

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICA

PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE

MINAS



DISEÑO DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN PARA LA GESTIÓN DE OPERACIONES Y CONTROL DE VIBRACIONES DE VOLADURA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN HUNDIMIENTO POR BLOQUES EN LA U.E.A PAMPADECOCBRE, DYNACORD -CUSCO.

Tesis.

Para optar el Título de Ingeniero de Minas.

- **BACH. MARQUEZ GUZMAN SILVESTRE**
- **BACH. AYMARA PAULLO LEONID**

2014

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

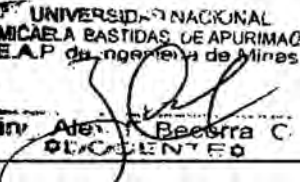
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

JURADOS DE TESIS “ DISEÑO DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN PARA LA GESTIÓN DE OPERACIONES Y CONTROL DE VIBRACIONES DE VOLADURA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN HUNDIMIENTO POR BLOQUES EN LA U.E.A PAMPADECOPRE, DYNACOR- CUSCO


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
E.A.P. DE INGENIERÍA DE MINAS
ING. WALQUEY CALSIN
PRESIDENTE


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
E.A.P. DE INGENIERÍA DE MINAS
ING. HILARIO CARRASCO KOLQUE
PRIMER JURADO


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
E.A.P. DE INGENIERÍA DE MINAS
ING. ALEX F. BECERRA CAMACHO
SEGUNDO JURADO

AGRADECIMIENTO.

Primero que todo agradecemos a Dios por todo lo que nos ha dado, es nuestra luz y nuestra fuente de sabiduría e inteligencia.

A mi Madre (Jacinta Guzmán Quispe), quien es muy importante para mí y fuente y aliento de mi profesión, también agradecerle por darme valores, principios y todo lo necesario para educarme. Muchas gracias de forma especial a mi madre, por soportarme y acompañarme, por ser vigía y despertarme, por ser mi amiga y ser baluarte, por soñar junto conmigo mi estudios Superiores. Este logro es de usted Madre querida.

A mis hermanos (Ronald.R. Márquez Guzmán, Nélida.L. Márquez Guzmán) y amigos. Muchas gracias por su ayuda en momentos claves. Su ayuda desinteresada está muy gravada en mi mente y en mi corazón.

De:

Marquez Guzmán Silvestre.



AGRADECIMIENTO.

A mis padres, quienes fueron el pilar de mi formación profesional, quienes me dieron valores y principios y todo apoyo incondicional y también todo lo necesario para completar mi educación iniciada por motivación de ellos. De igual Manera Muchas gracias de forma especial a mi madre (Esther Julia Paullo Arotaipe), por soportarnos y acompañarnos, por ser vigía, por ser mi amiga y ser baluarte, por soñar junto conmigo y ser parte importante de estudio profesional.

A la luz de mi vida a quien brindo todo el amor del mundo mi querida hijita (Zulay Anabel Aymara Silvera) de igual manera a mis hermanos y amigos. Muchas gracias por su ayuda en momentos claves. Su ayuda desinteresada está muy gravada en mi mente y en mi corazón.

Y por último a nuestro profesor guía. Muchas gracias por todo lo que nos ha enseñado más allá del aula y las pizarras. Sin duda el ser profesional no solo está en el conocimiento sino en las habilidades que uno logre desarrollar. Muchas gracias por animarnos y enseñarnos a mejorar. Su ayuda, y usted lo sabe, fue para nosotros fundamental.

Aymara Paullo Leonid

DEDICATORIA

Este trabajo está dedicado esencialmente ser nuestro guía que nos observa y es guardián de nuestros pasos y luz de nuestros caminos, a Dios que es fuente de sabiduría y verdad.

Es también dedicada a todas las personas que incondicionalmente nos dio el apoyo para la elaboración de esta tesis como es el Ing: Walter Reategui Gonzales quien ocupa el cargo de Gerente de operaciones de la Empresa Minera Dynacor Gold Mines - U.M. Pampadecobre y a todos los Ingenieros del área de Planeamiento, Geología, Geotecnia, costos de Operación Mina.

Y esencialmente todo el trabajo está dedicado a nuestras madres que nos han alentado día a día con su apoyo incondicional.

RESUMEN

En este trabajo de investigación elaboramos el comportamiento de distintas alternativas de hundimiento y diseño adecuado de los Bloques de explotación y con ello el control de vibraciones después de cada voladura, realizando un estudio de caracterización adecuada de la Geotecnia y la Geología del yacimiento y por ende de cada bloque de explotación de los diferentes áreas, por tanto en general de todo el yacimiento en el Proyecto Pampadecobre, en el Capítulo I mencionamos todo al respecto de los objetivos generales y específicos del proyecto en mención para el Método de Explotación hundimiento por bloques y paneles, en el Capítulo II se describe la gestión de seguridad aplicado a la Unidad Minera, tanto así la reseña histórica de la Mina, aspectos geográfico, geológicos, fisiográficos y el método de explotación, la cual se ha detallado dentro de la tesis las alturas respectivas de los niveles de Hundimiento, Capítulo III, IV, en estos citados se menciona los aspectos geológicos, geotécnicos y geomecánicos estudiados para la presente tesis los cuales fueron en el Área Parrillas 11 y Sector-Norte-11 LHD y por tanto también se menciona para el diseño de la Producción y Transporte y en tanto también se estudia con especial énfasis en los esfuerzos inducidos por la explotación para poder determinar sectores de concentración de esfuerzos y el análisis de los sectores de vibración. Estos sectores presentan según un índice de propagación de ondas de acuerdo a los esfuerzos empírico desarrollado una ocurrencia promedio de un sismógrafo colocadas en las paredes de la labores, para un área definida demarcadas por un color violeta y rojo inclusive. Estos colores constituyen un patrón de tipo estadístico que se obtuvo correlacionando a las voladuras en labores de explotación, ocurridos en los sectores de 11 Parrillas y embudos de hundimiento de bloques; y las áreas predichas por el índice de anisotropía de esfuerzos.

Además estudiamos el comportamiento de dos alternativas de separación (slot), comparándolas con la alternativa de no hacer separación, mediante el criterio de fractura de Mohr-Coulomb,

El fenómeno del comportamiento de la roca lleva implícito un factor de seguridad; muy importante para el personal, equipos y la mina misma. Por lo tanto, poder predecir con algún grado de confianza las áreas susceptibles del macizo rocoso, la cual es el objetivo de este trabajo. Con esto podemos decir el lugar o sector, (¿dónde?). Pero, no ¿cómo? ni ¿cuándo?, que constituye la gran meta del proyecto se encuentra en una etapa de inicios de producción, debido a que estuvo operativa por unos años recuperando mineral del

subsuelo para su tratamiento y recuperación del cobre; para esta segunda etapa se empezará a obtener como mineral principal la Covelina y Calcosina, con lo que se inicia una nueva labor para el tiempo de vida de la mina.

Se tiene dos capítulos de mayor importancia el capítulo V que trata sobre el diseño de bloques de hundimiento, en el cual se detalla todos los aspectos y trabajos a realizar para un adecuado diseño de bloques de explotación, por el método de hundimiento de bloques y hundimiento por paneles, así mismo se tiene el capítulo VII, que trata sobre la vibración y daños que produce la voladura al macizo rocoso, se realiza estudios de perforación, calidad de macizo rocoso y otros para controlar de los disparos y disminuir los daños a la roca circundante.

ABSTRACT

We make out of distinct sinking alternatives and design once the vibrations control after each blowing-up, accomplishing a characterization study made suitable of the Geotecnia and the Geología out of every block of exploitation was made suitable of the exploitation Blocks and with it the behavior In this fact-finding work and in general we mention of all the deposit in the Proyecto Pampadecobre, in the Capítulo I all with regard to this matter of the general and specific objectives of the project in mention pora Explotación's Método sinking for blocks and panels, in the Capítulo II the certainty applied steps describes the Unit Minera itself, so thus depicts itHistoric of the mine, aspects geographic, geological, physiographic and the exploitation method, her as I have received detailed information about inside the thesis the respective heights of Hundimiento's levels, I surrender III, IV, in these aforementioned mentions the geological aspects, geotécnicos and studied geomecanicos himself stop show it(subj) thesis them as jurisdiction in the Area Parrillas 11 and Sector - North - 11 LHD and therefore tam well mentions himself in order to the design of the Production and Transporte and in the meantime also armatures for the exploitation to be able to determine concentration sectors of labors are studied with especial emphasis in the laborsAnd the analysis of the vibration sectors. These sectors show according to a propagation index of waves according to the labors empiric developed an average placed witty remark of a seismograph in the walls of labor to her(subj), in order to an area once was defined demarcated for a violet color and red inclusive. statistical fellow's pattern that was obtained correlating to the blowing-ups in chores of exploitation, ocurridos in 11 Parrillas's sectors and sinking funnels of blocks constitute These colors; And them areas predicted for the anisotropy index of labors.

Besides we go into the two - alternatives behavior of separation (slot), ranking them with the alternative of doing separation, by means of the fracture opinion of Mohr - Cou lomb, The phenomenon of the rock's behavior implies implicit a safety factor; Very important in order to the personnel, teams and same one mines it. Therefore, could have predicted with some trustworthy grade them the rocky massif's susceptible areas, her as objective becomes of this work. With this Let's may say the room or sector, (¿Where?). But, no¿How? Neither¿When?, That he constitutes the project's great goal he finds himself in an early parts stage of production, because was operating for some years recovering mineral of the subsoil in order to his treatment and recuperation of the copper; One will

begin in order to this second stage to he will obtain as principal mineral her covelina and copper glance, wherewith he initiates him a new work in order to the time of life of mine. chapter Has two chapters itself more importantly V than slave trade on the blocks design of sinking, in which all the aspects and works are detailed to realize in order to an adequate blocks design of exploitation, for the sinking method of blocks and sinking for panels, likewise VII, than slave trade has chapter himself excess the vibration and damages that the blowing-up produces to the rocky massif, perforation studies, rocky massif and others quality to control of the shots and to decrease damages to the surrounding rock are accomplished.

INDICE

CAPÍTULO I:	2
1.1. INTRODUCCIÓN.	2
1.2. OBJETIVO GENERAL.	3
1.2.1. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.	3
1.3. HIPOTESIS GENERAL.	3
1.3.1. HIPOTESIS ESPECÍFICAS.	3
1.4. ALCANCES.	4
CAPÍTULO II:	6
2.1. GENERALIDADES.	6
2.2. SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL Y AMBIENTE.	6
2.2.1. SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.	6
2.2.2. SISTEMA DE GESTIÓN DEL AMBIENTE.	7
2.2.3. PLAN DE CONTINGENCIAS.	8
3.2. RESEÑA HISTORICA MINA SUBTERRANEA DYNACOR GOLD MINES.	11
2.3. UBICACIÓN GEOGRÁFICA MINA PAMPADECOPRE.	15
2.4. CLIMA.	16
2.5. ASPECTOS BIOLÓGICOS.	16
2.5.1. Monitoreo de la flora.	17
2.5.2. Monitoreo de la Fauna.	17
2.6. CARACTERÍSTICAS FISIográfICAS.	18
2.7. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO DE PAMPADECOPRE.	19
2.7.1. GEOLOGIA REGIONAL.	19
2.8. GEOLOGÍA ECONÓMICA.	23
2.9. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.	26
2.9.1. INTRODUCCIÓN.	26
2.9.2. MECÁNICA DEL CAVING.	26
2.10. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN APLICADO A LA MINA PAMPADECOPRE HUNDIMIENTO POR BLOQUES Y HUNDIMIENTO POR PANELES.	30
2.10.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO DE BLOQUES (BLOCK CAVING.)	30
2.10.1.1 DESCRIPCIÓN Y PRINCIPIOS.	31
2.10.1.2. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO.	32
2.10.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN HUNDIMIENTO POR PANELES (PANEL CAVING).	34
2.10.2.1. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR PANELES.	35
2.10.2.2. CAMPO DE APLICACIÓN.	35
2.10.2.3. ALTURA ÓPTIMA DEL BLOCK.	36
CAPÍTULO III:	39

3. ANTECEDENTES GEOLÓGICOS, GEOTÉCNICOS Y GEOMECÁNICOS DEL AREA 11	
PARRILLAS.	39
3.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA.	39
3.1.1. LITOLOGÍA.	39
3.1.2. DOMINIOS ESTRUCTURALES.	41
3.1.3. CONTACTO PRIMARIO SECUNDARIO.	42
3.2. CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA.	43
3.2.1. RESSITENCIA DEL MACIZO ROCOSO “ROCK MASS RATING” (LAUBSCHER 1990).	43
3.2.2. FRACTURAMIENTO.	44
3.2.3. PROPIEDADES DE ROCA INTACTA Y MACIZO ROCOSO.	45
3.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.	46
3.3.1. ESTADO TENSIONAL DEL SECTOR.	46
3.3.2. DAÑOS REGISTRADOS.	48
CAPÍTULO IV:	55
ANTECEDENTES GEOLÓGICOS, GEOTÉCNICOS Y GEOMECÁNICOS DEL SECTOR	
NORTE, AREA 11 LHD.	55
4.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA.	55
4.1.1. LITOLOGÍA.	55
4.1.2. DOMINIOS ESTRUCTURALES.	57
4.1.3. CONTACTO PRIMARIO SECUNDARIO.	58
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA.	60
4.2.1. ROCK MASS RATING (LAUBSCHER 1990).	60
4.2.2. FRACTURAMIENTO.	61
4.2.3. PROPIEDADES DE ROCA INTACTA Y MACIZO ROCOSO.	61
4.3. DAÑOS REGISTRADOS.	63
4.3.2. ZONAS CRÍTICAS DE POSIBLES CUÑAS EXISTENTES.	64
4.3.3. SECTORES CRÍTICOS.	65
CAPÍTULO V. DISEÑO DE BLOQUES DE HUNDIMIENTO.	70
5.1. HUNDIMIENTO PROGRESIVO DE BLOQUES (BLOCK CAVING).	70
5.2. HUNDIMIENTO PROGRESIVO DE PANELES (PANEL CAVING).	72
5.3. DISEÑO DE PREPARACIÓN DE BLOQUES DE EXPLOTACION.	75
5.3.1. PREPARACIÓN DE LA BASE DE UN EMBUDO O CASERONES.	75
5.3.2. DISEÑO DE EMBUDOS PARA LA PREPARACION DEL BLOCK CAVING.	78
5.3.3. PREPARACIÓN DE LA BASE DE UN CASERÓN EN UN BLOCK CAVING.	87
CAPITULO VI:	89
DISEÑO ACTUAL DEL METODO DE EXPLOTACION POR HUNDIMIENTO EN EL AREA 11.	89
6.1. SECTOR NORTE PARRILLAS – AREA 11.	89
6.1.1. DISEÑO GALERIAS DE HUNDIMIENTO (GH) Y NIVELES DE HUNDIMEINTO O CRUCEROS (XC).	90
6.1.2. DISEÑO DE VOLADURA DE BLOCKS.	91
6.1.3. DISEÑO DE VOLDURA DE APERTURA DE EMBUDOS.	93
6.2. SECTOR NORTE LHD – AREA 11.	96

6.2.1. DISEÑO GALERIAS DE HUNDIMIENTO (GH) Y CRUZADOS (XC).	97
6.2.2 DISEÑO DE VOLDURA DE BLOCKS.	97
6.2.3. DISEÑO DE VOLDURA DE APERTURA DE ZANJA.	103
6.3. CONDICIONES DE LA MALLA DE VOLADURA.	105
6.4. CARACTERIZACIÓN DE UNA BUENA MALLA DE TIRAJE.	105
6.4.1. ESTOCADAS DE CARGUÍO.	110
6.5. DISEÑO DE CHIMENEAS EN BLOCK CAVING.	112
6.5.1.CONDICIONES DE DISEÑO PARA UNA CHIMENEA.	112
6.5.2 PARAMETROS DEL DISEÑO DE UNA CHIMENEA.	119
$M = 2m0.50m$ $M = 4$	121
6.6. DISEÑO DE PARRILLAS EN UN BLOCK CAVING PARA UN TRANSPORTE IDEAL.	122
6.6.1 PARAMETROS DEL DISEÑO DE UNA PARRILLA.	122
6.7. DISEÑO DE BUZONES EN HUNDIMIENTO POR BLOQUES.	125
β	126
α	126
6.7.1. ELEMENTOS DE DISEÑO DEL BUZÓN.	126
β	127
6.7.2. COMPOSICIÓN DEL SISTEMA BUZÓN.	128
6.7.3. REDUCCIÓN SECUNDARIA DE ORE.	131
6.7.4. ESTIMACIÓN DE LA CANTIDAD DE MATERIAL A REDUCIR SOBRE UNA PARRILLA.	134
6.8. PARAMETROS QUE JUSTIFICAN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE HUNDIMIENTO DE BLOQUES.	136
6.8.1.- ÍNDICES OPERACIONALES.	136
6.8.2. TRASPASO GRAVITACIONAL.	138
.....	141
CAPÍTULO VII:	142
CONTROL DE VIBRACIONES DE VOLADURA.	142
7.1. MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA.	142
7.1.1. FASE DE DETONACIÓN.	142
7.1.2. FASE DE PROPAGACIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE.	143
7.1.3. FASE DE PRESIÓN DE GASES.	145
7.1.4. FASE DE MOVIMIENTO DE LA ROCA.	146
7.2. TIPOS DE ONDAS SISMICAS.	147
7.2.1. ONDAS DE COMPRESION (P).	147
7.2.2. ONDA TRANSVERSAL O DE CIZALLE (S).	148
7.2.3. ONDA SUPERFICIAL (R).	149
7.2.4. ONDA SUPERFICIAL (L).	150
7.3. PARÁMETROS DE LAS ONDAS.	150
7.4. CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES.	152
7.4.1. FRECUENCIA PRINCIPAL.	152
7.4.2. ATENUACIÓN.	153
7.4.3. INTERACCIÓN DE LAS ONDAS ELÁSTICAS.	154
7.4.4. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN.	154

7.4.5. VELOCIDAD DE PARTICULA (PPV).	155
7.4.6. VELOCIDAD CRÍTICA DE PARTÍCULA (PPV _c).	156
7.4.7. COMPONENTE PEAK Y VECTOR SUMA DE LA VELOCIDAD DE PARTÍCULA.	157
7.5. VARIABLES QUE AFECTAN A LAS VIBRACIONES.	159
7.5.1. CARACTERISTICAS DEL MACIZO ROCOSO.	159
7.5.2. PRESIÓN DE LOS GASES.	160
7.5.3. PESO DE LA CARGA POR RETARDO.	161
7.5.4. DISTANCIA AL PUNTO DE VOLADURA.	161
7.5.5. CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO.	162
7.5.6. TIPO DE EXPLOSIVO.	162
7.5.7. VARIABLES GEOMETRICAS.	162
7.6. ESTIMADORES DE LEYES DE PROPAGACIÓN.	163
7.7. CRITERIOS DE DAÑO.	168
CAPÍTULO VIII: MEDICION DE VIBRACIONES.	172
8.1. INSTRUMENTACIÓN DE MONITOREO DE VIBRACIONES.	172
8.1.1. SENSORES O TRANSDUCTORES.	173
8.1.2. SISMOGRAFOS.	182
8.2. MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES.	189
8.2.1. MODELO DE HOLMBERG & PERSSON.	192
8.2.2. METODOLOGÍA DEL MODELO DE HOLMBERG & PERSSON	195
CAPÍTULO IX:	199
DIAGNOSTICO DE LOS DISPAROS DE HUNDIMIENTOS.	199
9.1. METODOLOGIA DE TRABAJO	199
9.1.1. INSTALACIÓN.	199
9.1.2. REGISTROS DESPUES DE LA VOLADURA.	200
9.1.3. INSPECCIÓN DESPUES DE LA VOLADURA.	201
9.1.4. INFORME FINAL.	202
9.2. EVALUACIÓN DE LA PERFORACIÓN.	202
CAPÍTULO X:	213
CONCLUSIONES y RECOMENDACIONES.	213
10.1. CONCLUSIONES.	213
10.2 RECOMENDACIONES.	216
CAPÍTULO XI: REFERENCIAS.	218
CAPÍTULO XII: ANEXOS.	220

CAPÍTULO I:

1.1. INTRODUCCIÓN.

La Corporación Nacional Del Cobre (Dynacor Gold Mines), es una empresa privada dedicada a extraer recursos minerales metálicos. Su negocio está enfocado en extraer principalmente el Cobre y sus subproductos. Para esto, dispone de tres Unidades Mineras en Cusco, Apurímac y Ayacucho, siendo estas, las unidades importantes productoras a excepción de Tumipampa en Apurímac.

La Unidad Pampadecobre, es una de las tres Unidades mineras de Dynacor Gold Mines, que explota el yacimiento Pampadecobre, ubicado en la cordillera Occidental del Cusco, sus productos principales son los concentrados de cobre y molibdeno. El yacimiento es explotado mediante una de sus labores, denominada Sur- Sur, a través del método de explotación subterránea.

La mina Pampadecobre, hacia el Sector Norte está constituida por roca de alteración del tipo primaria de buena resistencia al estudio geotécnico, en tanto al Sector Sur-Sur presenta una roca con alteración del tipo secundaria, de pobre resistencia geotécnica, por esta razón es que se emplean dos métodos de hundimiento. El sector norte es explotado mediante el método de explotación de Panel caving y el sector sur mediante el método de explotación de Block Caving.

El estudio abarca los dos sectores y tiene como objetivo diagnosticar los Blocks de hundimiento, tanto el Diseño inmediato de los bloques, caserones, embudos, rampas, niveles de perforación, niveles de producción, las estocas y finalmente el nivel de transporte, en donde se excavan los bloques para que posteriormente sean el método de explotación block caving o hundimiento. El estudio nace de la necesidad de registrar y estandarizar la operación de voladura de blocks, ya que actualmente no existen registros ni estudios que avalen esta operación dentro de la Unidad minera. Complementariamente se realizara un modelo de predicción de vibraciones, un modelo de daños ya que en el presente, en la mina existen sectores colapsados y uno de los factores que provocan el debilitamiento del macizo rocoso es la voladura de roca.

1.2. OBJETIVO GENERAL.

Determinar un diseño adecuado de bloques de explotación y obtener un modelo adecuando para causar menor propagación de las ondas que permita calcular el tiempo efectivo de voladura en la producción de la unidad minera, en el método de explotación por Hundimiento de bloques y block caving.

1.2.1. OBJETIVOS ESPECÍFICOS.

1. Determinar la caracterización geológica – geotécnica del diseño de los Bloques de explotación por hundimiento.
2. Determinar la Generación de línea base de la operación de voladura de los Bloques de explotación por hundimiento, diagnosticando el daño que generan tanto en el sector hundimiento Parrillas, como en el LHD.
3. Determinar las mejoras operativas de los Bloques de hundimiento, además de un sistema de control en la voladura que permita identificar las variables que controlan esta operación.
4. Determinar las mejoras del diseño de los bloques de hundimiento y realizar un control de daños a partir de un análisis de vibraciones.

1.3. HIPOTESIS GENERAL.

Con el diseño de los bloques adecuados de explotación mejoraran de forma significativa la producción y con el modelo se pretende controlar la propagación de las ondas sísmicas producidas por la voladura en el diseño de blocks de hundimiento en la unidad minera PAMPADECOBRE.

1.3.1. HIPOTESIS ESPECÍFICAS.

- El estudio geológico es vital para el diseño de los bloques de explotación y también nos permite controlar de mejor manera la expansión de las ondas sísmicas.

- El resultado del análisis comparativo entre la voladura realizada anteriormente con el actual determina una diferencia muy pronunciada en los aspectos técnicos económicos de riesgo en la socavación de blocks.
Los parámetros ambientales influyen directamente en el cálculo del tiempo de riesgo efectivo en los blocks.
- Las condiciones físicas de los blocks y el macizo rocoso es directamente proporcional al tiempo de riesgo efectivo en la unidad minera Pampadecobre.
- El control de las vibraciones aumenta la estabilidad del macizo rocoso.

1.4. ALCANCES.

1. La aplicación del estudio se realizara en el Área 11 LHD y Área 11 Parrillas.
2. La estandarización se realizara para la litología predominante.
3. La recopilación de información incorporara informes de división Andina y de otras faenas similares, como división El Teniente, específicamente de la superintendencia de operaciones.

CAPÍTULO II:

2.1. GENERALIDADES.

La Empresa Minera Dynacor Gold Mines y una de las unidades mineras en extracción, explota la Mina del yacimiento de Pampadecobre, ubicado en la alta Cordillera Occidental de los Andes de la Provincia de Chumbivilcas Región del Cusco, sus productos principales son los concentrados de cobre y molibdeno y en pequeña cantidad de oro.

La Unidad Minera Pampadecobre opera el yacimiento de Quiñota cuya riqueza era conocida desde 1960, antes estudiados por la Empresa Minera Cambior. Pero los intentos por iniciar su explotación no se concretaron hasta medio siglo después, en 1990. Está ubicada a 280 kilómetros al noroeste de Cusco, entre 3.700 y 4.200 metros sobre el nivel del mar.

La operación Minera incluye la explotación de minerales en la mina subterránea de Dynacor Gold Mines (*Figura 2.1*), de las que surge su principal producto: el concentrado de cobre. Actualmente en la mina se explotan sulfuros.

La Unidad Minera Dynacor Gold Mines produce unas 218.000 toneladas métricas finas anuales de concentrados de cobre procesado que son materia prima fundamental para obtener el metal refinado. Además coloca en los mercados 1.864 toneladas métricas de molibdeno al año.

2.2. SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL Y AMBIENTE.

2.2.1. SISTEMA DE GESTIÓN EN SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL.

La Unidad Minera Pampadecobre establece los más altos estándares en seguridad y salud ocupacional, con el objetivo de proteger la integridad de todo el personal que labora en la Unidad es por ello que ha certificado la Norma Internacional Sistema de Gestión Seguridad y Salud Ocupacional (OHSAS 18001), con la finalidad de seguir mejorando en aspectos de seguridad y tener cero accidentes en todas las instalaciones que existe en la unidad.

La unidad cuenta con un Sistema Integrado de Gestión (SIG), el cual se adecua a las

exigencias del OHSAS 18001 de esa forma proteger la vida de todos sus trabajadores.

La Empresa Pampadecobre toma como Referencias Legales en Sistema de Gestión en Seguridad y Salud Ocupacional el, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupación DS055-2010-EM, la LEY 29783 Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo, Reglamento Interno de la Empresa DYNACOR y otras normas referidas a la seguridad y salud en el trabajo, los cuales permitan lograr con el objetivo de tener cero accidentes.

2.2.2. SISTEMA DE GESTIÓN DEL AMBIENTE.

El Plan de Manejo Ambiental está diseñado para el tiempo de duración del proyecto de explotación y tendrá un responsable para su manejo, control e implementación. Siendo este uno de los aspectos de importancia para la unidad, es por ello que ha certificado la Norma Internacional Sistema de Gestión Ambiental (ISO 14001), para la correcta protección y cuidado del ambiente en todas sus instalaciones y zonas de influencia directa e indirecta que la unidad tendrá durante el tiempo de explotación, también se tiene cursos en temas de protección del ambiente para todo el personal que labora en la unidad, para que ellos también sean partícipes en el logro del objetivo que nos hemos planteado, también se ha implementado los códigos de colores para la adecuada identificación de la peligrosidad y también para el reciclaje de los residuos sólidos en la unidad.

Para evitar la contaminación del suelo el área donde se realizara una actividad es cubierta con geo membrana para evitar que alguna sustancia química tenga contacto con la superficie, también se exige las hojas MSDS de cualquier producto químico, estas hojas especifican todas sus características, composición química y física de todo producto, en caso hubiese el derrame toda área de trabajo cuenta con un kit especial para controlarlo. De igual forma para controlar el impacto a la atmosfera se realiza el monitoreo de la cantidad de CO₂ que emiten los equipos y toda maquinaria que utiliza diésel como combustible, para ello se realizan inspecciones mensuales de todos los equipos para evitar la contaminación de la atmosfera.

La empresa no realiza trabajos en la cual ponga en riesgo el ambiente en el que labora tomando los más altos estándares de protección a este.

El plan de monitoreo se llevará a cabo durante la etapa de operación del proyecto. No obstante, al cabo de un tiempo, se evaluará el plan de monitoreo a la luz de los resultados obtenidos, y se definirá la necesidad de incorporar modificaciones, las cuales serán previamente analizadas y acordadas con la autoridad pertinente para su aprobación.

Calidad de Aire: Se han establecido cuatro (04) estaciones de monitoreo de calidad de aire.

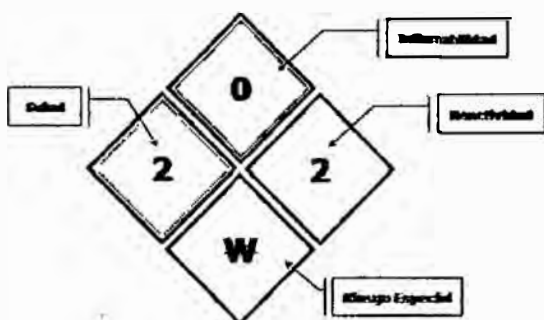
Calidad de Aguas: Se ha considerado siete (07) puntos de monitoreo de calidad de aguas.

2.2.3. PLAN DE CONTINGENCIAS.

El Plan de Contingencias se desarrolla de modo que el personal requerido se encuentre en capacidad de responder en forma inmediata y efectiva a situaciones extremas, considerando la capacitación, adiestramiento y simulacros del personal en el uso de los equipos y maquinaria a emplearse en caso de emergencia. Este tipo de plan debe estar dirigido a los trabajadores y a los pobladores de las comunidades aledañas. Se considera los siguientes planes de emergencia:

- ❖ Plan de Contingencia para Derrames Químicos
- ❖ Plan de Contingencia para Sustancias Peligrosas
- ❖ Plan de Contingencia en Caso de Incendio y Explosiones
- ❖ Plan de Contingencia en Caso de Deslizamientos de Terrenos y Derrumbes
- ❖ Plan de Contingencia en Caso de Grandes Lluvias

Rombo NFPA 704 Identificación de Sustancias Peligrosas



Gestión de Residuos Sólidos.

Para ello se toma en cuenta las famosa 3R, los cuales son.

REDUCIR: Evitar todo aquello que de una u otra forma genera un desperdicio innecesario.

REUTILIZAR: Volver a usar un producto o material varias veces sin tratamiento. Darle la máxima utilidad a los objetos sin destruirlos o deshacerse de ellos.

RECICLAR: Es en recuperar materiales que fueron descartado y que pueden utilizarse para elaborar otros productos o el mismo.

Clasificación de los residuos sólidos.

De acuerdo a NTP 900.058 y DS 055 anexo 11

Residuos Metálicos.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Accesorios metálicos
- Chatarra
- Alambre
- Barrenos
- Barretilla
- Bolas de acero
- Brocas
- Cadenas



Residuos de Papel y Cartón.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Cajas de cartón
- Periódicos
- Papeles de oficina
- Bolsas de papel en desuso
- Papel filtro
- Archivadores
- Revistas

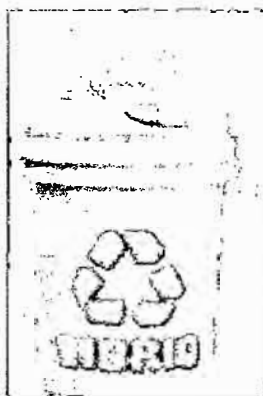


- Envases tetrapack

Residuos de Vidrios.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Artículos de vidrio
- Envases de vidrio
- Espejos de vehículos rotos
- Lunas de ventanas
- Lunas de reloj
- Matraces
- Pipetas
- Vasos de precipitación



Residuos de Plástico.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Bolsas de plástico
- Botellas de plástico
- Envases de plásticos
- Sacos de polietileno
- Sogas de Nylon
- Tecknopor



Residuos Orgánicos.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Bolsas filtrantes de infusión
- Residuos de comida
- Residuos de frutas y verduras
- Restos de telas no contaminadas
- Maleza



Residuos Generales.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

Todo lo que no se puede reciclar y no sea catalogado como residuo peligroso.

Por ejemplo:

Envolturas de golosinas



Residuos Peligrosos.

Residuos que deben ser dispuestos en este depósito.

- Bidones para aceite lubricante
- Trapos impregnados con pintura u otro material
- Envases de solventes
- Brochas usadas.
- Cojines de cera
- Plumones, resaltadores
- Residuos hospitalarios



3.2. RESEÑA HISTORICA MINA SUBTERRANEA DYNACOR GOLD MINES.

El proyecto se inició en el año 1992 con la construcción de un pequeño campamento para el personal, y por tanto también el proyecto de construcción de una planta de beneficio para la mina subterránea, un túnel de acceso, un pique de servicio, galerías de acceso, subniveles, razón por la cual al iniciar sus operaciones dicha Unidad plantearon corte y relleno ascendente por la misma forma de mineralización y posteriormente pasado los años se encontraron con cuerpos extensos y nuevamente se iniciaron los estudios geológicos del nuevo yacimiento para luego iniciar la implementación del método de explotación de hundimiento por bloques y Paneles para la explotación del yacimiento.

La exploración inicio el 12 de enero de 1987, el cual en 1991 finalizaron los trabajos de exploración y adecuación del proyecto y así iniciándose la explotación el 24 de octubre de 1999.

El 16 de julio de 1989 la Empresa Minera Cambior S.A. vendió sus acciones a la empresa Dynacord, se dispuso que ella se organizara como una Sociedad Colectiva del Estado, sus socios fueron la Corporación Nacional del Cobre y la Empresa Nacional de Minería en entonces socios de la Empresa Cambior pero con firmas chilenas con un 95% y un 5% de participación cada una, respectivamente.

Entre los años 1999 y 2007 se inició a planear su explotación el Primer Panel de la mina Pampadecobre, localizado en el sector norte del yacimiento, mediante el Método de Explotación de Block Caving Tradicional. Sus Reservas Probadas de producción proyecta fue con un total de 41 mil de toneladas, con una ley promedio de cobre de 1,55%.

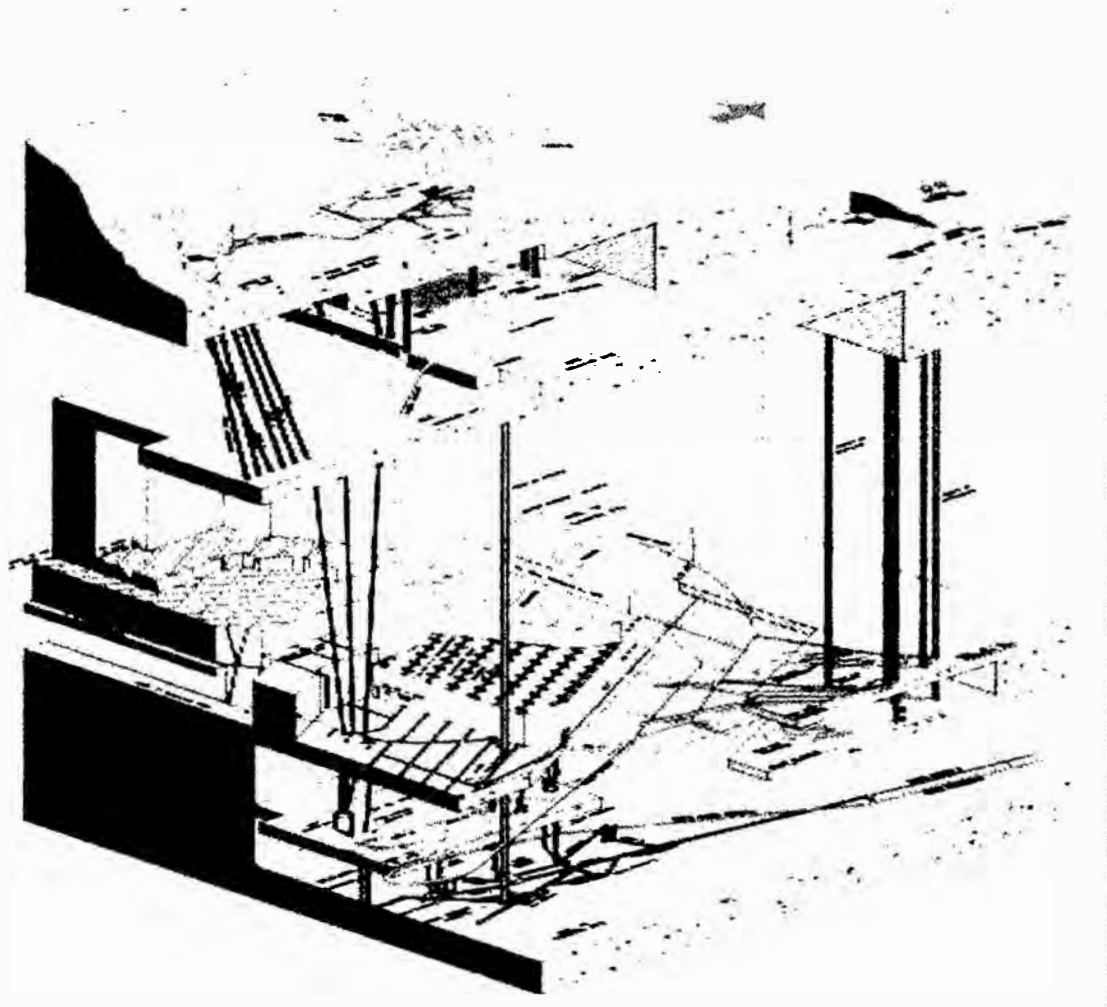
Posteriormente, entre los años 2007 y 2010, estuvo en funcionamiento el Segundo Panel, operado mediante el Método de Explotación Block Caving mixto, que incluyó extracción manual a través de bodegas de almacenamiento, mediante gatas hidráulicas situadas en las tolvas y parrillas de carguío y por medio de equipos LHD y camiones de 30 toneladas.

El Tercer Panel incluye tres unidades geológicas principales mineral secundario, primario y mixto- las que son explotadas por el método de explotación Panel Caving y Block Caving (*Figura 2.2*).

En la actualidad Tercer Panel se encuentra en operación, cuya producción, programada para el período 2010-2020, incluye una estimación total de 272 mil de toneladas con una ley de cobre promedio de 1,05%. Se proyecta una producción diaria de la mina es de 20 mil toneladas de tratamiento de mineral.

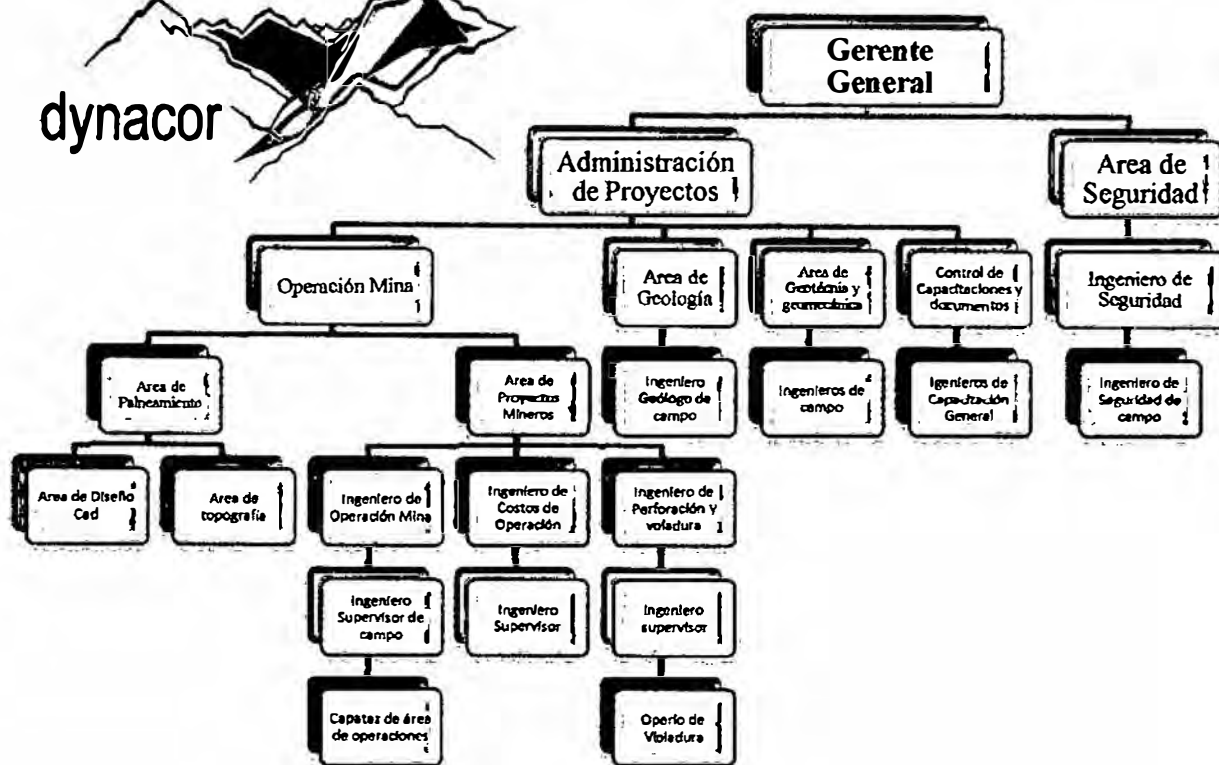
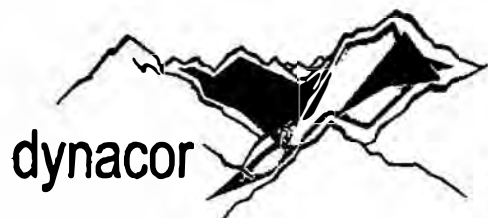
(**Panel:** en el método hundimiento por paneles, son aquellos paneles que se encuentran en producción).

Figura 2.1: *Isométrica de la explotación del yacimiento Pampadecobre.*



Fuente: departamento de planeamiento, geología y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

ORGANIGRAMA DE LA UNIDAD MINERA PAMPADECOBRE



2.3. UBICACIÓN GEOGRÁFICA MINA PAMPADECOBRE.

El Mina Pampandecobre se ubica en la Cordillera Oriental de Quiñota desitrito de la Provincia de Santo Tomas, a 4.200 metros sobre el nivel del mar, aproximadamente a 60 kilómetros al sudeste de la ciudad de Chumbivilcas y a 280 kilómetros, medidos en línea recta, de Cusco.

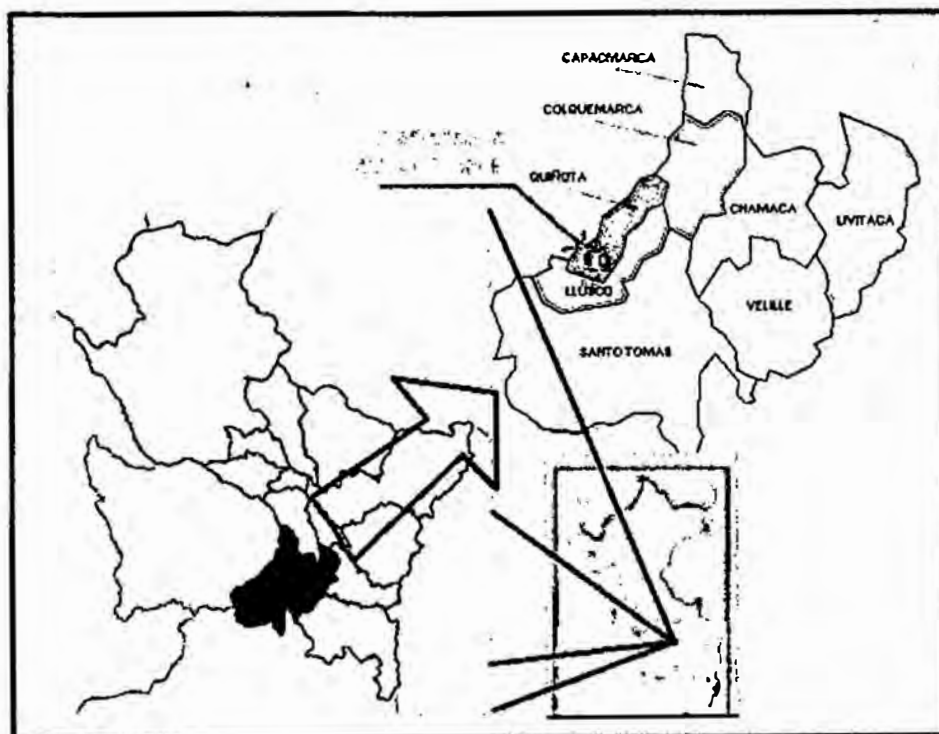
CUADRO DE COORDENADAS DE UBICACIÓN PAMPADECOBRE DE LA EMPRESA DYNACOR GOLD MINES, DATUM PSAD 56.

VERTICES	NORTE	ESTE	COTA	ZONA	FRANJA
V1	8418000	808000	4350	18 S	L
V2	8407000	803000	3800	18 S	L
V3	8407000	795000	4250	18 S	L
V4	8411000	797000	4100	18 S	L

Cuadro de vías de acceso hacia el Unidad Minera Pampadecobre

Vías de acceso	Origen	Destino	Km	Tiempo
Carretera asfaltada	Abancay	Cusco	193	4h 32 min
Carretera asfaltada incompleta	Cusco	Chumbivilcas	282	6h 19 min
Trocha carrozable	Chumbivilcas	Quiñota	120	1h 40 min
Trocha carrozable	Quiñota	Campamento Minero	60	45 min

Figura 2.3: Croquis de la Unidad Minera Dynacor Gold Mines.



FUENTE: U. E A. PAMPADECOBRE.

El acceso se efectúa a través de la carretera internacional Los Andes – Cusco, en el cual a la altura del Km 35 se continúa al sur por una carretera afirmada que llega hasta el campamento Quiñota que se encuentra a una altura de 3800 m.s.n.m.

La mina subterránea Dynacor, se encuentra ubicada a 60 Km al sur de Quiñota, a una cota promedio de 3.998 m.s.n.m.

2.4. CLIMA

En la Mina Pampadecobre desarrolla sus operaciones en un típico clima de frío seco, con las siguientes características propias del lugar:

- ❖ Precipitaciones escasas o nulas entre noviembre y marzo, y abundantes entre enero a abril, especialmente de nieve, entre abril y octubre (con mayor frecuencia de mayo a agosto). En las dos décadas pasadas, el promedio de nieve caída ha sido de 10 metros de espesor en algunos lugares por año.
- ❖ Las temperaturas medias ambientales en primavera y verano son moderadas, y bajas en otoño e invierno, con un promedio anual de 6,4°C y fluctuaciones entre los 23 y -13 °C.
- ❖ La humedad relativa del aire, promedio, es de 46% seco.
- ❖ Las direcciones de los vientos son predominantemente NW-SE. En invierno, en condiciones extremas, pueden alcanzar hasta los 100 kilómetros por hora.

2.5. ASPECTOS BIOLÓGICOS.

Se evaluó los componentes de flora y fauna del ecosistema terrestre y acuático; en la caracterización cuantitativa se utilizaron índices biológicos como la diversidad y riqueza pues ambos responden a una serie de relaciones entre individuos de la misma especie e interespecíficos, la diversidad es usada como indicador del grado de organización de los ecosistemas, debido a que no sólo considera la variedad de elementos sino la abundancia de cada uno de ellos, bajo las restricciones ambientales presentes en la zona de estudio.

a) Zonas de Vida.- Se ha identificado las siguientes dos zonas de vida:

- Tundra Muy Húmeda – Andina Subtropical (tmh – AS): Esta zona de vida se sitúa entre los 4,300 y 5,000 msnm. La biotemperatura media anual es de 3.3°C, y el

promedio de la precipitación total por año es de 364 mm. Según el diagrama de Holdridge, la zona de vida se encuentra en la provincia de humedad: Perhúmedo. La configuración topográfica varía entre accidentada a ondulada. La vegetación se caracteriza por la presencia de pastos naturales muy dispersos, quedando muchas áreas desprovistas y desnudas. El ichu negro (*Stipa* sp.) es la que más se ve y la tola (*Lepidophyllum rigidum*) es muy escasa. Existen además, otras especies y géneros.

- Páramo Muy Húmedo - Subalpino Subtropical (pmh-SaS): Ocupa altitudes entre los 3,900 y 4,500 msnm. La biotemperatura media anual máxima es de 6,9°C y la media anual mínima es de 4,6° C. El promedio máximo de precipitación total por año es de 1,088.5 mm, y el promedio mínimo de 513.4 milímetros. Esta zona de vida presenta los mejores pastos naturales para el sostenimiento de ganadería productiva.

La vegetación está constituida por una abundante mezcla de gramíneas y otras hierbas de hábitat perenne. Entre las especies dominantes se encuentran las gramíneas de los géneros *Festuca* y *Stipa*; además, de otras especies.

2.5.1. Monitoreo de la flora

La evaluación de flora silvestre en el área del proyecto y en especial en las zonas donde se ubicaran las plataformas de construcción el cual se caracteriza por presentar especies de gramíneas asociadas a los roquedales y las áreas del resto de componentes del proyecto se caracterizan por presentar formaciones vegetales de césped de puna, pajonal y bofedales. La riqueza de especies florísticas presenta valores más altos en las partes bajas de las quebradas, asociadas a cuerpos de agua

Se ha considerado un monitoreo de la vegetación en las inmediaciones de las plataformas y accesos al cese de la actividad, que debe ser progresivo y paralelo a las actividades del proyecto.

Este monitoreo estará a cargo de un profesional especialista, el cual evaluará el área impactada para proceder al programa de revegetación.

2.5.2. Monitoreo de la Fauna

La evaluación de fauna silvestre, el grupo de aves presenta mayor riqueza de especies con respecto a mamíferos y reptiles. Su nicho ecológico o hábitat se restringe a la formación vegetal de matorrales, que igualmente se encuentra ubicados en la parte baja de las quebradas.

Como en el levantamiento de la línea base biológica se registró especies protegidas solo en lataxa de aves, no se ha considerado un monitoreo de fauna durante la etapa de construcción y

operación excepto en la laguna Angascocha, donde se realizará un monitoreo estacional (periodo de lluvia y periodo seco). Se está considerando un Monitoreo de Fauna en la etapa de cierre para los Cerros Huisamarca, Utunsa, Umasapa, Chihuanima y Quellocirca, para evaluar los imocasionados en el recortamiento del hábitat y desplazamiento de la fauna. Este monitoreo estará a cargo de un profesional especialista, el cual evaluará el impacto ocasionado sobre el recortamiento y fragmentación del hábitat de la fauna. El monitoreo de la fauna para el caso de la laguna Angascocha será en forma estacional (periodo seco y de lluvia).

2.6. CARACTERÍSTICAS FISIOGRAFICAS.

La fisiografía que caracteriza el área del yacimiento, es típica de la cordillera occidental de Los Andes del Sur del país, con profundos valles y escarpadas laderas que forman un relieve abrupto desarrollado por condiciones de erosión glacial y fluvial muy activa. El principal factor de la modelación del paisaje ha sido la intensa actividad glacial y actualmente es la remodelación por acción del agua, que combinada con bruscas variaciones de temperatura que originan continuos deslizamientos de roca, barro y nieve.

Los cuerpos que se distinguen con mayor claridad corresponden el glaciar Cerro Quiñota (base 3.500 m.s.n.m.), glaciar Cerro huaccoto (base 3.900 m.s.n.m.) y glaciar Pincoy (base 4.100 m.s.n.m.). Las tres unidades se encuentran cubiertas por una capa de detritos de espesor variable, y habrían tenido un origen común, producto del gran glaciar Olivares, ubicado a una elevación mayor.

Aún existen zonas mineralizadas cubiertas parcialmente por glaciares de rocas y hielos fósiles, en las nacientes del Río Anccapana.

2.7. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO DE PAMPADECOPRE.

2.7.1. GEOLOGIA REGIONAL.

Esta se encuentra compuesto principalmente por la formación Soraya del cretáceo inferior, formación ferrobambusa, volcánicos sencca, volcánicos malmanya, volcánicos vilcarani del grupo barraso y morrenicos y fluvioglaciares recientes.

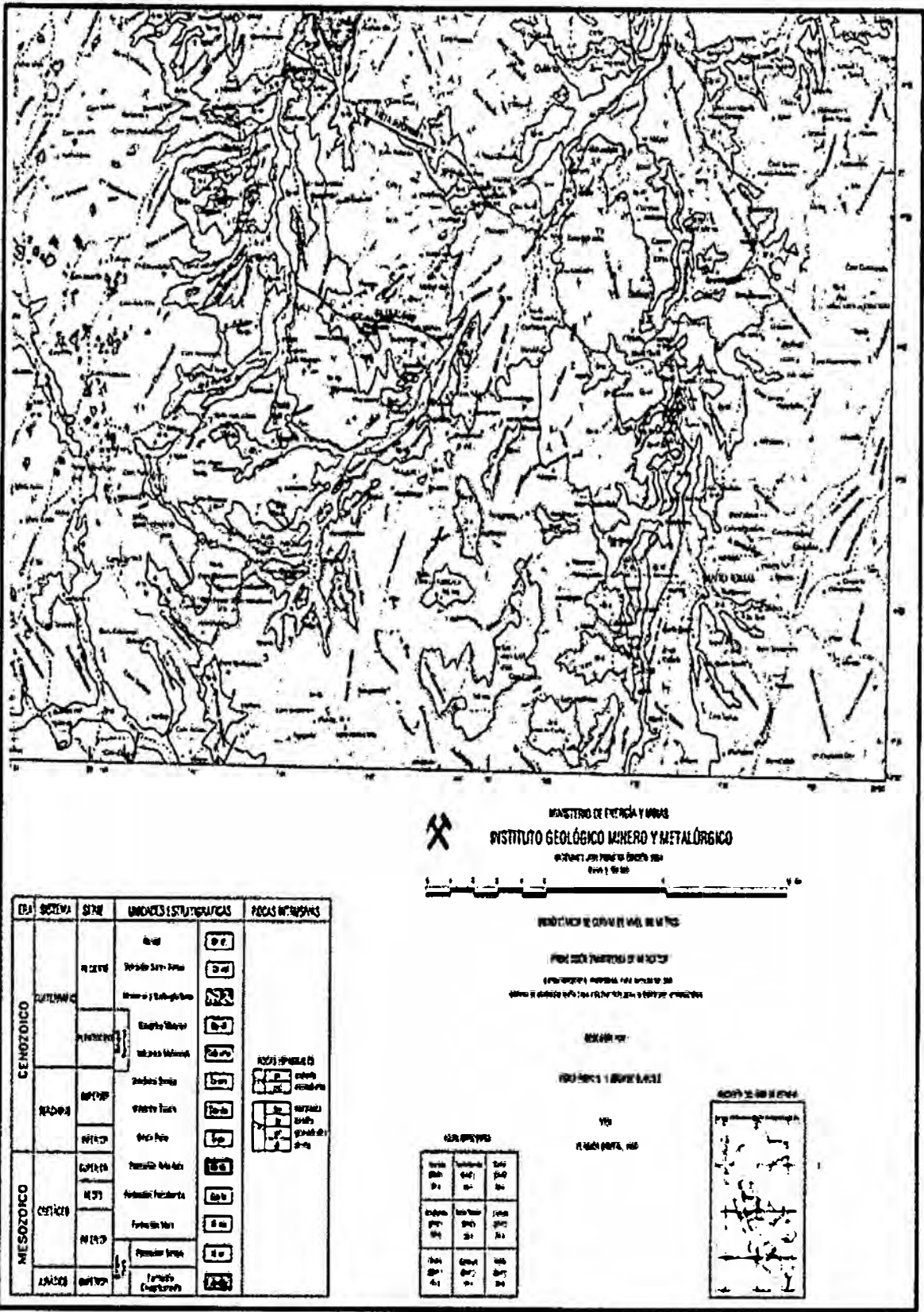
Esta secuencia sedimentaria está formada predominantemente por estratos de arenisca feldespáticas a arcósicas de color gris blanquecino a gris verdoso claro, intercalada con lutita gris, presenta paquetes de areniscas cuarzosas de color gris verdosa y areniscas limosas pizarrosas, presenta superficies suaves.

Fotografía.1. Vista tomada hacia al E, el sector, donde se observa las areniscas de la formación Soraya.



Fuente: Área Geología

Por lo general las características petrográficas de las tonalitas son similares entre las distintas áreas que afloran, son esencialmente leucócratas, de grano medio, entre 0.5 mm. y 2.5 mm., como minerales esenciales presentan plagioclasas y granos de cuarzo. Las plagioclasas son de 2 a 3 tipos, unas veces Oligoclasa y las otras varían entre Oligoclasa-Labradorita y Oligoclasa-Albita. Sus cristales son generalmente euhedrales y maclados según uno o dos tipos de maclas (Carlsbad y Baveno), estando casi la totalidad de las plagioclasas zonadas. En la zona de estudio se pudo observar que afloran en toda su magnitud en la parte N, NE y SE de San Tomas, así como también en, Quiñota y Colquemarca.



COLUMNA ESTATIGRAFICA DE SANTO TOMAS

ERA	SISTEMA	SERIE	PISO	UNIDADES LITOSTRATIGRAFICAS		DESCRIPCION	DATOS ADICIONALES	
				GRUPO	SUBGRUPO		GRUPO	GRUPO
CENIZERO	CUATERNARIO	Holoceno		Depositos Aluviales	Qd-1	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, con arena		
				Depositos Fluviales	Qd-2	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
		Pleistoceno	Calandriense	Depositos Coluviales	Qd-3	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
			Tarantiniense	Depositos Fluviales	Qd-4	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Depositos Fluviales	Qd-5	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
	Mioceno	Plioceno		Formación Santa Tecla	Qd-6	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Santa Tecla	Qd-7	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
		Mioceno	Chileano	Formación Buzo	Qd-8	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-9	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
			Chileano	Formación Buzo	Qd-10	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
Mioceno	Oligoceno	Chileano		Formación Buzo	Qd-11	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-12	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
		Chileano		Formación Buzo	Qd-13	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-14	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-15	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
	Oligoceno	Chileano		Formación Buzo	Qd-16	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-17	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
		Chileano		Formación Buzo	Qd-18	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-19	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		
				Formación Buzo	Qd-20	Terrenos con depósitos aluviales e intermedios, arena, limo y arcilla		

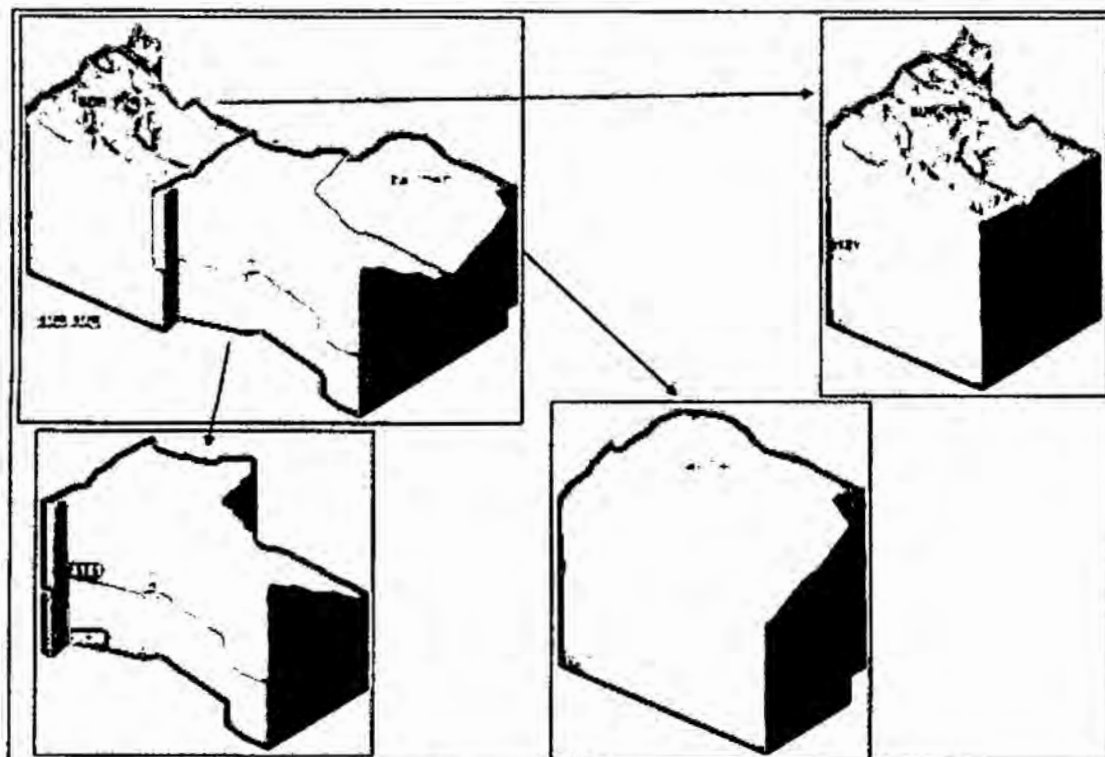
2.7.2. GEOLOGÍA LOCAL.

Geológicamente, el yacimiento de Pampadecobre se clasifica como pórfido cuprífero. Su modelo geológico idealizado presenta un desarrollo vertical hipotético de 6 km., con un emplazamiento volcánico en su parte superior y una distribución de la mineralización y de los procesos de alteración de las rocas, en un esquema zonal concéntrico, cuyo núcleo está constituido por rocas porfíricas que tipifican el yacimiento.

El modelo geológico destaca dos sectores de interés económico, el central e interno, caracterizado por la presencia de calcopirita-bornita y el superior, donde se emplazan chimeneas de rocas fragmentadas con altas concentraciones de calcopirita y en menor proporción de calcocina-covelina.

Un informe que describe en detalle los tipos litológicos presentes en el yacimiento Pampadecobre, además de la mineralización presente y el contacto litológico primario secundario, se encuentra en el *Anexo A*.

Figura 2.4: Ubicación sectores yacimiento Pampadecobre



Fuente: Departamento de planeamiento y geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

Figura 2.5: Geología de superficie yacimiento Pampadecobre

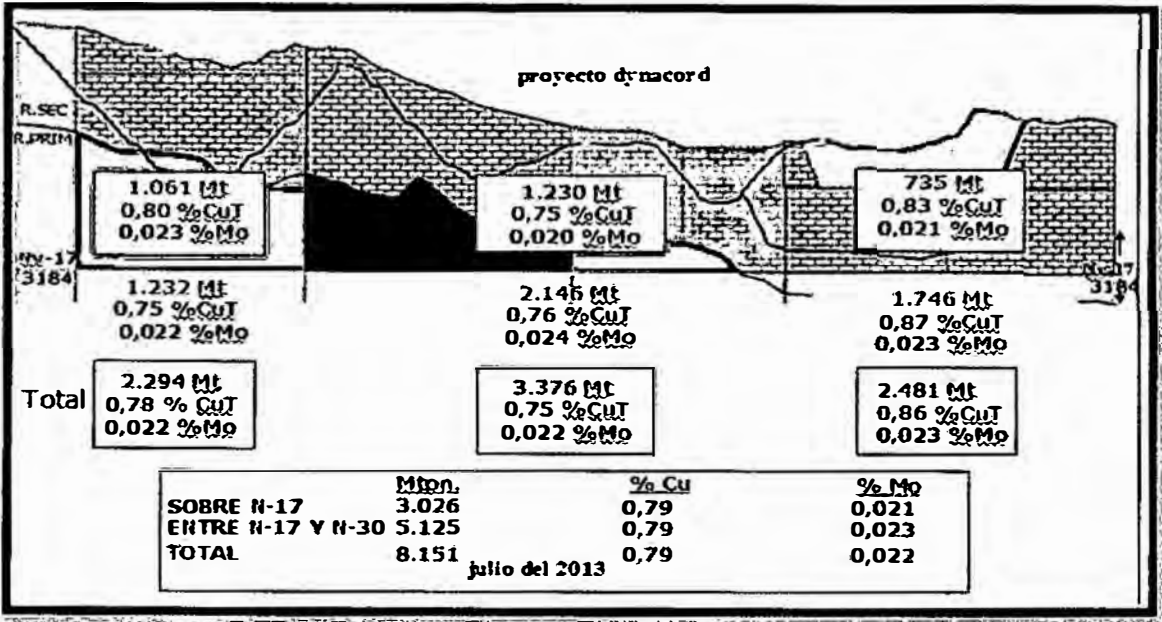


Fuente: Departamento de planeamiento y geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

2.8. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

Las reservas probadas de Pampadecobre tiene una ley de corte de 0.5% de cobre, cuyo tonelaje de mineral con un peso específico de 2.64 y es el que se aproxima al interés de la planificación minera, se indican en la *Figura 2.6*.

Figura 2.6: Sección esquemática reservas geológicas por sector, ley corte 0,5 % Cu.



Fuente: Departamento de planeamiento y geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

Cabe destacar que esta visión del yacimiento, se obtiene luego de extender las estimaciones en profundidad, al considerar alrededor de 40 sondajes. Esto además ha sido confirmado por los últimos tres sondajes, de 1.000 metros cada uno, que han terminado en leyes de 0,87 % de cobre, confirmando además, un quiebre de la mineralización en profundidad. La extensión de sectores de mayor ley se visualiza para los sectores Parrilla 11 y Parrilla 11 LHD hasta el nivel 23 y para el sector Sur-Sur hasta el nivel 17.

Tabla 2.1. Resumen general del análisis de los Recursos, según leyes de corte de 0,2%, 0,3%, 0,5%.									
Ley de Corte	Demostradas (probadas)			Inferidas (probables)			Indicadas (posibles)		
	Mill ton	%Cu	%Mo	Mill ton	%Cu	%Mo	Mill. ton	%Cu	%Mo
0,2 % Cu	12,24	0,79	0,019	16,08	0,19	0,018	28,32	0,73	0,018
0,3 % Cu	10,96	0,83	0,021	13,65	0,75	0,019	24,61	0,79	0,020
0,5 % Cu	9,46	0,9	0,023	11,11	0,83	0,022	20,57	0,86	0,022

CALCULO APROXIMADO DE LA VIDA DE LA MINA PAMPADECOPRE.

Si bien todas las etapas del ciclo de vida de una mina son importantes, la exploración tiene un papel más significativo, en tanto que los estudios que en ese momento se realizan permiten determinar la magnitud (reserva) y calidad (ley) del mineral que se encuentra en el yacimiento.

Para ello se realizan estudios más detallados sobre el yacimiento, incluyendo perforaciones, muestreos, análisis del contenido y tipo de mineral, entre otros, buscando definir si el mineral es recuperable y a qué costo. Así, la exploración y los estudios más detallados ayudan a determinar si es viable económicamente la explotación de un yacimiento. Es importante recalcar respecto a este cálculo los datos tomados no reflejan los años netamente de la mina Pampadecobre por razones de un ejemplo para esta tesis.

- La producción de mineral proyectada por día es de 20000 Tn/día.
- Reserva de Mineral Probados calculados aproximadamente 73.5 mill Tn

Nota: las reservas probadas para el cálculo se realizó de un promedio de la tabla 2.1 del Recurso general de análisis de Recursos de las reservas demostradas.

Ecuación de la vida de la Mina

$$V_m = \frac{R_c}{P_d \times 365} \text{ años}$$

Dónde:

V_m = Vida de la mina (años).

R_c = Reservas Calculadas y probadas (Tn)

P_d = Producción diaria (Tn/día)

365 = Factor de conversión

$$V_m = \frac{73500000}{2000 \times 365} \text{ años}$$

$$V_m = 10.06 \text{ años} \quad V_m = 10 \text{ años } 22 \text{ días.}$$

2.9. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

2.9.1. INTRODUCCIÓN.

La mina subterránea Pampadecobre va ser explotada a través de métodos de explotación por hundimiento o caving, específicamente por Hundimiento de Bloques (Block Caving) y Hundimiento por Paneles (Panel Caving). Este tipo de metodología de explotación se caracteriza por inducir el desplazamiento vertical del cuerpo mineralizado en forma descendente, es decir, es un método que aprovecha la gravedad para la extracción. El desplazamiento vertical, se induce excavando la base de la columna de mineral que se desea extraer, esta excavación se realiza mediante perforación y voladura.

Esta forma de explotación (hundimiento por bloques y paneles), generalmente se aplica en mega yacimientos, como lo son los pórfidos cupríferos, el tipo de roca es granocuarzo monzonítico que poseen leyes relativamente bajas, pero se basa en la minería de gran escala, una alta recuperación de reservas y con una alta tasa de producción y mecanización. Dentro de los métodos de explotación subterráneos, los de hundimiento son los que poseen un menor costo de extracción, a pesar de que requieren un gran número de desarrollos (labores mineras). Para una correcta aplicación de esta metodología, el tipo de roca que compone el yacimiento debe tener un alto grado de fracturamiento, para que a medida que la roca tenga espacio libre para desplazarse, esta se fracture y así efectivamente se desplace por gravedad.

Las dimensiones de los bloques son de 26 m de largo por 10m de altura y 10m de espesor con una galería intermedia en caso de Block Caving y de 26m de largo por 31m de altura y 10m de espesor en caso de Panel Caving, la diferencia en las dimensiones principalmente se da por la mejor trabajabilidad y el tamaño del yacimiento por tanto más adelante se explicara detalladamente los por qué.

Esta metodología para la explotación de un yacimiento genera una expresión en superficie, que se manifiesta a través de un cráter sobre la explotación, y este fenómeno se denomina Subsistencia.

2.9.2. MECÁNICA DEL CAVING.

El método de explotación mediante la mecánica del caving busca aprovechar la fuerza de gravedad para inducir el quiebre de la columna de roca mineralizada al hundir la base de ésta.

Conforme con esto, la primera consideración geomecánica del grano cuarzo monzonítico debe ser el definir si el macizo rocoso que se pretende explotar y puede hundir “en forma natural” o si se requerirá el quiebre “forzado” de parte o toda la columna de roca mineralizada.

Luego de definida la factibilidad de una minería por métodos de explotación por hundimiento, la segunda consideración geomecánica debe ser el determinar, para las condiciones de macizo rocoso y estado tensional presentes en el sector a explotar, la extensión de la extracción necesaria para iniciar el proceso de caving.

En el estado actual de la práctica minera nacional e internacional, esta determinación se apoya principalmente en correlaciones empíricas entre la calidad geotécnica del macizo rocoso, usualmente expresada en términos del índice RMR de Laubscher, y el radio hidráulico (RH) del área extraída, que permiten definir condiciones de no hundibilidad, de transición y de hundibilidad. Sin embargo, este tipo de correlaciones debe utilizarse con precaución y, en lo posible, como base para desarrollar correlaciones propias para cada mina.

Una vez que se ha definido el área que es preciso explotar para que se inicie el caving, se debe evaluar, además, si una vez iniciado éste podrá propagarse en la vertical de modo de permitir la extracción de la altura de columna mineralizada o si existe el riesgo de que este crecimiento se detenga, causando colgaduras que eventualmente podrían fallar en forma súbita, generando el fenómeno air-blasts (choros de aire) y causando daños importantes en el sector productivo.

En la actualidad en la Unidad Minera, para el caso del III panel de la mina Pampadecobre se preparó un área correspondiente a un radio hidráulico (radio o área de trabajo por bloque) de 25 m para el caso de roca secundaria, mientras que para roca primaria en hundimiento sostenido se usa un radio hidráulico (radio o área de trabajo por bloque) mayor, correspondiente a 50 m, debido a que la roca es más competente y sus estructuras se encuentran selladas.

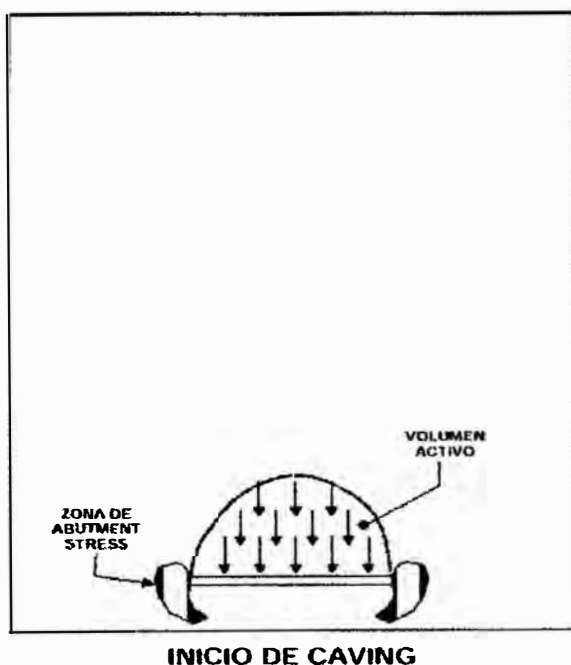
La mecánica del caving se puede resumir y explicar en los cinco puntos siguientes:

1. **Inicio del caving:** Correspondiente a la condición existente inmediatamente después de la extracción del área inicial que entrará en producción (debe recordarse que

dependiendo de la variante de panel caving, los frentes de explotación y de extracción pueden ser diferentes).

2. **Caving virgen o sin conexión a superficie:** correspondiente a la condición en que el caving progresa en la vertical y/o en planta, pero no se ha producido la conexión a superficie y existe un crown-pillar entre el techo de la cavidad y la superficie.
3. **Conexión a superficie:** correspondiente a la condición en que se produce la ruptura del crown- pillar que existía sobre el techo de la cavidad y ésta se conecta a la superficie. Esta etapa es especialmente importante porque define un cambio sustantivo en la forma, cinemática y modo de ruptura del volumen activo.
4. **Caving transiente:** correspondiente a la condición en que ya se ha logrado la conexión a superficie, pero el proceso de progreso del caving todavía es afectado o “siente” un incremento del área socavada y en extracción.
5. **Caving permanente o en régimen:** correspondiente a la condición en que ya se ha logrado la conexión a superficie y en el sector considerado el proceso de caving no es afectado o “no siente” un incremento del área preparada y en extracción.

En **Figura 2.7 (a, b, c, d, e, f)** se muestra todo el proceso del caving hasta que se conecta a superficie.



Figura(a)

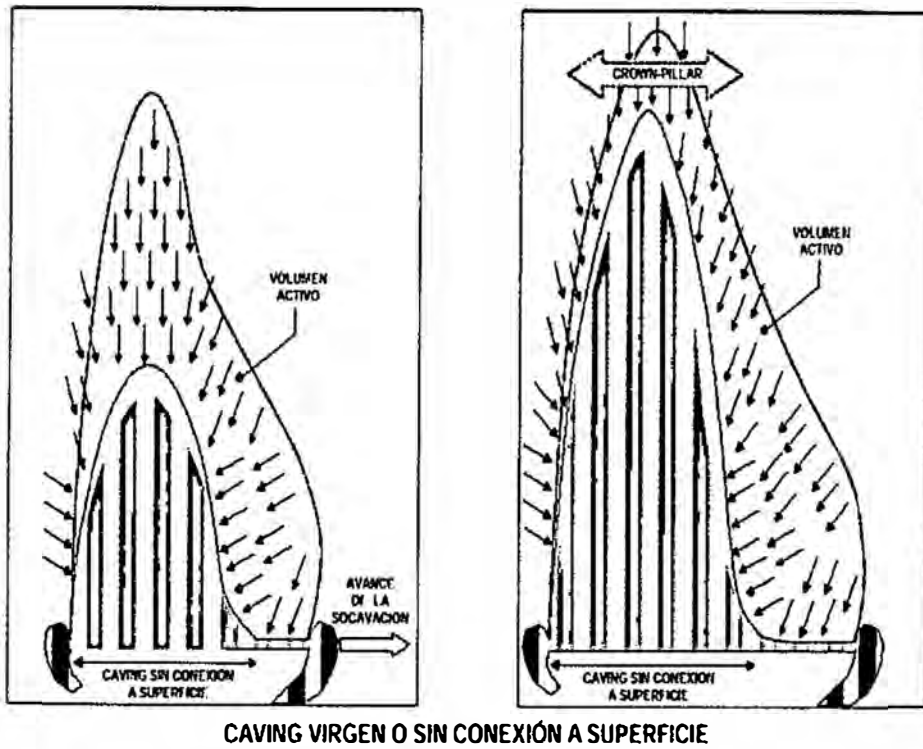


Figura (b)

Figura (c)

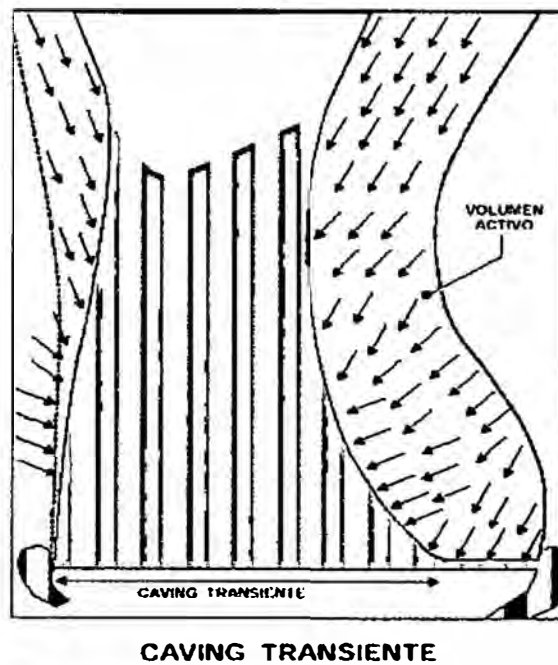
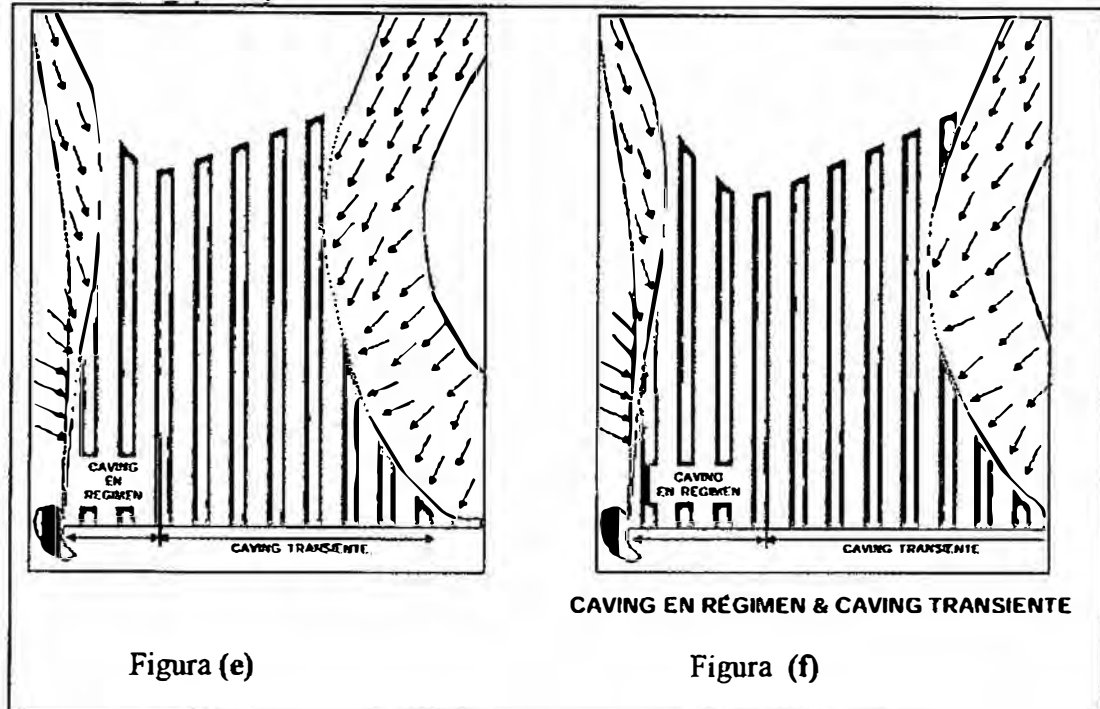


Figura (d)

Figura 2.7: Proceso de caving (Karzulovic, A.; “Altura de Roca Primaria en Minería por Panel Caving”,2012).



2.10. DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN APLICADO A LA MINA PAMPADECOPRE HUNDIMIENTO POR BLOQUES Y HUNDIMIENTO POR PANELES.

