada como la roca encajonante esté fracturada bajo condiciones más o menos controladas. La extracción del mineral crea una zona de hundimiento sobre la superficie por encima del yacimiento. En consecuencia es muy importante el establecer un proceso de fracturación continuo y completo, ya que las cavidades subterráneas no soportadas, presentan un riesgo elevado de desplomes repentinos que originan graves efectos a posterioridad en el funcionamiento de la explotación.

Las características de la roca constituyen el hecho esencial del comportamiento del mineral frente al hundimiento. Es necesario no solamente que el hundimiento ocurra, sino que además el mineral presente una granulometría adecuada.

La fragmentación de la roca es provocada más por las fatigas de tracción que por las de compresión, de modo que la tendencia será de tener mineral mejor fragmentado en el centro del bloque que en los extremos. Este tiene la ventaja de evitar la mezcla del mineral útil con el material proveniente de la roca encajonante.

En la explotación por Block Caving, por una parte, conviene minimizar las concentraciones de esfuerzos en el nivel de producción y pilar de protección, para mantener estables galerías de extracción; y por otra, conviene maximizar la concentración de esfuerzos sobre el nivel de hundimiento para producir la socavación y mejorar la fragmentación del mineral.

La estabilidad en las labores de extracción ha sido optimizada mediante una orientación adecuada.

Los trabajos tendientes a romper la base de un bloque determinado, tienen su inicio en el diseño de la malla, la cual determinará las características del resto de



las galerías componentes del sistema. La determinación de la malla depende fundamentalmente de las características de la roca.

Definición.

En explotación de minas se denomina "caving" a toda operación destinada a provocar el hundimiento de la roca, mediante la utilización de los esfuerzos naturales que ejercen los terrenos alrededor de la zona de interés.

Los esfuerzos que actúan en un lugar, y a cierta profundidad de un yacimiento, tienen su origen en el peso de las rocas hasta la superficie, y en los fenómenos externos de un yacimiento, tales como: Movimientos "horizontales, debido a movimientos de placas en la corteza terrestre. Todo macizo rocoso permanece en equilibrio mientras no se cree una cavidad lo suficientemente extensa en su interior, de modo de romper el equilibrio existente, creando una redistribución de esfuerzos en su alrededor.

La estabilidad de ésta cavidad dependerá de sus dimensiones, competencia de la roca y de los esfuerzos existentes en el área. Si la resistencia de la roca, no es lo suficiente para soportar el cambio de sollicitación, ésta socavará hasta llenar la cavidad con material fragmentado de distintas densidades. Una vez llena la cavidad se genera una fuerza de reacción que restablece el equilibrio.

Si se extrae el mineral fragmentado, a medida que se socava, el equilibrio no se restablece y la socavación continuará hasta la superficie.

El Block Caving se basa en éste principio, el cual consiste en crear una cavidad de manera que la dinámica de desplome no se detenga, extrayendo el mineral por una malla de puntos ubicados en la base del block. El método de explotación por Block Caving se define luego, como el derrumbamiento de bloques por corte inferior, el mineral se fractura y fragmenta gracias a las tensiones internas y efecto de la gravedad. Por consiguiente se necesita un mínimo de perforación y voladura



en la extracción del mineral. La palabra bloque está referida al sistema de explotación, en que el yacimiento se divide en grandes bloques de varios miles de metros cuadrados. Cada bloque se corta por la zona inferior; es decir, se excava practicando una ranura horizontal mediante voladura. De ésta forma queda sin apoyo el mineral que está por encima (millones de toneladas) y las fuerzas de gravedad que actúan sobre ésta masa producen una fractura sucesiva que afecta al bloque completo. Por último y debido a las tensiones de la roca, se produce la fragmentación del material, el cual puede extraerse por medio de piques o mediante cargadores.

Campo de Aplicación.

Básicamente, el método de explotación Block Caving, es un sistema normalmente usado para extraer depósitos profundos, masivos, de bajas leyes en CU, Mo, Fe. Hoy en día, la producción masiva de extracción de menas subterráneas, bajo condiciones favorables, es una de las más eficientes, con bajos costos de minas. Este método se utiliza en numerosos yacimientos de grandes dimensiones; en general, yacimientos de alto tonelaje, que cubren una extensa área y son muy potentes. Usualmente, la producción está en un rango de 10.000 tons. a 100.000 tons. por día. Su campo de aplicación es muy amplio. Se puede aplicar teóricamente en cualquier tipo de roca no demasiado resistente a la tracción y cualquiera que sean las características de la roca encajadora, pero es preferible que la resistencia de la roca que se explota sea menor que la de la roca encajadora.

La explotación por Block Caving, es un método económico bajo condiciones favorables. El extenso trabajo de desarrollo que tal explotación conlleva y el tiempo que se emplea hasta alcanzar la plena capacidad de producción, son los inconvenientes de partida. Por otra parte existen ciertos riesgos de derrumbamientos y fragmentación, que están fuera de los controles de minería.



En general, los yacimientos más favorables para la aplicación del método de hundimiento por bloques son los grandes intrusivos de cobre Porfirico, yacimientos de Hierro, tanto sedimentario como intrusivo, etc. Estos depósitos deberán estar ubicados a gran profundidad y deberán poder ser extraídos a costos inferiores que por un método a cielo abierto. Los depósitos deben tener grandes reservas, cubrir un área extensa y tener una altura relativamente grande. La mayoría de estos depósitos se explotan a gran escala durante un periodo bastante largo, de tal forma que justifiquen la gran inversión requerida para ponerlos en producción.

Características.

La explotación por hundimiento se basa en que tanto la roca mineralizada como la roca encajadora está fracturada bajo condiciones más o menos controladas. La extracción del mineral crea una zona de hundimiento sobre la superficie por encima del yacimiento. En consecuencia es muy importante el establecer un proceso de fracturación continuo y completo, ya que las cavidades subterráneas no soportadas, presentan un riesgo elevado de desplomes repentinos que originan graves efectos a posterioridad en el funcionamiento de la explotación.

Las características de la roca constituyen el factor esencial del comportamiento del mineral frente al hundimiento. Es necesario no solamente que el hundimiento ocurra, sino que además el mineral presente una granulometría adecuada.

La fragmentación de la roca es provocada más por las fatigas de tracción que por las de compresión, de modo que la tendencia será de tener mineral mejor fragmentado en el centro el bloque que en los extremos. Este tiene la ventaja de evitarla mezcla del mineral útil con el material proveniente de la roca encajadora.



En la explotación por Block Caving, por una parte, conviene minimizar las concentraciones de esfuerzos en el nivel de producción y pilar de protección, para mantener estables galerías de extracción; y por otra, conviene maximizar la concentración de esfuerzos sobre el nivel de hundimiento para producir la socavación y mejorar la fragmentación del mineral.

La estabilidad en las labores de extracción ha sido optimizada mediante una orientación adecuada.

Los trabajos tendientes a romper la base de un bloque determinado, tienen su inicio en el diseño de la malla, la cual determinará las características del resto de las galerías componentes del sistema. La determinación de la malla depende fundamentalmente de las características de la roca.

El éxito en el hundimiento de un bloque, independiente de las características de hundibilidad de la roca, depende de los factores fundamentales que son:

- a) La base del bloque deberá fracturarse completamente. Si quedaran pequeñas áreas sin quebrar, ellas actúan como pilar, transmitiéndose grandes presiones desde el nivel de hundimiento hacia el de producción, las que pueden llegar a romper el pilar existente entre ellos, afectando completamente la estabilidad de las galerías del nivel de producción. Esto trae consigo un aumento importante en los costos de extracción.
- b) La altura de socavación inicial proporcionada por la voladura, debe ser tal que no se produzcan puntos de apoyo del bloque que impidan o afecten el proceso desocavación natural inmediata.

El primer caso, o sea, la formación de pilares, se evita con un adecuado diseño de perforación y, especialmente, con un correcto carguio de los tiros. En todo caso, si



se verifica la existencia de un pilar, se interrumpe la etapa de hundimiento, concentrando las actividades en eliminarlo completamente, para poder continuar con la secuencia de "quemadas". En el segundo caso, para evitar

los posibles puntos de apoyo del bloque, una vez tronada la base, es necesario determinar previamente la altura que debe alcanzar la socavación producida por la voladura.

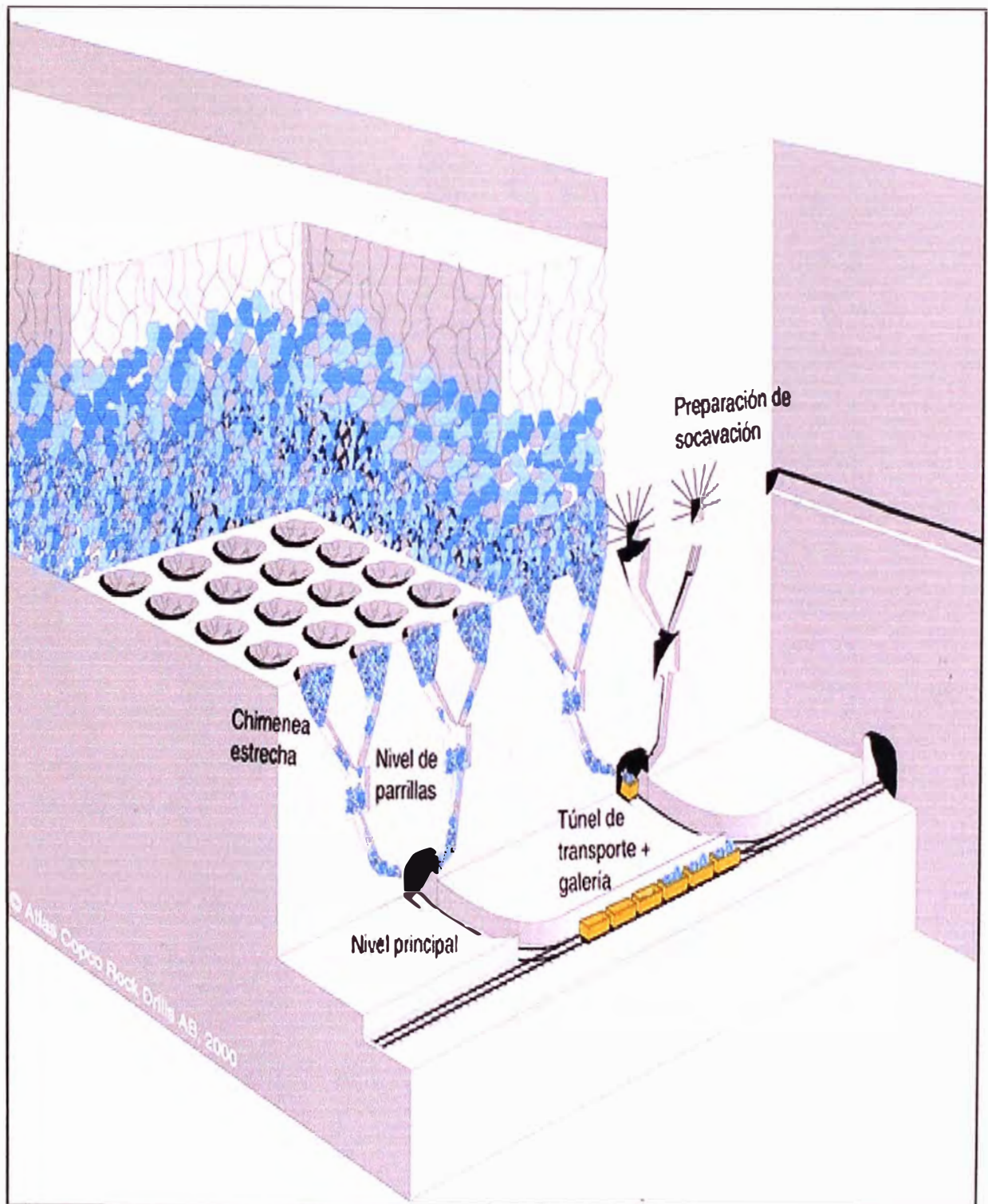
La extracción en cada punto debe ser controlada con sumo cuidado de manera de evitar contaminaciones del mineral con el estéril. El contacto mineral-estéril debe mantenerse según un plano bien definido que pueda ser horizontal o inclinado.

En general, con el método Block Caving, se puede recuperar el 90% del mineral comprendido por la zona de explotación. Este coeficiente de recuperación depende principalmente de la forma en que se efectúa la extracción del primer tercio de la producción del block.

Este método no se adecua a nuestro caso por las limitaciones de las menores dimensiones de estos cuerpos mineralizados de la mina Cerro de Pasco.



FIGURA 2.7: METODO BLOCK CAVING.



Fuente: Manual Atlas Copco Drills AB 2000



C3.- Raise Caving.-

Este método de minado es una innovación aplicada al caso de la Mina de Cerro de Pasco, diseñado por el Área de Ingeniería juntamente con el Área de Producción y que a continuación se describe.

La característica principal, de la configuración de los cuerpos mineralizados, son con potencias variables, tanto en los planos horizontales como en la vertical. Se tiene definido los bloques de mineral para cada cuerpo mineralizado, de acuerdo al tipo de roca.

Dentro de estas características, se tiene cuerpos mineralizados, tipo lentes cónicos inversos. La tendencia de los métodos de explotación, es a la mecanización y ser menos dependientes de métodos intensivos de mano de obra, con la finalidad de asegurar la más alta productividad y poder mantenerse competitivo en la economía de mercado. Para ello se diseñó el Método del Raise Caving el cual nos permite cumplir todos los objetivos trazados.

OBJETIVOS

- ❖ Explotación de las reservas de cuerpos tubulares.
- ❖ Minimizar las labores preparatorias para la explotación.
- ❖ Disminución de costos de preparación en los costos operativos.
- ❖ Acelerar el ciclo de minado.
- ❖ Disminuir costos de perforación y voladura.
- ❖ Incremento de la productividad.

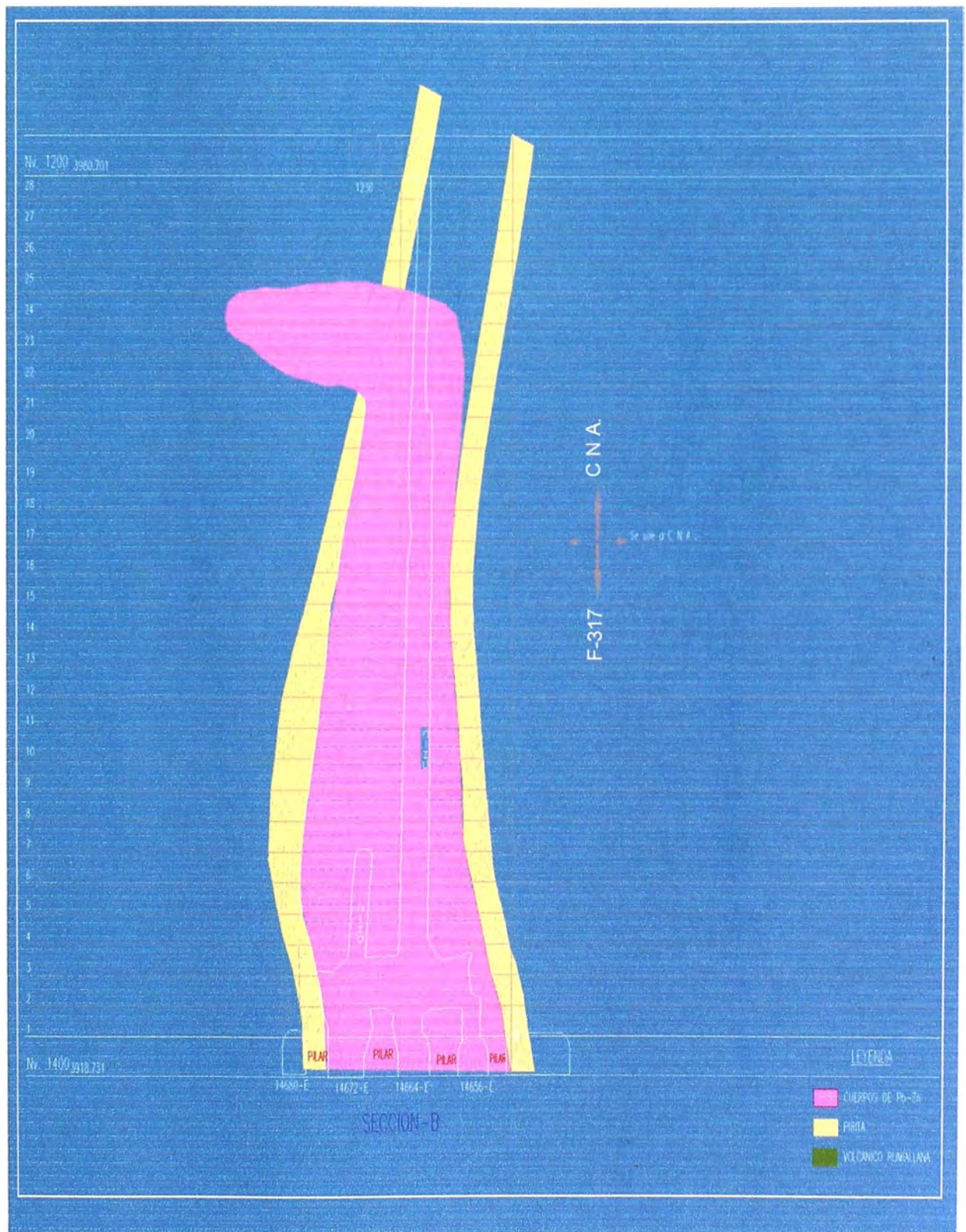


Procedimiento del Método Raise Caving

1. Delimitar el cuerpo mineralizado a una altura mínima de 3.0 m y preparar los accesos para la futura extracción de mineral.
2. Realizar el montaje del Alimack para excavar la chimenea de diámetro variable, en la zona central del Cuerpo Mineralizado hasta la altura que se encuentre mineral, el diámetro de la chimenea va a depender del tamaño de la perforadora que se va a usar; los cuales irán montadas sobre las plataformas del equipo Alimack.
3. Continuar con la excavación de la chimenea Alimack hasta el nivel superior, por donde se evacuará el equipo Alimack una vez concluido el carguío para la voladura del tajeo. La continuación de la chimenea se realizará con sección pequeña de 1.80 de diámetro.
4. Si el terreno donde se excavó la chimenea requiere sostenimiento, se colocará el adecuado, a fin de prever accidentes durante las faenas de perforación y voladura.
5. Concluida la chimenea, sostenida y con debida ventilación se procede al inicio de la perforación masiva, para lo cuál se usarán dos plataformas de perforación con un equipo en cada plataforma. Las perforaciones serán radiales de acuerdo a un plano de ubicación de los taladros y las longitudes estarán dadas por el cambio de color del detritus proveniente de las perforaciones.
6. Una vez concluidas las perforaciones en cada plataforma se pasará a los siguientes niveles y así sucesivamente hasta concluir la totalidad de las perforaciones del cuerpo mineralizado.
7. Se iniciará el carguío y voladura de los anillos de abajo hacia arriba, a la vez se va desmontando el equipo Alimack y evacuándolo por el nivel superior.



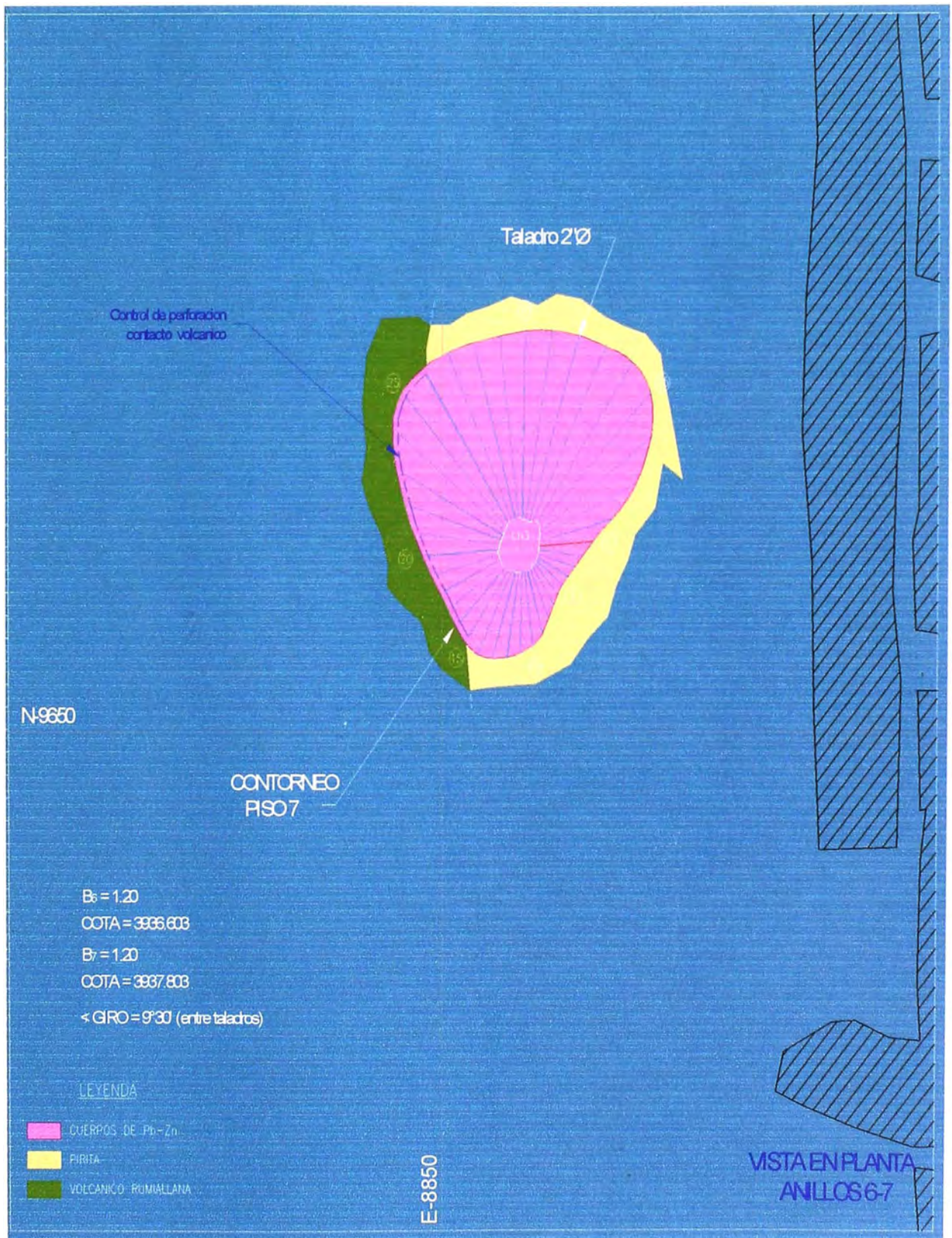
FIGURA 2.8: METODO RAISE CAVING.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING)



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



Por las características del cuerpo esta alternativa es la que mejor se adecua a las condiciones del caso específico de cuerpos mineralizados de dimensiones menores de la mina Cerro de Pasco.



CAPITULO III:

“GEOLOGIA DE LA MINA CERRO DE PASCO”



CAPITULO III:

GEOLOGÍA DE LA MINA CERRO DE PASCO

3.1.- GEOLOGIA REGIONAL:

3.1.1.- ESTRATIGRAFIA:

La sucesión estratigráfica en el yacimiento esta compuesta por los siguientes grupos y formaciones:

A. PALEOZOICO

❖ Filitas Excélsior (Silúrico - Devónico)

Son las rocas más antiguas de la zona y están compuestas de filitas, cuarcitas y lutitas carbonosas. Constituyen el núcleo del anticlinal de Cerro de Pasco.

❖ Grupo Mitu (permico)

Yace discordante sobre el Excélsior y está constituido de areniscas, cuarcitas y conglomerados rojos. En los alrededores de Cerro de Pasco su potencia varía entre 50 y 80 m.

B. MESOZOICO

❖ Calizas Pucará (Triásico-Jurásico)

En el flanco oriental las calizas del Grupo Pucará sobreyacen en clara discordancia angular al Grupo Mitu, con potencia de 2900 ln. Se distinguen dos faces.

Características:

- a.** calizas dolomíticas grises de grano fino con venillas de dolomita blanca y con fina diseminación de pirita; no son favorables para la deposición de mineral.
- b.** calizas dolomíticas y dolomías claras y de grano medio a grueso, con venillas de siderita y ankerita, en partes silicificadas; son favorables para la deposición de sulfuros de plomo y zinc.



- c. Ínter estratificaciones de horizontes bituminoso s, lutíticos, fosilíferos y con nódulos de chert.
- d. Horizontes de tufos de composición dacítica.
Su espesor al E es de 2900 m y al W es de 600 m

❖ **Formación Goyllarisquizga (Cretáceo Inferior)**

Conformada por cuarcitas y areniscas cuarzosas con intercalaciones de lutitas bituminosas, derrames volcánicos y mantos de carbón.

C. Terciario

❖ **Formación Pocobamba (Terciario Inferior)**

Ha sido subdividida en 3 unidades litológicas: Miembro Inferior, Conglomerado Shuco y Miembro Calera.

a.- Miembro Inferior

Compuesto por capas de lutitas y areniscas deleznable de color verde grisáceo, con intercalaciones de margas rosáceas y lutitas de color rojo, con potencia de 300 a 330 m.

b. Conglomerado Shuco

Al E, el conglomerado está constituido por bloques angulares de caliza de hasta 4 m dentro de una matriz formado por fragmentos calcáreos subangulosos de diversos tamaños. Al W, el conglomerado se presenta estratificado, los fragmentos de caliza decrecen en tamaño y son mas redondeados, es notoria la presencia de fragmentos de areniscas, cuarcitas y chert junto a los de caliza. Al S de Cerro de Pasco tiene una potencia de 170 m.



c. Miembro Calera

Sus afloramientos se localizan al S del distrito en la proximidad de Colquijirca. Consiste de lutitas, areniscas y lodolitas en un 70 %, Y de calizas con capas de nódulos de chert en el 30 % restante. La potencia total es de 155 m.

3.1.2 PETROGRAFIA

❖ ROCAS IGNEAS

Las rocas ígneas y volcánicas se encuentran rellenando una estructura aproximadamente circular con diámetro promedio de 2.5 Km. que corresponde al cuello del antiguo volcán de Cerro de Pasco. Dentro de esta estructura se identifica una fase explosiva consistente en aglomerados y tufos, y una fase intrusiva de composición dacítica a cuarzo-monzonítica.

❖ ROCAS VOLCANICLASTICAS

El llamado Aglomerado Rumiallana se ubica en la mitad oriental del cuello volcánico es de color gris oscuro y esta constituido por fragmentos angulosos y subangulosos de filita, caliza y chert en un 90 %; el 10% adicional consiste de roca ígnea porfirítica fuertemente alterada. La abundancia relativa de los tipos de clastos varía de lugar a lugar, y la matriz generalmente contiene material volcánico inconsolidado, incluyendo cristales de biotita y plagioclasa cementados por calcita. Localmente se presenta finamente estratificado con algunos canales de estratificación cruzada, pero algunas veces es masivo sin señales de estratificación.

La porción NW y SW del cuello volcánico está dominado por rocas volcánicas tufáceas que mayormente no muestran evidencias de deformación, por lo que se les refiere como tufos no consolidados. La roca es blanca a gris, comúnmente muestra una fina estratificación y está constituida de cuarzo y feldespatos con



variables cantidades de biotita, hornblenda, epidota y calcita como material cementante.

El contacto entre los tufos y el aglomerado es gradacional.

❖ **ROCAS INTRUSIVAS**

Se les ha dividido en 2 unidades: rocas porfíricas de composición dacítica y los diques de cuarzo-monzonita porfírica.

La primera unidad aflora en la porción W del cuello volcánico y son rocas ígneas porfíricas que gradan en composición de dacita a riodacita. Los fenocristales, que comprenden entre el 30 y 50 % de la roca, están constituidos de cuarzo en menos del 10 % de los fenocristales; minerales máficos como biotita y hornblenda entre el 10 y 30 % de los fenocristales; y feldespatos los restantes fenocristales. La matriz es afanítica de color violácea a gris. Comúnmente presenta texturas de devitrificación.

Cortando las rocas volcánicas y volcanoclásticas se encuentran los diques de cuarzo- monzonita porfírica, la cual contiene fenocristales de sanidina de más de 6 cm de longitud que hace a la roca muy diferenciable en sus afloramientos. Los fenocristales comprenden el 20 a 40 % de la roca y consisten de sanidina y cuarzo en partes iguales además, de algunos fenocristales de biotita, plagioclasa, hornblenda y turmalina. La matriz es afanítica de color gris. Aparentemente el emplazamiento de los diques fue Contemporáneo con la mineralización. El modelo de emplazamiento de los diques ha sido irregular, en la parte central del cuello volcánico tienen un rumbo E-W; hacia el N el rumbo es NW; y hacia el S el rumbo es NE. También se han reconocido diques fuera del cuello volcánico, principalmente al N del mismo.



3.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL:

❖ PLEGAMIENTO:

En general, el distrito se caracteriza por presentar pliegues paralelos que arrumban al N Y cuyos planos axiales están inclinados al E. La intensidad del plegamiento regional se incrementa hacia el E en la cercanía de la falla longitudinal.

Entre las estructuras de mayor importancia se tiene

- **Estructura Domal Regional**, que es la más septentrional de los tres domos identificados en el Perú central.
- **Anticlinal de Cerro de Pasco**, que es un anticlinal de doble hundida en el que la elevación máxima de su núcleo, probablemente, estuvo ubicada al S del cuello volcánico.
- **Sinclinal Cacuán-Yurajhuanca**, situado al W del anticlinal de Cerro de Pasco.
- **Sinclinal Yanamate-Colquijirca**, situado al E del anticlinal de Cerro de Pasco

Localmente, la dirección regional N-S ha sido interrumpida por pequeños pliegues transversales de rumbo E-W y buzamiento al N, que se ubican al E del cuello volcánico. Estos pliegues han originado que las estructuras regionales, pliegues y fallas Longitudinales, se hayan comprimido e inflexionado más intensamente que en las zonas al N Y S del cuello volcánico. Pertenecen a este grupo de estructuras: el Domo de Patarcocha, el sinclinal Matagente y otros pliegues paralelos.



❖ FRACTURAMIENTO

En el distrito minero se han identificado 8 conjuntos de fracturas, siendo las más importantes las siguientes:

- **Fallas Longitudinales**, a este conjunto pertenecen las fallas longitudinales de Cerro de Pasto que son paralelas al plegamiento regional; con rumbo al N Y buzamiento entre 600 y 650 al E. Su desplazamiento es en sentido inverso y tiene un ancho de más de 100 m.
- **Fallas Oblicuas al plegamiento regional**, a este conjunto pertenecen los sistemas de fracturas Huislamachay- Yurajcancha de rumbo NW, Y la falla Yurajhuanca de rumbo NE. El primer conjunto a desplazado al plegamiento regional y a las fallas longitudinales, siendo el desplazamiento del bloque N hacia el NW. Son fallas pre-minerales.
- **Fallas Transversales al contacto W del cuerpo de sílica-pirita**, de rumbo E- W, convergentes en profundidad y que albergan a la mineralización de Cu.
- **Fallas Oblicuas a los pliegues transversales**, de rumbo NW, que han sido mineralizadas con esfalerita y galena y que constituyen el sistema de vetas en Mina El Pilar .