2.10.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO DE BLOQUES (BLOCK CAVING.)

Es un método de explotación masivo en la cual un bloque de mineral en algunos casos representando el área basal del cuerpo mineralizado se corta en su base y luego a partir de la extracción se produce la propagación del hundimiento.

En el hundimiento de paneles, el mineral se fractura y se rompe por sí solo debido a las tensiones internas y efectos de la gravedad. Por consiguiente se requiere sólo de un mínimo de perforación y voladura en la explotación del mineral. El yacimiento se divide en paneles largos que incluyen varios bloques, a causa de que este sistema de explotación es una variación del hundimiento por bloques.

Cada bloque tridimensional de gran área basal cuadrada y de varios miles de toneladas de

mineral se cortan por la zona inferior (excavación), es decir, se excava practicando una ranura o abertura horizontal en la base inferior del bloque mediante voladura. Así los bloques de mineral quedan sin apoyo, y las fuerzas de gravedad que actúan sobre esta masa producen fracturas sucesivas que afectan a los bloques por completo.

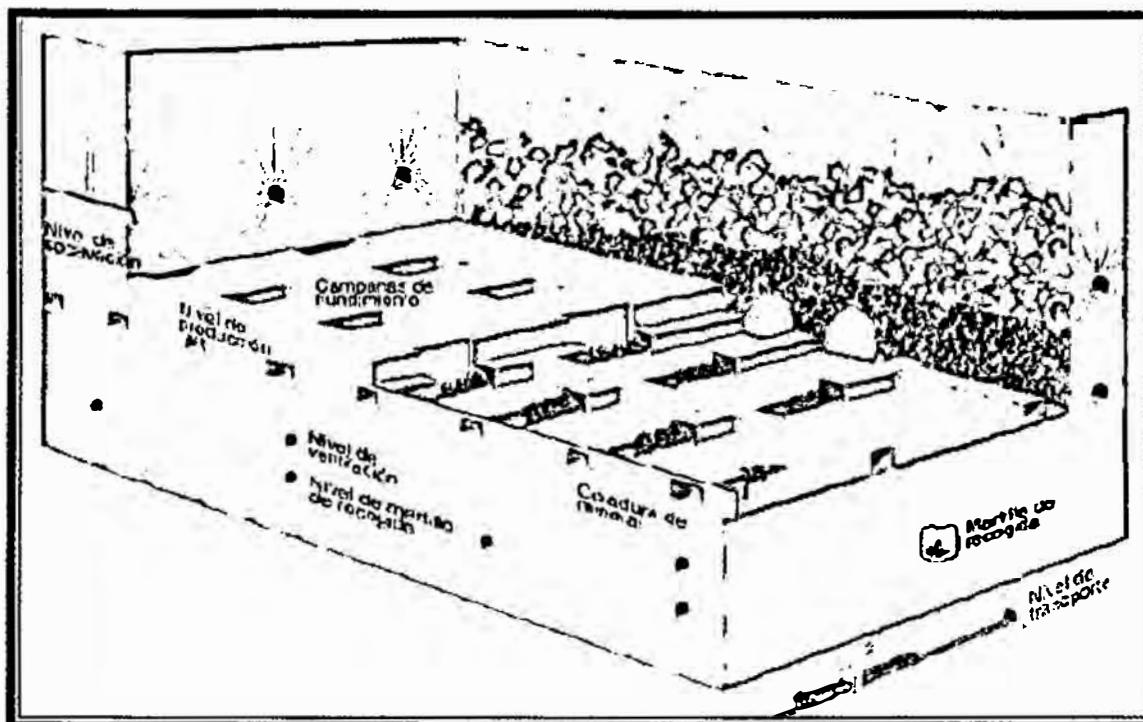
Además, debido a las tensiones de la roca se produce la fragmentación del material, en tamaños que pueden ser manejados a través de piques de traspaso o mediante equipos cargadores.

2.10.1.1 DESCRIPCIÓN Y PRINCIPIOS.

La explotación por hundimiento se basa en que tanto la roca mineralizada como la roca encajadora 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.

Este método consiste en arrancar un bloque de mineral en un bloqueo de grandes dimensiones por hundimiento del mineral, que se va sacando por la base del bloque. Se empieza por dividir el mineral en grandes bloques cuya sección horizontal es generalmente superior a 1000m². En la base se abre una gran roza horizontal, con lo que se le quita a la masa mineral su apoyo. Se prepara la masa con una red de galerías y chimeneas entrecruzadas en el muro. La estructura nos permite al mineral fracturarse y hundirse. La zona de fractura sube progresivamente en toda la masa, a medida que progresa el hundimiento, la fragmentación mejora, el mineral se quebranta y así puede cargarse en la base, en los numerosos puntos de carga.

Figura: Esquema de hundimiento por bloques block caving.



Fuente: Área de Planeamiento Minera Pampadecobre

El método necesita para su aplicación, además de unas zonas de minerales muy grandes y potentes, las condiciones siguientes: Un mineral que se hunda y fragmente naturalmente bien, una vez excavada en su base. Un muro bastante resistente, ya que toda la infraestructura de la explotación se perfora en él. Una superficie sin problemas para poderla transformar con fuertes grietas y simas, la aplicación más corriente de este método es en los grandes criaderos de minerales de hierro o de minerales pobres muy diseminados en zonas desérticas y aisladas.

2.10.1.2. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO.

La explotación por hundimiento se basa en que tanto la roca mineralizada como la roca encajadora 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 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 evitar la 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 excavación 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 se 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 explotación inicial proporcionada por la voladura, debe ser tal que no se produzcan puntos de apoyo del bloque que impidan o afecten el proceso de explotación natural inmediata.

El primer caso, o sea, la formación de pilares, se evita con un adecuado diseño de perforación especialmente, con un correcto carguío de los taladros. 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 o chispeadas". En el segundo caso, para evitar los posibles puntos de apoyo del bloque, una vez volada la base, es necesario determinar previamente la altura que debe alcanzar la explotación 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.

2.10.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN HUNDIMIENTO POR PANELES (PANEL CAVING).

En el hundimiento de paneles, el mineral se fractura y se rompe por sí solo debido a las tensiones internas y efectos de la gravedad. Por consiguiente se requiere sólo de un mínimo de perforación y voladura en la explotación del mineral. El yacimiento se divide en paneles largos que incluyen varios bloques, a causa de que este sistema de explotación es una variación del hundimiento por bloques (block caving).

Cada bloque tridimensional de gran área basal cuadrada y de varios miles de toneladas de mineral se cortan por la zona inferior (explotación), es decir, se excava practicando una ranura o abertura horizontal en la base inferior del bloque mediante voladura. Así los bloques de mineral quedan sin apoyo, y las fuerzas de gravedad que actúan sobre esta masa producen fracturas sucesivas que afectan a los bloques por completo. Además, debido a las tensiones de la roca se produce la fragmentación del material, en tamaños que pueden ser manejados a través de piques de traspaso o mediante equipos cargadores.

En este trabajo sobre el método de explotación, Panel Caving, nos referiremos mucho y dando como base el sistema de hundimiento por bloques (Block Caving) que en realidad utilizan el mismo procedimiento.

Solo los diferencia la idea de que en Block Caving se explota por bloques, los cuales puedo elegir por sus leyes y cambiando de uno a otro por eso sin ningún problema, en cambio Panel Caving extrae todo el material por corridas abarcando varios bloques y sin poder trasladarse de uno a otro, simplemente avanzando junto con la Línea de Hundimiento.

Un ejemplo de extracción de mineral a través de hundimiento por paneles (Panel Caving) se utilizara hoy en día en la Mina Pampadecobre.

2.10.2.1. CARACTERÍSTICAS DE LA EXPLOTACIÓN POR HUNDIMIENTO POR PANELES.

La explotación por hundimiento se basa en que tanto la roca mineralizada como la roca encajadora 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 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 evitar la mezcla del mineral útil con el material proveniente de la roca encajadora.

En general, con el método Panel Caving al igual que 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.

2.10.2.2. CAMPO DE APLICACIÓN.

Básicamente, el método de explotación Panel 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 mina.

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.

Su campo de aplicación es muy amplio. Se puede aplicar teóricamente en cualquier tipo de roca no demasiado resistente a la tracción y cual quiera 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.

2.10.2.3. ALTURA ÓPTIMA DEL BLOCK.

En depósitos de gran altura la explotación se hace en diferentes niveles a medida que se agotan los niveles superiores. La separación de dos niveles sucesivos está asociada al tonelaje que se extrae por cada punto de extracción y en consecuencia se relacionará con la vida o utilización que tendrá la infraestructura del nivel.

Debido al alto costo que representa la preparación de un nivel de producción y de un bloque en particular, es porque la altura del bloque, es una de las decisiones más importantes de la planificación en la explotación por hundimiento y por lo cual se invierten fuertes recursos de ingeniería antes de decidir la altura óptima.

La altura de los bloques, ha variado sustancialmente desde las primeras aplicaciones del método sin embargo, en las últimas aplicadas ésta ha permanecido prácticamente invariable en la mayoría de las faenas mineras. Podemos decir que el gran desafío que ha impuesto el bajo precio de los metales en el último tiempo, asociado a los nuevos antecedentes entregados por la moderna ciencia de la mecánica de roca, nos ha hecho cuestionar los diseños tradicionales y considerar alternativas de alturas de bloques que hasta hace pocos años habían sido consideradas prohibitivas.

Aunque la variación de las alturas usadas es muy grande, se ha podido establecer una tendencia a aumentar la altura de las columnas mineralizadas en los últimos años.

La altura de la columna mineralizada se justifica en lo siguiente:

- Para justificar los altos costos de desarrollos primarios y secundarios.
- Para asegurar una buena explotación.

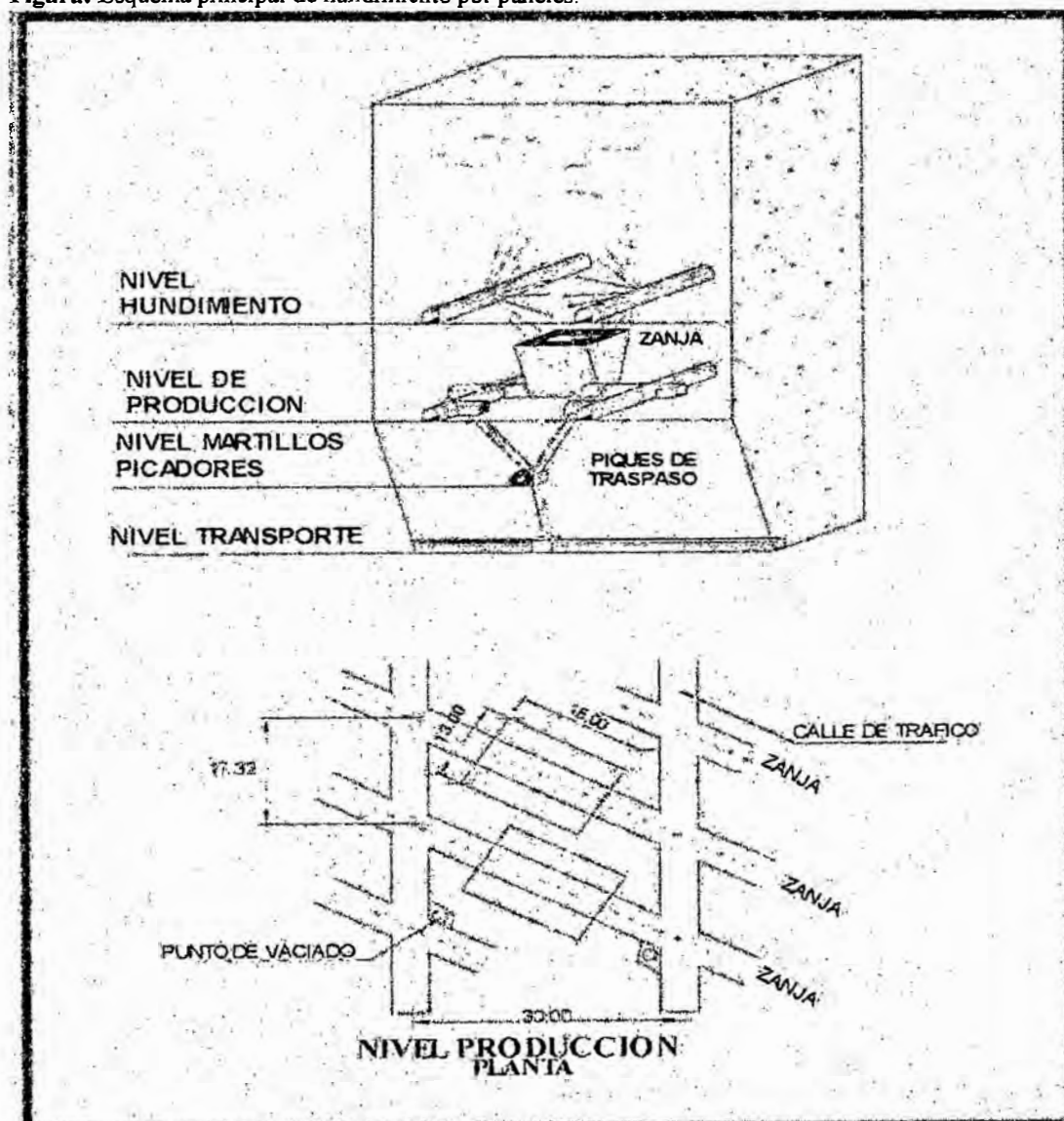
Los principales factores que tienen directa relación con la altura de los bloques son:

1. Amortización de la infraestructura.
2. Estabilidad del nivel de producción.
3. Dilución y pérdida de mineral.
4. Distribución de leyes en altura.
5. Fragmentación.

6. Planificación.
7. Riesgo de no extracción.
8. Experiencia mundial.

Como ya se mencionó anteriormente la altura máxima de los bloques es de 10m y de 31m para block caving y panel caving respectivamente.

Figura: Esquema principal de hundimiento por paneles.



Fuente: Área de planeamiento y geología de la Unidad Minera Pamoadecore.



CAPÍTULO III:

3. ANTECEDENTES GEOLÓGICOS, GEOTÉCNICOS Y GEOMECÁNICOS DEL ÁREA 11 PARRILLAS.

Es importante mencionar que la caracterización Geológica, Geotécnica y Geomecánica del área 11 parrillas, se realizara tanto para el nivel de hundimiento como para el nivel de producción. Esto es debido a que se requiere un análisis por separado, ya que es en el nivel de hundimiento donde se realizara el estudio de las voladuras de hundimiento, mientras que la información del nivel de producción es necesaria para evaluar los daños generados por este tipo de voladura.

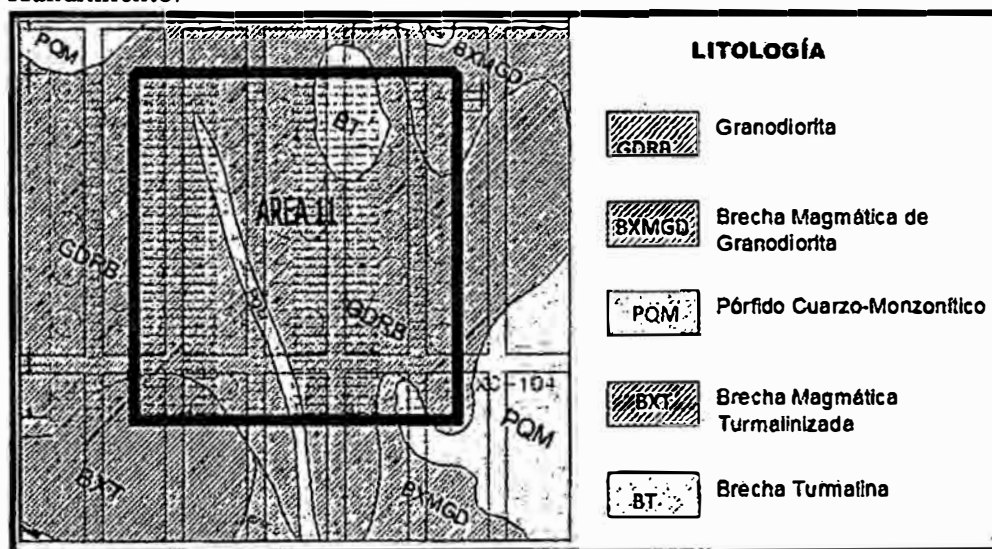
3.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA.

3.1.1. LITOLOGÍA.

Los tipos litológicos predominantes en el área 11 parrillas, nivel de hundimiento, corresponden a:

- ❖ Granodiorita (GDRB).
- ❖ Brecha Magmática Granodiorítica (BXMGD).
- ❖ Brecha Turmalina (BT).
- ❖ Brecha Magmática Turmalinizada (BXT).
- ❖ Pórfido Cuarzo Monzonítico (PQM).

Figura 3.1: Distribución de unidades litológicas Área 11 parrillas – Nivel 16 ½ Hundimiento.



Fuente: Departamento de Geología Minera Pampadecobre.

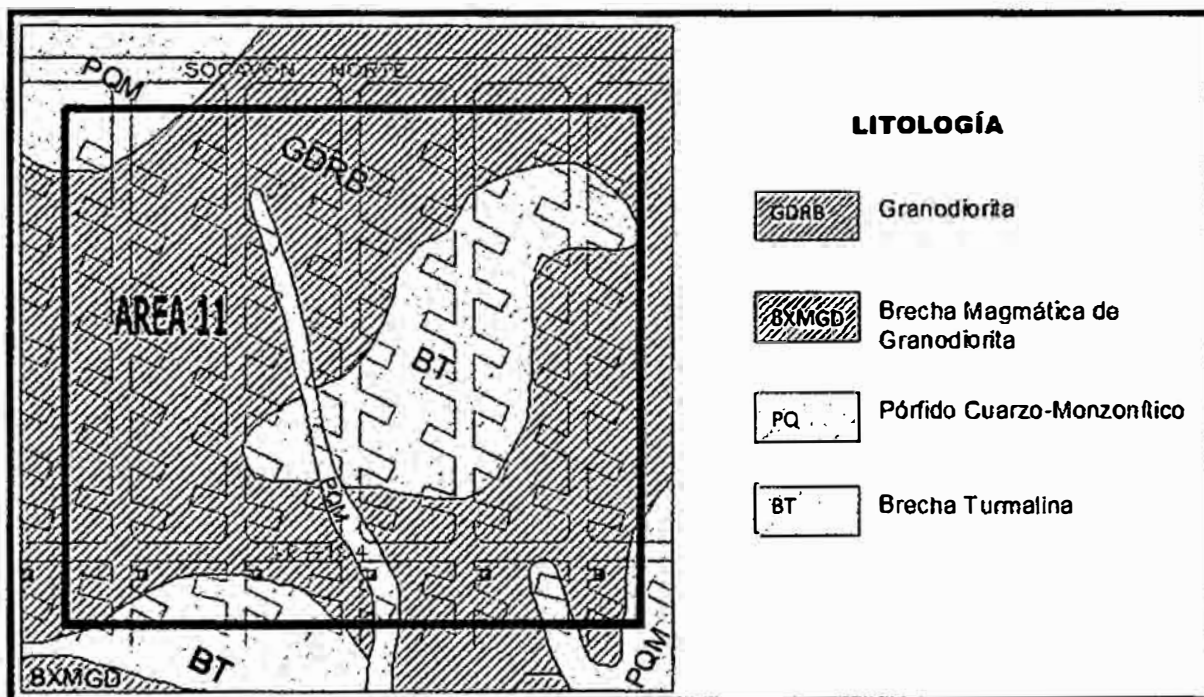
Estas unidades corresponden a la litología típica predominante en el tercer panel, en la Figura 3.1 se observa la distribución en planta de las unidades litológicas para el nivel 16 ½

Hundimiento.

Los tipos litológicos predominantes en el área 11 parrillas, nivel de Producción, corresponden a:

- ❖ Granodiorita (GDRB).
- ❖ Brecha Magmática Granodiorítica (BXMGD).
- ❖ Brecha Turmalina (BT)
- ❖ Pórfido Cuarzo Monzonítico (PQM).

Figura 3.2: Distribución de unidades litológicas Área 11 parrillas – Nivel 16 ½ Producción.



Fuente: Departamento de Geología Minera Pampadecobre.

Se puede apreciar que los tipos litológicos del Nivel de Producción son los mismos correspondientes al Nivel de Hundimiento, sin embargo tienen una ubicación superficial distinta.

Las unidades litológicas mencionadas anteriormente se describen con detalle en el **Anexo A**.

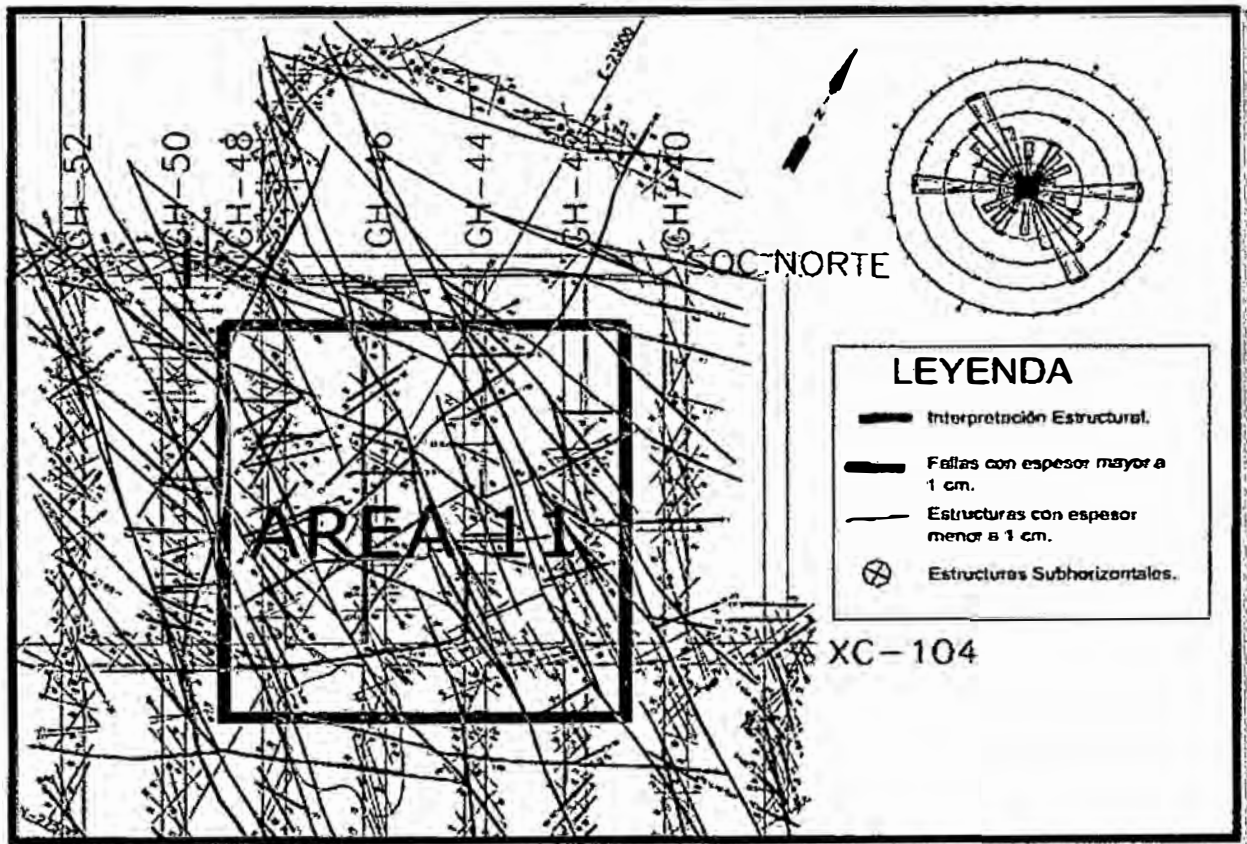
3.1.2. DOMINIOS ESTRUCTURALES.

Los principales rellenos de las estructuras corresponden a limonitas arcillosas, sulfuros y cuarzo, con espesores que varían entre 1 y 2 cm, alcanzando ocasionalmente valores de hasta 15 cm para roca primaria. Para estructuras en roca secundaria los espesores varían entre 1 a 5 cm, alcanzando ocasionalmente valores entre 20 a 30 cm.

Las orientaciones estructurales principales y sus parámetros se resumen en **Tabla 3.1**. Estos se ilustran en **Figura 3.3**.

Tabla 3.1.					
Sistemas Estructurales Área 11 Parrillas - Nivel 16 ½ Hundimiento					
Sistema	Dip / Dip Direction Predominante	Orientación Estructural			
		Dip		Dip Direction	
		Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
S1	86° / 205°	76°	90°	179°	228°
S2	83° / 30°	79°	90°	06°	47°
S3	80° / 151°	64°	90°	143°	159°

Figura 3.3: Levantamiento de detalle e Interpretación Geológica Estructural, Área 11 Parrillas, nivel 16 ½ Hundimiento.



Fuente: Departamento de Geología Minera Pampadecobre.

3.1.3. CONTACTO PRIMARIO SECUNDARIO.

El Área 11 parrillas contiene en su mayoría roca secundaria y hacia el vértice suroeste en una menor proporción roca primaria, tal como se ilustra en las Figura 3.4 y Figura 3.5. El contacto primario- secundario, tomado del modelo geológico vigente año 2005 de la superintendencia de geología y geotecnia, presenta una pendiente irregular decreciente hacia el noreste y se encuentra por debajo del sector Parrillas, lo cual implica que la mayoría del sector, en particular el área 11, contiene roca secundaria.

Figura 3.4: Morfología del contacto primario secundario, indicando al Área 11 Parrillas por sobre ésta.

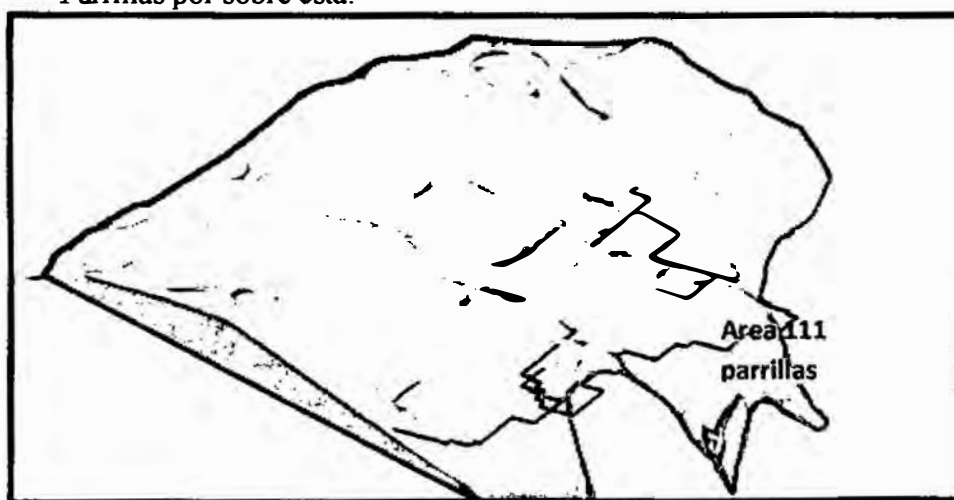
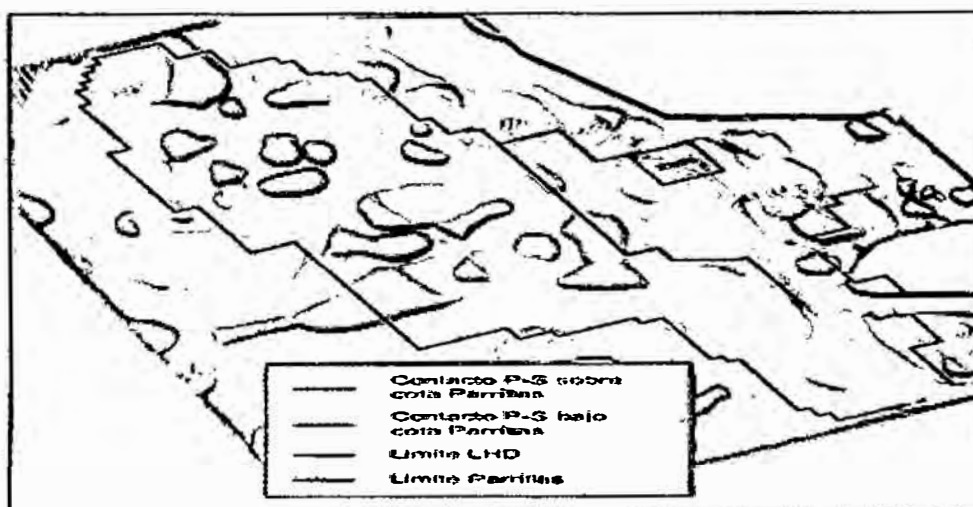


Figura 3.5: Planta del contacto primario secundario, a la cota del nivel 16 ½ Hundimiento.



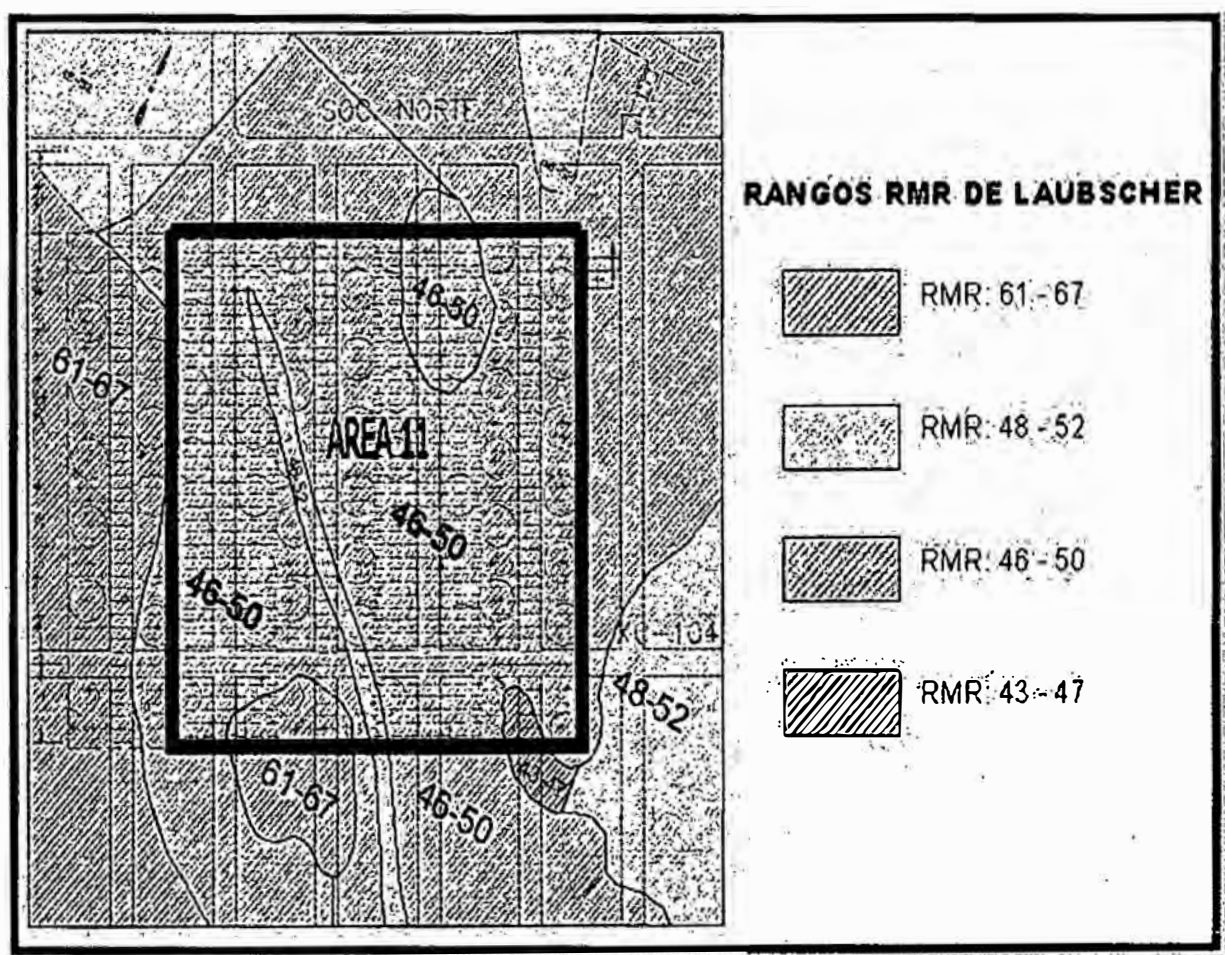
Fuente: Departamento de Geología Minera Pampadecobre.

3.2. CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA.

3.2.1. RESSITENCIA DEL MACIZO ROCOSO "ROCK MASS RATING" (LAUBSCHER 1990).

Prácticamente la totalidad de esta área se ubica en ambiente secundario y en menor proporción ambiente primario. Este macizo se caracteriza por presentar discontinuidades abiertas, lavadas y presencia de rellenos limoníticos arcillosos, con fractura miento principalmente moderado (8-14 f/m) y localmente valores mínimos de (>3 f/m) a valores máximos de (15-22 f/m), con resistencia a UCS en el rango de (80-110) MPa (estimación de terreno martillo geológico), lo cual resulta, principalmente, en valores en rangos RMR (Laubscher 1990) de 46 a 50 y locales de 48 a 52 y de 61 a 67; esto se ilustra en **Figura 3.6**. El sistema de clasificación de macizo rocoso de Laubscher 1990 se encuentra en el Anexo D.

Figura 3.6: Distribución de RMR In Situ – Laubscher 1990, Área 11 Parrillas.

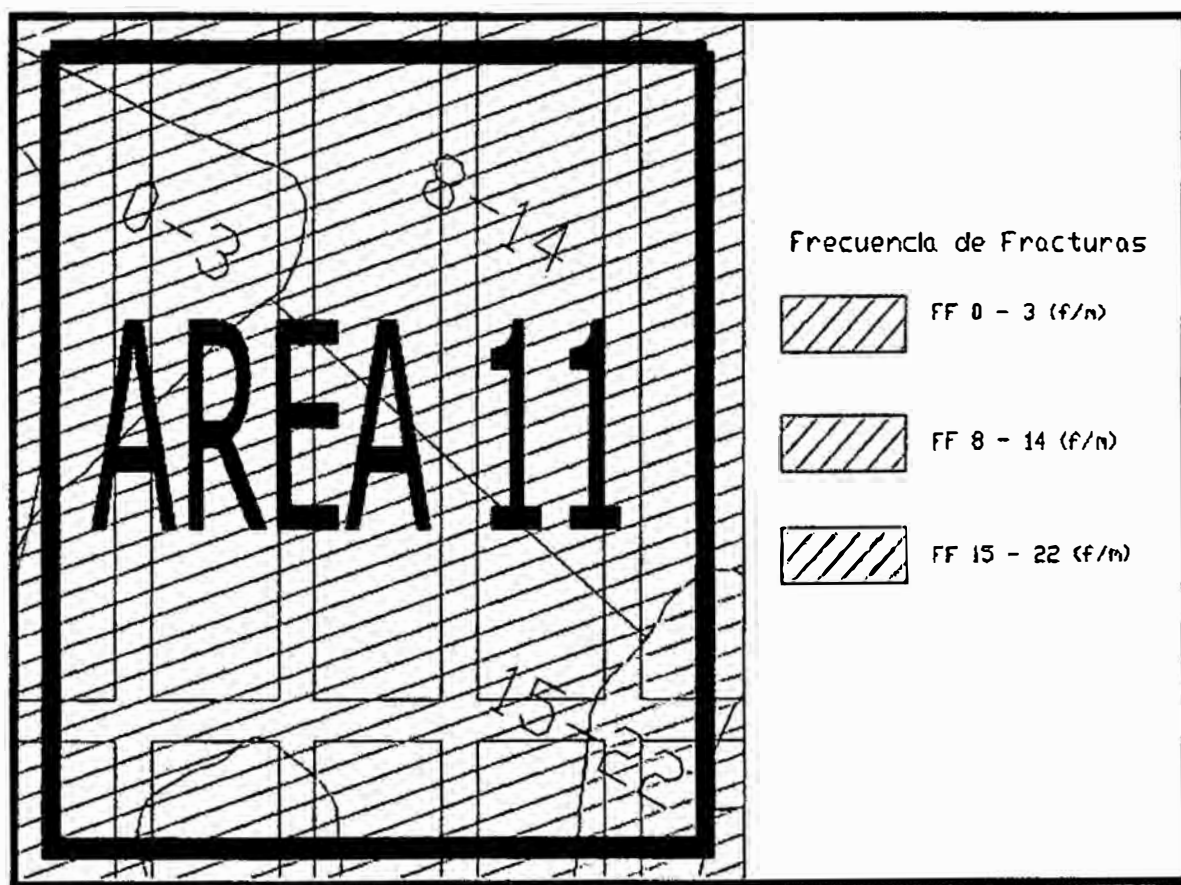


Fuente: Departamento de Geología Minera Pampadecobre.

3.2.2. FRACTURAMIENTO.

La gran parte de esta área tiene un tipo de roca secundaria, presentando un moderado grado de fracturamiento entre 8 a 14 fracturas por metro, además encontramos en ésta un sector con fuerte grado de fracturamiento entre 15 a 22 fracturas por metro. Sin embargo, en el área 11 parrillas es posible localizar un tipo de roca primaria con un fracturamiento muy bajo entre 0 a 3 fracturas por metro, selladas con yeso y anhidrita. En Figura 3.7, se muestra la disposición del grado de fracturamiento perteneciente al nivel de hundimiento del Área 11 Parrillas.

Figura 3.7: Frecuencia de fracturas por metro, Área 11 Parrillas, Nivel de Hundimiento



Fuente: Departamento de Geomecánica de la Minera Pampadecobre.

3.2.3. PROPIEDADES DE ROCA INTACTA Y MACIZO ROCOSO.

La estimación de las propiedades del macizo rocoso se realiza a través de un escalamiento de las propiedades de la roca intacta, determinadas en ensayos de laboratorio, de ahí la necesidad de que la elección de la muestra sea lo mejor posible.

Las propiedades de roca intacta y macizo rocoso para las distintas litologías presentes en el área 11 parrillas se indican en la Tabla 3.2. Es importante mencionar que toda la litología es del tipo secundario y como tal, el sector presenta varios intervalos de frecuencia de fractura, lo que implica diferencias en los valores de las propiedades de macizo rocoso de cada litología.

Las propiedades de roca intacta que en su mayoría está constituida por granodiorita, de las cuales se tiene referencia en Unidad Minera de Pampadecobre son:

La Resistencia a la Compresión Uní axial (σ_{ci}) y Parámetro m_i (Hoek & Brown).

Mientras que de las propiedades de macizo rocoso se tiene: Peso específico (Ton/m^3), Frecuencia de fracturas (FF), Módulo GSI, Parámetro m_b (Hoek – Brown), Parámetro s (Hoek – Brown), Parámetro a (Hoek – Brown), Cohesión (kPa), Ángulo de Fricción (ϕ), Elasticidad (E) (Gpa), Razón de Poisson (ν).

Tabla 3.2.												
Propiedades Geotécnicas de Roca Intacta y Macizo Rocosó Área 11 Parrillas.												
Código	$\gamma \text{ ton/m}^3$	σ_{ci} Mpa	m_i	FF	GSI	m_b	S	a	C KPa	ϕ (°)	E GPa	N
GDRB	2.70	100	30	0 – 3	60 – 70	5.53	0.0117	0.50	1660	54	23.7	0.23
				8 – 14	45 – 55	2.94	0.0021	0.50	1040	48	10.0	0.26
				15 – 22	35 – 45	1.97	0.0007	0.50	815	44	5.6	0.28
BXMGD	2.75	120	14	8 – 14	45 – 55	2.35	0.0021	0.50	1100	48	10.0	0.26
PQM	2.75	150	24	8 – 14	45 – 55	2.35	0.0021	0.50	1230	49	10.0	0.26
				15 – 22	35 – 45	1.57	0.0007	0.50	930	45	5.6	0.28
BT	2.70	90	9	8 – 14	45 – 55	0.88	0.0021	0.50	1020	38	10.0	0.26
BXT	2.70	70	8	8 – 14	45 – 55	1.86	0.0021	0.50	490	35	2.8	0.26

Fuente: área de geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

Dónde:

- ❖ Granodiorita (GDRB).
- ❖ Brecha Magmática Granodiorítica (BXMGD).
- ❖ Brecha Turmalina (BT)
- ❖ Pórfido Cuarzo Monzonítico (PQM).

3.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.

3.3.1. ESTADO TENSIONAL DEL SECTOR.

En la actualidad, la mina subterránea posee 21 mediciones de esfuerzos, las que se encuentran distribuidas entre las cotas 3008 y 3253. Las mediciones disponibles están resumidas en **Tabla B.1.** y son detalladas en **Anexo B.**

Las áreas 10 y 11 del sector Parrillas, Nivel de Producción del III Panel, no poseen sitios con mediciones de esfuerzos in situ y tampoco con celdas de monitoreo que puedan ser usados directamente a la cota de interés. Sin perjuicio de lo anterior, se dispone de sitios de mediciones de esfuerzos que pueden ser considerados in situ a la cota del Nivel 17.

Para definir el estado tensional característico en las condiciones que define el avance del frente de hundimiento durante la incorporación de puntos de extracción (en la práctica la voladura de embudos) en dichas área se procedió y definió de la siguiente manera:

1. Se revisó tanto magnitud como posición de las mediciones de esfuerzos disponibles en la mina subterránea; ver **Tabla B.1** de **Anexo B**, para definir cuáles pueden ser consideradas in situ en la zona de interés.
2. De aquellas mediciones in situ se definió que el sitio DO-PQM-3, Nivel 17, es el dato más próximo a la zona de interés y puede ser considerada base para la definición de la orientación del frente de socavación en esta área.
3. Se considera que el avance del frente de hundimiento genera sobre los embudos

abiertos una zona de abutment stress¹ (zona donde se duplica y hasta se triplica el esfuerzo principal mayor), donde se pueden evidenciar daños principalmente a las excavaciones, pilares e infraestructura del Nivel de Producción.

4. Basados en las observaciones realizadas en terreno al área 10 del sector Parrillas, se verifica que la franja ubicada por delante del frente de hundimiento no presenta efectos notorios en la condición de estabilidad de excavaciones y pilares del nivel de producción. Dada la condición anterior se puede concluir que los esfuerzos principales inducidos en la zona de tensión no son lo suficientemente altos para sobrepasar la resistencia del macizo rocoso en las condiciones del área 10.

¹ El desarrollo de la minería por caving genera una cavidad que provoca una redistribución del campo de esfuerzos en el macizo rocoso, produciendo concentraciones de esfuerzos que pueden llegar a ser importantes en la llamada "zona de abutment stress", la cual se forma en la vecindad del frente de hundimiento (o de explotación, según corresponda a una variante de hundimiento avanzado, mecanizado o convencional).

5. El esfuerzo vertical máximo inducido por la explotación es dos veces el esfuerzo vertical in situ, con razones de esfuerzos Norte-Sur y Este-Oeste de 0.9 y 1.3 MPa, respectivamente.
6. En términos de los esfuerzos principales, el estado tensional in situ queda definido por:
 - Un esfuerzo principal mayor, σ_1 , con una magnitud de 21.3 MPa, de azimuth 95.5° y con una inclinación de -15.6° .
 - Un esfuerzo principal intermedio, σ_2 , con una magnitud de 15.9 MPa, de azimuth 294° y con una inclinación de -75.5° .
 - Un esfuerzo principal menor, σ_3 , con una magnitud de 9,7 MPa, de azimuth 187° y con una inclinación de -5° .
7. Un esfuerzo vertical in situ (*σ_v -insitu*) igual a 16.6 MPa.
8. En términos de los esfuerzos en las direcciones vertical y horizontal inducidos, el estado tensional inducido por el frente de hundimiento antes de abrir embudos queda definido por:
 - Un esfuerzo vertical con una magnitud de 33.2 MPa.
 - Un esfuerzo horizontal en dirección EW con una magnitud de 43.2 MPa, lo que corresponde a una razón de esfuerzos de 1.3 MPa.
 - Un esfuerzo horizontal en dirección NS con una magnitud de 30.0 MPa, lo que corresponde a una razón de esfuerzos del orden de 0.90 MPa.

Se trata de un estado tensional de magnitud baja a moderada, donde es totalmente factible realizar una minería por caving. Esto queda de manifiesto al ver los niveles de sobre-excavación y desconfinamiento de cuñas en la vecindad del Área 10 y 11 Parrillas.

3.3.2. DAÑOS REGISTRADOS.

3.3.2.1. CONDICIÓN INICIAL.

La condición inicial del nivel de hundimiento y producción del Área 11 parrillas, antes de comenzar con el hundimiento, corresponde a un sector que está afectado por la zona de

abutment stress generada por el frente de hundimiento-extracción detenido por un tiempo prolongado (período de 8 años) y por un frente activo reciente en el Área 10 que limite con el galería de hundimiento (GH-48), en un escenario de fortificación temporal y mínima para estos efectos, lo que se refleja en la condición actual del XC-104 y del nivel norte.

La condición actual para el XC-104 y el nivel norte se resume en **Tabla 3.3**.

Tabla 3.3. Condición Actual Área 11 Parrillas.		
Labor	Posición Frente de Hundimiento	Condición Observada
XC 104	LÍNEA EMBUDOS 106	Se observan algunos desprendimientos en las cajas y pilares del XC-104. Se evidencia sector cargado por efecto de detención prolongada del hundimiento de Área 1 Parrillas (entre GH-42 al 54). En la intersección con el GH-42, se encuentra material de cuña caída actualmente en fortificación. Desde el GH-40 hasta el GH-34 se encuentra fortificado con pernos lechados y malla hasta el piso, debido a que servirá como acceso para el Área 11 y 12 Parrillas. Soporte de acuerdo a informe geomecánico GMIN-SIM-037-04. El sector antiguo, que corresponde a la cara libre desde donde comenzará el Hundimiento, detenido por 8 años, con evidentes Signos de compactación del material quebrado en los GH-40 y 48.
Nivel Norte	LÍNEA EMBUDOS 93	Se observan desprendimientos menores en las cajas y principalmente en las esquinas de intersecciones de los GHs con el socavón. Por ser acceso, este GH se encuentra fortificado con pernos lechados L=2.4 m y malla, comprendiendo de piso a piso. GMIN-SIM-037-04.
GH-40	LABOR DE ACCESO	Se presenta en buenas condiciones, pero se observan zonas con fallas de espesor considerable (aprox. 20cm) que es necesario fortificar. Por ser acceso, este GH se encuentra fortificado con pernos lechados L=2.4 m y malla, comprendiendo de piso a piso. GMIN-SIM-037-04.

GH-48	LIMITE ESTE DE AREA 10 PARRILLA	Se presenta en condiciones regulares, observándose zonas con fallas de espesor considerable (aprox. 20 cm). Fortificación instalada de acuerdo a informe geomecánico GMIN-SIM-037-04. Producto de las quemadas de polvorazos del GH-50 (Área 10 Parrillas), malla se encuentra cargada en algunos tramos. La intersección con el XC-104, presenta desprendimientos en las esquinas, hundimiento (del Área 10) abarcando la parte Oeste del XC, además de la intersección sostenida con rollizos.
--------------	---------------------------------------	--

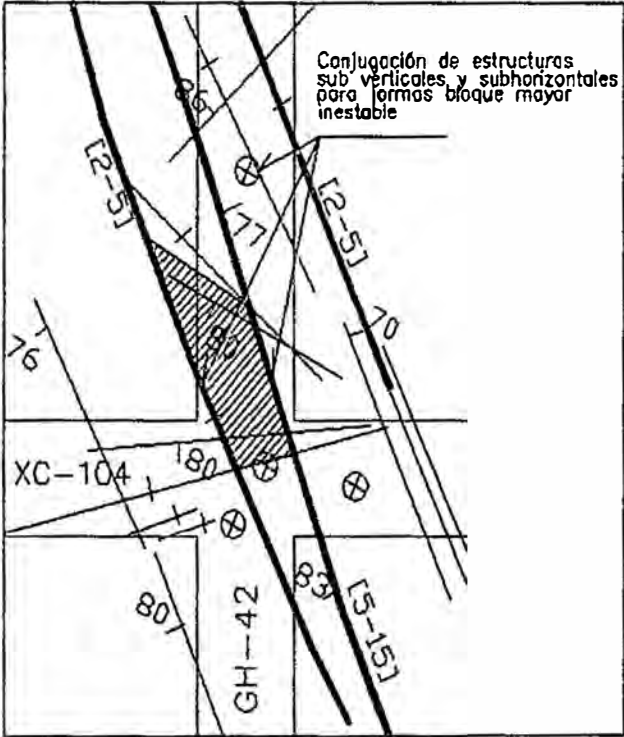
Fuente: área de geomecánica y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

Dónde:

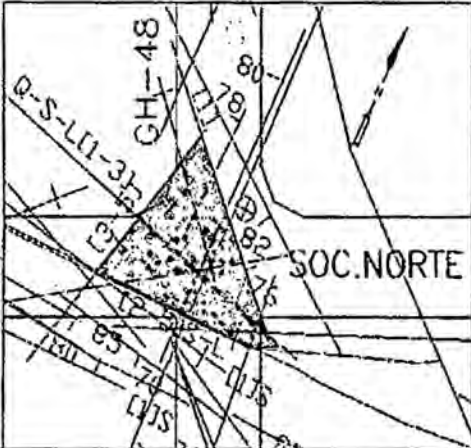
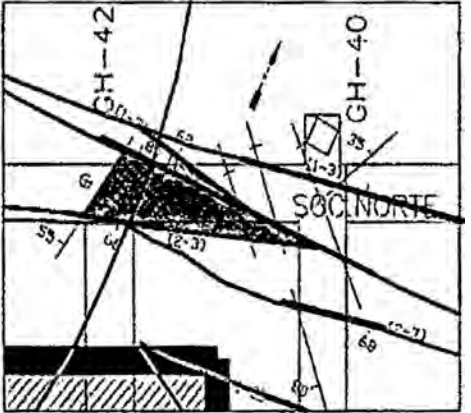
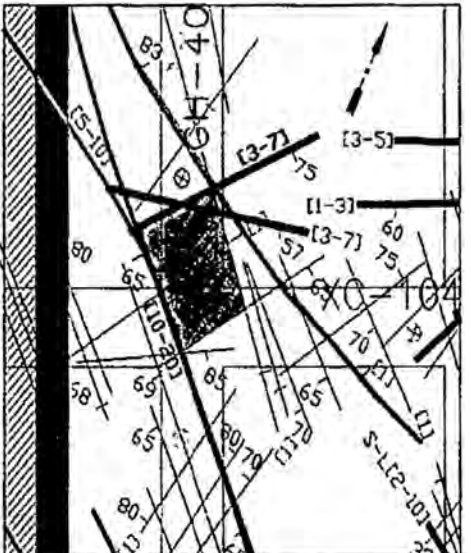
- GH: Galería de hundimiento.
- XC: Nivel de Hundimiento.
- GMIN-SIM: Galerías minada.

3.3.2.2. BLOQUES Y FALLAS EN LAS GALERIAS DE HUNDIMIENTO Y NIVELES DE HUNDIMIENTO.

A continuación, en **Tablas 3.4 y 3.5** se detalla el bloque caído en el Área 11 parrillas y en especial los bloques encontrados en planos estructurales del sector.

Tabla 3.4. Bloque Generado en Área 11 Parrillas – GH-42 con XC-104 (30 de Julio del 2013)	
Cuña o Bloque Formado	Observaciones
 Conjugación de estructuras sub-verticales y sub-horizontales para formar bloque mayor inestable	CAÍDA DE BLOQUE Bloque formado por estructuras sub-verticales (hacia las cajas Este y Oeste) y estructuras sub-horizontales (Norte y Sur). Alcanzando una altura de 2 m por sobre el techo de la labor. El área basal de la cuña es de aproximadamente 6 m de largo (N-S) y 3 m de ancho (E-W). <u>Antecedentes Previos</u> • Un tramo presentaba fortificación consistente en malla #10006 y split set de L=1.6 m. • Distancia al hundimiento del Área 10 Parrillas (2004) de 63 m y al Área 1 Parrillas de 15 m.

Fuente: área de geomecánica y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

Tabla 3.5. Potenciales Cuñas o Bloques en los Accesos	
Cuña o Bloque Formado	Observaciones
	Cuña generada por las siguientes Estructuras: E1: 41° / 76° E2: 285° / 90° E3: 174° / 90° La existencia de planos sub-horizontales en el sector, favorece la generación de cuñas. FS=1.3, Área Basal=33.29 m² y Ápex = 3 m (cuña truncada), Tonelaje=269.6.
	Cuña generada por las siguientes Estructuras (DD/D): E1: 265° / 76° E2: 280° / 55° E3: 160° / 66° La existencia de planos sub-horizontales en el sector, favorece la generación de cuñas. FS=1.33, Área Basal=10 m² y Ápex = 3.65 m, Tonelaje=29
	Bloque formado por las siguientes Estructuras; E1: 130° / 75° E2: 44° / 90° E3: 124° / 65° E4: 219° / 65° La existencia de planos subhorizontales en el sector, favorece la generación de cuñas. FS=1.3, Área Basal=32 m² y Altura = 2 m (altura de referencia, evento GH-42 con XC-104), Tonelaje=172.8.

Fuente: área de geomecánica y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

3.3.2.3. SECTORES CRITICOS.

En base a los levantamientos realizados en el sector, se encuentran algunos tramos que es necesario tener en cuenta a medida que avance el hundimiento, en particular los siguientes indicados en **Tabla 3.6**:

Tabla 3.6.		
Sectores Críticos Identificados		
Tramo	Paradas o zonas estudiadas	Observaciones
GH-48	26 a la 30	Fallas atravesando la labor, malla fuertemente cargada. Requiere descarga. Frente a cercanía de Hundimiento y orientación desfavorable posible inestabilidad por fallas “activas”.
	Slot - Pared sur	Presencia de falla importante, la cual se encuentra sub-paralela al XC-104. Necesario pasar las paradas al sur del XC (Hundimiento antiguo) y paradas de Slot, en una sola voladura para evitar riesgos de planchoneo.
GH-46	20 a la 35	Falla sub-paralela al GH, posible formación de bloques.
	21 a la 24	Falla atravesando con una potencia de 20 a 30 cm. Frente a cercanía de Hundimiento y orientación desfavorable posibles fallas “activas”.
	13 al 16	Formación de bloques en techo, Spring Line y caja Oeste.
GH-44	12 a la 15	Falla importante atravesando, con una potencia de 10 cm aproximadamente. Frente a cercanía de Hundimiento y orientación desfavorable posibles fallas activas.
GH-42	13 a la 17	4 a 5 fallas atravesando la labor, estas presentan un espesor de 10 cm. Frente a cercanía de Hundimiento y orientación desfavorable, posibles fallas activas.
	17 a la 23	Falla con planos estructurales sub-horizontales.
	28 a la 29	Falla importante atravesando excavaciones. Frente a cercanía de Hundimiento y orientación desfavorable posibles fallas activas.

Fuente: área de geomecánica y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.



CAPÍTULO IV:

ANTECEDENTES GEOLÓGICOS, GEOTÉCNICOS Y GEOMECÁNICOS DEL SECTOR NORTE, AREA 11 LHD.

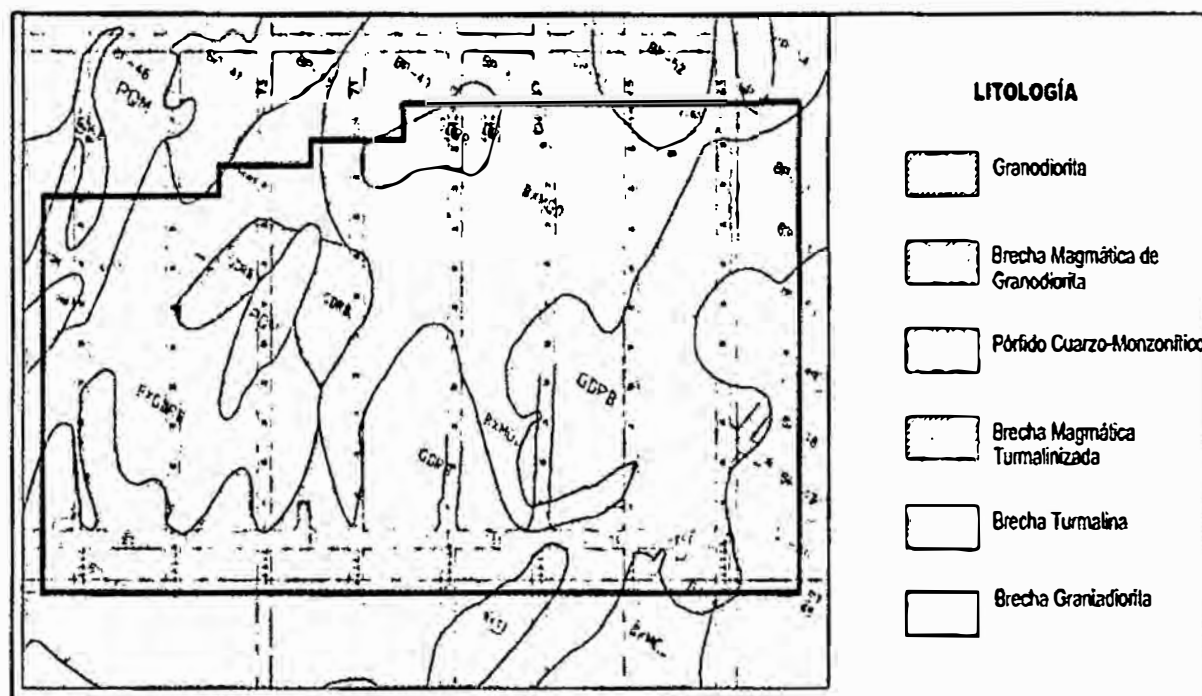
4.1. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA.

4.1.1. LITOLOGÍA.

Los tipos litológicos predominantes en el área 11 LHD, nivel de hundimiento, corresponden a:

- Granodiorita (GDRB).
- Brecha Magmática Granodiorítica (BXMGD).
- Brecha de Granodiorita (BXGDRB).
- Pórfido Cuarzo Monzonítico (PQM).
- Brecha Magmatica Turmalinizada.
- Brecha de Turmalina.

Figura 4.1: Distribución de unidades litológicas Área 11 LHD – Nivel 16 Hundimiento.



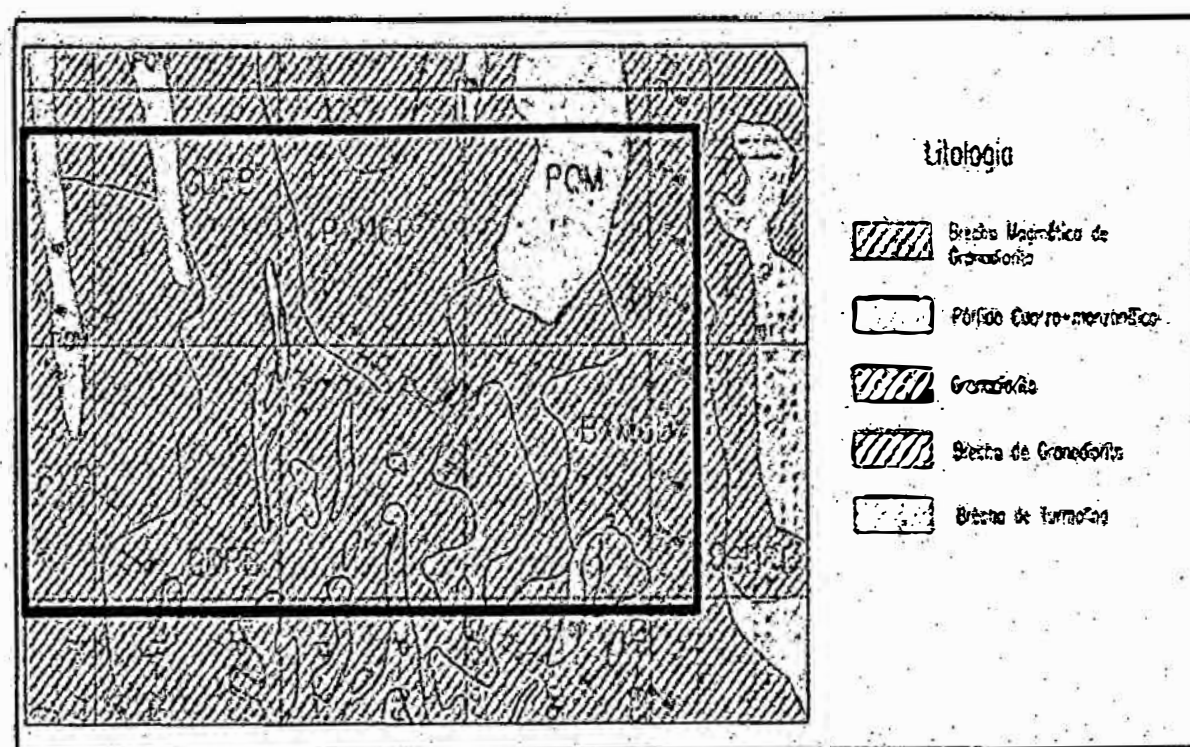
Fuente: Departamento de Geología de la Minera Pampadecobre.

Estas unidades corresponden a la litología típica predominante en el tercer panel, en la Figura 4.1 se Observa la distribución en planta de las unidades litológicas para el nivel 16 Hundimiento.

Los tipos litológicos predominantes en el área 11 LHD, nivel de Producción, corresponden a:

- Granodiorita (GDRB).
- Brecha Magmática Granodiorítica (BXMGD).
- Brecha Turmalina (BT).
- Pórfido Cuarzo Monzonítico (PQM).
- Brecha Graniorita.

Figura 4.2: Distribución de unidades litológicas Área 11 LHD – Nivel 16 Producción.



Fuente: Departamento de Geología de la Minera Pampadecobre.

Se puede apreciar que los tipos litológicos del Nivel de Producción son los mismos correspondientes al Nivel de Hundimiento, sin embargo tienen una ubicación superficial distinta.

Las unidades litológicas mencionadas anteriormente se describen con detalle en el **Anexo A**.

4.1.2. DOMINIOS ESTRUCTURALES.

Las estructuras levantadas en las labores de hundimiento corresponden a aquellas que cruzan toda la sección de la labor, incluyendo fallas y diaclasas; ver Figura 4.3.

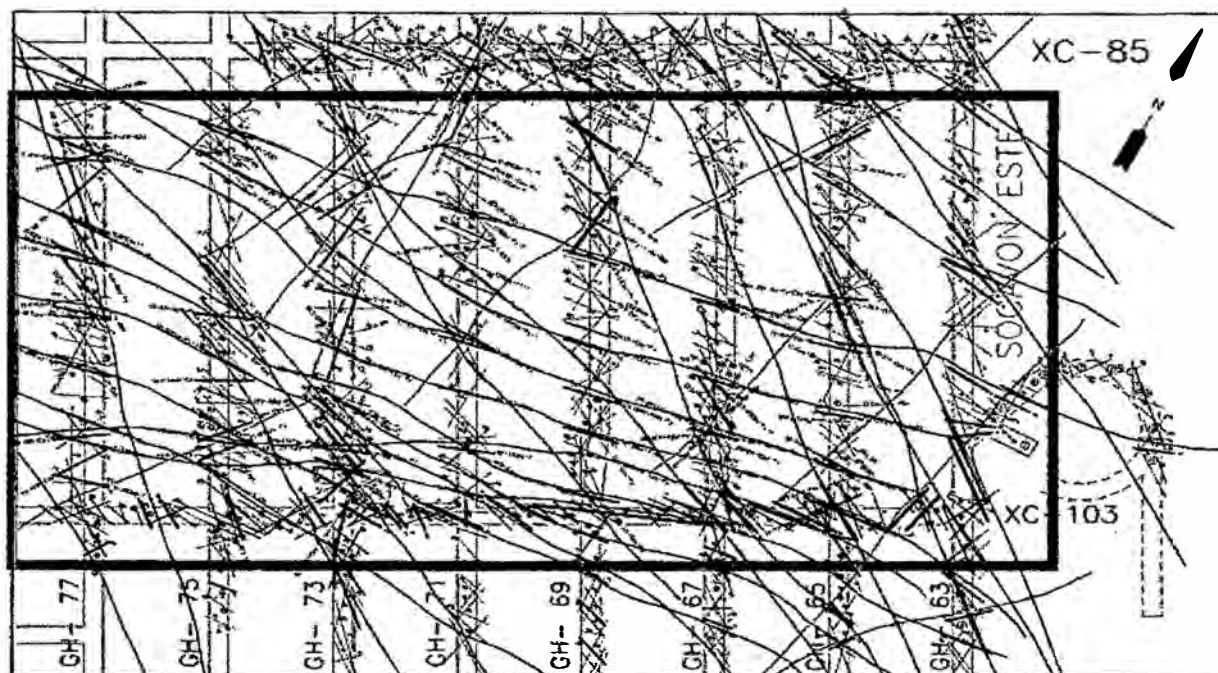
Los principales rellenos de las estructuras corresponden a yeso-anhidrita, sulfuros y cuarzo, con espesores que varían entre 1 y 2 cm, alcanzando ocasionalmente valores de hasta 15 cm para roca primaria. Para estructuras en roca secundaria los espesores varían entre 1 a 5 cm, alcanzando ocasionalmente valores entre 20 a 30 cm.

Las orientaciones estructurales principales y sus parámetros se resumen en **Tabla 4.1**. Estos se ilustran en **Figura 4.3**.

Tabla 4.1. Sistemas Estructurales Área 11 LHD – Nivel 16 Hundimiento					
Sistema	Orientación Estructural				
	Dip/Dip Direction Predominante	Dip		Dip Direction	
		Mínimo	Máximo	Mínimo	Máximo
S1	81° / 195°	64°	90°	167°	228°
S2	76° / 18°	60°	90°	49°	347°
S3	78° / 272°	75°	84°	270°	274°
S4	8° / 204°	6°	12°	189°	213°

Fuente: área de geomecánica y geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

Figura 4.3: Levantamiento de detalle e Interpretación Geológica Estructural, rea 11 LHD.

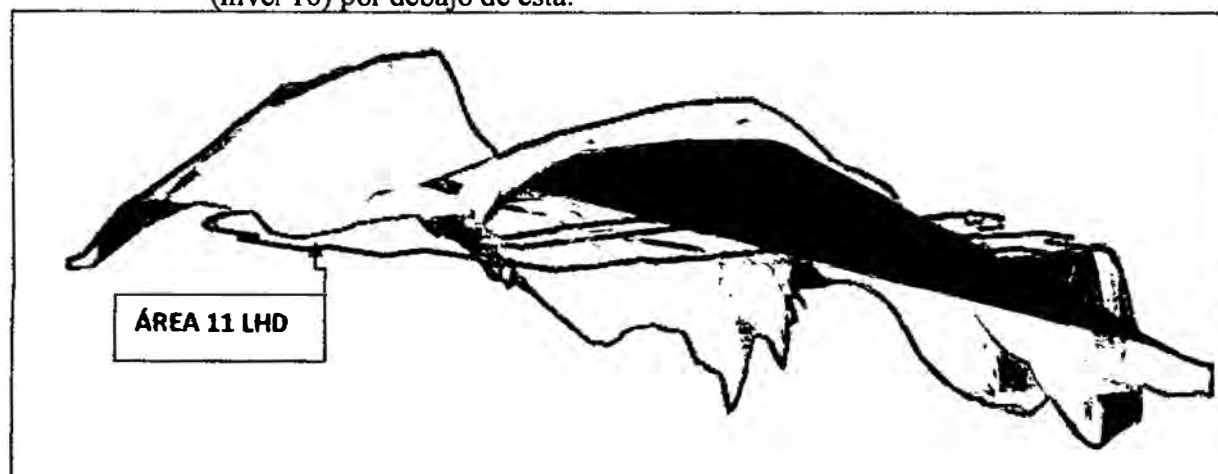


Fuente: Departamento de Geomecánica y Geotecnia de la Unidad Minera Pampadecobre.

4.1.3. CONTACTO PRIMARIO SECUNDARIO.

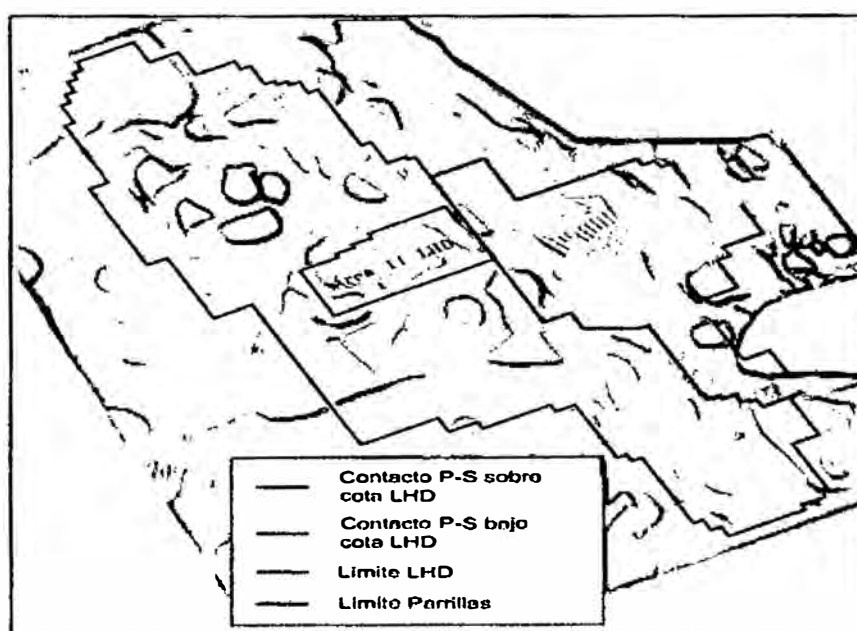
El contacto entre roca primaria y secundaria, indicado en las Figura 4.4 y Figura 4.5, fue tomado de un estudio geológico vigente año 2011, de la superintendencia de geología y geotecnia. El contacto primario-secundario, se encuentra por sobre el área 11 LHD, por lo tanto, todos los desarrollos que involucran el Área 11LHD, se encuentran en roca primaria. Es importante mencionar que hacia el Este del área 11 (GH-63 y GH-65)), la columna de roca primaria es de baja altura, lo cual deja la posibilidad de encontrar roca secundaria al momento de socavar el bloque.

Figura 4.4: Morfología del contacto primario secundario, indicando al Área 11 LHD (nivel 16) por debajo de ésta.



Fuente: Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Pampadecobre.

Figura 4.5: Planta del contacto primario secundario, a la cota del Nivel 16 Hundimiento.



Fuente: Departamento de Planeamiento de la Unidad Minera Pampadecobre.

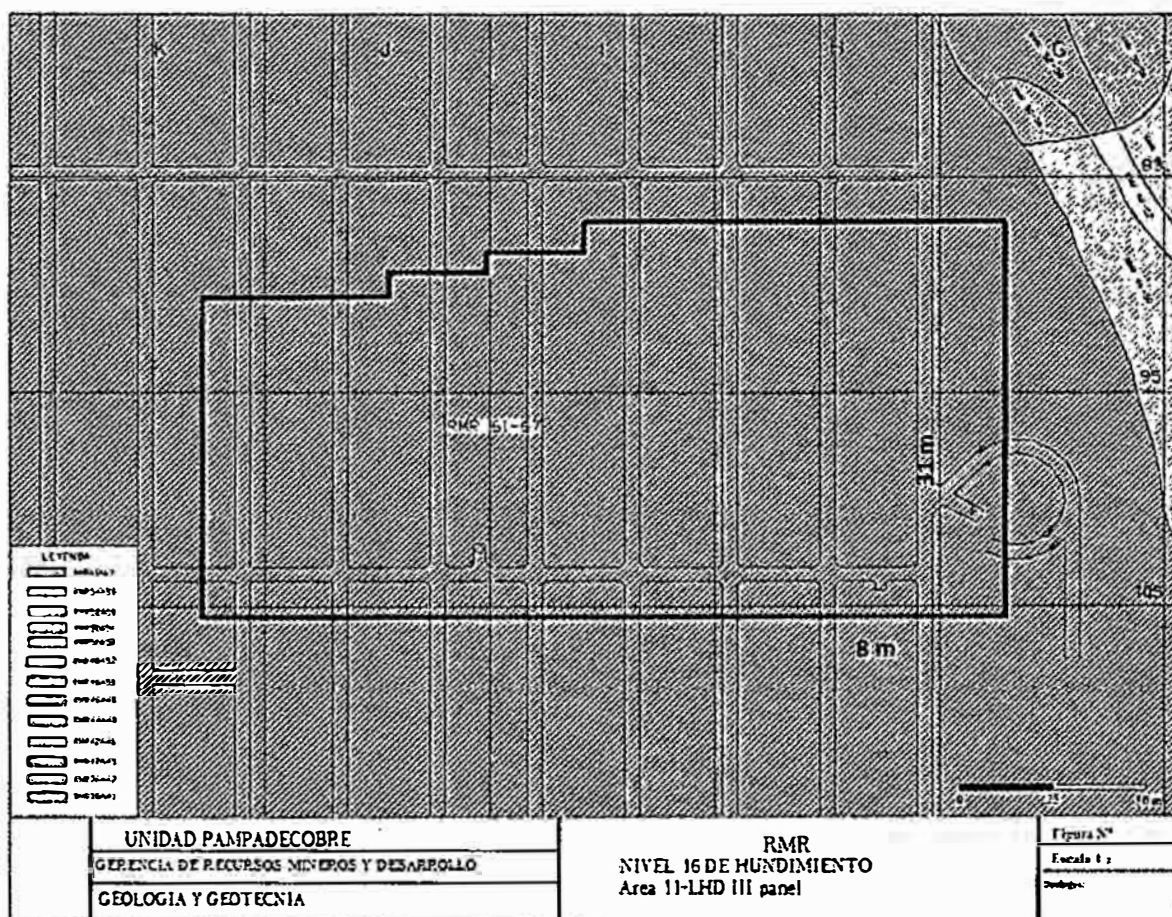
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOTÉCNICA.

4.2.1. ROCK MASS RATING (LAUBSCHER 1990).

Esta área se encuentra ubicada en un sector de roca clasificada geotécnicamente como de Buena Calidad, de acuerdo a un rango de RMR de Laubscher (1990), que varía entre 61 y 67 puntos ó Mpa. El tipo de alteración presente en el área, corresponde a alteración primaria.

Esto se muestra en Figura 4.6 correspondiente al Nivel 16 de Producción. El sistema de clasificación de macizo rocoso de Laubscher 1990 se encuentra en el Anexo D.

Figura 4.6: Distribución de RMR in situ, Laubscher 1990, Área 11 LHD

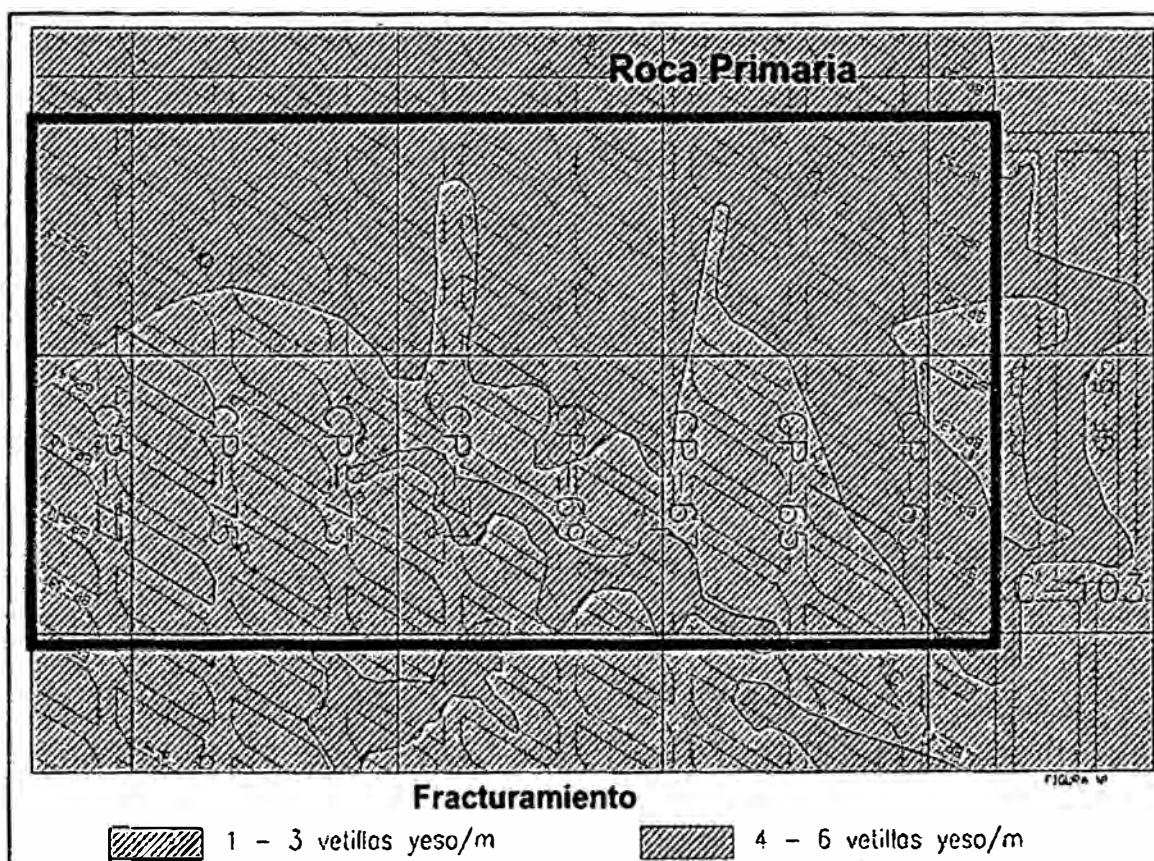


Fuente: Área de planeamiento, Geología y Oficina Técnica de la Unidad Minera Pampadecobre.

4.2.2. FRACTURAMIENTO.

La totalidad de esta área se ubica en la zona de roca considerada geotécnicamente como Primaria, en la que es característica la presencia de discontinuidades selladas con yeso y anhidrita. En Figura 4.7, se muestra la distribución de vetillas de yeso por metro, para roca primaria.

Figura 4.7: Fracturamiento Área 11 LHD



Fuente: Área de planeamiento, Geología y Oficina Técnica de la Unidad Minera Pampadecobre.

4.2.3. PROPIEDADES DE ROCA INTACTA Y MACIZO ROCOSO.

Las propiedades de roca intacta y macizo rocoso para las distintas litologías presentes en el área 11 LHD se indican en la Tabla 4.2. Es importante mencionar que toda la litología es del tipo primario y a diferencia del sector parrillas, solo existe un intervalo de frecuencia de fracturas para el sector norte LHD.

Las propiedades de roca intacta, de las cuales se tiene referencia en Pampadecobre son: la Resistencia a la Compresión Uní axial (σ_{ci}) y Parámetro m_i (Hoek & Brown).

Mientras que de las propiedades de macizo rocoso se tiene: Peso específico (Ton/m³), Frecuencia de fracturas (FF), Módulo GSI, Parámetro m_b (Hoek – Brown), Parámetro s (Hoek – Brown), Parámetro a (Hoek – Brown), Cohesión (Mpa), Ángulo de Fricción (ϕ), Elasticidad (E) (Gpa), Razón de Poisson (ν).