3.3 GEOLOGIA ECONOMICA:

3.3.1 DEPÓSITOS MINERALES:

A.- CUERPO DE SÍLICA-PIRITA

Está localizado en la zona de contacto volcánico-caliza, al E del cuello volcánico, con forma de cono invertido achatado.

En superficie presenta una forma lenticular, con dimensiones de 1 800 m en sentido N-S y de 300 m en sentido E- W, en general buza 70° al W. Hacia el S el cuerpo se divide en dos apófisis, uno que sigue el contorno del cuello volcánico entre sedimentos paleozoicos y los volcánicos mismos; y el otro que sigue la falla longitudinal entre calizas Pucará.



En sección, el cuerpo asemeja una "montura" sobre las filitas Excélsior y aproximadamente a 630 m se angosta hasta configurar una digitación en forma de raíces.

El mayor volumen de mineralización lo constituye la pirita I y sílice, esta última en forma de chert, calcedonia y cuarzo. La pirita ocurre predominantemente como granos anhedrales y la sílice como blocks irregulares y como tabletas de roca afanítica, que da una apariencia de brecha. Venillas de pirita comúnmente cortan a la sílice.

Según Lacy, en el cuerpo de sílica-pirita se reconocen 6 tipos de pirita, los que pueden distinguirse rnicroscópicamente por su color, anisotropismo, forma y asociaciones. Estos tipos son:

Pirita I, principal constituyente del cuerpo de sílica-pirita y del sistema de vetas Cleopatra; principalmente anhedral y en algunos cubos u octaedros; inclusiones de pirrotita y calcopirita.

Pirita II, asociada a la mineralización de Pb-Zn; en octaedros, cubos y piritoedros; algunos granos anhedrales; no tiene inclusiones.

Pirita III, asociada a los cuerpos y vetas de Cu; en cubos y octaedros.

Pirita IV, asociada a la galena tardía, alunita y marcasita; en piritoedros y anhedral; Bi y Sb como impurezas.

Pirita V, asociada a la alunita, marcasita y mineralización de Ag; es acicular; As y Sb como impurezas.

Pirita VI, en geodas; en forma de piritoedros; color amarillo pálido dentro de este gran cuerpo se han localizado cuerpos tubulares de pirrotita, vetas y cuerpos mineralizados de Cu, Pb-Zn y Ag, constituyendo en sí un gran depósito de dichos metales.



B.- CUERPOS Y VETAS DE Pb-Zn

La mineralización de Pb-Zn se presenta como: cuerpos irregulares, vetas y mantos.

Los cuerpos irregulares constituyen el mayor volumen de mineralización y generalmente se sitúan en el contacto del cuerpo de sílica-pirita con las calizas Pucará. En conjunto tienen la forma de un cono invertido achatado incluido en otro cono mayor, el del cuerpo de sílica-pirita. Sus dimensiones alcanzan 1500 x 300 m de ancho y 500 m de profundidad, elongado en dirección N. En el nivel 1800 se ramifica y termina en forma denticular dentro del cuerpo de sílica-pirita; pero, falta determinar la profundización de la mineralización en el contacto de sílica-pirita con calizas al N y E de dicho nivel.

Por lo general, estos cuerpos irregulares están asociados a cuerpos tubulares de pirrotita de dimensiones no mayores a 60 x 180 m en sección horizontal y que constituyen el núcleo de dichos cuerpos en profundidad.

La mineralización de Zn consiste de 4 variedades de esfalerita, diferenciadas por sus relaciones de deposición, ubicación dentro del depósito y por sus inclusiones.

Esfalerita I, de color negro (marmatita); se encuentra dentro del cuerpo de sílica-pirita; generalmente sin inclusiones; alto contenido de Fe (> 10 %); en poca cantidad.

Esfalerita II, asociada a los "pipes" de pirrotita en los niveles profundos; inclusiones de stannita y calcopirita; en cantidades mínimas.

Esfalerita III, la más abundante y el principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn; de color marrón oscuro a miel; inclusiones de pirrotita; contenido promedio de Fe 7-8 %.



Esfalerita IV, de color claro (amarillo); asociada a galena y marcasita; se encuentra en venillas cortando las otras esfaleritas; bajo contenido de Fe < 3 %); principalmente hacia el contacto con las calizas y dentro de ellas.

La mineralización de Pb consiste principalmente en galena y menores cantidades de galenobismutinita y hinsdalita. La galena se presenta en tres generaciones:

Galena I, asociada a la esfalerita III; contiene ampollas de argentita y polibasita; principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn.

Galena II, asociada a la pirita IV y marcasita.

Galena III, asociada a la esfalerita rubia; y a galenobismutinita, bismutinita y matildita en los cuerpos de Ag.

En general, las leyes de Zn son mayores en profundidad y hacia las partes centrales de los cuerpos mineralizados; las leyes de Pb son mayores hacia superficie y en la periferia de los cuerpos, disminuyendo en profundidad.

La mineralización de Ag asociada a los cuerpos de Pb-Zn está relacionada a la galena III, y su distribución es errática permaneciendo constante en profundidad.

La mineralización de Pb-Zn en los sedimentos calcáreos se presenta en las calizas dolomíticas y dolomías de color amarillento con venillas de siderita, ankerita y dolomita; la textura de mineralización consiste de vetas angostas de rumbo N 45°-80° W y E - W, buzando entre 70° y 80° al NE, cambiando su buzamiento al SW en la Mina El Pilar; mantos de reemplazamiento en ciertos horizontes; pequeños cuerpos en las intersecciones de vetas con capas calcáreas y en la intersección de vetas; en finas venillas; como relleno de pequeñas cavidades; en cavidades de disolución tipo karts; y en zonas de brechas calcáreas y silíceas.

Las vetas de Pb-Zn de importancia económica se encuentran al E del distrito en las calizas dolomíticas y dolomías del Pucará y se han generado por el relleno mineral



de las fracturas de los sistemas San Alberto y Matagente. El ensamble mineralógico en San Alberto es de pirita-pirrotita-esfalerita-galena; en Matagente es de esfalerita-galena-carbonatos.

C. VETAS Y CUERPOS DE Cu-Ag

Las vetas de Cu-Ag tienen un rumbo dominante E-W, extendiéndose desde el cuerpo de sílica-pirita hasta el mismo cuello volcánico, donde cortan al aglomerado e incluso a los diques de monzonita cuarcífera. Las fracturas ubicadas al N buzan al S, Y las ubicadas al S buzan al N; gradan en potencia de pocos centímetros a 2 m. Sus longitudes varían entre 500 y 1 000 m.

El relleno mineral predominante es de enargita-pirita con cantidades menores de oro libre, luzonita, tenantita-tetraedrita, calco pirita, galena y esfalerita, distribuidos en un arreglo zonado con mineralización de Cu-Au en la parte central y gradando a Ag-Bi hacia los extremos.

Los cuerpos de enargita-tetraedrita están asociados a las ramificaciones de las vetas de enargita-pirita en la mitad occidental del cuerpo de sílica-pirita. Las dimensiones de los cuerpos pueden llegar a 180 x 60 m de ancho y 200 m en la vertical. La inclinación de los cuerpos es similar al "plunge" de la intersección de las vetas que los acompañan. Su mineralogía consiste de enargita-tetraedrita (tenantita)-pirita en la parte central de los cuerpos, gradando a esfalerita-galena en las partes marginales de los mismos.

D. CUERPOS MINERALIZADOS DE Ag-Bi

Los principales cuerpos de Ag, Cayac E y Cayac W, se encuentran adyacentes al cuerpo Pb-Zn Cayac Noruega" A".

El Cayac E está emplazado en la zona de la falla longitudinal, en el borde oriental de cuerpos de Pb-Zn y el contacto con las calizas Pucará. Si bien su mayor desarrollo horizontal se encuentra entre los niveles 1000 y 1200, es persistente a



todo lo largo del contacto cuerpos de Pb-Zn con las calizas. Los valores de Ag están relacionados principalmente a la matildita, además de galena y tetraedrita; esfalerita, bismutinita, calcedonia y alunita acompañan a la mineralización de Ag.

El Cayac W está localizado en el contacto occidental del Cayac Noruega" A" con] calizas Pucará, tiene forma de un cuerpo vertical tubular que se extiende por una longitud vertical de 130 m entre los niveles 600 y 1000.

E. CUERPOS SUPÉRGENOS DE Cu

Entre superficie y el nivel 600 se encuentran cuerpos irregulares de sulfuros supérgenos de aspecto moteado, que se relacionan a las vetas de Cu-Ag y al cuerpo de sílica-pirita. La mayor concentración económica se ubica a la altura del nivel 300.

Se pueden distinguir dos formas de manifestaciones de estos cuerpos, una como cúpulas sobre los cuerpos de Pb-Zn donde la asociación supergena chalcocita-covelita esta recubriendo a la esfalerita y galena; y la otra de forma lenticular y tabular.

Las variaciones del nivel freático han controlado las diferentes cotas en que se encuentra estos cuerpos.

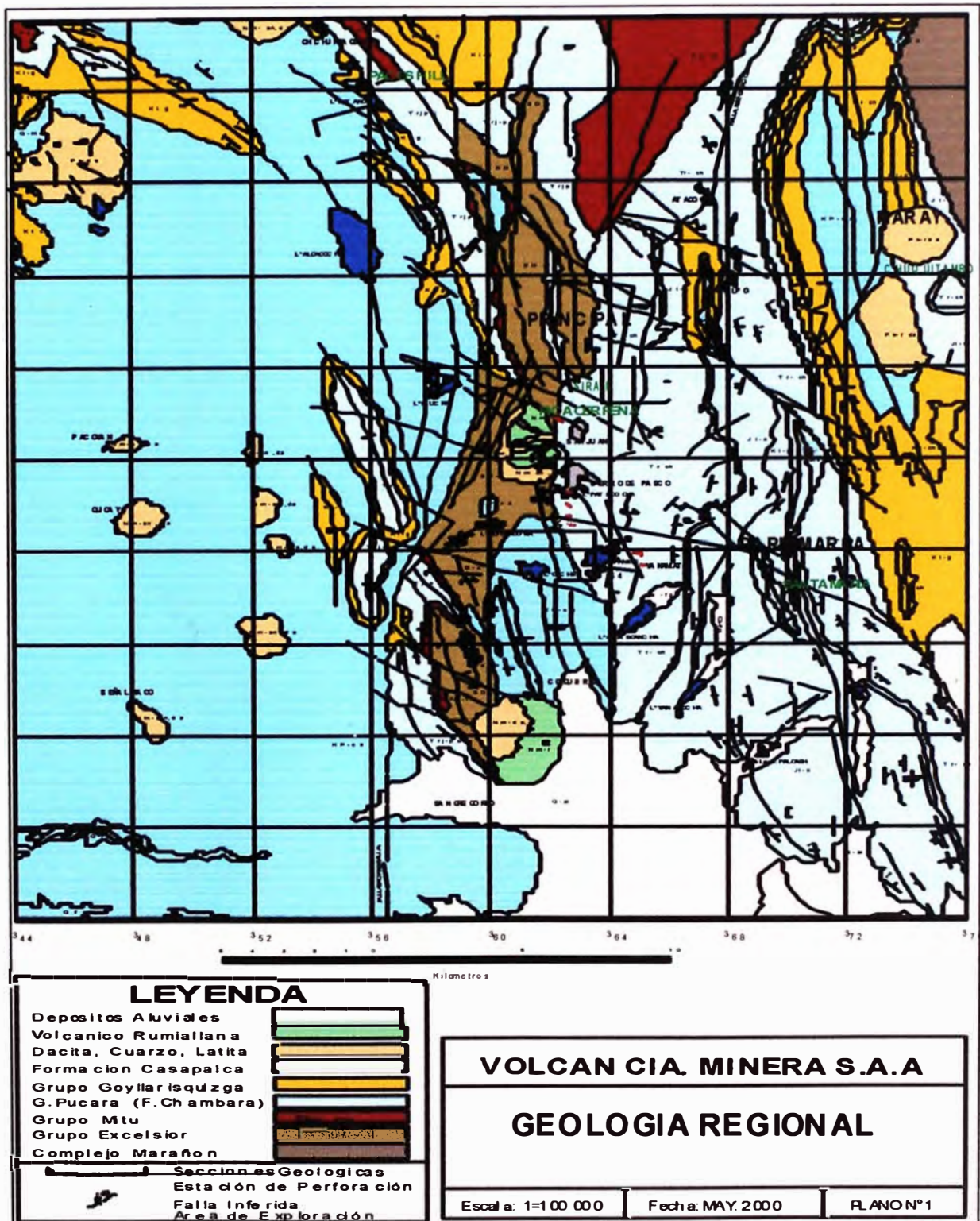
F. CUERPOS OXIDADOS ARGENTIFEROS Ó PACOS

Sobreyaciendo al cuerpo de sílica-pirita se ha desarrollado un impresionante sombrero de hierro, que varía en profundidad desde pocos centímetros hasta más de 100 m. aprovechando para ello las zonas de falla, contactos y de brechas.

Las zonas oxidadas sobre los cuerpos de Pb-Zn contienen a los valores en Ag, en Pb, o el una combinación de ambos, además de óxidos de Bi y Pb.



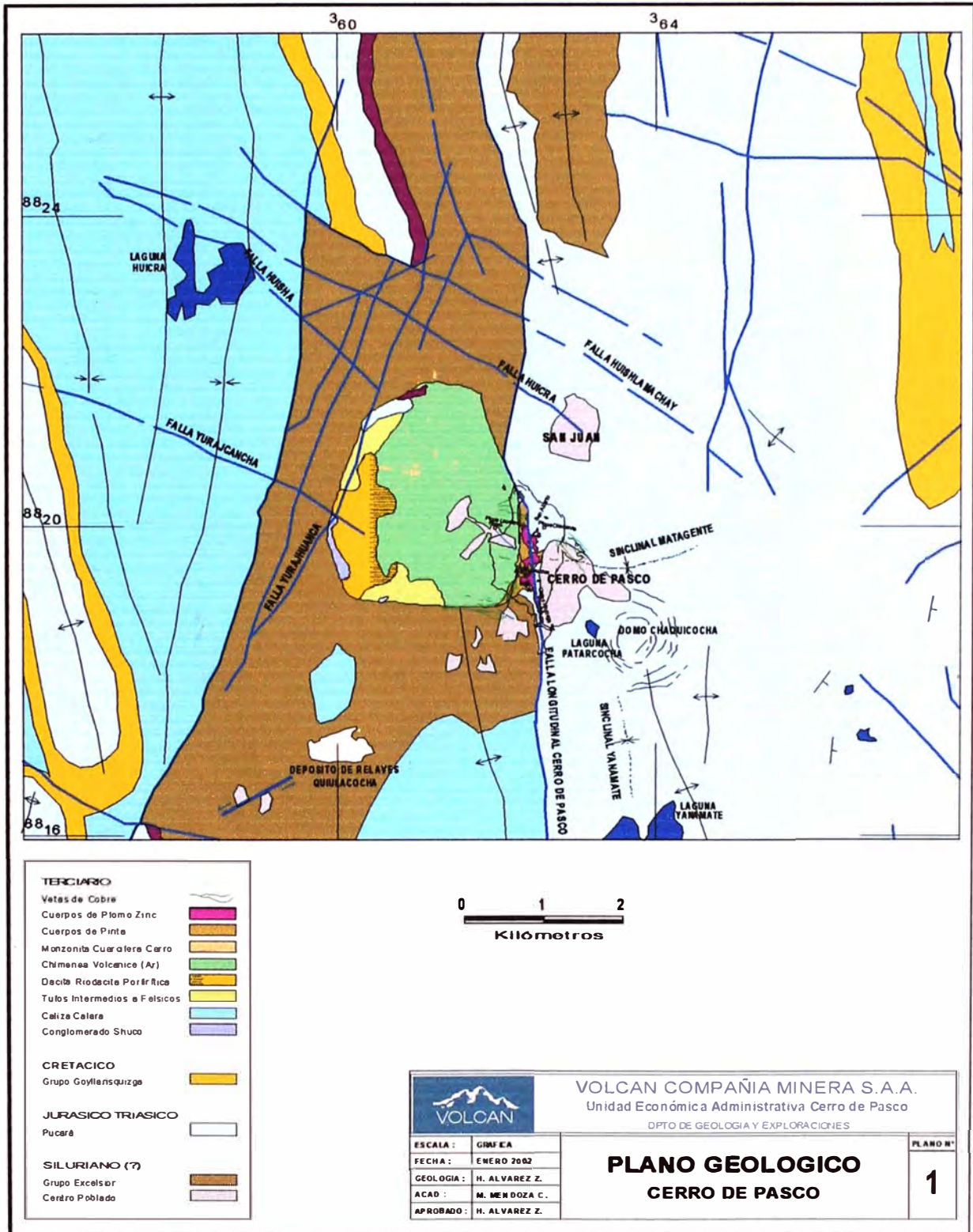
FIGURA 3.1: GEOLOGIA REGIONAL.



Fuente: Departamento de Geología



FIGURA 3.2: PLANO GEOLOGICO DE CERRO DE PASCO



Fuente: Departamento de Geología



CAPITULO IV:

“PROCESO PRODUCTIVO ACTUAL DE LA MINA SUBTERRANEA CERRO DE PASCO”



CAPITULO IV:

PROCESO PRODUCTIVO ACTUAL DE LA MINA SUBTERRÁNEA CERRO DE PASCO

4.1.- OPERACIONES UNITARIAS DEL CICLO DE MINADO.

4.1.1.- PERFORACION

La perforación de rocas, es tal vez la actividad de mayor importancia dentro de la actividad minera, pues ya que la buena elección de mallas de perforación de acuerdo al método de explotación empleada y de acuerdo al tipo de roca que se presente en el frente a perforar, y una buena distribución de explosivos dentro de los taladros, depende el éxito de la operación minera, pues a partir de esta operación, se conseguirán reducir los costos y aumentar la productividad; para esto es necesario una supervisión exhaustiva, para el cumplimiento de estos requerimientos.

También se debe tener en cuenta 4 aspectos muy importantes que Volcan Compañía Minera S.A.A. tiene como norma para todos los trabajadores para poder realizar una perforación segura y sin riesgos, estos aspectos son:

Ventilación.- primero nos cercioramos si la ventilación es buena si no lo es realizamos la respectiva instalación de los ventiladores que para esto es necesario la realización de chimeneas que nos servirán de vías de alimentación de aire para nuestra ventilación y para el desemboque de los gases tóxicos y polvos que se despejan por acción de la voladura.

Regado.- se realiza con el fin de desalojar los polvos que quedan adheridos en las cajas que han quedado flojas, y para asentar el polvo que ha sido levantado por acción de la voladura

Desquinche.- el desquinche se realiza para asegurar la zona de trabajo, que requiere sean hechas con mucho cuidado y sobre todo utilizando las barretillas de



seguridad del tamaño adecuada para prevenir que algún planchón que caiga por efecto del desquinche.

Limpieza.- la limpieza se hace con scoop para poder realizar la etapa de perforación y voladura en perfectas condiciones.

Para llevar a cabo la perforación respectiva en los tajos se cuenta con Jumbo Electro Hidráulicos (03 boomer 182 Atlas Copco, 01 MTI), Jacklegs.

Para el aguzado de los brocas se cuenta con un aguzador cada nivel principal mediante el cual se da un afiliado a los brocas gastados.

Los Jumbo con los cuales se cuenta son de un brazo, estos equipo vienen montados sobre neumáticos que facilita el desplazamiento a través de las labores y de la Rampas, el sistema de traslación del equipo es accionados por un motor diesel de 60 HP que posee una batería de 14 V. para su arranque respectivo, el sistema de perforación es accionada mediante el tableo de control al cual funciona con un voltaje de 440 V,

En caso del Jumbo se perforan 20 a 33 taladros con barrenos de 10 pies y 12 pies (barreno R32-R38) el tipo de broca utilizado es de Botones, con diámetro de 2 pulgadas.

El tipo de corte que se aplica tanto en los tajeos (para Breasting y Frente) como en las rampas es corte quemado (corte paralelo).

La perforación Horizontal, es aplicada en preparación de labores ya sea en desmonte o mineral, para preparar una rampa o galería, un crucero y/o tajeo, etc.



Los equipos de perforación empleados, son de accionamiento hidráulico y son de gran rendimiento y productividad. También se emplean las ya convencionales perforadoras neumáticas, pero para funciones de Servicios Auxiliares y otros.

EQUIPOS DE PERFORACION.

Adecuándose con el sistema de minado que tiene la Unidad, el cual es el corte y relleno ascendente mecanizado, se viene utilizado equipos de perforación como son los jumbos electro hidráulicos.

Para el avance horizontal en Rampas y Subniveles, se dispone de Jumbos Boomer 182 de la marca Atlas Copco. La longitud y flexibilidad del brazo o “pluma” permite realizar muy bien el trazo establecido en frentes como es el corte quemado, por la misma calidad de la roca.

Es importante el soporte hidráulico o gatas hidráulicas que controlan el nivel del equipo para que no haya desviaciones al momento de perforar. Esto le da estabilidad y más exactitud en los taladros.

Algunas características técnicas son:

VOLTAJE	440 V.
PRESION DE AGUA	10 – 20 bar.
PRESION DE PERCUSION	180 bar.
PRESION DE AVANCE	70-90 bar.
PRESION DE ROTACION	30 - 35 bar.



DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

En este caso los perforistas de la contrata realizan el diseño de malla que a ellos más les parece según la experiencia que tienen, adecuan el diseño de malla, para el frente que corresponde. Tomando como referencia el centro de línea y las cola estos dos factores sirven para dar la dirección de los taladros durante la perforación que son marcados en el frente por los topógrafos en la zona, Muchas veces al realizar la malla de perforación no realizan la distribución correcta por lo mismo que no tienen un criterio técnico para calcularlos tanto en los arranques, ayudas y en el resto de taladros y muchas veces no se sigue la dirección correcta que les ha dado el topógrafo, todo lo mencionado puede ser que se de por no haber una buena supervisión por parte de los encargados de la zona.

Al no seguir la dirección trazada por lo topógrafos se puede dar el caso (NV1600 Js piso 15) en el método de paneles que al ser explotadas las labores que estaban en medio de los rellenos, se coincidió con los estos y estas labores se vieron afectadas debilitándolas, ocasionándose que estas se vuelvan inseguras, por tal motivo se vieron obligados a clausurar dichas labores procediendo así al relleno de estas.



Aquí, las eficiencias promedio del Jumbo, Jacklej de 6 y 8 pies:

TABLA 4.1: EFICIENCIAS DE PERFORACION.

Zona	Equipo Perf.	Avance teórico	Avance real Prom.	Efic. Promedio
I	Jumbo	3,2	2,4	76%
	Jack leg, 6´	1,6	1,5	94%
	Jack leg, 8´	2,2	1,9	86%
II	Jack leg, 6´	1,6	1,1	71%
III	Jumbo	3,2	2,0	63%
	Jack leg, 6´	1,6	1,2	73%
IV	Jumbo	3,2	2,2	68%
	Jack leg, 6´	1,6	1,2	76%
Total Mina	Jumbo	3,2	2,2	69%
Total Mina	Jack leg, 8´	2,2	1,9	86%
Total Mina	Jack leg, 6´	1,6	1,3	79%

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



4.1.2.- VOLADURA

La voladura consiste en el movimiento y fragmentación de material rocoso de mineral, como resultado de la detonación de la mezcla explosiva que se coloca en los taladros.

En la Unidad de Cerro de Pasco, con el objetivo principal de controlar los efectos causados por la voladura de tal manera que la resistencia inherente de los pilares después del disparo no se vean afectados por fracturamientos, se está aplicando la voladura controlada utilizando la voladura de Recorte, siendo el propósito la distribución adecuada y la reducción de la concentración de la carga de los diferentes tipos de explosivos e los taladros de producción y de contorno. Para el diseño y la aplicación de la voladura controlada se utilizó los modelos matemáticos de Konya y Hansen dando resultados satisfactorios.

La voladura en este caso no se realiza a horas predispuestas ya que la contrata por demoras en la realización de la perforación; en este caso la mayor parte se da por averías de mangueras, falta de aire o agua. Para poder cumplir la contrata con la voladura muchas veces la realizan fuera de tiempo.

Los explosivos usados en esta empresa minera son:

Fanel. (Fulminante antiestático no eléctrica).

Cordón detonante.

Fulminante.

Conectores.

Mecha Rápida.

Mecha de Seguridad.

Dinamitas.

Emulsiones.



4.1.3.-ACARREO.

La extracción de mineral en los diferentes niveles se hace con locomotoras eléctricas que traccionan con carros mineros y también se extraen con ayuda de los Dumpers.

Zona I: Se trabaja con una locomotora de capacidad de 6 Tn de capacidad y carros mineros tipo balancines de capacidad 1 m³, el cual alimenta de mineral al OP4 y a la vez lo encausa al Nv 1800. También el Dumper aporta mineral hacia el OP Nro 6 (va también al Nv 1800).

Zona II: Se trabaja con 3 locomotoras de capacidad de 10 Tn cada una con 2 carros tipo Gramby de 1.8 m³ de capacidad los cuales aportan mineral al OP 06.

Zona III: Se cuenta con 2 Locomotoras de capacidad de 6 Tn de capacidad, cada una con 8 carros balancines que alimentan el OP 06 y OP 07.

Zona IV (Nv 1600): Se utilizan dos locomotoras de capacidad 6 Tn de capacidad y determinado número de balancines para alimentar el OP7.

Zona IV (Nv 1800): Se cuentan con dos locomotoras, la 501 y la 502 las cuales tienen 12 Tn de capacidad y utilizan 6 carros Gramby cada una; estas cogen el mineral acumulado en el OP 06 y OP 07; luego llevan el cargamento hacia una parrilla el cual sirve de colador para los Pockets A y B; luego, estos Pockets alimentan los dos Skips de 6 Tn de capacidad cada una para luego sacar el mineral hacia superficie (por el Pique Lourdes).



VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE LA LOCOMOTORA

VENTAJAS:

- ❖ Alta capacidad de producción
- ❖ Bajo costo de operación y mantenimiento.
- ❖ Usos diversos
- ❖ Alta velocidad
- ❖ Confianza y seguridad.
- ❖ Requiere facilidades para el mantenimiento

DESVENTAJAS:

- ❖ Alta inversión de capital
- ❖ Alto costo de Instalación
- ❖ Sistema rígido



4.1.4. RELLENO HIDRÁULICO:

El relleno hidráulico utilizado en la mina es una mezcla de relave agua o relave cemento agua, comportándose dicha mezcla como un fluido y por lo tanto una mezcla incapaz de resistir fuerzas o esfuerzos de corte sin desplazarse, mientras que un sólido si puede hacerlo.

Esta mezcla es transportada por gravedad a la mina por tuberías de polietileno de 4 pulgadas de diámetro. Para vencer las perdidas de carga hace falta una presión, la cual se obtiene por diferencias de altura entre la ubicación de la planta y la mina. Este método de relleno es el mas completo, ya que los espacios explotados se cubren en un 85-90%., además es un medio que nos permite sostener la mina, mitigar los polvos, gases e incendios.

Hay varios tipos de mezcla:

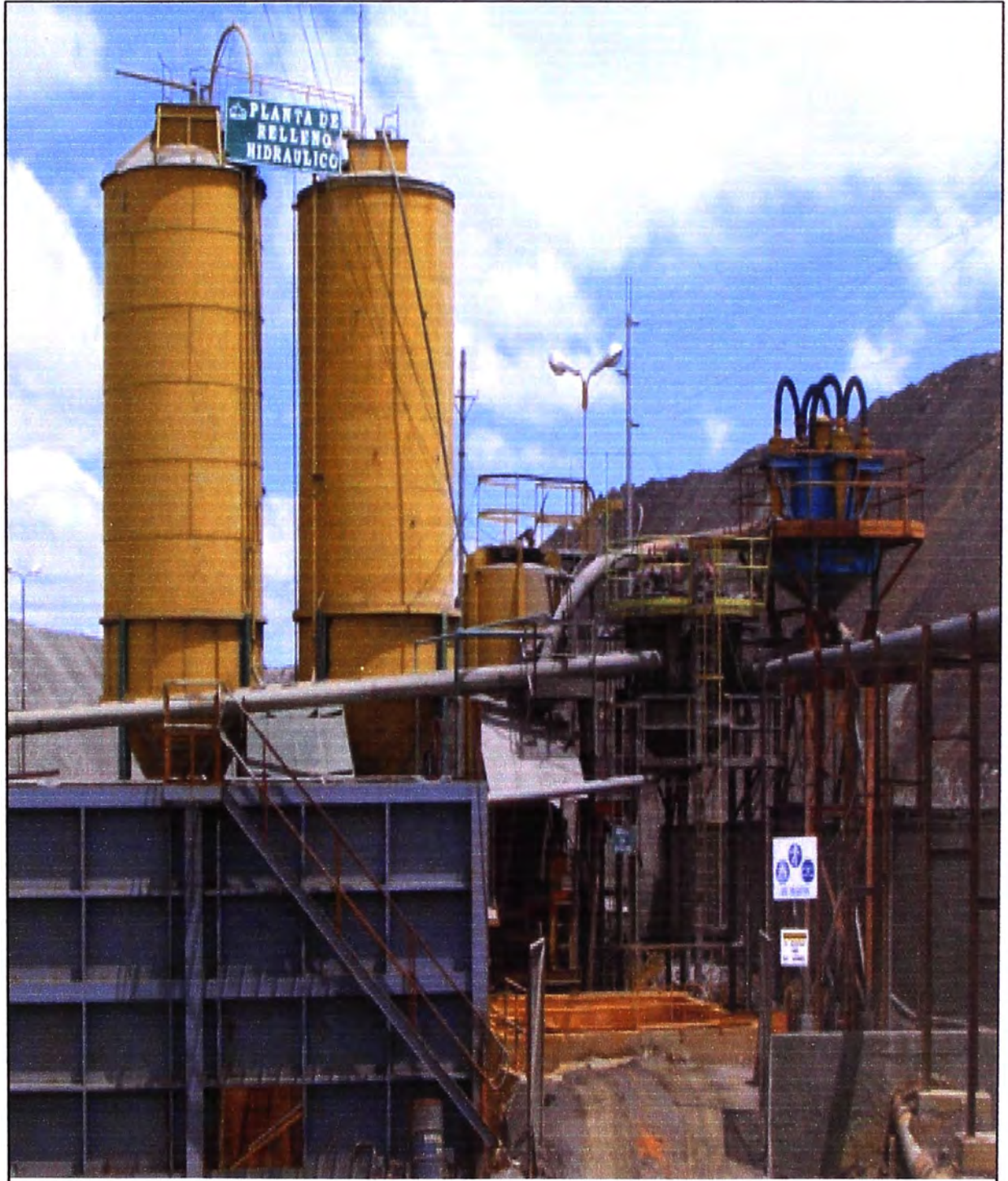
Mezcla 1/6 o Lozas: Es usado para el relleno de las labores en preparación (Sill) o en las labores del método de minado UCF (áreas CNB y A-IV), los cuales servirán de techo en la posterior explotación, también es empleado para algunos trabajos especiales como: Derrumbes, Chimeneas, contorno de echaderos y recuperación de galerías. El concreto es un conglomerado pétreo artificial, que se prepara mezclando cemento y agua con arena y/o piedra triturada, grava u otro material pétreo. En el caso del concreto preparado para relleno hidráulico, es una mezcla de cemento, agua y relave en proporciones de 1/6 (Cemento / relave).

Mezcla 1/3 (sobre loza): Forma parte del relleno final de las labores de los métodos de explotación del UCF, OCF, Cámaras y pilares y SLS. Asimismo, del relleno de los paneles adyacentes cuando se tiene pilares de mineral para explotar.

Lama (Relave sin Cemento): Es usado para relleno final de áreas vacías, que son dejados por la explotación de un pilar que ha tenido en sus extremos adyacentes, labores ya explotados y rellenados por 1/30, también en los cortes superiores después del Sill de las Cámaras y pilares.



FIGURA 4.2: PLANTA DE RELLENO HIDRAULICO.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



4.1.5.- EVACUACIÓN DE DESMONTE

Gran parte del desmonte es utilizado en la mina para llenar con ellos las áreas que ya han sido explotadas y entran a la etapa de relleno.

El desmonte excedente se evacua a superficie por el Pique Lourdes por intermedio de campañas de desmonte que se coordinan en forma mensual.

4.1.6.-SERVICIOS MINA

DRENAJE.

Dado la cantidad de agua que circula en el interior de la mina producto de las filtraciones y de las operaciones mineras, el sistema de drenaje constituye uno de los pilares fundamentales dentro de las operaciones. El circuito de drenaje comienza con la captación de las aguas neutras que se filtran y las aguas BARREN los caudales son reencausadas por medio de cunetas, tuberías de fierro y polietileno a través del interior mina tratando de derivar desde los niveles superiores hasta el nivel 2100 que es el nivel principal de captación de esta agua para su posterior evacuación.

Esta agua captadas son bombeadas desde el NV 2100 al nivel 1200 desde unas pozas de 1040 m^3 y 227 m^3 con impulsión de unas 3 bombas cada una con capacidad de bombeo de 2600 GPM, el agua que llega al nivel 1200 llega con las siguientes características 3266 GPM, 2,3 de PH, el recorrido de esta agua es hacia la galería McFarlane con GPM=3647 y PH=2.3 las aguas BARREN; con GPM=1220 y PH=1.3 las aguas ácidas.

Además en el nivel 1400 son captadas aguas ácidas las cuales son bombeadas al NV 1200 con GPM=715; PH=1.7 de todo este circuito las aguas BARREN son bombeadas a superficie para ser usadas en la lixiviación de cobre y las aguas ácidas son bombeadas a superficie.



En todo el sistema de drenaje existen 5 cámaras de bombas.

NV 800.

- ❖ Cámara de bombas Winze 98 con 2 bombas de 100 GPM cada una y una poza de 143 m³
- ❖ Cámara de Bombas 6276 con 2 bombas de 750 GPM cada una y una poza de 70 m³.

NV 1200.

- ❖ Cámara de Bombas NV 1281 para aguas BARREN con 3 bombas de 2600 GPM cada una y una poza de 510 m³
- ❖ Para aguas ACIDAS con 2 bombas de 2600 GPM cada una y una poza de 510 m³

NV 1400.

- ❖ Cámara de Bombas con 3 bombas de 100 GPM cada una y una poza de 510 m³

NV 2100.

- ❖ Cámara de bombas 2125 con 3 bombas de 2600 GPM cada una y 2 pozas de 1040 m³ y 227 m³ respectivamente.

Las aguas procedentes de esta lixiviación son reencausadas a la Laguna de Yanamate, las cuales se neutralizan naturalmente.



4.2.- MÉTODOS DE MINADO SUBTERRANEO APLICADOS EN U.E.A. CERRO DE PASCO.

4.2.1.-SITUACIÓN ACTUAL DE LOS MÉTODOS APLICADOS EN LA UNIDAD.

Considerando la larga historia de la actividad Minera en Cerro de Pasco, no es sorprendente ver que se han utilizado muchos métodos de explotación. A continuación en forma cronológica se detallan los principales métodos empleados en la explotación de los cuerpos mineralizados de Pb-Zn.

- ❖ Desde antes de 1950 a 1969, conjunto de cuadros o “Square Set”.
- ❖ Desde 1950 a 1967, Corte y Relleno Ascendente o “Arch Back” con Relleno Convencional.
- ❖ Desde 1967 a 1975, Corte y relleno ascendente o “Arch Back” con Relleno Hidráulico.
- ❖ Desde 1968, Corte y Relleno Descendente o “Under Cut and Fill” para recuperar pilares.
- ❖ Desde 1968, “Block Caving” en el nivel 400, en cuerpo aislado Cola Sur del Cayac Noruega “B”.
- ❖ Desde 1969, Corte y Relleno “Under Cut and Fill” descendente para cuerpos mineralizados.
- ❖ Desde 2001, Cámaras y Pilares, así como Sub Level Stoping.



METODOS ACTUALES EN APLICACION EN LA UNIDAD CERRO DE PASCO

❖ METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

PARAMETROS:

Consumo de explosivos	: 0.25 Kg explosivo/tm rota.
Perforación específica.	: Con Jumbo (barreno de 12 pies) = 3.65 m. : Con JackLeg (breasting de 8 pies) = 2.40 m. : Con JackLeg (frente con 6 pies) = 1.80 m.
Eficiencia de perforación y voladura	: 85 %
Dilución	: 5%.
Recuperación.	: 95%
Sostenimiento temporal	: Split set, malla + Split Set.
Ventilación	: Forzado (ventiladora eléctrica)
Temperatura.	: Hasta 35 grados aprox.
Radio de curvatura de los paneles	: 110°.

❖ METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE

PARAMETROS:

Productividad por tajeo.	: 10T/h gdia.
Consumo de explosivos.	: 0.16 Kg explosivo/tm rota.
Dilución	: 10%.
Recuperación.	: 90-95%
Ventilación	: Forzado (ventiladora eléctrica)
Sostenimiento temporal con cuadros	



❖ METODO DE EXPLOTACIÓN POR CAMARAS Y PILARES

PARAMETROS:

Productividad en tajeo	: 26 ton/h-g
Factor de carga de explosivo	: 0.25 Kg/ton
Eficiencia de Perforación	: 2.7 ton/m-pf
Labores preparatorias por 1000 ton extraídas	: 3mt
Mineral roto por horizonte de 2.5mt de altura	: 18 000
Mineral roto por disparo	: 200 TM
Horas efectivas de operación por guardia	: 4 horas con terceros
Rendimiento de Scooptram/hora/mes	: 100 ton/hora y 18000 ton/mes
Rendimiento del Jumbo/hora/mes	: 33 mt/hora y 6600 mt/mes

❖ METODO DE EXPLOTACION POR SUBNIVELES - SUB LEVEL STOPING

PARAMETROS:

Ratio de Preparación	: 216.45 Ton/Mt. Prepar.
Perforación Especifica	: 8.20 Ton/Mt. Perf.
Factor Potencia	: 0.33 Kg/Ton
Eficiencia	: 25 Ton/Tareas
Costo	: 7.63 \$/Ton



4.2.2.-COMPARACION DE LOS METODOS

A continuación se detallan los diferentes tipos de Métodos de explotación que se practican en la U.E.A Cerro de Pasco.

TABLA 4.2: COMPARACION DE LOS METODOS DE EXPLOTACION

METODO		PARAMETROS				
		Dilución (%)	Recup. (%)	Costo (\$/tm)*	Prod. 2006 (tms)	Aporte 2006
OCF		7,60%	85%	21	610,500	55%
UCF	Tradicional	3,00%	76%	24	136,250	12%
SLS		10%	87%	15	120,750	11%
R&P	Nuevos	8%	85%	19	242,500	22%
		7%	84%	20	1'110,00	100%

(*) Costo de operación mina

Leyenda:

OCF: Over cut and fill with hidraulic fill cemented / simple.

UCF: Under cut and fill with hidraulic fill cemented.

SLS: Sublevel stopping with hidraulic fill cemented / simple.

R&P: room and pillar with hidraulic fill simple.

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



4.2.3.-SELECCIÓN DE LA VARIANTE DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING).

La Compañía Minera Volcan, a través de sus áreas de Ingeniería y Planeamiento, Área de Mina y Geología vieron por conveniente aplicar el Método de Raise Caving a cuerpos mineralizados de menores dimensiones que se tenían como reservas aisladas en diversas partes de la mina, como es el caso del Cuerpo F-317 por las siguientes razones:

- ❖ El Buzamiento y la forma cónica del Cuerpo F-317 es adecuado para la aplicación de este método.
- ❖ La infraestructura ya existente en el Nv 1400 se adecua perfectamente a la implementación de este método y así hacer menos avance en preparaciones.
- ❖ La evaluación Geomecánica da como resultado un tipo de roca muy competente para considerar aplicar el método.
- ❖ La distribución y leyes de Pb, Zn, es muy favorable, según la evaluación del departamento de Geología.
- ❖ Las reservas de este cuerpo mineralizado y una evaluación Económica inicial nos indica que el proyecto Raise Caving tendrá una duración entre 7 a 8 meses, lo cual nos indica una rápido recupero de la inversión y utilidad elevada.
- ❖ El Rendimiento y Productividad de las maquinas perforadoras y Equipos de Limpieza utilizadas en el proyecto es también elevado por el dinamismo de los trabajos.
- ❖ Con respecto a la seguridad; este método nos proporciona un menor riesgo con respecto a otros métodos de explotación.
- ❖ El % de Recuperación es alrededor de 90% el cual es aceptable para aplicar el método.
- ❖ El método Raise Caving es un método muy versátil y novedoso para aplicarlo en mina.



Diferencias con otros métodos de explotación empleados previamente

Entre las diferencias notables con otros métodos conocidos y que se aplican en mina tenemos:

- ❖ Mientras varios métodos utilizan el R/H como un factor indispensable en su desarrollo, el Raise Caving lo utiliza al final de su proceso y no es condicionante para su desarrollo.
Obviamente al no tener relleno el Raise Caving los costos de explotación también serán menores.
- ❖ El Raise Caving reduce drásticamente el peligro de desprendimiento de roca durante su ejecución, al hacer la perforación en el interior de la chimenea aumentando así la seguridad requerida para estos métodos masivos
- ❖ En el proceso de ejecución del Raise Caving esta el de romper todo el sector mineralizado en voladuras de anillos sucesivos, para luego poder limpiar en forma continua y cargar al echadero todo el tonelaje posible cubicado. A diferencia del método SLS, Cámaras y Pilares, etc, quienes requieren de rellenar los paneles ya explotados para poder sacar el adyacente.
- ❖ También este método tiene uno de los mas altos porcentajes de Recuperación de reservas como se indica en este cuadro:

TABLA 4.3: RECUPERACION DE RESERVAS POR METODO DE EXPLOTACION.

Método de Explotación	Recuperación	Dilución
Over Cut And Fill	85 %	8 %
Under Cut And Fill	76 %	8 %
Cámaras y Pilares	85 %	7 %
Sub Level Stopping	87 %	8 %
Raise Caving	85%	8%

Para el presente caso se estima una recuperación del 90%, superior a lo que la experiencia indica.



4.2.4.-APLICACIÓN DEL MÉTODO EN LA ZONA III, NIVEL 1400, CUERPO F-317.

El método de minado será Raise Caving en Cuerpos Tubulares de Pb-Zn. Se aplicó en un cuerpo Pb-Zn de 85° de buzamiento ubicado en la Zona III (Nivel 1400); el cual consistió en construir una cámara de 4 x 4 m de dimensión el cual va a tener 6 ventanas de extracción de mineral de 3x3 mts; de la cámara y en el eje central del cuerpo se alzó una chimenea Alimack de 3.0 mts de diámetro el cual sirvió de vía de ventilación pues será construida de nivel a nivel (Nv 1200 al Nv 1400); también sirvió de vía de desplazamiento del Alimack para poder perforar los taladros largos en anillos cada 2 mts en la vertical con un mismo eje central que será el eje de la chimenea, estos anillos constaron de por lo menos 38 taladros.

Luego se procedió al carguio de los taladros de acuerdo a la longitud de los mismos (se usará Fanel, Dinamita, Examón). Luego del carguio, se procedió a la voladura cada dos anillos en forma secuencial para no perturbar los laboreos cercanos a este cuerpo.

Para la limpieza se utilizaron dos Scooptrams de 2.2 Yd³ de capacidad los cuales limpiarán en forma cíclica de las ventanas de extracción para que el mineral roto pueda bajar sin problemas de campaneos. Este mineral será trasladado por intermedio del OP4 hacia el Nivel 1800 para su posterior evacuación a superficie por el Pique Lourdes.

El espacio vacío generado fue cubierto en gran parte por el desmonte que se saca del Nv 1200, así se cubre la mayor parte de esta cavidad y para sellarlo totalmente, se suministró de R/H en Lama solo para emparejar las ventanas y el nivel superior de la chimenea.



CAPITULO V:

“MINADO EN EL CUERPO F-317- NIVEL 1400 ZONA III-METODO DE HUNDIMIENTO RAISE CAVING”



CAPITULO V:

MINADO EN EL CUERPO F-317. NIVEL 1400. ZONA III – METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING).

5.1.- GEOLOGÍA DEL CUERPO F-317

El cuerpo F-317, ubicado en el Bloque San Expedito nivel 1400.

Se encuentra dentro del cuerpo de pirita cerca al contacto con el aglomerado de Rumiallana, la mineralización consiste de venillas y diseminaciones de pirita, esfalerita y galena distribuidas irregularmente dentro del cuerpo de pirita, tiene forma de lentes cónicos inversos

El cuerpo se encuentra ubicado en la Zona III, Nv 1400 con un rumbo de N 85° E y buzamiento promedio de 85° NW.

Las dimensiones del cuerpo en la parte inferior, una potencia de 25 m y 27 m de largo, en la parte superior una potencia de 10 m de largo con 32 m de altura.

Actualmente se viene implementando este método de explotación en el nivel 1400, cuerpo F – 317, a nivel de piloto.



5.2 RESERVAS DEL CUERPO F-317

Las reservas de este cuerpo están repartidas entre los niveles 1400 y 1600 y siempre en el bloque 2210.

TABLA 5.1: RESERVAS DEL CUERPO F-317

Reservas	T.M.S	% Pb	% Zn	Gr. Ag/t	US\$ / tm
Probadas	35100	0.68	9.26	30.29	44.50
Probable	4 297	0.68	9.22	30.49	44.43
Total	39397	0.68	9.26	30.31	44.52

Fuente: Departamento de Geología.



5.3.- EVALUACIÓN Y ANÁLISIS GEOMECÁNICO.

CARACTERISTICAS GEOTECNICAS:

El cuerpo esta compuesto por rocas; Mineral, Pirita de tipo II y roca volcánica de tipo II y IV. (plano geomecánico)

METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD:

Esto nos indica la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo unos determinados esfuerzos relacionados con el tamaño y forma del tajo.

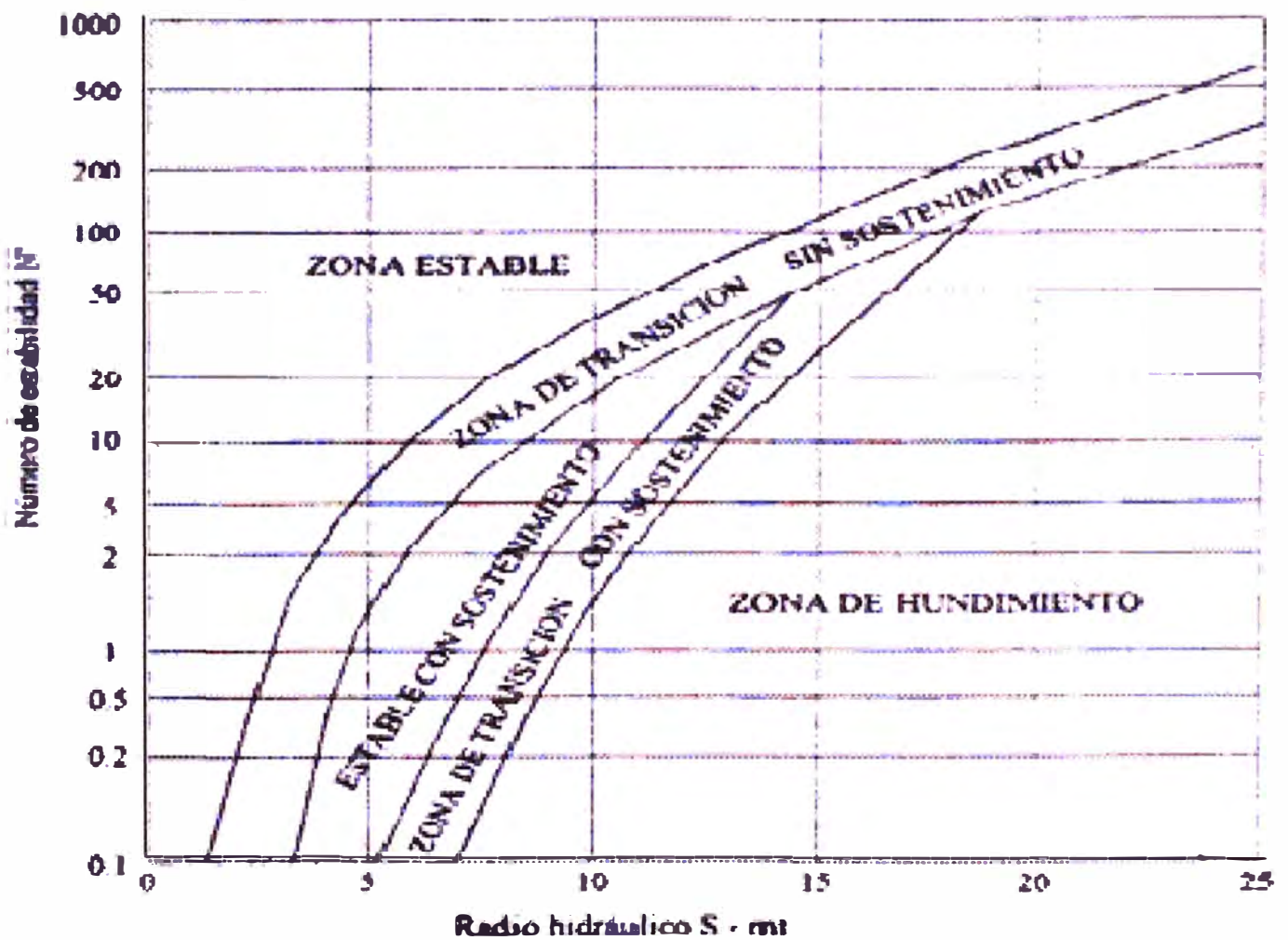
TABLA 5.2: CALCULOS GEOMECANICOS

<u>CALCULO DE N' PARA LA ZONA MINERALIZADA</u>		
CALIDAD DE LA ROCA: REGULAR MF/R		
ALTURA DEL TAJEO: 23 mts.		
$N' = Q' \times A \times B \times C$		
Q'= es el índice de Calidad Tunelero modificado Q		
A= es el factor de esfuerzos en la roca		
B= es el ajuste por orientación de las juntas		
C= es el factor de ajuste gravitacional		
CALCULO DE Q		
RQD		60
Jn		12
Jr		2.0
Ja		2.0
Jw		1.0
SRF		2.50
Q=		2.00
CALCULO DE Q'		
Q' =		5.00
<u>CALCULO DE A:</u>		
PROFUNDIDAD:		246
$\sigma_c =$		50
$\sigma_1 =$		17
$\sigma_c/\sigma_1 =$		2.94
A =		0.21
<u>CALCULO DE B =</u>		0.75
CALCULO DE C=		
$\theta =$		90
C=		2.00



CALCULO DE N':	
N' =	1.54
CALCULO DE S:	
A =	400
P =	80
S =	5.00

FIGURA 5.2 NUMERO DE ESTABILIDAD (N) vs. RADIO HIDRAULICO (S)



Para N' de 1.54

- Para S de 5



Con estos valores interpolando en el gráfico decimos que la Abertura esta en una Zona de Transición sin Sostenimiento y Estable con Sostenimiento.

ANALISIS DE ESFUERZOS Y EL FACTOR DE SEGURIDAD

Para el análisis se consideraron los siguientes valores:

	Mineral	Volcánico
Peso unitario	0.037 MN/m ³	0.025 MN/m ³
Resistencia a la Compresión simple	90 Mpa	35 MPa
Angulo de Fricción interna	29°	24°
Modulo de Young	28000 Mpa	6000
Relación de Poison	0.25	0.25

ANALISIS ESTRUCTURAL DEL TECHO

Se observan que los esfuerzos juegan un rol importante para estabilizar el techo de aberturas anchas como bóvedas, tajeos y otras aberturas.

Hace 35 años Evans demostró teóricamente y experimentalmente que techos fracturados pueden soportarse así mismo de la misma manera que los arcos en forma de bóveda usados en las construcciones.

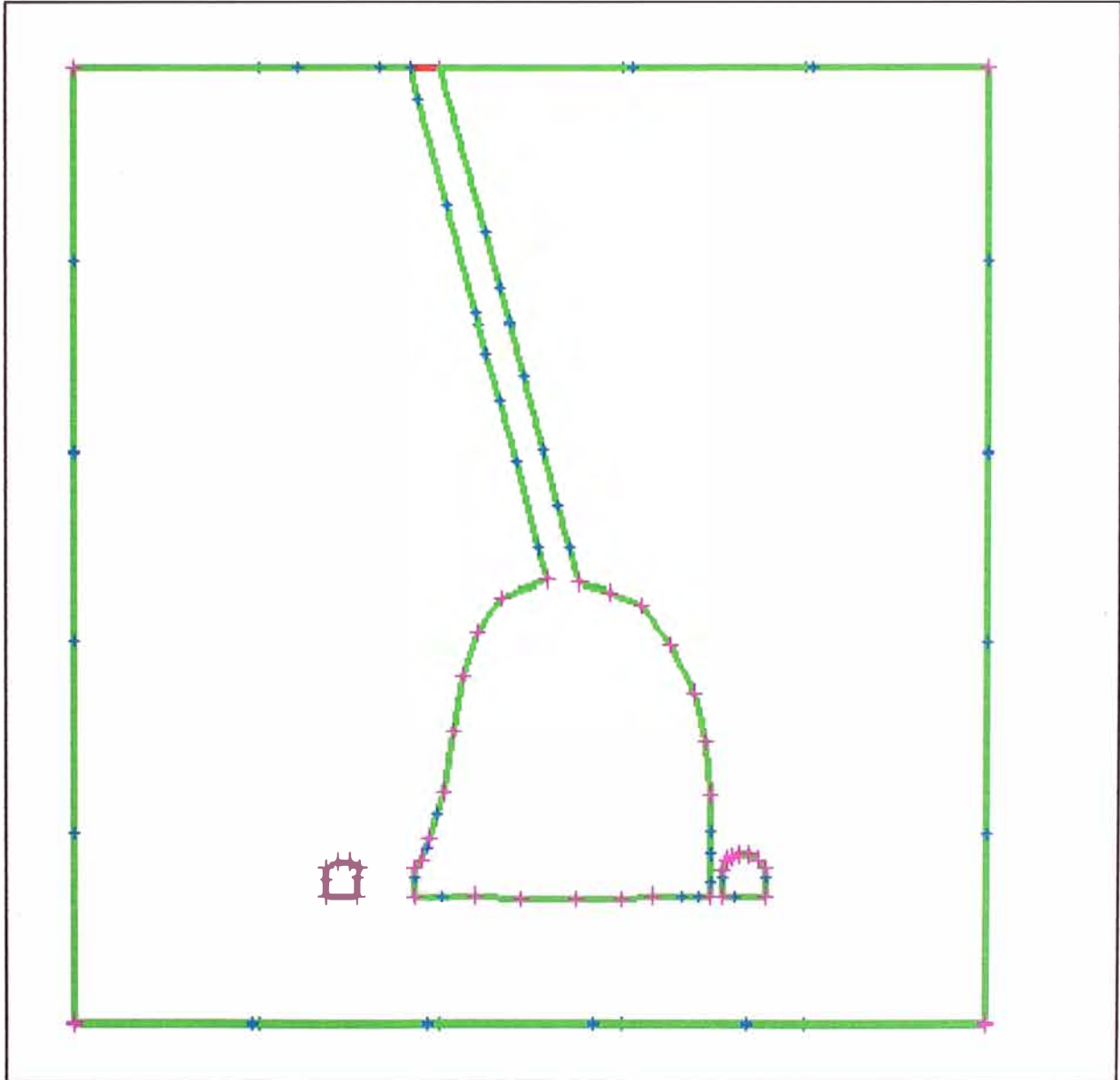
Aparentemente se tiene en el techo rocas con fracturas abiertas sub verticales de E-W y soportadas por la presión y la resistencia al corte, se tiene que la resistencia del arco no depende totalmente de la tensión o flexión que resiste la roca; Se tiene que la resistencia en la viga de roca fracturada es mucho mayor que en una roca no fracturada por cuanto la resistencia a la compresión normalmente es de 4 á 5 veces mayor que la resistencia de tensión por flexión en roca no fracturada.



FIGURA 5.3: GRAFICOS DE LOS ANALISIS GEOMECHANICOS

GRAFICO A

1.- Malla para la simulación de Esfuerzos.