TABLA 4.2. Propiedades Geotécnicas de Roca Intacta y Macizo Rocosó Área 11 LHD.												
Código	γ ton/m ³	σ_{ci} Mpa	m_i	FF	GSI	M_b	s	A	C KPa	Φ (°)	E GPa	ν
GDRB	2.70	100	30	2 – 5	65 – 75	6.90	0.0212	0.50	2010	55	31.6	0.22
BXMGD	2.60	130	24	2 – 5	65 – 75	5.52	0.0212	0.50	2430	54	31.6	0.22
BXGDRB	2.65	140	16	2 – 5	65 – 75	4.60	0.0212	0.50	2220	52	31.6	0.22
PQM	2.75	150	24	2 – 5	65 – 75	5.52	0.0212	0.50	2680	55	31.6	0.22
BT	2.70	90	9	2 – 5	65 – 75	2.07	0.0212	0.50	2600	43	31.6	0.22
BXT	2.70	70	8	2 – 5	65 – 75	4.37	0.0212	0.50	710	44	8.9	0.22

Fuente: Departamento de Geomecánica y Geotecnia de la Unidad Minera Pamapadecobre.

$$\sigma_{ci} = \sigma_3 + R_c \left((GSI < \div GSI >) \frac{\sigma_3}{R_c} + s \right)^a$$

$$\sigma_{ci} = \sigma_3 + R_c \left((0,6 \div 0,8) \frac{\sigma_3}{R_c} + 0,0212 \right)^{0.50}$$

$$\sigma_{ci} = 100 \text{ Mpa}$$

Dónde:

- Peso específico = (Ton/m³).
- Frecuencia de fracturas = (FF).

- Módulo = GSI.
- Parámetro (Hoek – Brown) = m_b .
- Parámetro (Hoek – Brown) = m_i .
- Parámetro (Hoek – Brown) = s .
- Parámetro (Hoek – Brown) = a .
- Ángulo de Fricción = (φ) grados.
- Elasticidad = (E) (Gpa).
- Razón de Poisson = (ν) .

4.3. DAÑOS REGISTRADOS.

4.3.1. CONDICIÓN INICIAL.

La condición inicial del nivel de hundimiento y producción del Área 11 corresponde a un sector afectado por la zona de abutment stress. Generada por el frente de Hundimiento - Extracción correspondiente a las Áreas 3 (CP's 63 a 69) y 4 (CP's 71 a 75) detenido por un periodo aproximado de 6 a 7 años. En un escenario de fortificación temporal y mínima para estos efectos.

Actualmente se realizan obras de perforación radial, fortificación de GH's y frentes en el Nivel de Hundimiento del Área 11. Mientras que en el, Nivel 16 de producción, se realizan obras de fortificación, desarrollos verticales, perforación de zanjas, pavimentos y construcción de puntos de extracción y vaciaderos.

La condición actual del Área 11, se resume en Tabla 4.3.

Tabla 4.3. Condición Inicial Area 11 LHD.		
Sector de interés	Posición frente de Hdto.(m)	Condición Observada
XC 103	Límite Sur, Hundimiento	Se presenta en buenas condiciones, no Evidencia desprendimientos. Se encuentra sin Fortificación instalada.
XC 85	Limite Norte, Hundimiento	Se presenta en buenas condiciones, no presenta desprendimientos. Se encuentra sin Fortificación instalada.
GH-63	Limite Este, Hundimiento	Se presenta en buenas condiciones, no Presenta desprendimientos. Se encuentra sin Fortificación instalada.
BP's	Producción	Actualmente producto del avance de Hundimiento, se queman zanjas, lo cual genera una socavación fuerte en la caja Sur del BP vecino.
Labores de Producción	Producción	Se encuentran fortificadas de acuerdo a Diseño, se han regularizado además los sectores que presentaban deficiencias, de acuerdo a Nota.....
Zona de Empalme	Límite Sur, Producción	Estas presentaban una fortificación Antigua y deteriorada producto del tiempo de exposición y tránsito de equipos.

Fuente: Área de Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

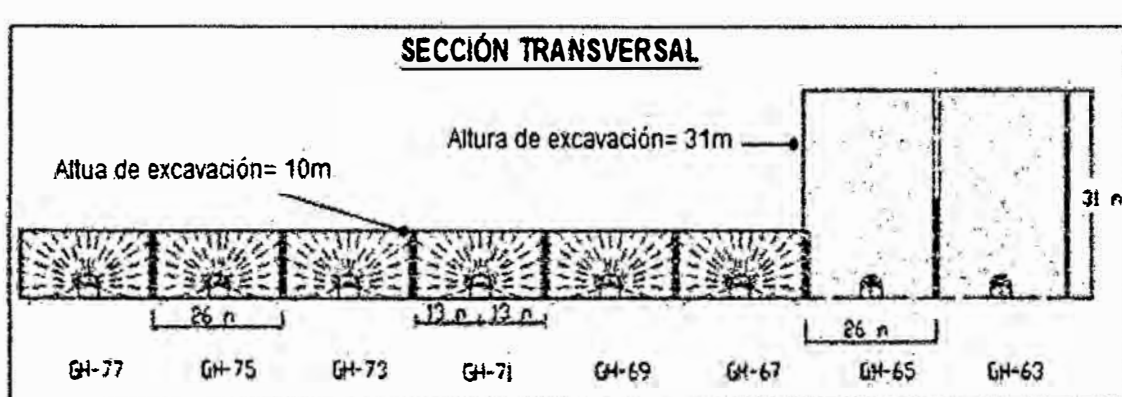
4.3.2. ZONAS CRÍTICAS DE POSIBLES CUÑAS EXISTENTES.

En el área 11 LHD no se registran caídas de bloques y por tanto no registra bloques críticos de importancia que presenten en los planos estructurales. Los posibles o potenciales bloques y/o cuñas del área se describen más adelante como sectores críticos a medida que avance el hundimiento.

Sin embargo, en la presente área se encuentra una singularidad dada por razones de diseño. Ésta es una diferencia en las alturas de extracción de los GH's 63 y 65. La altura de extracción para estas galerías de hundimiento es de 31 metros, a diferencia del resto del área

que es de 10 metros. Esta excavación provoca una mayor área de influencia de los esfuerzos inducidos, además de un alto consumo de explosivo por m^3 , lo cual puede generar un mayor daño en el macizo rocoso y el sobre-excavación de las galerías de hundimiento contiguas.

Figura 4.8: Diferencia de altura de excavación.

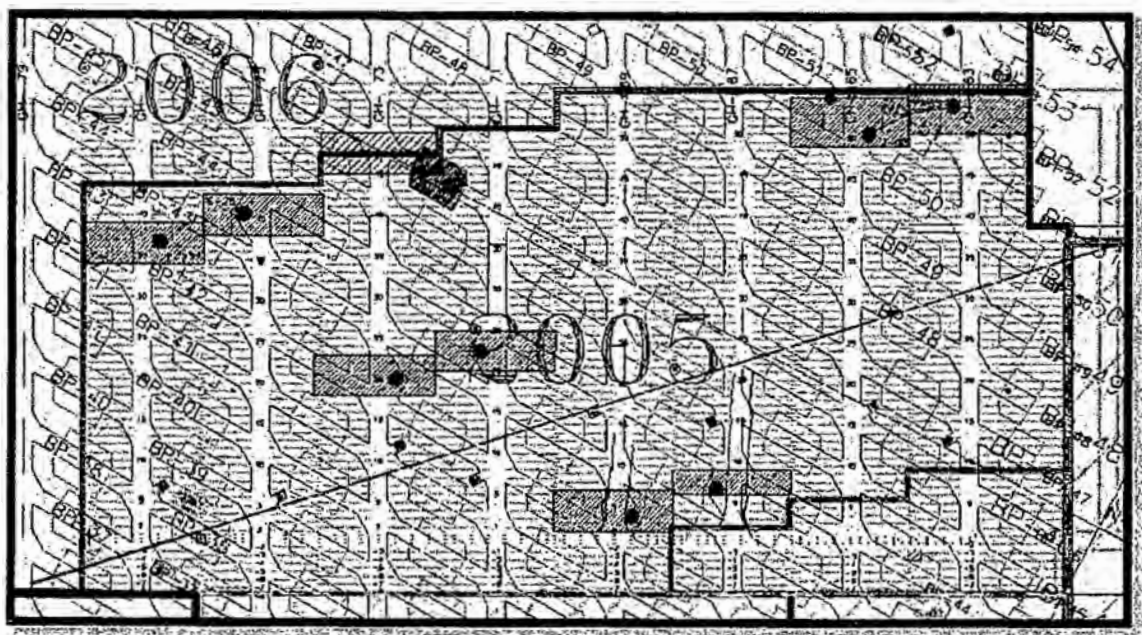


Fuente: Área de Planeamiento y Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

4.3.3. SECTORES CRITICOS.

Se definen los sectores que presentan recolectores de mineral o material estéril, tanto en Nivel de Producción como en el Nivel de Hundimiento, ver Figura 4.9. Sobre estos, el avance de Hundimiento no debiera detenerse sobre la proyección de ellos o por un tiempo prolongado, con el objeto de proteger las zonas de mayor debilidad, debido a la luz generada por estas labores.

Figura 4.9: Sectores con influencia de chimeneas de mineral. Con puntos rojos se señalan las chimeneas del nivel de producción, mientras que la zanja achurada identifica las chimeneas en nivel de hundimiento.



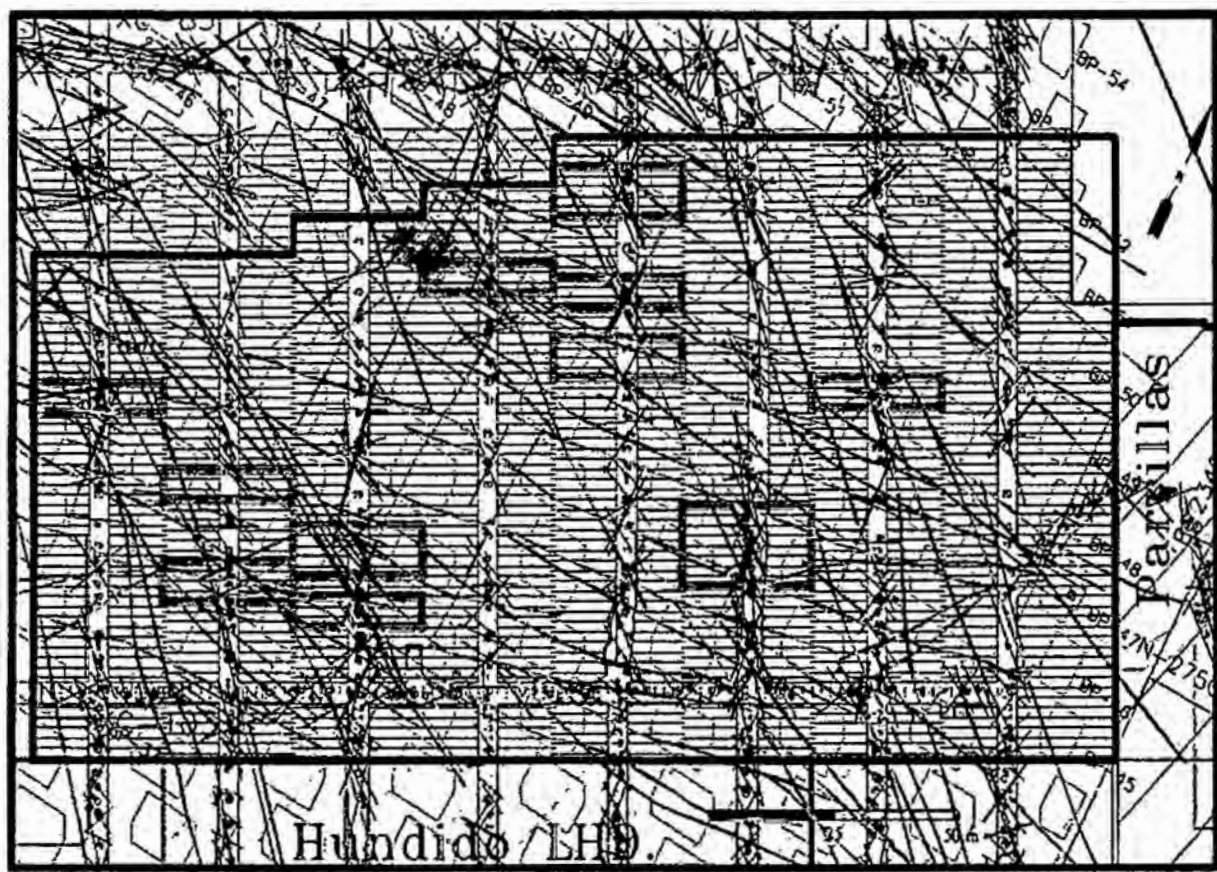
Fuente: Área de Planeamiento y Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

En base a los levantamientos geológicos realizados en el sector, se encuentran algunos tramos que es necesario tener en cuenta a medida que avance el hundimiento, debido a que presentan una mayor densidad estructural. Estos sectores se aprecian en Figura 4.10.

Adicionalmente en la Figura 4.11, se presentan las potenciales cuñas identificadas en el nivel de hundimiento.

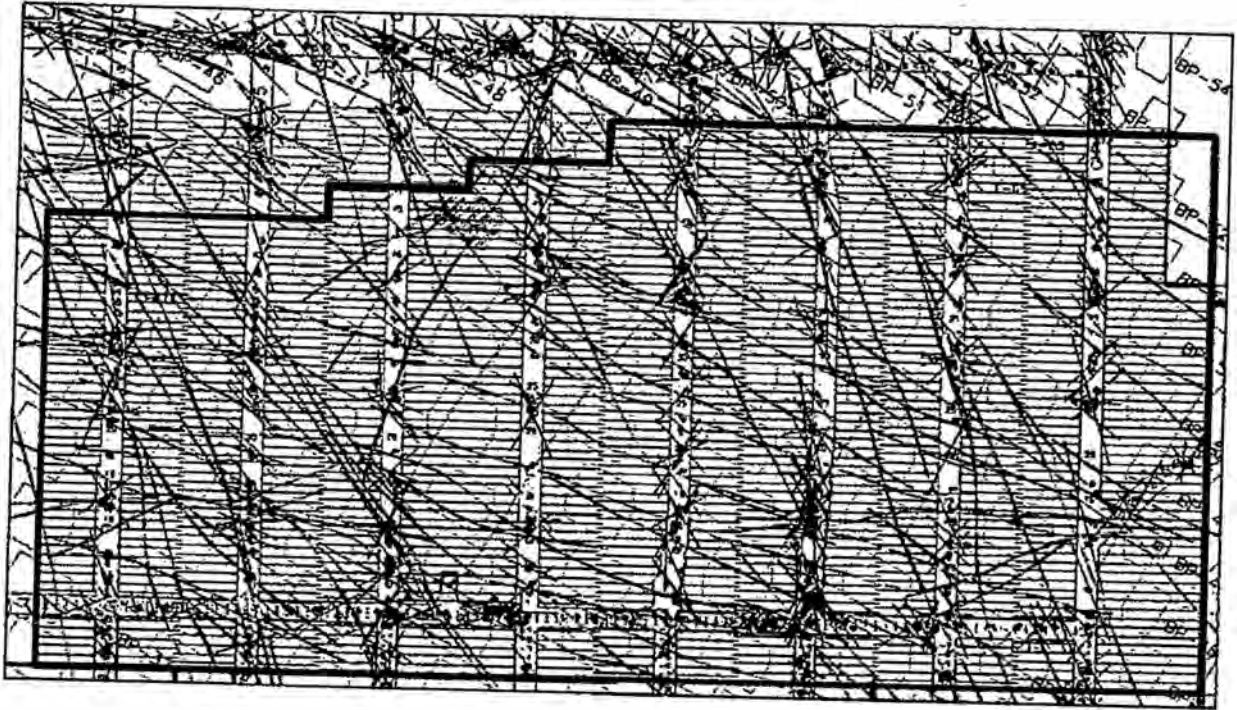
Otros sectores críticos que se pueden identificar en el área 11 LHD, están relacionados con la detención del hundimiento, una vez que termine el avance programado para el área. Los sectores de cuidado son los correspondientes al XC-85 y al GH-79, límite Norte y Oeste de la plaza en hundimiento para el año 2014.

Figura 4.10: Sectores con alta densidad estructural (nivel de hundimiento).



Fuente: Área de Planeamiento y Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

Figura 4.11: Plano de ubicación de sectores con potenciales cuñas y/o bloques.



Fuente: Área de Planeamiento y Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.



CAPÍTULO V. DISEÑO DE BLOQUES DE HUNDIMIENTO.

5.1. HUNDIMIENTO PROGRESIVO DE BLOQUES (BLOCK CAVING).

Este método de explotación normalmente se aplica para mineral secundario, altamente fracturado y de baja competencia. Tal como su nombre lo indica, en esta metodología se tiene un concepto de bloques como unidad de explotación, por lo que el área que se desea hundir es dividida en bloques de mineral.

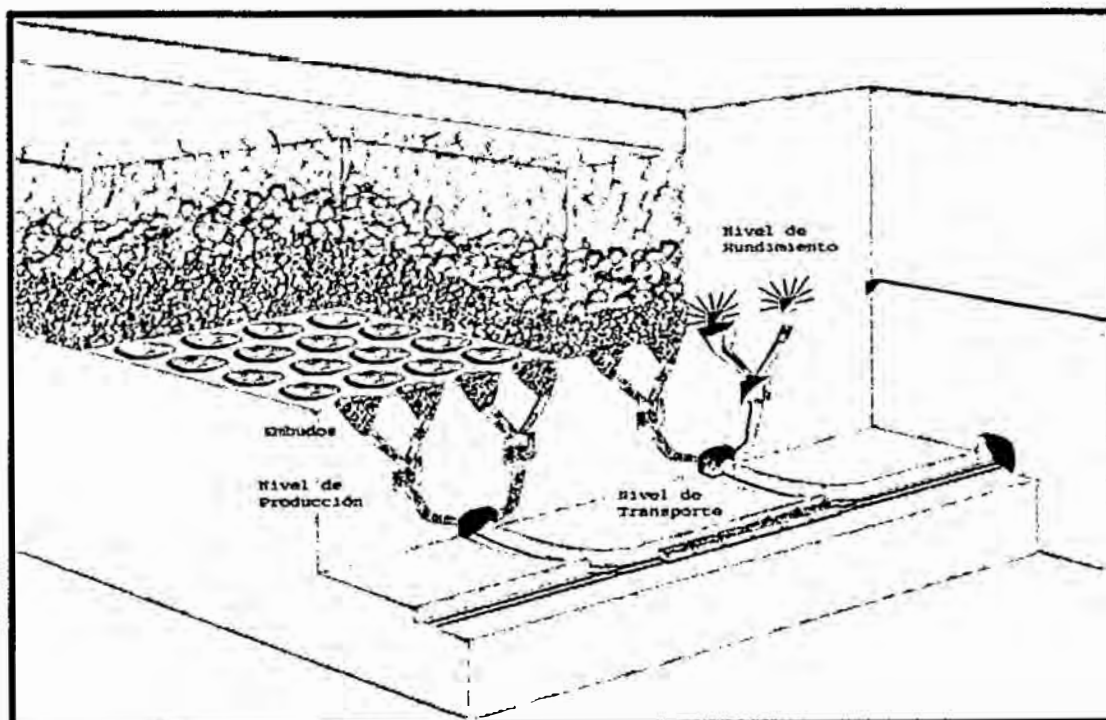
El sector del tercer panel que es explotado por Block Caving, es denominado como el sector Parrillas y corresponde a roca secundaria. Para una correcta explotación, este método necesita una variedad de niveles desarrollados, y para el caso del III Panel de la mina Pampadecobre son:

- ❖ **Nivel de Hundimiento (NH):** este se encuentra a la cota 3.614 m.s.n.m., y desde este nivel es de donde se excava la base del bloque de mineral que se desea extraer. Esta socavación se realiza a través de perforación y voladura mediante tiros en abanico. Este nivel cuenta con galerías de hundimiento (GH) que son paralelas entre sí, que poseen una sección de 4 x 3,6 metros, también en este nivel se encuentran otras labores llamadas cruzados que tienen la misma sección de las GH's.
- ❖ **Nivel de Producción (NP):** La malla de extracción utilizada tiene una dimensión de 9,0 x 9,0 m. Este nivel consta de galerías de producción (GP) de 3 x 3 metros de sección, estas galerías se disponen forma paralela entre sí, al igual que las galerías de hundimiento, pero estas se ubican bajo las galerías de hundimiento, específicamente 14 metros más abajo, entonces el Nivel de Producción se encuentra a una cota de 3.564 m.s.n.m. y espaciadas en la horizontal por 18 metros. Desde estas galerías se extrae el mineral fracturado por los puntos de extracción, este mineral fracturado llega desde el Nivel de Hundimiento a través de labores verticales denominados embudos.
- ❖ **Nivel de Transporte (NT):** en este nivel se aprecia un conjunto de galerías de carguío y transporte, y buzones de descarga. La sección de estas galerías es de 5,5 x 5 metros. Este conjunto de galerías se encuentra a una cota de 3.544 m.s.n.m. A este nivel es donde llega el mineral proveniente del Nivel de Producción y lo hace a través de labores llamadas Piques de Traspaso de mineral (OP) que son desarrolladas desde el Nivel de Transporte hacia el Nivel de Producción.

- ❖ **Subnivel de Ventilación (SNV):** este nivel consta de una serie de chimeneas de ventilación para la inyección y extracción de aire. Este Subnivel de Ventilación está a una altura de 3.564 m.s.n.m. Una vez desarrollados los niveles anteriormente nombrados, se sigue con el proceso de preparación del bloque de mineral, esto desde el Nivel de Hundimiento, y así dar inicio al Hundimiento o Caving, donde el mineral cae a los embudos colectores y es extraído hacia las parrillas o embudos que se encuentran en las galerías de producción. Pasando por las parrillas, el mineral se va al Nivel de Transporte mediante los OP's (ore pass). En el proceso de extracción se debe tener cuidado con llevar un tiraje controlado, además de llevar un programa de extracción bien planificado, de modo que el contacto estéril - mineral se mantenga lo más parejo posible, para no tener problemas de dilución.

En lo que respecta a la fortificación, en el Nivel de Hundimiento generalmente las galerías no tienen fortificación y en Algunos casos poseen algún sistema de soporte (perno – malla en el techo). En el Nivel de Producción y en el de transporte se aprecia perno – malla, y en ciertos casos la fortificación puede requerir el uso de shotcrete.

Figura 2.8: Isométrico del método de explotación Block Caving.



Fuente: Método de Explotación Subterránea.

5.2. HUNDIMIENTO PROGRESIVO DE PANELES (PANEL CAVING).

Este método de explotación nace como una variante del Block Caving. Esta variante llamada Hundimiento de Paneles o Panel Caving fue creada para mineral primario, que es una roca menos fracturada y más competente que la roca secundaria. Una diferencia entre estos dos métodos es que en el Hundimiento de Paneles se pierde la identidad de bloque que tiene el Hundimiento de Bloques, ya que en el Hundimiento de Paneles se avanza con la explotación a través de una línea de avance denominada frente de hundimiento.

El sector del tercer panel que es explotado por Panel Caving, es denominado como el sector LHD y corresponde a roca Primaria y roca Mixta.

Dentro del diseño de esta metodología de explotación se tienen los siguientes niveles desarrollados, estos aplicados al caso del III Panel de la mina Pampadecobre, que son:

- ❖ **Nivel de Hundimiento (NH):** Este nivel cuenta con galerías de hundimiento o de excavación que son paralelas entre sí y que se encuentran espaciadas a 26 metros. En este nivel también se desarrollan cruzados que conectan las galerías de hundimiento. Estas labores poseen una sección de 4 x 3,6 metros. La cota de este nivel es 3.500 m.s.n.m.
- ❖ **Nivel de Producción (NP):** La malla de extracción utilizada tiene una dimensión de 9,0 x 9,0 m. Este nivel está ubicado a 3.470 m.s.n.m. y acá se observan labores llamadas galerías de producción (GP) cuya sección es de 4 x 3,6 metros, estas al igual que las galerías de hundimiento son paralelas entre sí y están espaciadas 26 metros una de la otra. También existen galerías que se intersectan con las de producción en un ángulo de 60°, con un espaciamiento entre ellas de 13 ó 15 metros y que son paralelas unas de otras, estas se denominan galerías zanjas o brazos de producción y su sección es de 3,6 x 3,6 metros. En las galerías zanjas se encuentran los puntos de extracción de este método de explotación que son denominados zanjas o bateas.

- ❖ **Subnivel de Ventilación (SNV):** En este nivel se disponen galerías de inyección y extracción de aire, desde donde se desarrollan chimeneas hacia los distintos niveles. Todas estas galerías se encuentran a una cota de 3.450 m.s.n.m.
- ❖ **Nivel de Control Granulométrico (NCG):** Es un nivel ubicado más abajo del Subnivel de Ventilación, a la cota 3.430 m.s.n.m., en este NC existen cámaras de picado en donde es recepcionado el mineral proveniente del Nivel de Producción. En estas cámaras existen parrillas, en donde es controlada la granulometría y el mineral que cumpla con esta, pasa al nivel inferior a través de los piques de traspaso de mineral (OP), si una colpa no tuviese la granulometría requerida y quedase en la parrilla de control, sería reducida por un martillo picador posicionado en estas salas de control, hasta que pasase completamente por la parrilla.
- ❖ **Nivel de Transporte (NT):** es un conjunto de galerías de carguío y transporte, en estas galerías se encuentran los buzones de descarga, que son aquellas infraestructuras que alimentan los camiones. Las galerías de este nivel poseen una sección de 5,5 x 5 metros y se encuentran a una cota de 3.420 m.s.n.m.

La secuencia de explotación, después de haber realizado los desarrollos antes descritos, comienza con las voladura en el Nivel de Hundimiento, realizadas estas se comienza con el proceso del caving. El mineral fracturado cae en las zanjias anteriormente abiertas y se comienza a extraer el material por los puntos de extracción ubicados en el Nivel de Producción, la extracción se realiza con maquinaria de bajo perfil, esta maquinaria de carguío de bajo perfil se denomina LHD (Load Haul Dump), el mineral es cargado de estos puntos de extracción y llevados a puntos de vaciado ubicados en las calles de producción y desde acá se dirige al Nivel de Control Granulométrico para luego llegar al Nivel de Transporte.

Al igual que en el Hundimiento Progresivo de Bloques, el proceso de extracción se debe llevar con un tiraje controlado y bien planificado para así mantener el contacto estéril – mineral lo más parejo posible, evitando problemas de dilución que para este método generalmente está entre 10% y 20%.

En cuanto a la fortificación de este método de explotación usualmente el Nivel de Hundimiento tiene como sistema de soporte perno – malla metálica, para el Nivel de Producción, específicamente en las calles de producción, además de tener pernos y malla se incorporan cables y shotcrete. Para el caso de los puntos de extracción, la fortificación consiste en cables, marcos metálicos y concreto armado, con zunchos de confinamiento en

los pilares. En los niveles restantes generalmente usan como fortificación pernos, malla metálica y shotcrete.

Figura 2.9: Isométrico del método de explotación Panel Caving.

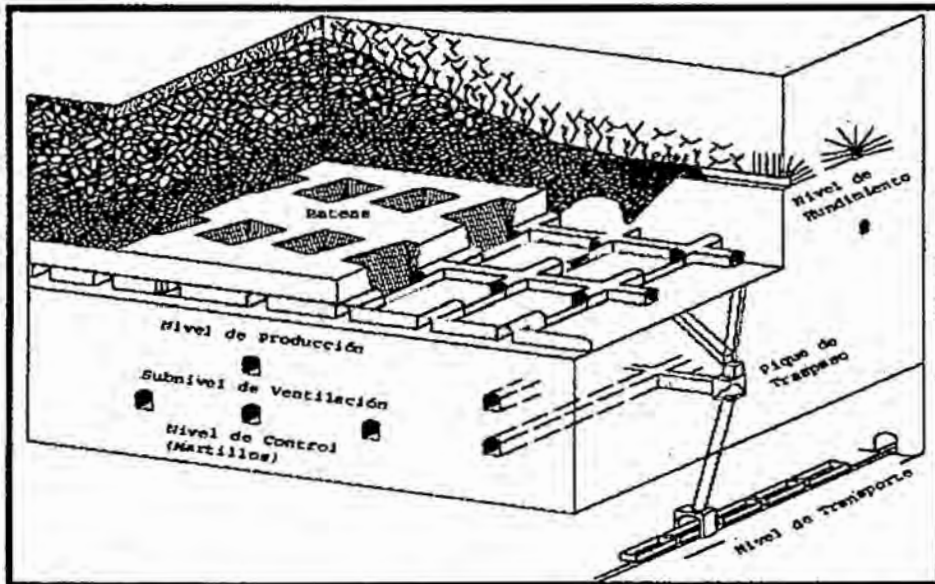
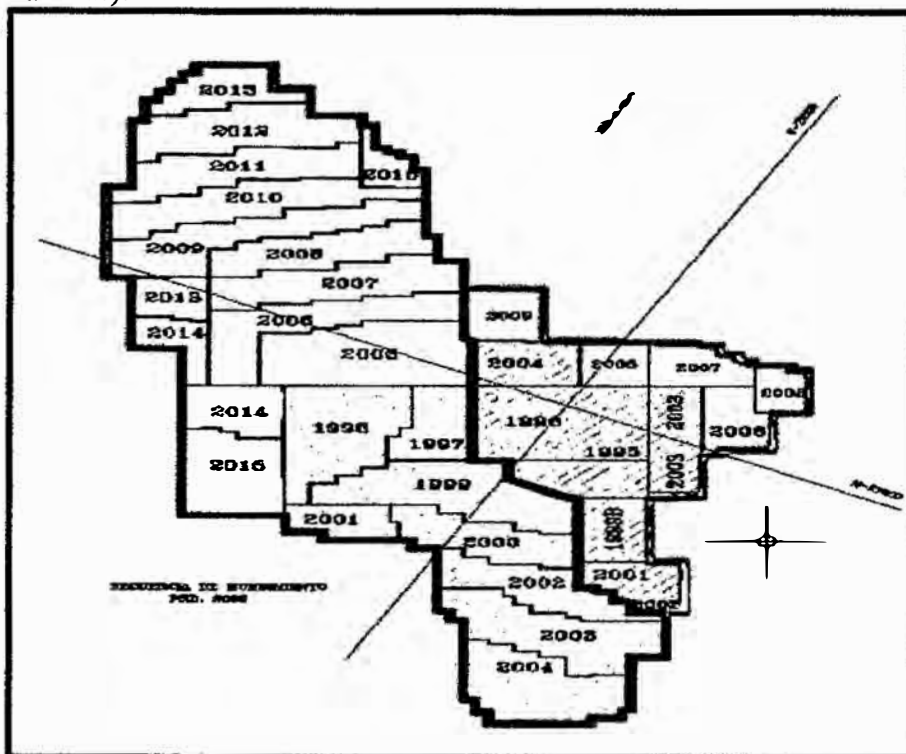


Figura 2.10: PND 2011, Layout del III panel. El contorno rojo demarca las áreas explotadas a través de Panel Caving (Sector LHD), mientras que el contorno verde demarca las áreas explotadas a través de Block Caving (Sector Parrillas).



Fuente: Área de Planeamiento y Geología de la Unidad Minera Pampadecobre.

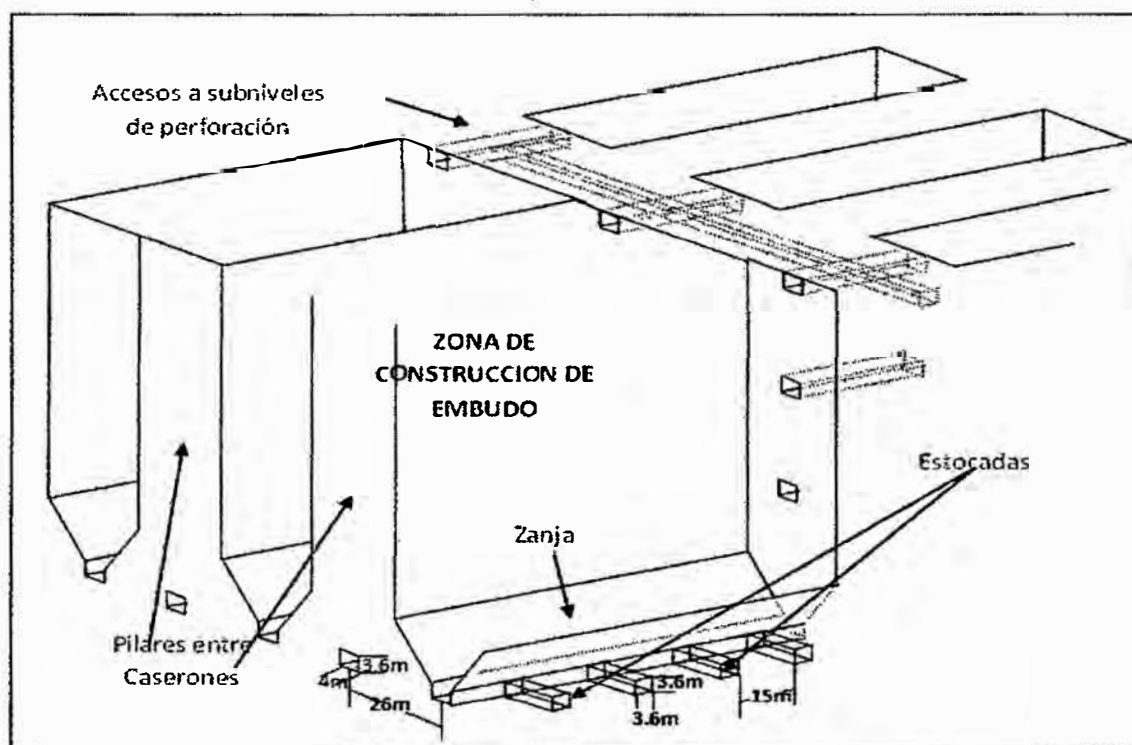
5.3. DISEÑO DE PREPARACIÓN DE BLOQUES DE EXPLOTACION.

5.3.1. PREPARACIÓN DE LA BASE DE UN EMBUDO O CASERONES.

Se denomina como base de un embudo o caserón a todas las excavaciones requeridas para la recepción, manejo y conducción del mineral extraído de una explotación. En la base del embudo se recibe el material volado (saca), el cual se lleva por medio de un sistema de transporte secundario. El transporte secundario corresponde a cualquier sistema de transporte que se utilice para trasladar el material extraído hacia el sistema de transporte principal, el que se encargará de trasladar el mineral hacia el chancador o el estéril al botadero.

Debemos preparar huecos en la roca que permitan recibir el material, por lo general se utiliza la gravedad para llevarlo desde el punto de arranque a los puntos de carguío (debemos aprovechar esta energía disponible). Existen métodos de explotación en que al hacer el agujero (galería) se utiliza este mismo para cargar el mineral y transportarlo (por ejemplo el block caving).

Figura 5: Esquema de preparación para una explotación

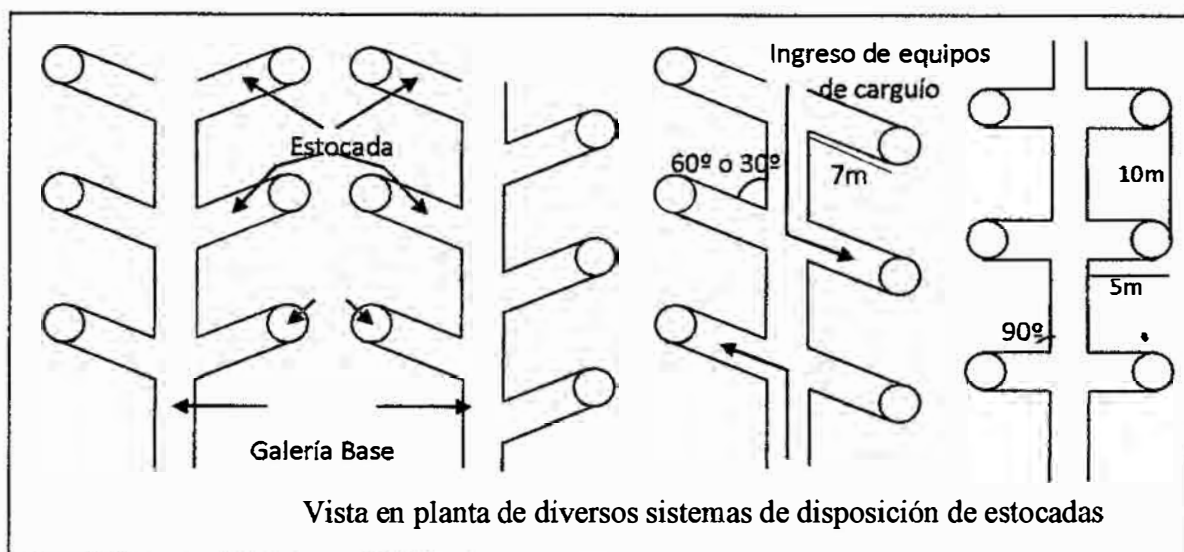


Fuente: Área de Diseño y Planeamiento de la Unidad Minera Pamapadecobre.

Básicamente el sistema de recepción del mineral consiste en un conjunto de excavaciones que agrupa galerías, estocadas, piques, puntos de recepción de material (como zanjas y embudos) y puntos de carguío, como un todo o algunos de ellos, combinados de modo que el material pueda ser extraído por el sistema de carguío ó acarreo.

Las estocadas pueden ser trazadas regularmente enfrentadas o alternadas unas con otras (las opuestas), horizontales o inclinadas y pueden formar ángulos de 90°, 60° o 30° con respecto a la galería base que las une (para permitir un mejor desempeño de los equipos).

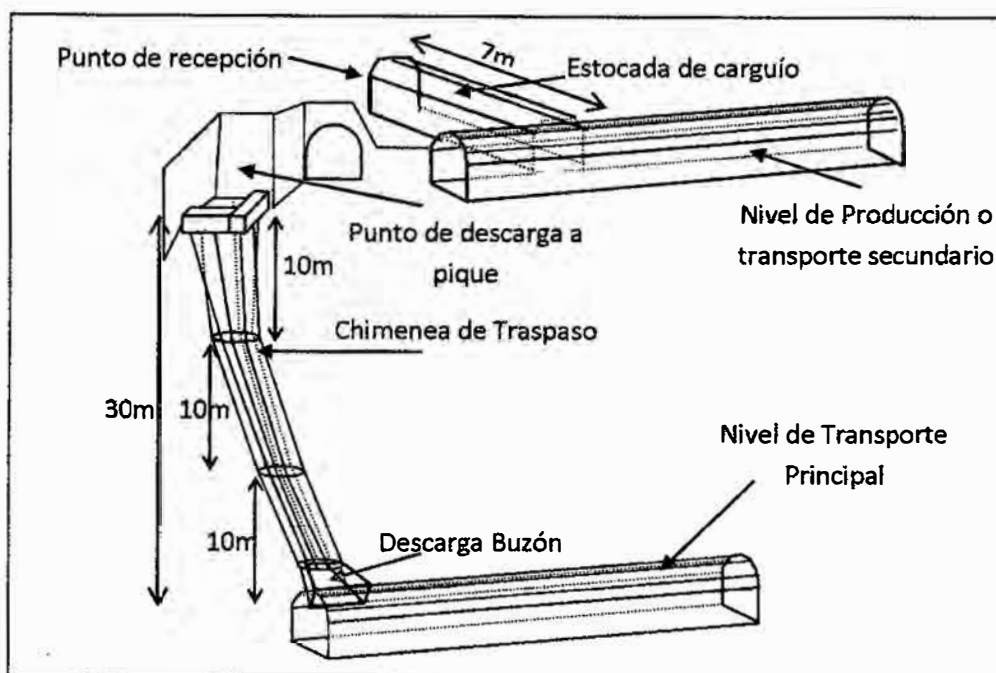
Figura 5.1: Vista en planta de diversos sistemas de disposición de estocadas



Fuente: Área de Diseño y Planeamiento de la Unidad Minera Pamapadecobre.

Los puntos de carguío de mineral se encuentran conectados a receptores de saca, los cuales deberían cubrir la totalidad del área de explotación. El conjunto en particular permite recibir, bajar y conducir el material hasta el punto de carguío.

Figura 5.1: Vista en planta de diversos sistemas de disposición de estocadas



Fuente: Área de Diseño y Planeamiento de la Unidad Minera Pamapadecobre.

Los piques de traspaso son excavaciones verticales o sub verticales, que aprovechando la gravedad permiten al material llegar al sistema de transporte principal o hacia un punto intermedio (por ejemplo a un nivel de parrillas para control de granulometría, a una intersección de piques de traspaso o a un silo o tolva de almacenamiento de mineral). El punto que conecta esta excavación con el nivel de transporte principal requiere un sistema de control de flujo, por ejemplo un buzón (ver buzones), para que el material no bloquee dicho nivel.

5.3.2. DISEÑO DE EMBUDOS PARA LA PREPARACION DEL BLOCK CAVING.

Los embudos son excavaciones que permiten recibir y conducir por gravedad el material volado en el caserón hacia el punto de carguío. Debido a su geometría es que recibe su nombre.

Figura 5.2: Vista de perfil del sistema de embudos

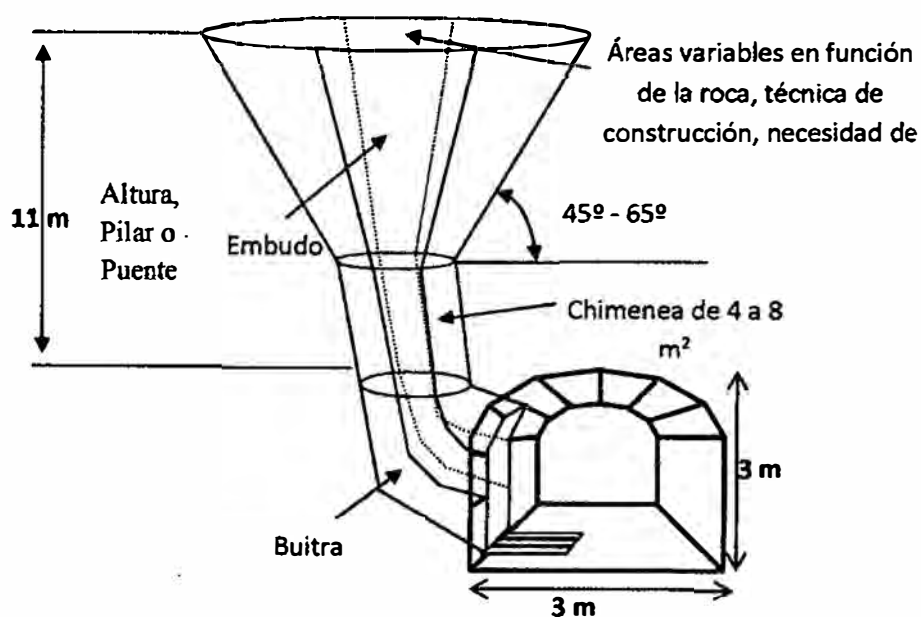
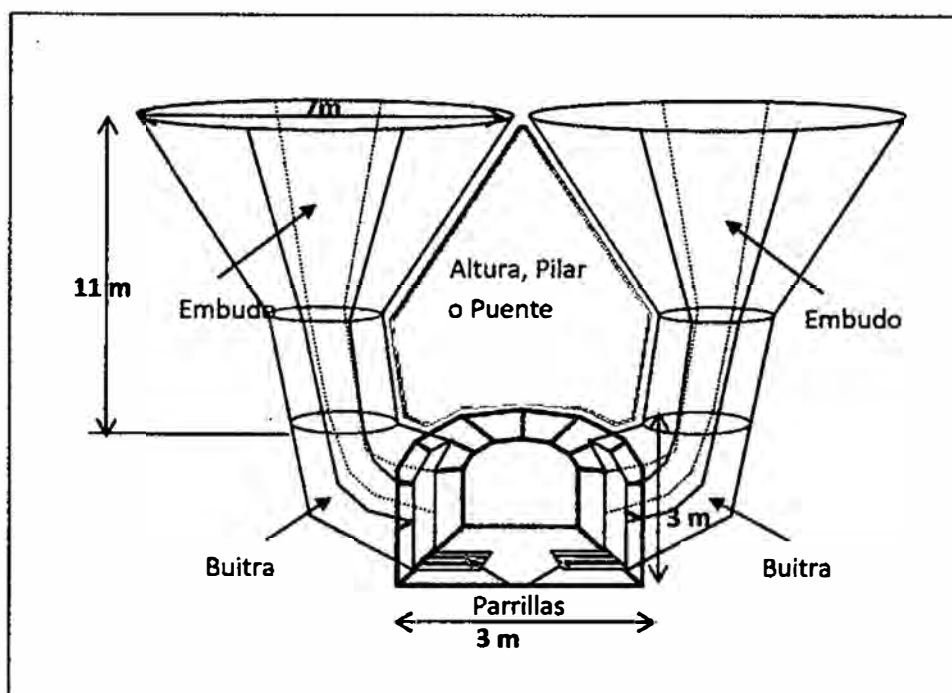


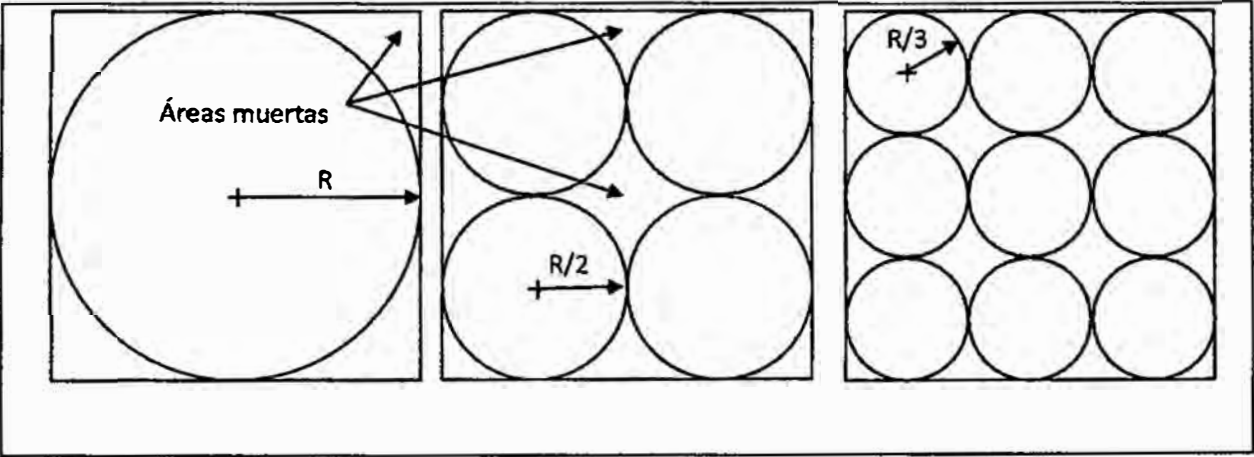
Figura 5.3: vista de perfil del sistema de embudos con el pilar de sostenimiento.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

Mientras mayores sean las dimensiones del pilar, la galería base es más segura. Para diámetros de la boca del embudo de 7,5 metros, se recomiendan alturas de pilar de 9 a 11 metros, en cambio para diámetros de 15 metros se recomiendan pilares de 17 a 19 metros. En el caso de embudos grandes, si se construye el sistema de embudos en estéril, se suma el problema de excavar y extraer mayores cantidades de estéril. Uno de los problemas al utilizar embudos es que se generan áreas muertas donde el material sólo se deposita y no escurre.

Figura 5.4: Vista De Planta y Radio Del Sistema De Embudos

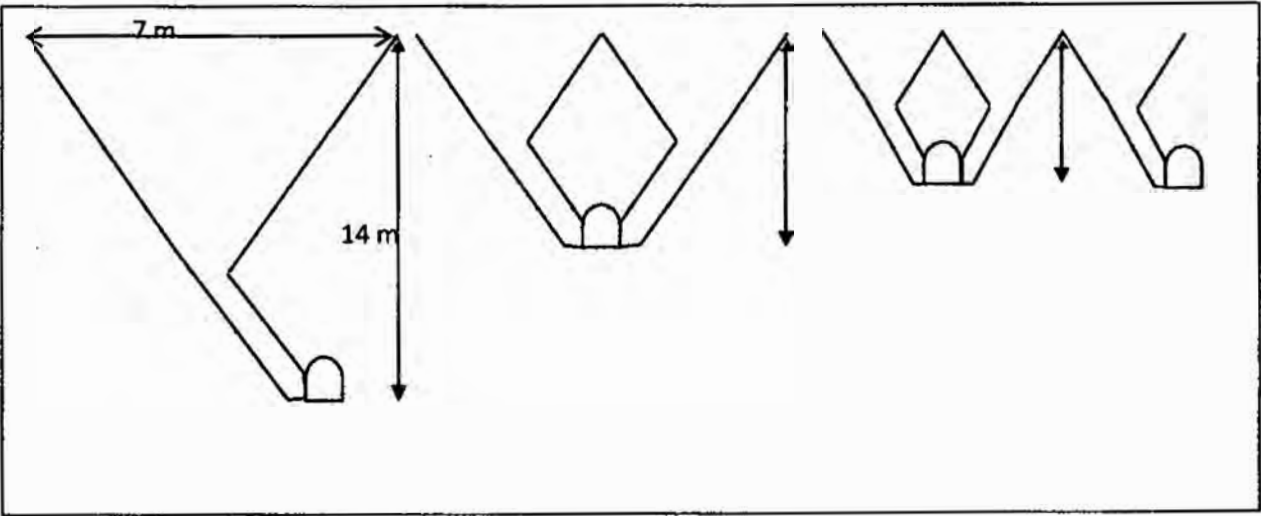


Área embudo = $\pi \times r^2$

Área del bloque = $4 \times r^2$

Aprovechamiento = $100 \times \pi \times r^2 / 4, r^2 = 78,5 \%$

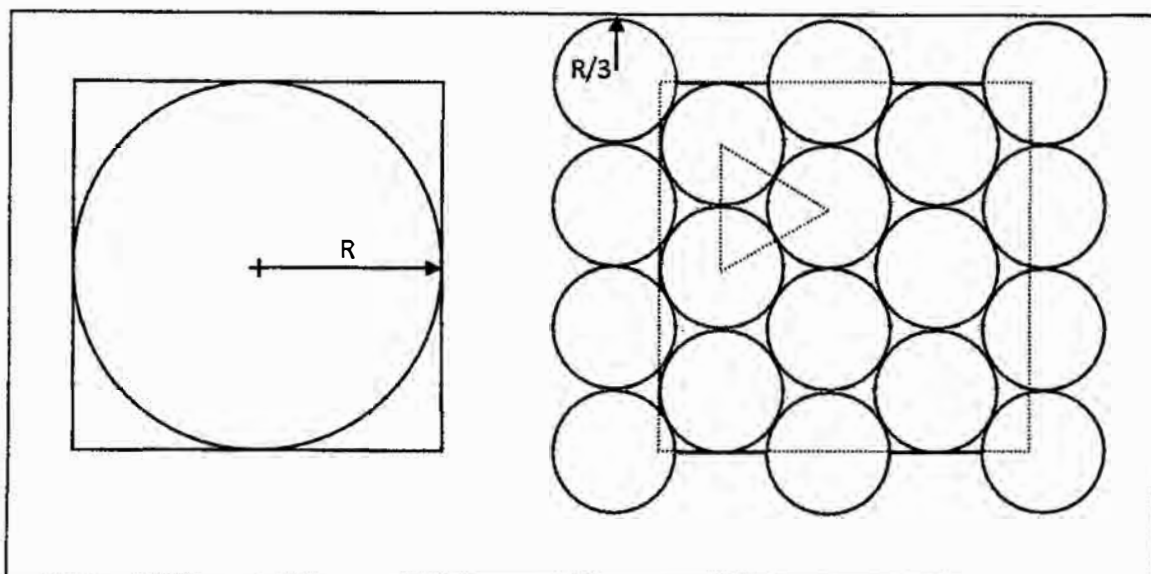
Área muerta = $r^2 \times (4 - \pi) = 0,86 \times r^2$



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

Una solución para aprovechar de mejor manera el área disponible puede ser la siguiente:

Figura 5.5: Vista De Planta y Radio Del Sistema De Embudos con espacios aprovechados.



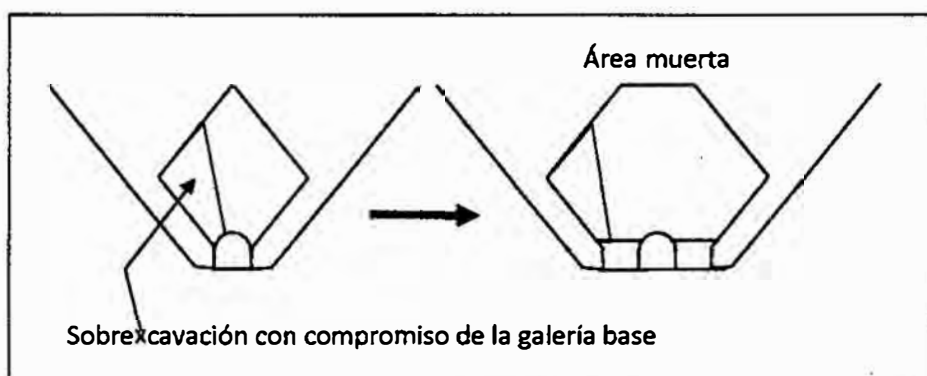
Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

El área no utilizada se obtiene del siguiente cálculo: el espacio generado entre tres círculos tiene un área aproximada de $0,0179 r^2$, por lo que el área muerta equivaldría a 19 veces este valor (en el caso de la figura = $0,34 r^2$). Si comparamos este valor con el caso inicial se tiene que el área muerta es menor ($0,34 r^2 < 0,86 r^2$).

Evolución de embudos a zanjas.

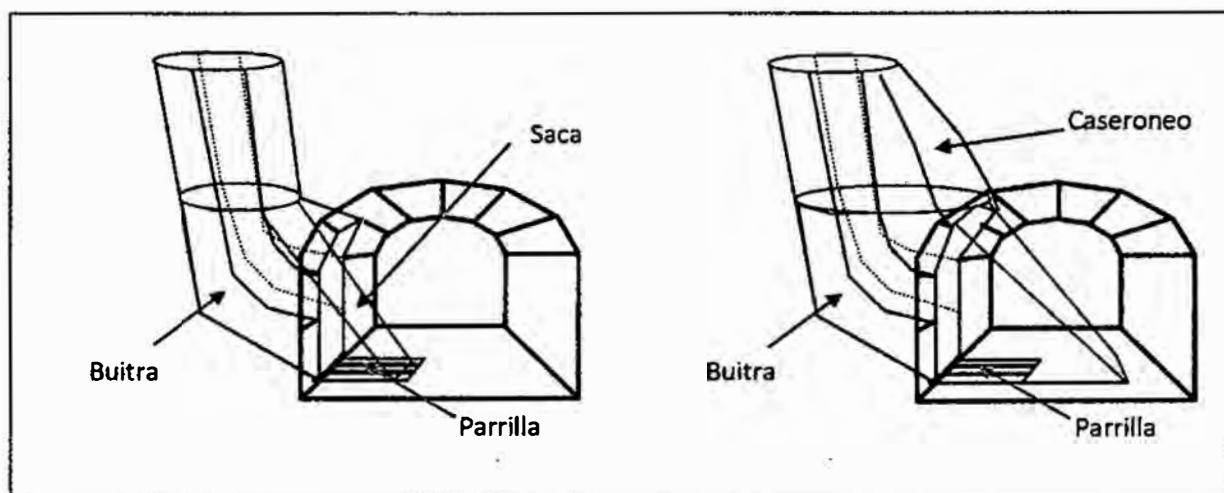
En el caso de los embudos estos se encuentran contruidos directamente sobre una galería, lo cual genera problemas de estabilidad, debido a que la chimenea que conecta el embudo y la galería puede sufrir excavaciones por el paso permanente de material. El desgaste progresivo de un sector recibe el nombre de caseroneo. Una solución a este problema plantea la posibilidad de separar los embudos en su parte superior de modo de aumentar el volumen del pilar. A su vez esto genera un aumento de las zonas muertas, lo cual tampoco es conveniente.

Figura 5.6: Vista De Planta De Pilares Sobreexcavación De La Galería Base



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

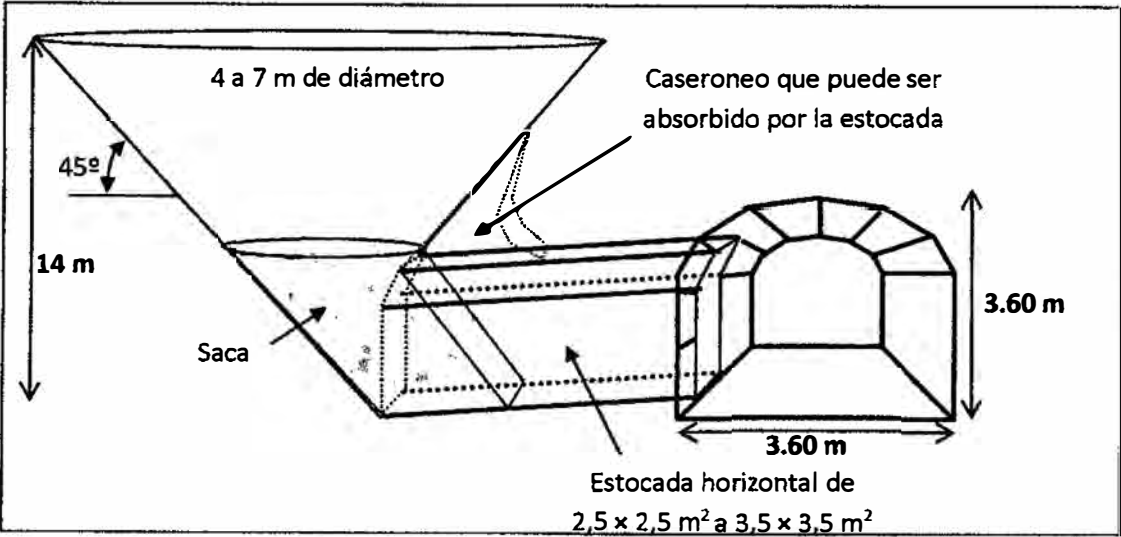
El material depositado desde la chimenea en la galería genera un talud que no debe cubrir más del 30% de la sección de la galería. Este material puede ser depositado sobre una parrilla (en la misma galería), donde personal del sector deberá controlar que el flujo continúe bajando por el pique. El desgaste de la excavación provocará que el material vaya cubriendo más área de la galería base, llegando a inutilizarla y disminuyendo el pilar.



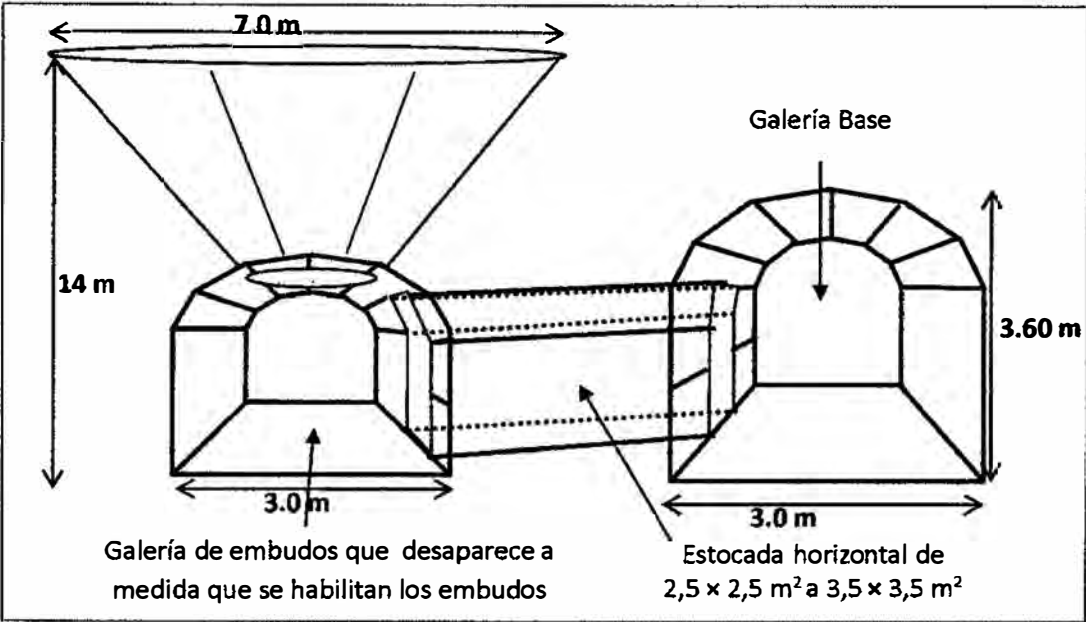
Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

Es así como se diseñan nuevos tipos de embudos, que buscan evitar este tipo de situaciones y hacer más larga la vida útil de las galerías base y más seguras, junto con la utilización de otros equipos para el carguío del material. Esta evolución lleva al diseño y construcción de las zanjás.

Figura 5.7: vista de perfil de caseron para el carguío en galería base

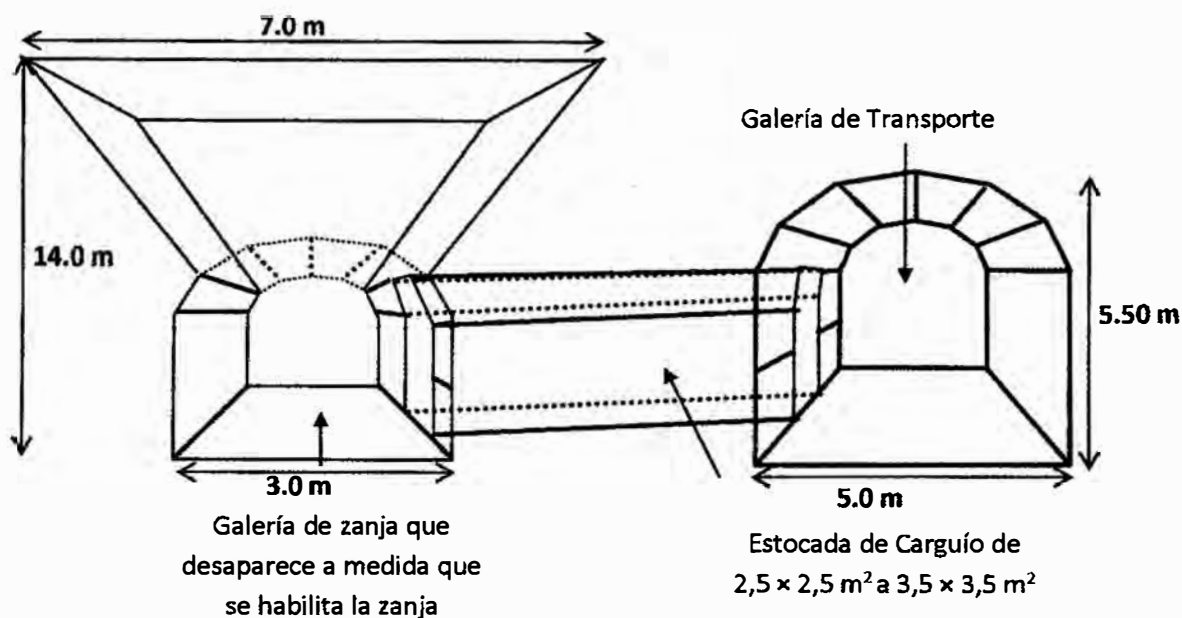


Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

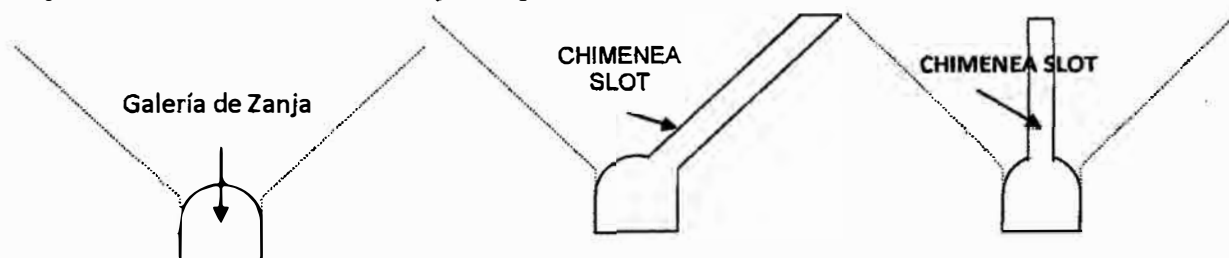
Figura 5.8: Vista de perfil de la galería de transporte y caseron



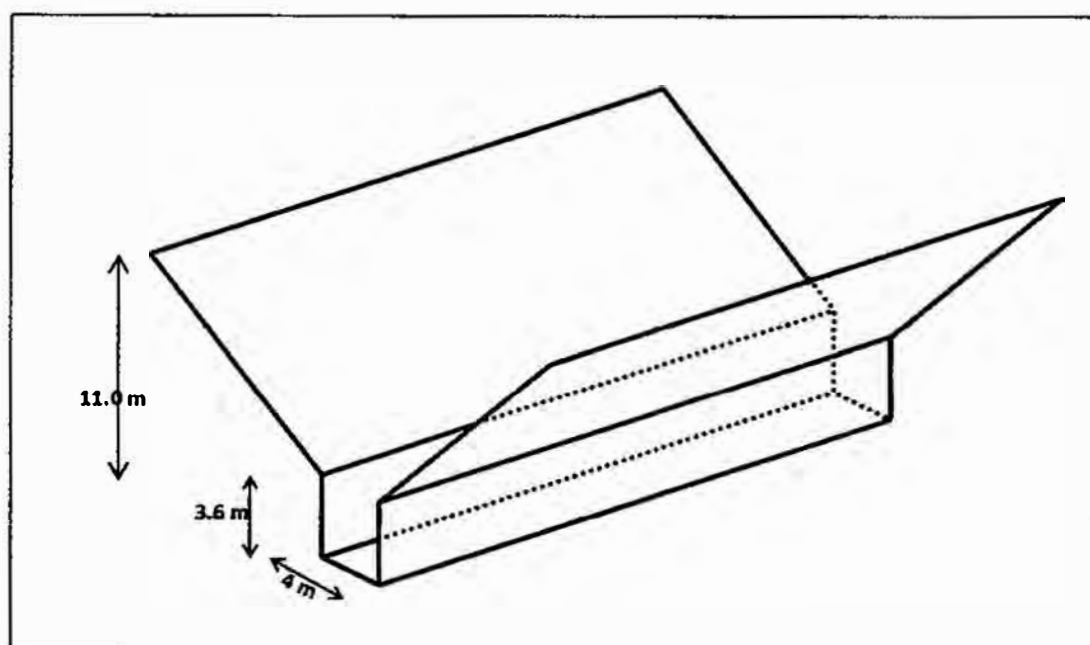
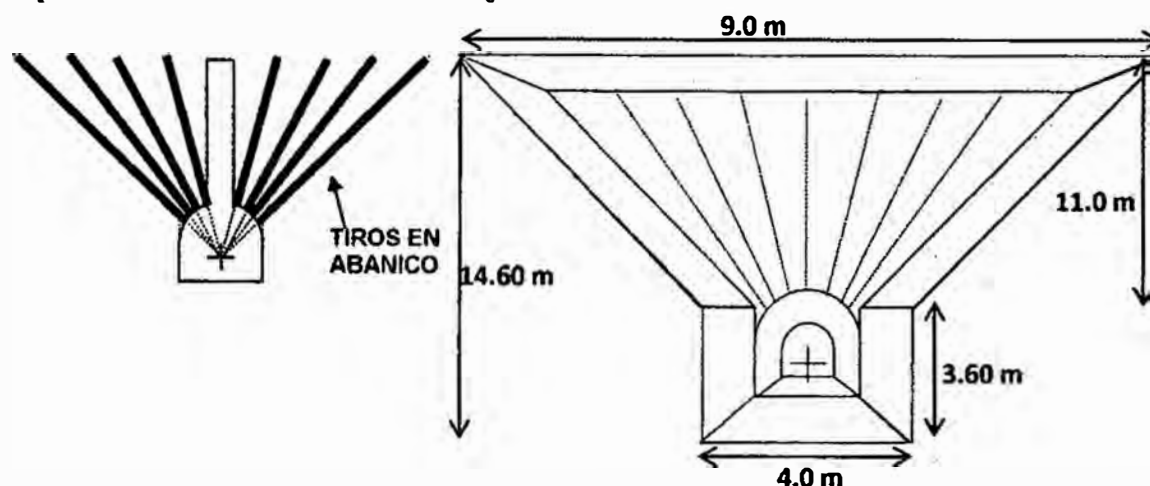
Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

La zanja es una canaleta en forma de trapecio, cuyos lados tienen una inclinación de 45° , la cual puede variar según las condiciones de diseño y del material a manejar. La zanja se construye a lo largo de todo el caserón, lo que le da una apariencia de batea o fondo de barco.

Figura 5.9. construcción de la zanja receptora de mineral.



Esquema de construcción de una zanja



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

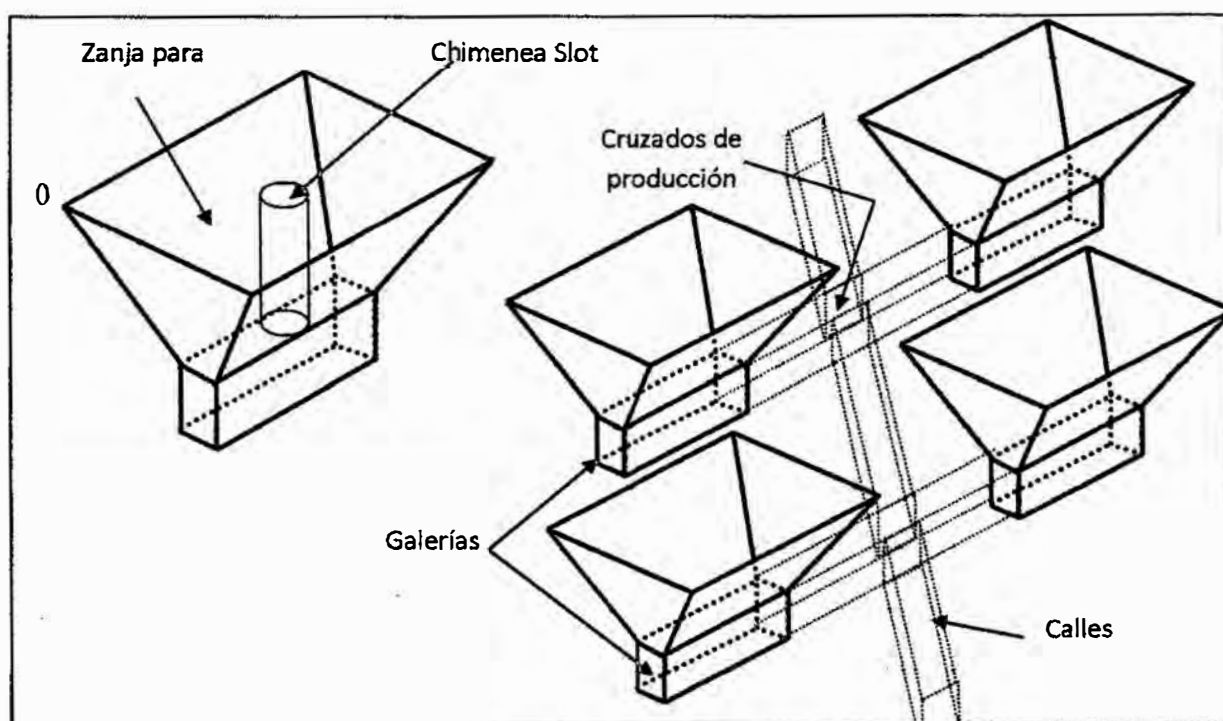
En las ilustraciones anteriores se puede apreciar la secuencia en la construcción de una zanja receptora de mineral.

El primer paso es la construcción de una galería a partir de la cual se construirá la zanja (galería de zanja). Posteriormente se construirá una cara libre para iniciar la tronadura de la primera lonja, lo cual se logra construyendo una chimenea slot, la que podrá estar a un costado (en la cara de la zanja) o en el medio. Esta chimenea puede ser construida hasta la parte superior del bloque a explotar, ya que de este modo le deja habilitada una cara libre para la explotación del bloque de mineral.

Desde la galería de zanja se realiza una perforación en abanico con diámetros de 2 a 3 pulgadas (3,5 si es taladros de producción), para darle la forma a la excavación, con una separación en el fondo no mayor a los 3 metros, una longitud no mayor a los 30 metros y un ángulo de separación entre tiros de 5°. Se truena la primera tajada hacia la cara libre antes construida (chimenea slot). Las posteriores tajadas no requieren chimenea slot, debido a que al tronar la primera tajada queda habilitada una cara libre para la segunda tajada (lo cual sucede sucesivamente para las otras tajadas). La separación entre tajadas están dadas por el burden suficiente para garantizar la calidad y efectividad de la tronadura (1,4 a 2,2 metros)

Existen otras excavaciones tipo zanja o embudo modificado, las cuales se utilizan en block caving, generando una malla de estas zanjas receptoras de mineral. El esquema ilustrativo siguiente muestra dichas excavaciones

Figura. 6. Vista de chimeneas de acreeo de mineral para el transporte.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

En este caso la metodología de construcción es similar, sólo debemos tomar en cuenta que la zanja es más corta (embudo modificado), la voladura se hace hacia el centro de la zanja y todos los bordes son inclinados.

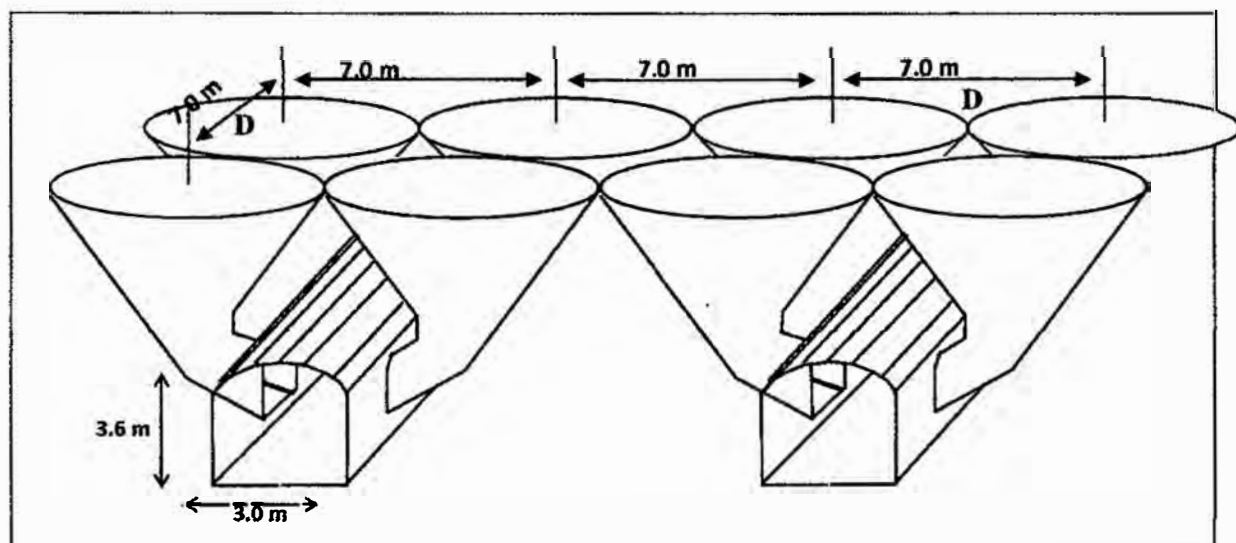
5.3.3. PREPARACIÓN DE LA BASE DE UN CASERÓN EN UN BLOCK CAVING.

El problema es el mismo que en el caso anterior, pero las soluciones son diferentes. En la base de un block caving, se puede extraer el material del bloque en forma continua y regular, para lo cual se debe adoptar una configuración definida en el diseño de toda la base del caserón.

En este caso se utiliza el concepto de malla de tiraje o de extracción, la cual se define como la disposición geométrica de los puntos en donde se extrae el mineral en un block caving (en el nivel base o de producción).

La disposición típica de dichos puntos era tal que se podían tener galerías y sistemas receptores de material (embudos) distribuidos uniformemente (distancias iguales entre puntos), ya que el flujo era controlado por el personal dentro de las mismas galerías. Con esto se lograba un recubrimiento regular y homogéneo del área explotada.

Figura. 6.1. Vista de embudos distribuidos uniformemente.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

La mecanización de las operaciones introdujo un problema al sistema, ya que al introducir equipos a las labores era necesario definir dimensiones apropiadas para el buen desempeño de ellos, lo cual no resultaba compatible con la distribución uniforme de los puntos de recepción del material y el cumplimiento de las condiciones óptimas de la malla de tiraje, complicando el diseño global de la base del caserón.



CAPÍTULO VI:

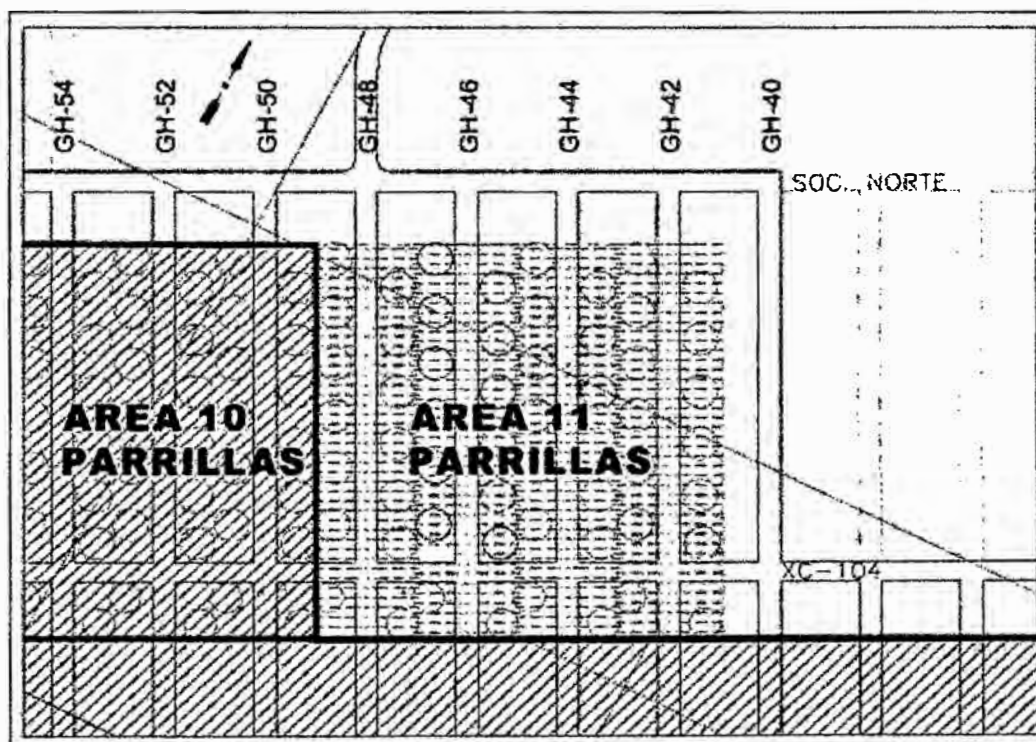
DISEÑO ACTUAL DEL METODO DE EXPLOTACION POR HUNDIMIENTO EN EL AREA 11.

6.1. SECTOR NORTE PARRILLAS – AREA 11.

El Área 11 Parrillas está limitada por sectores ya hundidos. Por el sur está limitada por un sector que se encuentra detenido desde 2005 y que estuvo durante dos años en producción; mientras que por el oeste limita con el Área 10 Parrillas, correspondiente al sector productivo del año 2011.

En la Figura 7.1 se muestra el sector comprendido como Área 11 Parrillas, indicándose el límite con los sectores hundidos mencionados anteriormente.

Figura 7.1: Polígono de Hundimiento Área 11 Parrillas – Nivel 16½ Hundimiento.



Fuente: Área de Planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

6.1.1. DISEÑO GALERIAS DE HUNDIMIENTO (GH) Y NIVELES DE HUNDIMIENTO O CRUCEROS (XC).

La función de la galería de hundimiento es permitir el acceso para realizar la socavación del panel y la conexión a zanjas mediante perforación y tronadura.