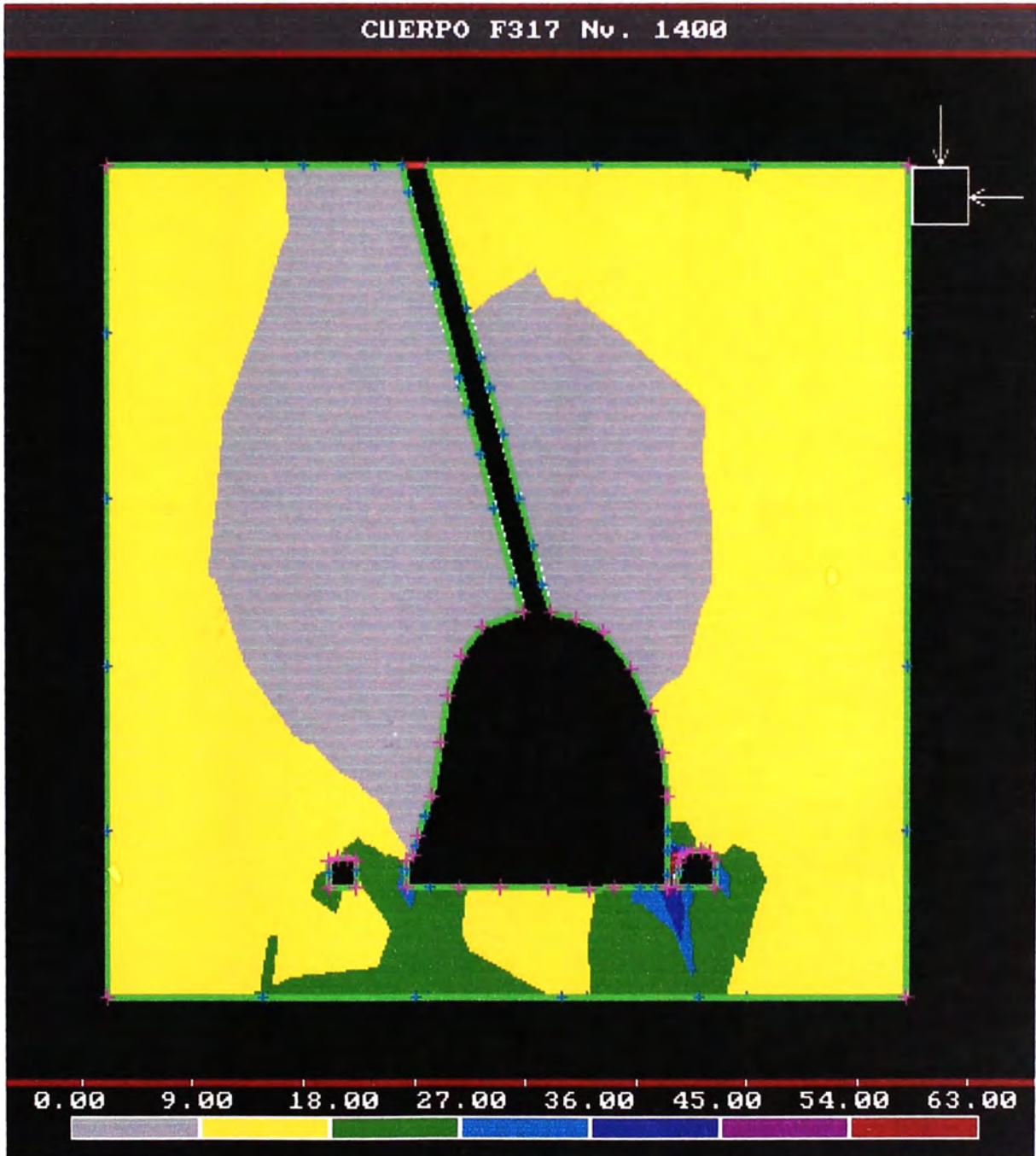


Fuente: Departamento de Geomecánica



GRAFICO B

2.- Esfuerzos de σ_1 MPa



Fuente: Departamento de Geomecánica



GRAFICO C
3.- Orientación de los Esfuerzos de σ_1 MPa

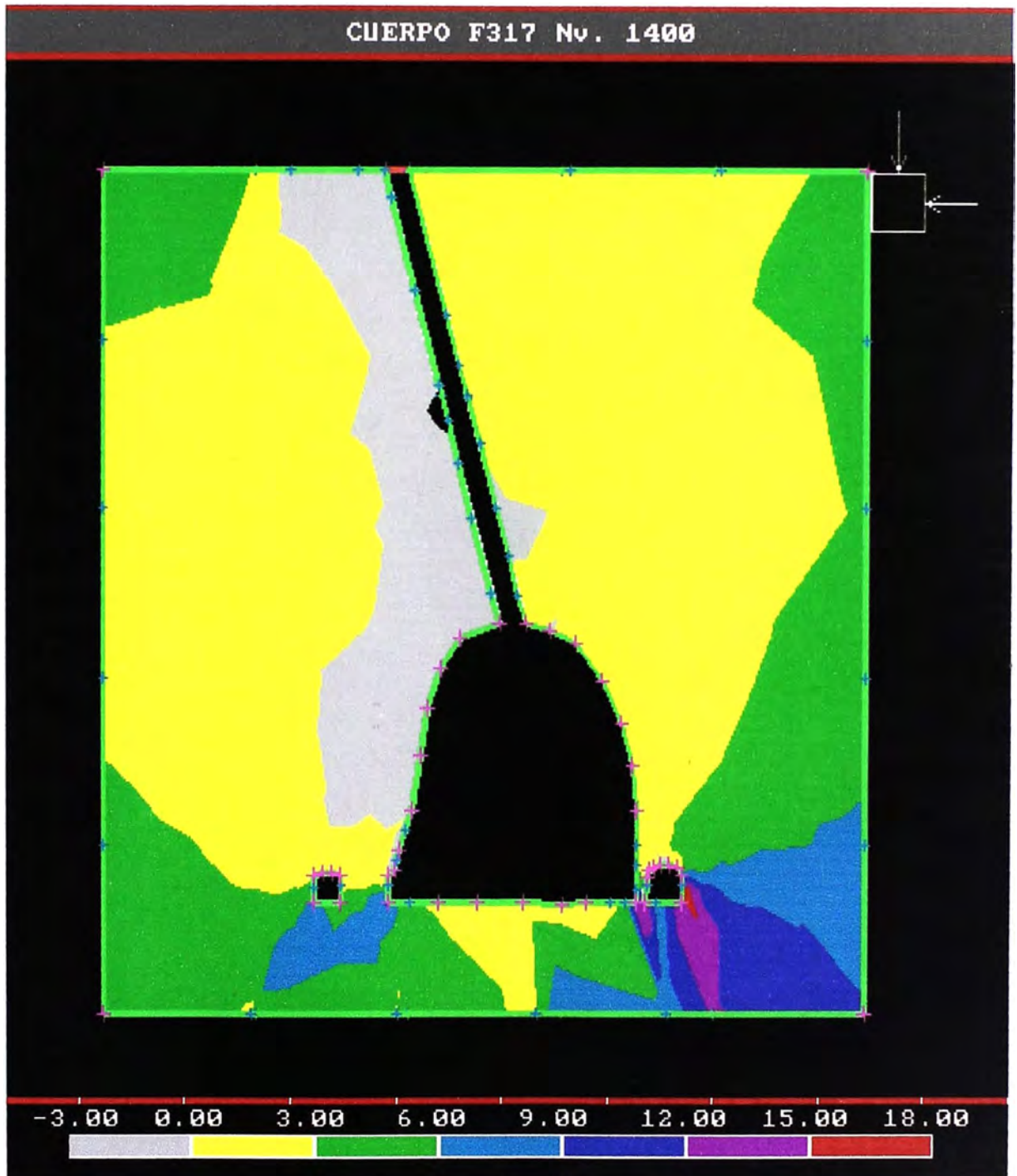


Fuente: Departamento de Geomecánica



GRAFICO D

4.- Esfuerzos de σ_3 Mpa

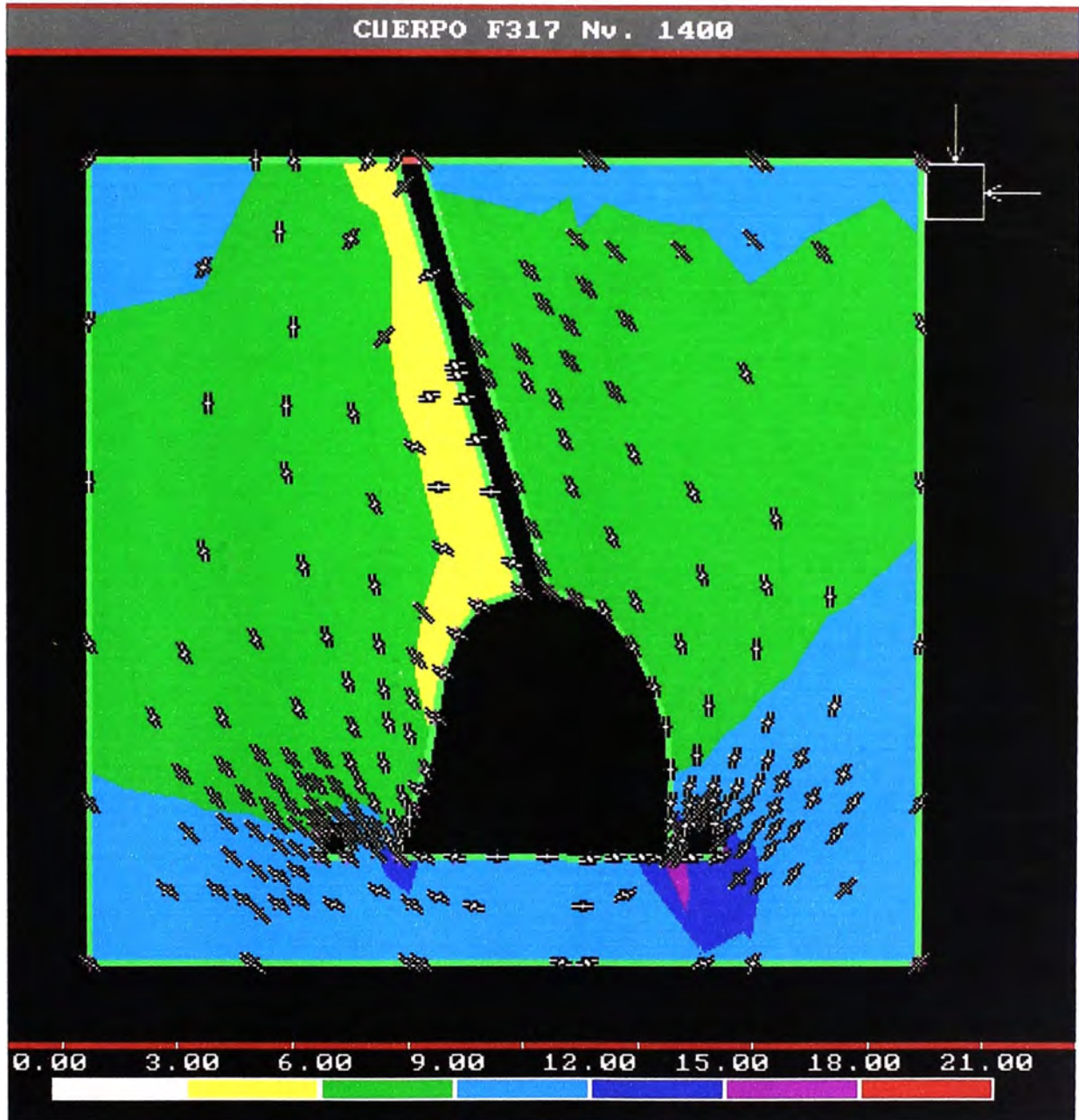


Fuente: Departamento de Geomecánica



GRAFICO E

5.- Orientación de los Esfuerzos de σ_3 Mpa



Fuente: Departamento de Geomecánica



6.- Factor de seguridad.

- ❖ El color rojo indica los esfuerzos de tensión por estar en una zona de contacto entre el mineral, roca volcánica y por la forma geométrica de la chimenea y tajeo,
- ❖ En el techo y paredes de en zonas de pirita y mineral los factores de seguridad esta entre 1 y 3.

GRAFICO F



Fuente: Departamento de Geomecánica



GRAFICO G

7.- Desplazamiento de la Abertura con respecto al eje X y Y.
El Desplazamiento total es de 0.03418 Metros



CONCLUSIÓN

- ❖ La Calidad de roca para el método de minado es favorable
- ❖ La orientación e inclinación de la s fracturas son favorables
- ❖ La forma cóncava del techo para esta abertura es favorable
- ❖ El factor de seguridad en promedio es de 1.2 considerando la zona de tensión.
- ❖ El tiempo de auto soporte para el tipo de roca y la abertura final es de 9 días.



5.4.- ANÁLISIS GEOMETALURGICO DEL CUERPO F-317

El departamento de Geología lleva un control diario de las leyes de mineral distribuidos en el Cuerpo F-317 el cual le permite definir en que sector del Cuerpo esta concentrado la mayor ley y por consiguiente el mayor valor de mineral.

El laboratorio analítico de la U.E.A. Cerro de Pasco realiza determinaciones analíticas por los siguientes elementos: zinc, plomo, plata, cobre, arsénico, antimonio, y bismuto. Recientemente se ha puesto en operación un ambiente de Vía Seca para análisis de Oro y Plata por el método de FIRE ASSAY.

Los resultados de los análisis se reportan en forma diaria a las áreas de Concentradora y Geología, en porcentaje para los ensayos por Cu, Pb, Zn, Bi, As, Sb, Fe; y en gramos para Ag y Au.

El cuerpo F-317 ubicado en la zona III es rico en Ag, Zn, Pb y no va a haber mayor problema en la Planta para su tratamiento posterior.

Tanto el Mineral del Cuerpo F-317 como la del Cuerpo CNA-AVII, no contienen contaminantes que puedan perjudicar la metalurgia en planta, y ya que estos dos cuerpos están siendo explotados en forma simultanea; se produce un blending del material al echarlos al OP 4 .

Mayores detalles acerca de la metalurgia del Cuerpo F-317 se pueden encontrar en el análisis del mismo que viene a continuación.



5.5.2 ANÁLISIS DE PERFORMANCE

TABLA 5.4: ANALISIS DE PERFORMANCE

CALIFICACION DE LOS MINERALES											
RECUPERACION DE PLOMO			Equivalente	RECUPERACION DE PLATA			Equivalente	ACTIVACION DE ZINC			Equivalente
A	Muy Buena	85% a 100%	5	A	Muy Buena	85% a 100%	5	A	Muy Buena	85% a 100%	5
B	Buena	75 a 84,99%	4	B	Buena	75 a 84,99%	4	B	Buena	75 a 84,99%	4
C	Regular	70 a 74,99%	3	C	Regular	70 a 74,99%	3	C	Regular	70 a 74,99%	3
D	Mala	60 a 69,99%	2	D	Mala	60 a 69,99%	2	D	Mala	60 a 69,99%	2
E	Pésima	menos de 60%	1	E	Pésima	menos de 60%	1	E	Pésima	menos de 60%	1

* Minerales calificados como A y B se presentan en Planta Concentradora sin problemas

* Minerales calificados como C con restricciones puede deteriorar las recuperaciones y grados

* Minerales D puede ingresar a Planta solamente en cantidades no restringidas y de ser posible debe evaluarse el efecto nocivo sobre el mineral bueno

* Mineral de calificación E no debe pasar a planta, si el volumen de reservas justifica, se continuara efectuando estudios de búsqueda de mejor recuperación.

ANALISIS DE PERFORMANCE METALURGICA DE MINERALES												
PRUEBA	PROCEDENCIA	CABEZA ENSAYADA			RECUPERACION(%)			ACTIVACION	OXIDOS EN CABEZA		SALES	CALIFICACION
		%Zn	%Pb	Oz/TM Ag	Zn	Pb	Ag		%Ox Zn	%Ox Pb	Kg/TM	
1	25645	4,84	2,13	32,05	90,50	89,48	77,61	4,30	0,02	0,25	1,14	A
2	25646	5,69	1,67	54,72	87,61	91,10	83,93	9,19	0,02	0,28	0,80	A

Comentarios:

- * El mineral de la 25645 de acuerdo la calificación corresponde a la clasificación de mineral de buena calidad, presenta alto contenido de Pb y Ag.
- * El mineral de la zona 25645 es de buena calidad, de alto contenido de Ag, con buenas recuperaciones en todos los elementos.
- * Ambos minerales no presentan problemas en su tratamiento.

Fuente: Departamento de Laboratorio Químico.



5.6.- APLICACIÓN DE LA VARIANTE DEL MÉTODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING) EN EL CUERPO F-317.

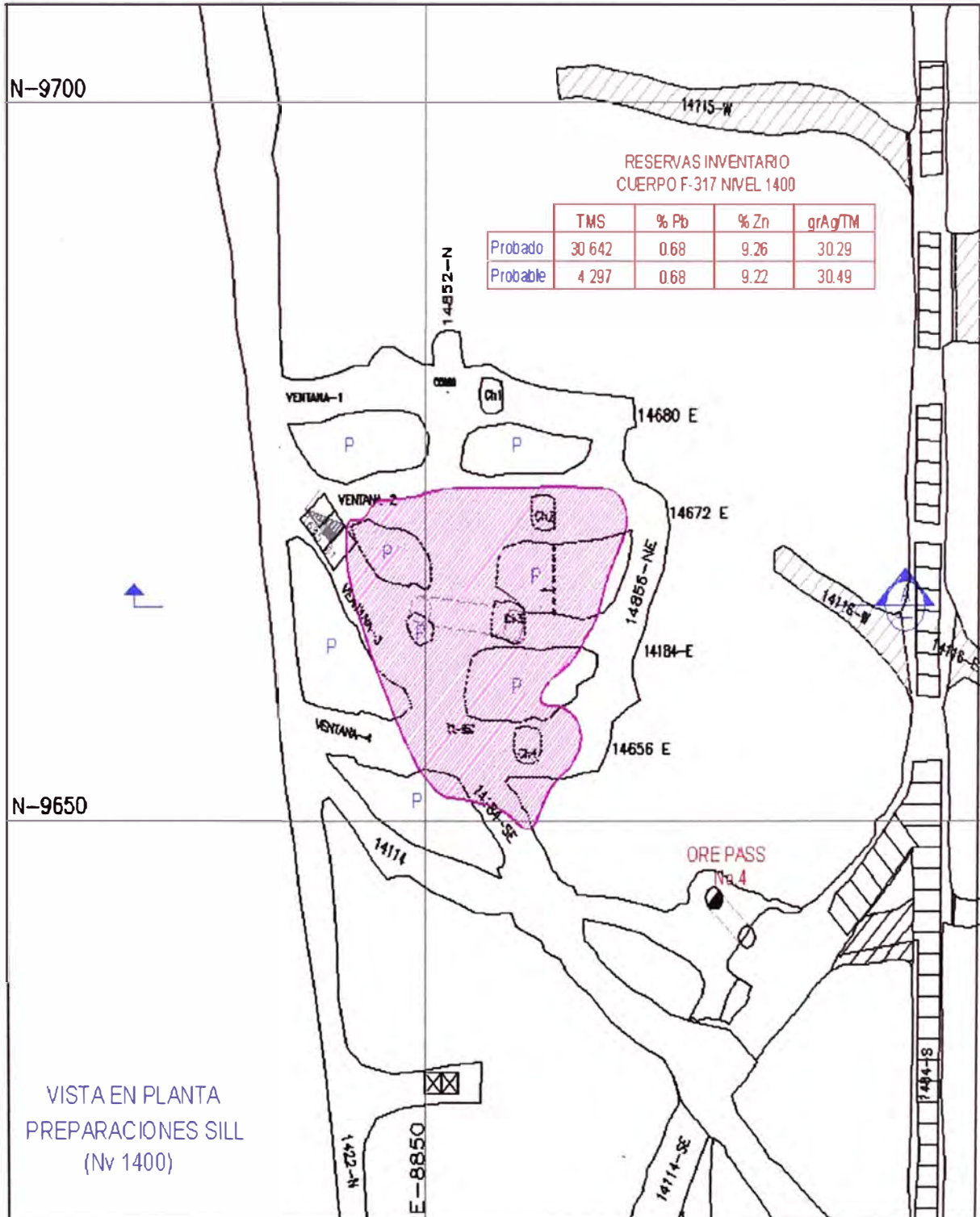
5.6.1.- PREPARACIÓN DEL SLOT DE INICIO Y VENTANAS DE EXTRACCIÓN

Teniendo en cuenta la geometría del cuerpo mineralizado, las preparaciones que se han realizado son:

- ❖ El procedimiento es realizar el subnivel de extracción y las ventanas respectivas, luego la chimenea Alimack, para finalmente realizar la cámara que servirá de cara libre para la voladura de los anillos de perforación.
- ❖ Preparación de acuerdo al diseño, el sub nivel de extracción, con sus respectivas ventanas al cuerpo mineralizado, con secciones de 3.0 * 3.5 metros (ver Figura 5.4).
- ❖ Preparación de la cara libre desde el Sill al 3, con su respectivo ángulo hacia los contactos (“cono para el deslizamiento del mineral”), dejando los pilares respectivos., según diseño. (ver Figura 5.5)
- ❖ Una chimenea Alimack, de 3 .0 metros de diámetro, en la parte central cuerpo, de nivel a nivel, con su respectivo sostenimiento con mallas y Split Set. Para este caso la chimenea se ha realizado desde el nivel 1400 al nivel 1200, con la finalidad de que al término de la explotación, pueda rellenarse con material de los desarrollos del nivel 1200. (Ver Figura -5.5).
- ❖ Una variación del método, cuando el cuerpo tiene estas características, es realizar dos chimeneas, unidas por un subnivel en el horizonte donde se cierra la mineralización. La segunda chimenea, debe ubicarse fuera del área mineralizada, que debe servir de acceso y evacuación del equipo de perforación.
- ❖ El sostenimiento de la chimenea Alimack, y las ventanas de extracción de mineral es al 100% del área abierta, con malla y Splet Set.
- ❖ El sostenimiento del techo de la cámara para la cara libre es a un 75 %, es del área abierta, con malla + Splet Set.
- ❖ El sostenimiento de accesos, es a un 50 % del área abierta.



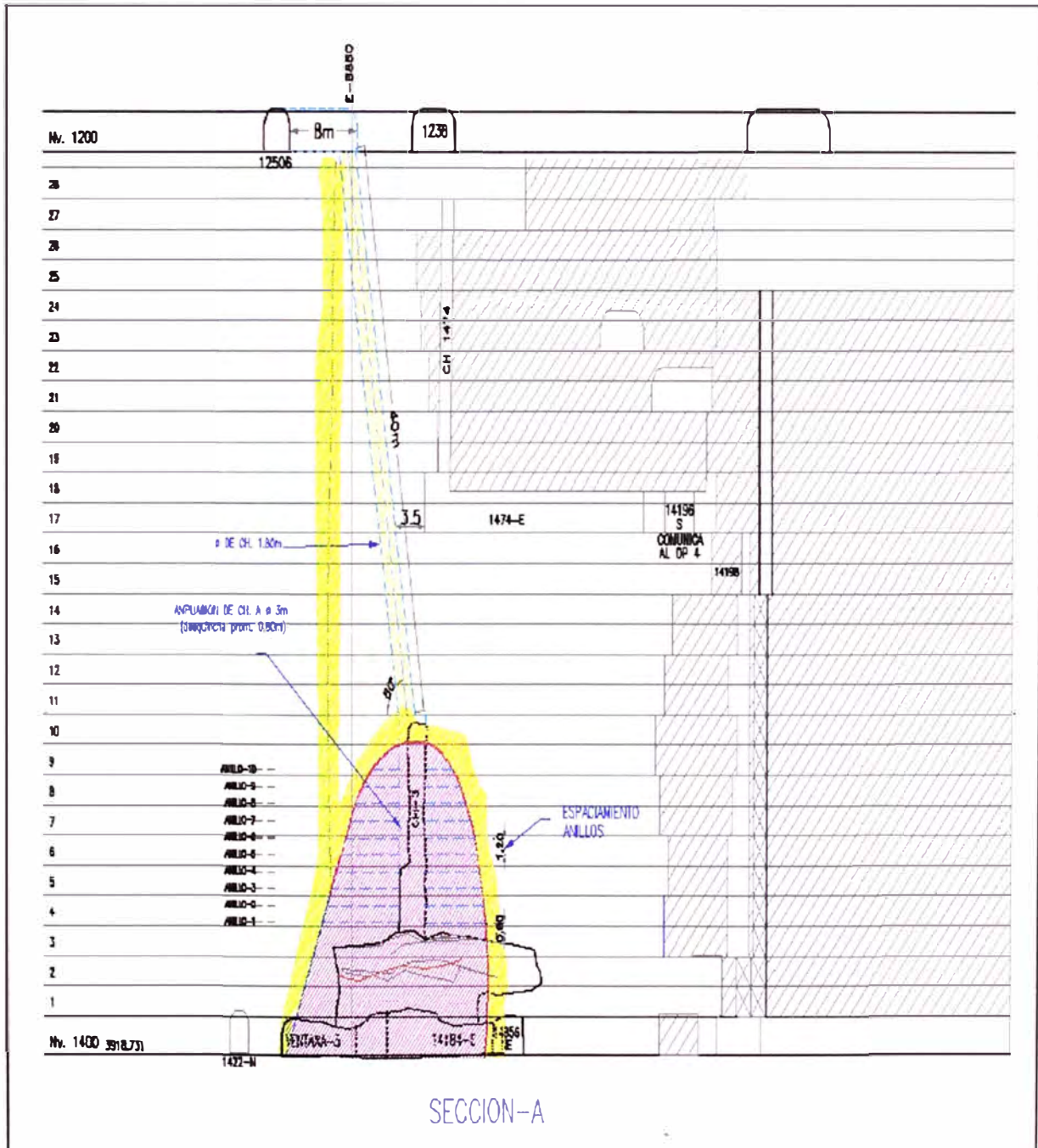
FIGURA 5.4 : PREPARACION DEL ACCESO Y LAS VENTANAS.



Fuente: Departamento de Geología.



FIGURA 5.5 : PREPARACION DE LA CAMARA Y LA CHIMenea ALIMACK.



Fuente: Departamento de Geología.



5.6.2.- PERFORACIÓN DE TALADROS RADIALES

5.6.2.1 DISEÑO DE ANILLOS DE PERFORACIÓN.

Para el cuerpo F-317, se ha diseñado 20 anillos de perforación, con 38 taladros por anillo, con una longitud total de perforación de 5168.90 metros. Para el primer anillo, el Burden es de 0.80 metros, con 38 taladros y una longitud total de perforación de 390.60 metros.

A partir del segundo anillo, el Burden es de 1.20 metros, con longitudes variables de acuerdo al contorneo mineralizado.

El diámetro de los taladros es de 2 pulgadas. La longitud de cada taladro es variable, de acuerdo al contorneo mineralizado. Hacia el contacto con el volcánico se mantiene un escudo de 0.50 metros y hacia la piritita hasta el contacto.

El espaciamiento varía en la parte externa de 0.30 a 0.40 metros, y la parte interna de 1.80 a 2.50 metros.

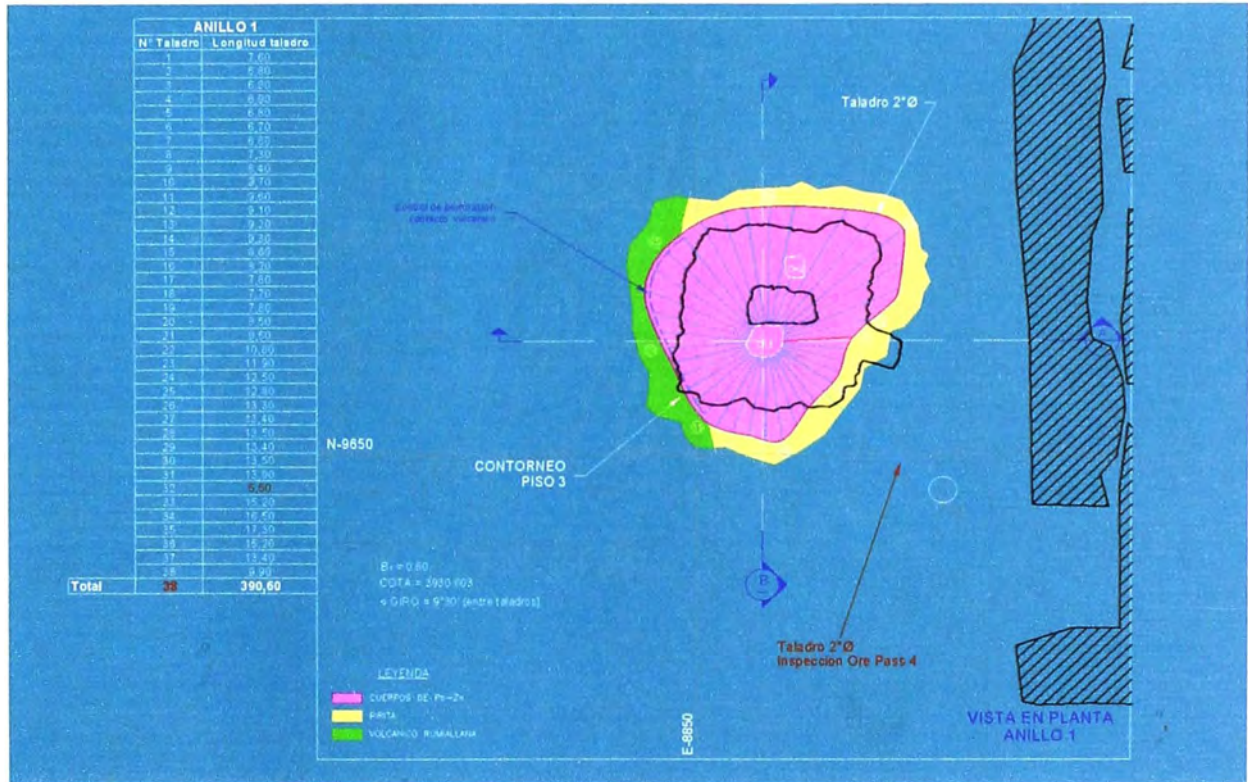
El ángulo de giro entre taladros es de $9^{\circ} 30'$ Durante la perforación, con los detritus se realiza los muestreos respectivo, para evaluar las leyes de cada taladro con la finalidad de tener completamente definido los contactos, se perforará inicialmente, taladros de reconocimiento en los anillos N° 5, 10, 15, y 20.

El proyecto contempla la perforación de todos los anillos, antes de realizar la voladura.



FIGURA 5.6: DISEÑO DE ANILLOS DE PERFORACION.

DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 01



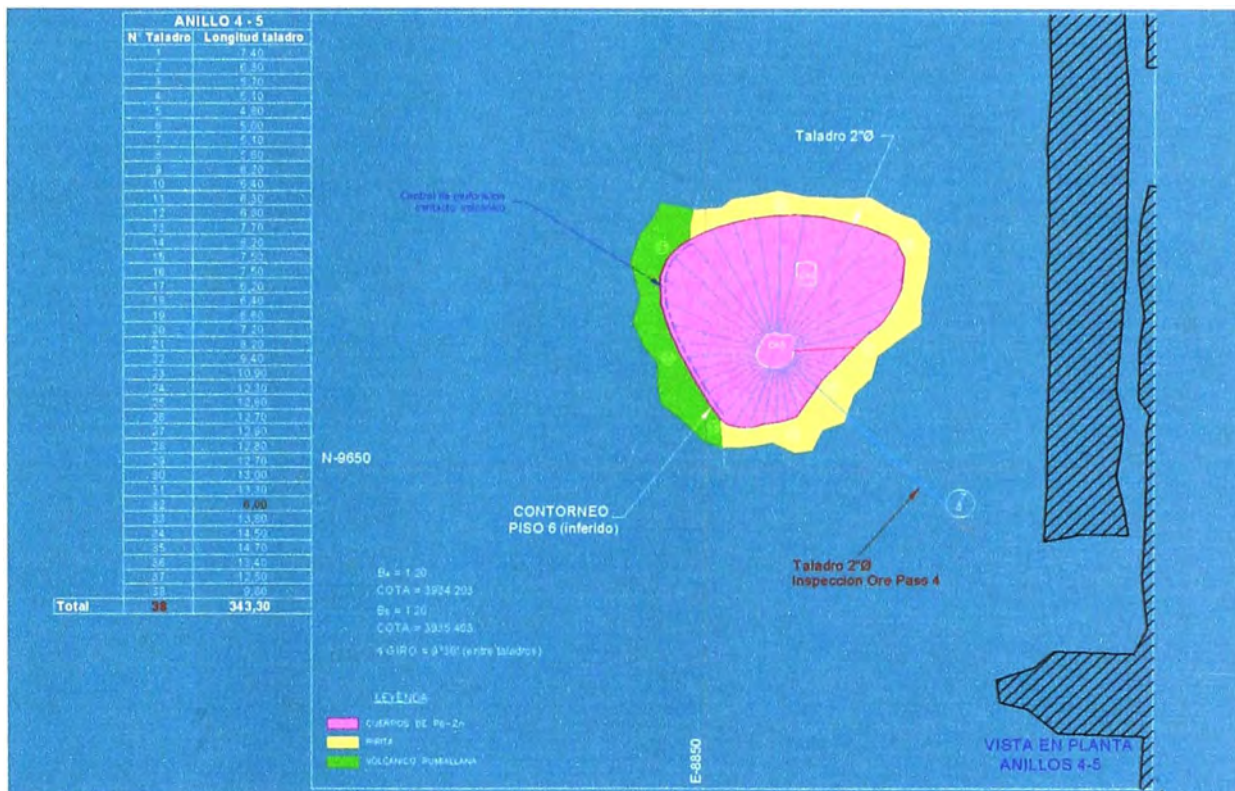
DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 02-03



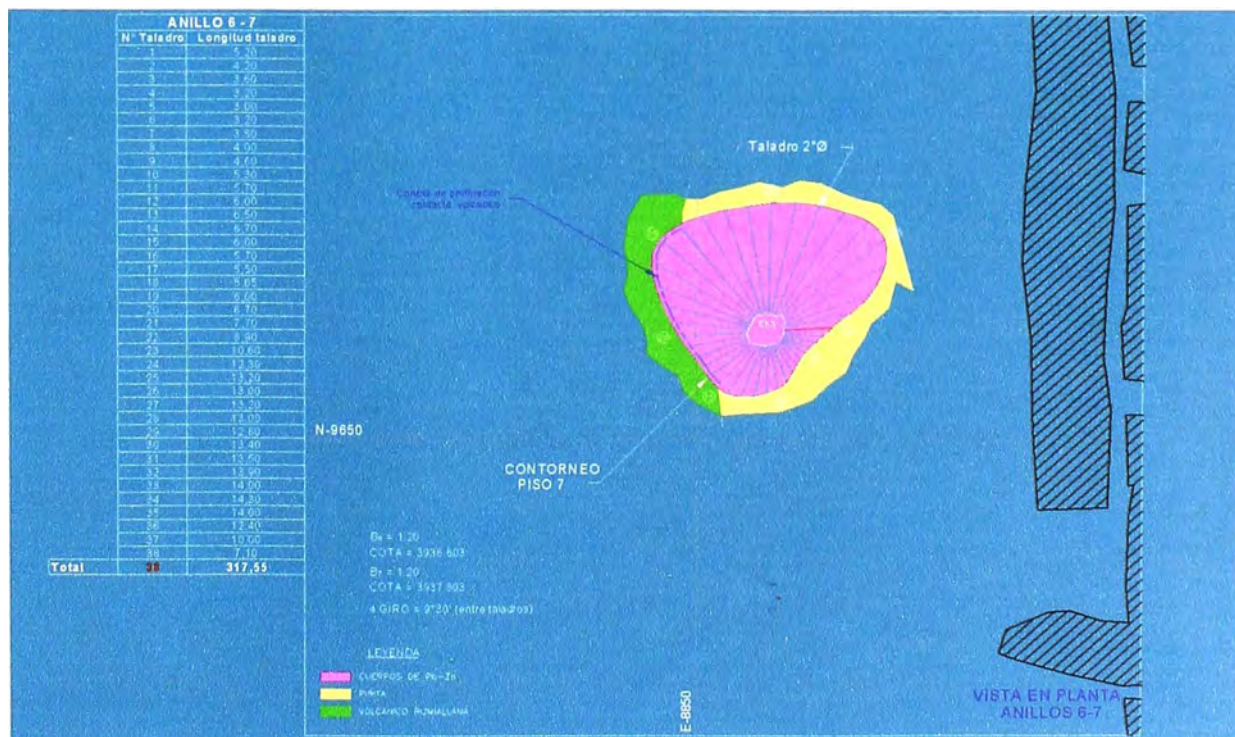
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 04 y 05



DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 06 y 07

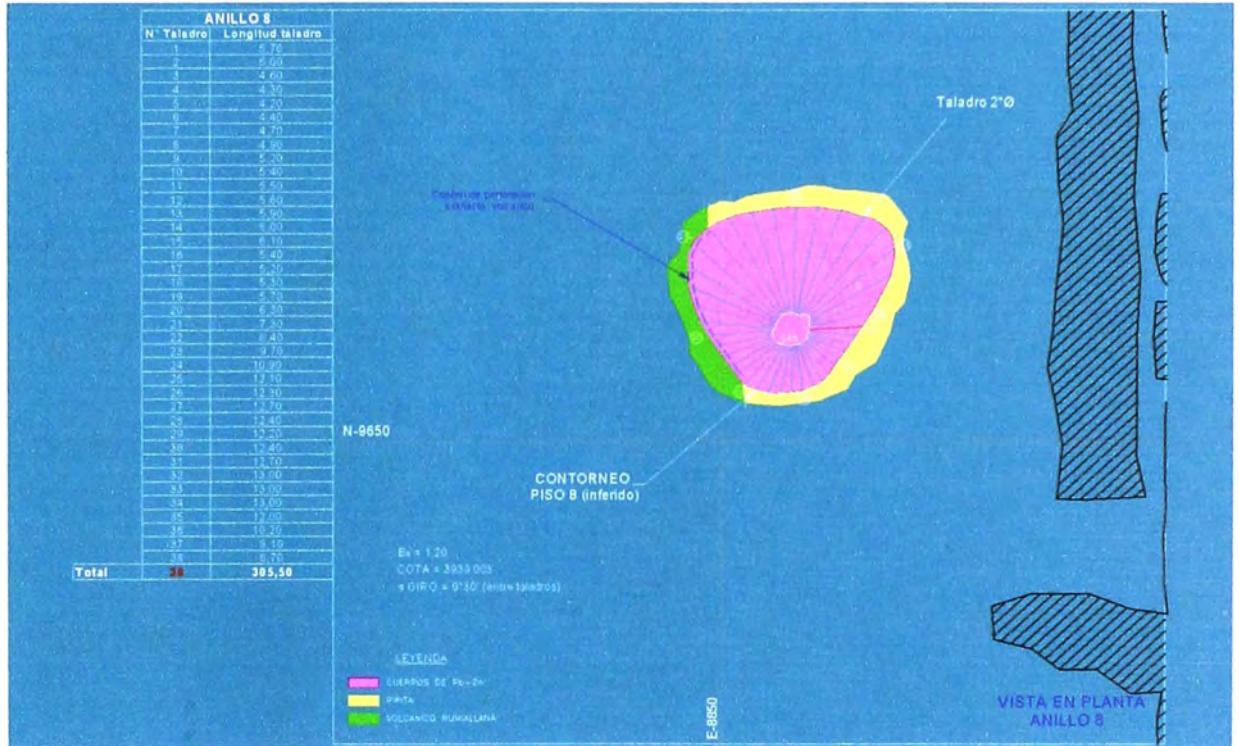


Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

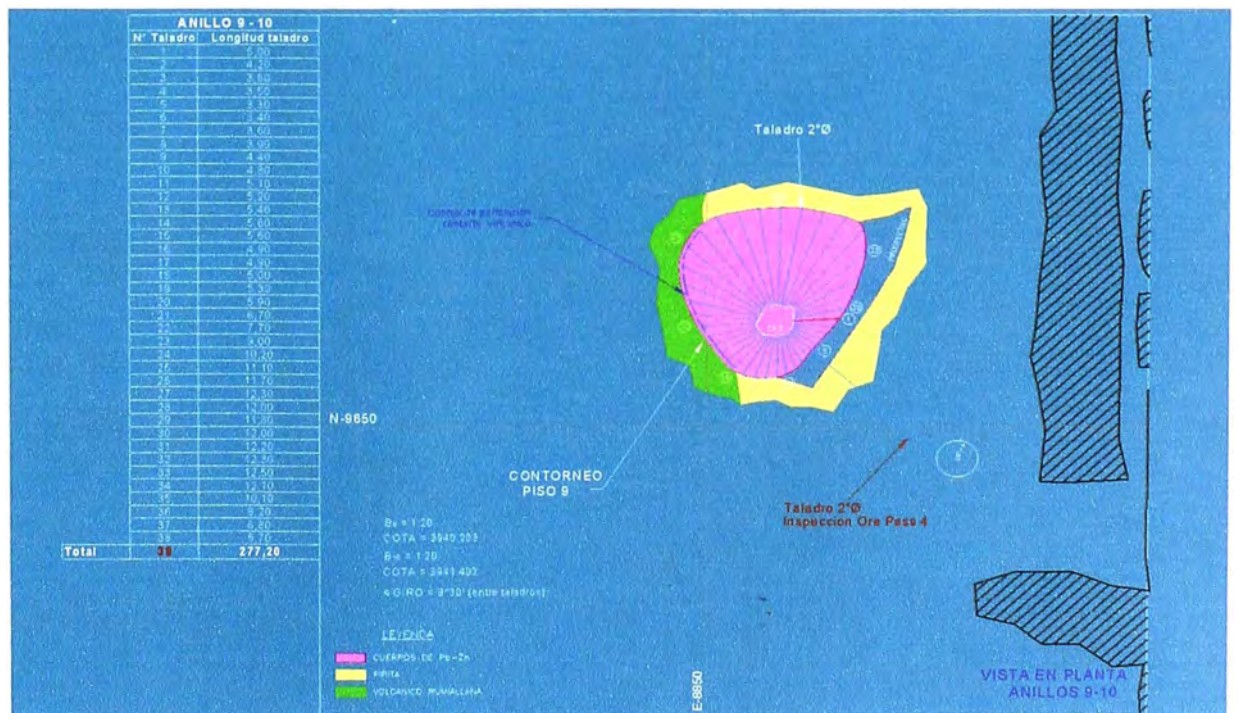


IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING)

DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 08



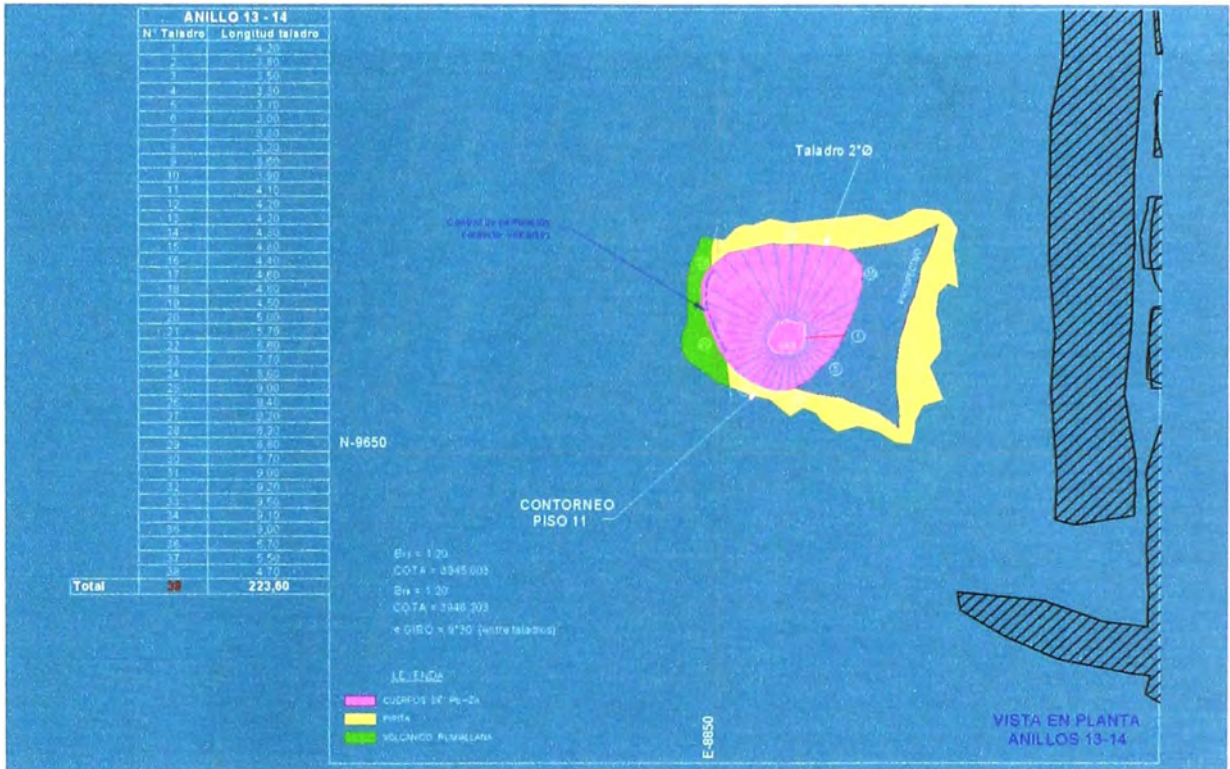
DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 09 Y 10



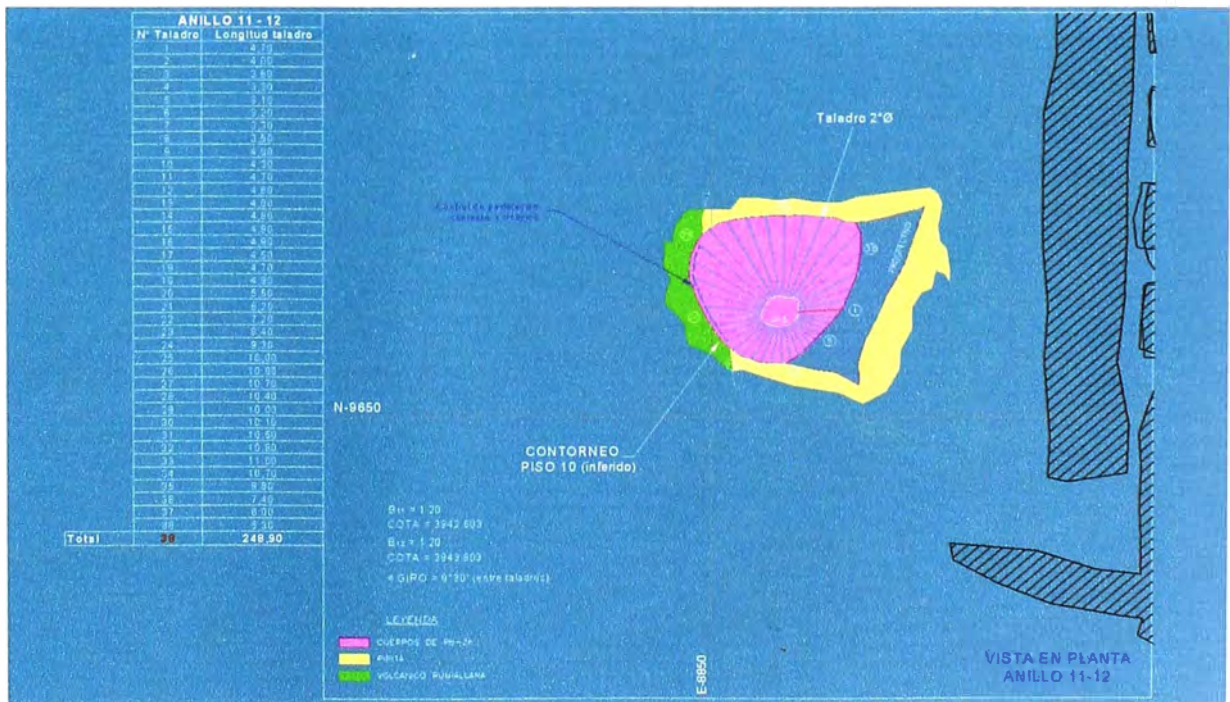
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 11 Y 12



DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 13 Y 14

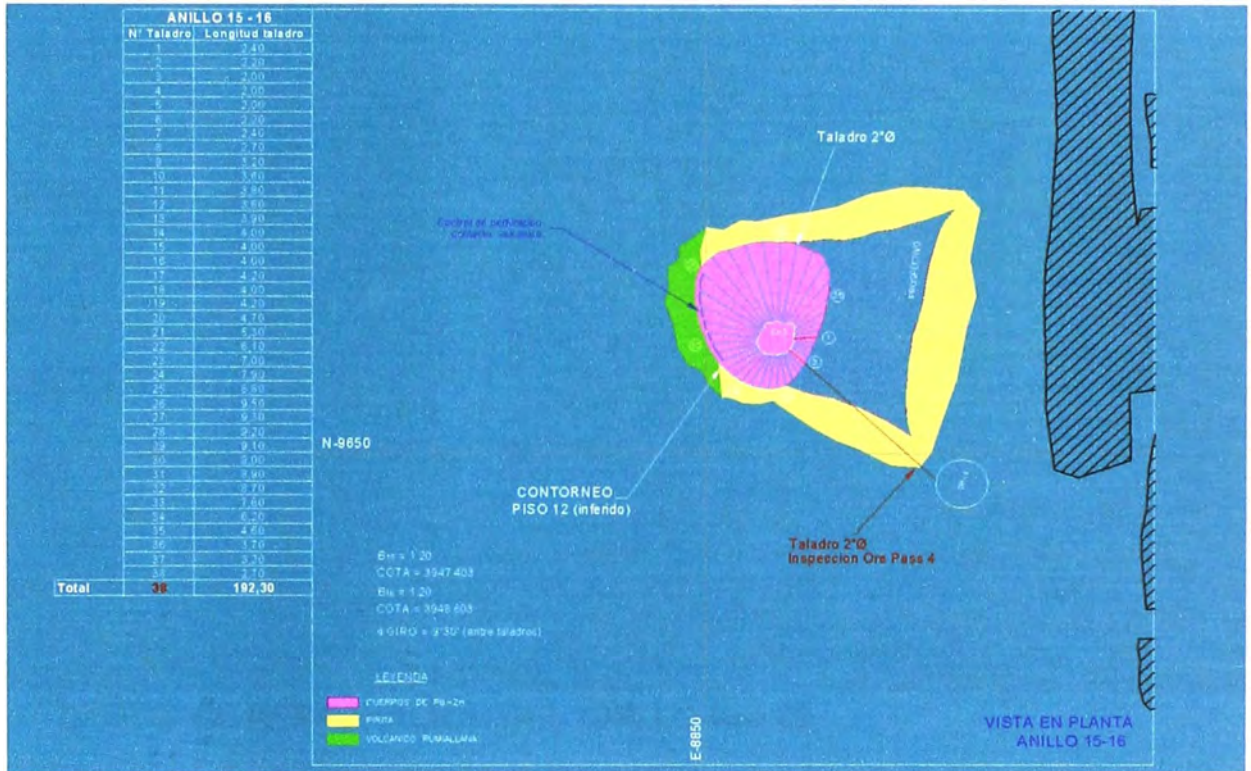


Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

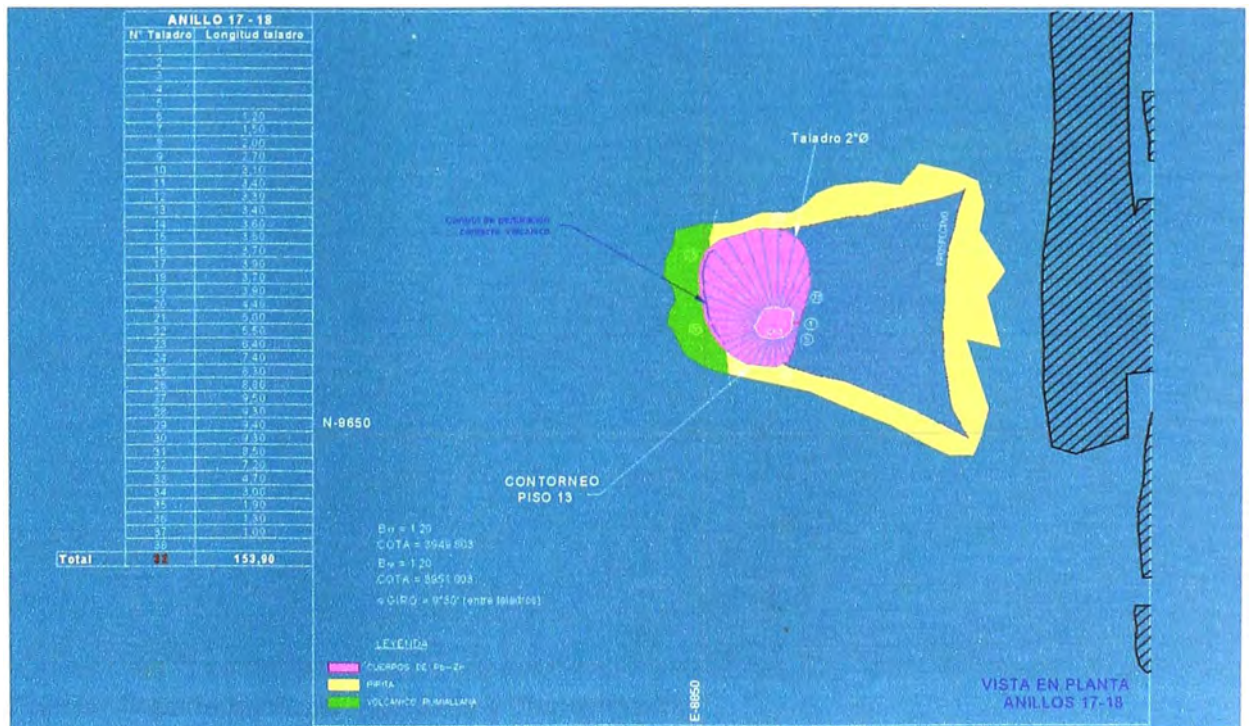


IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING)

DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 15 Y 16



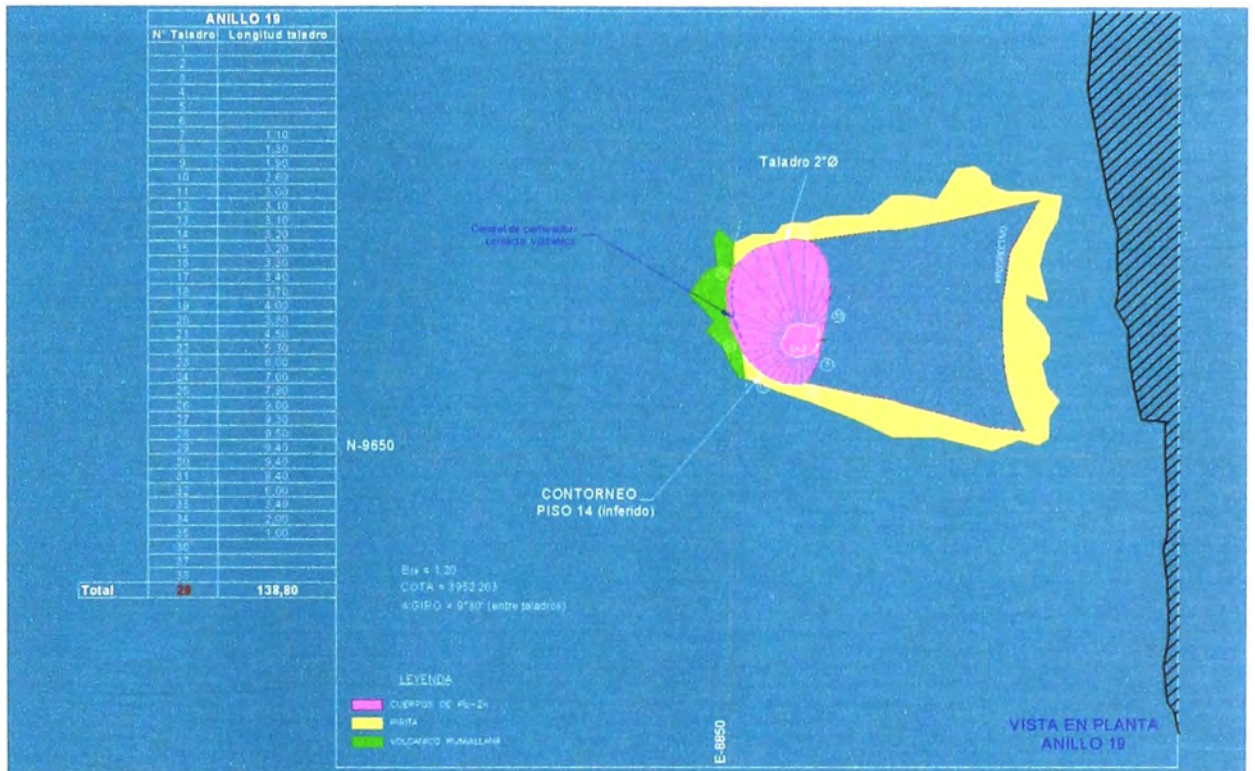
DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 17 Y 18



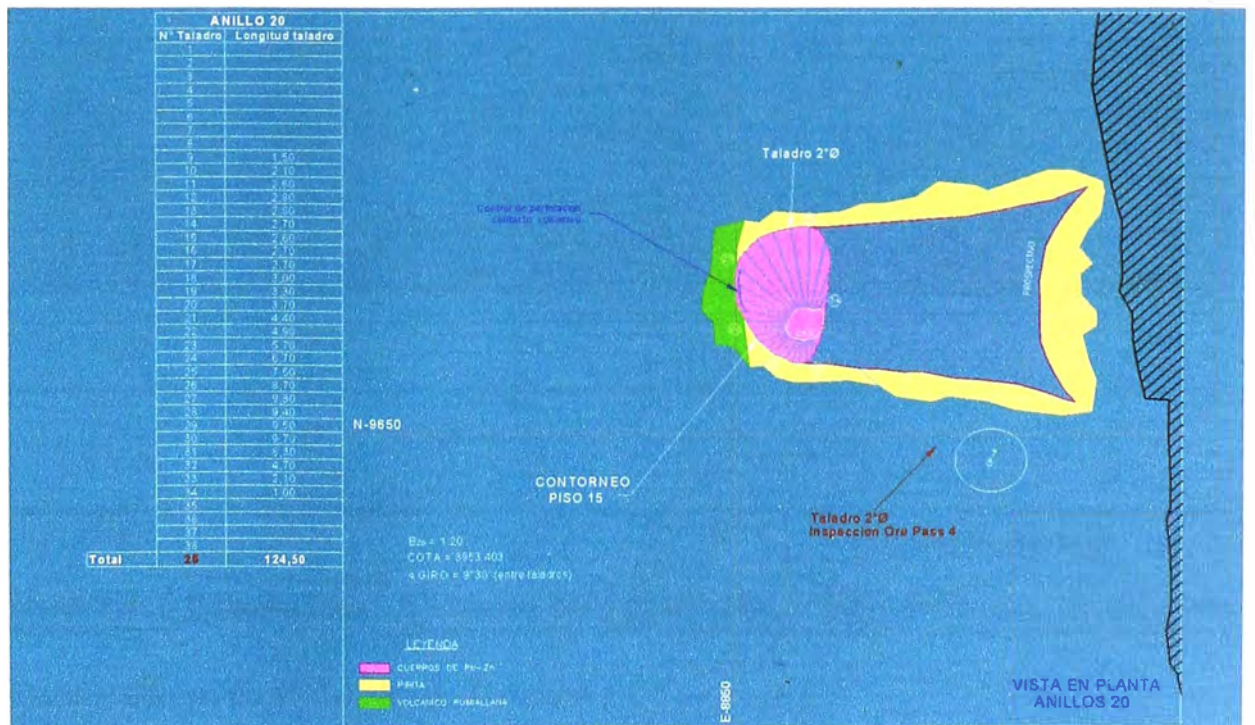
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 19



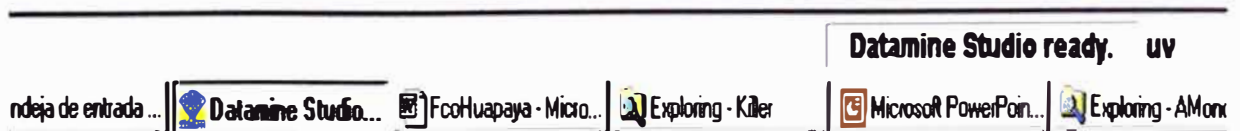
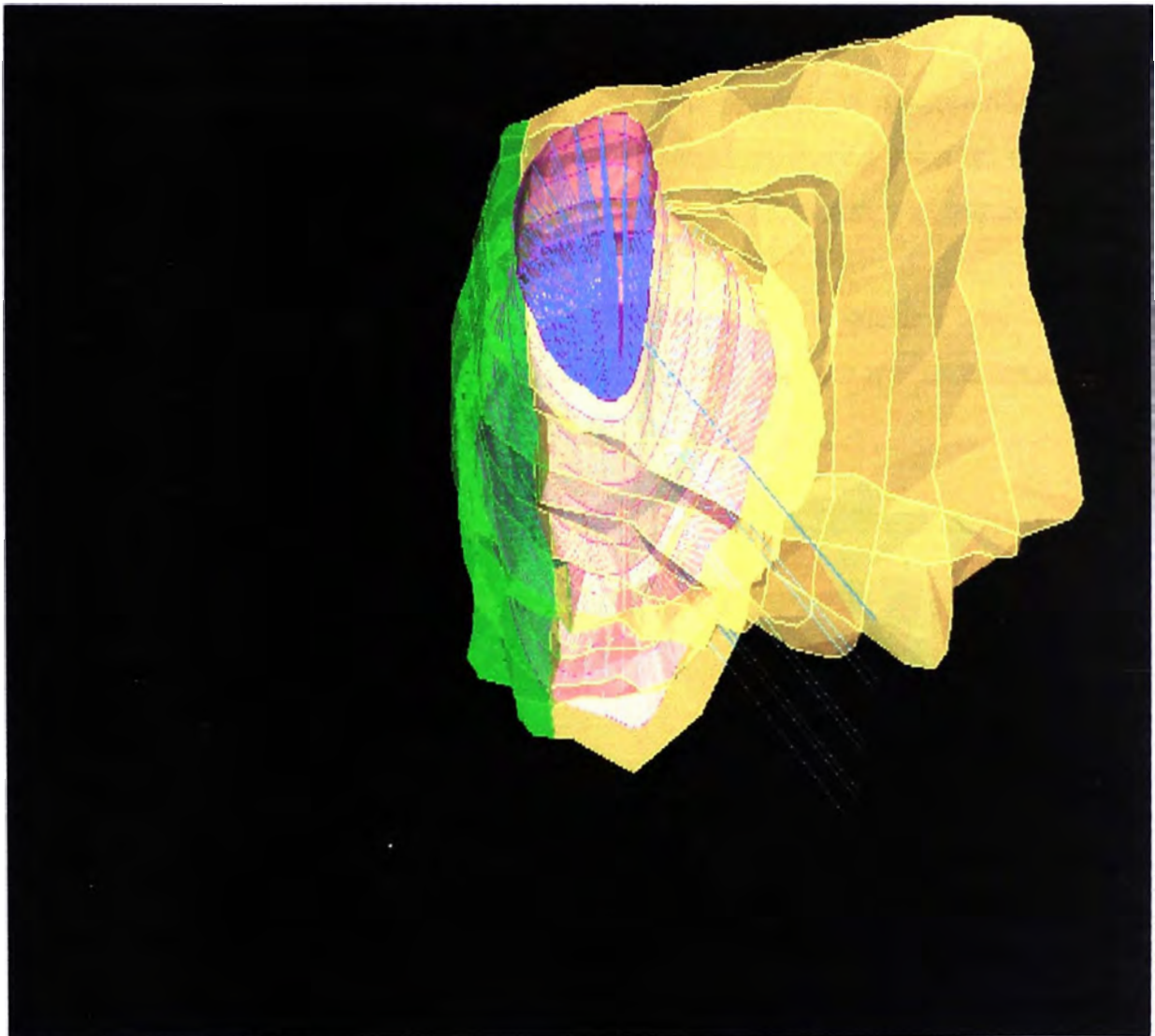
DISEÑO DE PERFORACIÓN DEL ANILLO Nro 20



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



MODELAMIENTO DEL DISEÑO DE LOS ANILLOS DE PERFORACIÓN – SALIDA DATAMINE



Fuente: Oficina de Modelamiento Datamine



5.6.2.2.- DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN.

ALGORITMO DE LANGERFORS:

Este investigador consideró al Burden como el parámetro predominante en el diseño de la voladura de rocas; su algoritmo calcula resultados para un diseño de malla de perforación, con un rango del Burden de perforación y el espaciamiento requerido.

El algoritmo de Langerfors toma en consideración la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro del taladro, longitud del taladro, Orientación, tipo de explosivo y precisión de emboquillado.

La formula que se utiliza es:

$$B(\text{max}) = (D / 33) * ((Dc * PRP) / C * F * (S / B))^{1/2}$$

En donde:

TABLA 5.5 CALCULO DEL BURDEN.

B(máx.) = Burden Máximo(m)	1.63
D = Diámetro de taladro(mm)	2 pulgadas o 50.80 mm
C = Constante de Roca:	
Rocas duras / 0.4 – 0.75	0.75
Rocas blandas / 0.3 – 0.75	
PRP = Potencia Relativa del explosivo	0.88
F= Factor de Fijación/ 0.85 (barrenos inclinados)	0.85
S/B = Relación Burden Espaciamiento/ 1.25	1.25
Dc = Densidad de Carga (Kg/m3)	0.9

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



Burden Práctico (B_p):

Esta en función del Burden Máximo " $B(\text{máx.})$ ", aplicado en corrección por desviación de los taladros y error en el emboquillado.

$$B_p = B(\text{máx.}) - 2 \times D - 0.02 \times L$$

Donde:

$B(\text{máx.})$ = Burden Máximo (m)

D = Diámetro de Taladro (m)

L = Longitud del Taladro (m)

Aplicándolo a nuestro caso, Tenemos:

$$B_p = 1.20 \text{ m}$$

Este es el Burden que se va a utilizar en el proyecto.