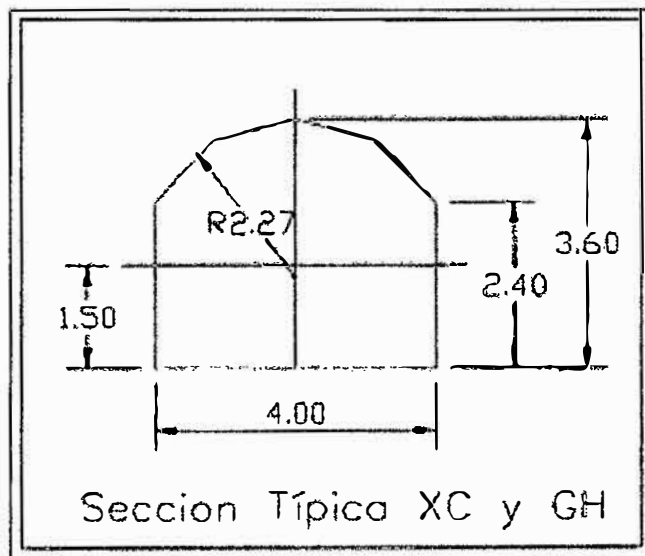
La función de los cruzados de hundimientos, es permitir la comunicación entre las galerías de hundimiento. Estos pueden ser perforados y tronados de distinta forma que las galerías de hundimiento.

De acuerdo a la Figura 7.2, la forma de la excavación es con “Spring Line” (acodamiento), con una sección de 4 m x 3.6 m.

La distancia de separación entre ejes de los GH es de 18 m. Mientras que para los XC es de 76 m.

Los socavones de acceso tienen el mismo diseño que los GH y XC.

Figura 7.2: Sección típica de GH y XC de hundimiento.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

6.1.2. DISEÑO DE VOLADURA DE BLOCKS.

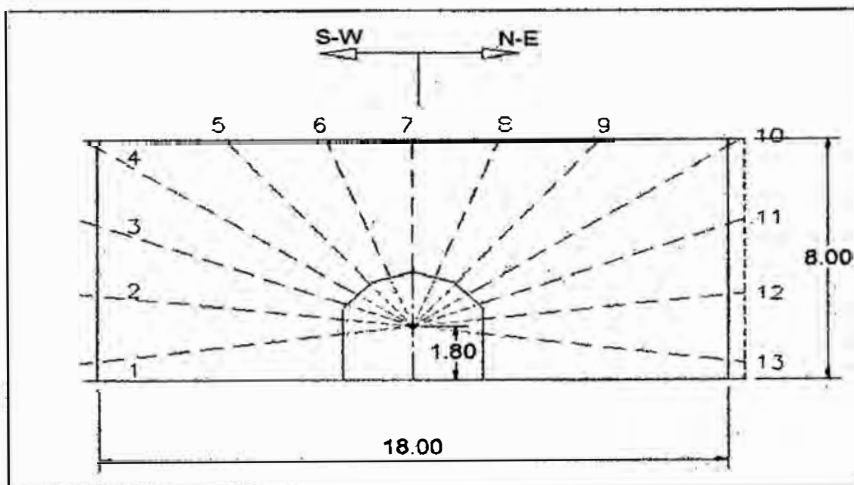
La función de la voladura de blocks o hundimiento es generar el corte basal del panel, para iniciar hundimiento y posterior propagación del caving.

Los parámetros de Diseño, considerados para el Hundimiento del Área 11 Parrillas, corresponden a:

- **Altura de bolcks:** 8m para los GH-42 al GH-48
- **Ancho de blocks:** 18m desde el GH-42 al GH-48
- **Espaciamiento entre paradas o bloque:** 1.9m
- **Número de perforaciones por parada de Hundimiento:** Diagrama de perforación que consta de 13 perforaciones con un total de 92,4 m perforados por parada, para los GH-42 al GH-48.

En la Figura 7.3 se aprecian los parámetros antes mencionados, para una parada de hundimiento típica del Área 11 Parrillas.

Figura 7.3: Diseño de parada de hundimiento típica – Área 11 Parrillas 16 ½ Hundimiento.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

En la Figura 7.4, se muestra una sección transversal del Nivel de Hundimiento que abarca desde el GH-63 al GH-77 y en Figura 7.5 se aprecia una sección longitudinal a través del GH-63 y GH-71. En ambas figuras, se puede apreciar que la altura de block es la misma para toda el área.

Figura 7.4: Sección transversal esquemática de GHs – Nivel de Hundimiento Área 11 Parrillas

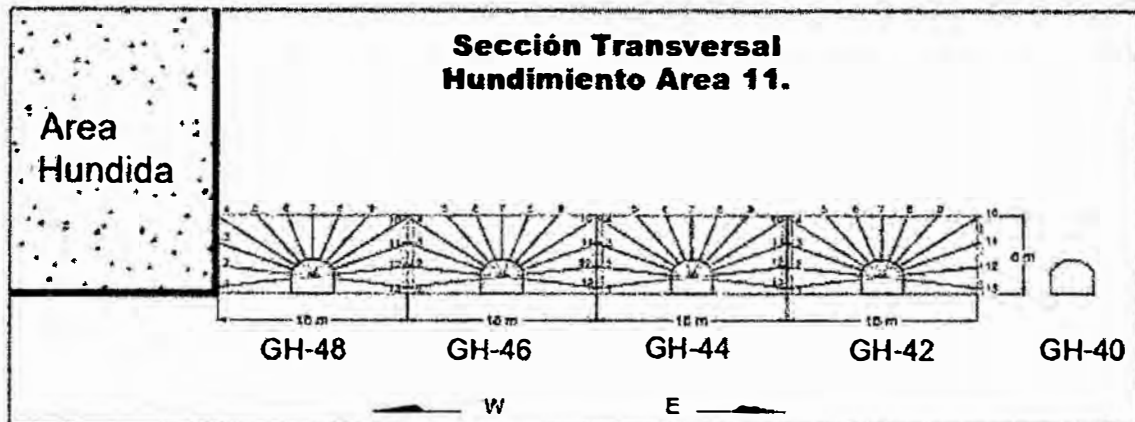
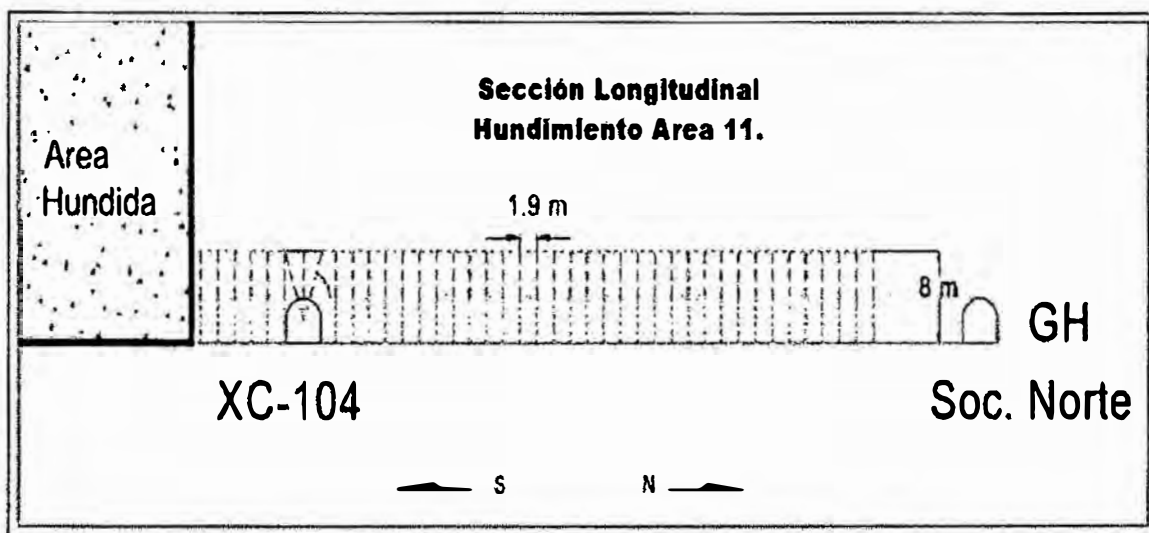


Figura 7.5: Sección longitudinal esquemática de GH – Nivel de Hundimiento Área 11 Parrillas.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

- Fases : 1 Fase con cara libre.
- Carga de fondo : APD Up-Hole 150 gr. ó Easy Blaster
- Carga de columna : Anfo AL-4.
- Accesorios : Detonador Electrónico Ikon 20 ms. ó
Retardo Pirotécnico serie especial LP.
- Taco : Arena (1m.).
- Consumo explosivo por parada : 215,64 kg. Eq. Anfo.
- Factor de carga lineal : 2,272 kg./m Eq. Anfo.
- Consumo de explosivo por m³ : 0,79 kg./m³. Eq. Anfo.

Las características de la voladura de blocks o hundimiento corresponden a:

- ❖ Hallamos el factor de carga lineal por metro

$$Fcl = \theta^2 tal * p_{explo} * 0.507$$

Donde:

$$\theta^2 tal = 2 \text{ pulg}$$

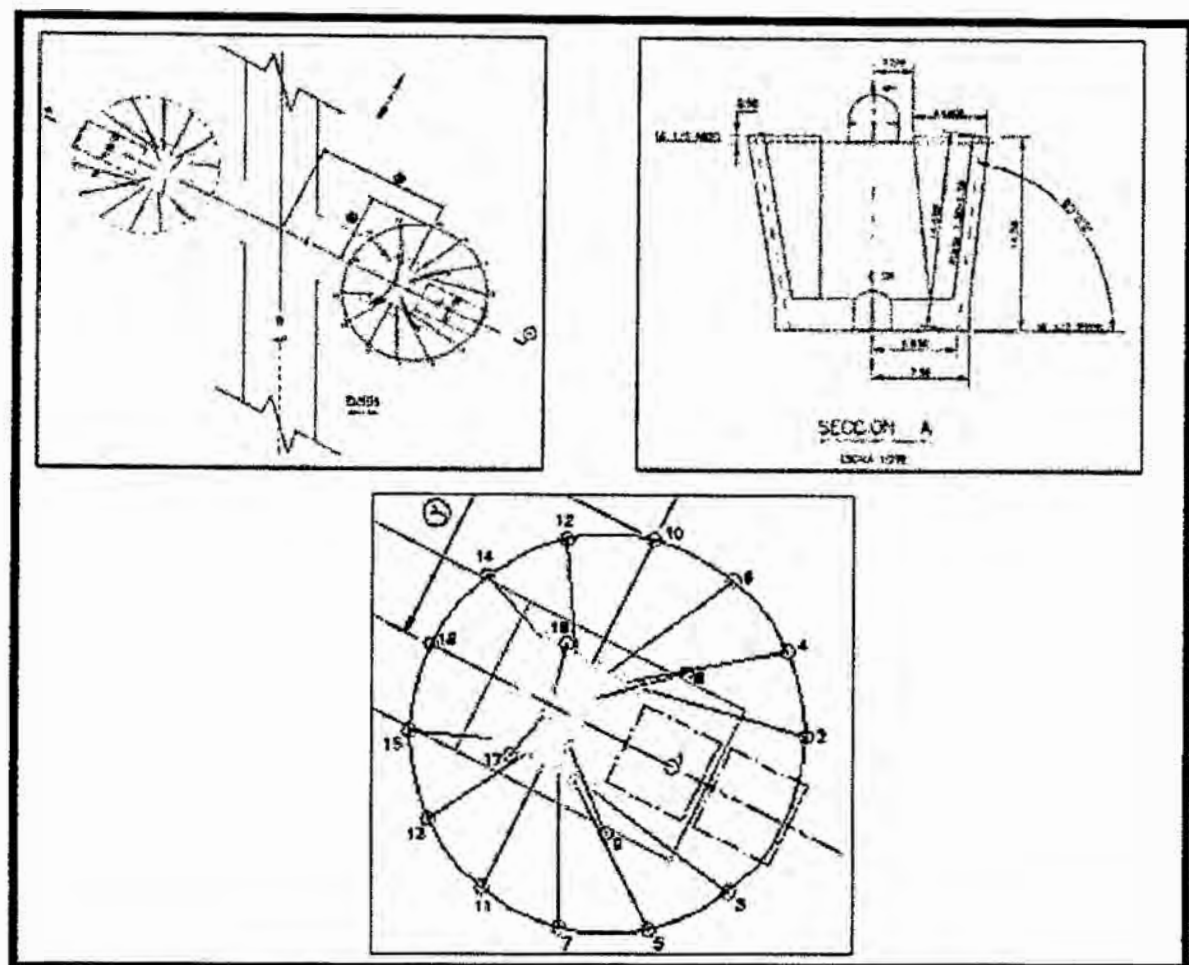
$$P. \text{explo} = 1.12 \text{ Kg/m}^3$$

$$Fcl = 2.27 \text{ Kg/m}$$

6.1.3. DISEÑO DE VOLDURA DE APERTURA DE EMBUDOS

El embudo permite el paso del mineral fragmentado desde el nivel de hundimiento hasta el nivel de producción, en donde pasa directamente a chimeneas de traspaso, para así dirigirse a los buzones. Los embudos son eficientes cuando el mineral tiene buena fragmentación, como es el caso de la roca secundaria.

Figura 7.6: Diseño de Embudo para roca secundaria – Área 11 Parrillas



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

El diseño de perforación para roca secundaria considera 18 tiros en total y 218,8 m perforados por embudo, con 2.5 pulgadas de diámetro. El alcance del diagrama de perforación es de 14,5 m sobrepasando el piso del nivel de hundimiento.

El volumen teórico removido por embudo es de 209 m^3 .

La cara libre viene dada por una chimenea piloto inclinada de 1.3 m x 1.3 m, con una altura de 14.5 m y una inclinación de 83° (medidos desde la horizontal).

La geometría del embudo en planta, corresponde a un círculo de 8 m de diámetro, en cota nivel de hundimiento, como se ilustra en Figura 7.6 anterior.

Las características de la voladura de Embudo corresponden a:

- Fases chispeo Embudo : 1 fase con cara libre.
- Carga de fondo : 1 APD Up-Hole 150 gr.
- Carga de columna : Anfo.
- Accesorios : Detonador Electrónico Ikon 20 ms. ó Retardos pirotécnicos serie especial LP.
- Taco : Arena
- Consumo explosivo por Embudo : 495,76 kg. Eq. Anfo.
- Factor de carga lineal : 2,27 kg./m. Eq. Anfo.
- Consumo explosivo por m³ : 2,37 kg./m³. Eq. Anfo.

❖ Hallamos el factor de carga lineal por metro

$$Fcl = \theta^2 tal * pexplo * 0.507$$

Factor de potencia: 2.37 Kg/ m³

Dónde:

θ tal = 2 pulg

$P.explo$ = 1.12 Kg/m³

$$Fcl = 2^2 * 1.12 * 0.507$$

Fcl= 2.27 Kg/m

Longitud de metros perforados = 218.40 ml.

Longitud perforado = 10.80 a 10.90 ml

Número de taladros = 20tal.

Entonces:

Total de explosivos por embudo.

Anfo= 218.40m*2.27Kg/m, entonces

Anfo= 495.77 Kg

Nota: La longitud de carga va depender mucho del factor de carga, en este caso si la carga es de 2.50 Kg/m entonces para la carga de fondo será 15 a 20 cm de la longitud del taladro.

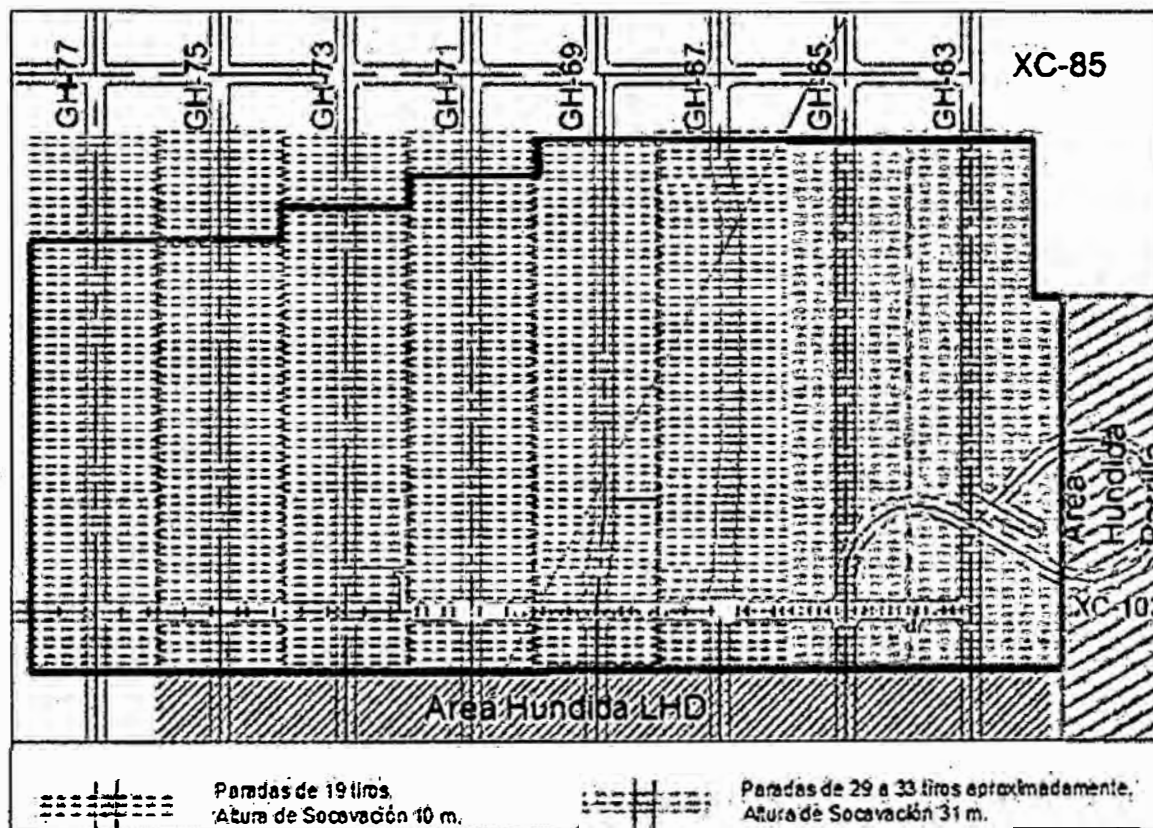
Las características de la voladura de la chimenea piloto corresponden a:

- Método constructivo : Manual.
- Fases chispeo chimenea : 6 ó 7 fase con cara libre.
- Carga de fondo : El explosivo utilizado corresponde a
- Carga de columna : Anfo.
- Accesorios : Retardos pirotécnicos serie LP.
- Taco : Arena

6.2. SECTOR NORTE LHD - AREA 11.

El Área 11 LHD está limitada por sectores ya hundidos. Por el sur el Área 3 y 4 LHD, mientras que por el este el Área 10 Parrillas. En la Figura 7.8 se muestra el sector comprendido como Área 11 LHD, indicándose el límite con los sectores hundidos mencionados anteriormente.

Figura 7.8: Área 11 LHD, Nivel 16 Hundimiento.



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

6.2.1. DISEÑO GALERIAS DE HUNDIMIENTO (GH) Y CRUZADOS (XC).

De acuerdo a la Figura 7.2, la forma de la excavación es con “Spring Line” (acodamiento), con una sección de 4 m x 3.6 m.

Las dimensiones mencionadas de acuerdo a la figura 7.2 son de acuerdo a planeamiento y operación mina, que tomaron tanto a la dimensión de los equipos y la roca encajonante.

La distancia de separación entre ejes de los GH es de 26 m. Mientras que para los XC es de 112 m. Los socavones de acceso tienen el mismo diseño que los GH y XC.

Esta distancia de separación de la galería de hundimiento y cruceros se verá detalladamente en los planos anexados de la Unidad Minera Pampadecobre.

6.2.2 DISEÑO DE VOLDURA DE BLOCKS.

Los parámetros de Diseño, considerados para el Hundimiento del Área 11 LHD, son proporcionadas por el área de planeamiento y geología, el cual es dada de acuerdo al modelamiento del cuerpo mineralizado y la roca existente en esta área y por tanto corresponden a:

- **Altura de Blocks:** 10m entre los GH's 67 al 77 y 31m para los GH's 63 al 65.
- **Ancho de Blocks:** 26m desde el GH-65 al GH-77 y 33 m para parte del GH-63.
- **Espaciamiento entre Bloques:** 1.8m
- **Número de perforaciones por Bloques de Hundimiento:** 19 perforaciones para los GH's 67 al 77 y 29 a 33 perforaciones (aproximadamente) para los GH's 63 al 65.

La información de Diseño, quedó reflejada en los planos indicados en Tabla 7.1 siguiente:

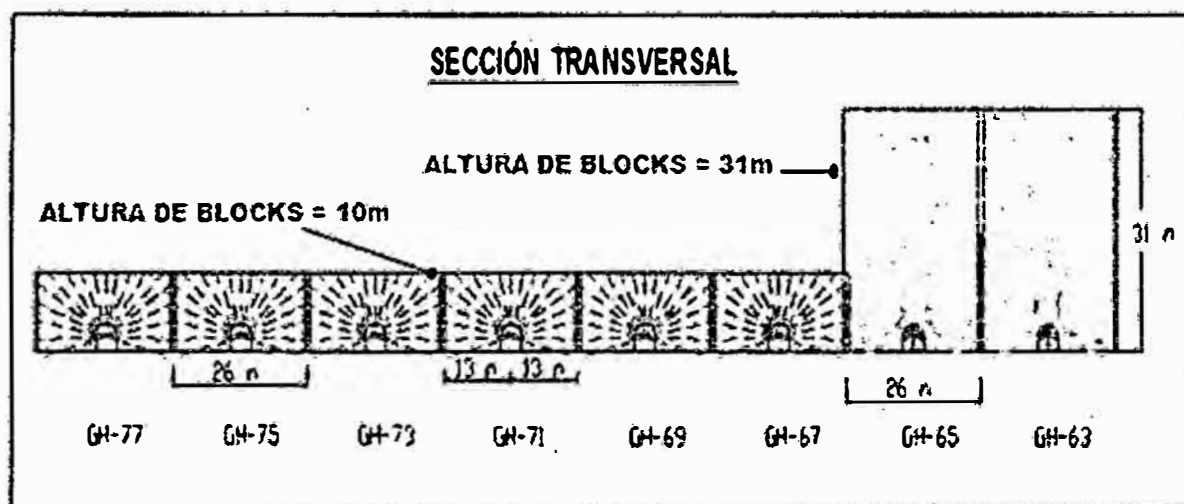
Tabla 7.1. Resumen Planos de Diseño.		
Sector de Interés	Plano de Referencia²	Observaciones
GH-63	PL-2312-MI-013	Presenta varias secciones de perforación radial, debido a singularidades tales como vaciadero, ancho de socavación variable, rampa a forzamiento, etc.
	Rev2, (2 planos)	El ancho de excavación es de 33 m hasta la parada 37 y de 26 m entre las paradas 38 a la 56.
	PL-2312-MI-185	Diseño de perforaciones especiales, tendientes a eliminar el pilar generado por la existencia de la Rampa al Forzamiento Mixto.
GH-65	PL-2312-MI-019 Rev1,(2 planos)	Diagrama de perforaciones típicas de tiros largos para el GH y Slot. Perforaciones típicas son simétricas con respecto al eje.
GH-67	PL-2312-MI-018	Diagrama de perforación de taladros largos para el GH y Slot. Existen diagramas especiales debido a desviaciones del GH (cercano al XC-103 y XC-85). Estas perforaciones especiales no son simétricas con respecto al eje.
GH-69	PL-2312-MI-017 Rev1	Diagrama de perforación de taladros largos para el GH y Slot. Existen diagramas especiales, producto de desviaciones del GH (cercano al XC-103). Perforaciones especiales desde la parada -7 a la 11 con diversos diagramas, desde parada 12 a la 56 diagrama no simétrico.
GH-71	PL-2312-MI-005	Diagrama de perforaciones típicas de taladros
GH's 73,75 y 77	PL-2312-MI-092	Diagrama de perforaciones típicas de taladros

Fuente: Área de Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

² Los planos mencionados en la tabla se encuentran en formato digital (Anexo F)

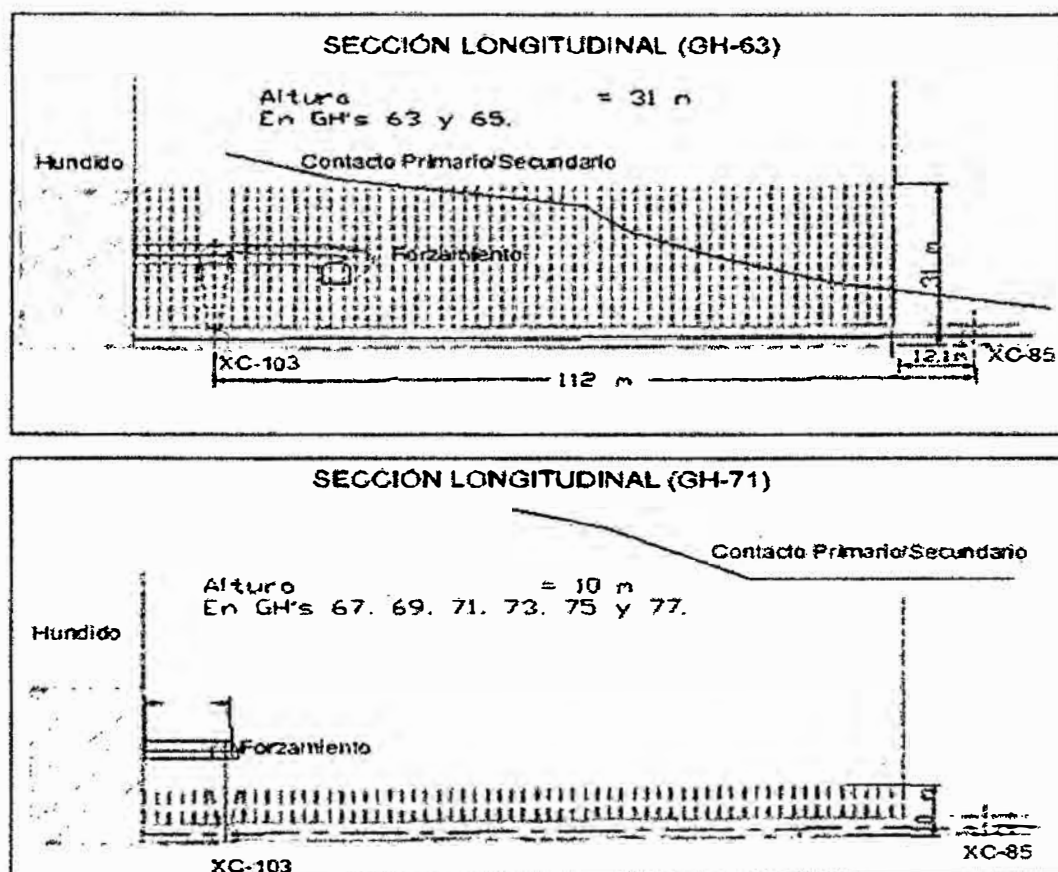
En la Figura 7.9, se muestra una sección transversal del Nivel de Hundimiento que abarca desde el GH-63 al GH-77 y en Figura 7.10 se aprecia una sección longitudinal a través del GH-63 y GH-71. En ambas figuras, se hace hincapié a las diferentes alturas de blocks (31m y 10 m) diseñadas para el área.

Figura 7.9: Sección transversal esquemática del nivel de hundimiento del Área 11 LHD.



Fuente: Área de Planeamiento Unidad Minera Pampadecobre.

Figura 7.10: Sección longitudinal esquemática del nivel de hundimiento del Área 11LHD



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

Las características de la voladura de excavación o hundimiento corresponden a:

- Fases : 1 Fase con cara libre.
- Explosivo de columna : Anfo AL-10.
- Taco : Retardo Pirotécnico serie especial LP.

Tabla 7.2. Consumo de explosivo por parada, para cada sección - Área 11 LHD					
Galería de Hundimiento	Plano de Referencia	Sección o Tipo de Parada	Metros Perf. (m.)	Consumo de Explosivo (kg. Eq. Anfo)	Consumo de Explosivo por m ³
GH-63	PL-2312-MI-013 Rev2, (2 planos)	Sección A	646.3	2110.76	1.15
		Sección B	587.7	1909.08	1.04
		Sección C	575.3	1866.41	1.01
		Sección D	573.6	1860.56	1.01
		Sección E	619.4	2018.18	1.10
		Sección F	703.0	2305.90	1.25
		Sección G	737.6	2424.99	1.32
		Sección H	760.9	2505.18	1.36
		Sección J	592.4	1925.26	1.05
		Tipo Slot	9.65	22.89	0.20
GH-65	PL-2312-MI-019 Rev1, (2 planos)	Sección C	592.4	1925.26	1.33
		Sección D	475.7	1523.62	1.05
		Sección E	503.8	1620.33	1.12
		Sección F y H	478.0	1531.53	1.06
		Tipo Slot	19.3	56.10	0.50
GH-67	PL-2312-MI-018 Rev1	Tipo 1-7	287.85	653.76	1.30
		Tipo Slot	19.3	56.10	0.76
GH-69	PL-2312-MI-017 Rev1	Tipo 1,3,4,5	195.3	606.76	1.30
		Tipo 2	113.0	323.51	0.69
		Tipo Slot	19.3	56.10	0.76
GH-71	PL-2312-MI-005	Sección D	193.8	601.60	1.29
		Tipo Slot	19.3	56.10	0.76
GH's 73-77	PL-2312-MI-092 Rev0	Sección B	193.8	601.60	1.29
		Tipo Slot	19.3	56.10	0.76

Fuente: Área de Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre.

- ❖ Cálculo De Número De Taladros Para La Tabla 7.1 y El Cálculo De Explosivos Para La Tabla 7.2.
- Tomado del ítem 4.2 según Laubscher para el área de 11LHD es de 67 Mpa que es igual a 683.21Kg/cm², que es la resistencia a la compresión simple.
- Ya teniendo en cuenta la resistencia a la compresión simple procedemos hallar el número de taladros.

➤ Numero de taladros:

$$N_{tal} = 2.7 \sqrt{\frac{R_c}{S}}$$

Dónde:

R_c = resistencia a la compresión.

S = sección a perforar.

Sección completa a perforar= 10m x 15 m

Altura de cono= 10m a 12 m

Sección por cono = 2m x 2m

$$N_{tal} = 2.7 \sqrt{\frac{638.21}{10 \times 15}}$$

$$N_{tal} = 5.56 \text{ tal/m}^2 \cong N_{tal} = 6 \text{ tal/m}^2$$

Numero de taladro por cono

$$N_{tc} = 6 \text{ tal/m}^2 \times 4 \text{ m}^2 \longrightarrow N_{tc} = 24 \text{ tal}$$

Nota hallando el burden y el espaciamiento también se halla el mismo número de taladros para la sección de cada cono y caserón.

❖ Hallando el consumo de explosivo para (GH-67)-(PL-2312-MI-018)- Rev1 Tipo 1-7

- Carga lineal = 2.27 Kg/m halla en la página xx
- Metros perforados en el cono o embudo = 24tal x 12m = 288 m
- Consumo de explosivo = 288m x 2.27Kg/m

Consumo de explosivo	= 653.76 Kg
----------------------	-------------

Burden, según LANGERFORD

$$B_{max} = (D / 35.6) * ((P * S) / (C * F * EV))^{1/2}$$

$B_{max} = 0.72$, burden teorico, el burden practico es de $B_{max} = 0.8-0.9$ m.

- ❖ Dónde :
- ❖ D : diámetro de perforación en mms
- ❖ P : grado de retardo, que es la cantidad de carga en Kg/dm³ del volumen nominal del tiro
- ❖ S : Potencia relativa en Peso del explosivo y está entre 1 – 1.4
- ❖ F : grado de fijación de los tiros. Depende de la inclinación de los tiros.
- ❖ $F = 1$ Tiro vertical
- ❖ $F = 0.9$ Tiros de 70 grados
- ❖ $F = 0.85$ Tiros de 63 grados
- ❖ C : constante específica de la roca. Es la cantidad de explosivo necesario para fragmentar 1 m³ de roca, normalmente en voladuras a cielo abierto y rocas duras se toma $C = 0.4$
- ❖ Este valor se modifica de acuerdo con:
- ❖ $B = 1.4 - 1.5 \text{ m } C'' = C + 0.75$
- ❖ $B < 1.4 \text{ m } C'' = 0.07 / B + C$

EV : Relación Espaciamiento – Burden y puede estar entre 1 a 2
Taco, de acuerdo Hachs.

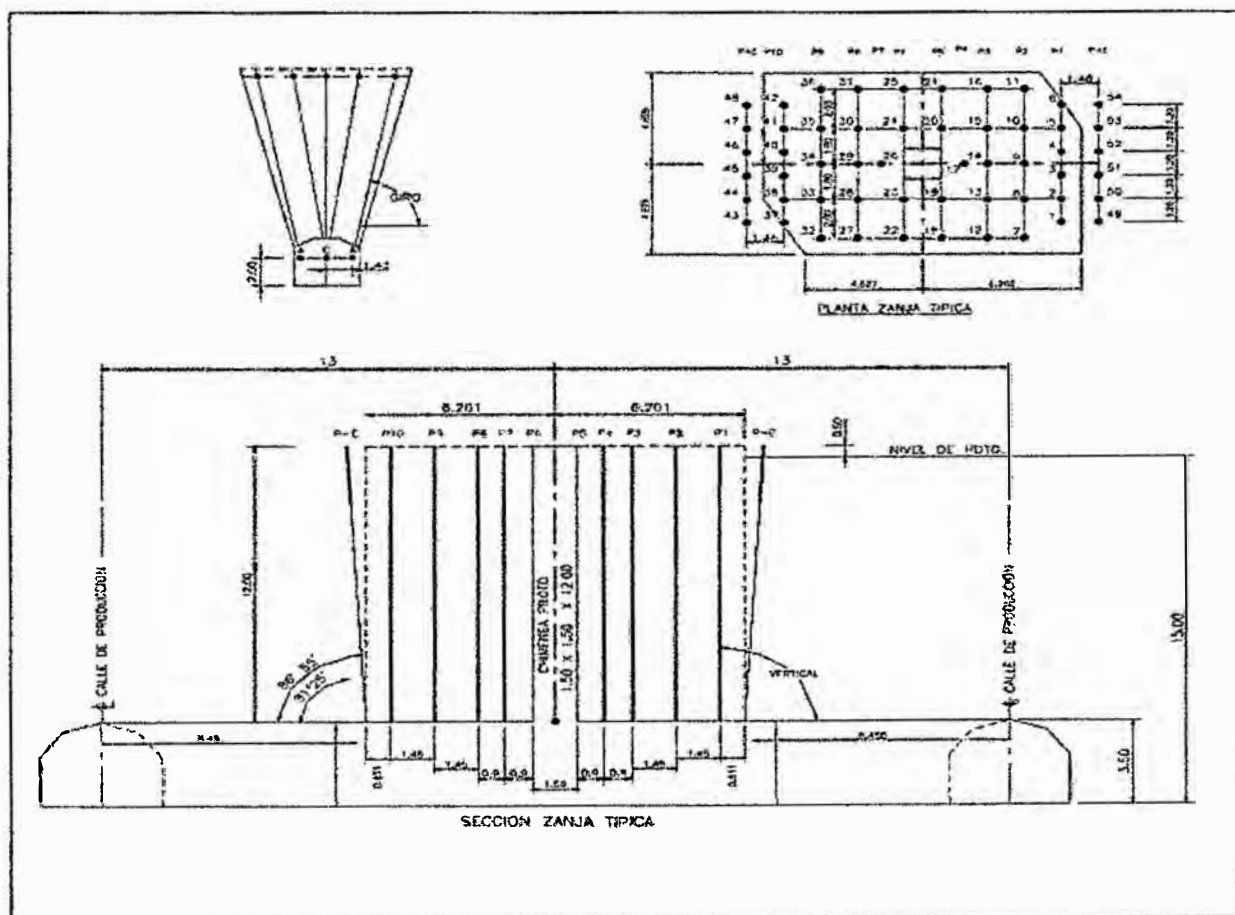
$$T=0.7B \quad T=0.7*0.8$$

$$T=0.56m.$$

6.2.3. DISEÑO DE VOLDURA DE APERTURA DE ZANJA.

La zanja, corresponde a la principal vía de recolección, canalización y circulación “vertical” del mineral hacia los puntos de extracción con una forma de pirámide invertida, cuya eficiencia está demostrada por la facilidad que otorgan al paso de los fragmentos de mineral desde el nivel de hundimiento hasta el nivel de producción. (Díaz, J. 2009).

Figura 7.11: Diseño de Zanja para roca primaria - Área 11 LHD



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

El diseño de perforación para roca primaria considera 2 paradas o separación entre bloques

zonas de perforación centrales de 4 perforaciones cada una, 4 paradas de 5 perforaciones, 4 paradas de 6 perforaciones y 2 perforaciones auxiliares hacia la chimenea piloto, con un total de 54 taladros y 741 m perforados por zanja, con 2.5 pulgadas de diámetro. El alcance del diagrama de perforación es de 12 m hasta el piso del nivel de hundimiento.

El burden entre paradas considera valores de 0.8m, 0.9m, 1.45 m y 1.5m. El espaciamiento entre taladros en el fondo, considera valores de 1.2m, 1.8m y 2m. El volumen teórico removido por zanja es de 991m^3 .

El modelo matemático para hallar el burden y espaciamiento de:

❖ Según Hachs:

$$E = B/1.15$$

La inclinación de la cara de la zanja que da hacia las calles de producción, es de 87° . Mientras que la inclinación de las caras que dan hacia las zanjas vecinas es de 77° .

La cara libre viene dada por una chimenea piloto central y vertical de 1.5 m x 1.5 m, con una altura de 12 m.

La geometría de la zanja en planta, corresponde a un rectángulo biselado de 9.258 m por 10.889 m en cota nivel de hundimiento, como se ilustra en Figura 7.11 anterior.

Las características de la tronadura de la zanja corresponden a:

- | | |
|--------------------------------------|---|
| ➤ Fases quemada zanja | : 1 fase con cara libre. |
| ➤ Carga de fondo | : 1 Up Hole 150 gr. |
| ➤ Carga de columna | : Anfo AL-4. |
| ➤ Accesorios | : Detonador Electrónico Ikon 20 ms.
Retardos pirotécnicos serie especial LP. |
| ➤ Taco | : 1m Arena |
| ➤ Consumo explosivo por zanja | : 1106,37 kg. Eq. |
| ➤ Factor de carga lineal | : 2,72 kg./m. Eq. |
| ➤ Consumo explosivo por m^3 | : Anfo. |

Las características de la voladura de la chimenea piloto corresponden a:

- | | |
|--------------------------|---|
| ➤ Método constructivo | : Manual. |
| ➤ Fases quemada chimenea | : 7 u 8 fase con cara libre. |
| ➤ Carga de fondo | : El explosivo utilizado corresponde a tronex |

- Carga de columna : Anfo.
- Accesorios : Retardos pirotécnicos serie especial LP.
- Taco : 1 mArena

6.3. CONDICIONES DE LA MALLA DE VOLADURA.

Una adecuada malla de tiraje debe cumplir con las siguientes condiciones, para lograr los resultados esperados:

- 1) Debe ser lo suficientemente estrecha para que los volúmenes traspasados se intersecten, de tal modo de evitar la pérdida de material y la dilución prematura.
- 2) Debe ser lo suficientemente amplia de modo de maximizar el área de sustentación del nivel base, minimizar el costo de desarrollo y permitir la libre operación de los equipos.
- 3) Debe ser equidistante en los puntos de extracción en cualquiera dirección considerada.

En el block caving tradicional estas condiciones se cumplen, pero en el caso mecanizado no es posible.

6.4. CARACTERIZACIÓN DE UNA BUENA MALLA DE TIRAJE.

Una buena malla de tiraje puede ser evaluada o medida por las siguientes características:

- 1) **Densidad de la malla =**
$$\frac{\text{Área de influencia de los puntos de tiraje (m}^2\text{)}}{\text{n}^\circ \text{ de puntos de extracción}}$$

es una medida de espaciamiento de la malla (40 m², 200 m², etc.). Equivale al área de influencia de cada punto de tiraje o cuanto abarca cada punto. Una roca competente permite una mayor área de influencia.

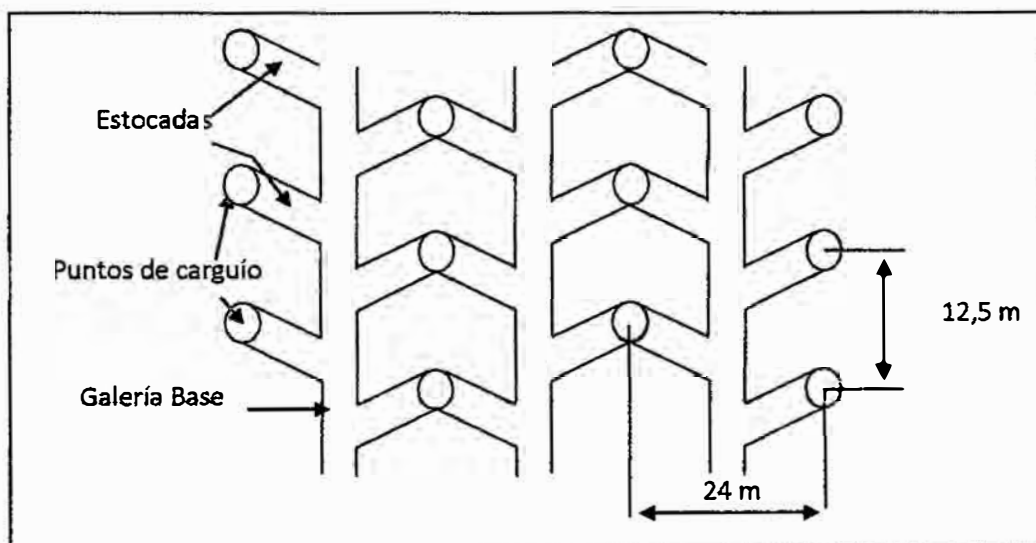
- 2) **Distorsión de la malla =**
$$\frac{\text{Máxima distancia entre puntos de extracción contiguos}}{\text{mínima distancia entre puntos de extracción contiguos}}$$

este valor es óptimo cuando es igual a 1, lo que califica a una malla como malla equilátera.

- 3) **Anisotropía de la malla** =
$$\frac{\text{Máximo radio de influencia del punto de extracción}}{\text{mínimo radio de influencia del punto}}$$
- 4) **Holgura de la malla** =
$$\frac{\text{Longitud del espacio disponible de la estocada de carguío}}{\text{largo de la pala}}$$
- 5) **Sustentación de la malla** =
$$\frac{\text{Área ocupada}}{\text{Área total}}$$

Como ejemplo podemos citar que se adoptaba una configuración de **ESPINA DE PESCADO**.

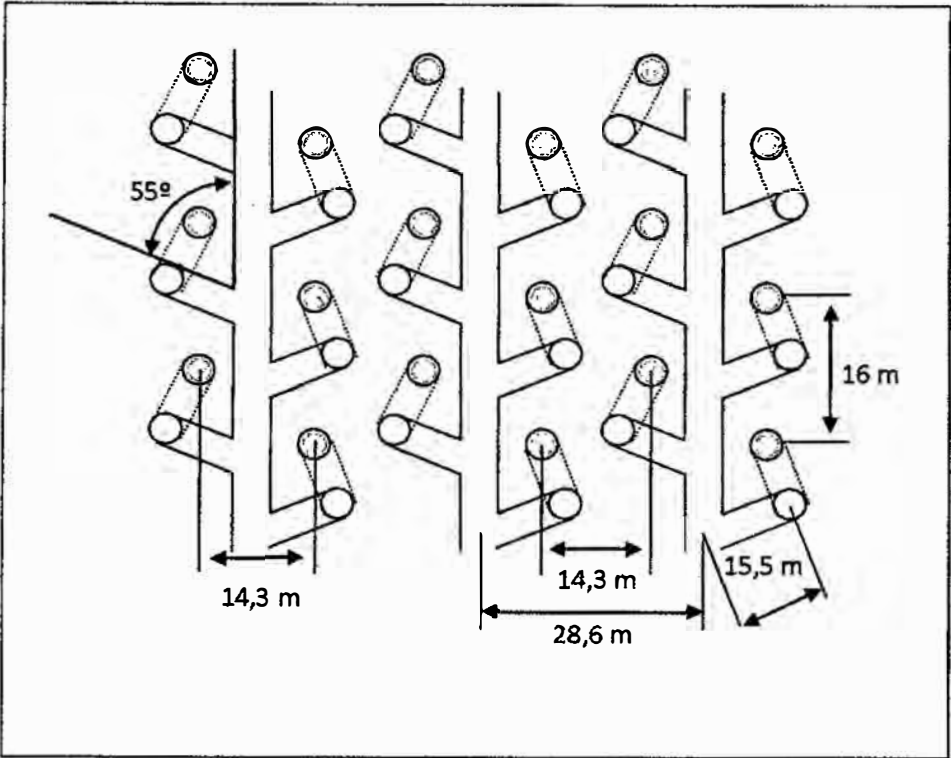
Figura 7.12: Modelo de espina de pescado.



Fuente: Diseño actual de Planeamiento y Operación mina de Pampadecobre

Se puede observar que esta malla no es buena, ya que la distorsión alcanza valores de 1,92 (no se cumple la equidistancia), existe sobre desarrollo al haber dos accesos para el mismo punto. En ese tiempo la solución planteada fue muy buena, y consistió en retroceder las chimeneas desplazando los centros de tiraje (como muestra la figura).

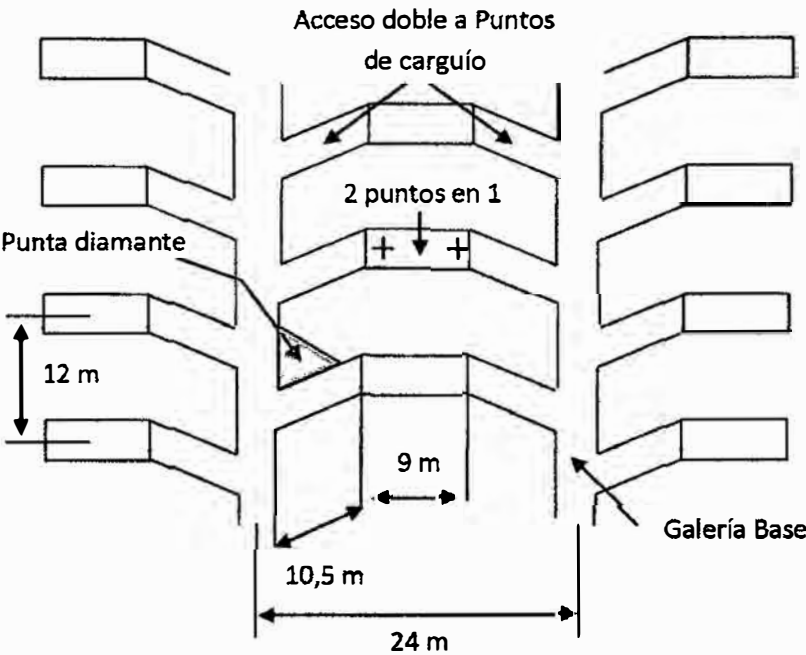
Figura 7.13: Modelo de espina de pescado y caserones.



Fuente: Diseño actual de Planeamiento y Operación mina de Pampadecobre

Otro caso interesante lo constituye el ejemplo de la mina Henderson (Australia)

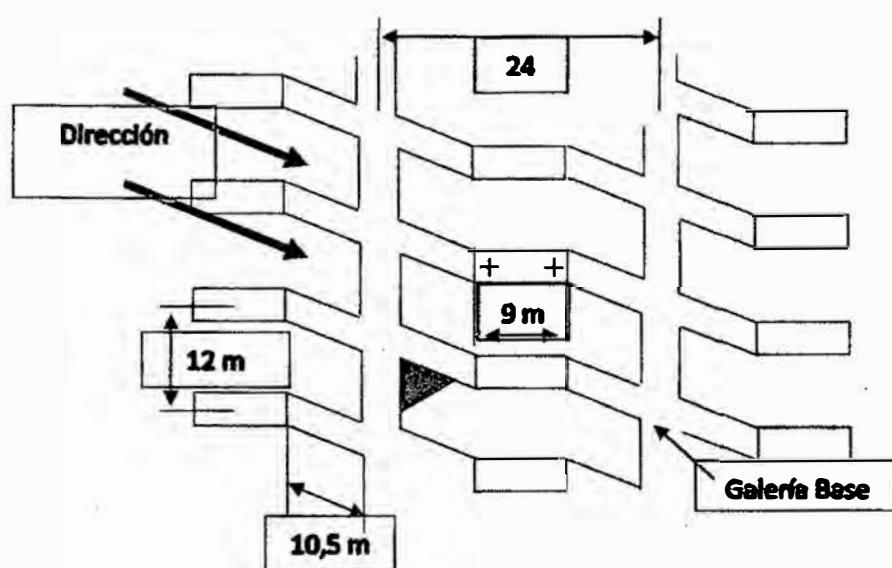
Figura 7.14: modelo de acceso doble a puntos de carguío.



Fuente: Diseño actual de Planeamiento y Operación mina de Pampadecobre

En este caso podemos observar que se tienen accesos y puntos de carguío dobles, el problema es que los equipos enfrentan la posición de carga “quebrados” (es decir no rectos), lo cual produce daños en el equipo (al sobre esforzarse los mecanismos y la estructura misma del equipo de manera diferente (un lado respecto al otro). En este caso se le da prioridad a la malla de tiraje, ya que con una malla de tiraje bien diseñada y hecha se mejora la extracción pagando los sacrificios que conlleva. Posteriormente se pudo apreciar que debido a los esfuerzos presentes (diagonales a las puntas de diamante) obligaba a reforzar (fortificar) constantemente estos puntos, por lo que debió cambiarse el diseño.

Figura 7.14: modelo de acceso doble a puntos de carguío.



Fuente: Diseño actual de Planeamiento y Operación mina de Pampadecobre.

La mina pampadecobre (Dynacor Gold Mines-Peru) tiene la vanguardia a nivel mundial respecto al tema, deja de lado la configuración de espina de pescado, adoptando una configuración propia al disponer sus estocadas de carguío en la misma dirección. Algunas características de esta configuración son galerías base o vías de sección $3,6 \times 3,6$ m, paralelas entre sí y separadas a 30 metros una de otra, sus estocadas de carguío tienen longitudes de 15 metros formando ángulos de 30° respecto a las Vías (ángulo menor de la figura), sus zanjas tienen una altura de 12 metros por un ancho de 15 metros. El nivel de hundimiento queda conformado por galerías paralelas de $3,6 \times 3,6$ m y se encuentra a 16 metros por sobre el nivel de producción.

FIGURA 7.14: Vista en Planta de la base de un Caserón en un Block Caving (Pampadecobre)

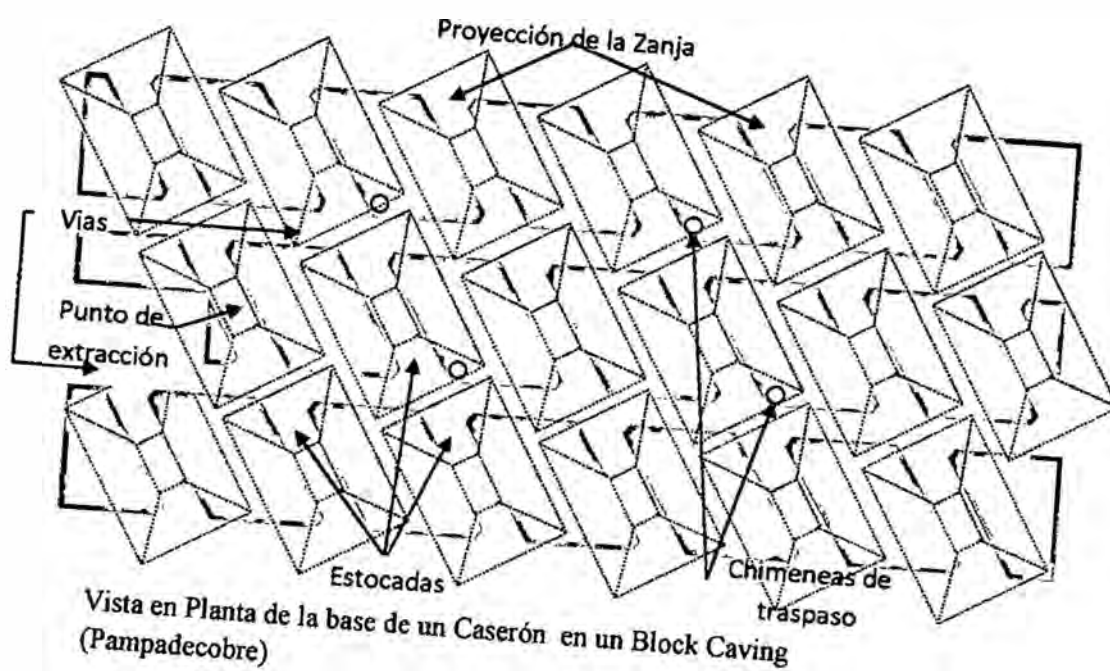
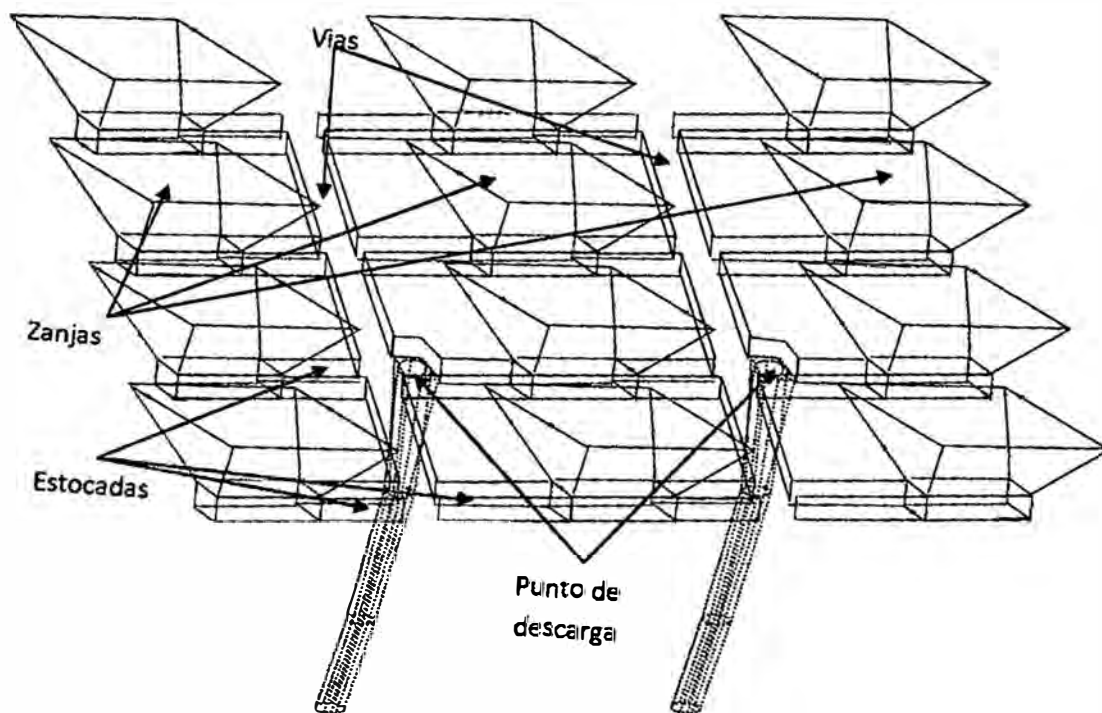


FIGURA 7.15: Vista en Perfil de la base de un Caserón en un Block Caving (Pampadecobre).



Fuente: Diseño Actual De Planeamiento Y Operación Mina De Pampadecobre

Zanja para cruzados: La zanja para cruzados se construye con perforaciones en abanico de 2,25 a 2,5 pulgadas de diámetro de broca y de 9,5 metros de largo de barra de perforación, utilizando un burden de 1,83 metros y una separación en el fondo (de los tiros) de 2,5 metros.

6.4.1. ESTOCADAS DE CARGUÍO.

La estocada de carguío es una excavación horizontal (galería) construida desde una galería base para acceder al punto de carguío (donde se encuentra el mineral disparado). Esta excavación permite el acceso seguro a dicho punto y según las condiciones de diseño y operación se tendrán una o más estocadas dispuestas de modo de extraer la mayor cantidad posible de mineral y a la vez mantener la estabilidad de la explotación. Su diseño y construcción dependerá de la producción que se requiera en la explotación y de los equipos disponibles para ello (carguío).

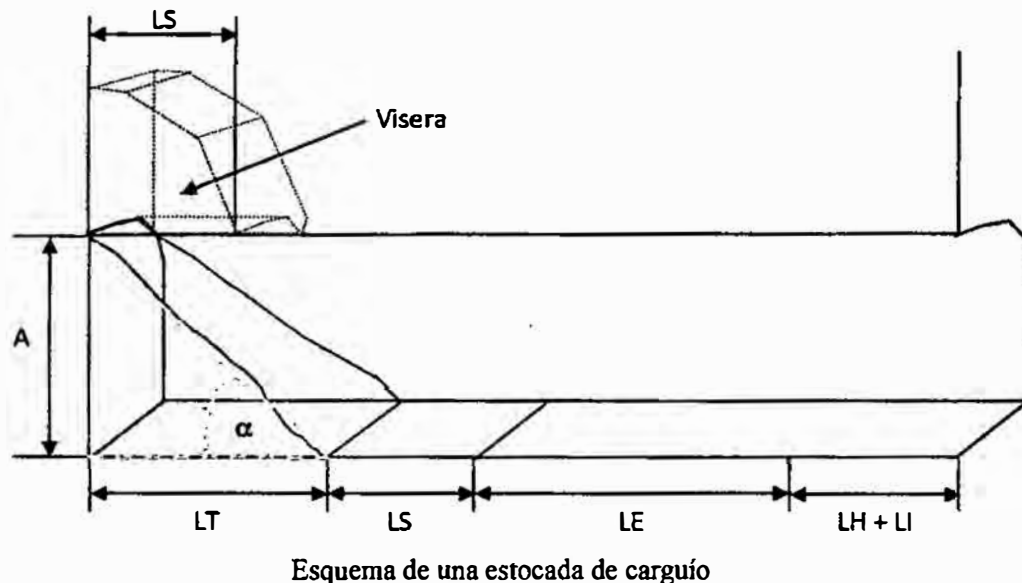
El diseño de la estocada de carguío debe considerar lo siguiente:

- 1) Longitud del equipo (l_e).
- 2) Distancia cubierta por el talud del mineral (l_t), lo cual se obtiene conociendo:
 - Ángulo de reposo del material (α).
 - Altura de la galería (a).
- 3) Distancia de seguridad por desgaste de visera (l_s).
- 4) Distancia de holgura (l_h).
- 5) Distancia de impulso (l_i).

Entonces el largo de la estocada queda dado por:

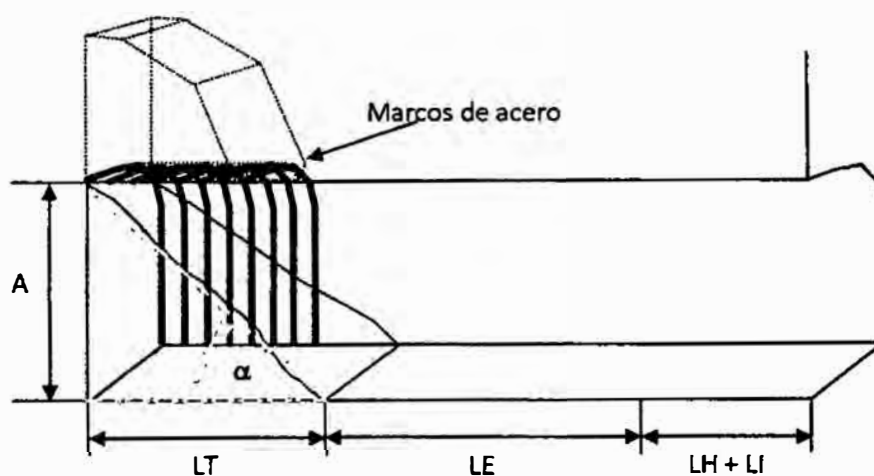
FIGURA 7.16: Diseño de Galerías de carguío en Block Caving (Pampadecobre)

$$l = l_e + l_s + a \times \cotg(\alpha) + l_h + l_i$$



Si queremos evitar el colapso de la visera, debemos fortificarla, lo cual trae consigo un costo asociado a la fortificación, pero a la vez nos disminuye el costo de desarrollo y nos da mayor flexibilidad en el diseño.

FIGURA 7.17: Diseño de Galerías de carguío reforzado con cimbras (Pampadecobre)



Fuente: Área de planeamiento y Operación Mina de la U.M. Pamapadecobre

6.5. DISEÑO DE CHIMENEAS EN BLOCK CAVING.

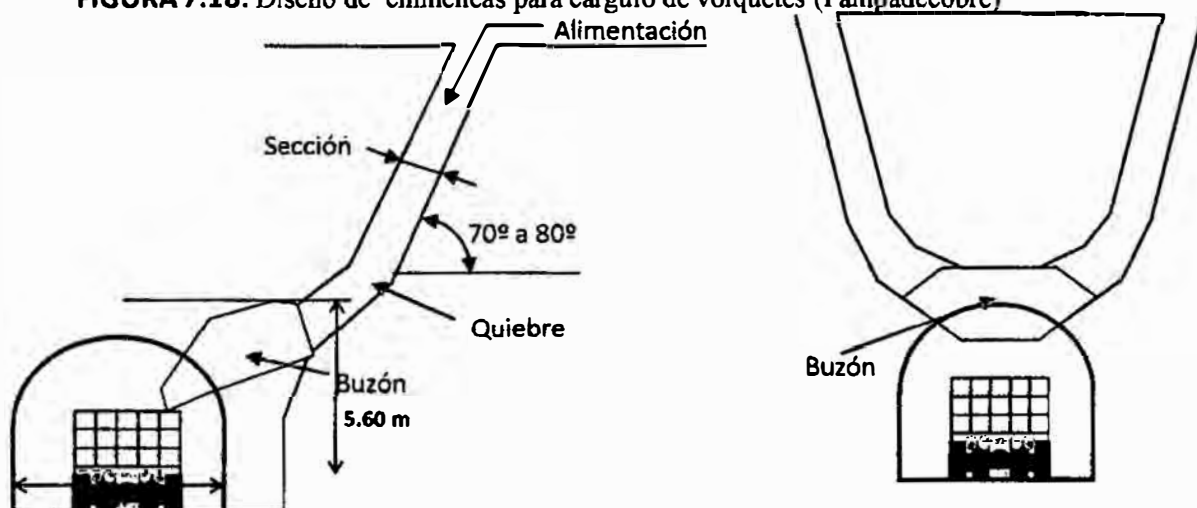
Una chimenea se define como una excavación vertical a sub vertical con funciones de ducto, para traspaso de material, aire (ventilación) y también de personal (en algunos casos). Su construcción se realiza desde abajo hacia arriba.

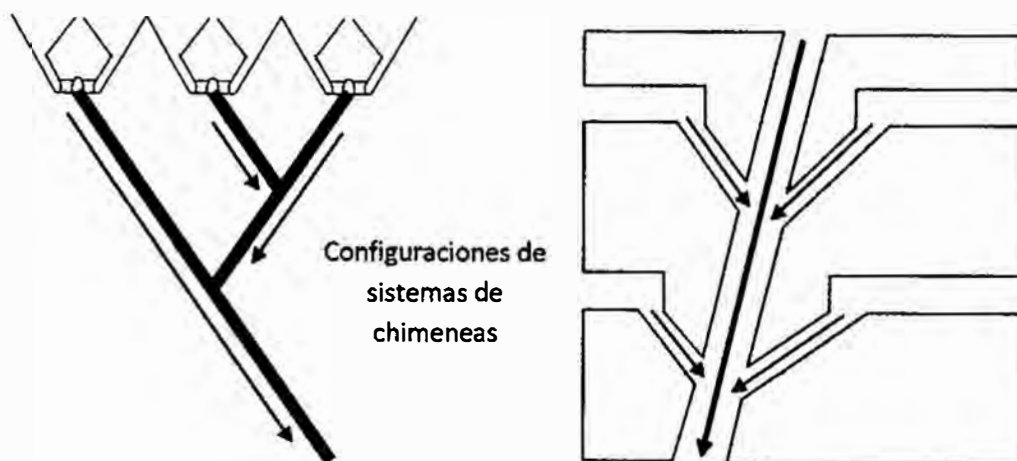
En el caso de utilizarse como ducto para traspaso de material, éste se traspasa de un nivel a otro (o subniveles). El nivel inferior cuenta con un regulador de flujo (buzón). Por lo general dicho nivel corresponde a un nivel de transporte.

6.5.1.CONDICIONES DE DISEÑO PARA UNA CHIMENEA.

la chimenea se caracteriza por su sección y su inclinación. También debe considerarse que la energía con que el material escurre puede generar problemas en la regulación del flujo, por lo que se puede optar por construir la chimenea con quiebres (cambios de inclinación), especialmente en la zona cercana al buzón (para que no lo dañe), ya que éste debe ser capaz de detener el avance del mineral. La chimenea debe permitir que el mineral escurra o fluya por gravedad a través de ella sin que nada lo detenga. Principalmente lo que garantiza la capacidad de escurrimiento del material es la sección de la chimenea, la cual deberá ser definida en función a las características del material volado (*granulometría, humedad, etc.*).

FIGURA 7.18: Diseño de chimeneas para carguío de volquetes (Pampadecobre)





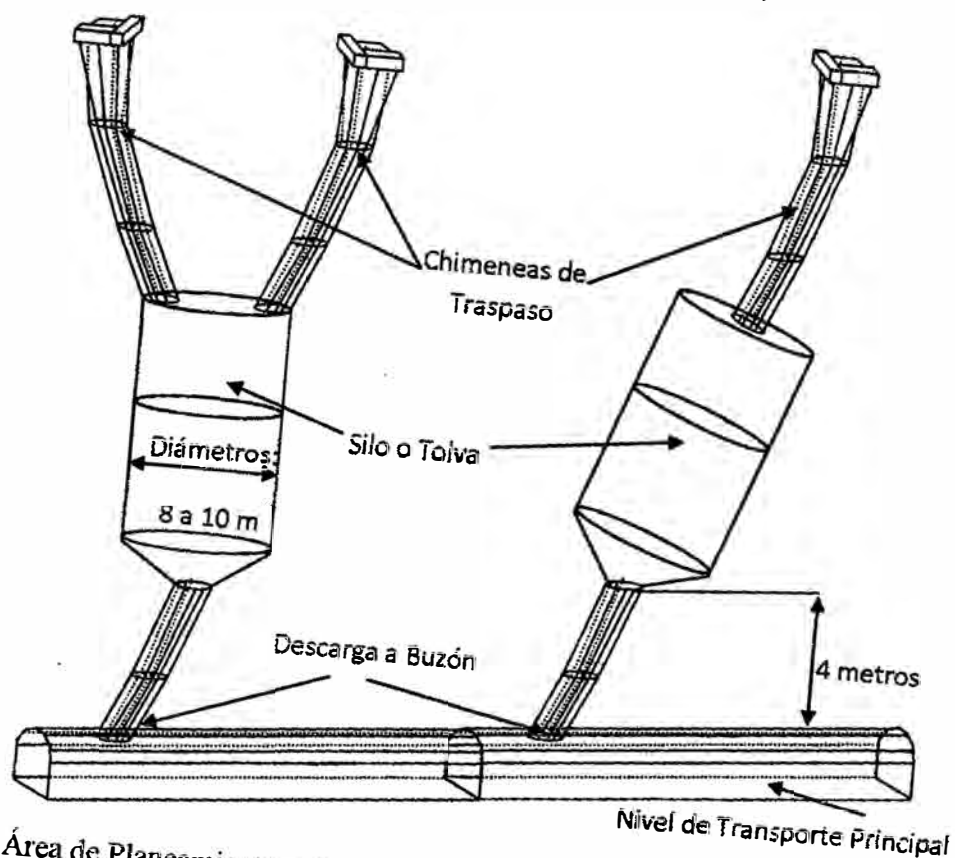
Fuente: Área de Planeamiento y Operación mina de la U.M. Pamapadecobre

En un buen método de explotación debería independizarse la extracción del transporte principal, de modo que se pueda controlar la producción sin depender instantáneamente de la extracción, es decir mantener una cantidad de mineral que permita regular la producción y garantizarla por un período determinado.

La etapa que logra este objetivo es la etapa del método de explotación y almacenamiento de mineral, lo cual puede conseguirse con una chimenea, pero en los casos en que la producción es considerablemente grande no se puede disponer de una capacidad adecuada debido a la pequeña sección de ellas. Es por ello que se estudia la capacidad del sistema de chimeneas para almacenar material y si ésta no es suficiente se puede construir un silo o tolva, que consiste en ampliar la sección de una chimenea (por desquinche), aumentando así su capacidad de almacenaje. La cantidad a almacenar dependerá de las condiciones de operación y producción por día, por lo que al diseñar la infraestructura de la mina debe tenerse presente este punto de modo que se contemple el diseño y construcción de estos silos. Se recomienda que dentro de la mina se disponga de almacenamiento suficiente para un día de producción.

Todo tiene su lado negativo y su lado positivo, en el caso del almacenaje no es distinto, ya que se tienen recursos inmovilizados con un costo de oportunidad significativo, pero es peor que el sistema productivo falle por falta de mineral.

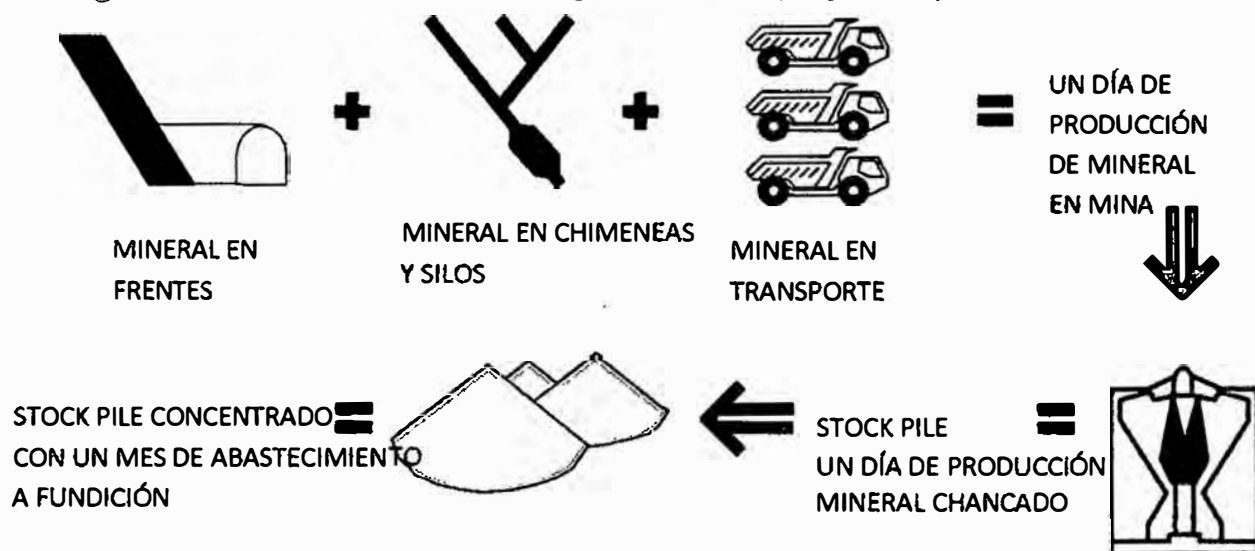
Figura 7.19: Diseño De Chimeneas Para Carguío De Volquetes (Pampadecobre)



Fuente: Área de Planeamiento y Operación mina de la U.M. Pamapadecobre.

Generalmente el esquema de almacenamiento de una producción minera, que cuenta con todas las etapas de procesos para concentración y fundición, se puede ilustrar de la siguiente forma:

Figura 7.19: Diseño De Chimeneas Para Carguío De Volquetes (Pampadecobre)



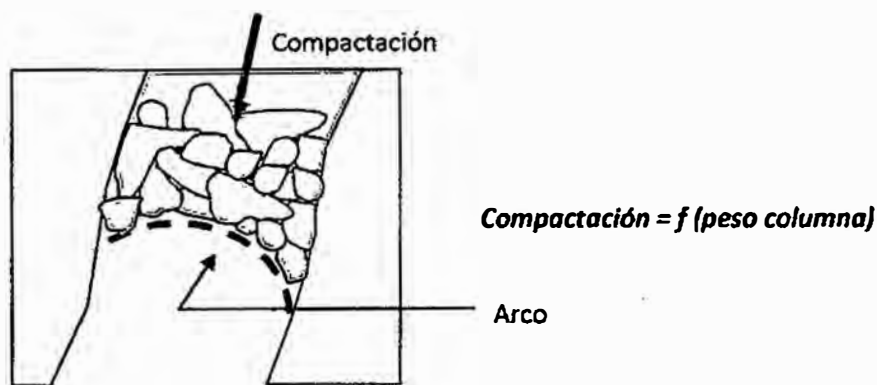
Fuente: Propia Del ciclo de acarreo del mineral en la U.M Pampadecobre.

Es más costoso tener sin abastecimiento a la fundición que a la planta y a la mina, por ello se requiere un mayor stock. En el caso de la lixiviación la falta de stock no es tan significativa (en cuanto a costos).

Flujo en una chimenea.

El escurrimiento del mineral debe ser totalmente expedito y libre. Al almacenarse material en los conductos se produce un problema, ya que si el material se deja en una chimenea o un silo tiende a compactarse a medida que la columna crece, la roca tiende a formar un arco natural conocido como colgadura de una chimenea.

Figura 7.20: Chimeneas de Carguío atascadas por bolonería (Pampadecobre)



Los factores que influyen en la formación del arco son:

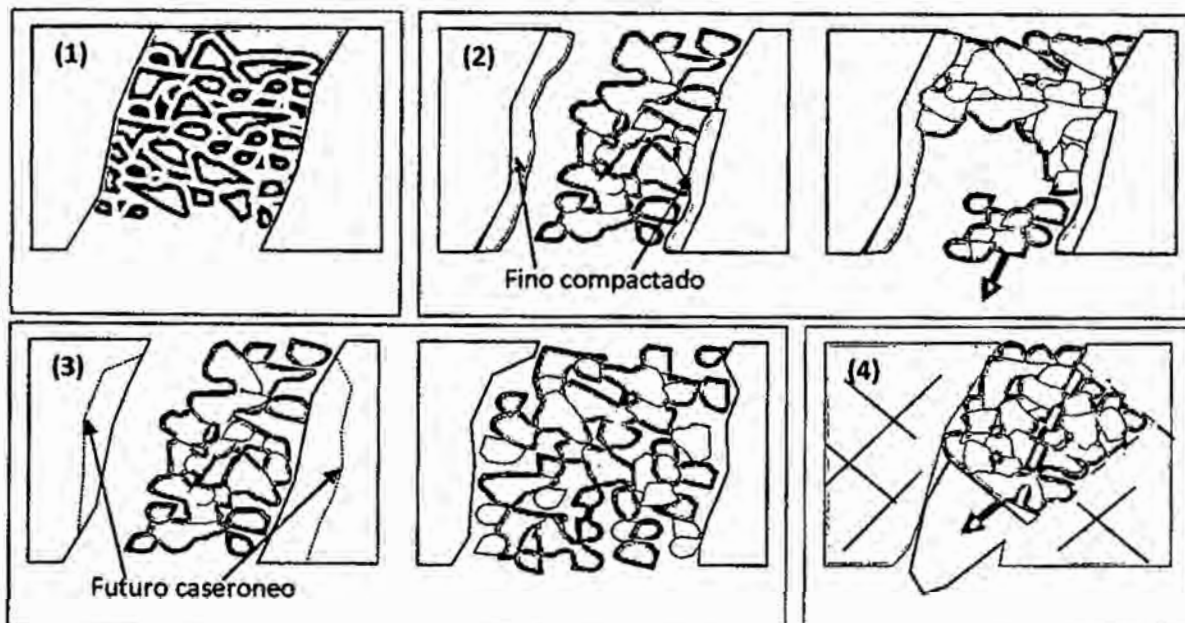
- distribución de tamaños de los fragmentos de roca.
- tamaño máximo de los fragmentos.
- forma de los fragmentos.
- viscosidad de la roca.
- material fino entre las colpas.
- contenido de humedad.
- efectos de trituración que sufre la roca al pasar por la chimenea.

Se debe esperar que un buen diseño evite este problema, ya que al aumentar el diámetro de la chimenea el arco pierde resistencia. Asumiendo que al aumentar el diámetro se soluciona el problema tendríamos que asumir también el costo que ello significa (excavación), por lo que se analiza si realmente es necesaria realizar una excavación mayor siendo que la probabilidad de que se forme el arco es baja (para evento), pero como la frecuencia de uso de la chimenea es bastante alta la ocurrencia de este suceso se hace más posible. Por ello se llegó a una relación entre el diámetro de la chimenea y el diámetro de las colpas (rocas mayores) asegurándose así que el flujo sea continuo.

$$m = \frac{\text{diámetro chimenea}}{\text{diámetro colpa o bolón}}$$

También debemos considerar otros aspectos relacionados con la operación y de la faena en particular. Por ejemplo en faenas ubicadas en zonas de bajas temperaturas puede que sea frecuente el congelamiento del material (agua entre los espacios del material), lo cual genera colgamientos (1) (ver en **figura 7.21**). Otra consideración es que el material fino puede generar compactación en las paredes de la chimenea produciéndose el enyampamiento (disminución de la sección de la chimenea) (2) (ver en **figura 7.21**). Por último la erosión que sufre la chimenea puede causar un caseroneo (derrumbe), el cual puede ser de ayuda si se trata de una erosión en fragmentos similares a los que fluyen por ella (aumenta la sección y escurren junto con el mineral) (3), pero también podría darse el caso que el material desprendido de las paredes sea de una magnitud tal que bloquee la chimenea por completo (dependiendo de las estructuras presentes), lo cual puede ser inmanejable e inutilizar total y definitivamente a la chimenea (4).

Figura 7.21: Chimeneas de Carguío atascadas por bolonería (Pampadecobre)

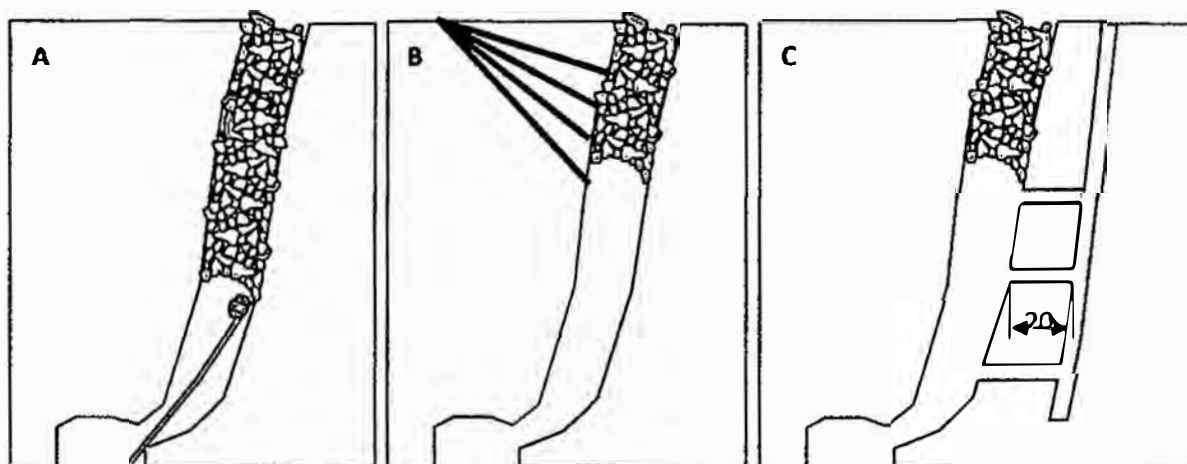


Fuente: Propia, Del ciclo de desquince del mineral para el carguío.