TABLA 5.6: METROS PERFORADOS

Anillos	Nro de Taladro	Mts Perforados
1	38	390.60
2	38	348.00
3	38	348.00
4	38	343.30
5	38	343.30
6	38	317.55
7	38	317.55
8	38	305.50
9	38	277.20
10	38	277.20
11	38	248.90
12	38	248.90
13	38	223.60
14	38	223.60
15	38	192.30
16	38	192.30
17	38	153.90
18	38	153.90
19	38	138.80
20	38	124.50
		5168.90



5.6.2.3.- PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

TABLA 5.7: PARAMETROS DE PERFORACION

Burden del primer anillo	0.80 mt
Burden de los siguientes anillos	1.20 mt
Espaciamiento (al fondo del taladro)	1.80 á 2.5 mt.
Longitud de perforación por taladro	1.0 á 17 mt.
Diámetro del taladro	2 pulg.
Nº de taladros por anillo de perforación	38
Metros perforados del proyecto	5 169 mt.
Angulo de giro entre taladros	9º 30´
Índice de Perforación	5.5 tms / mt.
Tonelaje por anillo	800 á 3 500 tms

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



5.6.2.4.- EQUIPO DE PERFORACIÓN EMPLEADO EN EL METODO.

Información técnica del Equipo

La BBC 120F es una perforadora robusta para trabajos pesados con un pistón largo, lo que la hace ideal para aplicaciones como perforación en Banqueo en Minas a cielo abierto y también en trabajos Subterráneos.

TABLA 5.8 ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL EQUIPO DE PERFORACION.

Especificaciones

Perforadora	Serie BBC 120
Tamaño de Barreno	48-89 mm
Presión de Trabajo máx.	6 bar (en el martillo)

Datos de Rotación

Tipo	Gama de RPM
Interconexión con desengranaje, Barra tipo rifle, reversible	0 – 180

Especificaciones Detalladas

Modelo	Frecuencia de Impacto (Hz)	Impacto máx. Potencia (Kw)	Peso (Kg)	Longitud (mm)
BBC 120 F/FZ	35	7.2	69	780



Perforación de Banqueo

Modelos	Diámetros de Barreno (mm)	Tipo de Adaptador	Barra de Extensión	Tubo de Guía
BBC 120 F/FZ	48-89	R32	SPEEDROD R32	TDS 45
BBC 120 F/FZ	48-89	R38/T38	SPEEDROD R/T38	TDS 56,64

Rendimiento del Equipo

Un Long Hole BBC120 en condiciones optimas de perforación tiene un Rendimiento de **180 mts/ Día**.

El Long hole BBC 120 en el Cuerpo F-317 y considerando las condiciones de los servicios de la mina tiene un rendimiento de **120mts / Día**.

En el transcurso del proyecto se tubo varios problemas en la perforación a causa de las fallas que cortaba el barreno en su avance , también por baja en la presión del aire por avería en alguna compresora en superficie, etc.

Maniobrabilidad del Equipo

Este equipo esta montado a un soporte el cual esta unido a la plataforma del Alimack. Como se indica en la figura A; este soporte tiene que estar en el mismo eje de la chimenea y del Alimack para que sirva de eje de giro para el long Hole.

Con la ayuda de un platillo graduado en la base del soporte; el long Hole puede girar y perforar los taladros radiales según el proyecto inicial.

Es necesario verificar la orientación de los taladros (en lo horizontal y vertical) para evitar desviaciones que perjudiquen el resultado final del proyecto; para ello se debe de nivelar constantemente el eje del soporte del Long Hole.



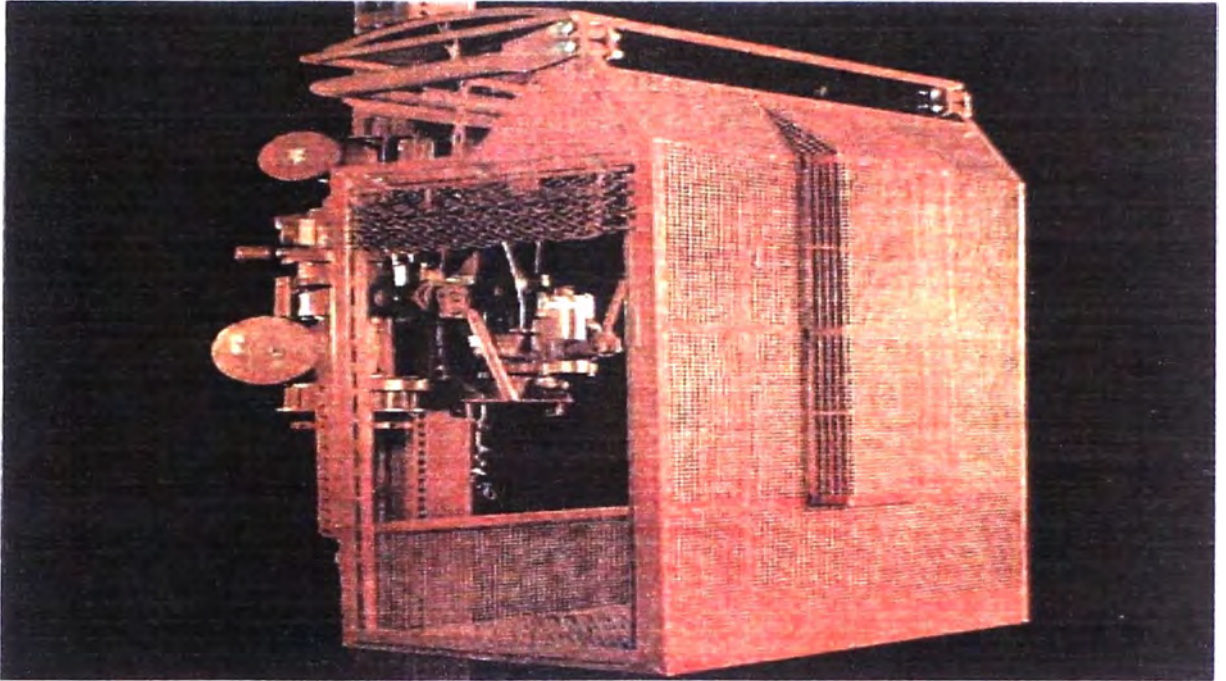
FIGURA 5.7: EQUIPO DE PERFORACION.



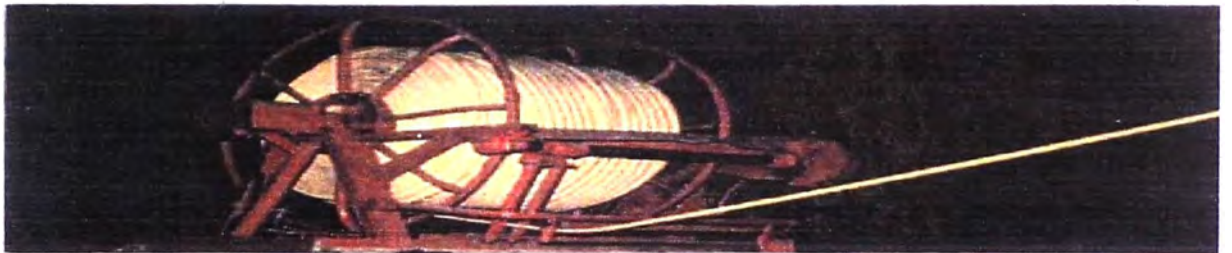
Fuente: Manual del Equipo Long Hole (Atlas Copco)



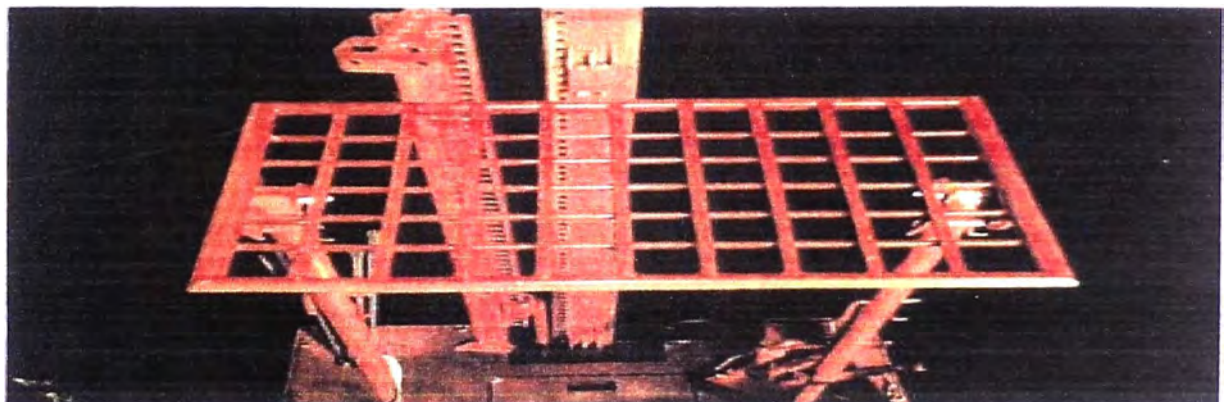
FIGURA 5.8 LA JAULA TREPADORA.



Alicab - powered by compressed air, electricity or diesel.



The cable reel for the electrically-powered Alimak Raise Climber.



Fuente: Manual de Equipos de Alimack Company



5.6.2.5.- CARACTERÍSTICAS Y COSTOS DE OPERACIÓN DE LA MAQUINA TREPADORA.

La Maquina trepadora Alimack es adaptable para tres diferentes tipos de fuentes de energía: Aire Comprimido, Eléctrico y Diesel, dependiendo del tamaño de la plataforma o carga requerida. Esto es equipado con 2 unidades de desplazamiento (L/LL, E/EE, D/DD).

Este Sistema Alimack es usado en muchas minas en el mundo para construir chimeneas de ventilación de cualquier inclinación; para hacer Ore Pass, etc con relativa rapidez y seguridad.

Datos Técnicos:

Plataforma Trepadora Alimack STH-5

Descripción General

La plataforma Trepadora es propulsada mediante un sistema de cremallera y piñón a lo largo de un carril guía de diseño especial. El carril guía consiste de secciones de 1018 mm y 1998 mm de longitud que se ancla al muro mediante pernos de extensión. Las secciones de carril incorporan un sistema de tuberías para el suministro de aire y agua a las perforadoras. Este sistema también ventila la chimenea después de la voladura.

Los componentes básicos de la plataforma trepadora son:

1. Unidad propulsora con piñones engranados a la cremallera de linterna del carril guía. La propulsión puede ser neumática, eléctrica o diesel neumática. Un elemento importante de la unidad es el freno centrífugo que limita la velocidad de la plataforma Trepadora en descenso por gravedad.



2. Armazón con un conjunto de correderas de rodillos y dispositivo de seguridad, que automáticamente frena la trepadora si la velocidad de descenso excede el límite predeterminado de seguridad.
3. Plataforma de trabajo que permite a los trabajadores realizar el armado del carril, guía, barrenar, cargar y emparejar, etc.
4. Techo protector que puede ser de operación manual o neumática.
5. Jaula para obreros durante el ascenso y el descenso.
6. Tambor de Enrollado automático de manguera o cable que funciona cuando la trepadora asciende o desciende (esto no es necesario para trepadoras propulsadas a diesel)
7. Central múltiple de aire y agua con mando remoto de los suministros de aire y agua a las perforadoras.
8. Equipo telefónico y eléctrico.
9. Bomba de alta presión para agua.
10. Trepador de servicio y emergencia cuyos componentes Básicos son principalmente como se ve en la figura, excepto la plataforma de trabajo.

La altura / Longitud máxima de la chimenea es solo un valor orientativo y varia según su inclinación y el tamaño de la plataforma. Los valores indicados de tamaño de chimenea y altura / longitud de excavación no siempre rigen al mismo tiempo. Esto se aplica en especial a trepadoras accionadas eléctricamente.

La STH-5L (Neumática)

Utiliza una sola propulsora con dos motores neumáticos. La trepadora es propulsada tanto en ascenso como en descenso. En caso de avería como rotura de manguera, puede descender por gravedad.

La STH-5LL (Neumática)

Utiliza dos unidades propulsoras con un motor neumático cada una. La trepadora es propulsada tanto en descenso como en ascenso. En caso de avería, como rotura de manguera, puede descender por gravedad.



Aquí algunos datos adicionales:

TABLA 5.9: CARACTERISTICAS DE LA MAQUINA TREPADORA

	STH-5L	STH-5LL
Área Máxima Aprox. De Chimenea	9 m ²	15m ²
Longitud Aprox. De excavación (arriba de 150m)	150m	150m
Velocidad de Ascenso	0.11-0.2m/s (7-12 m/min)	0.08-0.16m/s (5-9m/min)
Velocidad de descenso	0.25-0.33m/s (15-20 m/min)	0.25-0.33 m/s (15-20 m/min)
Velocidad de Descenso por Gravedad	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)
Medida recomendada de manguera	38 mm (1 ½")	38 mm (1 ½")
Consumo de aire a 600Kpa (6 Bar)	165-230 l/s (10-14 m ³ /min)	165-230 l/s (10-14 m ³ /min)

STH-5E (Eléctrico)

Una sola unidad propulsora con un motor eléctrico. La Trepadora siempre descenderá por gravedad.

STH-5EE (Eléctrico)

Dos unidades propulsoras con un motor eléctrico cada una. La trepadora siempre descenderá por gravedad.

	STH-5E	STH-5EE
Área Máxima aproximada de Chimenea vertical	7 m ²	15 m ²
Área máxima aproximada de chimenea inclinada a 45°	10 m ²	18 m ²
Altura máxima de excavación	Como 400m	Como 400m



Longitud máxima de excavación	Como 900m	Como 800m
Velocidad ascendente a 50 ciclos	0.3 m/s (18 m/min)	0.3 m/s (18 m/min)
Velocidad ascendente a 60 ciclos	0.36 m/s (21.6 m/min)	0.36 m/s (21.6 m/min)
Velocidad de Descenso por gravedad	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)
Capacidad del motor	7.5 Kw	2 x 7.5 Kw
Cable eléctrico Especial	3 x 10 + 3 x 1.5 + 2	3 x 10 + 3 x 1.5 + 2

STH-5D (Diesel)

Una sola unidad propulsora con un motor hidráulico y unidad a diesel. La Trepadora siempre descenderá por gravedad.

STH-5DD (Diesel)

Dos unidades propulsoras, cada una con un motor hidráulico y una sola unidad a diesel. La Trepadora siempre descenderá por gravedad.

	STH-5D	STH-5DD
Área máxima aproximada de chimenea vertical	5 m ²	15 m ²
Área máxima aproximada de chimenea inclinada a 45°	9 m ²	18 m ²
Máxima longitud de excavación	Como 1100 m	Como 1100 m
Velocidad de Ascenso	0.37 m/s (22 m/min)	0.33 m/s (20 m/min)
Velocidad de Descenso por gravedad	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)	0.4-0.5 m/s (25-30 m/min)
Capacidad de Motor Diesel.	31.5 Kw (43 HP) a 2500 rpm	21.5 Kw (43 HP) a 2500 rpm



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

Tabla 5.10 : Costo de Perforación Alimak 3.0 mts de Diámetro							
PROYECTO : VOLCAN CIA MINERA S.A.A.					UNIDAD : CERRO DE PASCO		
PARTIDA : CHIMENEAS ALIMAK				COTA : 4100 msnm			
SECCION : CIRCULAR – 3.00 m –DIAMETRO					FECHA : FEBRERO DEL 2002		
PRESUPUESTO: SIN EXPLOSIVOS							
RENDIMIENTO: m/gd. 1,50				HORAS / Gd. 12,00			
TIPO DE ROCA : I							
ITEM	DESCRIPCION	TOTAL X Gd.	FACT. UTILIZ.	UNID.	P. UNIT. US \$	P. PARCIAL US \$	P. TOTAL US \$
1.-	MANO DE OBRA (M.O.)						
	Supervisor	1,00	8,00	HH	8,70	69,60	
	Lider	1,00	8,00	HH	3,87	30,96	
	Perforistas	2,00	16,00	HH	3,45	55,20	
	Cargador- valvulero	2,00	16,00	HH	2,94	47,04	
	Mecánico	1,00	8,00	HH	4,83	38,60	
						Sub-Total	241,40
2.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
	Acces. de perforación	345,00	230,00	pp	0,22	49,45	
	Acces. de voladura	0,00	0,00	GLOB.	0,00	0,00	
	Mangueras	0,33	0,22	m	12,41	2,73	
	Otros materiales	1,00	0,67	GLOB.	5,00	3,33	
						Sub- Total	55,51
3.-	COSTO DE OPERACION DE MAQUINARIA						
	Equipo Alimak	8,00	5,33	HM	12,46	66,45	
	Perforadoras Stoper	345,00	230,00	pp	0,14	32,20	
	Camioneta de Servicio	4,00	2,67	HM	5,13	13,68	
						Sub- Total	112,33
4.-	ALQUILER DE MAQUINARIA						
	Equipo Alimak	8,00	5,33	HM	22,45	119,73	
	Perforadoras Stoper	345,00	230,00	pp	0,08	17,48	
	Camioneta de Servicio	4,00	2,67	HM	3,75	10,00	
	Taller- herramientas	1,00	0,67	GD	5,49	3,66	
						Sub-Total	150,87
5.-	EQUIPO DE SEGURIDAD						
	Equipo de Seg.7% M.O.	0,07	0,07	%HH	241,40	16,90	
				COSTO DIRECTO US \$ / METRO			577,02
6.-	GASTOS GENERALES	9.56 %					55,16
7.-	UTILIDAD	5.00 %					28,85
				COSTO TOTAL US \$ / METRO			661,03

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



Tabla 5.11.- Costo de Perforación Alimak 1.8 mts de Diámetro

PROYECTO : VOLCAN CIA MINERA S.A.A. UNIDAD : CERRO DE PASCO
 PARTIDA : CHIMENEAS ALIMAK COTA : 4100 msnm
 SECCION : CIRCULAR – 1.80 m – DIAMETRO FECHA : FEBRERO DEL 2006

PRESUPUESTO: SIN EXPLOSIVOS

RENDIMIENTO : m/gd. 1,60 HORAS / Gd. 10,00

TIPO DE ROCA : I

ITEM	DESCRIPCION	TOT AL X Gd.	FACT. UTILIZ.	UNID.	P. UNIT. US \$	P. PARCIAL US \$	P. TOTAL US \$
1.-	MANO DE OBRA (M.O.)						
	Supervisor	1,00	6,25	HH	8,70	54,38	
	Lider	1,00	6,25	HH	3,87	24,19	
	Perforistas	2,00	12,50	HH	3,45	43,13	
	Cargador- valvulero	2,00	12,50	HH	2,94	36,75	
	Mecánico	1,00	6,25	HH	4,83	30,16	
						Sub-Total	188,59
2.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS						
		210,00					
	Acces. de perforación	0	131,25	pp	0,22	28,22	
	Acces. de voladura	0,00	0,00	GLOB.	0,00	0,00	
	Mangueras	0,33	0,21	m	12,41	2,56	
	Otros materiales	1,00	0,63	GLOB.	5,00	3,13	
						Sub-Total	33,90
3.-	COSTO DE OPERACION DE MAQUINARIA						
	Equipo Alimak	6,00	3,75	HM	12,46	46,73	
	Perforadoras Stoper	210,00	131,25	pp	0,14	18,38	
	Camioneta de Servicio	4,00	2,50	HM	5,13	12,83	
						Sub-Total	77,93
4.-	ALQUILER DE MAQUINARIA						
	Equipo Alimak	6,00	3,75	HM	22,45	84,19	
	Perforadoras Stoper	210,00	131,25	pp	0,08	9,98	
	Camioneta de Servicio	4,00	2,50	HM	3,75	9,38	
	Taller- herramientas	1,00	0,63	GD	5,49	3,43	
						Sub-Total	106,97



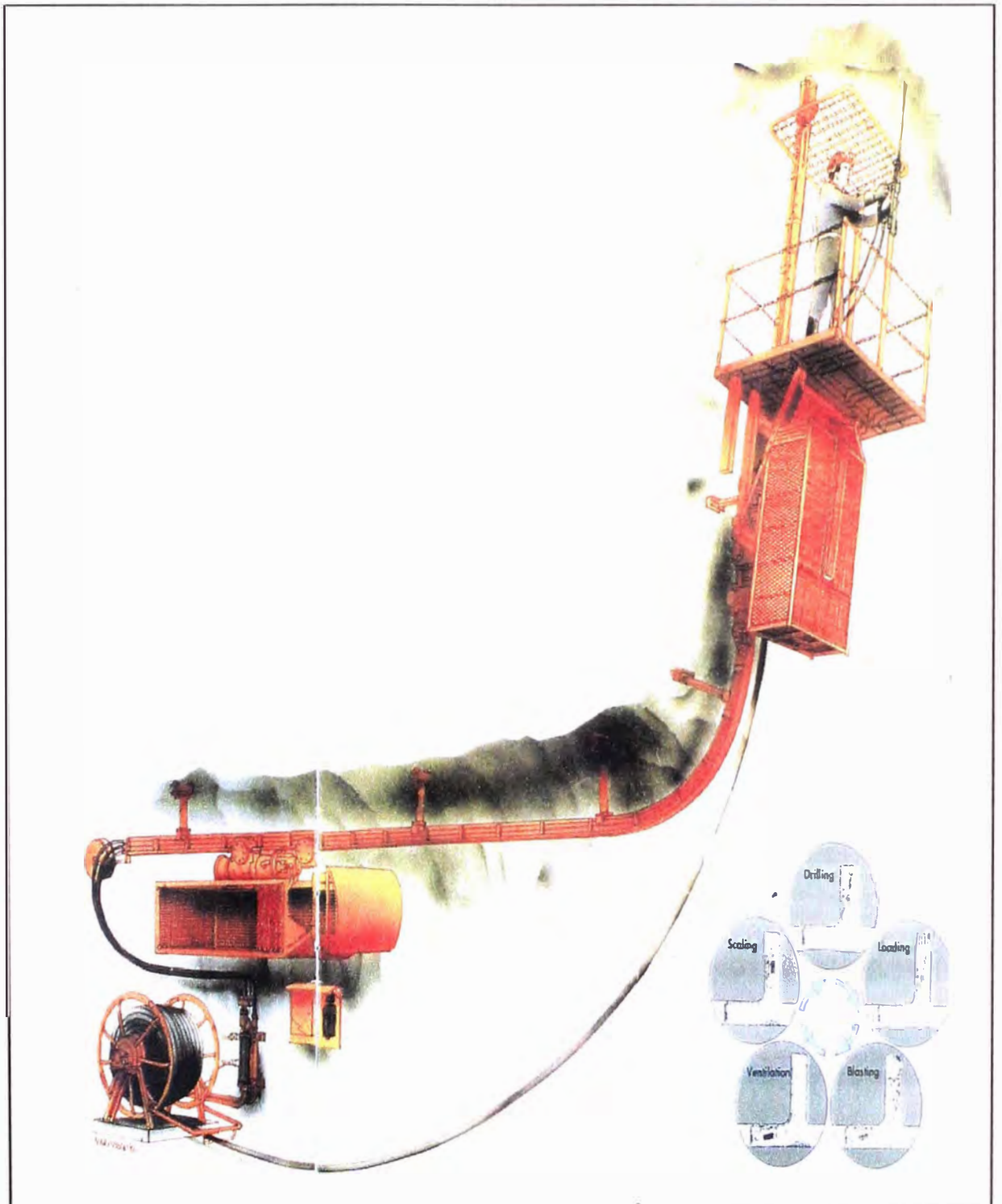
IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

5.-	EQUIPO DE SEGURIDAD						
	Equipo de Seg.7% M.O.	0,07	0,07	%HH	188,59	13,20	
	Sub- Total						13,20
	COSTO DIRECTO US \$ / METRO						420,59
6.-	GASTOS GENERALES						40,21
	9.56 %						
7.-	UTILIDAD						21,03
	5.00 %						
	COSTO TOTAL US \$ / METRO						481,83

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



FIGURA 5.9: SISTEMA ALIMACK



Fuente: Manual de Equipos de Alimack Company



5.6.3.- VOLADURA DE TALADROS EN ANILLOS

5.6.3.1.- SECUENCIA DE VOLADURA.

La voladura se realizo en forma simultánea cada dos anillos. La secuencia de salida de los taladros, se realizo de menor a mayor longitud de taladro.

En los taladros, hasta una longitud de 10 mts. Se utilizo como iniciador una gelatina de 75 % de 1 ½" * 12"y ANFO. Para taladros de mayor longitud, se cargo un metro de gelatina en el fondo del taladro, luego el taco respectivo y finalmente ANFO, cada sector con el mismo iniciador y el N° de Fanel.

A partir del taladro N° 20, se realizo el puente con el fanel N° 15, y se continuo cargando cada 06 taladros con los faneles del N° 15 al 20, repitiendo nuevamente la secuencia hasta el taladro N° 38. Control de balance de retardos.

La longitud de carga, en cada taladro es variable, con la finalidad de no tener una gran densidad de carga en la parte inicial de los taladros, repitiéndose la secuencia cada 4 taladros.



5.6.3.2. -PARÁMETROS DE VOLADURA

TABLA 5.12 PARAMETROS DE VOLADURA.

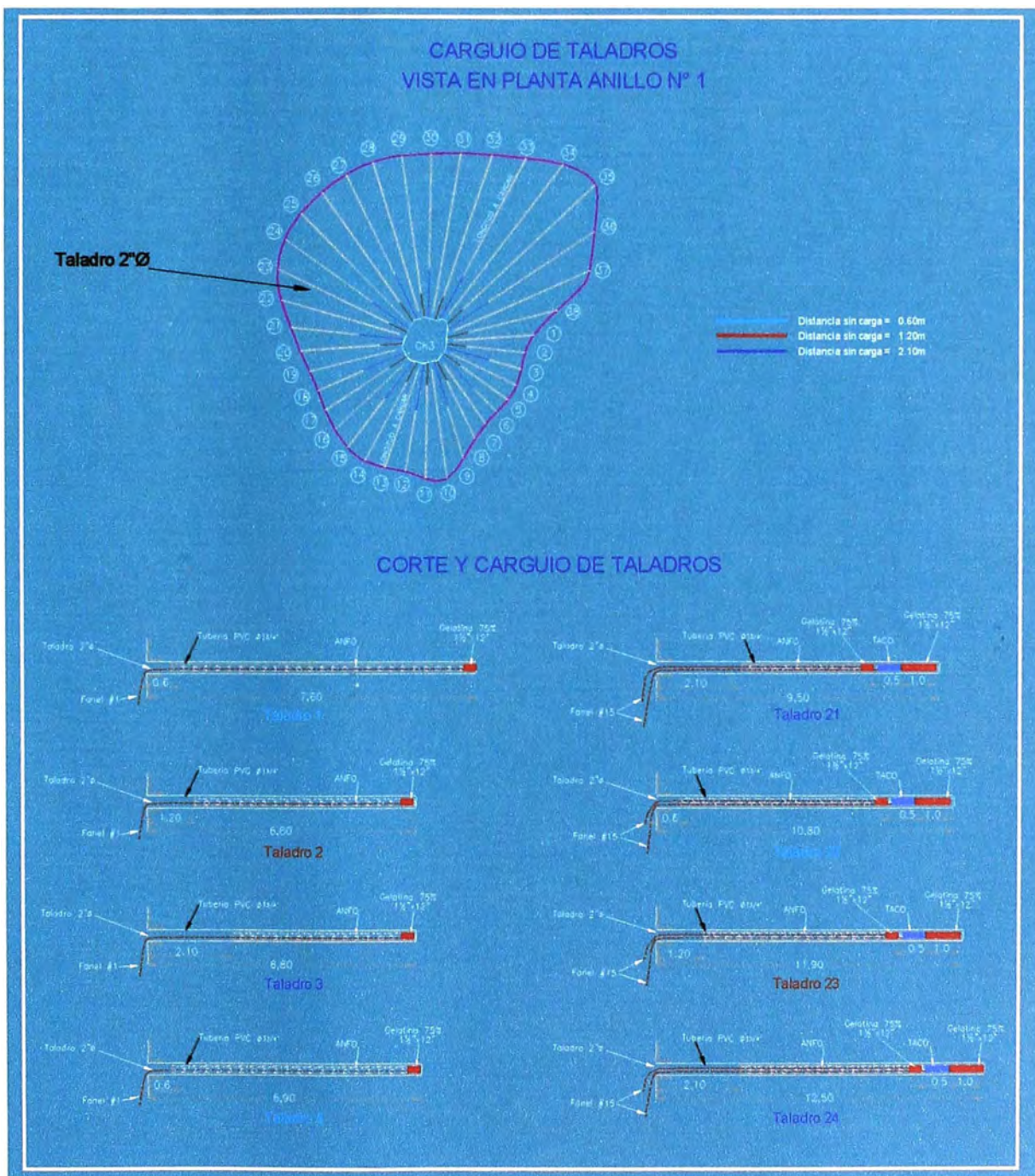
Explosivo utilizado:	ANFO
	Gelatina 75% 1 ½" *12"
Iniciador	Gelatina 75% 1 ½" *12"
Indicador No Eléctrico	Fanel rojo de periodo corto
Porcentaje de Voladura secundaria	5 %
Parámetros de Voladura:	
Factor de Potencia (Kg. Explos. / Tn. Rota)	0.24
Factor de carga (Kg. Explos. / Mt.)	1.72
Fanel (EA / tms rotas)	0.039
Pentacord 5 P (mts / tms rota)	0.042