Para evitar una colgadura debe realizarse un diseño adecuado sobre la base de un buen conocimiento de las características del mineral y de la explotación en sí. Ya en operación también se pueden intercalar parrillas previamente al paso del mineral, evitando que el sobre tamaño entre a las chimeneas (este sobre tamaño tendrá que ser reducido de alguna forma).

Operacionalmente ante la ocurrencia de un problema de colgadura se puede optar por diversas soluciones, de las cuales destacamos las siguientes tres:

Figura 7.21: Chimeneas de Carguío desatoradas de bolonería (Pampadecobre)



Fuente: Propia, modelos de desquince del mineral para el carguío.

A) El caso de la colgadura se encuentra a corta distancia del buzón, de modo que se puede acceder a ella con una vara (comúnmente coligüe) con explosivos. Debemos notar que esta operación es muy peligrosa, por lo que se debe realizar un tapado especial (corta saca) de modo que la descolgadura no provoque un accidente y a la vez debe encontrarse abierto el sistema de descarga del buzón, de modo que no sufra daños por la explosión.

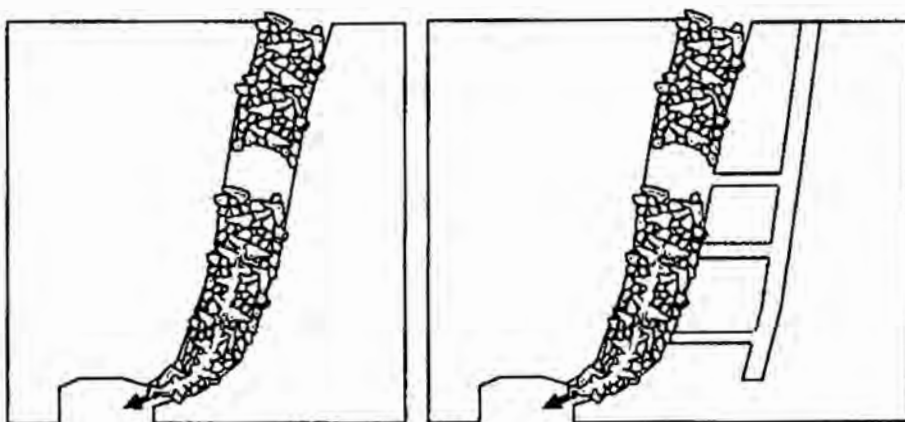
B) Cuando la colgadura no puede ser alcanzada con una vara, por lo que se recurre a la perforación (llamada a veces perforación coyote), que va tanteando donde se encuentra el material colgado y posteriormente se introducen explosivos para descolgarla. Este método es muy caro, ya que encontrar el punto buscado en el primer intento es muy poco probable.

C) En caso que se aprecie la construcción de una chimenea adicional, con comunicación directa a la chimenea de traspaso, permitiendo un acceso a ella y aplicar algún método de descolgamiento desde las pequeñas estocadas o galerías que unen a ambas chimeneas (niveles de control). El costo es alto, ya que debe considerarse la construcción de una chimenea extra más los niveles de control, pero se tiene un acceso más expedito.

Siempre es preferible que no ocurran estos problemas, ya que la solución de ellos implica altos riesgos y altos costos.

En algunos casos puede ocurrir que el material se tranque (colgadura intermedia o trancadura), lo cual se detecta al llenarse la chimenea sin que el material baje, siendo que el buzón sigue alimentando al transporte (balance de entradas y salidas). El problema es poder detectar el punto donde el material se colgó o trancó, lo cual puede hacerse con perforaciones (como el caso b visto anteriormente) o a través de los niveles de control.

Figura 7.21: Chimeneas de Carguío desatoradas de bolonería (Pampadecobre)



Fuente: Propia, chimeneas desquinchadas de mineral para el carguío.

Es importante que el problema se detecte y se solucione lo antes posible, ya que así se evita que el material quede colgado a una altura importante, con el peligro que al caer se produzca un impacto violento sobre el buzón o que genere un efecto pistón (lo cual puede ser causa de accidentes).

6.5.2 PARAMETROS DEL DISEÑO DE UNA CHIMENEA.

Recordando la fórmula antes vista del flujo continuo m :

$$M = \frac{\text{Diámetro Chimenea}}{\text{Diámetro Colpa}}$$

Debemos encontrar una expresión de m suponiendo que se puede construir una chimenea tan larga que el peso de la columna de mineral no dejara de romper el arco natural, es decir que si se forma el arco éste se rompa. Para ello debemos analizar el proceso de compactación que sufre el material dentro de esta chimenea.

El proceso de compactación en la chimenea es función del peso de la columna de mineral en un punto dado. La expresión del peso de dicha columna queda dado por:

$$T = 0.25 \times \pi \times D^2 \times h \times \delta \text{ (toneladas)}$$

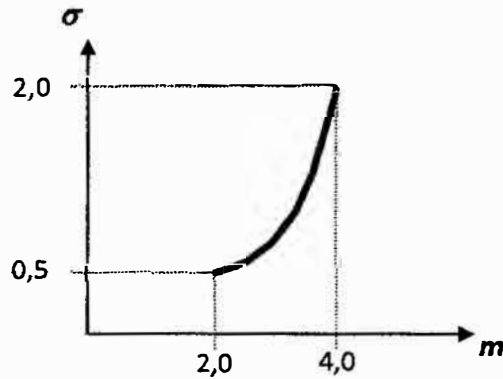
Donde D es el diámetro en metros de la chimenea, h la altura que alcanza la chimenea y δ la densidad del material (ton/m^3). Debemos encontrar un h de modo que el arco se rompa, a lo cual llamaremos altura crítica ($h_{\text{crítica}}$):

$$h_{\text{crítica}} = \sigma \times D^2 / d$$

Donde D sigue siendo el diámetro en metros de la chimenea, d el diámetro de la colpa y σ la resistencia a la compresión del macizo rocoso (kg/cm^2). Podemos expresarlo en función de m :

$$h_{\text{crítica}} = \sigma \times D \times m$$

En función de esto se puede obtener una curva como la siguiente:



Lo que se obtiene es lo siguiente:

- ❖ para obtener un flujo libre el valor de m debe ser mayor o igual a 4.
- ❖ para un flujo intermitente el valor de m debe situarse entre 2 y 4.
- ❖ con valores de m menores o iguales que 2 no se tiene flujo.

Según lo estudiado no se justifica tener valores de m mayores que 6.

En la práctica observamos que los equipos de carguío están orientados a manejar mayores tamaños de colpas, lo cual obedece a una necesidad de productividad, por lo que el traspaso tendría que ser por chimeneas de mayor diámetro, haciéndose contraproducente por el hecho de incurrir en costos de desarrollo mayor. Una chimenea típica contempla tiene diámetros menores a los 3 metros (1,5 m es lo común), si consideramos una colpa de 1,8 metros de diámetro, requeriríamos una chimenea de 7,2 metros de diámetro para garantizar una flujo libre, lo cual es imposible hacer de una vez con las maquinarias actuales (raise boring) que alcanzan los 3 metros de diámetro. Podríamos considerar que se podría ensanchar la chimenea, lo que significaría mayores costos y tiempo para lograr el objetivo (dos etapas por chimenea).

- ❖ Hallamos la altura crítica de una chimenea para un flujo continuo.

Formula del flujo continuo para una chimenea

$$M = \frac{\text{Diámetro Chimenea}}{\text{Diámetro Colpa}}$$

$$\longrightarrow M = \frac{2\text{m}}{0.50\text{m}} \quad M = 4$$

Entonces la altura critica de una chimenea:

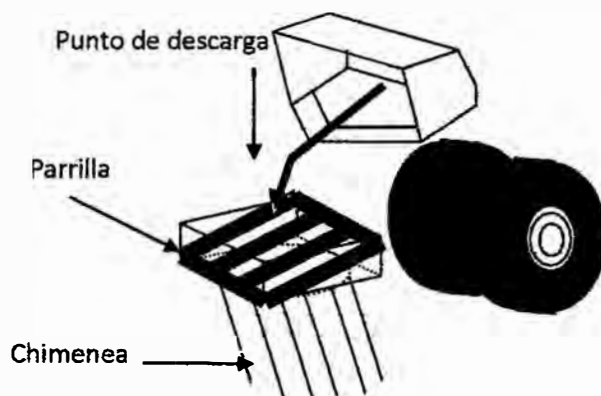
$$\sigma = 67\text{Mpa} = 683.21\text{ Kg/cm}^2$$

$$\longrightarrow h_{\text{critica}} = \sigma \times D \times m$$

$$h_{\text{critica}} = 683.21\text{ Kg/cm}^2 \times 2\text{m} \times 4 \quad \longrightarrow h_{\text{critica}} = 5465.68$$

6.6. DISEÑO DE PARRILLAS EN UN BLOCK CAVING PARA UN TRANSPORTE IDEAL.

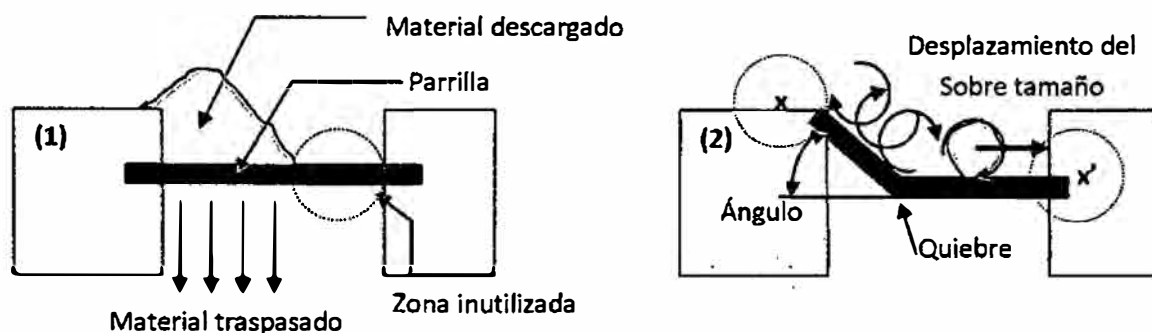
La parrilla es un elemento que permite retener el material de tamaño indeseable para la función de la chimenea. La parrilla se compone de barras metálicas separadas entre sí de modo que el material que traspase la parrilla garantice el flujo libre en la chimenea y el sobre tamaño quede fuera para ser apartado o reducido sobre la misma parrilla.



El material utilizado puede variar (según la faena), inicialmente se utilizaban tubos metálicos, los cuales se doblaban y rompían frecuentemente (podían ser rellenos con concreto, pero eran muy pesados), también es usual la utilización de vigas doble "t" (o "h"). Para evitar el desgaste prematuro se le añaden piezas de desgaste, de modo que a medida que se van inutilizando se pueden reemplazar sin tener que quitar la viga completa.

6.6.1 PARAMETROS DEL DISEÑO DE UNA PARRILLA.

La forma de la parrilla se obtiene de un análisis del comportamiento del material descargado sobre ella, de modo que se pueda aprovechar la energía del material de una forma u otra. Si la parrilla se dispone horizontalmente se observa que el material descargado se acumula en la orilla más próxima de la descarga, lo cual no permitiría aprovecharla completamente **(1)**, sin embargo una solución que aprovecha la gravedad es darle cierta inclinación a este sector, para que el material se desplace hacia la zona más alejada del punto de descarga, aprovechando toda el área disponible **(2)**.



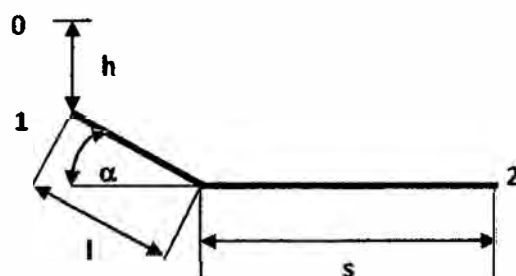
Se puede observar que la zona “x” recibe el impacto de la descarga del material y a su vez la zona “x” el impacto de los bolones (el cual dependerá de la energía con la que lleguen). La energía con que llega el sobre tamaño a la zona “x”, dependerá del ángulo de quiebre (usualmente 25°). Para evitar el daño producido por ambos impactos se disponen en los extremos bolones de material similares a las pircas, los que absorben el impacto prolongando la vida útil del punto de descarga (cajas de la chimenea y soportes de la parrilla).



Para dimensionar una parrilla debemos considerar los siguientes aspectos:

Distancia entre barros: Se obtiene tomando como base el diámetro de la colpa máxima “d”. Esta distancia puede ser 0,8 a 0,9 veces d.

Dimensiones de la parrilla: Debemos determinar las dimensiones de la altura de descarga (h), longitud de la parrilla inclinada (l), longitud de la parrilla horizontal (s) y el ángulo de inclinación de la parrilla (σ).



la energía potencial de la roca en el punto “0”, debe gastarse totalmente y supondremos que llega al punto “2” se habrá gastado toda la energía. Si la energía se gastara antes quiere decir que la parrilla está sobredimensionada.

En el punto “1” hay una disipación de la energía producto del impacto del material por la descarga (llamémoslo e). El golpe entre colpas y los barrotes de la parrilla genera otra pérdida de energía por impactos y roce dinámico. Debido a esto hay un trabajo para poder vencer el roce entre el tramo “1” y “2” (coeficiente de roce f).

Debemos despejar 6 variables, a través del siguiente método:

$$\text{Energía en el punto "1"} = E_1 = m \times g \times h \times (1 - e) + m \times g \times l \times \sin \alpha$$

$$W (\text{trabajo}) = F \times d = m \times g \times f \times l \times \cos \alpha + m \times g \times s \times f = E_1$$

$$h \times (1 - e) + l \times (\sin \alpha - f \times \cos \alpha) - s \times f = 0 \quad (1)$$

El valor de f y e dependen del tipo de roca. De la expresión (1) si $h = 0$, se tiene que:

$$f = l \times \sin \alpha / (l \times \cos \alpha + s)$$

$\alpha (^{\circ})$	27	25	21,5	33,5
$l \text{ (m)}$	2,1	2,31	2,82	1,63
s	0,82	0,78	0,54	1,2
f	0,36	0,34	0,33	0,35

Conociendo “ s ” y con “ α ” y “ l ” fijos se determinaba f .

$$f = 0,345 \text{ (promedio)}$$

Para determinar el valor de e , sabiendo que $E_1 = W = F d$, la energía suplementaria que le entregaba al sistema es:

$$m \times g \times \Delta h = m \times g \times f \times \Delta s$$

$$\Delta h = f \times \Delta s$$

$$\Delta h = 0,345 \times \Delta s$$

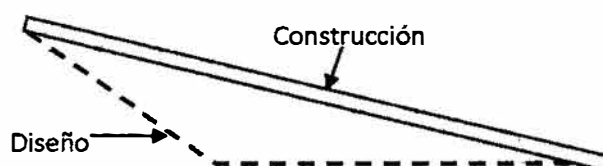
Si $\Delta h = 16 \text{ cm}$, $\Delta s = 46,5$, pero el Δs real resultó menor que este valor, comprobándose que el Δs real era un 65% del valor calculado, existiendo un porcentaje de disipación de la energía del 35% (e) y se cuenta sólo con el 65% de la energía inicial para llegar al final de la parrilla (desde el punto “1” al punto “2”). Reemplazando e y f en (1) se tiene:

$$0,65 \times h + l \times (\sin \alpha - 0,345 \times \cos \alpha) - 0,345 \times s = 0$$

$$S = 1,884 \times h + 2,899 \times l \times \sin \alpha - l \times \cos \alpha$$

Manteniendo constante los valores de α y h , se tiene que s es una función lineal. El ángulo α puede variar entre los 20° y 40° , y se determina fijándolo en valores que se estimen como adecuados. El valor de h depende del sistema de descarga en la parrilla (Buitra: $h = 0$, Camión: $h = 0,5$ a 1 metro, LHD: $h = 1,5$ a 2 metros), es decir el sistema de carguío hacia la parrilla lo determina.

Se puede tomar como base un valor de $\alpha = 25^\circ$, $h = 0,5$ a 2 metros e ir variando los valores de l y s . Finalmente se calcula la parrilla con sus valores y en la práctica se construye recta con pendiente (sin el quiebre).

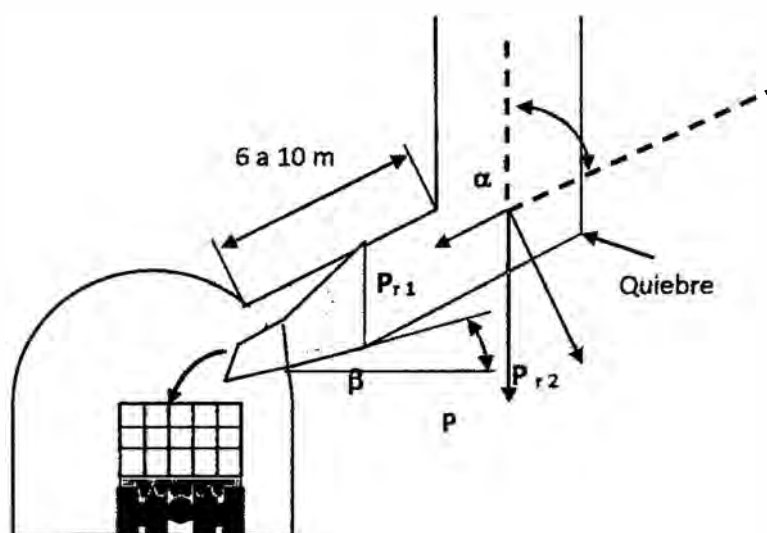


6.7. DISEÑO DE BUZONES EN HUMDIMIENTO POR BLOQUES.

Podemos decir que un buzón cumple funciones de regulación de flujo de material, es decir actúa como una válvula de descarga. El sistema del buzón en sí, consta de partes metálicas principalmente, el sistema de accionamiento puede ser por aire comprimido o hidráulico (depende de la capacidad), debe ser capaz de abrirse y cerrarse cuando sea necesario y su descarga debe ser siempre sobre un equipo de transporte. El buzón debe cumplir con dejar pasar el material sin obstaculizarlo (cuando se requiera) y cumplir con las condiciones de diseño y sus dimensiones son las que permitirán cumplir con ello, de acuerdo al sistema de

transporte y la granulometría del material. Se pretende lograr una operación simple, de bajo costo, sin riesgo y de alto rendimiento.

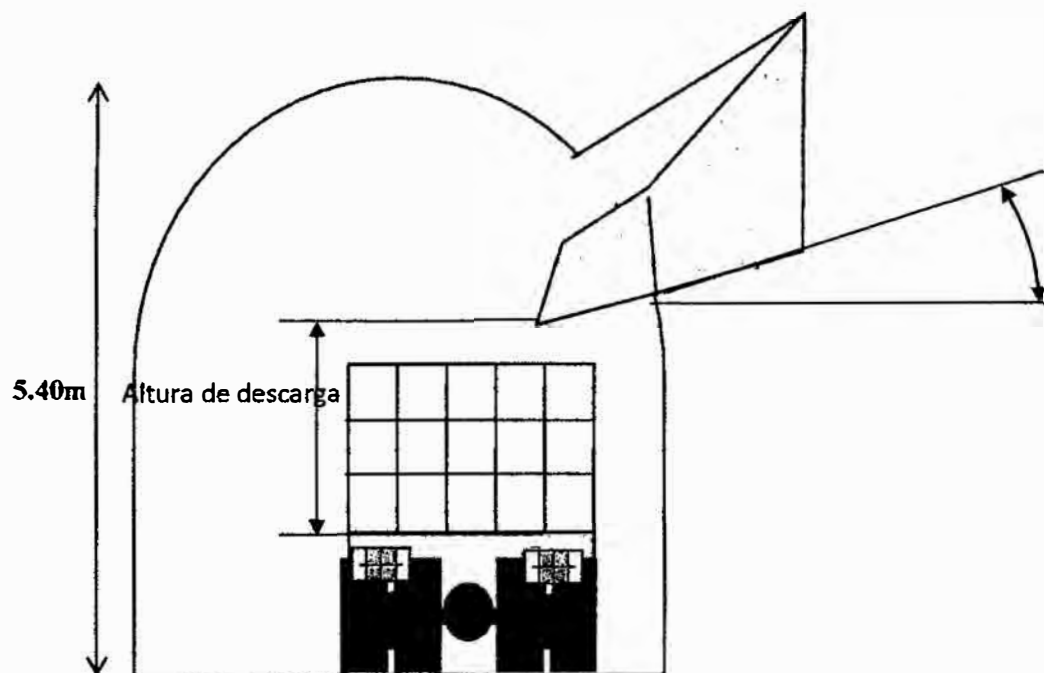
Debido a que el material viene bajando con gran energía desde los niveles superiores, el diseño del sistema debe considerar bajar dicha energía de modo de no dañar las componentes del buzón. Esto se logra generando un quiebre en el ducto (chimenea) antes del buzón mismo. Los esfuerzos a los cuales está sometido el buzón son de tipo dinámico (por el roce en la salida entre roca - roca y entre roca - buzón) y también estáticos (caja de quiebre). El ángulo del quiebre ($\alpha = 30^\circ$ a 50°) debe ser tal que se pueda compensar el peso de la columna que soporta con el flujo de material requerido (a mayor ángulo el esfuerzo y el flujo son mayores). En el caso de flujo de material húmedo el ángulo debe ser mayor. La longitud de la caja de quiebre varía según la granulometría y características del buzón.



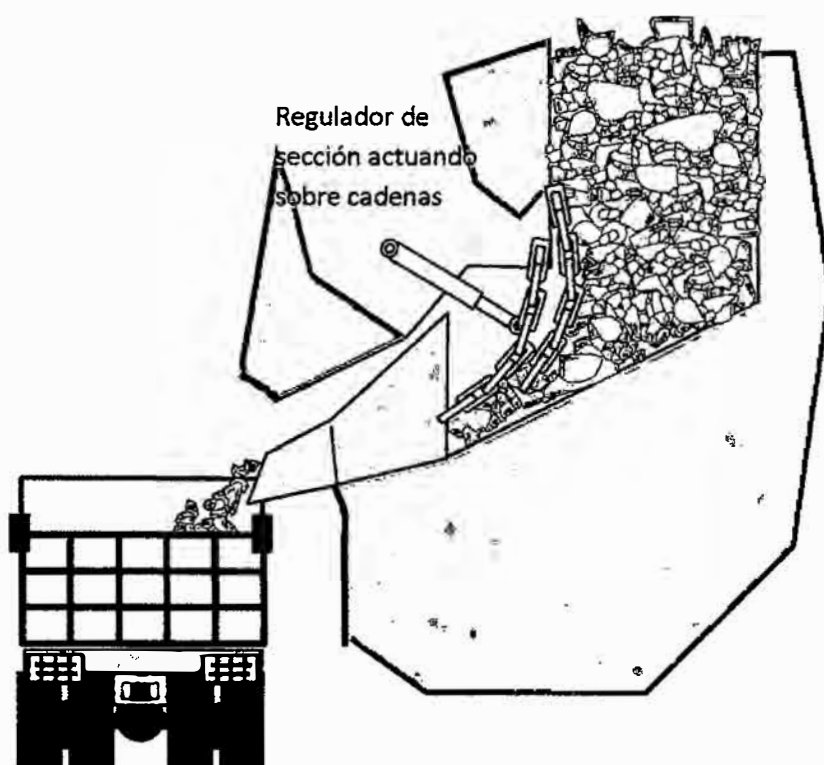
6.7.1. ELEMENTOS DE DISEÑO DEL BUZÓN.

Cualquier diseño de la boca del buzón debe contemplar el estrechamiento en la conducción por culpa del cambio de dirección, el límite de la boca del buzón provocará un estrechamiento que en general no es deseable (por razones de flujo). La altura desde la boca del buzón hasta el punto de carga del equipo de transporte (altura de descarga del buzón) debe ser tal que el equipo de transporte no sufra daños por el impacto del material. La disposición del equipo y del buzón debe ser tal que el equipo de transporte quede bien cargado (homogéneamente). Se pretende que el material ejerza una presión igual al material

vivo, es decir que quede dentro del ángulo de reposo, y para que el material escurra, el ángulo del piso (β) tiene que ser mayor o igual al ángulo de reposo mencionado.



la granulometría y condiciones, del material que traspasa el buzón, son variables y debemos considerar características tales como la cantidad de fino y grueso, humedad, mineralogía, etc., con el fin de determinar la necesidad de variar las condiciones de operación del buzón, especialmente en la sección disponible para descargar, de modo que se adapte a las condiciones del material a traspasar.



6.7.2. COMPOSICIÓN DEL SISTEMA BUZÓN.

Básicamente el buzón se compone por elementos fijos, móviles y una unidad de fuerza. Los elementos fijos se encuentran anclados a la roca misma, en cambio los elementos móviles forman parte de la estructura y son accionados por cilindros hidráulicos o neumáticos.

Los elementos fijos son el socucho, la tolva y la estructura de soporte, y los elementos móviles son las cortinas de cadenas y la boca de descarga (buzón). La unidad de fuerza es la que permite accionar los cilindros, semáforos y la ventilación exterior y que se encuentra en una estocada lateral del sistema.

Socucho: es un ducto metálico o de hormigón anclado a la roca revestido con piezas de desgaste (acero), que une la chimenea con el buzón.

Tolva: estructura metálica en forma de canal revestida con piezas metálicas de desgaste, se encuentra fija al soporte y está conectada directamente al socucho. La pendiente de la tolva es levemente inferior a la del socucho. El lecho de la tolva (en su tramo inicial) es un área de impacto del material proveniente de la chimenea, permite la formación de un talud de

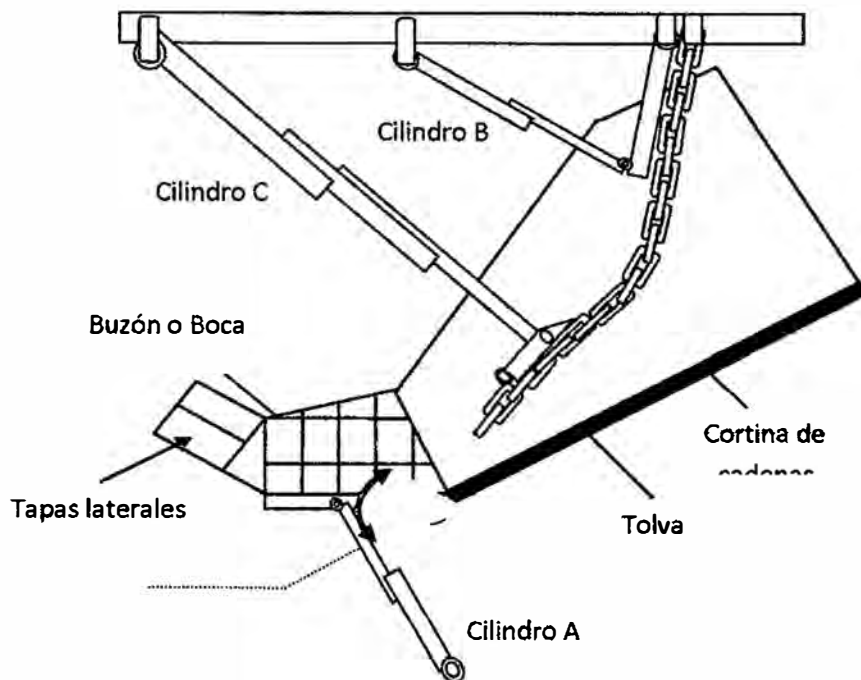
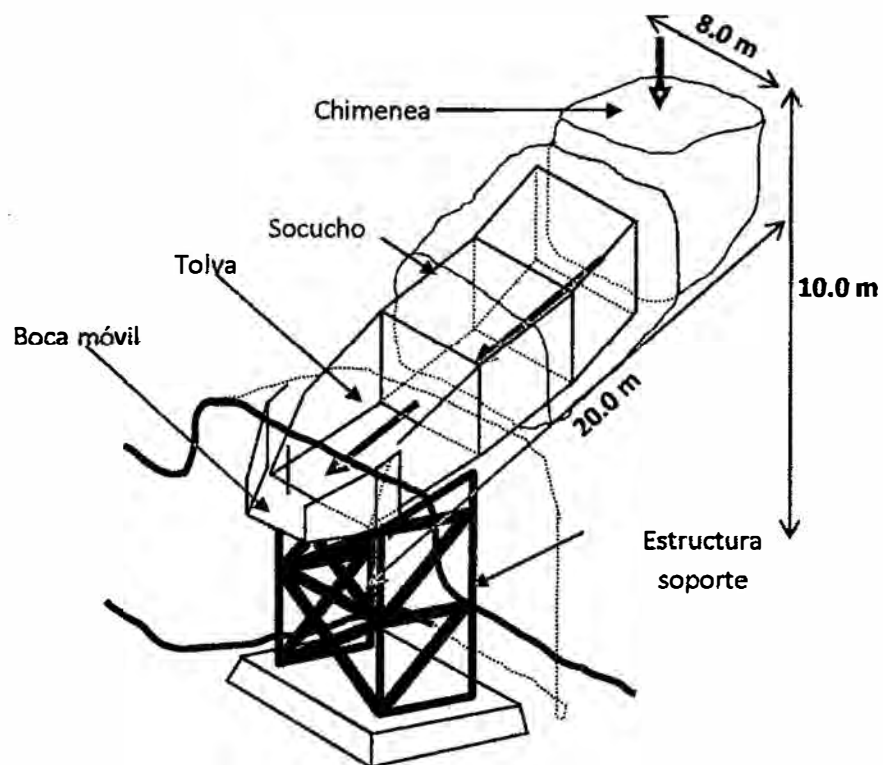
material, el cual no debe llegar a la boca del buzón (debe mantenerse en su ángulo de reposo).

Estructura de soporte: básicamente está compuesta por vigas de acero, anclajes a la roca y una base de concreto. También se incluye en ella todo el sistema de operación como pasarelas, barandas, balcones, etc.

Buzón o boca: esta pieza es la que realiza la descarga del material hacia el equipo de transporte. Está sujeto al extremo inferior de la tolva con un pivote que se mueve entre -30° y 30° aproximadamente (respecto a la horizontal), sube o baja con el accionamiento de cilindros neumáticos o hidráulicos. En algunos casos el buzón puede regular el ancho de descarga con compuertas. El sistema cuenta con un contrapeso que permite mantener el equilibrio y el control de la operación.

Cortinas de cadenas: estos elementos actúan principalmente como pieza de control de flujo y granulometría. Las cadenas tienen la resistencia y la flexibilidad necesaria para cumplir con este objetivo a diferencia de elementos rígidos cuya vida útil sería menor por culpa de los impactos y rozamiento propio de la operación. Las cadenas son accionadas por distintos cilindros hidráulicos dependiendo de su función. Las cadenas se sostienen en tres puntos que son un empalme fijo superior, porta cadenas a media altura (accionado por un cilindro hidráulico, que permite regular la sección) y un porta cadenas inferior (accionado por otro cilindro hidráulico, que permite regular el flujo). Los extremos inferiores de las cadenas están libres.

Cilindros: estos elementos se encuentran dispuestos en distintos puntos del equipo, según la función del mismo. Bajo del buzón se encuentran los cilindros que le dan la movilidad a la boca del buzón para realizar las tareas de descarga de material (a). Sobre una cortina de cadenas se ubican otros cilindros que permiten controlar la granulometría del material (b) y por último los cilindros de control de flujo, que actúan sobre la cortina de cadenas (c).



Debemos destacar que la instalación de un buzón requiere una excavación importante (para el caso de la figura: alto 10 m, largo 20 m y ancho 8 m). Existen otros sistemas de buzones que difieren en la disposición espacial y en algunas características, pero la funcionalidad es

la misma. También se requiere fortificación (para cuidar la inversión y garantizar la operación), hay que construir la estructura, montar las piezas, construir el socucho, sellar el sistema chimenea-socucho (por el polvo) y montar el sistema hidráulico o neumático.

La capacidad del sistema se mide en toneladas descargadas por hora y podemos mencionar que el sistema es muy rápido (18 segundos para 30 toneladas, lo que arroja un rendimiento de 6.000 ton/hora instantáneo) y la inversión requerida oscila entre los us\$ 50.000 y 130.000 (dependiendo de sus características).

6.7.3. REDUCCIÓN SECUNDARIA DE ORE.

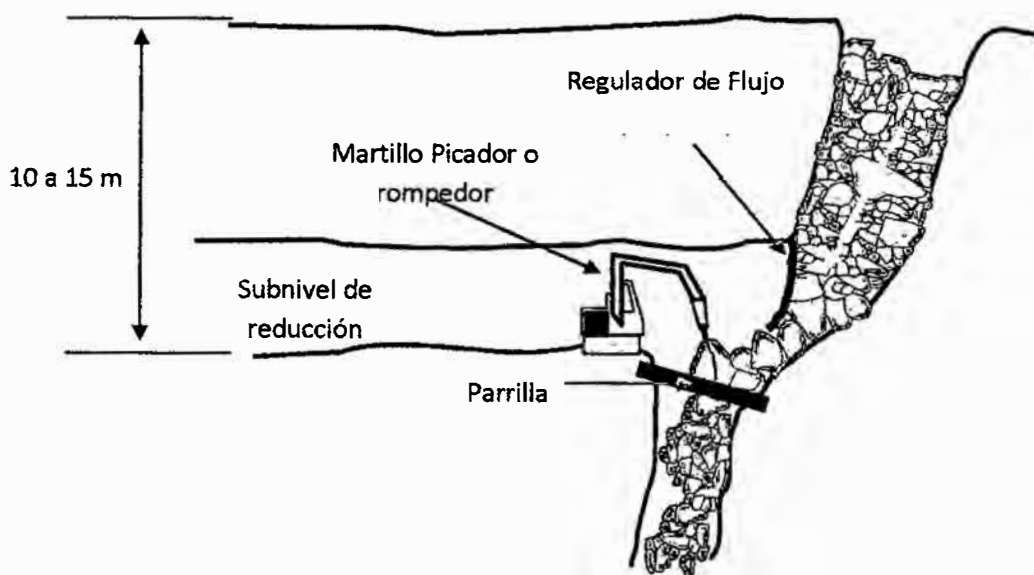
La reducción secundaria se lleva a cabo por la necesidad de cumplir restricciones granulométricas en el traspaso y en el transporte de materiales. Uno de los problemas con los cuales debemos enfrentarnos es la aparición de material con sobre tamaño, el cual puede generar otros problemas tanto en el traspaso del material como en las instalaciones relacionadas (buzones por ejemplo).

Es por ello que se hace necesaria estudiar y diseñar un buen sistema de reducción de colpas antes de que se produzcan los efectos del traspaso de dicho material.

La reducción de tamaño sobre una parrilla se puede realizar principalmente de tres formas:

- 1) **parche:** carga explosiva que se aplica en la superficie de la colpa y que al detonar provoca la fragmentación de ella. Se considera como una mala práctica, ya que el explosivo debe tener confinamiento para su buen aprovechamiento y en este caso no ocurre por lo que la eficiencia de la tronadura es muy baja y la proyección de material es alta, provocando daños en los alrededores (cables, tuberías, caja, etc.).
- 2) **cachorro:** consiste en perforar la colpa con un equipo manual o mecanizado, de modo que el explosivo quede confinado como corresponde. En este caso la eficiencia del explosivo es mayor, pero debe considerarse el tiempo que demora la perforación y además se necesita personal (cuadrilla) que realice la perforación.

3) **martillo rompedor, picador o demoledor**: equipo diseñado para demolición por impacto, puede ser neumático o hidráulico, manual o mecanizado. Las ventajas que presenta son su eficiencia y su independencia (no requiere paralizar la faena o el sector, sólo el punto donde se encuentra el problema). El monto de la inversión es mucho más significativo en comparación de los anteriores métodos.



La secuencia lógica y comúnmente vista en terreno en el manejo de materiales, en relación a su granulometría, es la siguiente:

- ❖ Lhd (una pala o scraper): el material requiere una granulometría apta para ser cargada.
- ❖ Parrilla de chimenea de traspaso: el material debe pasar por la parrilla.
- ❖ Chimenea de traspaso: el material debe fluir a través de ella sin colgarse.
- ❖ Parrilla de cámara de reducción secundaria: el sobre tamaño debe reducirse para no dañar el buzón.
- ❖ Continuación de la chimenea de traspaso: el material debe fluir a través de ella sin colgarse.
- ❖ Buzón de descarga intermedia: el material debe fluir y no dañar las componentes del buzón.
- ❖ Equipo de transporte intermedio (ferrocarril o camión): el material debe ser apto para su recepción, transporte y descarga posterior.
- ❖ Parrilla en descarga hacia almacenamiento: el material debe pasar la parrilla y llegar sin problemas al silo o tolva de almacenamiento.

- ❖ Buzón de descarga principal: el material debe fluir y no dañar las componentes del buzón.
- ❖ Equipo de transporte principal (ferrocarril o camión): el material debe ser apto para su recepción, transporte y descarga posterior.
- ❖ Recepción en chancador: el material debe ser apto para su posterior chancado.

Para lograr que se cumpla sin problemas esta secuencia debe garantizarse el diseño, construcción y habilitación de los elementos citados, si no es así habrá que corregir la operación utilizando reducción secundaria.

La predicción del tamaño del material puede realizarse con modelos empíricos, el problema es poder llegar al tamaño adecuado. El tamaño de las rocas explotadas tiene relación con las estructuras asociadas al material in situ y el diseño de la tronadura. En los casos en que la explotación se realiza con la roca a la vista se puede controlar más este punto (cut & fill, shrinkage, room & pillar). Sin embargo con los métodos en que no se tiene ese control visual resulta más complicado (sub level stopping, sub level caving, block o panel caving), es por ello que en estos casos se diseña la malla de extracción dependiendo de las características estructurales de la roca (frecuencia de fracturas, condiciones de relleno, disposición tridimensional, etc.). Cuando el mineral es recibido en los puntos de extracción tiene la primera oportunidad de ser reducido de tamaño.

Una reducción manual, con perforación y voladura secundaria de las colpas, requiere una cuadrilla de 2 personas para la perforación y 2 para la voladura (manipuladores de explosivos autorizados) y considera las siguientes actividades:

Operaciones realizadas para la reducción secundaria	Tiempo
Traslado de equipos y accesorios al punto con el problema	2 minutos
Conexión del sistema de aire comprimido y agua	3 minutos
Perforación de una colpa o bolonería	5 minutos
Desconexión del sistema	2 minutos
Interferencias	1 minuto
Traslado de explosivos y accesorios al punto con el problema	1,5 minutos
Carga y conexión	1,5 minutos
Retiro del lugar y aviso de voladura	3 minutos

Interferencias	1 minuto
Ventilación	10 minutos
total: (20 minutos sin considerar la ventilación).	30 minutos

Por cada 2 grupos de perforistas debe haber un grupo de manipuladores de explosivos (cachorreros). Esto no es económicamente conveniente, por lo que se recurre a la alternativa de mecanizar la operación con equipos más versátiles y de operaciones más efectivas y eficientes.

Para realizar una reducción secundaria mecanizada se puede considerar la utilización de martillos picadores móviles, ya que el rendimiento es mucho mayor, como se puede apreciar en la siguiente secuencia:

Operaciones de reducción secundaria con martillo Picador	Tiempo
Maniobras de ingreso al punto	0,5 minutos
Maniobras previas a la operación	2 minutos
Reducción de colpas o boloneras	1,5 minutos
Maniobras finales y retiro	1 minuto
Interferencias	0,5 minutos
Total	6,5 minutos

En un turno este equipo puede demoler 55 bolones con un solo operador. Los detalles de estos equipos pueden ser consultados en el texto “**maquinarias y equipos mineros para la explotación subterránea**”, en la sección reducción de colpas (página 116).

6.7.4. ESTIMACIÓN DE LA CANTIDAD DE MATERIAL A REDUCIR SOBRE UNA PARRILLA.

Para estimar la cantidad de material a reducir sobre una parrilla y con ello permitir una adecuada definición del sistema de reducción secundaria, debemos conocer la distribución granulométrica del material que llega a la parrilla.

$$R = 1 - (1 - L / L_{\max})^x$$

R = frecuencia acumulada.

L = dimensión máxima de la mineral normal.

L_{max} = dimensión máxima de la mineral de mayor tamaño.

X = tamaño.

Si no hay parrilla se toma como $L_{\max}$ el diámetro del pique y si hay parrilla este diámetro se tomará igual a la separación de los barrotes o abertura de la parrilla.

La abertura de la parrilla, para que pase un fragmento de un tamaño determinado, queda dado por:

$$\text{Abertura de la parrilla} = P = dp / (1,38 \times \text{sqr} (1 \times f^2 / (1 + f^2)))$$

$$\text{Diámetro proyectado} = dp = \text{sqr} (4 \times L \times A / \pi)$$

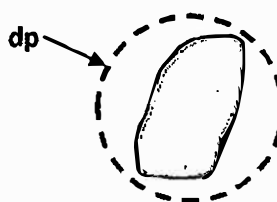
$$l = L / a$$

L = largo del bolón.

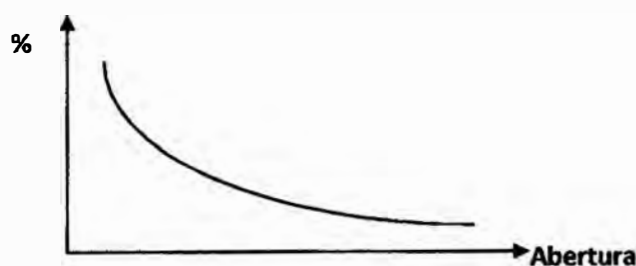
A = ancho del bolón.

$$f = A / E$$

E = espesor de la colpa



Generalmente podemos ver que la relación entre las dimensiones de las colpas son: $L : A : E = 1 : 0,75 : 0,5$. Lo usual es llegar a valores de P iguales a 0,72 veces el largo de la colpa y si graficamos el porcentaje de la cantidad de material retenido sobre la parrilla versus la abertura de ella se tiene una curva del siguiente tipo:



6.8. PARAMETROS QUE JUSTIFICAN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE HUNDIMIENTO DE BLOQUES.

6.8.1.- ÍNDICES OPERACIONALES

Disponibilidad Física:

Es la fracción del total de horas hábiles, expresada en porcentaje, en la cual el equipo se encuentra en condiciones físicas de cumplir su objetivo de diseño.

$$DF = \frac{(HOP + HRE) \times 100}{HH} \%$$

Este indicador es directamente proporcional a la calidad del equipo y a la eficiencia de su mantención y/o reparación, e inversamente proporcional a su antigüedad y a las condiciones adversas existentes en su operación y/o manejo.

Índice de Mantenimiento:

Es el tiempo en horas que el equipo es operado por cada hora invertida en su mantención y/o reparación.

$$IM = HOP / HMT = (HEF + HPE) / HMT$$

El valor de este índice es proporcional a la calidad del equipo controlado y a la eficiencia de su mantención y/o reparación, e inversamente proporcional a su antigüedad y a las condiciones adversas en su operación o manejo.

Índice de Utilización:

Es la fracción del tiempo, expresada en porcentaje, en la cual el equipo es operado por cada hora en que este está en condiciones de cumplir su objetivo de diseño o físicamente disponible.

$$UT = (HOP \times 100) / (HOP + HRE) \%$$

Es directamente proporcional a la demanda o necesidad de la operación de utilizar el equipo, e inversamente proporcional a su disponibilidad física y a su rendimiento.

Aprovechamiento:

Es la fracción del total de horas hábiles, expresada en porcentaje, en que el equipo físicamente disponible es operado en su función de diseño incluyendo sus pérdidas operacionales.

$$A = HOP \times 100 / HH \% = DF \times UT / 100 \%$$

Es directamente proporcional a la demanda o necesidad de la operación de utilizar el equipo, dentro del límite impuesto por la disponibilidad física del mismo, e inversamente proporcional al rendimiento del equipo.

Factor Operacional:

Es la fracción de tiempo, expresada en porcentaje, en que el equipo realiza efectivamente su función de diseño por cada hora en que es operado.

$$FO = HEF \times 100 / HOP \%$$

Es inversamente proporcional al tiempo de pérdida operacional.

Rendimiento:

Es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo por cada unidad de tiempo de operación.

$$R = \frac{\text{UNIDADES DE PRODUCCIÓN PROMEDIO}}{\text{UNIDAD DE TIEMPO DE OPERACION}}$$

Es directamente proporcional a la velocidad de producción del equipo e inversamente proporcional al tiempo de pérdida operacional.

Rendimiento Efectivo:

Es el promedio de unidades de producción realizadas por el equipo en cada unidad de tiempo Efectivo de operación.

$$R = \frac{\text{UNIDADES DE PRODUCCIÓN PROMEDIO}}{\text{UNIDAD DE TIEMPO EFECTIVO DE OPERACIÓN}}$$

Teóricamente este valor debería ser el de diseño para el equipo, pero es alterado por las características físicas de donde se aplica su función, el medio ambiente, condiciones físicas del equipo y por las técnicas de su utilización.

Con estos índices podemos llevar un control en el transcurso de la vida de cualquier equipo, debemos tener en claro que por sí solos cada índice no representa una herramienta útil para dar solución a problemas o detectar causas de problemas, sino que en conjunto deberán analizarse para poder enfocar cualquier tipo de investigación al respecto, y el éxito de ello dependerá directamente de la calidad de la información obtenida para el cálculo de cada uno de ellos, es decir solo nos serán de utilidad si es que han sido medidos con claridad, comprobabilidad, constancia y responsabilidad, es la única manera para que la implementación de este sistema de control en una faena tenga buenos resultados.

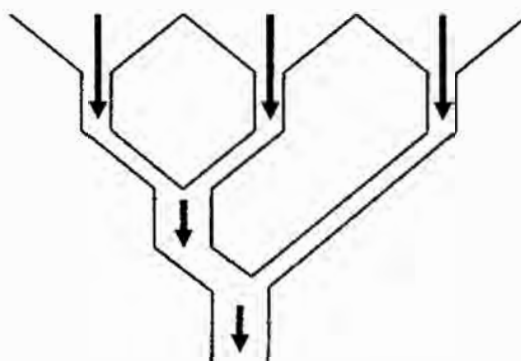
6.8.2. TRASPASO GRAVITACIONAL.

Cuando desarrollamos galerías o excavaciones preferentemente horizontales la componente gravitacional no existe, ya que la energía gravitatoria no puede ser aprovechada, pero por las características de los yacimientos siempre es posible encontrar una componente vertical, la cual podremos aprovechar para traspasar mineral evitando incurrir en gastos por transporte o acarreo por otros medios (camiones, correas, skips, etc.).

Se definen tres sistemas de traspaso gravitacional:

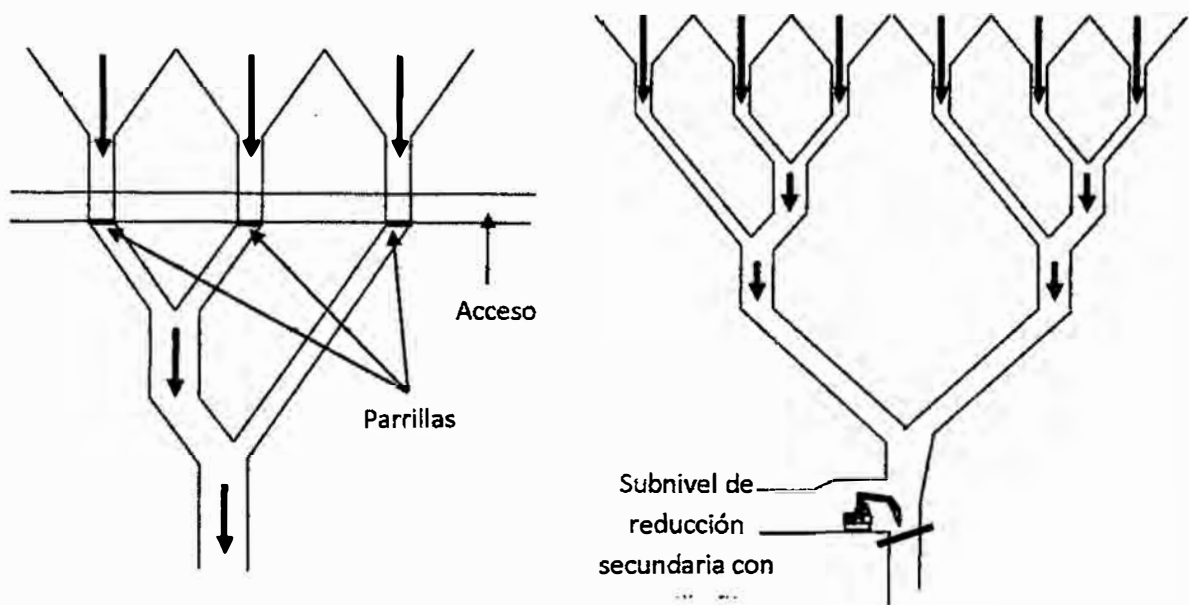
1) **Sistema Gravitacional Integral:** Definido por el aprovechamiento total y único de la gravedad con trayecto directo del mineral desde la fase de arranque hasta el nivel de transporte principal. Las primeras explotaciones de block caving utilizaban este sistema.

Este sistema sólo es aplicable cuando la fragmentación primaria de la roca es muy buena. Implica construcción de una gran cantidad de labores de infraestructura, por lo que la preparación es muy costosa.



2) **Sistema Gravitacional con control Granulométrico o interposición de Parrillas:** Se tiene el mismo esquema anterior pero en las bases de recepción se tienen parrillas. Este sistema se caracteriza por el aprovechamiento total y único de la gravedad pero con la pasada del mineral arrancado por un nivel intermedio para su control granulométrico antes de seguir hacia el nivel de transporte principal, evitando la generación de daños y/o atascamiento de chimeneas, de los buzones y daños en el equipo de transporte.

En los puntos de control se realiza reducción secundaria del sobre tamaño, ya sea por cachorro o reducción mecánica con combos o martillos neumáticos si es que se dispone de aire comprimido en el sector o un compresor móvil para éste propósito. Se pueden utilizar martillos picadores fijos de mayor tamaño en puntos específicos.



3) **Sistema Gravitacional con carguío y Transporte:** Se define por un desplazamiento horizontal del mineral antes o después del control granulométrico. Un ejemplo con transporte previo al control de tamaño es el sistema Scraper, que arrastra el material tronado desde uno o más puntos de recepción (embudos) hacia un punto de traspaso (chimenea). Hoy en día este sistema se aplica sólo en algunos sectores de minas importantes (El Teniente), ya que en la mayor parte de los casos se utilizan otros sistemas más eficientes y modernos (LHD).



CAPÍTULO VII:

CONTROL DE VIBRACIONES DE VOLADURA.

7.1. MECANISMO DE ROTURA DE LA ROCA.

Para lograr los objetivos básicos de la voladura, se ha desarrollado un modelo que explica el mecanismo de liberación de energía en el proceso de detonación y su relación con el fracturamiento de la roca.

Este mecanismo se puede separar en cuatro fases principales:

- Fase de Detonación.
- Fase de propagación de la energía de choque.
- Fase de expansión de la presión de gases.
- Fase de movimiento de la roca.

7.1.1. FASE DE DETONACIÓN.

La detonación es el comienzo del proceso de fracturamiento de la roca en una tronadura. Momentos después de la detonación una onda de choque viaja a lo largo de la columna explosiva a una velocidad de 3000 a 6000 m/s; esta velocidad es llamada Velocidad de Detonación (VOD). La columna explosiva durante la detonación puede dividirse en 3 zonas: la primera es el *explosivo sin detonar* y la segunda es la *zona de detonación*. La tercera corresponde a la zona ubicada tras la zona de detonación (plano Chapman & Jouget) denominada *estado de explosión* y en donde se forman principalmente gases a alta presión y temperatura. En el plano C-J la reacción química es completa, si se tiene una detonación ideal, por lo que se puede medir las propiedades termodinámicas del proceso como presión, velocidad, temperatura, energía interna, formación de calor y densidad. La distancia entre la onda de choque y el plano C-J determina la velocidad de la reacción. Por ejemplo, en explosivos comerciales de alta sensibilidad, la distancia entre el frente de onda y el plano es muy pequeña y como resultado se tiene un pulso de presión de alta amplitud y corta duración por lo que se liberan productos gaseosos muy rápidamente. En el caso de explosivos comerciales poco sensibles existe una disminución en la amplitud de la presión y pulsos más largos, esto hace que la reacción sea más lenta y el volumen de gases más eficaz.

Por otra parte, todos los productos en el estado de explosión se asumen gaseosos y no se agrega gas adicional al proceso luego de esta fase. En cargas desacopladas la presión gaseosa aplicada sobre las paredes del tiro, llamada presión de hoyo, disminuye. Para cargas totalmente acopladas la presión de hoyo es equivalente a la presión de explosión.

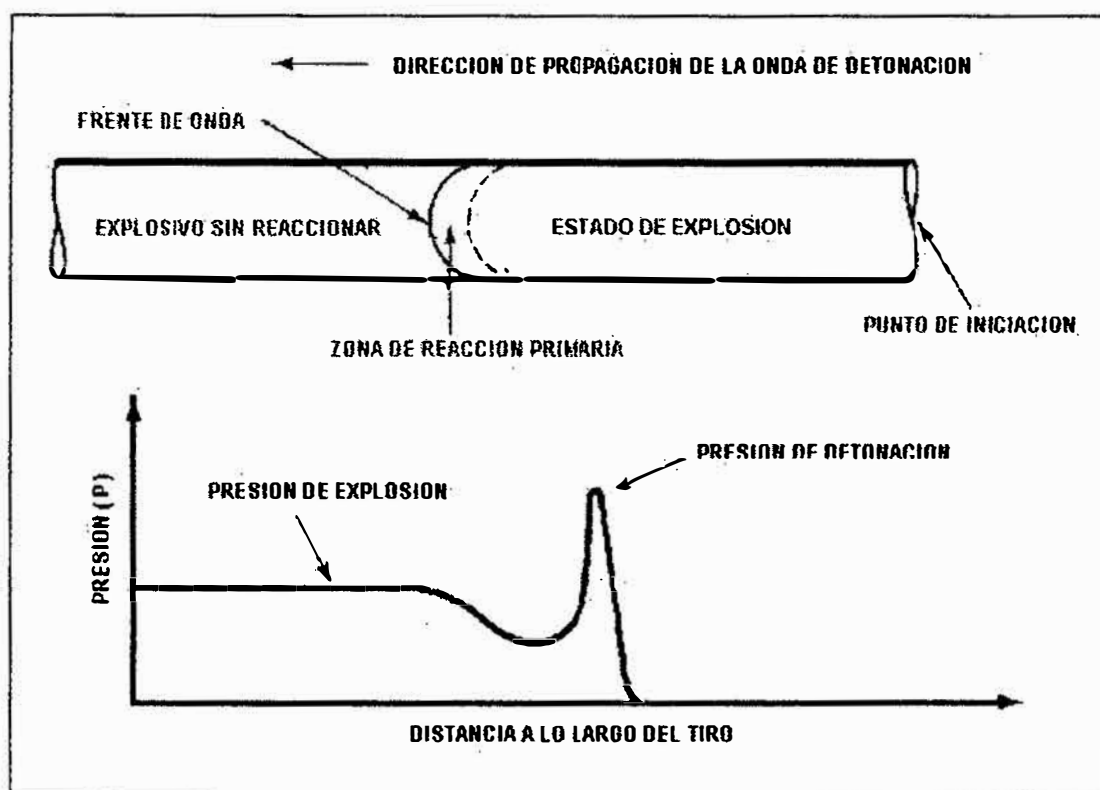


Figura 5.1: Fase de Detonación.

7.1.2. FASE DE PROPAGACIÓN DE LA ONDA DE CHOQUE.

Esta fase sigue inmediatamente después de la fase de detonación u ocurre conjuntamente con ella. El modelo, en este caso, asume que en la expansión adiabática de los gases, estos no pierden ni ganan calor luego del estado de explosión. Las altas presiones de gases impactan las paredes del tiro y hacen que se expandan radialmente. El tiro se expande pequeñas distancias durante el proceso, lo que desemboca en una caída de presión de gases y se desarrollan esfuerzos sobre las paredes del tiro. Esta expansión continúa hasta lograr un estado de equilibrio cuasi-estático donde la presión de gases se iguala con los esfuerzos ejercidos sobre las paredes del taladro.

La energía liberada en este tiempo es llamada **Energía de Choque** y puede ser calculada

por (Leiper & Dupleiss ,1990).

$$E_{\text{Choque}} = \frac{(P_b \cdot V_b - P_{eq} \cdot V_{eq})}{(\gamma - 1)} \quad (\text{Ecuación 5.})$$

Donde:

P_b : Presión en un tiempo t_b tiempo de inicio del movimiento de la roca del burden.

V_b : Volumen específico en un tiempo t_b.

P_{eq} : Presión en estado de equilibrio.

V_{eq} : Volumen específico en estado de equilibrio.

γ : Razón de calor específico.

La expansión de las paredes transmiten una onda de choque cilíndrica al interior del macizo cuya presión es considerablemente mayor que la resistencia dinámica a la compresión de la roca, triturándola y formando una región de roca triturada que está en función de la presión de detonación del explosivo y el acoplamiento de las cargas a las paredes del tiro. Según estudio hechos por Duvall y Atchinson en 1957, con explosivos potentes y en rocas porosas, el halo de trituración puede llegar a tener un radio de 8 veces el diámetro del tiro, aunque por lo general fluctúa entre 2 y 4 veces el diámetro.

Esta fase de rotura consume alrededor del 30% de la energía contenida por la onda de choque inicialmente, colaborando tan sólo con el 0.1% de la fragmentación total lograda por la detonación de un tiro.

Más allá de la zona de trituración, la onda de choque genera esfuerzos de tensión tangenciales, formando un anillo de esfuerzo. Si la intensidad de este esfuerzo es mayor que la resistencia a la tracción dinámica de la roca, en esta se desarrolla una zona de fracturamiento radial que se ubica alrededor del halo de trituración. Las características de este fracturamiento van a estar determinado por la intensidad de la onda de choque en la pared del tiro o en el límite exterior del halo de trituración, por la disminución de la resistencia dinámica a la tracción y por el factor de atenuación de la energía de tensión.

Por último, cuando el frente de onda compresiva encuentra una discontinuidad o una

interfase, una parte de la energía es reflejada como ondas de tensión. Si las tensiones de tracción superan la resistencia dinámica de la roca se genera un descostramiento o *spalling*. Este mecanismo contribuye muy poco en el proceso de fragmentación, considerando que se necesitaría 8 veces más carga explosiva de lo normal para lograr la rotura de la roca por la exclusiva acción de este mecanismo.

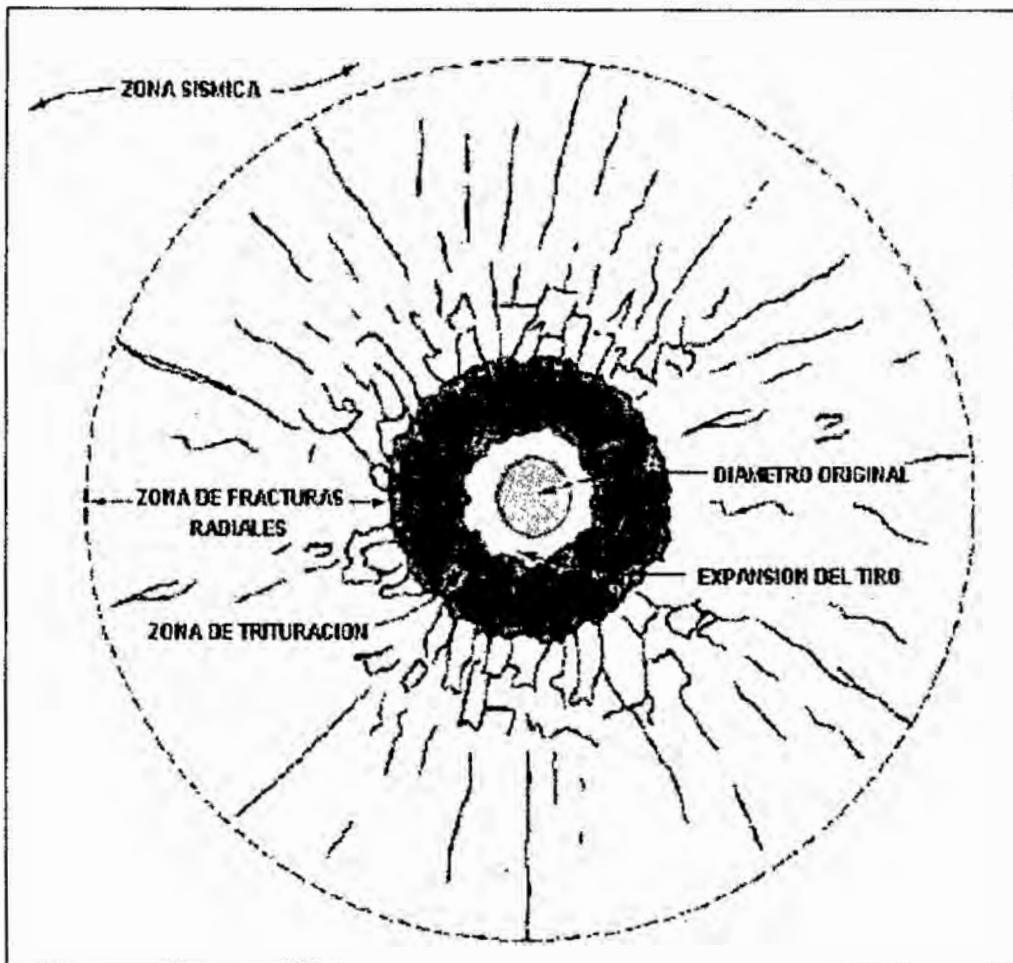


Figura 5.2: Zonas de Fragmentación de la roca producto de la detonación de una carga explosiva.

7.1.3. FASE DE PRESIÓN DE GASES.

Durante y después de la propagación de la onda de choque los gases a altas presiones que hay dentro del tiro se introducen en las fracturas radiales creadas por la onda y en las fracturas naturales, prolongándolas gracias a las tensiones que ejercen sobre los extremos de las mismas. El incremento de energía liberada durante este proceso que corresponde a la *Energía de*

Gases, es calculado a través de la siguiente ecuación:

$$\Delta E(t_i) = \frac{(P(t_i) \cdot V(t_i) - P(t_i - \Delta t) \cdot V(t_i - \Delta t))}{(\gamma(t_i) - 1)} \quad (\text{Ecuación 5.2})$$

Donde

- V (ti)** : Volumen específico en el tiempo ti
 γ (ti) : Razón de calor específico en el tiempo ti
P (ti - Δt) : Presión en el tiempo (ti - Δt)

Después de haber iniciado la iteración de presión, temperatura y volumen de gases, ésta se repite hasta que los gases alcanzan las condiciones terminales o hasta que $t_i \geq t_b$ (tiempo de inicio del movimiento de la roca del burden).

El total de la energía liberada durante la fase de expansión de gases se expresa como:

$$E_G = \sum \Delta E(t_i) \quad (\text{Ecuación 5.3})$$

Es decir, la sumatoria de los ΔE entre los tiempos t_{eq} y t_b .

7.1.4. FASE DE MOVIMIENTO DE LA ROCA.

Los gases que están dentro del tiro empujan hacia adelante la roca cercana a la cara libre y se expanden aún más ocupando el volumen creado por el desplazamiento de la roca, hasta que estos alcanzan las condiciones terminales.

La energía liberada durante esta fase es calculada mediante la fórmula:

$$E_{BM} = \sum \delta E(t_i) \quad (\text{Ecuación 5.4})$$

7.2. TIPOS DE ONDAS SISMICAS.

Al detonar una carga explosiva, la onda de choque generada se propaga en forma esférica al comienzo y cónica después, transfiriéndole una energía vibracional al macizo rocoso. En un buen diseño de voladura, la mayoría de la energía liberada es ocupada en fragmentar la roca y sólo una pequeña parte se convierte en vibraciones, produciendo movimiento en el terreno o sobre presión de aire (*airblast*).

La vibración del terreno es la principal alteración producida por la voladura, aunque el *airblast* toma una notoriedad mayor ya que está acompañado de un efecto sonoro mucho más perceptible. El macizo a través del cual viajan las ondas es considerado un medio elástico constituido por innumerables partículas individuales.

Las ondas sísmicas que perturban el macizo rocoso provocan un movimiento oscilatorio complejo en las partículas que lo constituyen, sacándolas de su estado de reposo y haciendo que cada una de ellas traspase energía a la próxima en forma sucesiva. En cada transmisión de energía se pierde un poco de la misma, por lo que la intensidad del movimiento disminuirá a medida que la onda se aleja de la fuente explosiva, entonces las partículas volverán gradualmente a su estado de reposo.

Las ondas vibratorias, dependiendo de la clase de movimiento que le confieren a las partículas, se clasifican en: Ondas internas y Ondas Superficiales. A su vez las ondas de cuerpo se dividen en Ondas P y Ondas S, mientras que las ondas superficiales se dividen en Ondas R y Ondas L, dentro de las más relevantes para la tronadura. El movimiento generado en el macizo, nace de la combinación de todos estos tipos de ondas

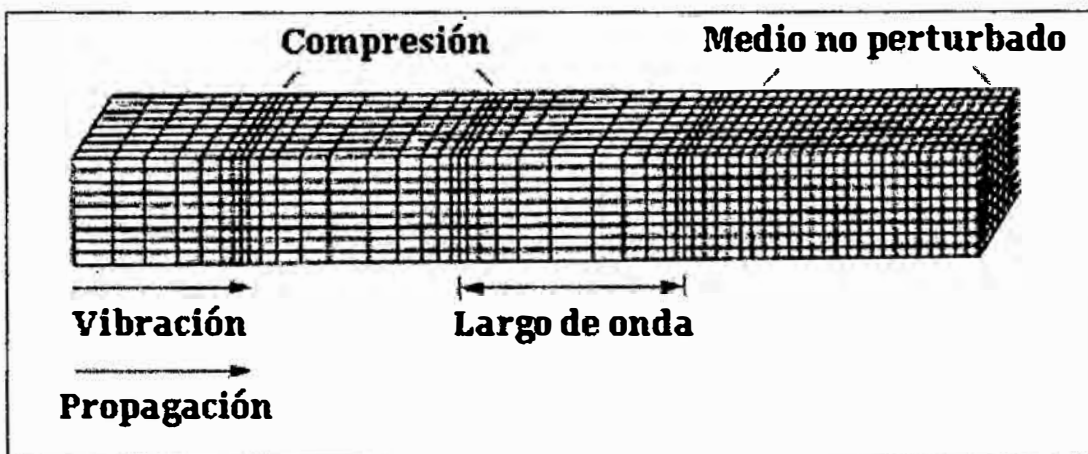
7.2.1. ONDAS DE COMPRESION (P).

Consiste en una serie de movimientos de compresión y tensión, con oscilaciones de las partículas en la misma dirección de propagación. Son las ondas que poseen mayor rapidez y producen cambios de volumen, pero no de forma, en el material a través del cual se propagan. Su rapidez, para suelo, varía entre 150 y 1220 m/s mientras que para la

mayoría de las rocas varía entre 1520 y 6000 m/s (Dowding, 1985).

Este fenómeno de propagación de onda se debe a que la velocidad de detonación, al comenzar la reacción del explosivo, es menor que la velocidad de partícula en la roca por lo que se genera una envolvente esférica de propagación. Si por el contrario, la velocidad de detonación supera la velocidad de partícula, el frente de onda adquiere forma cónica debido a que la envolvente está constituida por frentes esféricos generados secuencialmente por el explosivo a lo largo de la carga. Por consiguiente, la forma de propagación del frente de ondas dependerá de la relación $VOD - V_p$ de cada par explosivo-roca.

Figura 5.3: Efecto de las ondas P sobre el macizo rocoso.

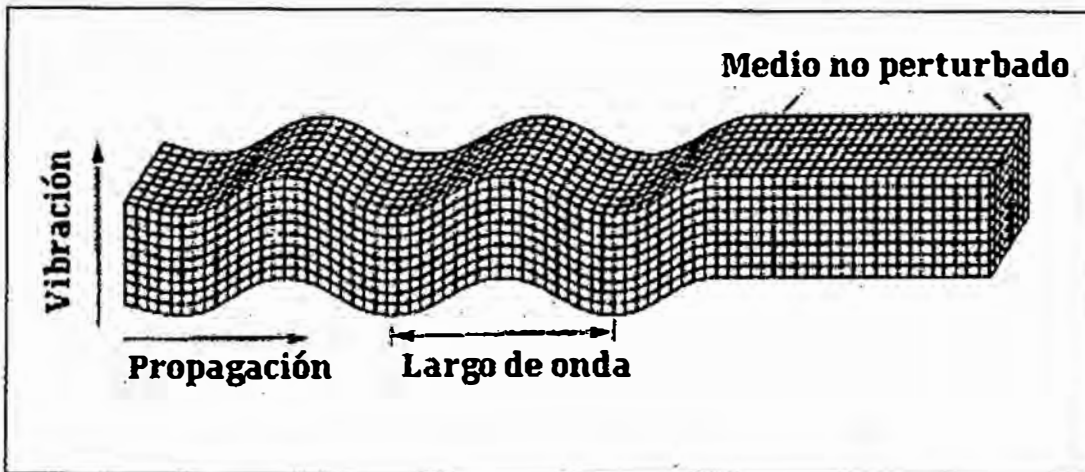


Fuente: Instituto nacional de Sismografía.

7.2.2. ONDA TRANSVERSAL O DE CIZALLE (S).

Consiste en oscilaciones de partícula en forma transversal a la dirección de propagación de la onda. En este caso, el material afectado por la onda sufre un cambio en la forma pero no en su volumen. Su velocidad está comprendida entre la de las ondas P y las ondas R y corresponde aproximadamente al 58% de la rapidez de la onda P, dependiendo de la razón de Poisson.

Figura 5.4: Efecto de la onda S sobre el macizo rocoso.

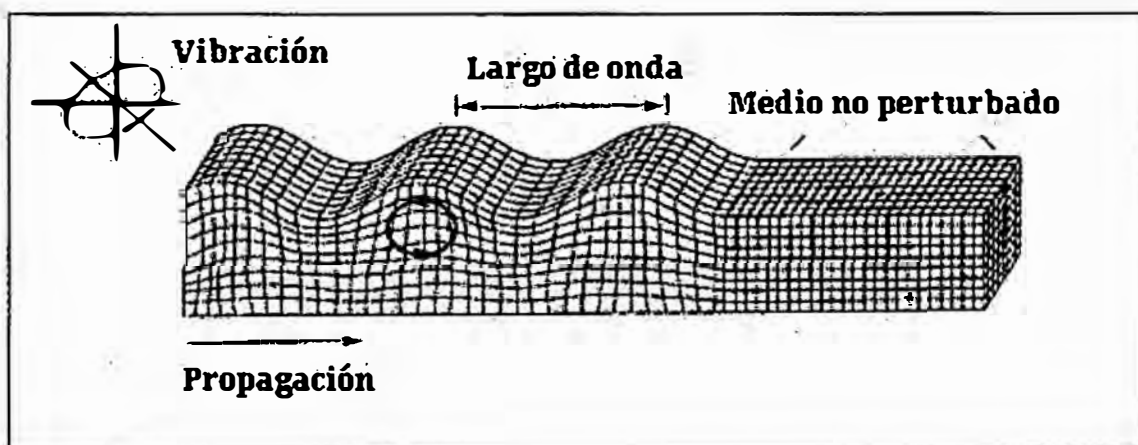


Fuente: Instituto nacional de Sismografía.

7.2.3. ONDA SUPERFICIAL (R).

Son generadas en la superficie, en respuesta a la interacción de las ondas P y S con la superficie. Confieren un movimiento rotacional o circular a las partículas, con un sentido contrario al de la onda de propagación. Poseen una frecuencia baja y una velocidad que corresponde al 90% de la velocidad de las ondas S.

Figura 5.5: Efecto de la onda R sobre el macizo rocoso.



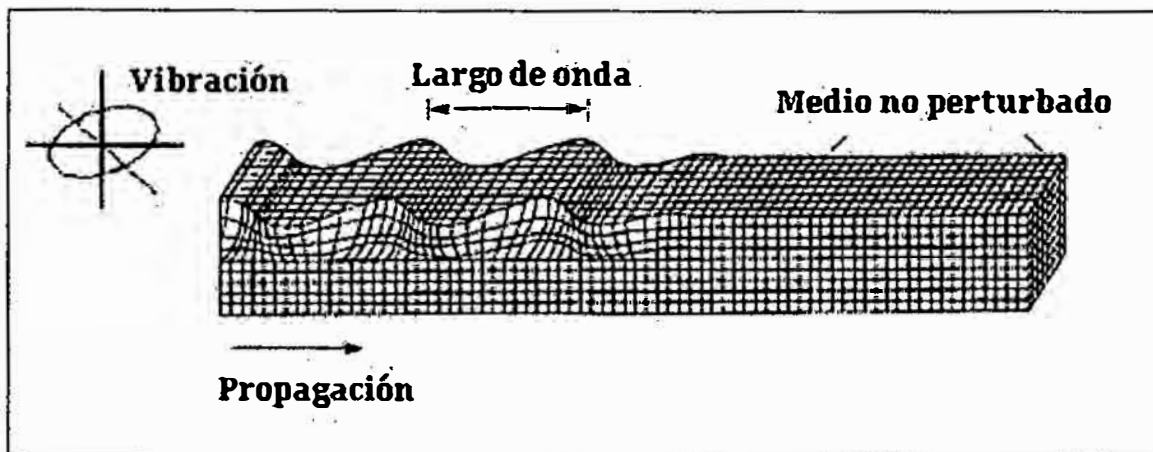
Fuente: Instituto nacional de Sismografía.

7.2.4. ONDA SUPERFICIAL (L).

Suelen generarse en la superficie del terreno cuando la velocidad de la onda S aumenta con la profundidad. Producen un movimiento de partículas en dirección transversal a la de propagación.

Suelen tener una velocidad levemente mayor que las ondas Rayleigh.

Figura 5.6: Efecto de la Onda L sobre el macizo rocoso.



Fuente: Instituto nacional de Sismografía.

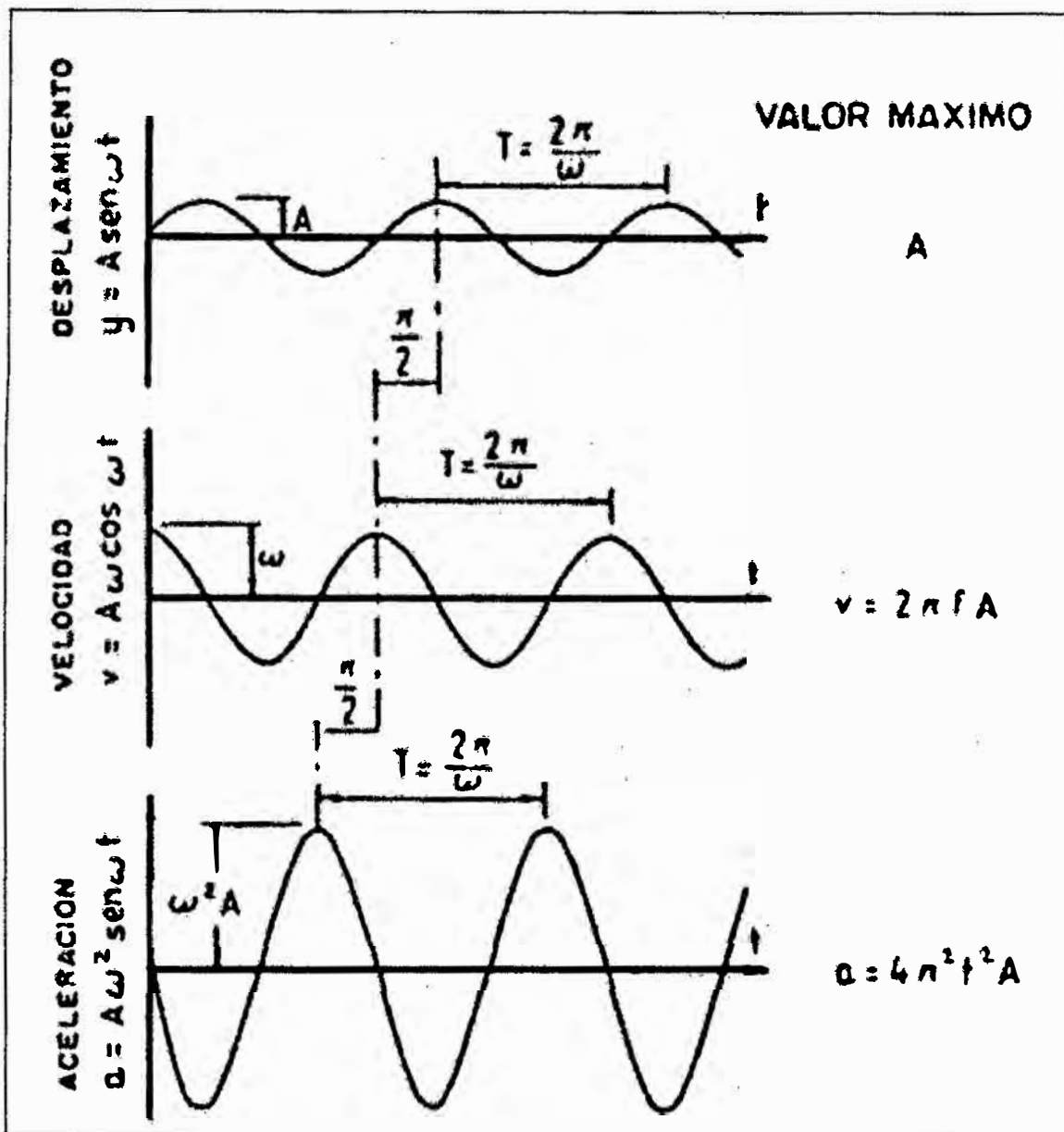
En cuanto a la distribución de la energía transportada por los diferentes tipos de ondas, numerosos investigadores como Miller y Pursey (1955), Vorob'ev (1973), afirman que las ondas Rayleigh transportan entre el 70% y el 80% de la energía total.

7.3. PARÁMETROS DE LAS ONDAS.

El paso de una onda sísmica por un medio rocoso produce en cada punto un movimiento que se conoce por vibración.

Una simplificación para el estudio de las vibraciones generadas por las voladuras consiste en considerarlas como ondas de tipo sinusoidal.

Figura 5.7: Movimiento ondulatorio sinusoidal y sus parámetros.



Los parámetros básicos de análisis son:

- Amplitud (A). Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo.
- Velocidad de partícula (v). Razón o tasa de cambio de la amplitud de una onda vibratoria, y es usualmente medida en milímetros por segundo. En otras palabras, es la rapidez con que se mueve una partícula de roca cuando deja su posición de reposo a causa del paso de un movimiento vibratorio, empezando de cero hasta alcanzar un máximo para después volver a cero.

- Aceleración (a). Es el incremento promedio de la velocidad de una partícula que se desplaza a través de un medio cualquiera.
- Frecuencia (f). Número de oscilaciones o ciclos por segundo, expresada en herts. La frecuencia es inversa del periodo “T”.
- Periodo (T). Tiempo que demora la onda en dar un ciclo completo.
- Desplazamiento (u) Es la distancia a la que se encuentra la partícula en un momento determinado en relación a su posición de reposo.

7.4. CARACTERÍSTICAS DE LAS VIBRACIONES.

7.4.1. FRECUENCIA PRINCIPAL.

La frecuencia principal de una vibración por voladura puede variar entre 0.5 a 200 Hz, pero ciertos tipos de voladura produce frecuencias en rangos más limitados. En explosiones producidas en superficie de minas de cobre y carbón, con una cantidad de explosivo moderada y con distancias a estructuras típicas, se observó la producción de vibraciones con frecuencias principales bajas.

Las frecuencias principales también dependen del medio de transmisión. Movimientos a altas frecuencias no se atenúan a pequeñas distancias.

La cuantificación de la frecuencia dominante en las señales de velocidad de vibración, es necesaria debido a que en la práctica las respuestas de frecuencias de las rocas a los explosivos, dependen principalmente de factores tales como, fracturamiento o alteración del macizo rocoso y la secuencia de encendido de las voladuras, razón por la cual servirá de apoyo a la curva de ajuste crítica de velocidad de vibración.

La frecuencia dominante se puede determinar mediante la obtención del periodo de la onda, o por referencia del Espectro de Frecuencia de Fourier, función matemática que determina en el tiempo de duración de una vibración su frecuencia dominante, haciendo uso de computadores.

7.4.2. ATENUACIÓN.

La amplitud y la frecuencia de las ondas se ven atenuadas a medida que éstas se propagan a través del macizo rocoso, lo que significa que a mayores distancias el tiempo en que permanecen acopladas las cargas aumenta. De este modo, la forma de la onda vibracional mostrará una baja amplitud lo que da a entender que el acoplamiento, si es que se llega a producir, no generará altos niveles vibracionales.

Por otra parte, a mayor distancia de la fuente explosiva, el efecto geométrico llega a ser insignificante y la carga completa contribuye al nivel máximo de vibraciones. En esta zona, las vibraciones serán proporcionales a la cantidad de carga.

Como se puede ver en los párrafos anteriores, se pueden distinguir dos tipos de atenuaciones:

7.4.2.1. ATENUACIÓN GEOMÉTRICA.

En medios homogéneos, elásticos e isótropos, la amplitud de una onda vibracional a medida que avanza a través del macizo rocoso, disminuye debido a que el volumen de roca que afecta es menor.

La fórmula para calcular el factor de atenuación geométrico es la siguiente:

$$FAG = \frac{1}{R^n} \quad (\text{Ecuación 5.5})$$

Donde

R : Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m].

N : Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

7.4.2.2. ATENUACIÓN INELÁSTICA.

Debido a que el macizo rocoso no representa un medio homogéneo, elástico e isotrópico, las ondas al encontrarse con estructuras inelásticas dentro de él, pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca. El factor de atenuación inelástica, según Barkan (1962), es definido por

$$FAI = e^{I-R} \text{ (Ecuación 5.6)}$$

Donde:

I : Coeficiente de atenuación.

R : Distancia entre el punto de la perturbación y el punto de recepción [m].

7.4.3. INTERACCIÓN DE LAS ONDAS ELÁSTICAS.

La interacción de las ondas sísmicas en el tiempo y en el espacio puede dar lugar a una concentración o focalización, proporcionando valores de coeficientes de atenuación mayores o menores que los teóricamente calculados.

La topografía y la geometría de las formaciones geológicas pueden conducir a la reflexión y concentración de frentes de ondas en determinados puntos.

7.4.4. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN.

Por otra parte la velocidad de propagación de las ondas longitudinales tiene relación directa con la calidad del macizo rocoso y es función del: Módulo de Young, Módulo de Poisson y de la densidad de la roca. Por lo tanto V_p depende de la litología, fracturamiento, estructuras y contenido de humedad del macizo rocoso y puede ser expresado en función de los parámetros anteriores:

$$V_p = \sqrt{\frac{E \cdot (1 - \nu)}{p \cdot (1 + \nu) \cdot (1 - 2 \cdot \nu)}} \text{ (Ecuación 5.7)}$$

Dónde:

V_p : Velocidad de propagación de la onda [m/s]

E : Módulo de Young [Pa]
 ρ : Densidad del medio [Kg/m^3]
 ν :Módulo de Poisson

Se debe hacer hincapié de que la variación de densidad no es muy significativa entre rocas ígneas y que el Módulo de Young en roca primaria, por el alto valor que presenta, es el parámetro de mayor incidencia en la determinación de V_p .

7.4.5. VELOCIDAD DE PARTICULA (PPV).

Corresponde a la máxima velocidad de desplazamiento que alcanzan las partículas que componen el macizo rocoso. Este fenómeno es accionado por efecto de la detonación de una carga explosiva, la cual se traduce en movimientos de distinta magnitud y dirección durante una fracción de tiempo que puede alcanzar los 4 a 5 s., generando diferentes velocidades en cada instante, de las partículas del macizo.

Los desplazamientos tendrán componentes en tres direcciones: una dirección radial, que es la dirección longitudinal desde la carga al punto de medición; una dirección transversal, horizontal y perpendicular a la anterior; y una dirección vertical. La velocidad de partícula se define como el vector suma de las tres componentes señaladas. Por otro lado, la PPV es el valor máximo que alcanza este vector suma durante el transcurso de la medición.

Es sabido que a medida que las vibraciones actúan, generan continuas deformaciones en la roca, lo cual se traduce en tracciones y compresiones dinámicas, llegando a provocar un nivel de deformación que supere la resistencia del macizo, alcanzando de esta forma el nivel de ruptura.

La velocidad vibracional de partículas frecuentemente es relacionada con su capacidad para inducir nuevo fracturamiento a través de la relación entre la PPV y la deformación de partícula (ϵ). Dada esta relación con la deformación, es que el análisis de PPV tiene la cualidad de ser un buen método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la tronadura.

$$E = \frac{PPV}{V_p} \text{ (Ecuación 5.8)}$$

La Ecuación 5.8 presenta la relación entre la PPV y la deformación inducida ϵ , en x , y , z ; para una roca con velocidad de propagación de onda longitudinal V_p . La relación supone una elasticidad lineal de la roca a través de la cual la vibración está propagándose y además, hace una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida. La ecuación deriva de la ley de Hooke, la cual plantea que la deformación (ϵ) es proporcional al esfuerzo aplicado (σ), entonces:

$$\epsilon = \frac{\sigma}{E} \text{ (Ecuación 5.9)}$$

Reemplazando en la Ecuación 5.8:

$$PPV = \frac{\sigma \cdot V_p}{E} \text{ (Ecuación 5.10)}$$

Dónde:

PPV : Velocidad de partícula máxima. [m/s]

σ : Esfuerzo inducido. [MPa]

V_p : Velocidad de propagación de la onda longitudinal. [m/s]

E : Modulo de Young dinámico. [MPa]

7.4.6. VELOCIDAD CRÍTICA DE PARTÍCULA (PPV_c).

Las vibraciones tienen un doble ámbito de actuación sobre los macizos rocosos, por un lado afectan su integridad o parámetros resistentes y, por otro, pueden llegar a provocar colapsos al introducir acciones desestabilizadoras.

Normalmente el primer tipo de daño, corresponde a la rotura por descostramiento, cuando la tensión generada por la onda de choque supera la resistencia a la tracción del medio, por lo que, la velocidad crítica de vibración puede determinarse conociendo la velocidad de propagación de las ondas longitudinales en el macizo, la densidad y la resistencia a la tracción de la roca.

Basándose en la Ley de Hooke y asumiendo un modo de falla traccional, la máxima velocidad de partícula (V_c) que puede soportar la roca está dada por:

$$PPV_c = \frac{RT(1 - \gamma)}{(\rho * V_p)(1 - 2\gamma)(1 + \gamma)} \quad (\text{Ecuación 5.11})$$

Donde:

- V_c : Velocidad crítica [m/s]
 RT : Resistencia a la tracción [Pa]
 ρ : Densidad del medio [kg/cm^3]
 V_p : Velocidad de Propagación de las ondas longitudinales [m/s]
 γ : Razon de Poisson

La metodología frecuentemente utilizada para cautelar el daño por tronaduras, consiste en parametrizar las curvas de comportamiento de velocidad de partícula mediante estas velocidades críticas, que, en definitiva, limitan las máximas cargas explosivas por retardo y distancias.

7.4.7. COMPONENTE PEAK Y VECTOR SUMA DE LA VELOCIDAD DE PARTÍCULA.

El paso de las vibraciones producto de voladuras provoca en las partículas de un medio rocoso un movimiento elíptico en 3 dimensiones, que resulta complicado de definir en sus componentes, transversal, longitudinal y vertical, en que además ninguna tiene un claro dominio y el componente Peak varía en cada instante de la tronadura, a diferentes tiempos y con diferentes frecuencias.

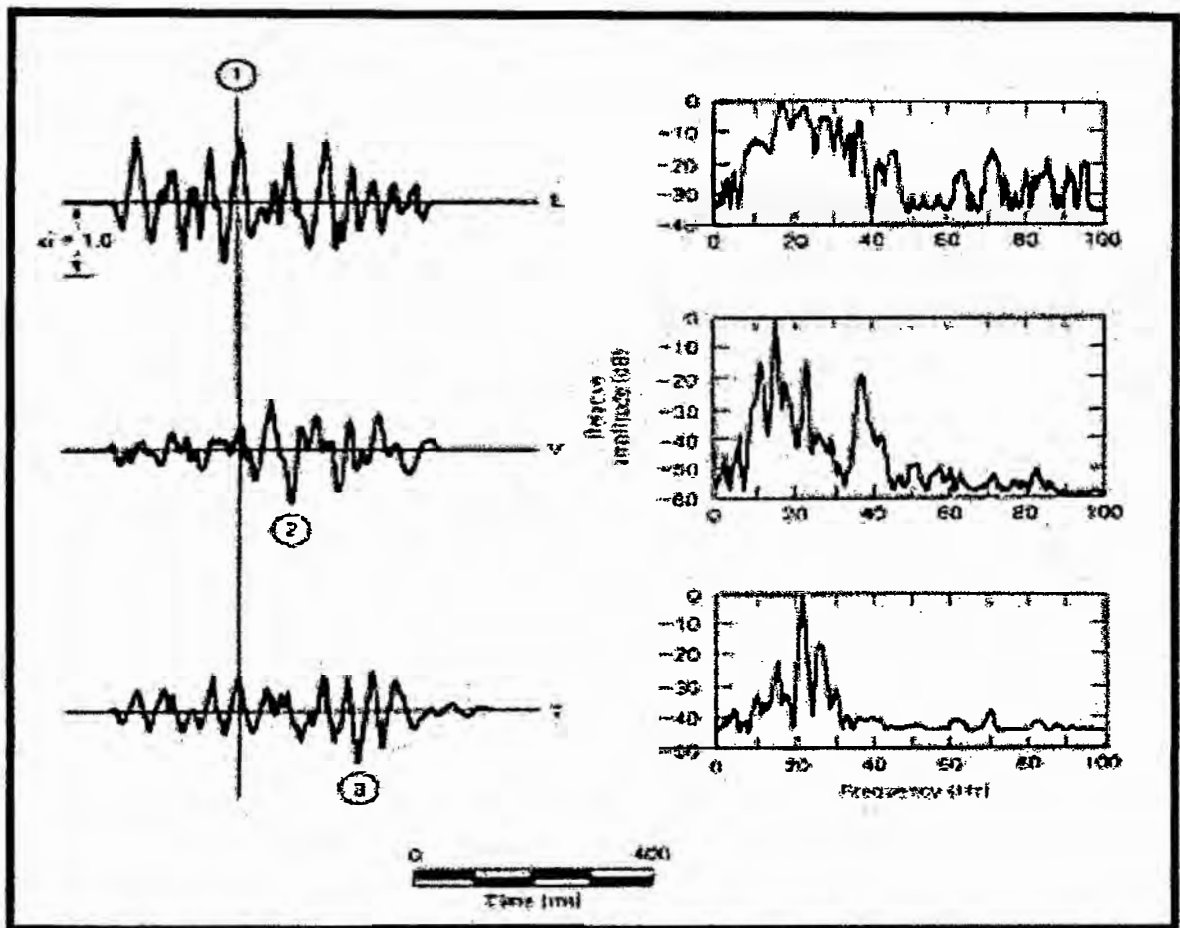
Comparando las tres componentes en el tiempo como muestra la Figura 5.8, podemos observar que:

- Existen varios peaks.
- Los peaks en las diferentes componentes varía.

- La amplitud de los peaks en la dirección longitudinal no ocurre simultáneamente en la dirección transversal.

La diferencia entre los tres componentes se debe a la presencia de diferentes tipos de ondas.

Figura 5.8: Vibración típica de onda producida por voladura y espectro de frecuencia.



La variación del movimiento en cada componente ha llevado a dificultar la determinación de la componente más importante. Una de las soluciones es utilizar el vector suma de las componentes, este se define de la siguiente manera:

$$\text{VectorSuma} = \sqrt{r^2 + v^2 + t^2} \text{ (Ecuación 5.12)}$$

Dónde:

r : Componente radial de velocidad de partícula.

v : Componente vertical de velocidad de partícula.

t : Componente transversal de velocidad de partícula.

En general, las observaciones empíricas están hechas con componentes simples de peaks, por eso, el uso del vector suma provee de gran factor de seguridad.

7.5. VARIABLES QUE AFECTAN A LAS VIBRACIONES.

Las variables que afectan a las características de las vibraciones y que intervienen en la generación de daño, prácticamente son las mismas que influyen sobre los resultados de las voladuras.

A continuación se analiza la influencia de las variables principales sobre las vibraciones.

7.5.1. CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO.

La geología local del entorno y las características geomecánicas de las rocas tienen una influencia grande sobre las vibraciones.

En los macizos rocosos homogéneos y masivos las vibraciones se propagan en todas direcciones, pero en estructuras geológicas complejas, la propagación de las ondas puede variar con la dirección y por consiguiente presentar diferentes índices de atenuación o leyes de propagación, Figura 5.9.

En puntos próximos a las tronadas las características de las vibraciones están afectadas por los factores de diseño y la geometría de las tronaduras. Para distancias grandes al lugar de la excavación, los factores de diseño son menos críticos y pasan a dominar los medios rocosos de transmisión y los suelos de recubrimiento.

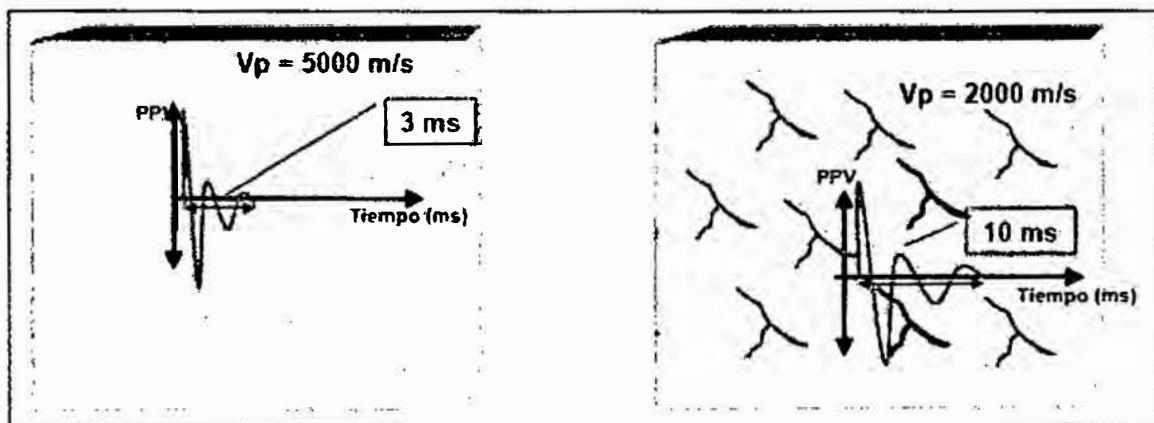
En un estudio llevado a cabo por Stagg y Dowding (1980) se observa que las frecuencias de las vibraciones en minas de carbón son menores que las generadas en las voladuras de

canteras y obras de construcción, lo cual se justifica por la gran longitud de las columnas de explosivo, la complejidad de las estructuras geológicas y la presencia de suelos recubiertos.

Una cantidad apreciable de la energía transportada por las vibraciones en minas de carbón tiene una frecuencia inferior a 10 Hz que inducen grandes desplazamientos del terreno y altos esfuerzos, llegando a producir daños importantes en estructuras con frecuencias entre 4 y 12 Hz

En otro estudio estadístico sobre más de 2700 registros efectuados por la Nobel's Explosive Company Limited se observa también que el 90% de las voladuras en minas de carbón producen frecuencias inferiores a 20 Hz. El número de voladuras en canteras que dan lugar a frecuencias entre 4 y 21 Hz es del 80% aproximadamente.

Figura 5.9: Un macizo rocoso más discontinuo presenta una velocidad de propagación menor.



Fuente: Internet.

7.5.2. PRESIÓN DE LOS GASES.

La presencia de fracturas en un macizo rocoso favorece los resultados de una voladura, debido a la posibilidad de que los gases penetren en ellas prolongándolas por la alta presión ejercida sobre sus paredes efecto que puede tener especial relevancia cuando se trata de macizos rocosos muy fracturados.

La presión de explosión y volumen de gases debiera manifestarse en empuje y desplazamiento de la roca hacia la cara libre, evitando así la transferencia de energía hacia atrás.

7.5.3. PESO DE LA CARGA POR RETARDO.

La magnitud de las vibraciones en un punto de los macizos rocosos depende del tamaño de la carga explosiva y de su distancia al lugar de la detonación. En voladuras con más de un detonador con diferente retardo, es la mayor carga por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones y no la carga total empleada en la voladura, siempre que el intervalo de retardo sea suficientemente grande para que no existan acoplamientos entre las ondas generadas por los distintos grupos de barrenos.

El peso de la carga por retardo es el factor individual más importante que afecta la generación de las vibraciones. La relación entre la intensidad de las vibraciones y la magnitud de la carga es del siguiente tipo:

$$V \propto Q^2 \quad (\text{Ecuación 5.13})$$

Las investigaciones llevadas a cabo por el U.S. Bureau of Mines indican que el valor de “a” es del orden de 0,8.

7.5.4. DISTANCIA AL PUNTO DE VOLADURA.

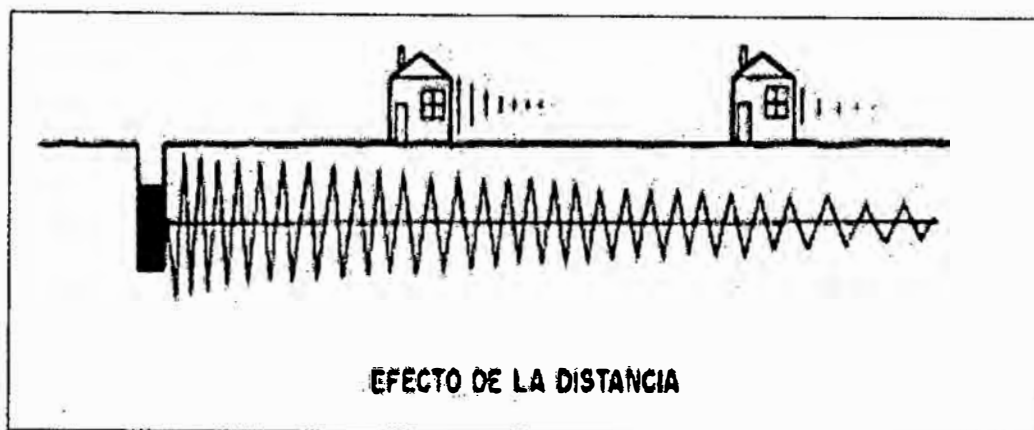
La distancia a las voladuras tiene, al igual que la carga, una gran importancia sobre la magnitud de las vibraciones. Conforme la distancia aumenta la intensidad de las vibraciones disminuye de acuerdo a una ley del tipo:

$$V \propto 1/D^b \quad (\text{Ecuación 5.14})$$

Donde el valor de “b”, según el U.S. Bureau of Mines, es del orden de 1,6.

Otro efecto de la distancia es el debido a la atenuación de las componentes de la onda de alta frecuencia, ya que la tierra actúa como un filtro pasa - baja. Así a grandes distancias de las voladuras, las vibraciones del terreno contendrán más energía en el rango de las frecuencias bajas.

Figura 5.10: Modificaciones de las vibraciones por efecto de la distancia.



7.5.5. CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO.

Frente a los problemas de vibraciones, algunos usuarios optan por reducir el consumo específico de explosivos, encontrándose con un efecto contrario a lo esperado. En efecto con disminuciones de un 20% con respecto al óptimo, los niveles de vibración se han multiplicado por 2 y por 3, debido al gran confinamiento y mala distribución espacial del explosivo que origina una falta de energía para desplazar y esponjar la roca fragmentada.

7.5.6. TIPO DE EXPLOSIVO.

Existe una correspondencia entre las velocidades de partícula y los esfuerzos en las rocas, denominada impedancia del medio rocoso, que explica por qué aquellos explosivos de baja densidad y velocidad, generan presiones de barrenos más bajas y provocan niveles de vibración inferiores.

7.5.7. VARIABLES GEOMETRICAS.

La mayoría de las variables geométricas de diseño de las voladuras tienen una considerable influencia sobre las vibraciones generadas. Algunos comentarios al respecto son los siguientes:

7.5.7.1. DIÁMETRO DE PERFORACIÓN.

El aumento del diámetro de perforación es negativo, pues la cantidad de explosivo por barreno es proporcional al cuadrado del diámetro, y resultando en ocasiones cargas operantes en ocasiones muy elevadas.

7.5.7.2. ESPACIAMIENTO.

Si el espaciamiento es excesivo los gases de la explosión encuentran resistencia para fragmentar y desplazar la roca y parte de la energía del explosivo se transforma en energía sísmica aumentando la intensidad de las vibraciones.

7.6. ESTIMADORES DE LEYES DE PROPAGACIÓN.

Los estimadores de leyes de propagación, Figura 5.11, se pueden dividir en: leyes de propagación en campo cercano, y leyes de propagación en campo lejano, estas dependen exclusivamente de la distancia a la cual se realiza el estudio de propagación de la onda.

Existen ecuaciones para estimar la propagación de ondas producidas en voladuras, en general todas las ecuaciones, exceptuando la de Holmberg y Persson (1979), fueron desarrolladas en campo lejano, ya que ninguna de ellas realiza un estudio de cargas explosivas en distancias pequeñas.

Una de las primeras ecuaciones de propagación fue sugerida por Morris (1950) y obedece a la expresión:

$$A = Kx \frac{\sqrt{Q}}{D} \quad (\text{Ecuación 5.15})$$

Donde:

- A** : Amplitud máxima de partícula (mm).
- Q** : Peso de la carga de explosivo (kg).
- D** : Distancia desde la voladura al punto de registro (m).
- K** : Constante característica del lugar que varía desde 0,57, para

rocas duras competentes, hasta 3,4 para suelos no consolidados.

Leconte (1967), en una revisión de las técnicas de control de las vibraciones, sugiere la sustitución de la amplitud máxima de la partícula de la fórmula de Morris (1950) por el vector suma de la velocidad de la partícula, tomando la ecuación anterior se tiene lo siguiente:

$$V_s = K_{vt} x \frac{\sqrt{Q}}{D} \quad (\text{Ecuación 5.16})$$

Entre los trabajos posteriores más rigurosos destacan los de Blair y Duvall (1954), Duvall y Petkof (1959) intentando también correlacionar la intensidad del movimiento sísmico generado con la cantidad de carga de explosivo y la distancia a la fuente. Suponiendo una simetría esférica de la carga explosiva, la conclusión fue que cualquier dimensión lineal debe ser corregida por la raíz cúbica de la carga de explosivo. Resultados similares fueron obtenidos por Ambraseys y Hendron (1968) y Dowding (1971).

En un sentido general y tomando como parámetro más característico de las vibraciones la velocidad de partícula, se afirmaba que la intensidad de las ondas sísmicas y la distancia reducida (cuociente entre la distancia y la carga elevada a un exponente) seguían la siguiente ley:

$$V = K x \left[\frac{D}{Q^{1/3}} \right]^{-n} \quad (\text{Ecuación 5.17})$$

Dónde:

- v = Velocidad de la partícula.
- D = Distancia.
- Q = Carga máxima por retardo.
- K, n = Constantes empíricas.

Si se utilizan cargas de explosivos cilíndricas, se ha visto por análisis dimensional que las distancias deben ser corregidas dividiéndolas por la raíz cuadrada de la carga, Devine (1962), Devine y Duvall (1963), llegándose a definir la siguiente ley de propagación.

$$V = K \times \left[\frac{D}{Q^{1/2}} \right]^{-n} \quad (\text{Ecuación 5.18})$$

Esta expresión ha sido una de las más empleadas hasta la actualidad por los numerosos investigadores, organismos oficiales, usuarios y empresas fabricantes de explosivos.

Otros autores como Atewel et al (1965), Holmberg y Persson (1979), Shoop y Daemen (1983) no consideran una simetría de carga particular y utilizan la siguiente expresión general:

$$V = K \times Q^a \times D^b \quad (\text{Ecuación 5.19})$$

Donde “K, a y b” son constantes empíricas estimadas para un lugar determinado mediante un análisis de regresión múltiple.

A distancias relativamente pequeñas, campo cercano, comparadas con la longitud de la carga, la ley de propagación mostrada en la ecuación 5.16 puede modificarse considerando el siguiente modelo geométrico (Figura 3.8).

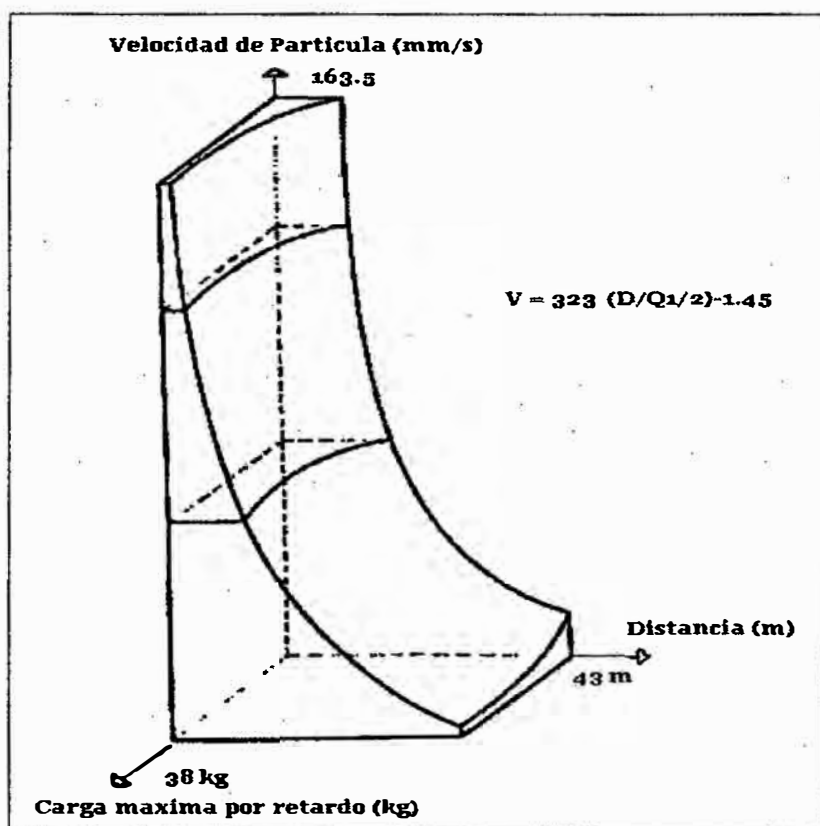


Figura 5.11 Representación Tridimensional de una Ley de Propagación de Vibraciones.

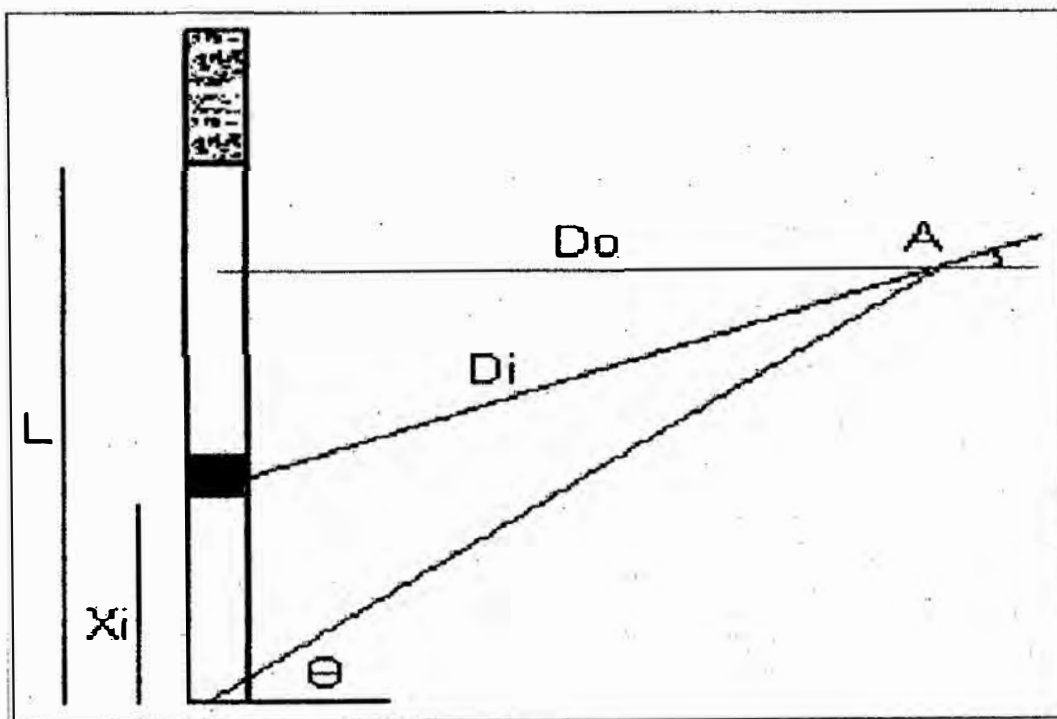


Figura 5.12 Integración de la longitud de carga para calcular la velocidad de partícula en un punto.

Si se parte de una concentración lineal de carga “ q_1 (kg/m)”, la velocidad de la partícula “ v ” puede obtenerse integrando la ecuación anterior respecto a la posición relativa a lo largo de la carga.

La distancia desde cualquier parte de la carga al punto “A” viene dada por:

$$D_1^2 = D_0^2(D_0 x \tan \theta - X_i)^2 \quad (\text{Ecuación 5.20})$$

D_0 : Distancia mínima de la carga al punto A.
 θ : Angulo de inclinación.
 x_i : Distancia desde el extremo inferior de la carga elemental “ q_i ”

$$q_i = q_l \cdot dx \quad (\text{Ecuación 5.21})$$

Integrando a lo largo de la longitud total de la carga “ l ”, la velocidad máxima de partícula viene dada por:

$$V = K \cdot q_l^a \cdot \left[\int_0^l \frac{dx}{D_0^2 + (D_0 \cdot \tan(\theta) - X)^{2b/2a}} \right]^a \quad (\text{Ecuación 5.22})$$

Este método de cálculo tiene gran interés cuando se pretende preservar las características resistentes de los macizos residuales, tanto en taludes de mina a cielo abierto como en las cajas de galerías subterráneas, ya que posibilita el cálculo de las cargas máximas de los barrenos próximos a la superficie de corte.

La escuela sueca encabezada entre otros por Langefors, Kilhstrom y Gustafsson relacionan los niveles de carga “ $Q/D^{3/2}$ ” con la velocidad de partícula utilizando la expresión:

$$V = K \times \left[\frac{Q}{D^{3/2}} \right]^{1/2} \quad (\text{Ecuación 5.23})$$

7.7. CRITERIOS DE DAÑO.

Las primeras investigaciones respecto de los límites de seguridad para vibraciones tenían su principal deficiencia en la definición de la palabra *daño*, o por la falta completa de definición. Los primeros que realizaron definiciones precisas al respecto, fueron los canadienses Edwards y Northwood en 1960, y son las siguientes:

- Límite de Daño: “Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque, desplazamiento de objetos sueltos”.
- Daño Menor: “Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura. (por ejemplo quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería)”.
- Daño Mayor: “Sería debilitación de la estructura (por ejemplo grandes fisuras, movimiento de cimientos o muros conductores, recalques en distorsión o debilitamiento de la superestructura, paredes fuera de plomo)”.

Actualmente, se ha definido *límite de daño* como la ocurrencia de fisuras de dimensión capilar en el revestimiento de las paredes. Este tipo de ocurrencia fue llamado “daño cosmético” por algunos autores, pues no compromete ni la resistencia ni la estabilidad de la estructura.

Stagg et al (1984) estudiaron el origen y el proceso de figuración en residencias. Según ellos, “la actividad humana y las variaciones de temperatura y humedad provocan deformaciones en paredes equivalentes a movimientos de terreno de hasta 30 mm/s. El golpe de una puerta, puede causar deformaciones de hasta 140 micropulgadas/pulgada, equivalente a la deformación causada por una vibración de 12.5 mm/s”.

El daño asociado a la voladura, se puede definir como “toda fragmentación de roca, activación y/o generación de fracturas que degrade la calidad geotécnica del macizo rocoso y que afecta el rendimiento de las operaciones. Puede ser generado por un mal diseño de tronadura o una mala implementación del mismo.”

Generalmente, el daño a la roca adyacente a la tronadura, se produce por una pobre

distribución de energía explosiva y un inadecuado control sobre la secuencia de iniciación de la voladura.

El daño es causado por 3 mecanismos principales, que son: la generación de nuevas grietas en la roca una vez que se supera la velocidad crítica de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases y finalmente, la desestabilización de bloques, cuñas, etc, debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos, es importante mencionar que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 mts. del límite de la voladura), mientras que el último fenómeno puede ocurrir en el campo lejano (> 50 mts).

Si bien se ha considerado la velocidad peak de partícula como uno de los mejores indicadores del potencial daño a la roca, se han determinado nuevas variables relevantes como la frecuencia dominante, aceleración de partícula, desplazamiento máximo y duración del evento.

Existe una gran variedad de criterios de daño basados principalmente, en el estudio vibracional de estructuras civiles en superficie y, en mucha menor medida, en ensayos realizados en minería subterránea. La selección de un criterio de daño debe considerar el objetivo del estudio y las condiciones del sector en que se realizarán las mediciones vibracionales. Además, es importante validar el criterio escogido a través de un reconocimiento visual del entorno antes y después de la voladura.

El criterio de mayor aceptación en minería es el generado por C. K. Mckenzie (1998). Éste se basa en la *teoría de Griffith*, la cual deja de manifiesto que “las fracturas en sólidos frágiles se originan en imperfecciones finas en la superficie del material”.

Según esto, si las tensiones inducidas por la energía mecánica de la detonación superan la resistencia de la roca se produce fracturamiento. La resistencia a la tracción en una roca es menor que la resistencia a la compresión por lo que, generalmente, el fracturamiento se produce por tracción.

La estimación de daños realizada por este criterio considera la velocidad de partícula crítica como parámetro fundamental, la cual se encuentra definida como:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t \cdot V_p}{E} \quad (\text{Ecuación 5.24})$$

Donde:

PPVC : Velocidad de partícula crítica.

σ_t : Resistencia a la tracción.

VP : Velocidad de partícula.

E: Módulo de Young dinámico.

Esta expresión es válida sólo suponiendo que la Ley de Hooke se cumple en el macizo rocoso en cuestión y las ondas son de tipo armónicas planas.

El daño esperado, proveniente del criterio, es el siguiente:

- | | |
|--------------------------------------|--------------------------------------|
| 1. INTENSO FRACTURAMIENTO | Si $PPV > 4 PPV_c$ |
| 2. CREACIÓN DE NUEVAS FRACTURAS | Si $4 PPV_c > PPV > PPV_c$ |
| 3. EXTENSIÓN DE FRACTURAS EXISTENTES | Si $PPV_c > PPV > \frac{1}{4} PPV_c$ |
| 4. NO SE GENERAN DAÑOS | Si $\frac{1}{4} PPV_c > PPV$ |

El criterio anterior, así como otros criterios aplicables en minería subterránea y que se presentan a continuación, son sólo aproximaciones al daño inducido y constituyen más que nada, una herramienta de ingeniería de voladura.

Tabla 5.1: Otros Criterios de Daño en base a velocidad de partícula		
Criterio	Velocidad de Partícula	Efecto
Langefors y Khilstrom	305 mm/s	Caída de roca en galerías sin fortificación
	610 mm/s	Formación de nuevas grietas
Hoek & Bray	130 mm/s	Daño menor, agrietamiento de shotcrate
	300 mm/s	Caída de roca en galerías sin fortificación
	650 mm/s	Inicio de quiebre de la roca
	2500 mm/s	Quebradura de la roca
Oriard	$5 < V_p < 100$ mm/s	Caída ocasional de roca suelta
	$130 < V_p < 380$ mm/s	Caída de secciones de roca parcialmente
	$V_p > 600$ mm/s	Daño en rocas poco competentes
	$V_p > 2500$ mm/s	Daño significativo a rocas competentes
Bauer y Calder (1971)	$V_p < 254$ mm/s	No hay fracturamiento en roca sana
		Se generan tensiones menores que
	$254 < V_p < 635$ mm/s	generan laiamiento
	$635 < V_p < 2540$ mm/s	Hay fuertes tensiones y aparecen algunas fracturas radiales
	$V_p > 2540$ mm/s	Posibilidad de un completo fracturamiento de la roca
Deformación inducida de Langefors	$\xi = V_p / V_c$ V_c : velocidad sísmica de la roca (m/s) Según investigaciones hechas recientemente, se ha determinado que el daño al macizo rocoso ocurre para los valores de deformación inducida mayores a 0.1	
Resistencia a la tracción de la roca (Persson)	$V_{lm} = (100000 \times RT) / (d_r \times V_c)$ V_{lm} : Velocidad de partícula límite (mm/s) RT: Resistencia a la tracción de la roca (MPa) D_r : Densidad promedio de la roca (ton/m ³) V_c : Velocidad Sísmica de la roca	

Los valores de velocidad de partícula crítica pueden diferir de los mencionados habitualmente en la literatura técnica al respecto. Estas diferencias reflejan la gran importancia que tiene establecer para cada tipo de macizo rocoso los límites de daño, los que están directamente relacionados con sus propiedades geomecánicas, es por esta razón que deben ser estimados en forma independiente no sólo en cada mina, sino en cada unidad geotécnica de la misma.

CAPÍTULO VIII: MEDICION DE VIBRACIONES.

La medición o monitoreo de vibraciones generadas por voladura es una técnica de análisis que permite examinar en detalle dicho proceso y observar desde un punto de vista global el rendimiento del diseño de la voladura, pudiendo evaluar:

- Cargas detonando en una secuencia de encendido incorrecta.
- Dispersión en los tiempos de retardo.
- Detonación deficiente de las cargas.
- El desarrollo de la secuencia de iniciación del disparo.
- El acoplamiento de las vibraciones como consecuencia de la separación insuficiente en tiempo, entre cargas con un mismo retardo.
- La eficiencia relativa de detonación entre cargas similares.
- Daño inducido por las vibraciones en el campo cercano.

8.1. INSTRUMENTACIÓN DE MONITOREO DE VIBRACIONES.

Un estudio de vibraciones necesita disponer de una instrumentación adecuada para obtener registros de ondas confiables. Ésta se compone normalmente de:

- Una cadena para la detección y registros de perturbaciones sobre el terreno.
- Una cadena de tratamiento, para el análisis de las señales registradas.

En la Figura 6.1 se muestra un esquema general de registro y análisis de vibraciones generadas por tronadura.

Todo el proceso de obtención de información y de tratamiento de los registros debe ser preciso, ya que fácilmente se puede incurrir en errores, tanto en la recolección de señales como en la interpretación de ellas.

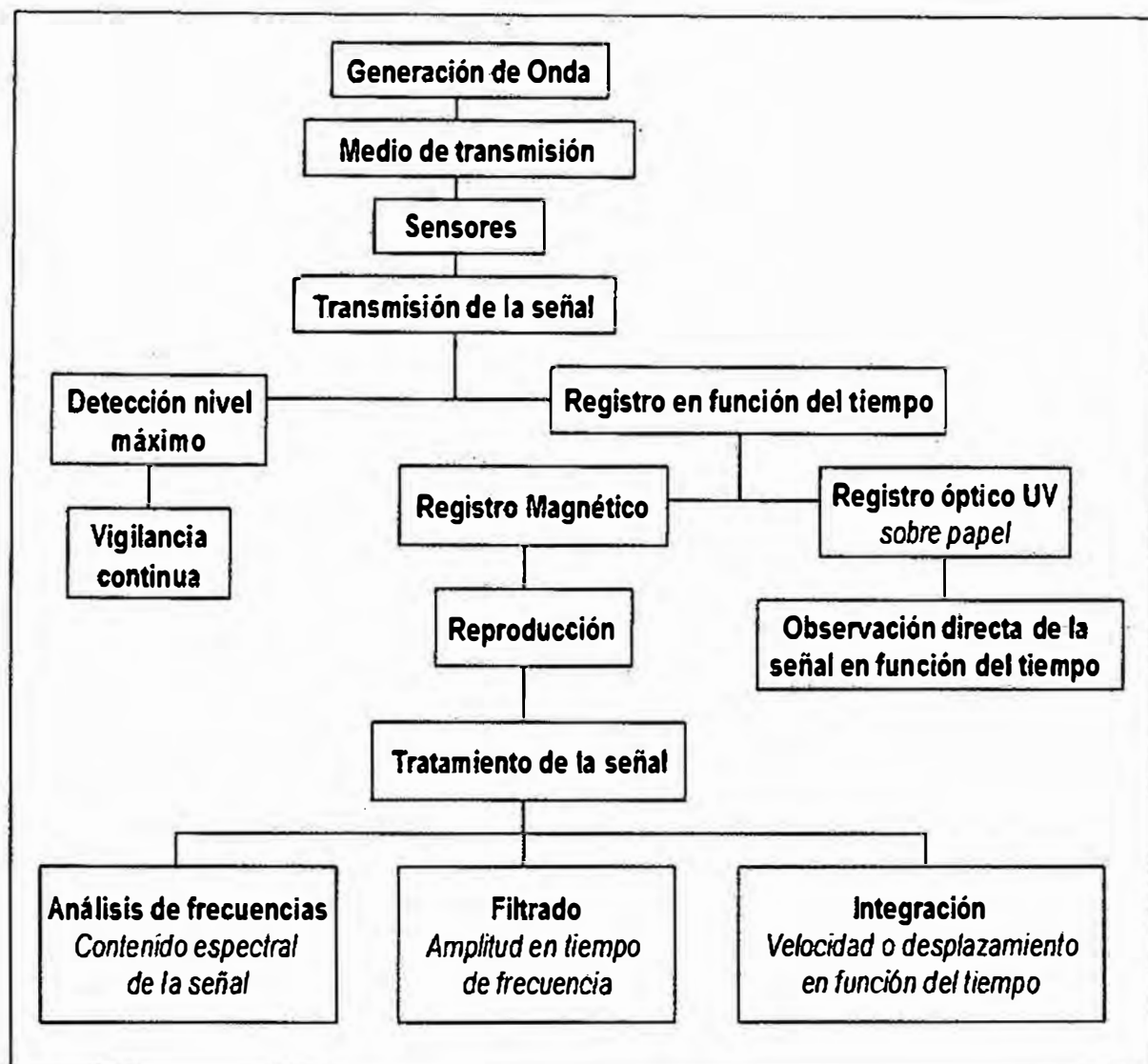


Figura 6.1: Esquema general de registro y análisis de vibraciones 21

8.1.1. SENSORES O TRANSDUCTORES.

Las características de los datos recolectados a través de un monitoreo de vibraciones tiene directa relación con el tipo de sensor utilizado, la técnica empleada para su instalación y orientación.

Los dos tipos básicos de sensores usados para medir las vibraciones del terreno son el geófono y el acelerómetro. En la práctica, la selección de los sensores está determinada por su precisión, costo, relación señal/ruido y la calidad de señal requerida según el análisis al

cual será sometida ésta última.

Los sensores o transductores son el primer eslabón de la cadena de registro, éstos deben estar unidos solidariamente al medio de transmisión de vibraciones para obtener correctamente las características de la onda, de otra manera puede inducir a errores de interpretación en el análisis de la onda. Por ejemplo, uno de los problemas puede ser la obtención de pulsos generados por la carga explosiva con una duración mayor a la realidad.

8.1.1.1. ACELERÓMETROS

Los acelerómetros se basan en la diferencia de potencial que genera un cristal piezoeléctrico cuando se somete a una fuerza proporcional a la masa del cristal por la aceleración del movimiento vibratorio, que tienen una frecuencia natural muy alta y una respuesta lineal bajo esta frecuencia de resonancia, livianos y fuertes, pero son muy caros, su manejo puede llegar a ser complejo debido a que se debe realizar una amplificación de la señal, y requerirse de una mayor experiencia para interpretar las señales, especialmente las de baja frecuencia. En la Figura 6.2 se representa el esquema de construcción de un acelerómetro, y en la Figura 6.3 se presenta la curva de respuesta de un acelerómetro.

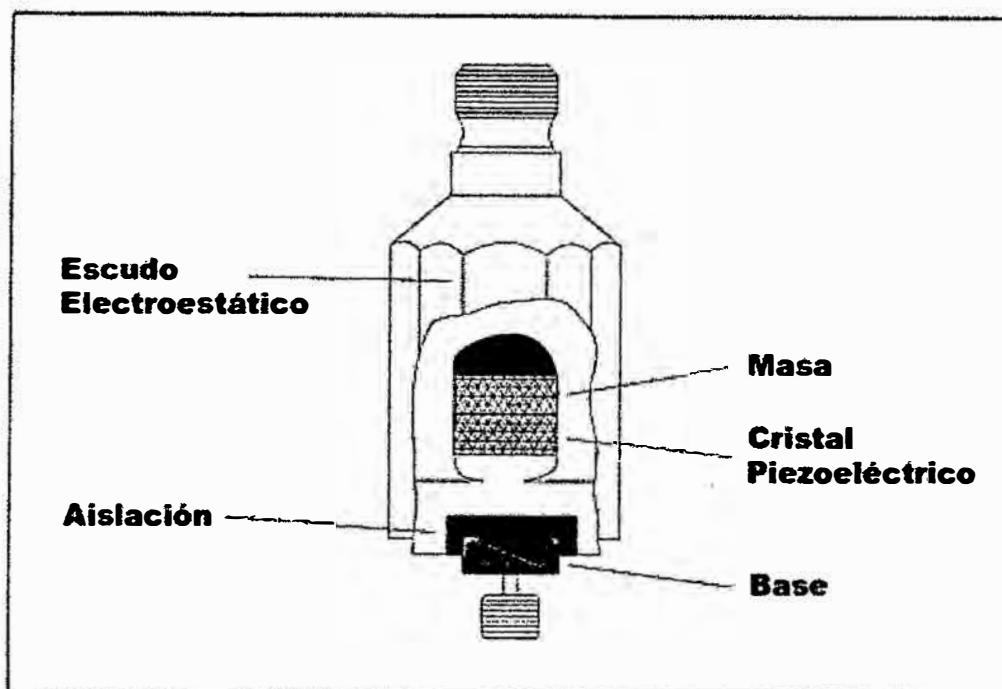


Figura 6.2: Esquema de un Acelerómetro.

Características

generales:

- Mejor respuesta a un amplio rango de frecuencias (0.001-25000 Hertz).
- Su unidad de medida es el g ($g = 9.8 \text{ m/s}^2$), con rangos de 0 a 250 g.
- Su sensibilidad varía entre 1 mV/g y 1000 mV/g.
- Necesita de una fuente de corriente continua para funcionar.
- No poseen partes móviles, lo que desemboca en una mayor fiabilidad.
- La deformación del cristal piezoeléctrico genera voltajes muy pequeños que deben amplificarse con elementos externos.
- Son de pequeño tamaño.
- Alto costo (US \$1000 aproximadamente)

8.1.1.2. GEOFONOS.

Son transductores de tipo electromagnético, los cuales emiten una tensión eléctrica proporcional a la velocidad de partícula de la vibración. La señal eléctrica es generada por una bobina que colgando libremente de dos resortes, se mueve ante la acción de las

vibraciones producidas por la tronadura, cortando las líneas magnéticas de un imán fijo instalado en su interior, Figura 6.3. El rango de aplicación está limitado por la frecuencia de resonancia propia del geófono, que suele estar entre 5 y 15 Hz hasta un máximo de 200 a 300 Hz, por lo cual no son recomendables cuando existen bajas frecuencias.

La Figura 6.4 muestra un geófono OYO omnidireccional utilizado por Pamapadecobre para realizar los monitoreos de vibraciones, éstos requieren ser corregidos en los casos que se midan ondas de baja frecuencia, debido a que la tensión eléctrica entregada está influenciada por la respuesta de frecuencias características de su construcción. La corrección consiste en agregar una resistencia adicional de 1000 Ohm para llevar la respuesta del geófono desde una sensibilidad original de 0.041 a 0.0216 Volts/(mm/s), con una resistencia total de 474 Ohm.

Los geófonos son el tipo de sensor más utilizado, ya que la velocidad de partícula es el parámetro con mayor uso al momento de correlacionar las vibraciones con los daños producidos por las voladuras.

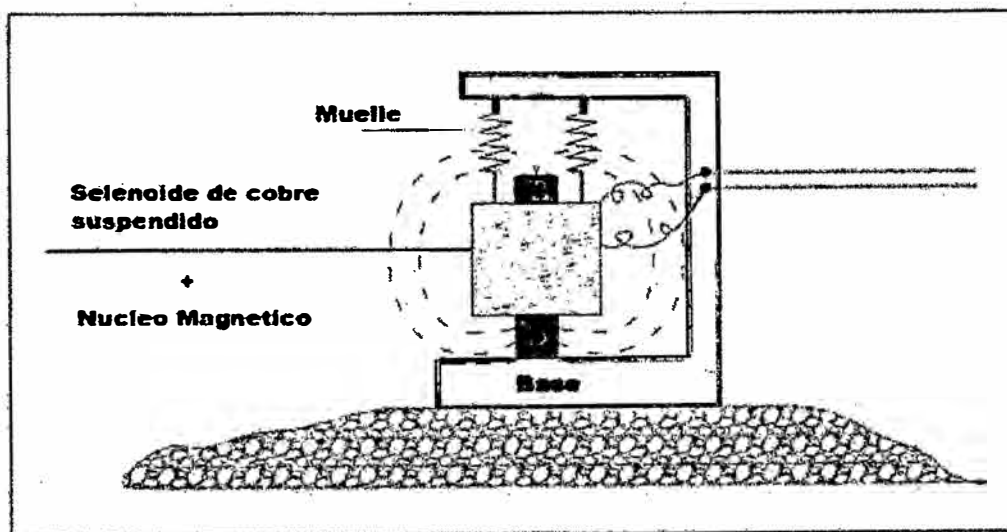


Figura 6.3: Esquema de un geófono

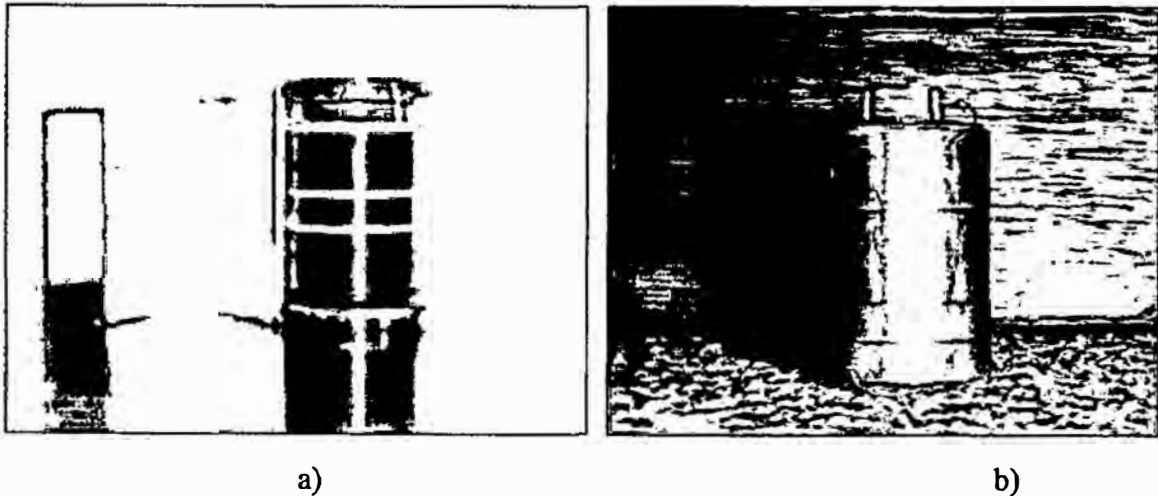


Figura 6.4.: Fotografía de un geófono OYO omnidireccional. En la figura a) se muestra un geófono sin carcasa con el objeto de mostrar sus componentes, indicadas en el esquema de la Figura 6.3; mientras que la figura b) presenta un geófono armado.

Características generales:

- Su unidad de medida es el volt / [mm/s].
- Entregan una medición directa de velocidad.
- Miden bien el rango de 1 a 1200 [mm/s].
- El rango de sensibilidad varía entre 0.003 a 0.041 volt/[mm/s].
- Su respuesta a la frecuencia varía entre 1 a 1000 Hz.
- No son recomendables para bajas frecuencias.
- Su desplazamiento límite fluctúa entre 1 y 4 mm.
- Bajo costo (US \$ 100 aproximadamente).

8.1.1.3. ARREGLO TRIAXIAL DE GEÓFONOS.

Como las ondas viajan con diferentes velocidades y el número de retardos en las voladuras puede ser grande, las ondas se superponen unas con otras en el tiempo y en el espacio, por lo que resultan movimientos complejos cuyo análisis requiere la utilización de captadores dispuestos ortogonalmente.

Se utilizara un arreglo triaxial de geófonos, con el fin de efectuar un análisis

detallado, estudiando cada componente por separado y en conjunto a través del vector suma.

La construcción de un arreglo triaxial consiste en disponer 3 geófonos provistos de la resistencia adicional mencionada anteriormente (1000 Ohm), pegándolos con Poxipol a una base de aluminio, de modo que uno capte la componente vertical, otro la transversal y el tercero la radial, respecto a una determinada dirección, ver Figura 6.5. De cada geófono sale un cable de dos hebras, que se unen juntos con los de los otros dos geófonos a un cable de seis hebras destinado a transmitir la señal del arreglo triaxial hasta una caja conectora, todo lo cual es introducido dentro de un tubo de PVC para luego rellenarlo con resina EPO-50/951, que requiere de 5 horas para su endurecimiento, ver Figura 6.6.

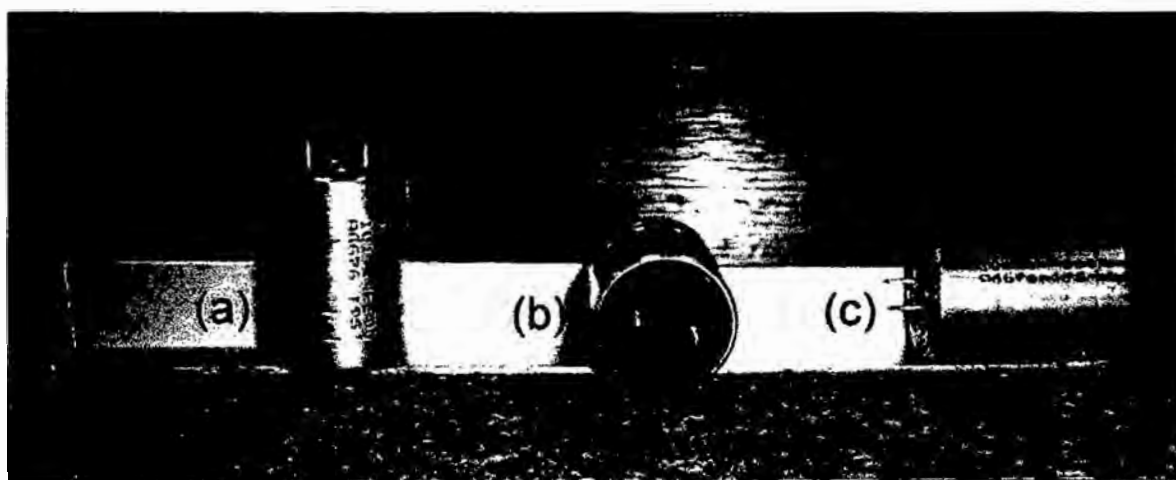


Figura 6.5: Disposición de geófonos en un perfil de aluminio, (a) capta componente vertical, (b) la transversal, (c) la longitudinal o radial.

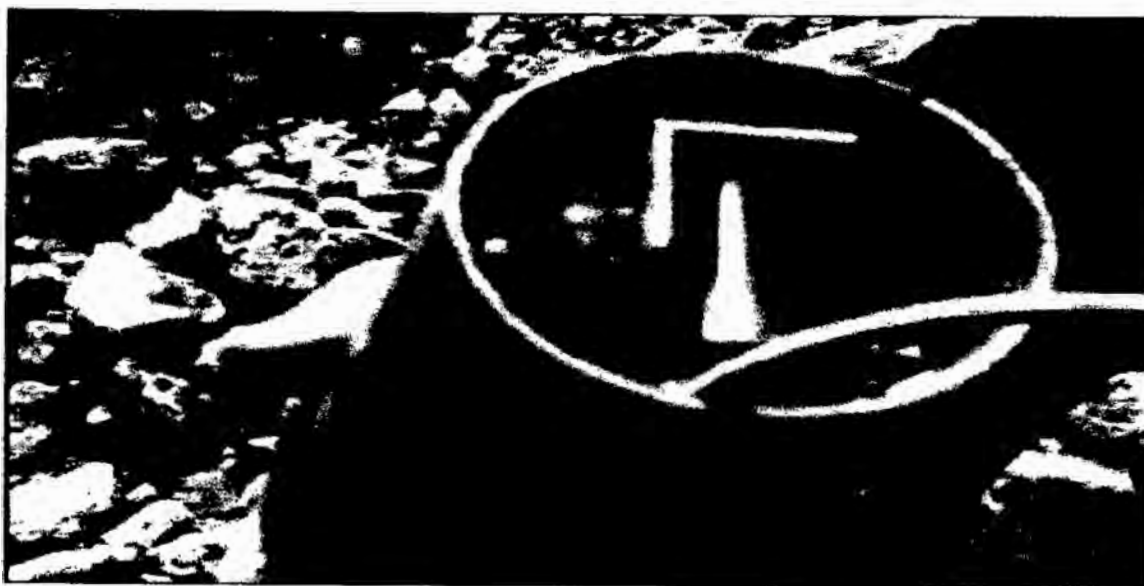


Figura 6.6: Arreglo triaxial de geófonos (campo cercano)

8.1.1.4. INSTALACIÓN DE SENSORES.

Se pueden identificar básicamente tres tipos generales de sistemas de instalación de los sensores en el macizo rocoso o en suelo.

- Instalación de superficie.
- Instalación parcialmente empotrada.
- Instalación completamente empotrada.

Un buen montaje de los sensores a la roca es tan importante como la selección del sensor. Se sabe que tanto la frecuencia como la amplitud de las ondas varían de acuerdo a los distintos sistemas de instalación. El sistema de instalación óptimo será el cual minimice la perturbación de la señal entre la roca y el sensor o el arreglo de sensores, ya que infortunadamente las características de transmisión de los sistemas de acoplamiento más utilizados pueden causar considerables errores en la medida de los niveles de respuesta del macizo rocoso.

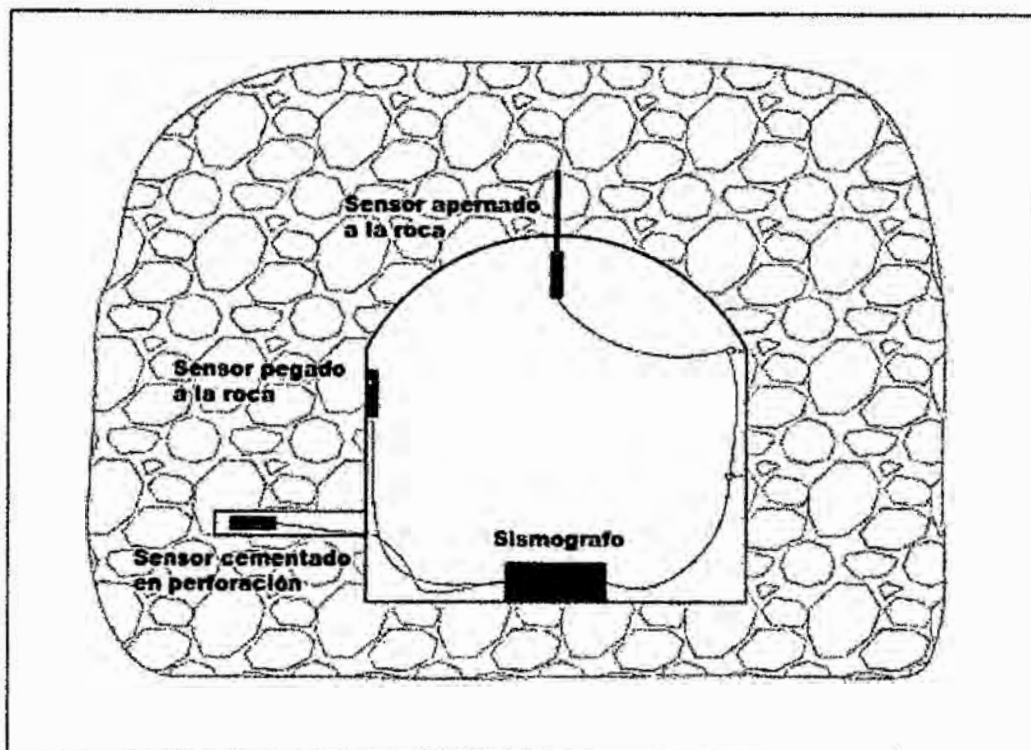


Figura 6.7: Distintos métodos de instalación de sensores en terreno.

Una técnica simple de instalación es el pegar directamente los sensores con Poxipol, al lugar de medición sea este un muro o la roca misma, de tal manera que queden solidarios entre sí. Se cree que los geófonos montados de esta manera son susceptibles de captar resonancias anómalas asociadas a la proximidad de la voladura. Sin embargo, según Rowell & Yoder (1981), sensores pegados a una distancia de más de seis metros estarán libre de perturbaciones. Es por esta razón que las mediciones de vibraciones realizadas en el presente estudio, se realizaran bajo este método.



Figura 6.8: Geófono adherido a la roca con poxipol de instalación de sensores.

La construcción de un aparato de montaje para ser empalmado mecánicamente se puede tener, perfectamente, como una segunda opción. Sin embargo el empalme mismo tendrá una respuesta individual a la vibración. El sensor contenido en el aparato de montaje responderá a la onda vibracional de acuerdo a la respuesta del montaje.

Es posible realizar montajes con más geófonos y cementarlos. Estos montajes son contruidos en aluminio, el cual tiene similar impedancia a los típicos cuerpos mineralizados. Idealmente el montaje deberá calzar exactamente en la perforación de monitoreo, pero esto es poco práctico. Una solución es perforar con un diámetro mayor al del montaje, con el fin de facilitar la instalación, quedando un anillo de cemento entre el montaje y la roca, el cual de todos modos deberá ser mínimo.

Para realizar una adecuada interpretación de los datos de vibración que permitan analizar la secuencia real de iniciación de un determinado número de cargas, en asociación con la posición relativa entre ésta y el transductor, es necesario tener absoluta certeza de la orientación real del transductor. Se debe tener en cuenta que en el caso de geófonos uniaxiales, estos tienen un ángulo de barrido de unos 32° aproximadamente.

8.1.2. SISMOGRAFOS.

Los Sismógrafos son registradores que permiten visualizar y amplificar las señales procedentes de los sensores. Pueden ser de diferentes tipos, como los que imprimen únicamente el valor máximo sobre el papel, los continuos de papel fotográfico y los de medio magnético que graban las señales analógicas suministradas por los sensores. Los últimos tienen la ventaja de permitir reproducir la señal cuantas veces sea necesario, además de introducir entre dicha señal y el reproductor, filtros e integradores.

El registro analógico sobre banda magnética se lleva a cabo por dos técnicas diferentes, cada una adaptada a las condiciones particulares dependiendo del caso. Estas técnicas son:

- Obteniendo el registro en modulación de frecuencia, muy útil para las frecuencias bajas.
- Obteniendo un registro multiplexado cuando se dispone de un gran número de señales.

En lo referente al tratamiento de los registros, la cadena de instrumentos suele estar constituida por los equipos de reproducción y visualización de las señales, además de los sistemas de tratamiento analógicos o digitales.

8.1.2.1. MONITOR DE VIBRACIONES BMX BLASTRONICS.

El BMX Blastronics es uno de los dos equipos que posee la Unidad Minera para efectuar el monitoreo de vibraciones. Éste es un registrador multicanal autoenergizado, que consta de un sensor de vibración, una malla de cableado, una caja transmisora de señal, y un computador portátil. Cualquier sensor (acelerómetros o geófonos) de respuesta conocida, puede ser usado en este equipo, pero para registros definitivos de voladura, debe tener una respuesta de frecuencia entre 8 Hz y 2 kHz.

Para las mediciones realizadas en la Unidad, se utilizan geófonos OYO con resistencia adicional en arreglos triaxiales, con un computador portátil para programar el monitor con el fin de capturar datos, y proporcionar detallada documentación del evento, así como para desarrollar los análisis específicos de software de frecuencias u otros.

El sistema de monitoreo BMX Blastronics, Figura 6.9, consta de 4 subsistemas principales:

- Un computador Laptop.
- El sistema de Software Blastronics
- Monitoreos Electrónicos de Ondas
- Malla de sensores Cableados



Figura 6.9: Sistema de monitoreo BMX Blastronics.

8.1.2.2. DESCRIPCIÓN DEL SOFTWARE.

El sistema del equipo consta de un software que entre otras cosas permite configurar el equipo para cada evento, visualizar las ondas almacenadas, y realizar operaciones para el análisis detallado de la onda como por ejemplo: determinar los valores máximos de velocidad de partículas de un evento, la suma de dos o tres componentes, visualizar el tiempo en cada punto de la onda, y el registro de la velocidad. Con este software y la

interpretación, análisis y experiencia de mediciones anteriores, se puede llegar a determinar las características más relevantes en una tronadura, como la obtención de los tiempos de salida de cada tiro, la existencia o no de acoplamientos entre ellos, el nivel máximo de vibraciones generado por cada carga explosiva, así como la deficiente detonación de algunas cargas.

8.1.2.3. DESCRIPCIÓN DEL MENÚ PRINCIPAL.

Dispone de nueve funciones para correr el software del equipo, Figura 6.10., las cuales se describen a continuación:

- ***SELECT Configuration File***, contiene los archivos de configuración, y toda la información necesaria para fijar los parámetros importantes de registro, así como la documentación que describe el evento monitoreado. Los archivos son nombrados, guardados y pedidos, desde un menú de archivos. Si no se especifica un archivo de configuración, el computador genera uno, por defecto o usará el mismo nombre del último monitoreo. La Figura 6.11 muestra las diferentes configuraciones, de las cuales se elige una para la edición de esa configuración.
- ***EDIT Monitor Configuration***, está dividida en cuatro secciones, en la primera, *BMX Configuration*, Figura 6.12, se maneja el nombre del archivo, y la descripción del monitoreo, incluyendo algunas características especiales como la identificación, ubicación y fecha; se definen los canales en los cuales estarán los geófonos para una posterior interpretación y manejo de los datos; nombre de cada geófono; su factor de calibración y su máximo rango de medición en milímetros por segundo, que dependerá mucho de la distancia de instalación y del rango esperado de vibraciones; el intervalo de los puntos de medición, el tiempo total de medición del instrumento. En la segunda, denominada, *Documentation*, se almacena la información más detallada de la tronadura, como el largo de las perforaciones, el explosivo utilizado, etc. En la tercera sección, *LOG Functions*, se maneja los nombres de los archivos con los cuales el equipo grabara la medición, y se dan las órdenes generales de almacenamiento y de despliegue de datos. Por ultimo en la denominada *Timing Control*, Figura 6.13, se despliega el tiempo de medición de

cada uno de los geófonos, y el tiempo global de medición.

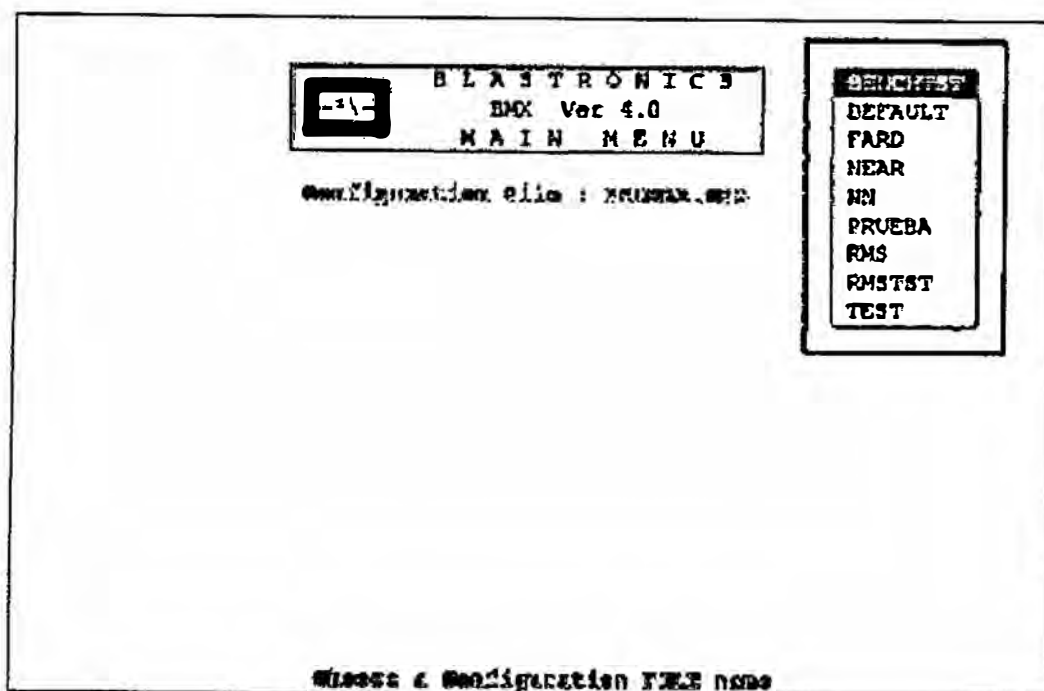


Figura 6.10: Menú Principal.

BMX Configuration Documentation LOG Functions Timing Control Blastronics P/L (c) 1995 BMX 3.42 DE Configuration : PRUEBA DESCRIPTION: Identificación, ubicación, fecha, turno									
SENSOR DETAILS					RECORDING CHARACTERISTICS				
					Trigger Delay Time [ms] : 0.000 ms				
Ch #	Sensor Name	Plug	Calibration Factor	Units	Max Range	Trigger W.B.	Sampling Interval	Total Time[ms]	PreTrig Time[ms]
1	Vertical	1	0.021600	mm/s	1268	--	5 ms	10000	250.0
2	Transversal	2	0.021600	mm/s	584	--	1 ms	8000	200.0
3	Radial	3	0.021600	mm/s	292	--	500 us	7000	175.0
4	Geo-R4	4	0.021600	mm/s	146	--	200 us	4000	100.0
5	Geo-R1	1	0.021600	mm/s	73	--	100 us	2000	50.00
6	Geo-R2	2	0.021600	mm/s	36	--	50 us	1000	25.00
7	Geo-R3	3	0.021600	mm/s	18	--	20 us	400.0	10.00
8	Geo-R4	4	0.021600	mm/s	9	--	10 us	200.0	5.000
Type a FILE NAME, or ENTER for choices									
F1 for HELP					ESC to EXIT				

Figura 6.11: SELECT Configuration File.

BMX Configuration		Documentation		LOG Functions		Timing Control		
Blastronics P/L (c) 1995				BMX 3.42 DE		Configuration : PRUEBA		
DESCRIPTION: Identificación, ubicación, fecha, turno								
SENSOR DETAILS				RECORDING CHARACTERISTICS				
				Trigger Delay Time [ms] : 0.000 ms				
Ch #	Sensor Name	Plug	Calibration Factor Units	Max Range	Trigger W.B.	Sampling Interval	Total Time [ms]	PreTrig Time [ms]
1	Vertical	1	0.021600 mm/s	1168	--	5 ms	10000	250.0
2	Transversal	2	0.021600 mm/s	584	--	1 ms	8000	200.0
3	Radial	3	0.021600 mm/s	292	--	500 μ s	7000	175.0
4	Geo-R4	4	0.021600 mm/s	146	--	200 μ s	4000	100.0
5	Geo-R1	1	0.021600 mm/s	73	--	100 μ s	2000	50.00
6	Geo-R2	2	0.021600 mm/s	36	--	50 μ s	1000	25.00
7	Geo-R3	3	0.021600 mm/s	18	--	20 μ s	400.0	10.00
8	Geo-R4	4	0.021600 mm/s	9	--	10 μ s	200.0	5.000
Type a FILE NAME, or ENTER for choices								
F1 for HELP				ESC to EXIT				

Figura 6.12: EDIT – BMX Configuration.

BLASTRONICS
 BMX Ver 4.0
MAIN MENU

Configuration File : MM.CNF

SELECT Configuration File.
 EDIT Monitor configuration.
 INITIALISE Monitor.
 STORE Waveforms to disk.
 TEST Monitor and Sensors.
 MONITOR a Shouting Event.
 REVIEW LOG Files
 VIEW stored WAVEFORMS.
 PLOT stored WAVEFORMS.
 QUIT to DOS.

Figura 6.13: EDIT – Timing Control.

- **INITIALISE Monitor**, se usa en conjunto con el monitoreo de evento único y se usa para cargar los archivos de instrucción en un compartimiento del Monitor. Durante la etapa de inicialización, se enciende la luz roja de *ARMADO*, para confirmar que la instrucción está siendo recibida. Después que el equipo está en posición *ARMADO*, el computador puede apagarse y cerrar el monitor.
- **STORE Waveforms to disk**, Esta función se usa para guardar información de ondas registradas por el monitor. Se usa cuando se debe dejar el equipo desatendido por algún tiempo, requiriendo que el computador sea apagado después que la unidad este *ARMADA*. La información de ondas es guardada en RAM dentro del monitor, y es transferida al computador después que se regresa al equipo y se selecciona la función *Store*. Para el monitoreo de eventos, una vez que se ha completado el proceso de colección de datos, se puede ir a la función *View*.
- **TEST Monitor and sensor**, Este es un modo de registro continuo, que permite chequear la operación a ser monitoreada, para asegurarse que los sensores estén funcionando adecuadamente. Es similar al modo MONITOR, excepto que los datos no son guardados en archivo. En el modo TEST, se puede golpear levemente los geófonos, para probar que la unidad está funcionando correctamente. Cuando se gatilla de esta manera, las ondas resultantes se desplegarán en la pantalla. Después de esto, el monitor automáticamente se “Rearmará” para el próximo evento de captura de datos.
- **MONITOR a Blasting Event**, Prepara el monitor para la captura de datos. Difiere del modo *Test* sólo en que los datos serán registrados en un archivo para referencia posterior. La función *Monitor* controla el *Hardware* del monitor, requeridos para el monitoreo continuo. Este ciclo es automático, y el programa re-inicializa y re-arma al monitor, tan pronto como los datos del evento han sido guardados en disco, de modo de esperar al próximo evento como mínimo 3 seg., dependiendo de las funciones (fijadas por el operador), que son ejecutadas en cada evento de captura. La señal de los canales son guardados en forma de fila y pueden ser vistos y analizados desde la función *View Waveforms*. Estos archivos (*.QWF), contienen detalles de configuración y son leídos desde archivos de configuración como encabezados.

- **REVIEW LOG Files**, esta operación permite, manipular (desplegar o imprimir) información guardada en archivos LOG, previamente capturados. Los archivos LOG son leídos desde un directorio específico y sus nombres se presentan para seleccionarlos desde un menú.
- **VIEW stored WAVEFORMS**, se utiliza para ver en pantalla las ondas en detalle, con esta opción se puede aplicar Zoom a partes de la onda para visualizar sectores a analizar, además esta pantalla calcula y muestra los valores máximos por registro, calcula y muestra el Vector Suma de dos o tres registros, como también determina la frecuencia dominante en la cual se propaga la onda y otras aplicaciones para el análisis de las ondas. En la Figura 6.14 muestra una onda característica medida por el BMX Blastronics, además en la Figura 6.15 muestra la frecuencia dominante de una onda calculada por medio del software.
- **QUIT**, Esta opción permite al operador, salir del programa. El comando regresa al operador al DOS, etapa en la cual el Laptop puede ser usado como computador normal o para análisis adicionales de archivos de datos, producidos por el software de Blastronics.

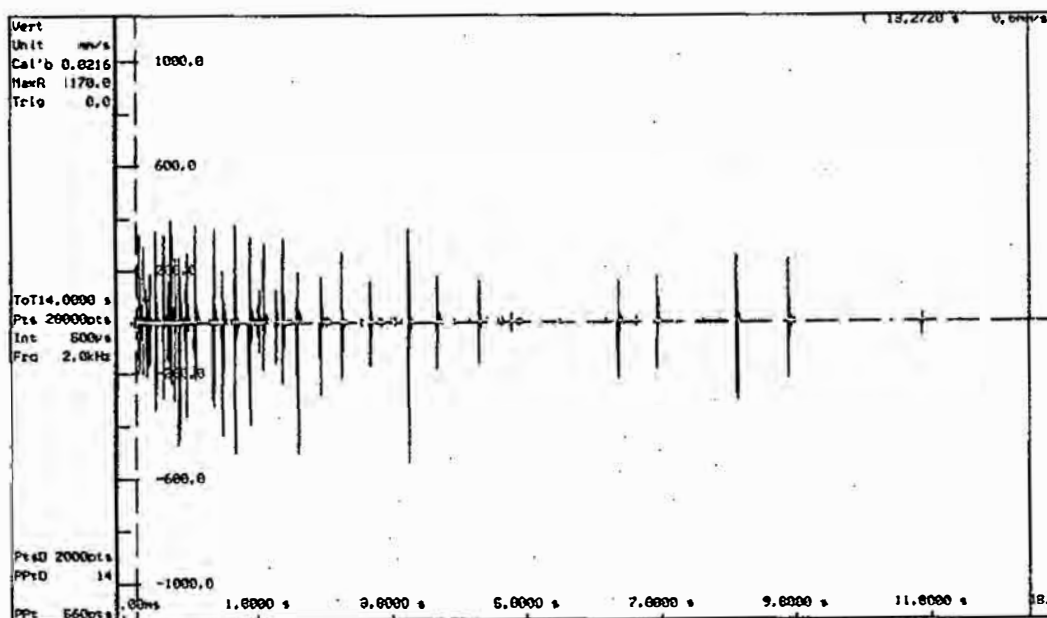
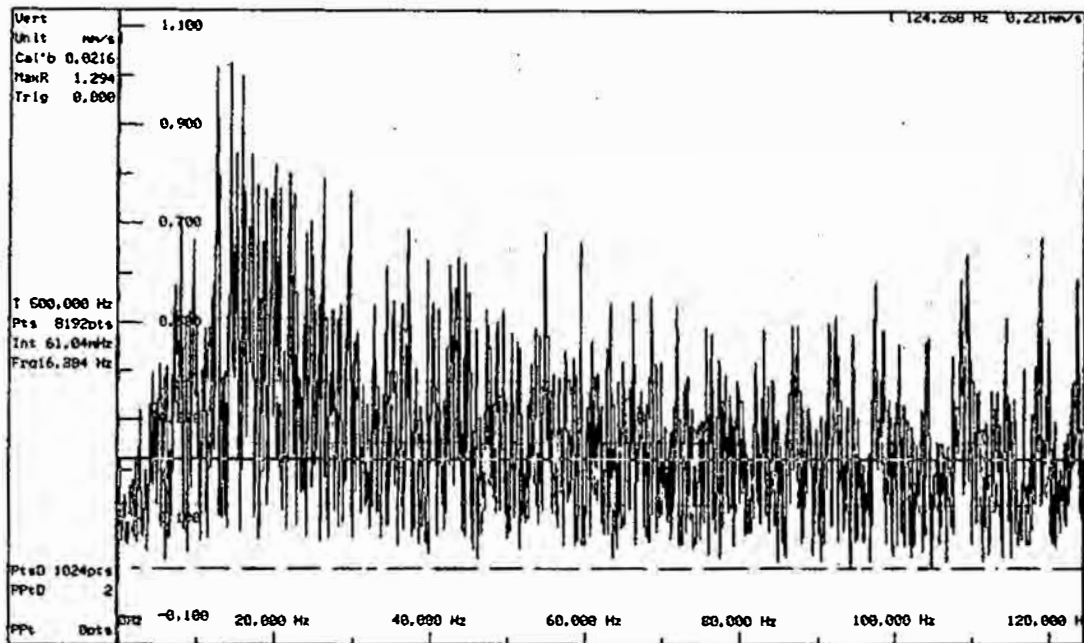


Figura 6.14: Onda generada por BMX Blastronics.