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

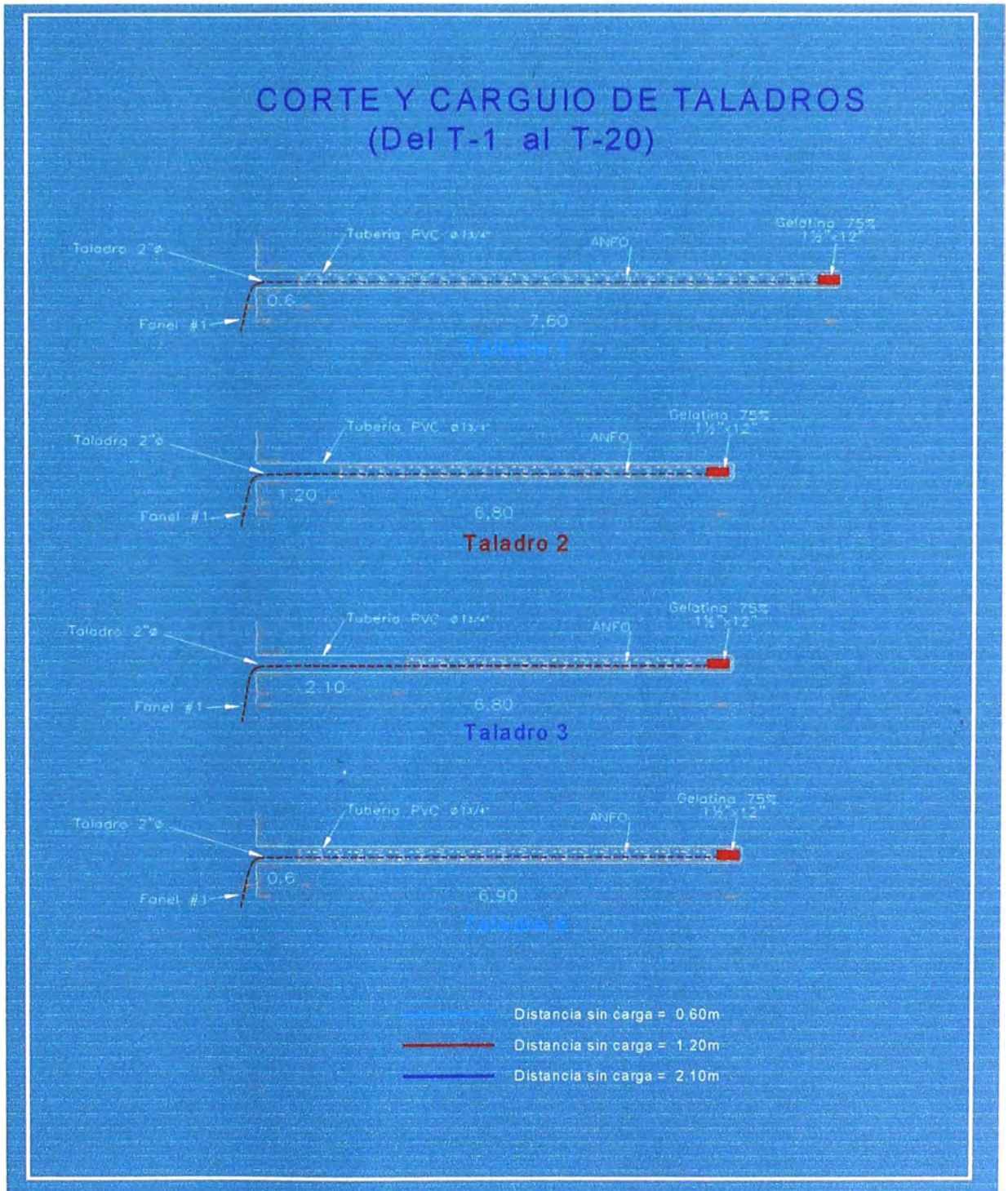


5.6.3.3.- ESQUEMAS DE CARGUIO DE TALADROS

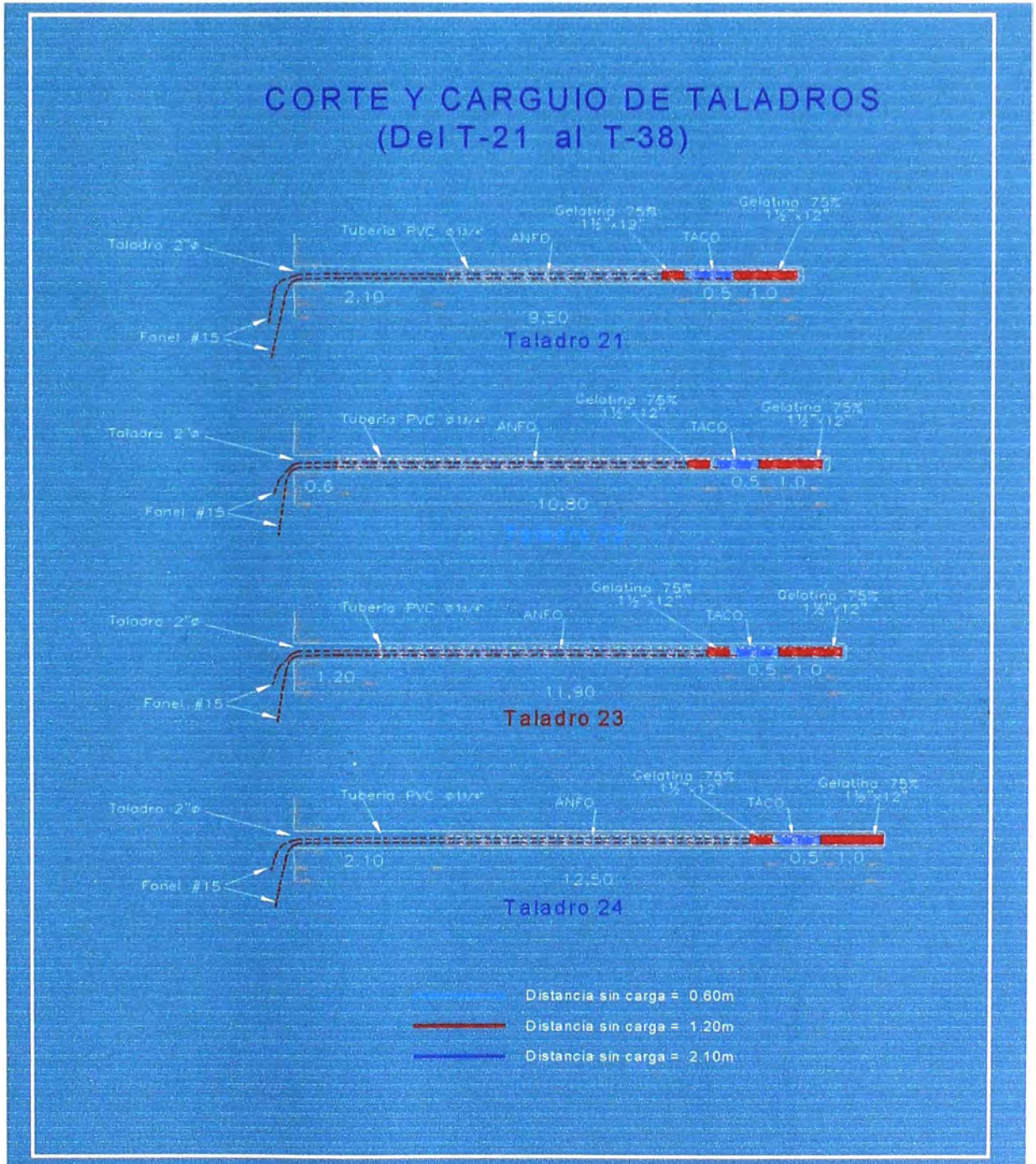
ESQUEMA 5.1: ESQUEMAS DE CARGUIO DE TALADROS



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



5.6.4.- LIMPIEZA Y TRANSPORTE DE MINERAL

5.6.4.1 .-RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE LIMPIEZA

TABLA 5.13 RENDIMIENTO DE EQUIPOS DE LIMPIEZA.

Equipo de limpieza: Scooptrams de 2.2 Yd3	
Densidad de mineral en pirita	3.80 T/m ³
Distancia entre ventanas	8 á 12 metros
Número de ventanas	6
Distancia media de acarreo	40 metros
Distancia máxima de acarreo	80 metros
Metros perforados del proyecto	5 169 mts.
Rendimiento Horario	35 Tn / Hora
Tiempo efectivo de trabajo por turno	4.0 Horas/ turno
Producción por día	420 Tn / día
Tonelaje por mes	10 500 tms

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



5.6.4.2.- COSTO DE ACARREO.

TABLA 5.14 COSTO DE ACARREO.

COSTO DE OPERACION SCOOPTRAM 2,2 Yd3		US\$/hr
13. Costo de Energía eléctrica		5,82
HP del Motor	80	
Eficiencia operativa	65%	
Costo de energía eléctrica	0,15 US\$/Kw-hr.	
Costo de combustible Diesel No. 2	0 US\$/gal.	
14. Costo del cable de operación (Operation cable) + 15% de reparación.		0,83
Diametro del Cable	1,25 pulgs.	
Longitud del cable	140 m	
Costo Unitario	18 US\$/m	
Vida útil	3.500 hr	
15. Mant. preventivo (incluye petroleo, lubricantes, filtros, M de O.)		25% del item 13
		1,45
16. Costo de reparaciones, basado sobre un % del precio de entrega		8,83
Factor de reparación	100%	
17. Costo de neumáticos		1,92
Vida útil sin recapado (tabla 1)	2.500 hours.	
18. Costo de reparación de neumáticos		15% del item 17
		0,29
19. Costo de mano de obra (Operador del equipo)		3,15
Salario Básico	12,90 US\$/tarea	
Beneficios Sociales	95,27% no incluye pactos colectivos.	
20. Costo total de Operación		22,28
21. COSTO TOTAL DE PROPIEDAD OPERACION DEL EQUIPO LHD.		35,69
RENDIMIENTO HORARIO (RADIO OPERACIÓN PROMEDIA = 80 m.)	TMHr.	38,50
COSTO DE ACARREO	US\$/TM	0,93

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



5.6.4.3.- REQUERIMIENTO DE EQUIPOS DE LIMPIEZA

Tomando en consideración que cada equipo según su disponibilidad mecánica puede trabajar horas por guardia y considerando el costo por tonelada transportada del equipo, se tiene el siguiente cuadro.

Reservas del Cuerpo F-317 = 35100 TM

Scooptram	Hrs/Dia	TM/Hr	TM/Dia	TM/mes
2.2 Yd3	12	38.5	462	13860

Luego se necesitarán 02 Scooptrams de 2.2Yd3 de capacidad (por la dimensión del los accesos y las ventanas del proyecto), el cual harán posible acarrear todo el mineral roto en 37 días aproximadamente.

5.6.5.- CONTROL DE MINADO

El Departamento de Ingeniería es la encargada de controlar la evolución de la ejecución del proyecto den acuerdo a lo acordado anteriormente. Para ello el área de Topografía se encargara de hacer las marcaciones en campo de todos los puntos y direcciones de los trabajos a hacer (por ejemplo la orientación de los taladros en los anillos).

La interpretación Geomecánica es muy importante también para poder hacer alguna mejora en el diseño de tal manera de poder sacar el mayor provecho al método aplicado en vista de que el tipo de roca que se encuentran al avanzar con la perforación de los taladros.

El correcto carguio de los taladros de todos los anillos de tal forma de dosificar adecuadamente estos para lograr una buena granulometría del material. También es importante el impacto de la voladura de los anillos hacia el resto de los tajeos de la mina.



Luego de la voladura, el área de topografía se encarga de levantar la cavidad abierta en toda su dimensión; sacar el tonelaje final roto para luego compararla con la del diseño.

La ayuda del Software Datamine es muy importante en el diseño del proyecto pues con esta herramienta se hizo el modelamiento en 3D y la ubicación espacial de los anillos de perforación. También nos ayuda a predecir cuanto volumen de cavidad se tiene para rellenar con desmote proveniente de la zona II.

5.6.5.1.- COMPORTAMIENTO Y CONTROL DE MINERAL

Es bueno resaltar que en coordinación con el Departamento de Geología de la Unidad se tomo muestras de todos los taladros de la totalidad de los anillos perforados con la finalidad de identificar in situ y en el espacio, la calidad del mineral; puesto que con esto podremos tener mayor información de cuanto de mineral tiene realmente el cuerpo a extraer.

También nos ayuda a decidir en el campo la longitud adecuada de los taladros en cada anillo, para poder disminuir la dilución del mineral.

Adicionalmente, nos ayuda a reformular la cantidad de explosivo a cargarse en cada taladro puesto que sabremos de antemano cual es la calidad de la roca a romper.



5.6.5.2.- CONTROL DE PERFORACIÓN.

Se estableció una planilla de control de perforación el cual se tiene que llenar en forma diaria; con ello, se tiene un registro real de los avances, distribución de los taladros. Etc.

TABLA 5.15: PLANTILLA DE CONTROL DE PERFORACION DE TALADROS

Cuerpo :		F - 317		Fecha :		Nivel 1400	
DISEÑO DE PERFORACION							
Taladros							
Nº s	Longitud	Diámetro	Angulo	Burden	Espaciamiento		
	(mts)	(pulg)	N - S		Inicial	Final	
1	8,70	2¼	9°	1,40	0,32	1,50	
2	7,20	2¼	10°	1,40	0,35	1,50	
3	6,50	2¼	11°	1,40	0,36	1,50	
4	6,10	2¼	11°	1,40	0,38	1,50	
5	5,70	2¼	11°	1,40	0,38	1,50	
6	23,00	2¼	9°	1,40	0,31	1,50	
7	6,80	2¼	11°	1,40	0,37	1,50	
8	6,80	2¼	9°	1,40	0,31	1,50	
9	7,70	2¼	9°	1,40	0,27	1,50	
10	8,50	2¼	9°	1,40	0,26	1,50	
11	8,20	2¼	9°	1,40	0,27	1,50	
12	8,20	2¼	9°	1,40	0,27	1,50	
13	8,50	2¼	8°	1,40	0,25	1,50	
14	8,70	2¼	8°	1,40	0,25	1,50	
15	8,70	2¼	8°	1,40	0,28	1,50	
16	7,90	2¼	9°	1,40	0,29	1,50	
17	7,60	2¼	9°	1,40	0,30	1,50	
18	7,40	2¼	9°	1,40	0,33	1,50	
19	7,40	2¼	9°	1,40	0,30	1,50	
20	7,60	2¼	8°	1,40	0,30	1,50	
21	8,20	2¼	8°	1,40	0,26	1,50	
22	8,90	2¼	8°	1,40	0,23	1,50	
23	9,90	2¼	7°	1,40	0,20	1,50	
24	11,00	2¼	9°	1,40	0,23	2,00	



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

25	11,90	2%	8°	1,40	0,23	2,00
26	12,50	2%	8°	1,40	0,23	2,00
27	12,70	2%	8°	1,40	0,24	2,00
28	12,70	2%	8°	1,40	0,27	2,00
29	13,10	2%	8°	1,40	0,27	2,00
30	13,00	2%	8°	1,40	0,25	2,00
31	13,10	2%	8°	1,40	0,25	2,00
32	13,10	2%	8°	1,40	0,28	2,00
33	13,10	2%	8°	1,40	0,27	2,00
34	13,30	2%	7°	1,40	0,25	2,00
35	7,00	2%	7°	1,40	0,25	2,00
36	6,00	2%	7°	1,40	0,25	2,00
37	14,70	2%	7°	1,40	0,32	2,00
38	15,40	2%	6°	1,40	0,35	2,00
39	16,20	2%	6°	1,40	0,27	2,00
40	16,60	2%	6°	1,40	0,28	2,00
41	15,30	2%	7°	1,40	0,33	2,00
42	14,00	2%	8°	1,40	0,35	2,00
43	12,40	2%	10°	1,40	0,40	2,00
	451,30					

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento



5.6.6.- EFICIENCIA DEL METODO.

TABLA 5.16 EFICIENCIA DEL METODO.

Actividades	Pers./día	Nº de días de trabajo	Tareas
Preparación del acceso y Ventanas	02	60	120
Preparación de la cámara	02	30	60
Preparación de la chimenea	03	30	90
Perforación de los anillos	04	30	120
Voladura de anillos	03	30	90
Cuadrilla de sostenimiento	02	20	40
Cuadrilla de limpieza	02	60	120
Total	18	260	640
Rendimiento (Tn / Tarea)			45.0

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



5.6.7.- SERVICIOS AUXILIARES

VENTILACION

En el comienzo del proyecto se necesito dos ventiladores ubicados en las ventanas abiertas para la extracción del mineral (Nivel principal 1400) esto ayudo a inyectar aire fresco hacia la cámara donde se encuentra la maquina trepadora Alimack

Se necesitan 2 ventiladores, una que servio de extracción de aire en la Galería 12008 ubicado en el nivel principal del a Zona II y otra ubicada en la Galería 1422.

COSTO DE VENTILACION

VENTILADOR AUXILIAR

TABLA 5.17 COSTO DE VENTILACION.

Item	Descripción	Cant idad	Tarifa		Total (US \$)
1	Adquisición de Ventilador de 40000 CFM 100 HP	2	8750	\$/Unid	17500
2	Adquisición de arrancador para ventilador de 100 HP	2	1200	\$/Unid	2400
3	Manga de Ventilación de 36" de ϕ (m)	200	3.3	\$/m	660
4	Ductos Succión Rígidos (m) de 36" ϕ	30	7	\$/m	210
5	Alambre Nro 8 (Kg)	20	0.78	\$/Kg	15.6
6	Instalación de Ventilador (M. Obra)	2	209.49	\$/Unid	418.98
7	Fabricación de Puertas de Ventilación	4	70	\$/Unid	280
	Costo Total de Proyecto				20824.58

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



CIRCUITO PRINCIPAL DE VENTILACIÓN

INGRESO DE AIRE LIMPIO

El Ingreso de aire limpio es por la Estación 1400 que da al pique Lourdes, por esta vía entrara aire limpio de superficie; con la ayuda de un ventilador que estará ubicado en la Ventana 1 del proyecto se jalara este aire hacia la cámara del Alimack y posteriormente para el avance de la Chimenea que va a comunicar a la galería principal del Nv 1200.

EVACUACIÓN DEL AIRE CONTAMINADO

El aire viciado del proyecto Raise Caving que sale de la chimenea Alimack sale por la Galería 12008 del Nv 1200 y que esta comunicada a esta chimenea. Luego este aire sube la Rampa Lourdes y sale por la Bocamina del Nv 800 al tajo Raúl Rojas.



TABLA 5.18: ETAPAS DEL PROYECTO

ETAPA DEL DESARROLLO DE LA CÁMARA Y CHIMENEA ALIMACK

Item	Descripción	Nº	Requerimiento unitario (Cfm)	Simultaneidad	Total requerido Cfm.
1	Hombres /Guardia	4	212	100%	848
2	Scoop 2.2 Yd3 (120 Hp)	1	19610	80%	15688
3	Gases de Voladura	1	14124	50%	14124
	(25 m/min x 16 m ² de sec)				
Total Necesidades de Aire					30660

ETAPA DE PERFORACION DE LOS ANILLOS

Item	Descripción	Nº	Requerimiento Unitario (Cfm)	Simultaneidad	Total Requerido (Cfm)
1	Hombres /Guardia	4	212	100%	848
2	Polvo de los Detritos	1	6200	50%	3100
Total Necesidades de Aire					11148



ETAPA DE LIMPIEZA DEL MINERAL

Item	Descripción	Nº	Requerimiento Unitario (Cfm)	Simultaneidad	Total Requerido (Cfm)
1	Hombres /Guardia	6	212	100%	1272
2	Scoop 2.2 Yd3 (120 Hp)	2	14124	80%	22598.4
3	Gases de Voladura (25 m/min x 16 m ² de sec)	1	14124	50%	14124
Total Necesidades de Aire					37994.4

TABLA 5.19: CALCULO ACTUAL DE CAIDA DE PRESION DE AIRE COMPRIMIDO.

CALCULO DE CAIDA DE PRESION EN TUBERÍA: Nv 1400			
Datos Iniciales	Ventanas Ex.	Chimenea Alimack	Total
Maquinas Requeridas	2 Un	2 Un	4 Un
Factor por fugas	1.25	1.25	
Volumen Requerido	1624 cfm	2100 cfm	3724 cfm
Factor de Fricción	1.2	1.2	
Presión Absoluta	6.55 bar		
Volumen Requerido	0.766 m3/seg	0.824 m3/seg	1.59 m3/seg
Presión en el Frente	75 psi	89 psi	



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

Tramo	Descripción	Diámetro (Pulg)	Canti dad	Longitud		Caida de Presión PSI
				Real (m)	Equiv (m)	
	Incremento de Presión por caída de superficie al 1400					-6.62
	Hacia cuerpo F-317	8		2050		4.25
	Ventanas y Cámara Alimack	4		400		2.25
	Chimenea Alimack	4		380		7.5
	Total					7.38

Requerimiento:

Ubicación	Diámetro	Metros
Cuerpo F-317	8	1250
Ventanas de Extracción	6	300
Chimenea Alimack	6	250

TABLA 5.20: COSTO DE SERVICIOS (AGUA, AIRE, ENERGIA. ETC)

1- AGUA	Consumo de Agua x Perforadora	40	Lts/min
	Consumo total por Disparo	22500	
	Tarifa de agua	0.005	
	Costo de agua /Anillo	112	
	Mano de Obra requerida / día	3	Tubero
	Costo de agua /TM	0.70	\$/ TM



2. ENERGIA	Scoop 2.2 yd3	100	Kw.
	Alimack (plataforma)	100	Kw.
	Jaula de Servicio	100	Kw.
	Consumo de Energía	2400	
	Tarifa Eléctrica Kw-Hr	0.05	
	Costo de Energía	120	
	Costo de Energía/TM	0.65	\$/TM
	Mano Obra requerida/ Dia	3	Electricista

3. VENTILACIÓN	Ventilación Principal y Auxiliar	350	HP
	Ventilación en Kw	266	Kw
	Horas efectivas /Día	24	
	Tarifa	0.05	
	Costo de Energía	319.2	
	Costo de Ventilación/TM	0.32	\$/TM
	Mano Obra requerida/ Dia	3	Ventilación

4. OTROS	Servicios Comunes Diferentes Zonas/TM	4.09	\$/TM
-----------------	--	-------------	--------------

Total Servicios (US \$/TM)	5.76	\$/TM
---------------------------------------	-------------	--------------



5.6.8.- POSIBLE APLICACIÓN EN OTROS CUERPOS DE LA U.E.A. CERRO DE PASCO.

En la Unidad de Cerro de Pasco tenemos algunos cuerpos que reúnen las características para poder aplicar el método del Raise Caving, pero también es necesario contrarrestar con las exigencias operacionales.

CUERPO CAYAC NORUEGA A (CNA):

El cuerpo Cayac Noruega "A" está ubicado principalmente en los Bloques de Mina Mesapata y Diamante, extendiéndose también en parte hacia los bloques Lourdes y San Alberto.

Un rasgo característico de este cuerpo es la presencia de cuerpos tubulares de pirrotita, que se extienden desde el nivel 300 hasta el nivel 1600; alrededor de estos "pipes" incrementa la mineralización de marmatita.

CUERPO H-309:

El cuerpo mineralizado H-309 está ubicado en el bloque Lourdes, al Oeste del cuerpo mineralizado Cayac Noruega "B". Toda la mineralización de Plomo-Zinc se encuentra emplazada dentro del cuerpo de pirita.

El cuerpo mineralizado decrece en tamaño en profundidad, y es posible que hacia los niveles 1000 y 1200, se una al cuerpo F-310.

CUERPO-K-327-A:

Los cuerpos mineralizados K-327-A están ubicados dentro del bloque Diamante y para los efectos del presente Inventario se ha tomado como límite superior de cubicación el banco 4140, de allí para arriba el mineral existente es considerado dentro de las reservas del Tajo Abierto "R. Rojas M."



CUERPO G-313:

El cuerpo mineralizado G-313 está ubicado en el límite entre los bloques Mesapata y Lourdes. La mineralización esta emplazada dentro de cuerpo sílica-pirita.

Los minerales que conforman el cuerpo mineralizado son esfalerita-galena dentro de pirita masiva; En el borde SurOeste del cuerpo mineralizado se observa un cuerpo de pirrotita.

5.6.9.- CONDICIONES DE APLICACIÓN PARA YACIMIENTOS SIMILARES EN OTRAS OPERACIONES MINERAS.

- ❖ Es importante resaltar que este método es muy versátil y toma menor tiempo para su implementación. En otras Unidades Mineras, es necesario tener Cuerpos de Buzamiento entre 80 a 90% para una buena caída del mineral roto.
- ❖ También la forma del Cuerpo tiene que ser tubular.
- ❖ Otra condición importante es que las leyes tienen que estar adecuadamente distribuidas para que el proyecto sea rentable y poder definir una secuencia adecuada de minado.
- ❖ La calidad geomecánica del mineral y las cajas debe ser de regular a buena (Roca tipo III, II, I) esto es uno de los puntos determinantes para la aplicación de este método.



5.6.10.- CONCLUSIONES DEL MÉTODO, VENTAJAS DESVENTAJAS

CONCLUSIONES DEL METODO:

- ❖ Es un método innovador para aplicar en minas con yacimientos mineralizados y condiciones similares a lo expuesto.
- ❖ Incremento de la productividad, al disponer de mayores tajeos en producción y preparación, con la finalidad de tener una producción sostenida, que como la presente aplicación alcanza las 45 t/h-g.
- ❖ Las preparaciones que se realizan en este método, son menores a las preparaciones que son necesarias para otro método de explotación; a la vez que se va preparando se va extrayendo mineral también.
- ❖ La perforación de los anillos en forma radial, permite controlar, los contactos mineralizados.
- ❖ Los costos de explotación, son más bajos en comparación con otros métodos de explotación, debido a la mecanización de la operación y su alto nivel de producción, (7.59 US\$/Tn, costo de minado y con servicios alcanza a 15.96 US\$/Tn.)
- ❖ Es aplicable a cuerpos de mayores dimensiones. En este caso los costos de preparación serán menores, debido a que con la misma preparación se explotaría mayor cantidad de reservas.
- ❖ Para disminuir la desviación de los taladros debe cumplirse lo siguiente:
 - ❖ Tener el equipo en buenas condiciones.
 - ❖ Usar barras estabilizadoras.
 - ❖ Capacitar al perforista e inculcarle las implicancias de una mala perforación.
 - ❖ Las vibraciones se minimizan mediante las voladuras controladas.
 - ❖ Estos métodos de perforación y voladura permiten agilizar el ciclo de minado.
 - ❖ La distribución de leyes es adecuada y de buen valor de mineral para aplicar el método.



VENTAJAS Y DESVENTAJAS.

VENTAJAS:

- ❖ Explotación de las reservas de cuerpos tubulares
- ❖ Minimizar las labores preparatorias para la explotación.
- ❖ Disminución de costos de preparación en los costos operativos.
- ❖ Acelerar el ciclo de minado.
- ❖ Disminuir costos de perforación y voladura.
- ❖ Incremento de la productividad

DESVENTAJAS:

- ❖ Solo es aplicable para cuerpos tubulares mas no en cuerpos con forma irregular; esto hace que el método sea aplicado en áreas independientes y aisladas de las áreas donde se aplican métodos estandarizados.
- ❖ Se necesita suficiente aire comprimido para la jaula trepadora (esto es, mas compresoras prendidas simultáneamente), si es que se trabaja con una jaula trepadora neumática, esto para contrarrestar el consumo promedio de aire por guardia de las perforadoras jacklej de producción y demás dispositivos neumáticos que están en las otras áreas.



CAPITULO VI:

“EVALUACIÓN ECONÓMICA”



CAPITULO VI:

EVALUACIÓN ECONOMICA

6.1.- COSTO DE PERFORACIÓN

TABLA 6.1: COSTO DE PERFORACION.

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO PARA PERFORACION DE TALADROS LARGOS EN EL METODO RAISE CAVING					
UNIDAD : CERRO DE PASCO					
DIAMETRO DE TALADRO	51mm				
Rendimiento	80,00	ml/tumo			
Unidad	Mi				
Hr/Tumo	10,00				
RECURSO	UNIDAD	PRECIO UNIT. US \$	RENDIMIENTO	COSTO RECURSO U.S.\$/ml	COSTO TOTAL U.S.\$/ml
MATERIALES					
Consumibles Equipo Alimak Diesel-Hidráulico	HM	12,46	8,00	1,56	
Consumibles Equipo de Perforación	m.l.	0,45	1,00	0,45	
Accesorios de Perforación	m.l.	1.002,00	852,00	1,18	
Petróleo	Gln	1,80	0,56	0,13	
Otros	Und.	1,00	0,25	0,25	3,560
MANO DE OBRA					
Lider	HH	3,87	0,13	0,48	
Operario	HH	2,94	0,13	0,37	
Oficial	HH	2,32	0,13	0,29	
Ayudante	HH	1,93	0,13	0,24	1,383
EQUIPOS					
Equipo Alimak Completo con plataformas	HM	22,45	0,13	2,81	
Perforadora Long Hole	HM	5,56	0,13	0,70	3,501



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

EQUIPO DE SEGURIDAD					
Equipo de Seguridad 7% M.O.	%	7,00	0,07	0,10	0,10
COSTO DIRECTO					8,540
Gastos Generales 9.56%					0,816
Utilidad 5.00 %					0,427
COSTO TOTAL DE PERFORACION US\$/ml					9,784

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



6.2.- COSTO DE VOLADURA.

TABLA 6.2.- COSTO DE VOLADURA.

ANALISIS DE PRECIO UNITARIO PARA VOLADURA DE TALADROS LARGOS EN EL METODO RAISE CAVING					
UNIDAD : CERRO DE PASCO					
DIAMETRO DE TALADRO 51mm Rendimiento 250,00 ml/tumo Unidad MI Hr/Tumo 10,00					
RECURSO	UNIDAD	PRECIO UNIT.	RENDIMIENTO	COSTO RECURSO U.S.\$/ml	COSTO TOTAL U.S.\$/ml
MATERIALES					
Consumibles Equipo Alimack	HM	12,460	25,000	0,498	
Consumibles Equipo de Carguio	m.l.	0,180	1,000	0,180	
Explosivos y Acces. De Voladura	Gbl	0,000	1,000	0,000	
Petróleo	Gln	1,800	0,560	0,040	
Otros	Und.	1,000	0,050	0,050	0,769
MANO DE OBRA					
Líder	HH	3,870	0,040	0,155	
Operario	HH	2,940	0,040	0,118	
Oficial	HH	2,320	0,040	0,093	
Ayudante	HH	1,930	0,040	0,077	0,442
EQUIPOS					
Equipo Alimack Completo con plataformas	HM	22,450	0,040	0,898	
Equipo de Carguio Completo	HM	3,100	0,040	0,124	1,022
EQUIPO DE SEGURIDAD					
Equipo de Seguridad 7% M.O.	%	7,000	0,070	0,031	0,031
COSTO DIRECTO					2,264
Gastos Generales 9.56%					0,216
Utilidad 5.00 %					0,113
COSTO TOTAL DE VOLADURA US\$/ml					2,594

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



6.3.- PRESUPUESTOS E INVERSIONES.