Figura 6.15: Frecuencia calculada por el software BMX Blastronics.



Fuente: “monitoreo y modelamiento de vibraciones para la evaluación y optimización de las voladuras de desarrollo horizontal”, aps blastronics

8.2. MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES.

Como se ha mencionado anteriormente, el monitoreo de las vibraciones en la roca causada por una voladura, puede ser utilizado como una herramienta de diagnóstico de ésta, en efecto, la interpretación del registro permite determinar el grado de interacción entre las variables de una voladura.

La señal de vibraciones producida por una voladura, consiste en número discreto de paquetes de onda, cada uno de éstos corresponde a cargas o grupos de cargas detonando en un determinado tiempo. A partir de un registro y mediante el software de análisis es posible determinar y calcular:

- Tiempo real de detonación de cargas.
- Velocidad de partículas de cada paquete de onda.
- Detonación de cargas con baja eficiencia o no detonadas.
- Detonación instantánea de cargas.
- Detonación de cargas por simpatía.

- Obtención de información para calibrar criterios de daños.

Al momento de analizar las pruebas a través de los registros de vibraciones, se podría apreciar el mal funcionamiento de las cargas explosivas, debido a los amplios intervalos de tiempo en que no hay registro de vibraciones. Cuando suceden estos problemas se pueden atribuir a las siguientes causas:

- **Dislocación del tiro:** producida por la onda de choque o de presión que se propaga de un taladro cercano producto de la detonación y que provoca discontinuidad de la carga explosivo.
- **Estrangulamiento del explosivo:** la dislocación del taladro produce un estrangulamiento en la zona afectada, lo que genera un diámetro efectivo del taladro a valores por bajo el diámetro crítico.
- **Amplios intervalos en el tiempo de detonación:** en la serie especial utilizada en los bloques, a medida que se aumenta el número de retardo, también es aumentado el intervalo de tiempo de iniciación de un taladro con respecto a otro. Esto hace que un taladro detonado satisfactoriamente, tenga el tiempo suficiente para afectar a los siguientes.
- **La perforación:** entre dos paradas separadas a una distancia determinada por diseño (Burden), la desviación en la perforación de los taladros es otra causa importante en el mal funcionamiento de las cargas, provocando una detonación inadecuada o no detonación del explosivo. Un sencillo esquema explica lo anterior, Figura 6.16. Mientras más negativo sea " α " y mas positivo sea " β " los fondos de los tiros en pozos de similar longitud y ubicación en paradas que se suceden, se encontraran más cercanos. Entonces, si un tiro es detonado, uno de similares características en la parada siguiente se verá afectado y probablemente no detone.

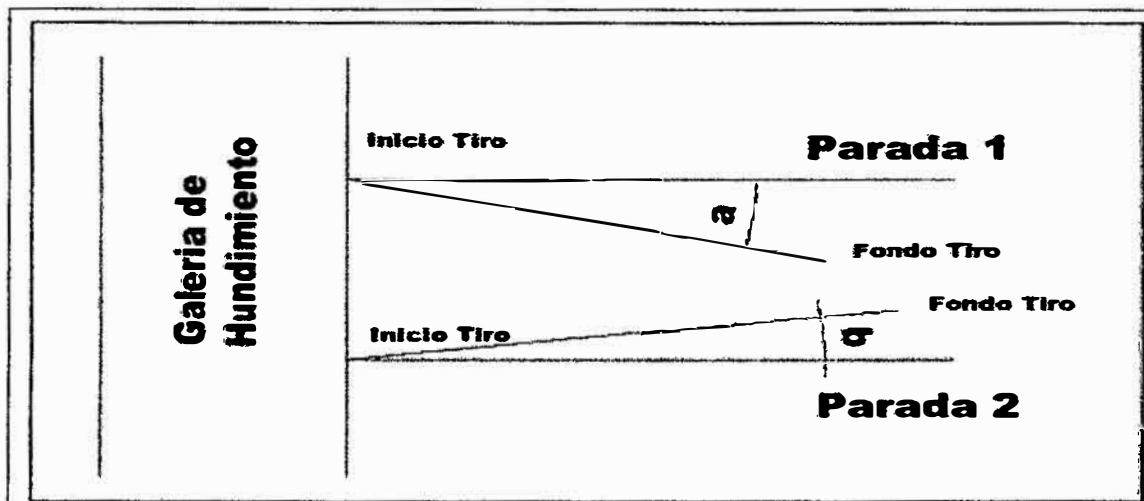


Figura 6.16: Esquema que ejemplifica los problemas en la perforación de las paradas de hundimiento.

El mal funcionamiento de las cargas en los blocks provoca la posible formación de pilares en el Nivel de Hundimiento y mala fragmentación. Estos pilares provocan zonas de alta concentración de esfuerzo, generando una carga puntual sobre el nivel de producción, afectando las cajas, puntos de extracción y pilares del nivel de producción pertenecientes a éste. La Figura 6.17 muestra la Formación de un pilar y su incidencia en el nivel de producción.

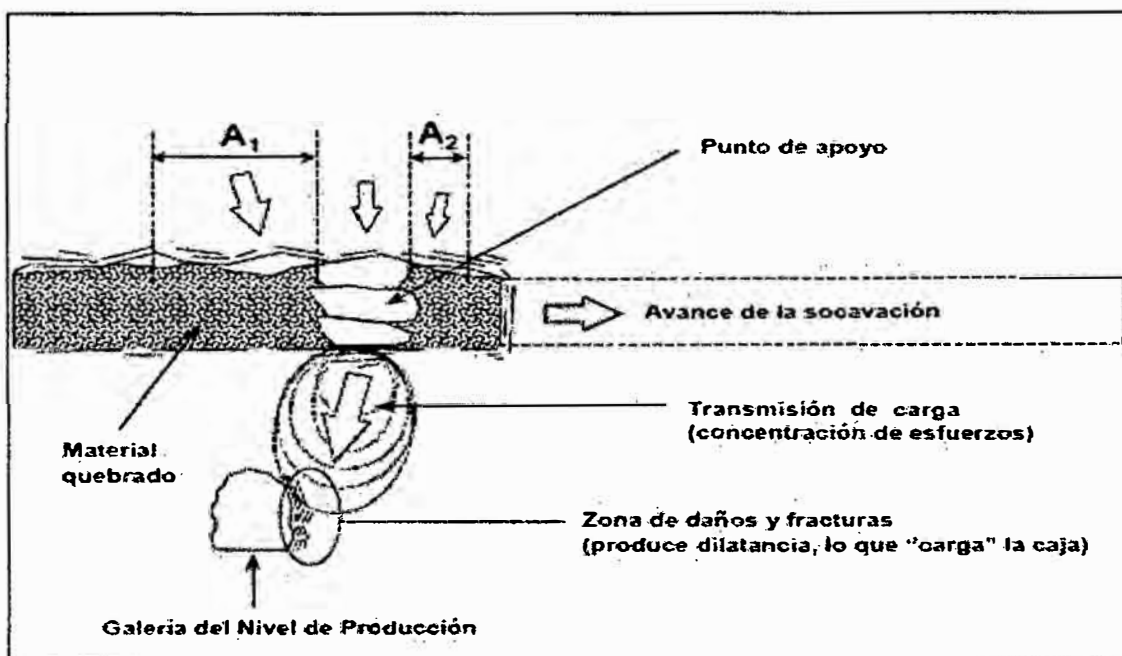


Figura 6.17: Consecuencia de la formación de un pilar en el Nivel de Hundimiento (Karzulovic, A. 2001; 5º Seminario Dyno Nobel “Voladura y geomecánica hacia la optimización del negocio minero”)

8.2.1. MODELO DE HOLMBERG & PERSSON.

Los resultados obtenidos de los monitoreos de vibraciones son la base del estudio de daño, el cual se concentra en dos puntos:

1. Conocer la ley de transmisión que relacione las cargas detonadas y distancias con las vibraciones máximas generadas.
2. Conocer la forma de la onda y en particular las frecuencias dominantes y la posible superposición entre disparos consecutivos.

Adoptando un modelo de vibraciones es posible establecer las curvas de diseño o dosificación de voladuras de acuerdo a un criterio de daño.

Con los datos de frecuencias dominantes se puede adoptar un límite de vibración adecuado, el cual una vez introducido en la ley de transmisión, nos permitirá calcular la carga máxima a detonar a cada distancia.

La complejidad del proceso de modelamiento puede variar desde un modelo simple de distancia escalar (apto para describir la situación de campo lejano, donde efectos geométricos entre carga y punto de medición no tiene importancia) hasta modelos más complejos de campo cercano tal como el de Holmberg & Persson (1979), el cual es apto para situaciones en donde la geometría sí juega un rol importante.

En el caso del actual estudio realizado en la Unidad Minera Pampadecobre, es recomendable utilizar este segundo modelo. La configuración geométrica asociada y modificada para el modelo se muestra en la Figura 6.18.

Para conseguir una calibración del Modelo Holmberg y Persson (H&P) es esencial conseguir una base de datos de medición de vibraciones producida por cargas conocidas (kg de explosivos y dimensiones), que se encuentran en posiciones conocidas respecto al geófono, esto permitirá la cuantificación de la relación entre carga, distancia, e intensidad de vibración medida.

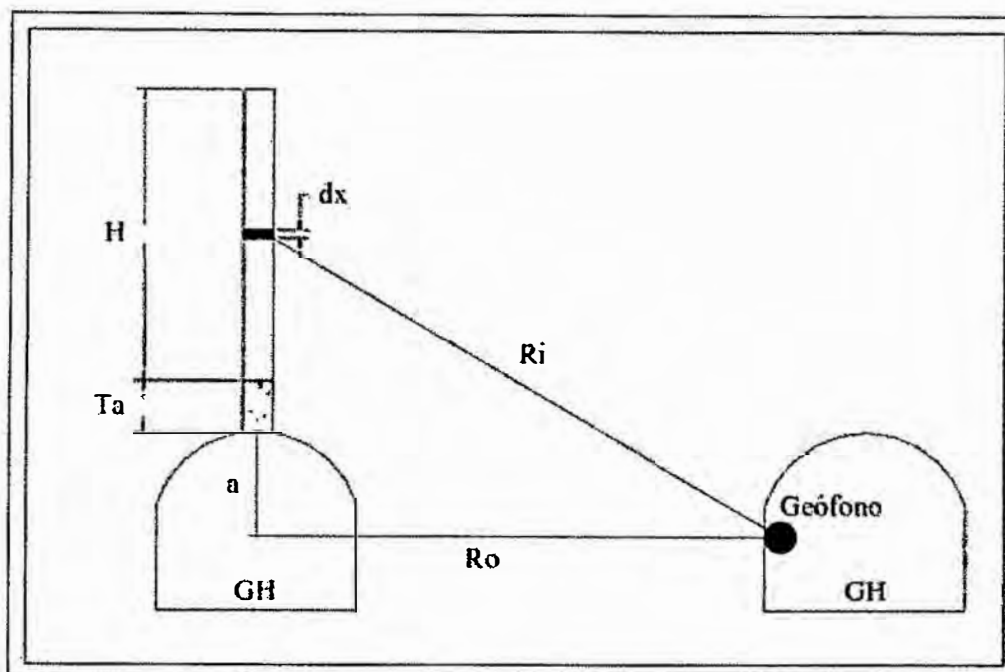


Figura 6.18: Configuración geométrica modificada del modelo de Holmberg & Persson.

El modelo de Holmberg & Persson modificado para el estudio, el cual es desarrollado en el Anexo C, es descrito por la ecuación que sigue a continuación:

$$V = K \left(\frac{q}{R_0} \right)^a \left[\arctag \left(\frac{a + Ta + H}{R_0} \right) - \arctag \left(\frac{a + Ta}{R_0} \right) \right]^a \quad (\text{Ecuación 6.1})$$

Dónde:

V = peak de velocidad de partícula (PPV).

K y a son parámetros del Modelo, específicos al macizo rocoso en el cual se calibra el modelo.

q = carga lineal (kg por metro lineal de barreno), y La Figura 6.18 define los demás parámetros geométricos del modelo.

Como es mencionado en el Capítulo VI, para describir los movimientos completamente, son necesarias tres componentes perpendiculares. La componente radial, la transversal que es perpendicular a la longitudinal sobre el plano horizontal y la vertical, la cual es perpendicular a ambas.

Sin embargo, no siempre aparece el valor peak al mismo tiempo en estas tres componentes. Por esta razón debiera considerarse el vector suma de todas las componentes, calculado de la siguiente forma:

$$V_{sem} = \sqrt{V_r^2 + V_t^2 + V_v^2} \quad (\text{Ecuación 6.2})$$

La forma teórica del modelo se puede ver en la Figura 6.19.

Dónde:

K = es un parámetro de la fuente vibracional, relacionado con el macizo rocoso y características de la carga explosiva.

La tendencia del modelo (mostrado como una línea con Pendiente α) es representativa de la característica de atenuación de vibración de la roca.

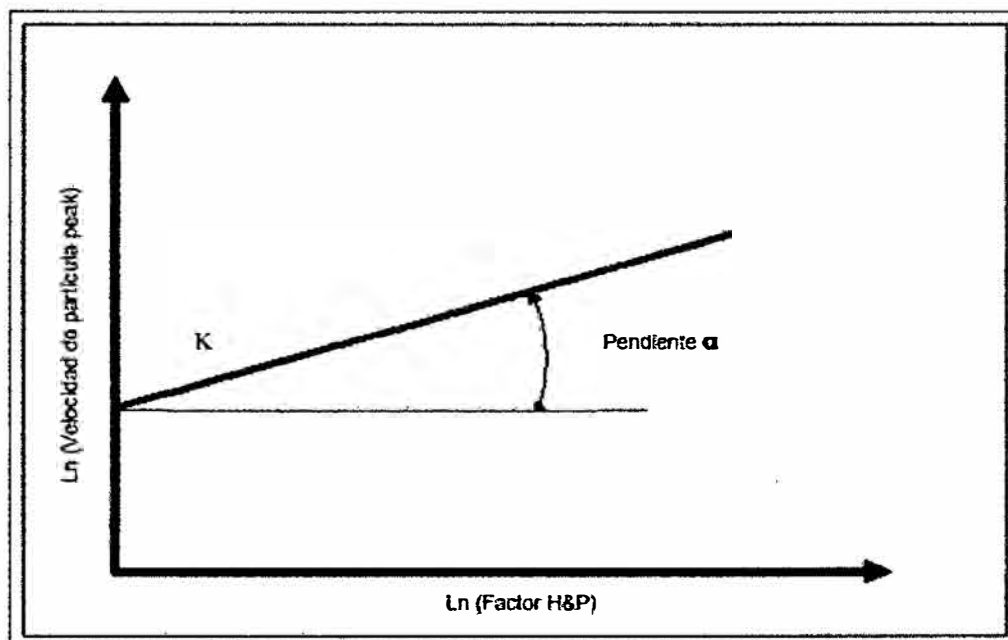


Figura 6.19: Forma teórica del modelo de Holmberg & Persson

A continuación se muestran valores de **K** y α correspondientes a estudios anteriores desarrollados en la Unidad Minera, tanto para roca secundaria como para roca primaria.

Tabla 6.1: Valores de K y α pertenecientes a unidades litológicas del yacimiento Pampadecobre			
Tipo de Roca	Tipo de Alteración	K	α
BXMG	Secundaria	450	1.03
GDRB	Secundaria	500	1.6
BXMG	Primaria	3000	1.0
GDRB	Primaria	3200	1.1

En la práctica, cuando se analiza cada pulso de vibración en el contexto del Modelo, existe cierto grado de dispersión alrededor de la tendencia central de los datos.

Existen varias fuentes de este “error”, algunas de las cuales son más fáciles de corregir o compensar que otras. Estos errores pueden incluir:

- Variación en la intensidad de la vibración debida a que la vibración no viaja en línea recta al punto de monitoreo, como asume el Modelo.
- Variación debida a diferencias entre las posiciones geométricas de las cargas en realidad, y aquellas asumidas por el modelo.
- Variación debida a diferencias entre las actuales características de las cargas y las asumidas por el modelo (información insuficiente por parte de la cuadrilla de carguío en terreno), a raíz de problemas de cumplimiento con el diseño.

8.2.2. METODOLOGÍA DEL MODELO DE HOLMBERG & PERSSON

La metodología para obtener el modelo, en donde se describe el procedimiento y los parámetros requeridos para el diseño es la siguiente:

- ❖ Obtener de la cuadrilla de carguío, la cantidad de explosivo por taladro y largo real de los barrenos, para calcular posteriormente la carga lineal “q” de cada tiro taladro. Esta información no es fidedigna, solo es posible conseguir una referencia de ésta en terreno, ya que no existen registros de esta operación.
- ❖ Calcular las distancias representadas en la Figura 6.18. Este trabajo es posible con la ayuda de topografía, quienes dan las coordenadas (Este, Norte, Elevación) de la ubicación del geófono y del collar de cada tiro, además del rumbo, manto y largo de los últimos.

- ❖ Obtener el factor H&P, el cual es calculado mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Factor H\&P} = \frac{1}{R_0} * \left(\operatorname{atan} \left(\frac{H + a + Ta}{R_0} \right) + \operatorname{atan} \left(\frac{a + Ta}{R_0} \right) \right) \quad (\text{Ecuación 6.3})$$

- ❖ Obtener, del registro de Vibraciones, el vector suma para luego identificar el peak de velocidad de propagación de onda por cada tiro. Para identificar el tiro en el vector suma se debe tener la secuencia de detonación del polvorazo, de esta manera se sabe el tiempo en que detonó cada tiro y facilita distinguir los tiros en el registro. Luego la lectura de velocidad es directa.
- ❖ Confeccionar un gráfico $\ln(\text{PPV})$ v/s $\ln(\text{factor H\&P})$ y realizar una regresión lineal, la cual responde a la siguiente ecuación de la recta:

$$\ln(\text{PPV}) = \alpha * \ln \left(\frac{1}{R_0} * \left(\operatorname{atan} \left(\frac{H + a + Ta}{R_0} \right) + \operatorname{atan} \left(\frac{a + Ta}{R_0} \right) \right) \right) + \ln(K) \quad (\text{Ecuación 6.4})$$

En donde α es la pendiente de la recta y $\ln(K)$ el valor en donde corta al eje de las ordenadas ($\ln(\text{PPV})$). De este análisis es posible conocer el valor K y α .

- ❖ Una vez conocidos los valores de K y α para la unidad geotécnica en estudio, se confeccionan las curvas de velocidad de propagación estimada de éstas, con la Ecuación 6.1. correspondiente al modelo. Es importante mencionar que este modelo se genera vía ajuste estadístico, por lo tanto describe la condición media de la población de datos, es decir, el 50% de los datos se ubicaran por debajo de la curva que representa el modelo y el 50% restante se encontrarán sobre la curva. Matemáticamente esto está correcto, sin embargo, significa que existe una probabilidad de 50% que una carga explosiva producirá un nivel de vibración que supera a lo predicho por el modelo, situación que deja inútil el modelo para propósitos prácticos, particularmente para diseños orientados a controlar la vibración máxima y el daño.

La solución se encuentra al desplazar el modelo hasta que sus predicciones cubran una mayor cantidad de datos de terreno, en rangos que oscilan entre 80% y un 95%, haciendo así más confiable y segura la estimación de vibraciones.

El estudio busca un nivel de confianza del 85%, esto quiere decir que se debe desplazar la curva, con el objetivo de que bajo ésta quede el 85% de los datos.

- ❖ Calcular V_p , PPV y PPVc propios del macizo rocoso, para obtener las curvas de daño referentes al criterio seleccionado (Criterio de daño de C.K. Mackenzie (1998)). Luego se insertan en el modelo de vibraciones, con el propósito de verificar si la voladura está generando daño.



CAPÍTULO IX:

DIAGNOSTICO DE LOS DISPAROS DE HUNDIMIENTOS.

9.1. METODOLOGIA DE TRABAJO

La metodología que se empleara para realizar el diagnostico de los bloques de hundimiento consta de una etapa de instalación, registros y toma de datos, inspección y conclusiones para tener como resultado una visión general de la operación de voladura.

9.1.1. INSTALACIÓN.

La programación de los monitoreos se coordinan en lo posible dentro de la semana con el jefe del área hundimiento y el jefe del área geomecánica, para disponer efectivamente de la instrumentación de monitoreo de vibraciones y del personal a cargo.

Una vez coordinado el monitoreo, se estudia la mejor posición de instalación del geófono con respecto a la ubicación de la voladura a monitorear, según lo estudiado en el punto anterior. Luego se procede a instalar el geófono con cierta anterioridad, de tal forma que el pegamento (Poxipol) solidifique y el geófono quede solidario a la roca. En terreno se debe asegurar que el geófono quede seguro de algún desprendimiento y que quede instalado en roca maciza y no en algún bloque suelto, ya que los resultados no serían fidedignos. Además en los arreglos triaxiales se identifica la dirección radial con una línea vertical, esta debe quedar en dirección hacia la volada.

Luego se accede al sector nuevamente, tomando un tiempo de trabajo de 30 minutos antes de la hora de evacuación del sector señalada por el jefe de turno, para instalar el cableado desde el geófono hasta la caja conectora y de ésta mediante un cable troncal al monitor. El monitor se ubica en una posición tal que quede protegido de caídas de rocas, generalmente en una galería de hundimiento contigua o en el cruzado, si es que éste se encuentra a más de 50 m de la volada (Figura 8.1)

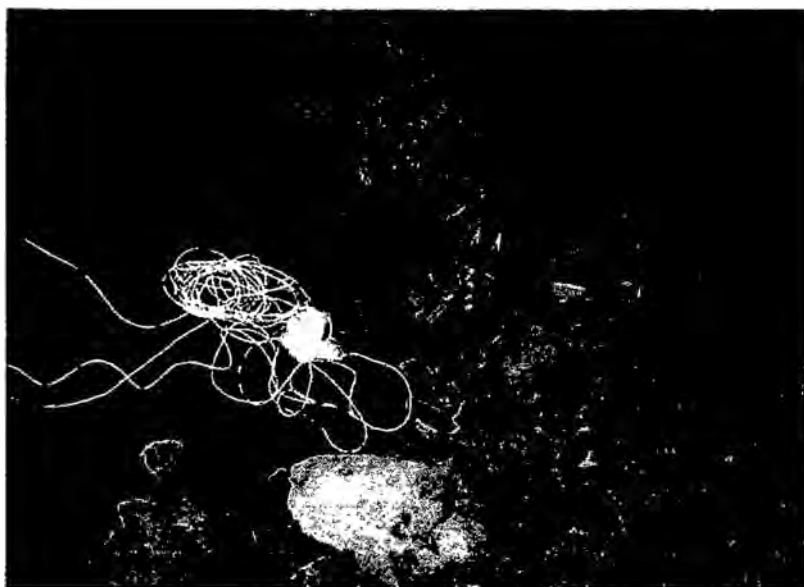


Figura 8.1: Monitor, caja conectora y cables, situados en un GH contiguo al del blocks.

9.1.2. REGISTROS DESPUES DE LA VOLADURA.

Para complementar los registros es necesario obtener el diagrama utilizado en cada voladura, el tipo de explosivo utilizado y la cantidad de este. Esta información será obtenida según lo informado por las cuadrillas de carguío del área de Desarrollo, el administrador del polvorín o bien según lo indicado por el consultor técnico de Orica o Tricomín a cargo.

La información correspondiente a las perforaciones queda definida según lo descrito en el capítulo 7, sin embargo se realizara una evaluación de ésta, específicamente en la roca secundaria.

En esta etapa de diagnóstico los registros entregaran información referente a la cantidad de taladros detonados de acuerdo a los tiempos de salida programados, los valores máximos de vibraciones y un valor peak de dichos máximos, como muestra la Figura 8.2.

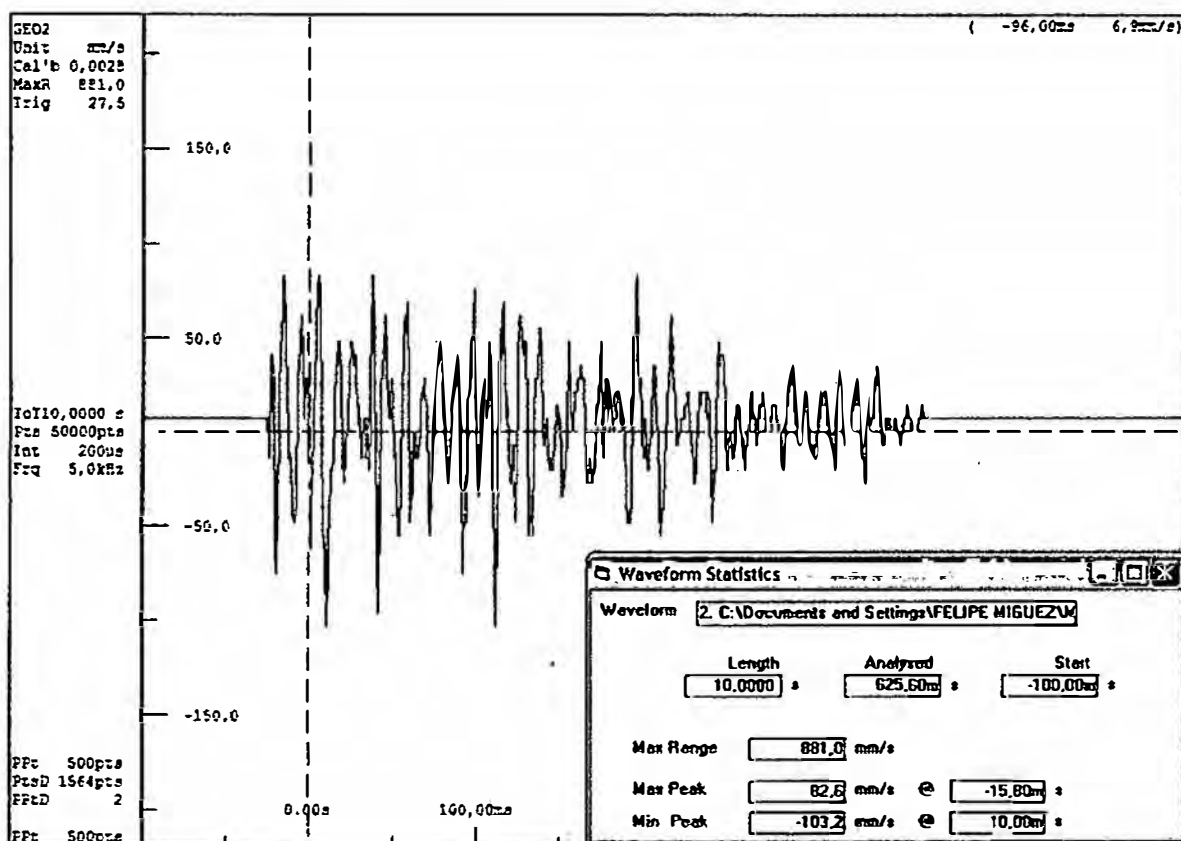


Figura 8.2: Registro de vibraciones típico, geófono vertical

Fuente: Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos de ENAEX (CINTEX)

9.1.3. INSPECCIÓN DESPUES DE LA VOLADURA.

En la zona se realiza una inspección visual pre-voladura y post-voladura, tanto en el nivel de hundimiento como en el nivel de producción. Específicamente se revisa:

- Condición de bloques y/o planchones.
- Estado fortificación instalada.
- Condiciones de humedad.
- Condición perforación radial.
- Excavación.
- Vaciaderos de marina.
- Bateas y/o embudos.

La inspección posterior a la voladura se realiza con el objetivo de constatar posibles desprendimientos e indicar el nivel de daño generado por esta actividad, para posteriormente compararlos con los niveles de vibraciones registrados.

Como anteriormente se ha mencionado, las inspecciones son visuales y son reguladas por fichas de control (particularmente para el control del nivel de producción), las cuales se encuentran en el Anexo E.

9.1.4. INFORME FINAL.

Para cada voladura se confecciona un resumen de lo sucedido en el cual se indican los niveles de vibraciones generados por esta operación, desprendimientos y daños ocurridos, la cantidad de detonaciones capturadas, alguna situación puntual, etc. Luego con todos estos antecedentes es posible entregar una apreciación general de la quemada.

9.2. EVALUACIÓN DE LA PERFORACIÓN.

Es importante mencionar referente a las perforaciones radiales de las paradas de hundimiento, que estas se encuentran desarrolladas con una anterioridad de 6 meses como mínimo, según el diseño descrito en el Capítulo 6. Esto puede generar problemas en los tiros, debido al largo tiempo de exposición a la concentración de esfuerzos que existe por delante del frente de hundimiento, el cual se encuentra detenido. Esta situación puede ser perjudicial considerando que el área contiene roca secundaria. En este tipo de roca se encuentra una cantidad considerable de estructuras, con una frecuencia de fracturas de 8 a 14 f/m como promedio e incluso sectores con 15 a 22 f/m, como es el caso del GH-42.

Por lo tanto, existe una alta probabilidad de encontrar al interior de los barrenos estructuras abiertas, generación de nuevas fracturas o desplazamientos, los cuales pueden provocar el corte de los barrenos o la generación de cavidades. Si los tiros se encuentran cortados, no se cumplirá con el largo recomendado y tampoco con la cantidad de explosivo calculada, lo cual puede provocar un resultado negativo con respecto a lo esperado del polvorazo. Por otro lado si ocurre la existencia de cavidades, se logrará el objetivo de la quemada, sin embargo significa una acumulación mayor de explosivo, lo cual puede provocar sobre-excavación y una gran cantidad de daño adicional.

Debido a la problemática anterior y con la intención de verificar el estado de las perforaciones, se realizó un levantamiento topográfico³ de 9 paradas de hundimiento (parada 23 a 31) en el GH-42, ya que es en esta galería en donde se encontraría una mayor cantidad de problemas, Figura 8.1 y Figura 8.2.

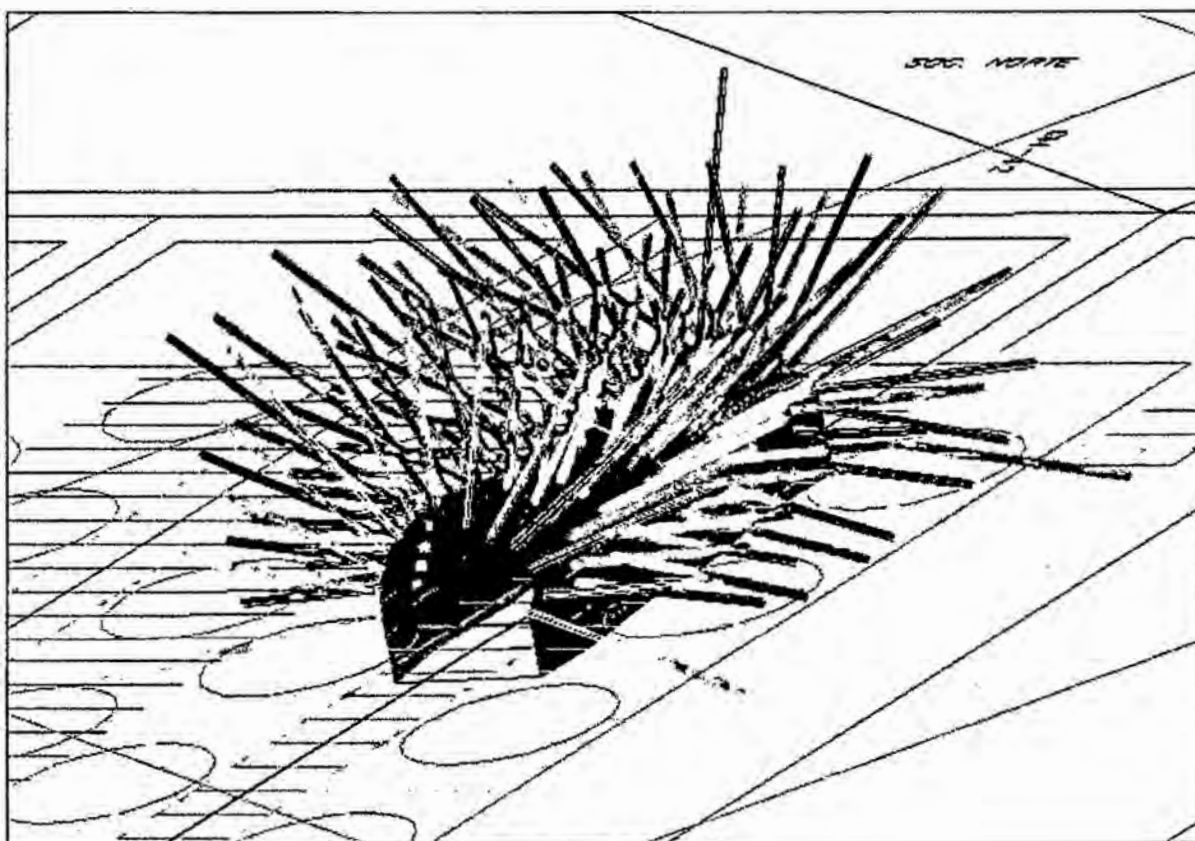


Figura 8.1: Isométrico de levantamiento topográfico de las paradas de hundimiento del GH-42

³ El levantamiento topográfico de las paradas de hundimiento del GH-42, desde la 23 a la 31, fue realizado por Sierra y Plaza Ingeniería y Servicios Ltda. con el apoyo de la Superintendencia de Geología y Geotecnia.

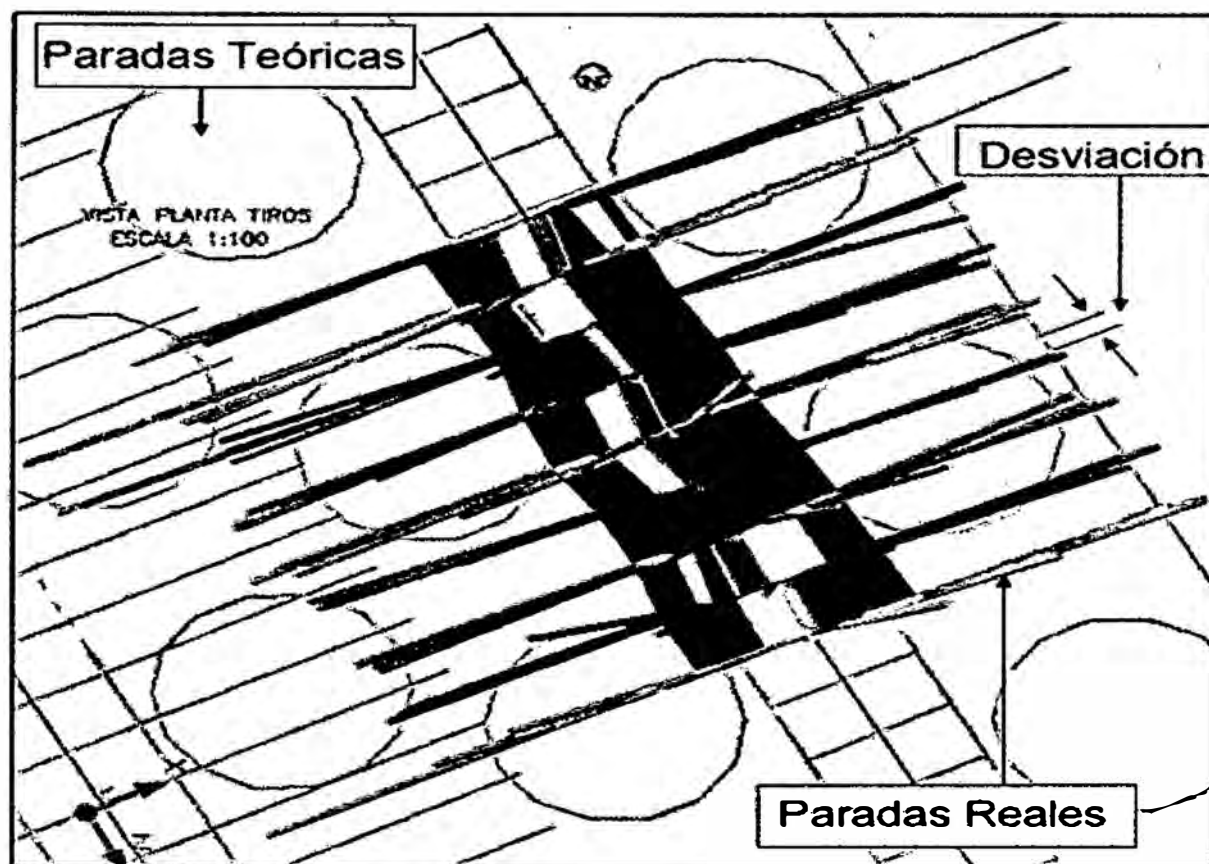


Figura 8.2: Vista en planta de la situación real de las paradas 23 a 31 del GH-42

Con el levantamiento topográfico se realizó un análisis de desviación de los barrenos de perforación. El análisis consiste en identificar la coordenada de fondo de tiro real, luego compararlo con la coordenada de fondo del tiro teórico y calcular la desviación, la planilla de cálculo se encuentra en el Anexo H.

El análisis tiene un complemento gráfico, con el fin de tener una mayor apreciación del estado de las perforaciones, en donde se plotean los fondos de cada tiro con respecto a un origen común, el cual corresponde al punto planificado.

El criterio de aceptabilidad para las desviaciones, corresponde a que éstas no pueden estar fuera del alcance de una circunferencia de 6 veces el diámetro de perforación⁴, cuyo centro

⁴ Este criterio es tomado de un curso de "Optimización de diseños de voladuras de producción", perteneciente a Dyno Consult, dictado por el Dr. Bill Adamson. El criterio fue utilizado para evaluar la voladura de producción en Olympic Dump, en donde existe cierta similitud con la voladura de producción de Chile, ya que son perforaciones radiales ascendentes con un largo no mayor a 15 metros.

corresponde al origen. Por lo tanto, en la práctica, el valor escalar de la desviación no debe superar los 3 veces el diámetro de perforación.

Las siguientes figuras presentan el estado real de las perforaciones por parada, en donde se comparan con el diseño teórico, para dimensionar visualmente un posible error en esta operación. Además se presenta el análisis grafico de desviaciones, por cada parada, para finalmente mostrar el análisis que involucra el total de paradas (9 paradas).

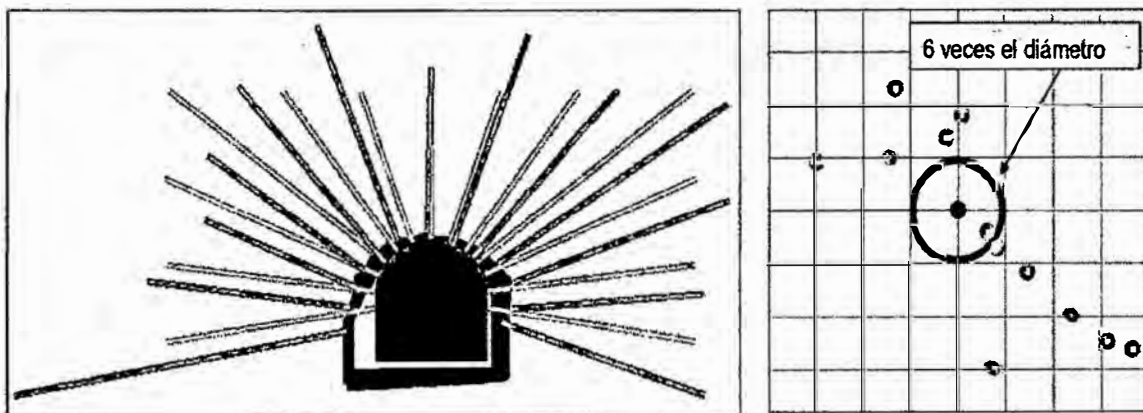


Figura 8.3: Perfil de parada 23; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en amarillo se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que solo un tiro (7,7%) esta dentro del rango de aceptabilidad.

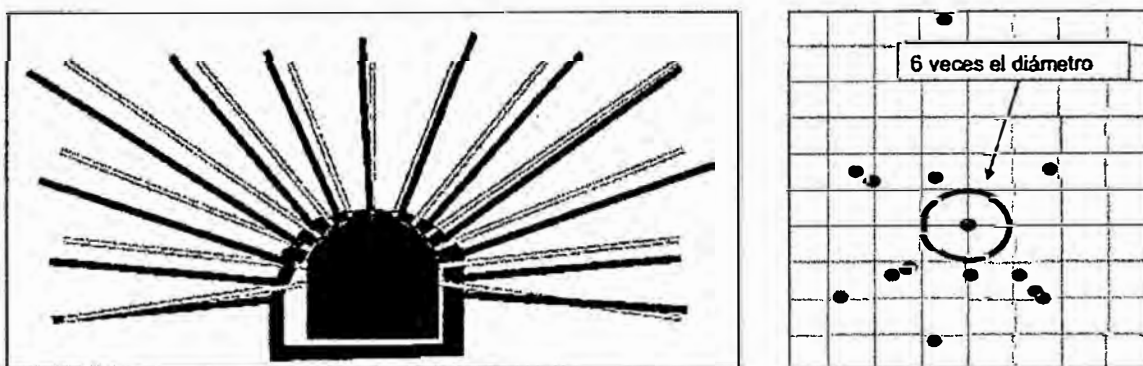


Figura 8.4: Perfil de parada 24; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en rojo se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que ningún tiro está dentro del rango de aceptabilidad, incluso presenta un tiro con una desviación por sobre los 30 diámetros (Desviación =1.1 m).

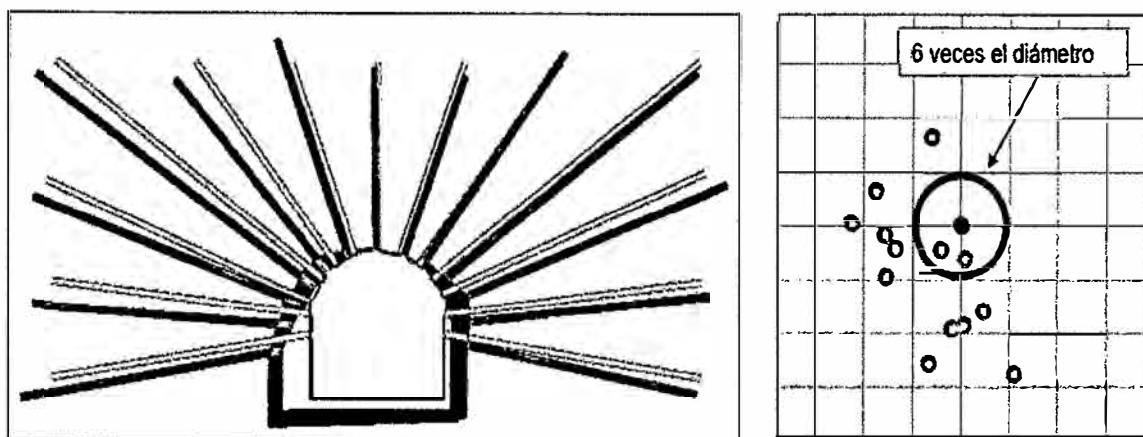


Figura 8.5: Perfil de parada 25; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en verde se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis gráfico de desviaciones, y de este se infiere que dos tiros (15,4%) está dentro del rango de aceptabilidad.

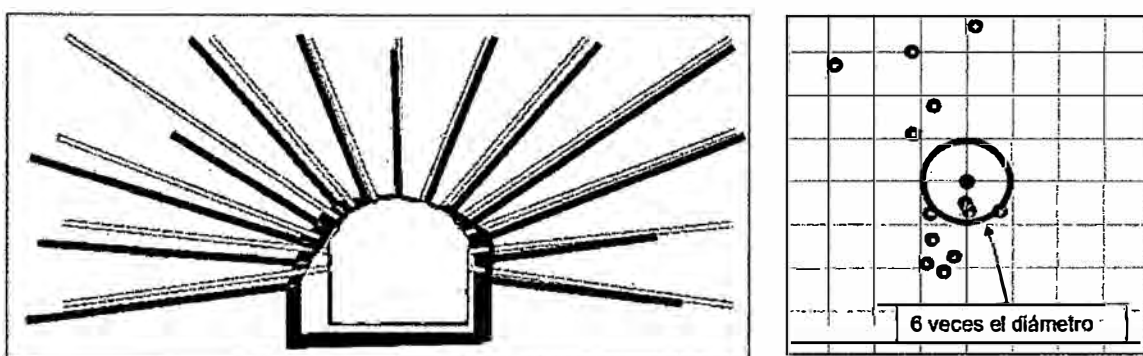


Figura 8.6: Perfil de parada 26; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en azul se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis gráfico de desviaciones, y de este se infiere que tres tiros (23,1%) esta dentro del rango de aceptabilidad.

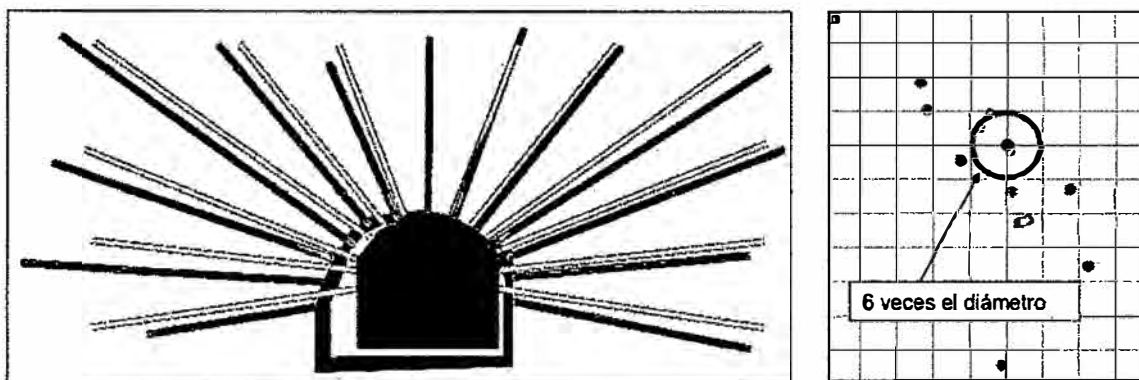


Figura 8.7: Perfil de parada 27; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en cyan se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que dos taladros (15,4%) está dentro del rango de aceptabilidad, además presenta un tiro con una desviación de 1.14 m.

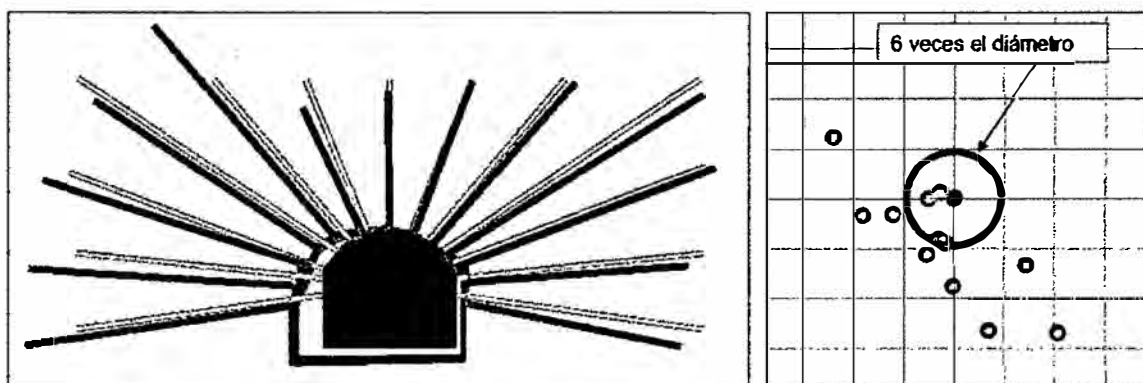


Figura 8.8: Perfil de parada 28; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en magenta se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que cuatro talaros (30,8%) está dentro del rango de aceptabilidad.

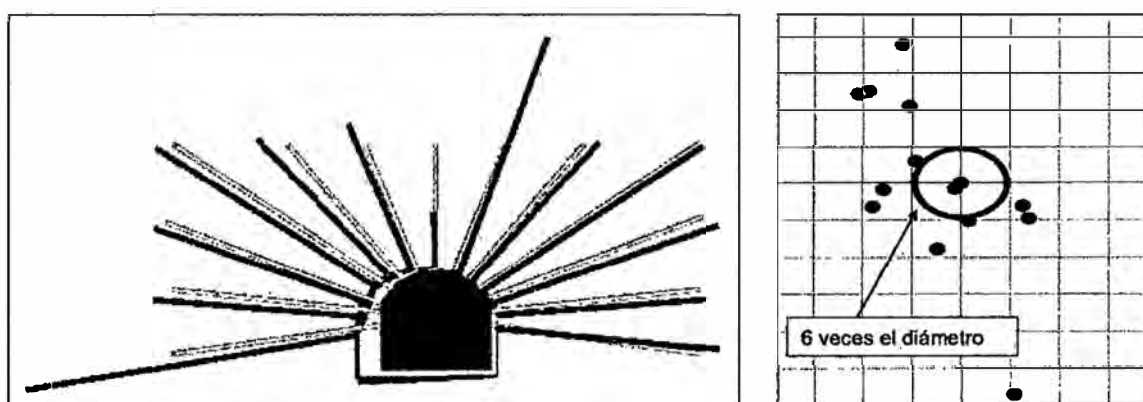


Figura 8.9: Perfil de parada 29; los trazos grises representan la perforación radial teórica,

mientras que en café se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que solo un taladro (7,7%) está dentro del rango de aceptabilidad. Esta parada también presenta un tiro con desviación mayor a 1 m.

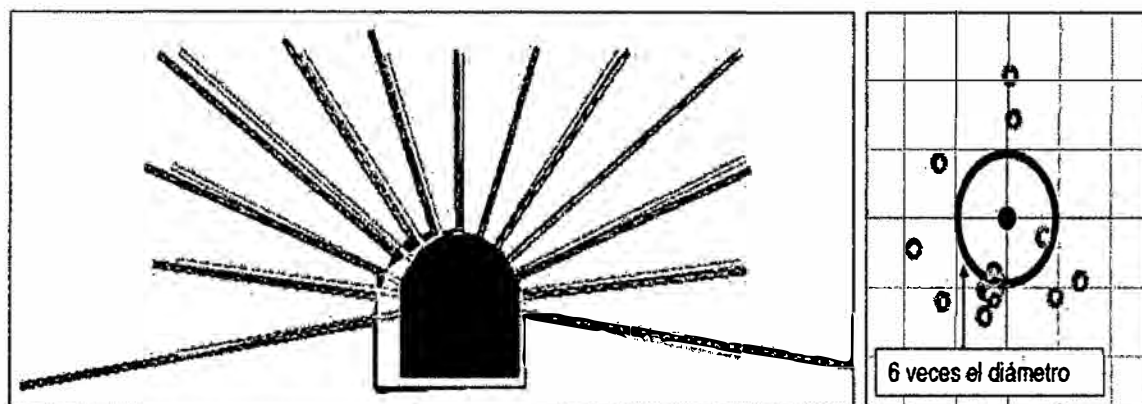


Figura 8.10: Perfil de parada 30; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en naranja se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que tres taladros (23,1%) está dentro del rango de aceptabilidad.

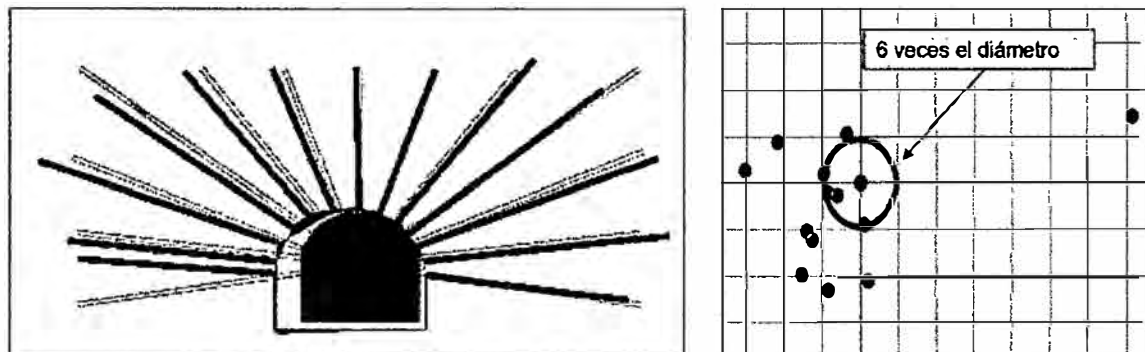


Figura 8.11: Perfil de parada 31; los trazos grises representan la perforación radial teórica, mientras que en amarillo se ilustra la parada real. A la derecha se muestra el análisis grafico de desviaciones, y de este se infiere que cuatro talaros (30,8%) está dentro del rango de aceptabilidad. En esta parada se encontró el taladro con mayor desviación, siendo esta de 1,4 m.

Como se puede observar, todas las perforaciones radiales de las paradas de hundimiento difieren del diseño teórico. Esto repercute de manera significativa en el resultado final de la voladura, debido a que la ubicación deseada necesaria y la cantidad requerida de cargas

explosivas, no corresponden a las recomendadas después del estudio, en donde intervienen las propiedades del explosivo, configuración y condición del yacimiento, y por ultimo lograr los objetivos específicos.

Sin embargo, al analizar las Figuras 8.3 a 8.11, se aprecia que no existe un único responsable de los errores de esta operación. Lo más lógico es pensar que el operador de la perforadora realizo un mal trabajo, es evidente que algún grado de complicidad tiene. No obstante, no se debe olvidar que la perforación se realiza bajo condiciones físicas y geometrías reales. Para que la operación de perforación tenga un buen resultado es importante que el contexto físico sea coherente con el diseño y las características físicas de la perforadora.

En el presente caso, se observa que la calidad del desarrollo horizontal no es buena, ya que éste presenta un gran sobre-excavación en las cajas y el piso. Esto genera un problema en el punto de empate de la perforadora, por que al momento de marcarlo, éste no coincide con la coordenada del diseño teórico, debido a que el punto de referencia para el topógrafo (la intersección entre la gradiente y la línea de centro), está errado. Lo anterior se aprecia claramente en los perfiles de las paradas de hundimiento, mostrados en las figuras anteriores.

El siguiente, es el estudio de desviaciones en donde se evalúan los 117 taladros correspondientes al total de paradas involucradas en el levantamiento, dando una visión más general del problema en cuestión.

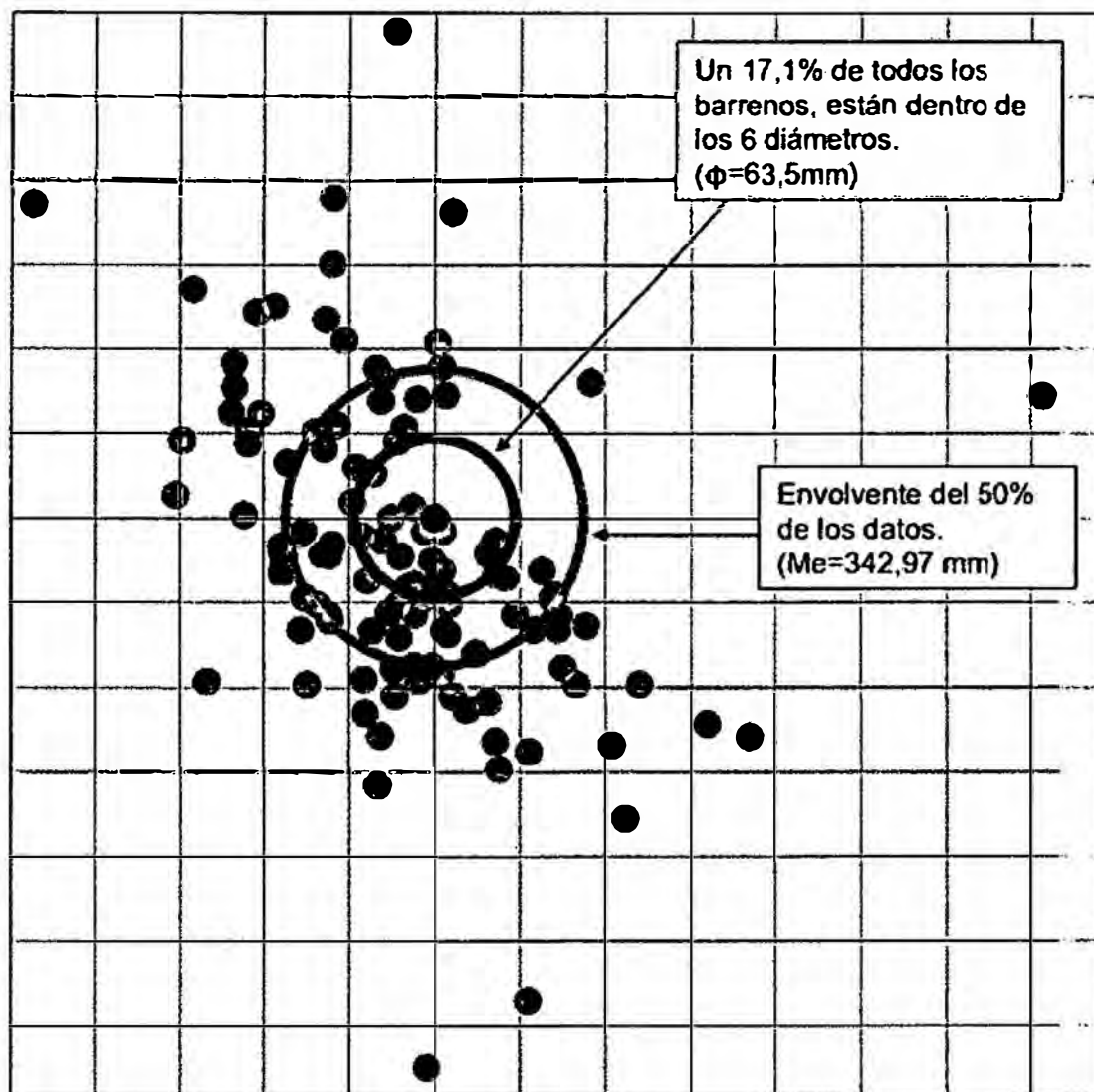


Figura 8.12: Análisis gráfico de la desviación de las paradas de hundimiento, en donde el punto central de color negro, es el lugar programado en donde debería estar el fondo de tiro. Los puntos en azul señalan la ubicación espacial real de los fondos de tiros

Fuente: Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos de ENAEX (CINTEX)

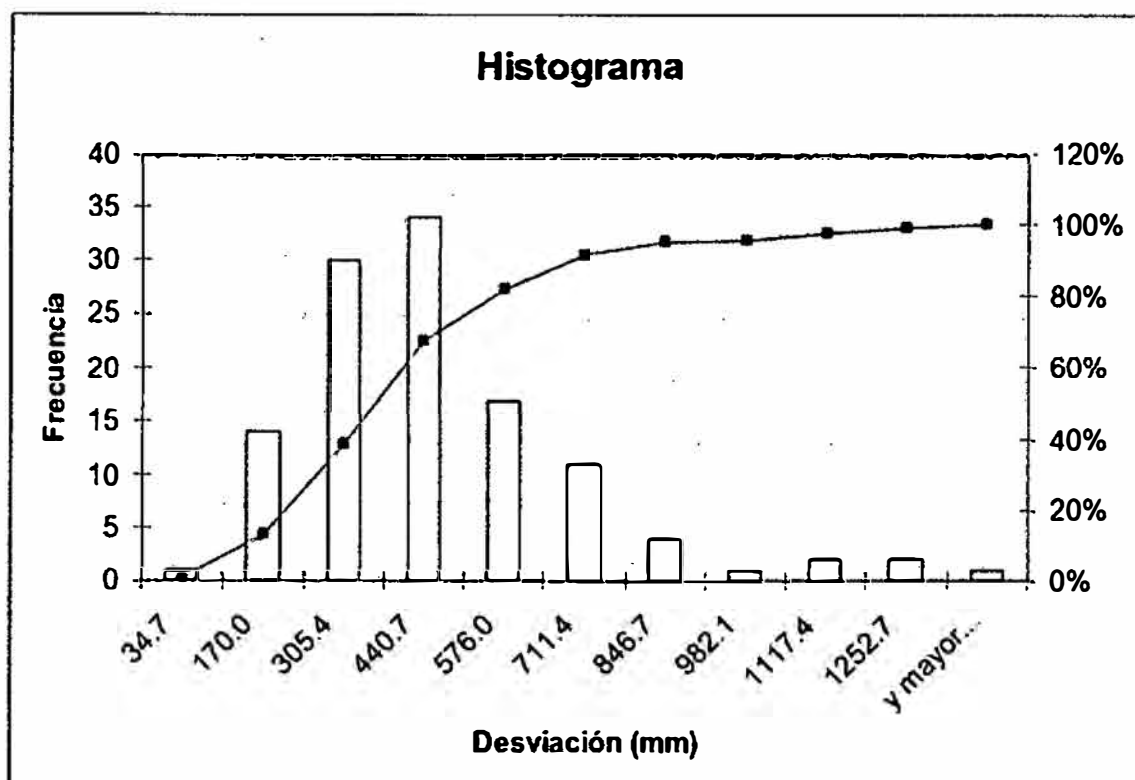


Figura 8.13: Histograma de la desviación de paradas de hundimiento

Fuente: Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos de ENAEX (CINTEX)

El análisis grafico presentado en la Figura 8.12, da a conocer el mal estado en que se encuentran las perforaciones radiales de las paradas de hundimiento. Ocupando el criterio anteriormente señalado, en donde el fondo de tiro no puede exceder la circunferencia de seis veces el diámetro de perforación y con el apoyo de un histograma, Figura 8.13 , se tiene como resultado lo siguiente:

- Siendo 190.5 milímetros el límite de aceptabilidad para la desviación, el 82.9% de los tiros, están por sobre el rango de desviación.
- El 50% de los tiros tiene una desviación por sobre los 34.3 cm.
- Cinco de las perforaciones tienen una desviación que sobrepasan el metro, teniendo la mayor un valor de 1.4 metros.

CAPÍTULO X:

CONCLUSIONES y RECOMENDACIONES.

10.1. CONCLUSIONES.

Conforme con la evaluación y el análisis de la información de diseños de perforación de los bloques de hundimiento, disponible a la fecha de este trabajo y el levantamiento topográfico de las perforaciones radiales, se puede concluir con respecto a la desviación y largo de los taladros, lo siguiente:

- A. La perforación es muy deficiente, debido a que el 82.9% de los taladros se encuentra fuera del rango de aceptabilidad de desviaciones utilizado en el presente estudio. Por consiguiente se logró un buen diseño de Bloques de Hundimiento y Paneles, en lo referente a la ubicación de la carga explosiva, ésta no es la recomendada en los diseños de Unidad Minera Pampadecobre. Esto se traduce en malos resultados en las voladuras, como la generación adicional de daño al macizo rocoso y una fragmentación distinta a la requerida.
- B. En la aplicación de taladros en los boques de explotación diseñadas y en base a estos estudios y parámetros geomecánicos, se propuso el diseño de carguío en el que se menciona el uso de decks intermedios el cual reduce el factor de carga, minimizando la vibración y por ende el daño a la roca creando un ambiente de trabajo seguro para los equipos. Asimismo buscamos minimizar la dilución presente en este tipo de explotación.
- C. Los parámetros de ajuste de estos modelos son directamente dependientes del comportamiento de los Bloques de Explotación en cada tipo de roca, los que presentan un amplio rango de variabilidad, y lo que influye fuertemente en los niveles de vibración predichos por cada uno de ellos, restringiéndose su aplicación al sector donde fueron obtenidos.

Conforme a la evaluación y análisis de la información de diseño de hundimiento disponible a la fecha, se puede concluir con respecto a la sección de las galerías, con respecto al estudio realizado de vibraciones y se llegó a lo siguiente:

- A. Estas son de un tamaño que las hace poco operativas al momento de efectuar la demasiada carga de taladros, debido a que es necesario construir una “cama”⁵ para alcanzar los taladros del techo. Esto genera en muchas oportunidades de vibración, la pérdida de taladros inferiores lo que se traduce en no cumplir con el diseño propuesto de perforación y voladura, provocando un volumen fragmentado menor al programado. Además en la confección de la cama se consume una mayor cantidad de horas hombre.
- B. En las pruebas realizadas se encontró que los factores de carga son menores con el empleo de dinamitas que con el uso de emulsiones a pesar de haber reducido el número de taladros cargados, esto se da debido a la diferencia de densidades que hay entre uno y otro explosivo.
- C. Los resultados obtenidos serán confiables sólo si la técnica es empleada correctamente, mereciendo especial atención los aspectos de: ubicación, orientación y acoplamiento de los geófonos utilizados como sensores, según y cómo el instrumento empleado como captador y analizador de la onda ha sido configurado para la medición, particularmente en relación a la resolución de tiempo de muestreo, rangos de velocidad y procedimientos de análisis.
- B. Otro de los problemas que se provoca al adelantar innecesariamente la perforación de explotación, es que limita realizar cambios en el diseño de la perforación.

⁵ La cama es un acopio de mineral fragmentado, que se usa para disminuir la sección de la galería y ubicar a los mineros más cerca del techo, al momento de efectuar trabajos de fortificación y carguío de tiros.

C. Con los datos recolectados en campo se pudo realizar el modelamiento para cada uno de los tajeos en estudio tanto para dinamitas como para emulsiones.

Velocidad pico Partícula para la Dinamita y Emulsión

$$V_{pp} = 904.97 * \left(\frac{d}{\sqrt{w}} \right)^{-1.1064}$$

$$V_{pp} = 1723.6 * \left(\frac{d}{\sqrt{w}} \right)^{-1.2985}$$

Con estos modelamientos podemos predecir cuál sería la Vpp del bloque antes de realizar la voladura. La vibración obtenida (Vpp) no debiera sobrepasar la VPPc calculada para cada bloque, de lo contrario estaremos contribuyendo a la creación de nuevas fracturas.

$$V_{ppc} = \frac{0.439 * 2579.18}{1.17} = 967.74 \text{ mm/s}$$

Conforme a la evaluación y análisis de información referente a voladura, existente en Pampadecobre, se puede concluir con respecto a los modelos de predicción de vibraciones y modelos de daños que en la confección de estos existen errores, por lo cual no son confiables.

10.2 RECOMENDACIONES.

Se debe realizar una instrucción o reinstruir al personal relacionado con las perforaciones, haciendo saber las consecuencias que generan las malas prácticas en su labor.

Se recomienda evaluar cambios en los parámetros de voladura como diámetro de perforación, burden, espaciamiento, tipo de explosivo, entre otros. La evaluación consta en efectuar simulaciones y pruebas de terreno, con la gente de los contratos de asesoras vigentes (Orica y Tricomín).

Al igual que en la nota “PLAN DE MEJORAMIENTO PRACTICAS DE HUNDIMIENTO TERCER PANEL MINA de DYNACOR” (Farias, E; Díaz, J. (2004)), se recomienda realizar un cambio de sección de las galerías de hundimiento tanto en los paneles y bloques de 4 x 3.6 metros a una de 3 x 3 metros. Este cambio conlleva una mayor estabilidad de las galerías, reducción de la pérdida de perforaciones en los frentes de avance y un aumento en los rendimientos del ciclo de avance.

Como una actividad en paralelo a la definición de criterios de diseño, se debe proceder a realizar un inventario detallado del parque de equipos⁶ disponible. Se sugiere discutir previamente las características que requiere señalarse para cada tipo de equipo dado que es factible y necesario disponer de un benchmarking inter-divisional en esta materia.

- ❖ Los monitoreos de vibraciones deben ser realizados por personal entrenado y experimentado para poder recabar información confiable y poder tomar decisiones correctamente.
- ❖ Así también recordar que a medida que se incremente el número de monitoreos en cada zona la ecuación de vibraciones debe estar variando y ajustándose más al comportamiento real del movimiento o vibraciones del macizo rocoso. (Para llegar a un modelo confiable).

⁶ Se refiere a todos los equipos que se usan en las operaciones unitarias del proceso de preparación de excavaciones y actividad de hundimiento.

- ❖ Establecer puntos de monitoreo fijos cuando se desee realizar el control de vibraciones para estructuras importantes en la operación (el caso de piques, compresoras, estaciones de bombeo, etc.). Con respecto a los modelos de vibraciones y daños, se sugiere revalidarlos o confeccionar unos nuevos, de esta forma comparar correctamente las voladuras con los niveles de vibraciones y rangos de daños aceptables para no dañar adicionalmente el macizo rocoso.

CAPÍTULO XI: REFERENCIAS.

- Adamsom W: **“Curso: Daño Producto de Vibraciones”**, Edificio Corporativo tacna, Los Andes, Peru, 2005.
- Adamsom W; Aguilera P; Guerrero C: **“Asignatura: Cátedra Perforación y Voladura”**, Universidad de tacna, 2004.
- BIENIAWSKI, Z.T.: "Rock Mechanics Design in Mining and Tunnel ing" ,(libro),A. A. Baikema Rotterdam, 1984.
- Boletin N° 35, Serie A,"Geología de los cuadrángulos de Chalhuanca, Antabamba y Santo Tomás", hojas 29-P, 29-Q, 29-R. INGEMMET. Lima, Perú. Boletín N° 51, Serie A, "Geología de los cuadrángulos de Cayarani y Chulca", Hojas: 30-Q, 30-R. INGEMMET. Lima, Perú.
- (CINTEX), **“Manual de Monitoreo de Vibraciones Generadas por Voladuras, Análisis y Modelamiento”**, Mayo 2006.
- **CARLOS R. SCHERPENISSE, ING, WILLIAM R. ADAMSON, PHD,** **“Monitoreo y modelamiento de vibraciones para la evaluación y optimización de las voladuras de desarrollo horizontal”**, ASP BLASTRONICS S.A. Febrero 2000.
- Geodinámica e Ingeniería .Movimientos En Masa En La Región Andina. Servicio Nacional De Geología Y Minería Publicación Geológica Multinacional N°4;2007.
- Hustrulid, William **“Blasting principles for open pit mining”**. Volumen 1 y 2. 1999.
- INGEMMET, 1973; Geología de los Cuadrángulos de Calca (27-s), Carta Geológica Nacional; Sector Energía y Minas. INGEMMET, Mayo 2002; Estudio de Riesgos Geológicos del Perú franja N°3; Boletín N°28; Serie C:
- Parra H: **“Trabajo de Título: Calibración de Modelo EED en Diseños de Voladura de Desarrollo Horizontal y explotación de Mina”**, Universidad de tacna, 2004.
- Pasten O, Arellano J, Molina R **“Pruebas de Voladura de explotación mediante Tiros Paralelos: Nivel Hundimiento Mina Brocal”**. Perú, Cerro de Pasco. 2000.
- Toro M: **“Trabajo de Título: Zonificación Geomecánica Aplicada al Daño por Vibraciones en Voladura”**, Universidad de Santiago de Chile, 2002.
- Vicencio M: **“Trabajo de Título: Parametrización del Daño por Voladura”**, Universidad la católica del Perú, 2001.
- Whittle. J, **“Four -X User Manual”**, Whittle Programming Pty Ltd., Melbourne, Australia,1998.

- web de Techint engineering:
<http://engineering.techint.com/html/sp/aboutus/health.asp?MENUITEM=health&LANG=SP&PATH=../aboutus/images/flash>".
- Guía Adquisición de Explosivos y Accesorios de Voladura MINISTERIO DE LA PROTECCIÓN SOCIAL.
- www.todoexpertos.com › Ciencias e Ingeniería › Ingeniería de Minas?En caché Similares
- <http://biblioteca.unicafam.edu.co/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=51506> (Optimizació'n de parámetros de voladura sobre los estratos de manto 30 y 45 en la Mina Santa Cruz).
- [http://oa.upm.es/21138/1/INVE MEM 2011 21138.pdf](http://oa.upm.es/21138/1/INVE_MEM_2011_21138.pdf) (Modelización de parámetros de voladura para la optimización del proceso minero:la voladura computerizada)
- **(1993) 7385-2 BS.** Part 2: Evaluation and Measurement for Vibration in Buildings Guide to Damage Levels From Ground Borne Vibration, British Standard.
- **(2007).** USGS U.S. Geological Survey, Earthquake Hazard Program, portal de Internet:
<http://earthquake.usgs.gov/learning/glossary.php?term=P%20wave>
- **(2012)** 5 de Septiembre de CONTROL DE VIBRACIONES ASTURIANA DE CALCITAS, S.L. Ortiguero (Asturias) (maxam, departamento técnico)
- **(2008)** Reglamentación en manejo de vibraciones INTI CIRSOS Instituto Nacional de Tecnología Industrial Centro de Investigación de los Reglamentos de Seguridad para las obras de voladura.
- **(2010)** RI 8507 structure Responce and Damage Produced by Ground Vibration from surface Mine Blasting, Siskind, U.S. Bureaud of Mines.
- **(1996).** Sarria, A. Métodos Geofísicos con Aplicaciones a la Ingeniería Civil, Ediciones Uniandes, Bogotá, Colombia.

CAPÍTULO XII: ANEXOS.

En este capítulo detallamos todos los anexos, tantos planos de diseño de los bloques de hundimiento y paneles por hundimiento, por ende también los estudios realizados para el control de vibraciones dentro de la Unidad Minera Pampadecobre de la Empresa Minera Dynacor Gold Mines SA.

1. DESCRIPCION DE TIPOS LITOLOGICOS

Las principales unidades litológicas del yacimiento Pampadecobre están relacionadas a rocas intrusivas y desarrollo de rocas fragmentales.

Las unidades mapeables de mayor dominio en el ámbito del yacimiento se enumeran a continuación:

Rocas Volcánicas:

Andesita	An
----------	----

Rocas Intrusivas:

Granodiorita Cascada	GDCC
Granodiorita Río Blanco	GDRB

Stock y Filones de Pórfido:

Pórfido Cuarzomonzonítico	PQM
Pórfido Feldespático	PF

Complejos de Brechas Hidrotermales:

Complejo Brechas Sur Sur	
Brecha de Turmalina	BxT
Brecha de Polvo de Roca	BxTo
Brecha Monolito	BxMn
Brecha Polvo de Roca y Turmalina	BxTTo

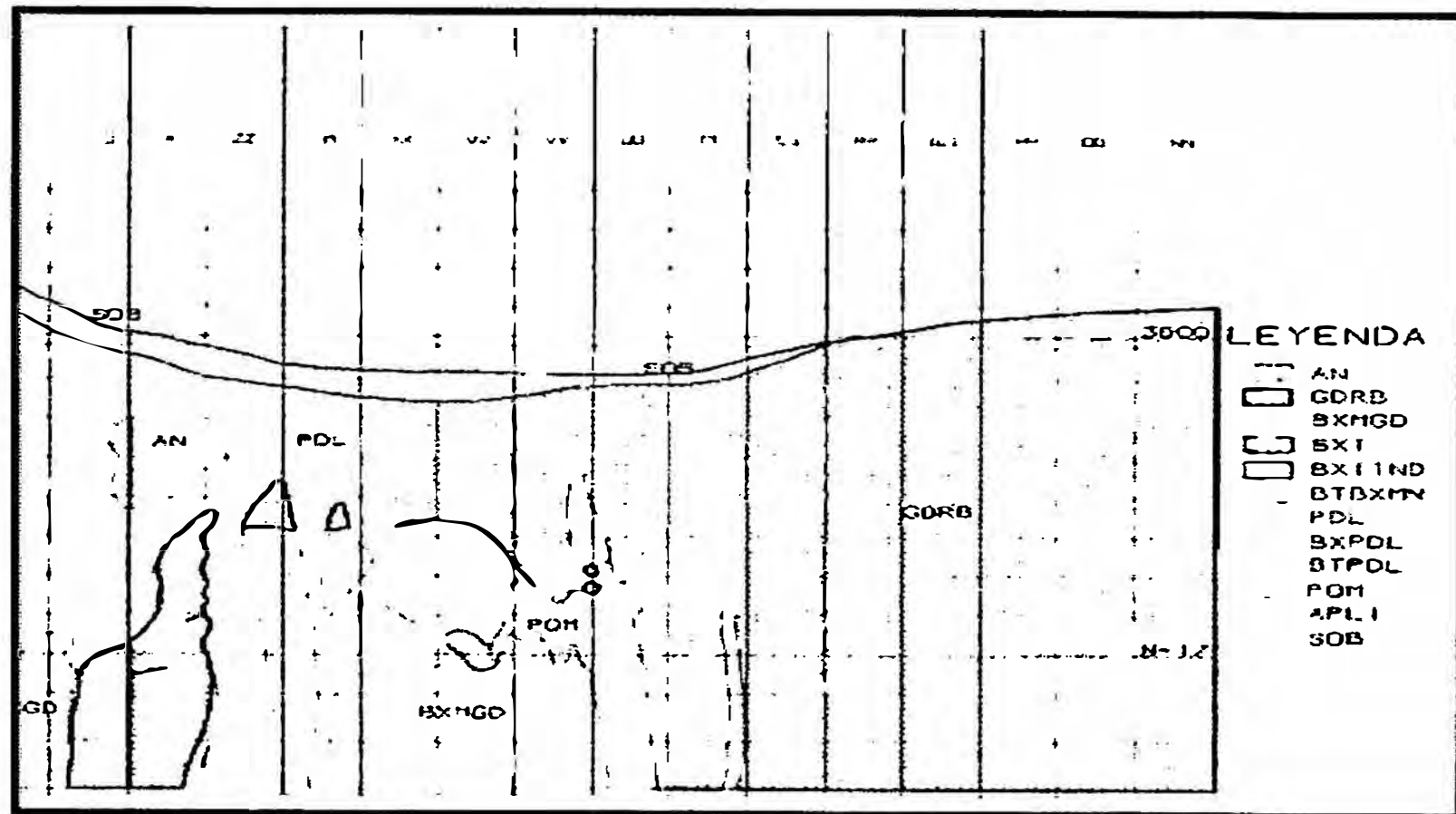
Complejo Brechas Pampadecobre

Brecha Turmalina	BxT Brecha
Ahuecada de Granodiorita	BxGD
Brecha Anhidrita - Especularita	BxAnh-Esp
Brecha Magmática	BxMGD

Complejo Subvolcánico Río Quióta:

Chimenea Dacítica	CHDAC
Chimenea Riolítica	CHRIOL
Brecha de Pórfido Don Luis	BXPDL
Brecha de Chimenea Dacítica	BXCHDAC
Brecha de Chimenea Riolítica	BXCHRIOL

Figura A1: Interpretación Litología en Sector Pampadecobre



1.1 ROCAS VOLCÁNICAS

Las rocas volcánicas que afloran en el ámbito del yacimiento Pampadecobre, corresponden a estratos de la Formación tipo Farellones que sobreyacen en forma discordante a la Formación Abanico.

En el área del yacimiento Pampadecobre, la Formación Farellones se encuentra representada por una secuencia de andesitas basálticas, traquiandesitas y dacitas dispuestas subhorizontalmente, con una potencia de 700 m en la mina subterránea y 1.200 m en el Cerro quiñota.