6.3.1.-DESARROLLOS Y PREPARACIONES

TABLA 6.3: PRESUPUESTO EN DESARROLLOS Y PREPARACIONES

NV 1400	MTS	US\$	US\$/TM
Explor. Y Desarr. Horizontal	178	39,254.34	1.12
Explor. Y Desarr. Vertical	30	5,166.00	0.14
Preparaciones	166	53,368.38	1.52
SUBTOTAL	374	97,788.72	2.78

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



IMPLEMENTACION DE LA VARIANTE DEL METODO DE HUNDIMIENTO
(RAISE CAVING)

PRESUPUESTO DESARROLLOS Y PREPARACIONES
EXPLORACION Y DESARROLLO
HORIZONTAL

LABOR	m	m3	Seccion (m2)	US\$/m	US\$/m3	US\$	OBJETIVO	
GA 14680 SE	45		3,5*3,5	220,53		9923,85	Galería de Exploración	
GA 14114 SE	35		3,5*3,5	220,53		7718,55	Galería de Exploración	
GA 14672 E	30		3,5*3,5	220,53		6615,9	Galería de Exploración	
GA 14184 E	28		3,5*3,5	220,53		6174,84	Galería de Exploración	
GA 14184 SE	40		3,5*3,5	220,53		8821,2	Galería de Exploración	
178								

Subtotal 39264,34

EXPLORACION Y DESARROLLO VERTICAL

LABOR	m	m3	Seccion (m2)	US\$/m	US\$/m3	US\$	OBJETIVO	
CHIMENEA 14680	10		1,5*1,5	172,2		1722	Galería de Exploración	
CHIMENEA 14672	10		1,5*1,5	172,2		1722	Galería de Exploración	
CHIMENEA 14856	10		1,5*1,5	172,2		1722	Galería de Exploración	
30								

Subtotal 5166

PREPARACIONES
GENERALES

LABOR	m	m3	Seccion (m2)	US\$/m	US\$/m3	US\$	OBJETIVO	
VENTANA Nro 1 (3,5*3,5 m)	4		4*4	332,2		1328,8	Ventana de Limpieza de Mineral	
VENTANA Nro 2 (3,5*3,5 m)	4		4*4	332,2		1328,8	Ventana de Limpieza de Mineral	
VENTANA Nro 3 (3,5*3,5 m)	5		4*4	332,2		1661	Ventana de Limpieza de Mineral	
VENTANA Nro 4 (3,5*3,5 m)	4		4*4	332,2		1328,8	Ventana de Limpieza de Mineral	
VENTANA Nro 5 (3,5*3,5 m)	5		4*4	332,2		1661	Ventana de Limpieza de Mineral	
VENTANA Nro 6 (3,5*3,5 m)	5		4*4	332,2		1661	Ventana de Limpieza de Mineral	
DTH 1476 (Dos unidades)	54		6' (Diámetro)	11,15		602,1	Vía para las líneas de R/H que vienen del Nv 1200	
CHIMENEA 14181 (Alimack)	30		3*3	661,03		19830,9	Vía para perforar los taladros largos y voladura de los mismos	
CHIMENEA 14181 (Alimack)	24		1,8*1,8	447,07		10729,68	Vía para el acceso y salida del Alimack	
DESQUINCHE CAMARA 14181		120			34,43	4131,6	Cámara para la Maquina Alimack	
CRUCERO 14114 NE	8		3,5*3,5	332,2		2657,6	Dedo para comunicar al OP4	
CAMARA 12008	15		3,5*3,5	235,4		3531	Dedo para darle cabeza a la Chim 14184	
CAMARA DESMONTE 1476	8		3,5*3,5	235,4		1883,2	Deposito de Desmonte de las Preparaciones	
DESQUINCHE CAMARA 1476		30			34,43	1032,9	Cámara de Carguio hacia el OP6 Nv 1400	
166								
Subtotal						53368,38		
Total						97788,72		

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



6.3.2.-INVERSION EN EQUIPO

TABLA 6.4: INVERSION EN EQUIPO.

MAQUINA	MARCA	MODELO	AÑO	CANTI DAD	VALOR ADQUISICIÓN (US\$)	
					COSTO	(US\$)
Scoop 2.2 Yd3	Tamrock	Toro	2002	2	275000	550,000
Ventiladores de 40000 cfm 100HP				2		54,680
Compresora Centac Nº 2						36,154
TOTAL US\$						640,834



6.4.-COSTO DE MINADO DEL METODO DE HUNDIMIENTO (RAISE CAVING).

TABLA 6.5: COSTO DE MINADO.

COSTOS OPERATIVOS : METODO RAISE CAVING

Reservas Operativas (tms)		35 100		Costos	
Costos Operativos	Avance	Mts. Perf.	US\$/mt	US\$	US\$/tms
Costo de Preparaciones :					
Desquinche de la chimenea	m3	89,48	118,78	10.628	0,30
Chim. Alimack de 3,00 mts de diametro	mts.	30,8	661,03	20.360	0,58
Chim. Alimack de 1,8 mts de diametro	mts.	23,2	447,07	10.372	0,30
Avance de Subniveles de extracción	mts.	107	231,58	24.779	0,71
Excavación de la cámara (cara libre)	m3	1410	34,43	48.546	1,38
Pernos de anclaje de riel de Alimack	EA	28	24,20	678	0,02
Sostenimiento de la chimenea Alimack :					
Malla electrosoldada	m2	128	16,40	2.099	0,06
Split Set de 1.5 mts.	EA	180	23,56	4.241	0,12
Sostenimiento de accesos :					
Malla electrosoldada	m2	86	11,31	973	0,03
Split Set de 1.5 mts.	EA	238	13,23	3.149	0,09
Sostenimiento de la cámara :					
Malla electrosoldada	m2	260	16,40	4.264	0,12
Split Set de 1.5 mts.	EA	478	23,56	11.262	0,32
Sub Total				141.350	4,03
Costo de Explotación :					
Costo de perforación	Mts. Perf.	5.169	9,78	50.552	1,44
Voladura para explotación	Mts. Perf.	5.169	2,59	13.387	0,38
Extracción y carguío de mineral	tms	35.100	0,95	33.345	0,95
Costo de Explosivos				3.496	0,10
Moviliz.+desmovil. + Montaje+Desmontaje				11.160	0,83
Sub total					3,70
TOTAL				394.640	7,73
Detalle de Costos Servicios Comunes					
Servicios Comunes Mina					3,49
Energía Mina					2,27
Sub total					5,76
COSTO TOTAL (US\$/tms)					13,49
COSTO TRATAMIENTO DE PLANTA (Prom. Enero-Mayo)					3,56
Valor de Mineral (Dato de Geología- Inventario US\$/tms)					44,50
MARGEN DE UTILIDAD					27,45
Cutt Off - Inventario de Geología US\$/tms					15,34

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



6.5.- EVALUACIÓN TÉCNICO ECONOMICA DEL PROYECTO

CALCULO DEL INDICE DE RENTABILIDAD VAN, TIR

TABLA 6.6: CALCULO DEL INDICE DE RENTABILIDAD VAN, TIR.

Meses	7	Meses							
		0	1	2	3	4	5	6	7
Inversión		-44420,34							
Producción (TM)					350,00	350,00		17200,00	17200,00
Ingresos					10902,50	10902,50		535780,00	535780,00
Costos Operativos			13342,09	13342,09	13342,09	13342,09	79677,00	38872,00	38872,00
Resultado Bruto			-13342,09	-13342,09	-2439,59	-2439,59	-79677,00	496908,00	496908,00
Depreciación								10989,34	10989,34
Resultado antes de Impuestos			-13342,09	-13342,09	-2439,59	-2439,59	-79677,00	485918,66	485918,60
Impuestos sobre el Beneficio (30%)								63591,88	63591,87
Resultado Neto			-13342,09	-13342,09	-2439,59	-2439,59	-79677,00	422326,78	422326,78
Depreciación								10989,34	10989,34
Flujo de Fondo Neto		-44420,34	-13342,09	-13342,09	-2439,59	-2439,59	-79677,00	433316,12	433316,12
Tasa de Actualización									
Anual	12%								
Mensual=	0.95%								
VAN =	657291,52								
TIR (Mensual)	47%								

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.



OBSERVACIÓN:

- ❖ Se considera en el primer y segundo de mes comenzado el proyecto los avances de las preparaciones en Desmonte.
- ❖ En el tercer y cuarto mes del proyecto se consideran ingresos a consecuencia de las preparaciones que se desarrollan en Mineral.
- ❖ En los dos últimos meses del proyecto (6to y 7mo mes), solo se dedica a limpieza de todo el mineral roto por el Método Raise Caving , por las ventanas de extracción hasta acabarlo en su totalidad.



CAPITULO VII:

“CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES”



CAPITULO VII:

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES:

- ❖ El método de Raise Caving aplicado es muy versátil, implica poca utilización de mano de obra intensiva, disminuyendo así el riesgo de un accidente personal.
- ❖ Asimismo, permite seleccionar el mineral con el contacto en el proceso de perforación logrando así no tener mucha dilución después de la voladura.
- ❖ Este proyecto piloto combina la utilización del la jaula trepadora con la perforadora Long Hole, el cual es sinónimo de rapidez en el ciclo de minado.
- ❖ Es una buena alternativa para explotar cuerpos que tienen forma de lentes cónicos inversos y estén distribuidos en sectores muchas veces aislados de las preparaciones en la mina.
- ❖ Mejora de la rentabilidad y productividad de las operaciones mineras, en este caso particular de Cerro de Pasco se elevo la productividad en casi todas las operaciones unitarias que se aplicaron en este método (Perforación, voladura, acarreo, etc.); esto se traduce en un incremento de la producción en tn/h-g.
- ❖ El método de Raise Caving es un método de explotación de bajo costo, que para el presente caso fue de US\$ 7.73/tn.
- ❖ Aplicación de un método de minado innovador al sector minero, en cuerpos similares al caso presentado y si fuera de dimensiones diferentes pueden cambiarse los tamaños de los equipos, los tamaños de las aberturas y hacerlo aun mas productivo.



RECOMENDACIONES:

- ❖ El método debe ser preparado de acuerdo a la secuencia mostrada en la presente tesis, a fin que su implementación sea exitosa.
- ❖ Para la extracción del método se recomienda la utilización de equipos con capacidad acorde al diseño del proyecto; también, que los equipos (Scooptrams) sean eléctricos, esto tomando en cuenta que el echadero este cerca al área de trabajo; en todo caso, si se va a trabajar con equipos Diesel, se tiene que asegurar un buen flujo de aire limpio en el sector.
- ❖ En la perforación de producción, se recomienda asegurar el flujo constante de aire comprimido para evitar atracamientos del barreno en plena perforación.
- ❖ Para este caso particular de la mina Cerro de Pasco donde el mineral acumulado tiene el riesgo de incendiarse, después de la voladura; es recomendable culminar por completo la limpieza para evitar eventuales incendios en el núcleo de carga (por presencia de pirita).
- ❖ Es recomendable trabajar con todos los equipos de protección personal en cada etapa de minado.
- ❖ Después de la voladura y culminada la limpieza total del tajo; es recomendable rellenar con la mayor cantidad de material detrítico (desmonte) proveniente del nivel superior para luego culminarlo con relleno hidráulico.



REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- ❖ AZNAR SALINERO, JAVIER (2003)- EDICION II
“PROGRAMACION Y COSTOS EN LAS OBRAS SUBTERRANEAS” - 2003
- ❖ BUSTILLO REVUELTA, MANUEL (1997)-EDICION I
“MANUAL DE EVALUACION Y DISEÑO DE EXPLOTACIONES MINERAS” -
1997
- ❖ EXPLOSIVOS S.A. (2000)- EDICION III
“MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA” - 2000
- ❖ GARCIA, ELVIRA. (2002)- EDICION II
“MANUAL DE PERFORACION DIRIGIDA HORIZONTAL” - 2002
- ❖ HERNANDEZ ORALLO, JOSE (2004)- EDICION I
“INTRODUCCION A LA MINERIA DE DATOS” - 2004
- ❖ LANGEFORS, U AND KIHLLSTROMB, B (1967)-EDICION IV
“TECNICA MODERNA DE VOLADURA DE ROCAS” - 1967
- ❖ SCHUMANN, WALTER (1994)-EDICION II
“ROCAS Y MINERALES” - 1994
- ❖ VOLCAN CIA MINERA S.A.A. (2001)
“MANUAL DE APLICACIÓN GEOMECANICA Y DE SOSTENIMIENTO EN LA
MINA” - 2001.
- ❖ VOLCAN CIA MINERA S.A.A. (2001-2003)
“DETALLES POR CENTRO DE COSTOS - REPORTES INTERNOS U.M.
CERRO DE PASCO” - (2001-2003).



❖ VOLCAN CIA MINERA S.A.A. (2003)

“REPORTE ANUAL DE INVENTARIO DE RESERVAS GEOLOGICAS” -2003



ANEXOS.

ANEXO I

Sección Longitudinal de la Mina Cerro de Pasco.

ANEXO II

Plantillas de Mallas de Perforación en la Unidad Cerro de Pasco.

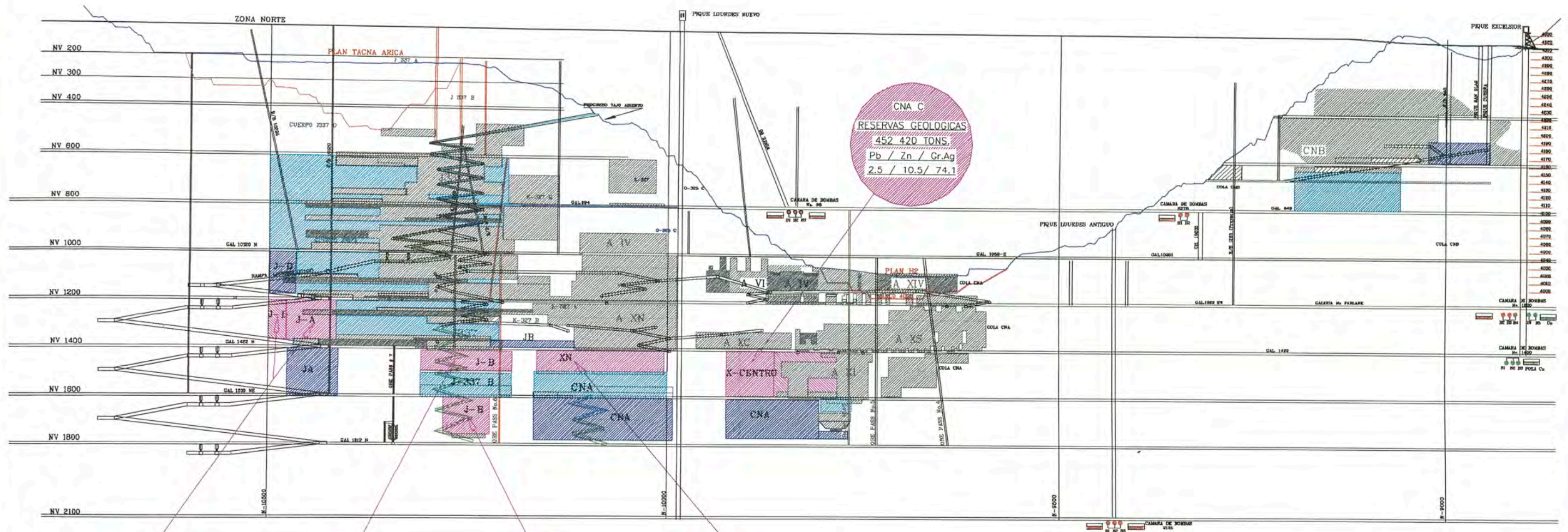
ANEXO III

Sistema de Aire Comprimido en el NV 1400 (Zona III).

ANEXO IV

Diagrama del Proceso Productivo.

ANEXO I : Sección Longitudinal de la Mina Cerro de Pasco.



J337 A + D
RESERVAS GEOLOGICAS
535,900 TONS.
Pb / Zn / Gr.Ag
3.7 / 8.3 / 143

J337 B
PISO 15-27
RESERVAS GEOLOGICAS
757,000 TONS.
Pb / Zn / Gr.Ag
3.1 / 10.8 / 81

J337 B
RESERVAS GEOLOGICAS
622,000 TONS.
Pb / Zn / Gr.Ag
2.6 / 10.3 / 86

PISO 15-27
RESERVAS GEOLOGICAS
480,000 TONS.
Pb / Zn / Gr.Ag
2.5 / 10.5 / 74.1

CNA C
RESERVAS GEOLOGICAS
452,420 TONS.
Pb / Zn / Gr.Ag
2.5 / 10.5 / 74.1

Js. - B "A" = 407,480
Js. - B "B" = 349,520

SL/C y P = 565,520
SLS = 56,790

SECCION LONGITUDINAL EN LA COORDENADA E-8750 MIRANDO AL ESTE

RESERVAS EN EXPLOTACION		2'400,040 TONS.
RESERVAS PARA INCREMENTO DE PRODUCCION A CORTO Y MEDIANO PLAZO		2'847,630 TONS.
RESERVAS PARA LARGO PLAZO		1'769,340 TONS.
TOTAL =		7'017,010 TONS.

ANEXO II: Plantillas de Mallas de Perforación en la Unidad Cerro de Pasco.

PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA FRENTES QUE TENGAN ESTA SECCION EN ROCA TIPO I CALIZA RECRISTALIZADA

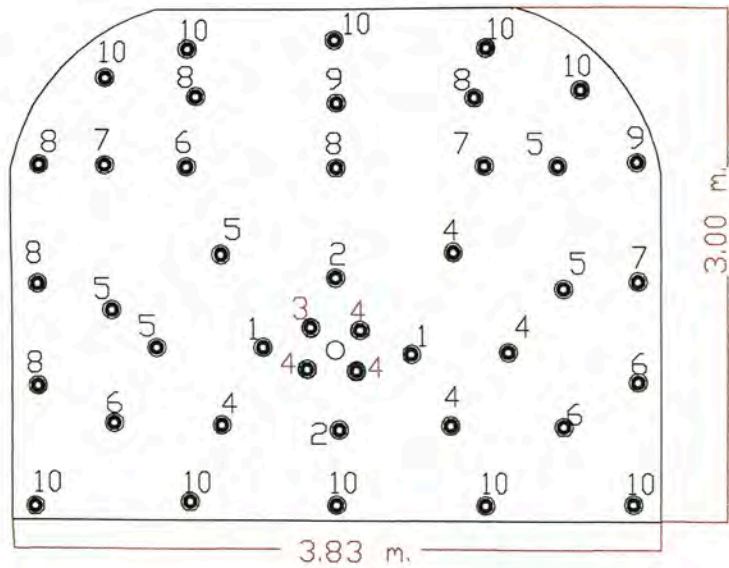
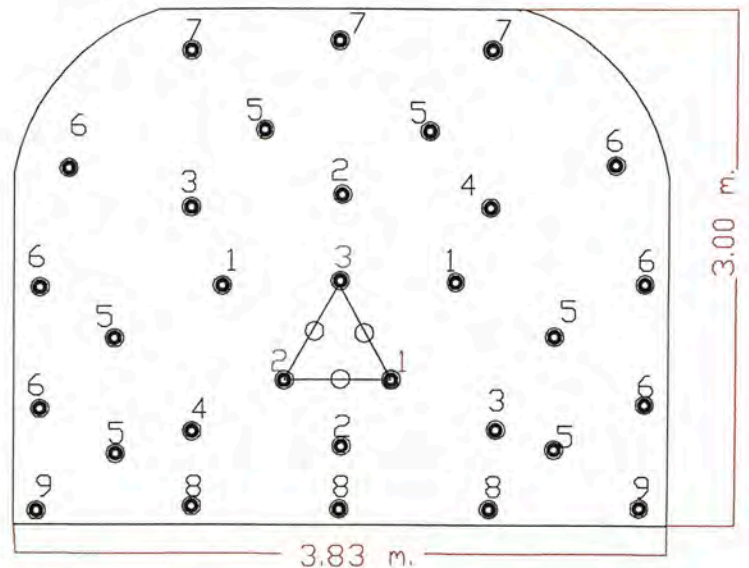


FIG. No.3 MOSTRANDO EL FRENTE DE TRABAJO UBICACION DE LOS TALADROS LABOR 16780 P 15 AREA JOTAS EFECTUADO EL DIA 16 AGO-2000
 LEYENDA
 NUMERO DE TALADROS QUE FUERON DISPARADOS 42 1 VACIO
 FACTOR DE CARGA 0.96 Kg./TM
 EVALUACION :EL NUMERO DE TALADROS NO ES EL ADECUADO NI LA SECUENCIA DE SALIDA
 NOTA ESTE DISPARO SOPLO

ESCALA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco DPTO. DE INGENIERIA PLANEAMIENTO Y PROYECTOS	PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA
DISERO :	FECHA:		
REVISION DIBUJO : JCC.	FECHA: AGO.00		
REVISO :	FECHA:		
N° REVISION	APROBO:	FECHA:	N°PLANO: REV.:

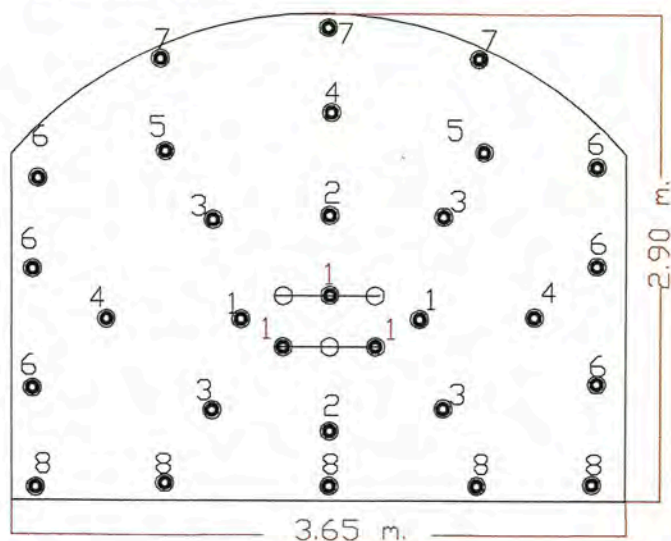
PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA FRENTES QUE TENGAN ESTA SECCION EN ROCA TIPO I CALIZA RECRISTALIZADA



NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO SEMEXSA 65 1 1/2" x 12" CORTE 10 x 3 = 30
 1er.CUAD. 9 x 4 = 36
 2do.CUAD 9 x 4 = 36
 3er.CUAD 8 x 6 = 48
 CUADRADORES 7 x 6 = 42
 ALZAS 7 x 3 = 21
 ARRASTRE 8 x 5 = 40
 TOTAL CARTUCHOS 253 x 0.36 Kg./Cartucho = 91.1 Kg.
 FACTOR DE CARGA 0.75 Kg./TM.

ESCALA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco DPTO. DE INGENIERIA PLANEAMIENTO Y PROYECTOS	PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA
DISERO :	FECHA:		
REVISION DIBUJO : JCC.	FECHA: AGO.00		
REVISO :	FECHA:		
N° REVISION	APROBO:	FECHA:	N°PLANO: REV.:

PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA FRENTES QUE TENGAN ESTA SECCION EN ROCA TIPO I



NUMERO DE CARTUCHOS POR TALADRO SEMEXSA 65 1 1/2" x 12" CORTE 9 x 3 = 27
 1er.CUAD. 9 x 4 = 36
 2do.CUAD 9 x 4 = 36
 3er.CUAD 8 x 3 = 24
 4to.CUAD 8 x 2 = 16
 CUADRADORES 7 x 6 = 42
 ALZAS 7 x 3 = 21
 ARRASTRE 9 x 5 = 45
 TOTAL CARTUCHOS 247 x 0.36 Kg./Cartucho = 88.92 Kg.
 FACTOR DE CARGA 0.77 Kg./TM.
 MALLA PROMEDIO PERF. Y VOLADURA 3 x 5

CORTE ALTERNATIVO



ESCALA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco DPTO. DE INGENIERIA PLANEAMIENTO Y PROYECTOS	PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA
DISERO :	FECHA:		
REVISION DIBUJO : JCC.	FECHA: AGO.00		
REVISO :	FECHA:		
N° REVISION	APROBO:	FECHA:	N°PLANO: REV.:

PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA FRENTES QUE TENGAN ESTA SECCION EN ROCA TIPO I

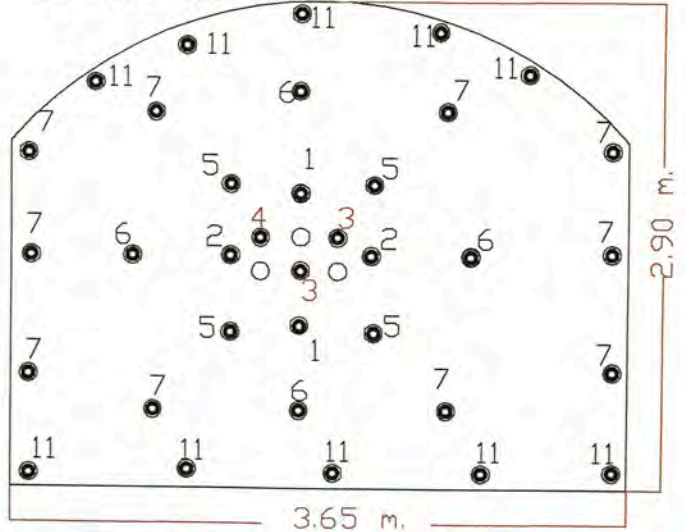
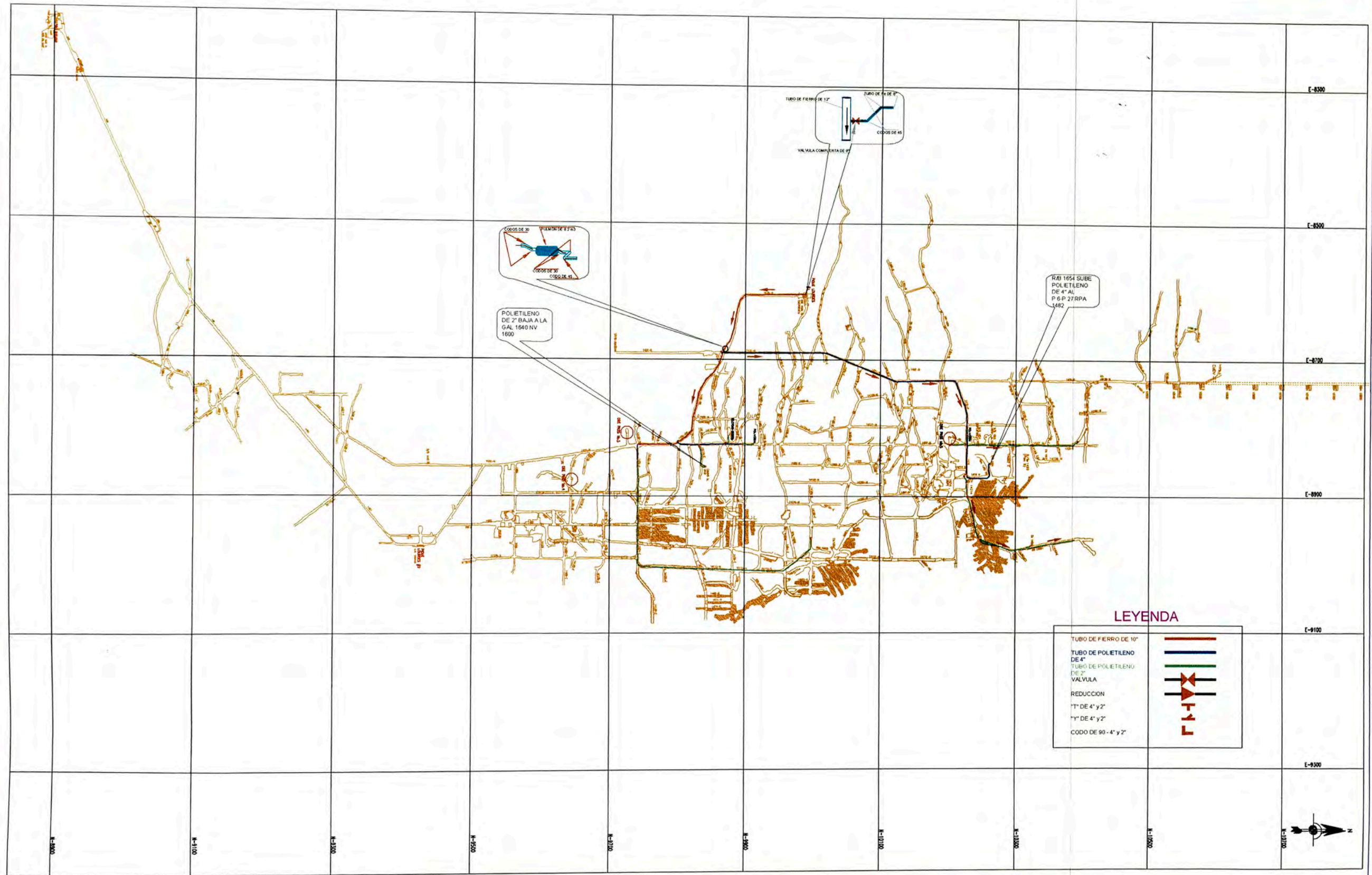


FIG. 2 MOSTRANDO EL FRENTE DE TRABAJO, UBICACION DE LOS TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA DEL DISPARO DE LA LABOR 16592 - 2N PISO 15 EFECTUADO EL 15/08/2000

LEYENDA:
 NUMERO DE TALADROS DISPARADOS 35 (3 TALADROS VACIOS ø2")
 FACTOR DE CARGA: 0.77 Kg./TM.
 EVALUACION: SE VISUALIZO MAS DE 6 BANCOS CUYAS DIMENSIONES SE MENCIONAN EN EL INFORME RESPECTIVO,
 SECUENCIA DE SALIDA: NO ADECUADA

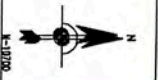
ESCALA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco DPTO. DE INGENIERIA PLANEAMIENTO Y PROYECTOS	PLANTILLA DE PERFORACION Y VOLADURA
DISERO :	FECHA:		
REVISION DIBUJO : JCC.	FECHA: AGO.00		
REVISO :	FECHA:		
N° REVISION	APROBO:	FECHA:	N°PLANO: REV.:

ANEXO III: Sistema de Aire Comprimido en el NV 1400 (Zona III).



LEYENDA

TUBO DE FIERRO DE 10"	
TUBO DE POLIETILENO DE 4"	
TUBO DE POLIETILENO DE 2"	
VALVULA	
REDUCCION	
"1" DE 4" y 2"	
"1" DE 4" y 2"	
CODO DE 90 - 4" y 2"	



VOLCAN COMPANIA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco DPTO DE INGENIERIA PLANEAMIENTO		PLANO SISTEMA AIRE COMPRIMIDO ZONA III NIVEL 1400 DISTRIBUCION GENERAL		NOMBRE DEL ARCHIVO PLANO N° REV.	
ESCALA :	FECHA :	DESCRIPCION	FECHA	DESCRIPCION	FECHA
GEOLOGIA :					
DISEÑADO :					
DIBUJADO :					
REVISADO :					
APROBADO :					
GEN. DE PROYECTO		REVISION		REVISION	
SUPLENTE					
JEFE DE AREA					
PLANO NUMERO	PLANOS DE REFERENCIA				

ANEXO IV: Diagrama del Proceso Productivo.