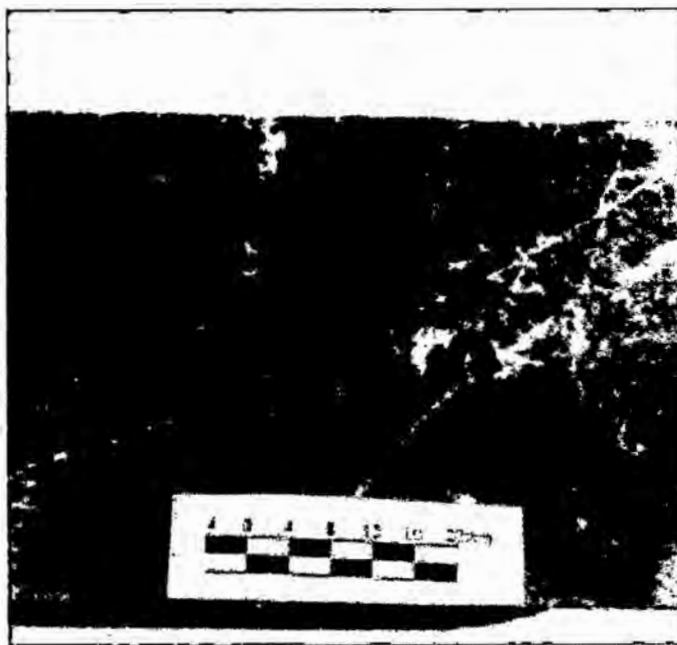


Figura A2: Andesita afanítica

Las rocas de la Formación tipo Farellones, estudiadas en detalle en la zona del yacimiento corresponden a volcanitas masivas que cuando no están alteradas son de colores gris medio, gris oscuro, gris verdoso y negro. Las andesitas presentan pocos fenocristales de plagioclasa del tipo andesina.-labradorita, anfíbola y piroxeno, biotita, cuarzo y como minerales accesorios, hematita, magnetita y esfero.

La alteración que afecta a esta unidad en el área del yacimiento, corresponde a una parcial a total alteración cuarzosericítica y biotitización en la roca fragmentada, relacionada especialmente a las mayores concentraciones de mineralización de cobre y molibdeno.

1.2 ROCAS INTRUSIVAS.

En el área del yacimiento se reconocen rocas ígneas granodioríticas que intruyen a las rocas volcánicas de la Formación tipo Farellones, siendo denominadas Plutón San Francisco (llamado de esa manera por los geólogos que estudiaron nuevamente el yacimiento).

El Plutón San Francisco presenta variaciones de granodiorita y cuarzomonzonita, con predominio de ambas facies en el área del yacimiento. Las unidades mapeables con mayor distribución en el área del yacimiento, son conocidas como Granodiorita Cascada y Granodiorita Río Blanco.

Granodiorita Cascada (GDCC): Esta unidad presenta mayor dominio en el área norte y Sur Sur. La roca es de color gris clara verdosa y en sectores rosácea. La textura es hipidiomorfa granular a porfídica, con tamaños de cristales que varían entre 1 y 3 mm. La plagioclasa que ocupa un 60% de la roca, es del tipo oligoclasa –andesina y la ortoclasa es en partes microperítica. Los minerales ferromagnesianos están representados por hornblenda y biotita en cristales de hasta 3 mm. El cuarzo es escaso y por este motivo, en varios sectores, la roca se puede clasificar como una monzonita cuarcífera en lugar de granodiorita. Como minerales accesorios se encuentran circón, magnetita, esfeno y apatita.

Granodiorita de Pampacobre (GDRB): Esta unidad se reconoce principalmente en todo el sector que compromete la minería subterránea. La roca es de color rosado, con textura alotriomorfa a hipidiomorfa granular, constituida por plagioclasa del tipo albita a andesina, feldespato potásico en partes microperítico, cuarzo, biotita y anfíbola. El tamaño de los cristales varía entre 2 y 5 mm, alcanzando algunos hasta 10 mm.

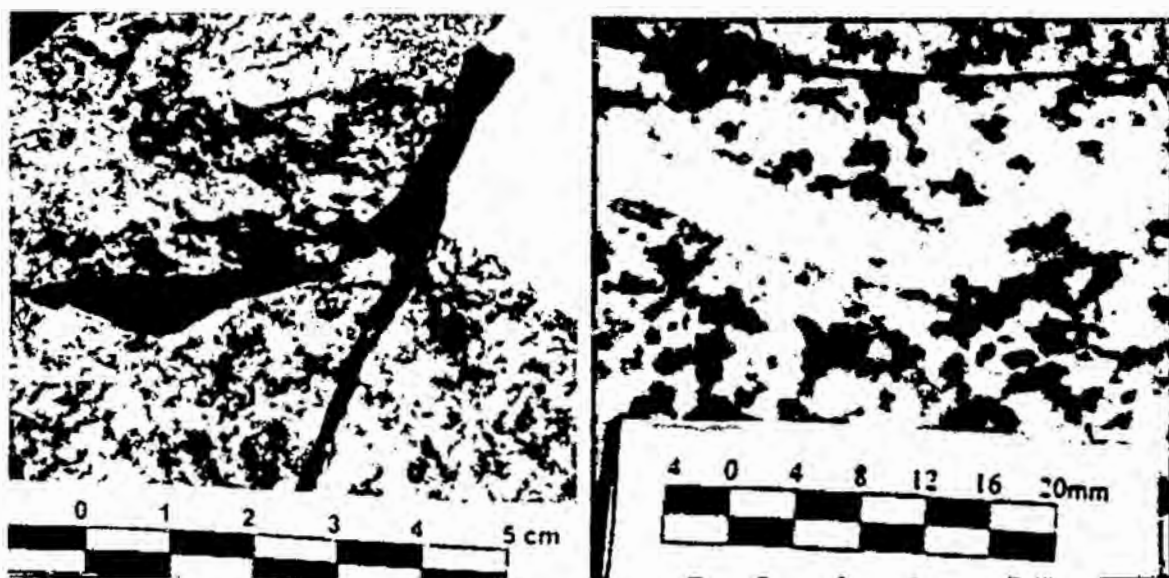


Figura A3: Granodiorita en muestra de mano.- **Figura A4:** Detalle de Granodiorita en corte.-

Las variaciones mineralógicas que presenta la granodiorita en las inmediaciones del yacimiento de Pampadecobre, corresponden a los efectos de la alteración hidrotermal del depósito. Las plagioclasas se encuentran parcialmente sericitizadas y las anfíbolos cloritizadas y/o biotitizadas. Esta biotitización se observa en la superficie, preferentemente en el sector noroeste de la mina subterránea Pampadecobre. Los minerales accesorios son turmalina, circón, esfeno y rutilo.

1.3 STOCK Y FILONES DE PÓRFIDO.

Los pórfidos cuarzomonzoníticos y cuarzomonzodiorítico corresponden a facies petrográficas reconocidas en la mina subterránea pampadecobre y en el Sector norte, inmediatamente al este de ella. Estos definen un sistema de filones orientados aproximadamente en dirección N27°W, los cuales intruyen al plutón San Francisco y a las andesitas de la Formación tipo Farellones y son portadores de la mineralización hipógena de cobre y molibdeno del yacimiento.

Pórfido Cuarzomonzonítico (PQM): La variedad cuarzomonzonítica se encuentra principalmente en profundidad, conformando un stock con desarrollo de digitaciones apicales, en tanto que la facie cuarzomonzodiorita está mejor representada en las ramificaciones filonianas. La textura de estas rocas varía desde levemente porfídica, en los cuerpos más profundas, a pórfidos muy bien desarrollados en las ramificaciones apicales. Los fenocristales ocupan entre 28% y 54% de la roca y están incluidos en una masa fundamental aplítica. Los fenocristales son subhedrales a anhedrales y están compuestos por plagioclasa, biotita alterada a clorita y sericita, con desarrollo de minerales opacos en los planos de clivaje y por feldespatos potásicos, que ocasionalmente se encuentra en cristales cuyo tamaño varía entre 5 y 15 mm. La masa fundamental aplítica está integrada por un agregado cristalino de cuarzo, feldespato potásico y plagioclasa; el tamaño de los cristales es variable, observándose dimensiones entre 0,1 y 0,3 mm de cristales equidimensionales; localmente se observa textura intersticial.

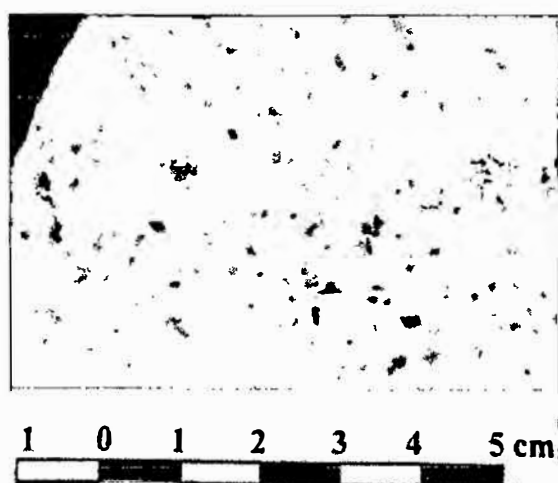


Figura A5: Pórfido Cuarzomonzonítico
Feldespatico

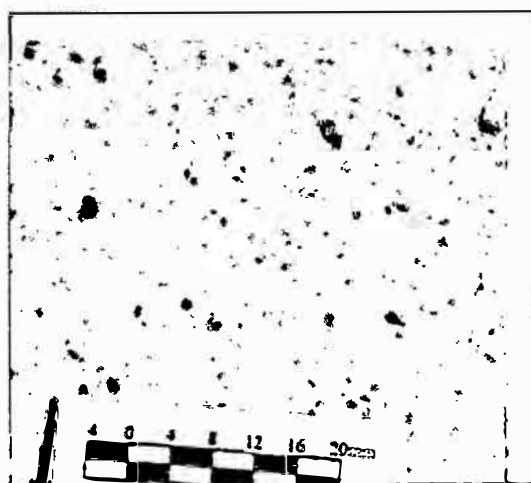


Figura A6: Pórfido

Pórfido Feldespático (PF): Se presenta como cuerpos filonianos que intruyen a las unidades de granodiorita Cascada y brecha de turmalina. Estos poseen potencias variables entre 5 y 40 m, disponiéndose con orientaciones entre N20°-30°W, e inclinaciones de

tendencias subverticales. Se caracteriza por su textura porfídica, con fenocristales de cuarzo y feldespatos. En general presentan colores muy claros, siendo común un tono blanco rosáceo.

El pórfido feldespático se caracteriza por presentar finos halos de alteración cuarzosericítica con sutura central de pirita.

1.4 COMPLEJO DE BRECHAS HIDROTERMALES.

En la parte superior del pórfido cuprífero propiamente tal, se desarrollaron a lo menos dos complejos de brechas hidrotermales, los que se conocen con los nombres de Sur Sur y norte.

Los contactos entre las brechas, generalmente son tajantes y presentan una actitud vertical a subvertical. La alteración que afecta a los clastos corresponde a una alteración cuarzosericítica, presentándose con frecuencia una fuerte sericitización de ellos.

1.4.1 Complejo De Brechas Sur Sur.

Los principales tipos de brechas que conforman el cuerpo Sur Sur, han sido agrupados en cuatro unidades: Brecha de Turmalina, Brecha de Polvo de Roca, Brecha Monolito y Brecha de Polvo de Roca y Turmalina.

Brecha de Turmalina Sur Sur (BxT): Este tipo de brecha corresponde a la de mayor importancia económica, por el alto grado de mineralización de cobre que se le asocia. Su margen oriental está representado por el contacto con la Granodiorita Cascada. Su margen occidental corresponde a un contacto tajante con la brecha Polvo de Roca y la Brecha de Polvo de Roca y Turmalina, ambas de intrusión claramente posterior. El contacto tiene una disposición subvertical.

El cemento de la brecha constituye por lo general proporciones mayores al 75% de la matriz, conformando las características más distintivas de esta unidad. En orden de

abundancia el cemento está compuesto por turmalina negra (variedad chorlito), cuarzo, pirita, calcopirita, especularita, magnetita y localmente clorita, calcosina y molibdenita.

Los clastos están constituidos en su totalidad por Granodiorita Cascada y la alteración que los afecta tiene relación con el tamaño de éstos; de manera que los mayores se presentan mejor conservados, en tanto que los pequeños (menor a 3 cm), en general están totalmente silicificados y/o sericitizados.

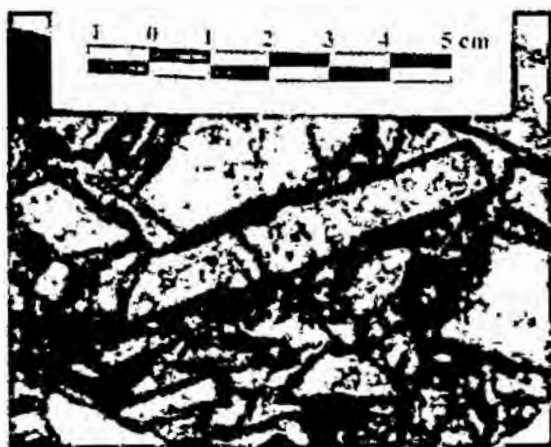


Figura 7: Brecha de Turmalina Roca



Figura 8: Brecha de Polvo de Roca

Brecha Polvo de Roca (BxTo): Esta unidad conforma un cuerpo elongado en dirección norte-sur, dispuesto en el centro del grupo de brechas del sector Sur Sur. Su mejor desarrollo se presenta hacia los extremos norte y sur de este sector. El grado de mineralización de esta brecha es bajo, no obstante se reconocen sectores, por lo general asociados al contacto con la brecha de turmalina, con altas concentraciones de cobre y molibdeno, aunque de extensión restringida.

El color característico de esta unidad es gris claro, otorgado por la incipiente alteración cuarzosericítica que la afecta. Debido a esto, es difícil distinguir la fracción clástica de la matriz; en la mayoría de los sectores donde esto es posible, se observa que la matriz en general es superior al 60%, presentando una composición mixta, de fragmentos finos (polvo de roca) y una fracción microcristalina de cuarzo y feldespatos.

Brecha Monolito (BxMn): Esta unidad se distribuye en el flanco oeste del sistema de brechas, constituyendo una roca relativamente estéril en concentraciones de cobre y molibdeno, representando el límite occidental de la mineralización del área. En general, ha sido considerada como una brecha ígnea con una fuerte cloritización que afecta tanto a los clastos como a la matriz.

Brecha Polvo de Roca con Turmalina (BxTTo): Esta unidad es la de menor tamaño de las unidades de brechas y se desarrolla como cuerpos filoneanos que intruyen a todas las unidades litológicas descritas. Se caracteriza por presentar un fuerte predominio de matriz sobre clastos. El cemento constituido fundamentalmente por turmalina, con proporciones muy inferiores de sulfuros de cobre y fierro, cuarzo, magnetita, con trazas de clorita y siderita, predomina sobre el polvo de roca. En los sectores con mayor proporción de turmalina, se observa una gran cantidad de pequeñas cavidades, originando una textura microporosa.

La fracción clástica se compone de una población bimodal: un grupo de clastos tiene tamaño promedio entre 2 y 5 cm, subangulosos, dispuestos generalmente en los bordes del filón y con orientación paralela a éste; la otra población tiene tamaños menores a 1 cm, que abarca la mayor parte de los clastos, predominando las formas subredondeadas.

En los clastos mayores es posible apreciar rasgos texturales que permiten identificar representantes de andesita, granodiorita y en menor proporción clastos de todas las otras unidades descritas.

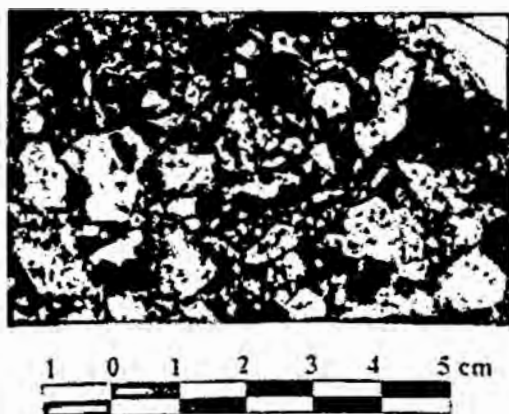


Figura A9: Brecha Monolito



Figura A10: Brecha Polvo de Roca

1.4.2 Complejo De Brechas de Pamapdecobre

El complejo de brechas Pamapdecobre está constituido por las Brechas de Turmalina, Brecha Ahuecada de Granodiorita, Brecha de Anhidrita-Especularita y Brecha Magmática.

La Brecha de Turmalina ha sido descrita en el complejo Sur Sur y no presenta mayores diferencias, salvo la composición de sus clastos. Las raíces de la Brecha de Turmalina se encuentran en Granodiorita Pamapdecobre, por lo tanto sus clastos, en profundidad, son de esa composición; en su parte superior está constituida por clastos de andesita. El cemento constituye entre un 5% y 25% en volumen de la roca y está conformado por turmalina, óxidos de fierro, calcopirita, pirita, cuarzo y cantidades subordinadas de molibdenita y clorita.

La Brecha Ahuecada de Granodiorita (BxGD): Está distribuida en el área occidental, noroccidental y norte de la mina subterránea Río Blanco. El poco cemento que poseen estas rocas está constituido por sulfuros de cobre y fierro, molibdenita y óxidos de fierro, ocupando entre un 5% y 40% del espacio abierto disponible. En profundidad estos cuerpos derivan a brechas con clastos de pórfido cuarzomonzonítico cementados con anhidrita, óxidos de fierro, calcopirita, y molibdenita, y a una brecha de ruptura en granodiorita, en donde los clastos granodioríticos se encuentran aislados por una matriz cristalina, producto de una alteración biotítica penetrativa y sericitización asociada a vetillas.

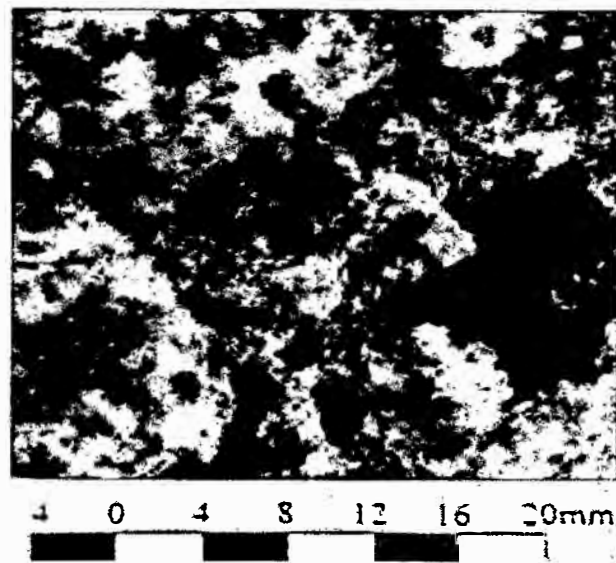


Figura A11: Brecha Ahuecada de Granodiorita

Brecha de Anhidrita-Es specularita (BxAnh-Esp): Esta brecha es de un típico color gris claro y está relacionada con la intrusión del pórfido norte. La unidad está constituida por aproximadamente un 70% de matriz y 30% de clastos. La matriz es de naturaleza ígnea, compuesta por pequeños fragmentos en los que se destacan cuarzo, plagioclasa, specularita y sulfuros. Los clastos son subangulares a subredondeados, con tamaños menores a 10 cm y corresponden a pórfido, brecha de turmalina, granodiorita y andesita. Los contactos son subverticales y tajantes con las unidades que intruyen.

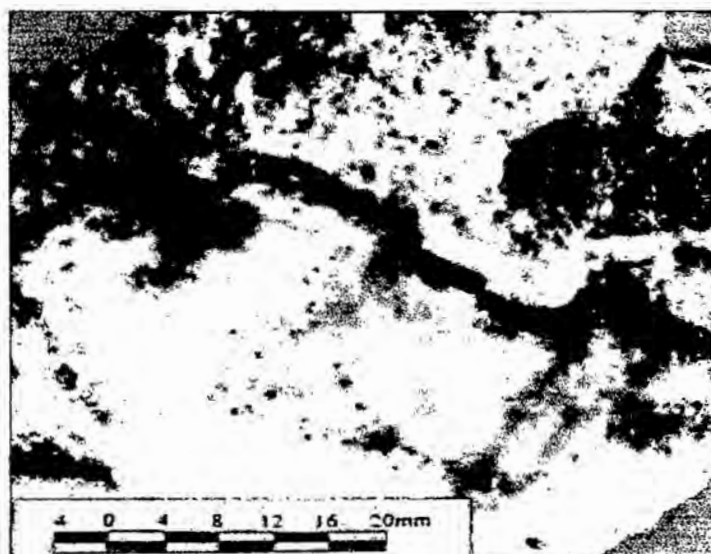


Figura A12: Brecha Anhidrita - Es specularita

Brecha Magmática (BxMGD): Se distribuye preferentemente en profundidad y está asociada especialmente a sectores del Pórfido Cuarzomonzonítico. Si bien han sido ampliamente reconocidas en el III y IV Panel, también se ha detectado en profundidad en los cuerpos de Don Luis y Sur Sur. Corresponde a una brecha ígnea de matriz y clastos de composición similar. Los clastos son principalmente granodioríticos, subredondeados y de bordes difusos por asimilación de la matriz. También se reconocen clastos de andesita, granodiorita biotitizada y, en menor proporción, pórfido.

Toda la mineralización reconocida en esta unidad es de carácter hipógena, con asociaciones de calcopirita-bornita. La ocurrencia es preferentemente diseminada.

Esta unidad normalmente posee altas concentraciones de cobre, asociada a un dominio de calcopirita sobre pirita en relación 8/2 y su distribución muestra un fuerte predominio de mineral diseminado, observándose una relación promedio de vetilla : diseminado de 3:7. Posee un amplio dominio de alteración potásica con abundante feldespato potásico intersticial, con presencia de guías de feldespato y biotitización fina diseminada y en vetillas. En zonas superiores se reconoce una débil sobreimposición de alteración cuarzosericítica.



Figura A13: Brecha Magmática de Granodiorita.

1.5.COMPLEJO SUBVOLCÁNICO PAMPADECOBRE.

El Complejo Subvolcánico Pampadecobre está caracterizado por eventos comagnéticos dacíticos y riodacíticos de edades radiométricas K/Ar que varían entre $4,9 \pm 0,2$ M.a. y $3,9 \pm 0,1$ M.a.

Pórfido Don Luis (PDL): Sus variedades petrográficas corresponden a dacita y dacita-latita. El pórfido de dacita tiene masa fundamental con textura aplítica y ha sido reconocido en la cota 3.000 m.s.n.m. en la parte norte del stock. El pórfido de dacita-latita, predomina en la parte central, sur y apical del stock subvolcánico y tiene masa fundamental con textura de transición entre aplítica fina y felsofídica.

En su margen oriental posee una aureola brechizada con potencias variables entre 20 m y 80 m, denominado **Pórfido Norte Brechizado (BxPDL)** y se caracteriza por presentar numerosas vetillas finas de turmalina, cuarzo y pirita. Todas estas unidades presentan un bajo grado en mineralización de cobre.

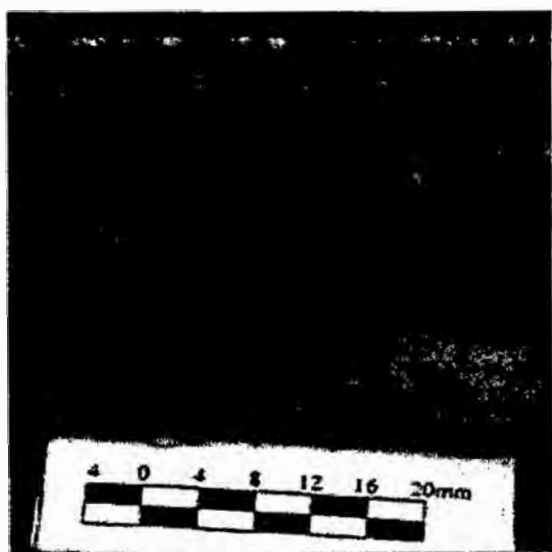


Figura A14: Pórfido Luisa

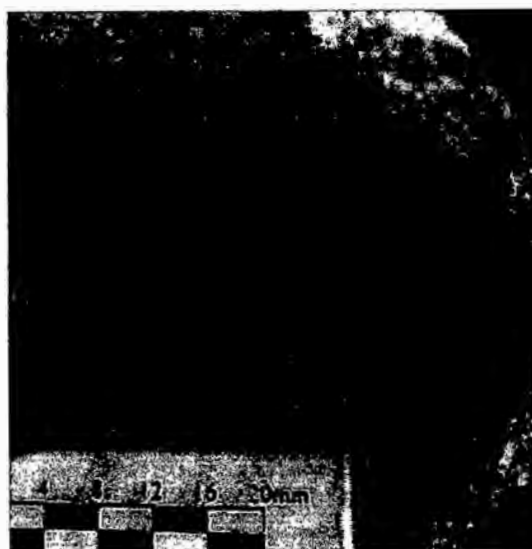


Figura A15: Chimenea Dacítica

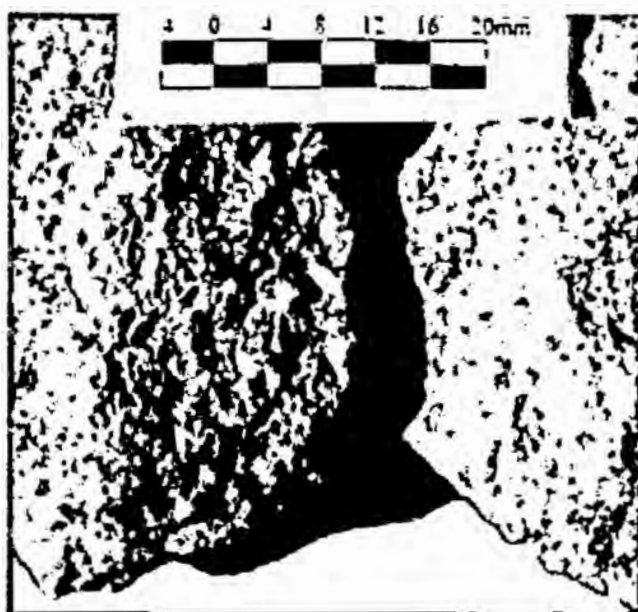


Figura A16: Chimenea Riolítica

Chimenea Dacítica (CHDAC): Esta unidad se ubica inmediatamente al este de las faenas de explotación de la minería subterránea, truncando la continuidad de la mineralización de cobre y molibdeno hacia el oriente. Corresponde a un cuerpo dacítico porfídico brechizado y brechas ígneas subvolcánicas con matriz de polvo de roca. Estas unidades son estériles en mineralización de cobre y molibdeno.

En el margen de la unidad principal se reconoce una brecha denominada **Brecha de Chimenea Dacítica (BXCHDac)**, la que ha incorporado clastos de otros tipos litológicos, a veces mineralizados, durante el proceso de intrusión.

Las rocas integrantes de esta unidad poseen alteración hidrotermal sericitica moderada a fuerte.

Chimenea Riolítica (CHRIOL): Se ubica al norte del yacimiento y corresponde a las unidades más nuevas de la formación del pórfido cuprífero Pampadecobre. Las rocas de esta

unidad son de origen intrusivo y efusivo, con predominio de composiciones riolíticas.

En el entorno de la unidad principal se reconoce una brecha marginal denominada **Brecha de Chimenea Riolítica (BX-CHRIol)**, que ha incorporado clastos de andesita, granodiorita, brechas y pórfidos, durante su proceso violento de formación.

Estas unidades son estériles en concentraciones de cobre y molibdeno, con excepción de la brecha marginal que ocasionalmente posee algo de mineralización.

Se reconoce una mineralización hidrotermal póstuma, caracterizada por la presencia de pirita, arsenopirita, blenda y carbonatos.

En la brecha marginal se reconoce calcopirita, pirita y molibdenita que ocurre solamente en la fracción clástica, que es parte de las rocas de contacto que se encuentran mineralizadas.

Esta unidad litológica se caracteriza por una alteración hidrotermal sericitica intensa.

2.0 ROCA PRIMARIA Y SECUNDARIA.

2.1 INTRODUCCIÓN.

Una de las características geológicas relevantes en el yacimiento Pampadecobre es la presencia de dos sectores de roca con rasgos distintivos muy característicos, como son la roca primaria y la secundaria (ver foto XX). Esta condición, originada posiblemente en una etapa hidrotermal del yacimiento, determina en gran medida la forma y método de explotación del mineral.

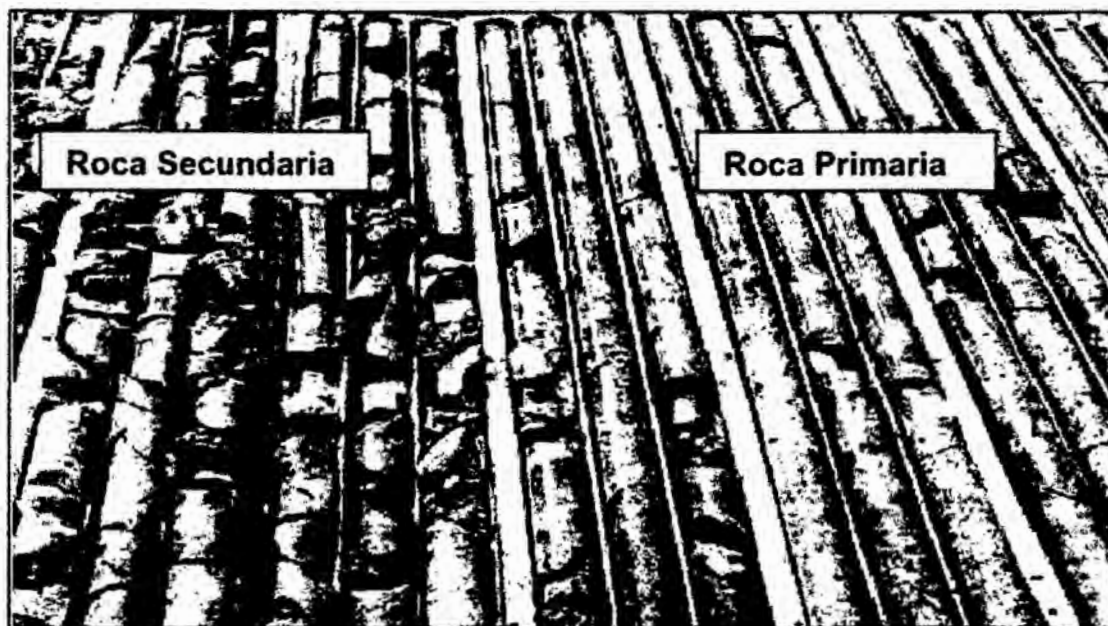


Figura A17: Testigo de sondaje perforado en roca primaria y secundaria.-

DEFINICIÓN DE ROCA PRIMARIA.

Término con el que se denomina al macizo rocoso ubicado al interior del yacimiento, variable en su litología, cuyas fracturas se encuentran selladas con yeso y/o anhidrita. Aunque el origen más probable de este material de relleno es hidrotermal, la denominación se hace sobre una base exclusivamente geotécnica, y el término no implica ningún alcance de tipo mineralógico, ni de génesis de yacimientos.

2.2 DEFINICIÓN DE ROCA SECUNDARIA.

Se denomina secundaria a aquella roca, ubicada al interior del yacimiento, cuyas fracturas se encuentran en su mayor parte abiertas y, eventualmente, con rastros de circulación de agua, tales como pátinas de limonita, etc. Este tipo de roca, cuya litología puede ser variable, no acusa la presencia de yeso o anhidrita.

En el yacimiento Pampadecobre, la interfase entre la roca primaria y la roca secundaria, que se encuentra sobre ésta, corresponde a una superficie denominada contacto primario-secundario y se caracteriza por presentar rasgos de ambas zonas de roca. En la figura N° XX se muestra una sección vertical longitudinal al yacimiento con el contacto entre rocas primaria y secundaria y en la figura N° XX se presenta la morfología de la superficie de tal contacto.

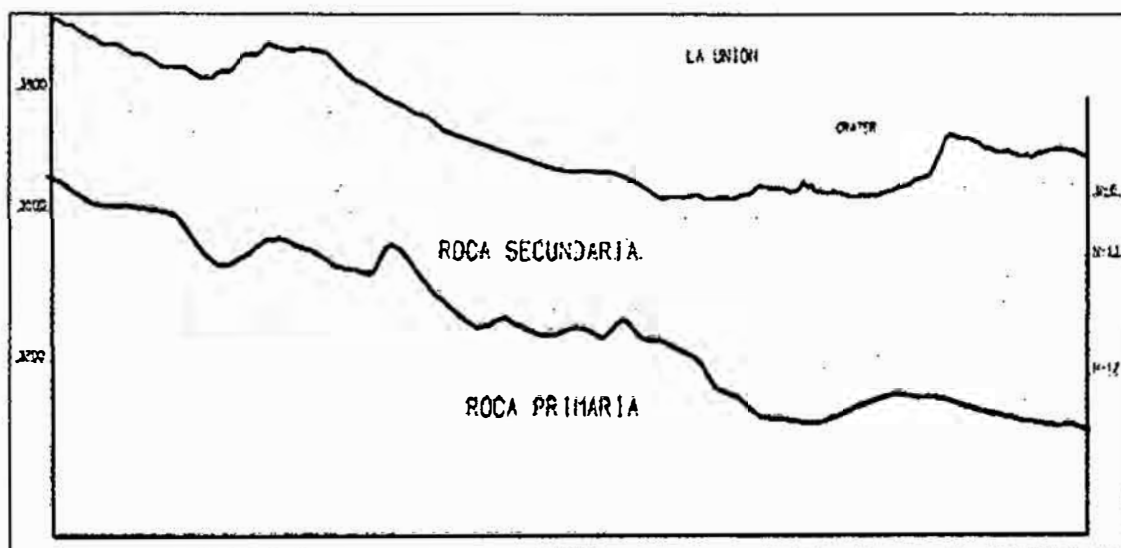


Figura A18: Perfil indicativo del contacto entre roca primaria y secundaria.-

Cabe hacer notar que esta diferenciación, definida para el macizo dentro de los límites del yacimiento, no respeta grados de alteración hidrotermal de la roca. Ocasionalmente puede coincidir la ocurrencia de roca primaria con un grado de alteración menor; sin embargo, eso sólo ocurre porque, en general, a medida que se profundiza en el yacimiento, la alteración cuarzosericítica baja en intensidad, expresándose más claramente la alteración potásica. Tal situación eventualmente puede coincidir con la ocurrencia de roca primaria, que siempre se ubica en los sectores más profundos, pero no están relacionados directamente.

3.0 MINERALIZACIÓN DEL YACIMIENTO

Entre las particularidades de este yacimiento se destaca que la mineralización económica está casi totalmente condicionada a la presencia de la asociación hipógena sulfurada de calcopirita-bornita- molibdenita. Esta asociación se complementa con la presencia de pirita, especularita y hematita como ganga metálica principal.

La ganga no metálica está compuesta principalmente por cuarzo, turmalina, anhidrita, clorita, siderita y feldespatos potásico.

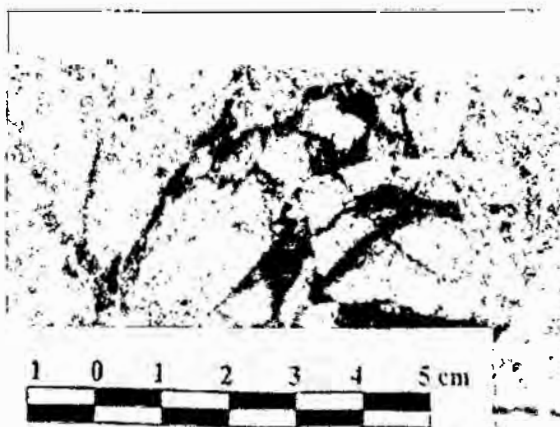
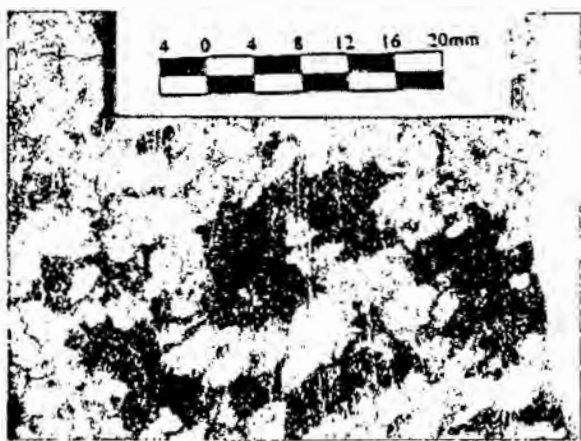


Figura A19: Calcopirita y Bornita en forma masiva **Figura A20:** Calcopirita y Molibdenita en vetillas

La mineralización secundaria aparece en un grado muy subordinado, casi relictos, con respecto a la mineralización primaria; y se restringe a zonas con fracturamiento más marcado (lo que no es muy común) cuando hay discontinuidades estructurales que canalizan soluciones que generan el enriquecimiento en sulfuros secundarios. Entre la mineralogía secundaria destacan calcosina y covelina. Entre las razones que explican la poca relevancia de la mineralización secundaria, se destacan:

- La poca antigüedad de los eventos mineralizadores

- La competencia del macizo rocoso
- El fuerte gradiente hidráulico – no estacionaridad de los fluidos.
- El régimen de erosión glaciár.
- La tasa de pluviosidad.



Figura A21: Calcosina y Covelina reemplazando calcopirita en forma superficial

3.1 DISTRIBUCIÓN DE LA MINERALIZACIÓN CUPRÍFERA SULFURADA

Para referirse a la distribución de la mineralización económica del yacimiento es recomendable distinguir dos ambientes geológicos:

- Un núcleo con características de pórfido cuprífero.

- Cuerpos periféricos satelitales de chimeneas de brechas tardimagmáticas e hidrotermales.

En el núcleo, definido como el ambiente del pórfido cuprífero, se destaca con claridad la zonación de la mineralización sulfurada, tal como la definen Lowell y Guilbert en 1970 para este tipo de yacimientos. En su porción central e inferior, con piso desconocido, existe un predominio de bornita y calcopirita, donde la piritita está ausente. En la porción media, cubriendo a la zona anterior, se encuentra una proporción compartida entre calcopirita y piritita, abarcando potencias entre 50 y 350 m. Finalmente, en la porción externa y superior del yacimiento predomina ampliamente la piritita en la asociación metálica sulfurada. Esta última presenta espesores que superan los 400 m y grada transicionalmente a las rocas frescas que conforman la caja del yacimiento.

En los cuerpos satelitales de chimeneas de brechas, esta zonación no es tan evidente, donde el único rasgo relacionado lo conforma un núcleo donde aumenta el predominio de bornita. Sin embargo, en la porción media y superior de estos cuerpos brechosos los sectores con predominio de calcopirita o piritita no presentan un patrón uniforme ni claramente distinguible.

Sin perjuicio de esto y para efectos del proceso de estimación de reservas, estas se agrupan en tres grupos:

% Cobre	Código
0,00 a 0,30	Baja Ley
0,31 a 2,00	Ley Moderada
> a 2,00	Alta Ley

3.2 MINERALIZACIÓN DE MOLIBDENO.

El molibdeno es el único subproducto comercial de la Unidad. La mineralogía del

molibdeno corresponde exclusivamente a molibdenita. En la porción superior del yacimiento, se reconocieron pequeños sectores con ferromolibdita, producto de la oxidación de la molibdenita.

La distribución del molibdeno no evidencia un ordenamiento espacial como la del cobre. Sus concentraciones mayores son ubicuas y no son exclusivas a algún tipo de litología ni proceso de alteración particular.

Tampoco es evidente alguna correlación con el cobre, ni a escala global ni por sectores. Esto último, junto a observación de relaciones texturales, permite concluir que existen al menos un par de fases de mineralización por molibdeno, que se traslapan con aquellas del cobre.

3.3 VETAS TARDÍAS.

Estas vetas ocurren de preferencia en la porción superior del yacimiento y se asocian en forma espacial y posiblemente genéticamente con la intrusión de cuerpos subvolcánicos de carácter félsicos, específicamente la chimenea dacítica y la riolítica. Tales estructuras presentan corridas inferiores a 200 m, de potencias menores a 60 cm y disposición subvertical.

ANEXO B

MEDICIONES DE ESFUERZOS III PANEL UNIDAD MINERA PAMPADECOPRE

Tabla B.1 Mediciones de Esfuerzos de la Mina Pamapdecobre					
Método Usado	Unidad y Medición	Esfuerzos Principales			
		Tipo	Magnitud (MPa)	Azimut (°)	Inclinación (°)
OVER CORING	GDRB 1	σ_1	17.5	241.0	-19.3
		σ_2	6.9	338.3	-19.8
		σ_3	5.0	110.4	-61.8
	GDRB 2	σ_1	18.1	203.4	-26.6
		σ_2	11.5	297.1	-7.3
		σ_3	5.2	41.2	-62.3
DOOR STOPPER	PQM 3	σ_1	21.3	95.5	-15.6
		σ_2	15.9	294.4	-75.5
		σ_3	14.6	187.0	-6.0
	PDL 4	σ_1	19.6	96.9	-27.4
		σ_2	14.9	305.3	-59.4
		σ_3	11.9	193.4	-12.4
	GDRB 5	σ_1	30.6	243.3	-17.8
		σ_2	20.5	38.8	-70.6
		σ_3	17.8	150.9	-7.6
HOLLOW INCLUSION	6A GDRB	σ_1	24.8	313.8	-6.4
		σ_2	20.1	45.8	-17.2
		σ_3	14.9	204.2	-71.8
	6B GDRB	σ_1	30.1	26.7	-35.0
		σ_2	23.8	130.3	-18.5
		σ_3	14.0	243.0	-19.1
	7A CHDAC	σ_1	25.1	281.1	-18.1
		σ_2	14.7	40.5	-56.3
		σ_3	8.1	181.3	-27.3
	7B CHDAC	σ_1	31.4	266.6	-6.7
		σ_2	16.3	6.6	-55.8
		σ_3	10.7	172.2	-33.3
	8ACHRIOL	σ_1	17.2	280.5	-16.4
		σ_2	10.9	135.7	-70.2
		σ_3	10.3	13.7	-10.8
	8BCHRIOL	σ_1	19.7	285.7	-24.0
		σ_2	11.6	117.5	-65.6
		σ_3	9.2	17.7	-4.4
	9A GDRB	σ_1	43.6	238.2	-12.4
		σ_2	30.4	138.5	-37.6
		σ_3	17.9	343.3	-49.7
	9B GDRB	σ_1	28.4	74.8	-0.1
		σ_2	18.8	344.8	-32.7

	10GDRB PILAR NV-16	σ_3	15.1	165.0	-57.3
		σ_1	60.4	200.7	61.5
		σ_2	51.1	306	61.5
		σ_3	28.6	40.2	27.1

Tabla B.1 (Continuación)					
Mediciones de Esfuerzos de Mina Pampadecobre –Dynacord					
Método Usado	Unidad y Medición	Esfuerzos Principales			
		Tipo	Magnitud (MPa)	Azimet (°)	Inclinación (°)
HOLLOW INCLUSION	11 GDRB HUND. NV-16	σ1	28.8	31.4	31.6
		σ2	23.6	273.8	36.9
		σ	17.5	149.2	37.1
	12A GDRB TUN. EXP.	σ1	45.6	90.7	-5.4
		σ2	28.9	182.8	-21.0
		σ	27.1	347.1	-68.3
	12B GDRB TUN. EXP.	σ1	39.4	84.2	3.2
		σ2	25.3	353.3	15.1
		σ	21.0	186.0	74.6
	13A GDRB TUN. EXP.	σ1	41.4	254.1	19.8
		σ2	20.6	132.9	55.3
		σ	16.2	174.8	-27.3
	13B GDRB TUN. EXP.	σ1	44.6	254.4	7.2
		σ2	20.9	139.1	73.5
		σ	18.8	166.3	-14.7
	14 HAULAGE I	σ1	11.6	15.0	6.5
		σ2	8.5	282.4	21.8
		σ3	7.0	300.6	-67.1
	15 HAULAGE II	σ1	22.8	80.8	6.1
		σ2	8.5	178.3	50.8
		σ3	6.1	165.9	-38.5

Nota : Inclinación negativa es bajo la horizontal.

ANEXO C

DETERMINACIÓN DE MODELO DE CAMPO CERCANO

El análisis para determinar el modelo de campo cercano, se basó en el modelo de Holmberg & Pearsson. El modelo geométrico utilizado para el análisis, se muestra en la Figura C.1:

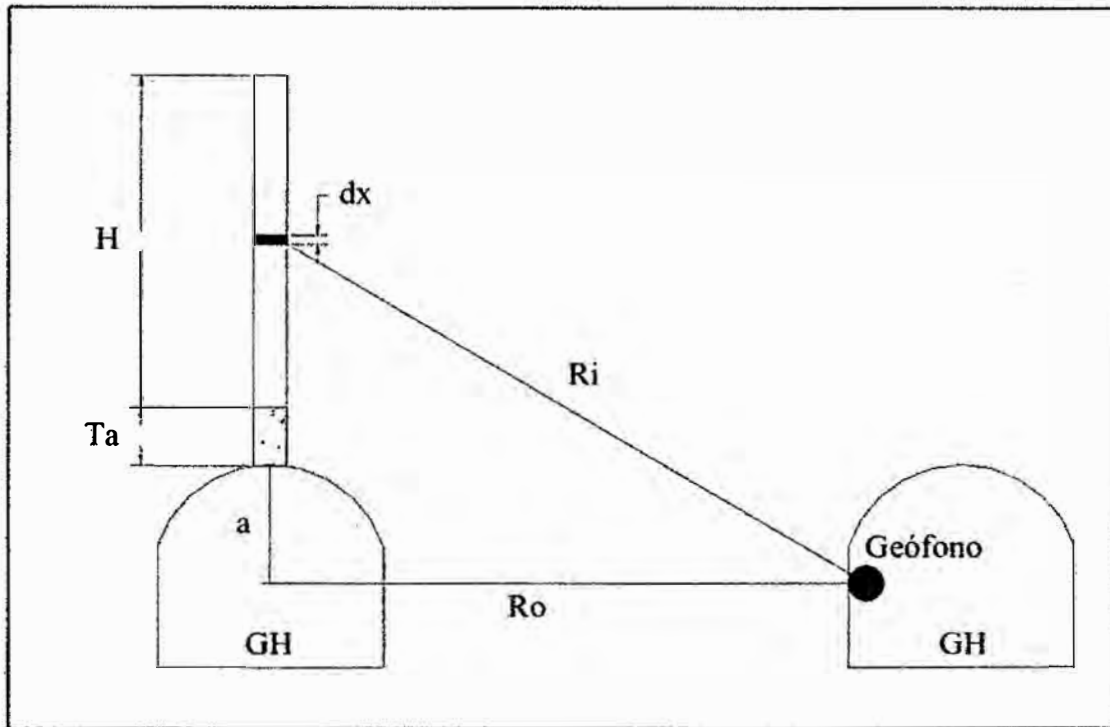


Figura C.1: Modelo geométrico

El problema en estudio parte con el siguiente planteamiento:

$$Ri^2 = Ro^2 + (a + Ta + x^2)^2 \text{ (Ecuación C.1)}$$

Donde

Ri : Distancia mínima del arreglo triaxial al diferencial de carga [m].

Ro : Distancia Horizontal del arreglo triaxial al centro de la carga [m].

Ta : Taco [m]

a : Distancia vertical entre el arreglo triaxial y el inicio del tiro [m]

x : Distancia vertical entre el inicio de carga y el diferencial de carga [m].

Despejando R_i se tiene:

$$R_i = \sqrt{R_o^2 + (a + Ta + x)^2} \quad \text{(Ecuación C.2)}$$

Ahora, si se toma un modelo general de vibraciones se tiene:

$$v = K \frac{w^\alpha}{R^\beta} \quad \text{(Ecuación C.3)}$$

Donde

v : Velocidad de partícula.

w : Peso carga explosiva.

R : Distancia de la tronadura al punto de registro.

K, α, β : Constantes empíricas

Multiplicando por $1/k$ y elevando a $1/\alpha$ la ecuación C.3 se tiene:

$$\left(\frac{v}{K}\right)^{1/\alpha} = \frac{w^{1/\alpha}}{R^{\beta/\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.4)}$$

Simplificando se obtiene:

$$\left(\frac{v}{K}\right)^{1/\alpha} = \frac{w}{R^{\beta/\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.5)}$$

Definiendo un diferencial de carga, con un factor de carga lineal " q " en kg/m se tiene:

$$dw = qdx \quad \text{(Ecuación C.6)}$$

Se define lo siguiente

$$\left(\frac{v}{K}\right)^{1/\alpha} = u \quad \text{(Ecuación C.7)}$$

Entonces, se tiene:

$$u = \frac{w}{R^{\beta/\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.8)}$$

Derivando la ecuación C.8, se tiene:

$$du = \frac{dw}{R^{\beta/\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.9)}$$

Reemplazando el dw por qdx se tiene:

$$du = \frac{qdx}{R^{\beta/\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.10)}$$

A partir de la ecuación C.2 y reemplazando en la ecuación C.10 se tiene:

$$du = \frac{qdx}{\left[R_0^2 + (a + Ta + x)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.11)}$$

Integrando la ecuación C.11, se tiene:

$$\int du = \int \frac{qdx}{\left[R_0^2 + (a + Ta + x)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.12)}$$

$$u = \int_0^H \frac{qdx}{\left[R_0^2 + (a + Ta + x)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.13)}$$

Reemplazando el valor de u , de la ecuación C.7 se tiene:

$$\left(\frac{v}{K} \right)^{1/\alpha} = \int_0^H \frac{qdx}{\left[R_0^2 + (a + Ta + x)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \quad \text{(Ecuación C.14)}$$

Elevando por α y multiplicando por K la ecuación C.14, se tiene:

$$v = K q^\alpha \left[\int_0^H \frac{dx}{\left[R_0^2 + (a + Ta + x)^2 \right]^{\beta/2\alpha}} \right]^\alpha \quad \text{(Ecuación C.15)}$$

Según estudios de Holmberg y Pearsson se tiene que:

$$\beta = 1.5 \quad \alpha = 0.7 \quad \Rightarrow \quad \frac{\beta}{2\alpha}$$

$$\frac{1.5}{0.7 \cdot 2} = \frac{1.5}{1.4} = 1.07 \approx 1 \quad \Rightarrow \quad \beta = 2\alpha \quad \text{(Ecuación C.16)}$$

Reemplazando la ecuación C.16 en la ecuación C.15, la integral queda de la siguiente forma:

$$\int_0^H \frac{dx}{Ro^2 + (a + Ta + x)^2} \quad (\text{Ecuación C.17})$$

Realizando la siguiente sustitución

$$\mu = a + Ta + x \quad x = 0 \Rightarrow \mu = a + Ta$$

$$d\mu = dx \quad x = H \Rightarrow \mu = a + Ta + H$$

Y de acuerdo a tablas integrales F.L. Smolianski, se tiene:

$$\int \frac{dx}{a^2 + b^2 x^2} = \frac{1}{ab} \arctg \frac{bx}{a}$$

$$\text{Tomando } a = Ro \quad b = 1$$

Reemplazando en la ecuación C.17 se tiene:

$$\int \frac{d\mu}{Ro^2 + \mu^2} = \frac{1}{Ro} \arctang \frac{\mu}{Ro} \quad (\text{Ecuación C.18})$$

$$\Rightarrow \frac{1}{Ro} \arctang \frac{(a + Ta + x)}{Ro} \Big|_0^H \quad (\text{Ecuación C.19})$$

Reemplazando el resultado de la ecuación C.19 en la ecuación C.15 se tiene:

$$v = K q^\alpha \left[\frac{1}{Ro} \arctan g \frac{(a + Ta + x)}{Ro} \Big|_0^H \right]^\alpha \quad (\text{Ecuación C.20})$$

Evaluable, se obtiene:

$$v = K \frac{q^\alpha}{Ro^\alpha} \left[\arctan g \frac{(a + Ta + x)}{Ro} - \arctan g \frac{(a + Ta)}{Ro} \right]^\alpha \quad (\text{Ecuación C.21})$$

Como resultado se obtiene un modelo de estimación de velocidades para campo cercano, por medio de la siguiente ecuación:

$$v = K \left(\frac{q}{Ro} \right)^\alpha \left[\arctag \left(\frac{a + Ta + H}{Ro} \right) - \arctag \left(\frac{a + Ta}{Ro} \right) \right]^\alpha \quad (\text{Ecuación C.22})$$

ANEXO D

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO, RMR DE LAUBSCHER (1990) (27).

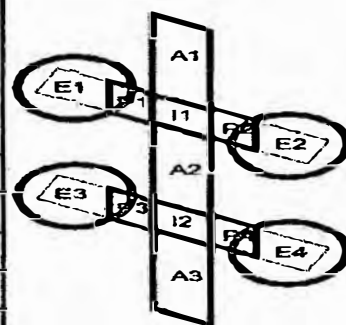
A. PARÁMETROS DE LA CLASIFICACIÓN Y SU PUNTUACIÓN									
Parámetro			Rango de valores						
1	Esfuerzo sobre roca intacta	Índice de Esfuerzo Punto-carga	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo se prefiere la prueba de compresión uniaxial		
		Esfuerzo de Compresión Uniaxial	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad del Testigo RQD		90%-100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de Discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2. m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condición de Discontinuidades (véase E)		Superficies muy ásperas, no continuas, ninguna separación, paredes sin alteración	Levemente áspero La separación de las superficies < 1 mm paredes levemente alteradas	La separación de las superficies levemente ásperas < 1 milímetro paredes altamente alteradas	Superficies muy lisas o estructuras < 5 mm de espesor o separación 1- 5 mm continuo	Estructuras suaves > 5 mm de espesor o separación > 5 mm continuo		
	Puntuación		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por una longitud de 10 m del túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(agua presión)/ (esfuerzo principal mayor.)	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condiciones Generales	Totalmente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACION POR ORIENTACIONES DE DISCONTINUIDADES (Véase F)									
Orientación y Sentido			Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy Desfavorable		
Puntuación	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Fundaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Cuestas		0	-5	-25	-50			
C. CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO DETERMINADO POR EL TOTAL DE LA PUTUACION									
Puntuación			100 - 81	81 - 61	61 - 41	41 - 21	< 21		
Número de la clase			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Buena roca	Roca media	Roca mala	Roca muy mala		
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE									
Número de la clase			I	II	III	IV	V		
Promedio de tiempo sostenido			20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m		
Cohesión del macizo rocoso (kPa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Ángulo de fricción del macizo rocoso			> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15		
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE LA DISCONTINUIDAD									
Puntuación por la longitud de la discontinuidad (persistencia)			< 1 m 6	1 - 3 m 4	3 - 10 m 2	10 - 20 m 1	> 20 m 0		
Separación (apertura) Puntuación			Ninguno 6	< 0.1 mm 5	0.1 - 1.0 mm 4	1 - 5 mm 1	> 5 mm 0		
Aspereza Puntuación			Muy áspero 6	Áspero 5	Levemente áspero 3	Liso 1	Muy Liso 0		
Relleno (estructuras)			Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm		
Puntuación			6	4	2	2	0		
Alteración atmosférica			Sin alteración	Levemente alterado	Moderadamente alterado	Altamente alterado	Descompuesto		
Puntuación			6	5	3	1	0		
F. EFECTO DEL RUMBO Y MANTEO DE LAS DISCONTINUIDADES AL ORIENTAR UN TUNEL									
Orientación perpendicular al eje del túnel					Orientación paralela al eje del túnel				
Sentido de Dip - Dip 45 - 90			Sentido de Dip - Dip 20 - 45			Dip 45 - 90		Dip 20 - 45	
Muy favorable			Favorable			Muy desfavorable		Medio	
Sentido contra Dip - Dip 45-90			Sentido contra Dip - Dip 20-45			Dip 0-20 - Independiente del sentido			
Medio			Desfavorable			medio			

ANEXO E

FICHAS DE CONTROL GEOTÉCNICO Y GEOMECANICO (UTILIZADAS POR LA SGEOT)

FICHA DE CONTROL GEOTÉCNICO Y GEOMECÁNICO - SECTOR PARRILLAS

Proyecto				Bloques										
Fecha / Hora				Embudo Mapeado										
Nombre Responsable				GP Mapeado										
Registro de Datos In Situ														
Parámetro Controlado		Zona de Interés												
		Embu				Punto de Extracción				Intersección		Tramos GP		
		E	E2	E3	E4	P1	P2	P3	P4	I1	I2	A1	A2	A3
Condición de	Seco													
	Húmedo													
	Goteo													
	Flujo < 1 Lt/min													
	Flujo entre 1 a 5													
	Flujo > 5 Lt/min													
Sobre Excavación	Sin Sobre-													
	Entre 0,0 a 0,5 m													
	Entre 0,5 a 1,0 m													
	Entre 1,0 a 1,5 m													
	Mayor a 1,5 m													
Calidad Geotécnica	25 - 35													
	35 - 45													
	45 - 55													
	55 - 65													
Estado de la Fortificación	Muy Malo													
	Malo													
	Regular													
	Bueno													
	Muy Bueno													
"Blocosidad"	Despreciable													
	Baja													
	Regular													
	Alta													
	Muy Alta													
Condición de los	Muy Mala													
	Mala													
	Regular													
	Buena													
	Muy Buena													
Daños al y/o	Despreciable													
	Pequeño													
	Medio													
	Grave													
	Muy Grave													
Firma:		Observaciones:												



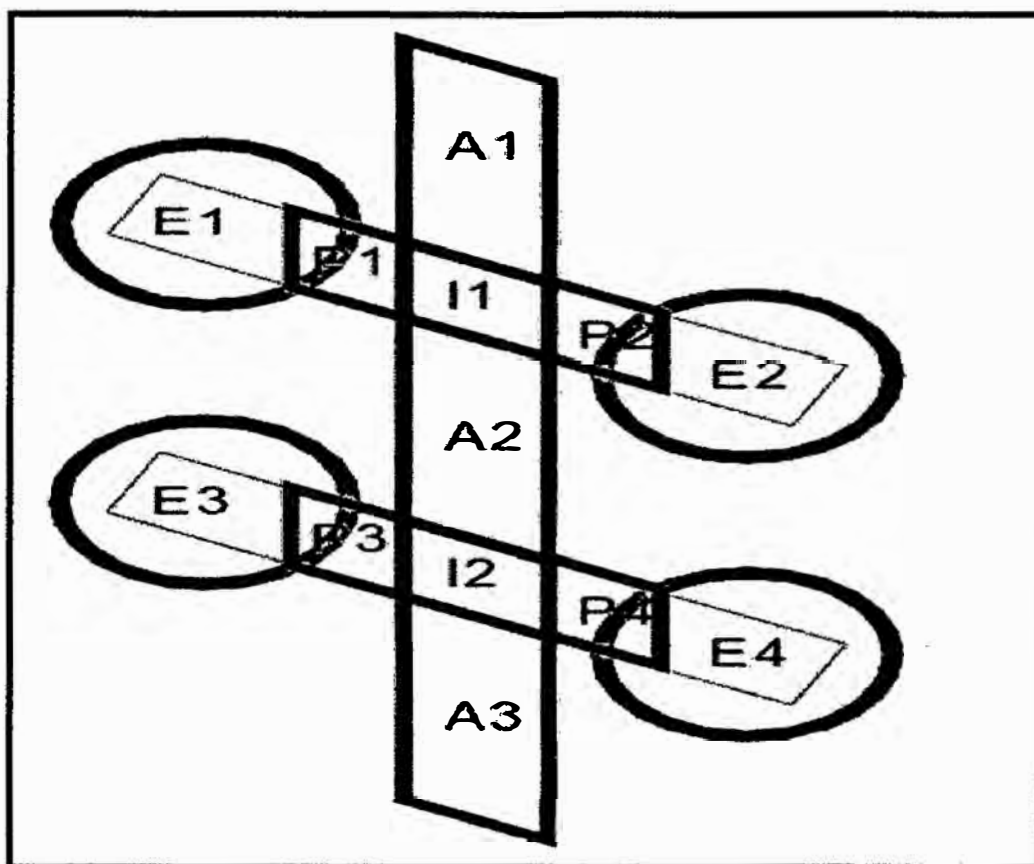
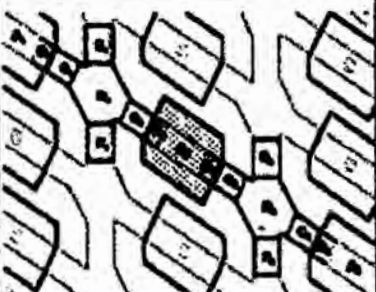


Figura 1: Ejemplo de la sectorización en la zona de interés para levantamiento de condición de excavaciones e infraestructura en torno a los polvorazos de hundimiento monitoreados para control de vibraciones en el III Panel;

FICHA DE CONTROL GEOTÉCNICO Y GEOMECÁNICO – SECTOR LHD

FICHA DE CONTROL GEOTÉCNICO Y GEOMECÁNICO – SECTOR LHD																								
Proyecto				Zanja Monitoreada																				
Fecha / Hora				GP Mapeado																				
Nombre Responsable				GP Mapeado																				
Registro de Datos In Situ																								
Parámetro Controlado		Zanja						Zona de Interés				Intemperie		Tramo 1		Tramo 2								
		A1		A2		A3		Vista de Roca				Período de Extracción		CP / GP		CP								
		T	P	T	P	T	P	E1	E2	E3	E4	C1	C2	C3	C4	O1	O2	E1	E2	E3	E4			
Condición de Agua	Seco	H		H		H																		
	Húmedo	H		H		H																		
	Graso	H		H		H																		
	Flujo = 1 Litro	H		H		H																		
	Flujo entre 1 a 5 Litros	H		H		H																		
	Flujo = 5 Litros	H		H		H																		
Sobre Excavación	En Sobre-excavación	H		H		H																		
	Entre 0.0 a 0.5 m	H		H		H																		
	Entre 0.5 a 1.0 m	H		H		H																		
	Entre 1.0 a 1.5 m	H		H		H																		
	Mayor a 1.5 m	H		H		H																		
Cálculo de Caudal	25 – 35	H		H		H																		
	35 – 45	H		H		H																		
	45 – 55	H		H		H																		
	55 – 65	H		H		H																		
Estado de la Fortificación	Muy Mala	Sin Fortificación																						
	Mala																							
	Regular																							
	Buena																							
"Bancos" de Roca	Desperdiciada	H		H		H																		
	Expo	H		H		H																		
	Regular	H		H		H																		
	AB	H		H		H																		
	Muy Mala	H		H		H																		
Condición de los Bancos	Muy Mala																							
	Mala																							
	Regular																							
	Buena																							
	Muy Buena																							
Defectos al Soterrar y/o Concreto	Desperdiciada																							
	Precario																							
	Malo																							
	Grave																							
	Muy Grave																							

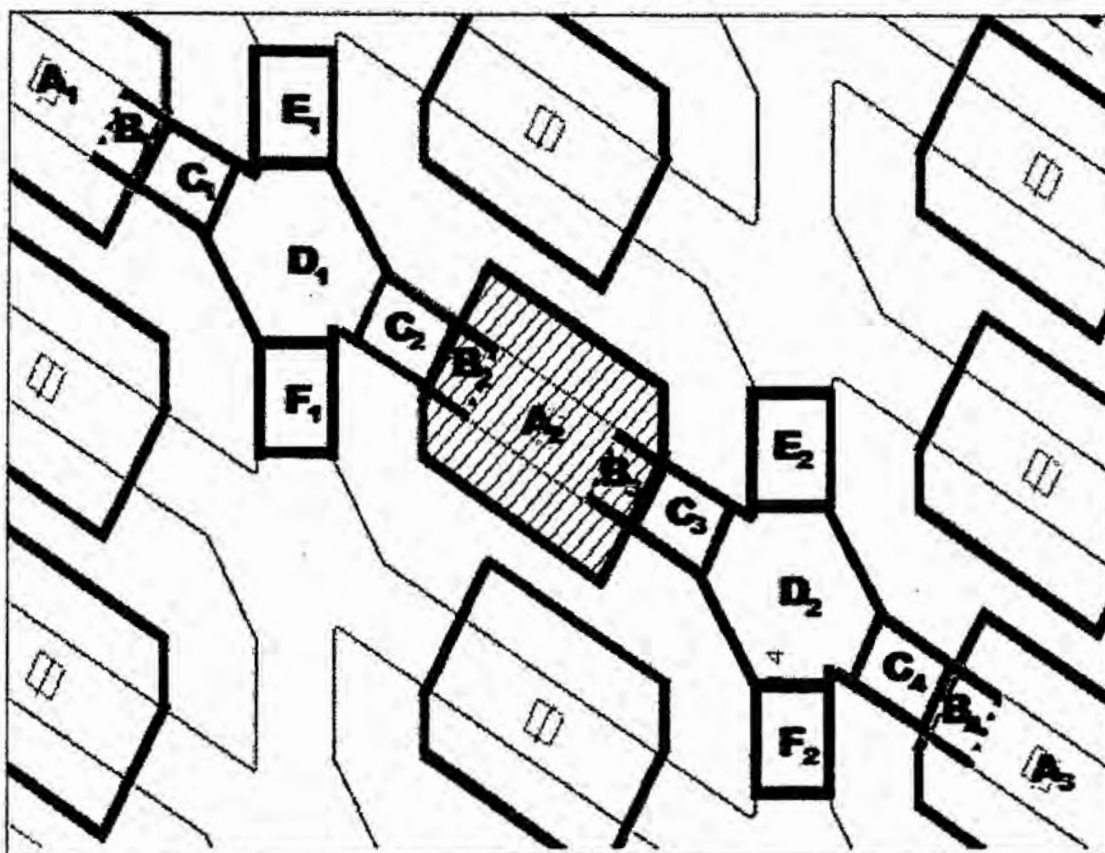


Figura 1: Ejemplo de la sectorización en la zona de interés para levantamiento de condición de excavaciones e infraestructura en torno a los polvorazos de hundimiento monitoreados para control de vibraciones en el III Panel;

➤ ESTADO DE LA FORTIFICACIÓN

- **Muy Malo:** Ausencia de pernos de diseño y los que están presentes muestran un pattern sistemático muy irregular y fuera del recomendado; no se observan bien instalados, planchuelas y tuercas deterioradas, sueltas y/o faltantes. La malla de acero muestra paños con muy deficiente traslape y/o rasgados; no es solidaria a la roca del techo y cajas. Existe una intensa corrosión en todos los elementos de soporte constituidos por metal. El soporte no cumple con los objetivos de diseño.

- 257 -

- **Malo:** Pernos con pattern de empernado sistemático irregular y parte de él fuera del recomendado, algunas planchuelas y tuercas presentes están sueltas y/o deterioradas; gran cantidad de pernos sobresalen de la superficie debido a mala instalación y/o caída de planchones. Malla de acero muestra paños con algunos traslapes (20 a 30 cm) buenos, pero gran parte de ellos no cumplen con el mínimo de diseño, existen “bolsas” de material suelto potencialmente para derrame. Corrosión afecta notoriamente a la malla de acero y en segundo orden a los pernos.
- **Regular:** Este estado corresponde a una condición promedio (50% de predominancia) en todos los aspectos. Pernos se observan con pattern de empernado sistemático 50% irregular y fuera del recomendado; del orden del 50% de las planchuelas y tuercas presentes están sueltas, deterioradas y/o ausentes. La malla de acero muestra paños con algunos traslapes (20 a 30 cm) buenos, pero 50% de ellos no cumplen con el mínimo de diseño. Existen “bolsas” de material suelto potencialmente para derrame y se verifican pernos salientes debido a mala instalación y/o caída de planchones. Corrosión afecta tanto a pernos como a malla de acero pudiendo requerir reparación y/o reemplazo.
- **Bueno:** Pernos con pattern de empernado sistemático regular (más de 90%), solo algunas planchuelas y tuercas ausentes, deterioradas y/o sueltas. La malla de acero muestra paños con buenos traslapes (20 a 30 cm) cumpliendo gran parte de ellos con la recomendación de diseño. Existen pocas o despreciables “bolsas” de material suelto potencialmente para derrame. Corrosión, si existe, afecta levemente tanto a la malla como a los pernos de acero, pero no debilita el sistema.
- **Muy Bueno:** Pernos mantienen pattern sistemático recomendado y se observan bien instalados, planchuelas y tuercas 100% presentes y ajustadas a la roca, malla de acero muestra paños con buen traslape (20 a 30 cm), sin “bolsas” de material suelto (ya descargado o ausencia de este fenómeno) y solidaria a la roca. Nada o despreciable efecto de la corrosión. No se verifican pernos salientes desde techo ni cajas.

➤ “BLOCOSIDAD” REMOVIBLE OBSERVADA

- **Despreciable:** Se observa ausencia de bloques y/o planchones tanto en techo como paredes de la excavación de interés.
- **Baja:** Se observan muy pocos o casi nada de bloques y/o planchones tanto en techo como paredes de la excavación de interés. Algunas estructuras formadoras de bloques y/o cuñas están abiertas, pero la gran mayoría se mantienen selladas formando unos pocos bloques y/o cuñas removibles. El soporte instalado evita que el macizo rocoso se “desgrane” o desarme.
- **Regular:** Este estado corresponde a una condición promedio (50% de predominancia) de bloques y/o planchones presentes en la superficie total generada por el techo y las paredes, con posibilidad de deslizarse y/o caer hacia el interior de la excavación.
- **Alta:** Se observa alta frecuencia de bloques y/o planchones tanto en techo como paredes de la excavación de interés. Estructuras geológicas y/o inducidas por tronadura están abiertas y forman bloques o cuñas removibles con posibilidad de deslizarse y/o caer hacia el interior de la excavación.
- **Muy Alta:** Se observa muy alta frecuencia de bloques y/o planchones tanto en techo como paredes de la excavación de interés. Parte de los bloques ya han caído y dejado moldes en techo y/o paredes. Las estructuras geológicas y/o inducidas por tronadura están abiertas y forman bloques o cuñas que se han removido o que tienen alta posibilidad de deslizarse y/o caer hacia el interior de la excavación.

➤ CONDICIÓN DE LOS MARCOS

- ❖ **Muy Mala:** Se observa el marco desalineado y/o cortado en zona del techo y acodamientos. Hay corrosión y/o daño visible intenso tanto en alma como en el ala del marco. No cumple con su función y/o servicio estructural, lo que significa reparación inevitable en el corto plazo. Existe 100% de pérdida de la visera de roca.
- ❖ **Mala:** Se observa el marco algo desalineado y/o doblado en zona del techo y acodamientos. Hay corrosión y/o daño visible tanto en alma como en el ala del marco. Cumple poco o parcialmente con su función y/o servicio estructural. Es necesaria su reparación inmediata. Existe 75% de la visera de roca perdida.
- ❖ **Regular:** Se observa el marco con alabeo en zona del techo y acodamientos. Hay poca corrosión y/o daño visible tanto en alma como en el ala del marco. Cumple 50% con su función y/o servicio estructural. Deberá ser reparado al menos 1 vez durante la vida del punto de extracción. Existe 50% de la visera de roca perdida.
- ❖ **Buena:** Se observa el marco con pequeño o casi nada de alabeo en zona del techo y acodamientos. Corrosión y/o daño visible incipiente tanto en alma como en el ala del marco. Cumple con su función y/o servicio estructural. Baja o innecesaria posibilidad de reparación. La visera de roca existe y se observa en buen estado.
- ❖ **Muy Buena:** Se observa el marco sin nada de alabeo en zona del techo y acodamientos. Ningún efecto de la corrosión y/o daño visible tanto en alma como en el ala del marco. Cumple eficientemente con su función y/o servicio estructural. No requiere de ningún tipo de reparación. Visera de roca según diseño y en perfectas condiciones.

➤ **DAÑOS AL SHOTCRETE Y/O CONCRETO**

- ❖ **Despreciable:** Se observan incipientes fisuras (espesor menor a 0.1 mm) en shotcrete y/o concreto. Nada o despreciable efecto de aguas ácidas y/o alcalinas. Excelente estado del sector.
- ❖ **Leve:** Se observan fisuras y grietas (espesor menor a 1 mm) aisladas en shotcrete y/o concreto. Poco efecto de aguas ácidas y/o alcalinas.
- ❖ **Regular:** Se observan fisuras, grietas y fracturas (espesor menor a 5 mm) en

shotcrete y/o concreto. Descascaramiento visible y armadura levemente expuesta. Efecto notorio de aguas ácidas y/o alcalinas.

- ❖ **Fuerte:** Se observan fisuras, grietas y fracturas abundantes (espesor de 15 a 20 mm) en shotcrete y/o concreto. Descascaramiento visible es notorio con desprendimiento y armadura claramente expuesta; algunos trozos cuelgan de la malla de acero. Fuerte efecto de aguas ácidas y/o alcalinas. Se requerirá reparación del concreto y/o reposición del shotcrete en algún momento.
- ❖ **Muy Fuerte:** Se observa predominio de grietas y fracturas amplias (mayor a 25 mm) en shotcrete y/o concreto. Bloques de concreto son notorios y con desprendimiento. La armadura esta dañada y 100% expuesta. Muy fuerte efecto de aguas ácidas y/o alcalinas. Se requerirá reparación mayor parcial o total del concreto y/o del shotcrete en el sector

CUADRO CUBICACIONES POR SECCION EN GH-63			
Sección	Mts. perforados por parada	Nº Paradas por sección	Total Mts. Perforados x sección
A	646.30	6	3877.80
B	587.70	2	1175.40
C	575.30	6	3451.80
D	573.60	3	1720.80
E	619.40	3	1858.20
F	703.00	3	2109.00
G	737.60	3	2212.80
H	760.90	37	28153.30
TOTAL		63	44559.10

CUADRO CUBICACIONES POR SECCION EN GH-65			
Sección	Mts. perforados por parada	Nº Paradas por sección	Total Mts. Perforados x sección
C	592.4	42	24880.8
B	475.7	3	1427.1
C	503.6	3	1510.8
D	478.0	6	2868.0
E	336.3	3	1008.9
F	478.1	5	2390.5
TOTAL		62	34086.1

CUBICACION TIROS LARGOS GH-67			
TIPOS DE PARADAS	Nº PARADAS POR TIPO	METROS PERF. POR TIPOS	TOTAL METROS POR TIPOS
TIPO "1"	14	193.80	2713.20
TIPO "2"	2	113.00	226.00
TIPO "3"	5	194.20	971.00
TIPO "4"	5	194.80	974.00
TIPO "5"	5	195.30	976.50
TIPO "6"	27	195.50	5278.50
TIPO "7"	5	194.30	971.50
TOTAL GH-67	63	—	12110.70

CUBICACION TIROS LARGO GALERIAS TIPICAS 69			
TIPOS DE PARADAS	Nº PARADAS POR TIPO	METROS PERF. POR TIPOS	TOTAL METROS POR TIPOS
TIPO "1"	6	193.80	1162.80
TIPO "2"	2	113.00	226.00
TIPO "3"	4	194.50	778.00
TIPO "4"	4	194.30	777.20
TIPO "5"	45	195.30	8788.50
TIROS SLOT	15	19.30	289.50
TOTAL GH-69	76	—	12022.20

CUBICACION TIROS LARGOS EN GH-71, 73, 75 y 77			
GALERIA	Nº PARADAS	METROS PERF.	TOTAL DE
GH-71	62	193.80	11630.40
GH-73	63	193.80	11952.60
GH-75	62	193.80	11630.40
GH-77	63	193.80	11952.60
TOTAL	188	—	35535.60

nota: una vez que se apruebe planos, se reemplaza paradas en xc-103 por paradas slot, como lo indica plano para perforación gh-69. en slot, para cada gh, deben ser 15 paradas de 19,3m c/u, dando un total de 289.5m para cada intersección, excepto en gh-63, que debe ser aproximadamente la mitad

ANEXO F

PLANOS DE LA UNIDAD MINERA PAMPADECOBRE

ANEXO G

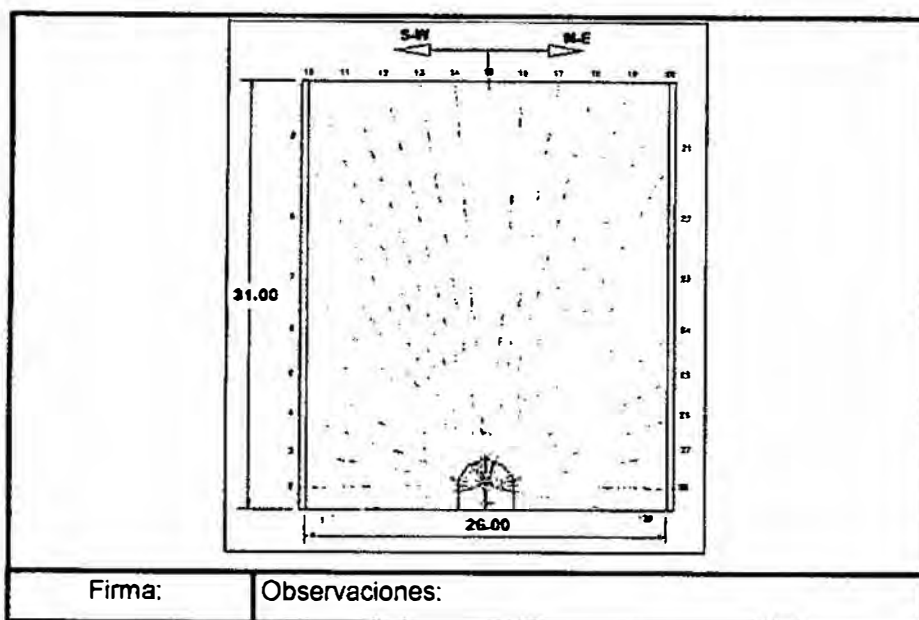
CARTILLAS DE HUNDIMIENTO PROPUESTA PARA LLEVAR CONTROL DE DISPAROS DE HUNDIMIENTO

		CARTILLA DE HUNDIMIENTO (Parrillas)		
Sector / Área	: Parrillas /	Block N°	:	
Fecha / Turno	:	Galería Hundimiento	:	
Nombre Responsable	:	Parada N°	:	
REGISTRO DE DATOS IN SITU				
Información General				
Tipo de Explosivo	:	Cantidad de Explosivo	:	
Carga de Fondo	:	Detonador	:	
Información por Tiro				
Nº Tiro	Largo (m)	Columna Explosiva (m)	Taco (m)	Tiempo (ms)
1				
2				
3				
4				
5				
6				
7				
8				
9				
10				
11				
12				
13				

Firma:	Observaciones:
--------	----------------

CARTILLA DE HUNDIMIENTO (LHD)				
Sector / Área	: Norte LHD /	block N°	:	
Fecha / Turno	:	Galería Hundimiento	:	
Nombre Responsable	:	Parada N°	:	
REGISTRO DE DATOS IN SITU				
Información General				
Tipo de Explosivo	:	Cantidad de Explosivo	:	
Carga de Fondo	:	Detonador	:	
Información por Tiro				
N° Tiro	Largo (m)	Columna Explosiva (m)	Taco (m)	Tiempo (ms)
1				
2				
3				
4				
5				
6				
7				
8				
9				
10				
11				
12				
13				
14				
15				
16				
17				
18				
19				
Firma:	Observaciones:			

		CARTILLA DE HUNDIMIENTO (Especial LHD)		
Sector / Área	: Norte LHD /	Block N°	:	
Fecha / Turno	:	Galería Hundimiento	:	
Nombre Responsable	:	Parada N°	:	
REGISTRO DE DATOS IN SITU				
Información General				
Tipo de Explosivo	:	Cantidad de Explosivo	:	
Carga de Fondo	:	Detonador	:	
Información por Tiro				
N° Tiro	Largo (m)	Columna Explosiva (m)	Taco (m)	Tiempo (ms)
1				
2				
3				
4				
5				
6				
7				
8				
9				
10				
11				
12				
13				
14				
15				
16				
17				
18				
19				
20				
21				
22				
23				
24				
25				
26				
27				
28				
29				



Clase	Frecuencia	% acumulado
0,034695389	1	0,85%
0,17003309	14	12,82%
0,30537079	30	38,46%
0,440708491	34	67,52%
0,576046192	17	82,05%
0,711383893	11	91,45%
0,846721594	4	94,87%
0,982059295	1	95,73%
1,117396996	2	97,44%
1,252734696	2	99,15%
y mayor...	1	100,00%

Columna1	
Media	0,39561625
Error típico	0,02235951
Mediana	0,34297358
Moda	0,50917252
Desviación estándar	0,24185509
Varianza de la muestra	0,05849388
Curtosis	3,73346972
Coefficiente de asimetría	1,64952058
Rango	1,35337701
Mínimo	0,03469539
Máximo	1,3880724
Suma	46,2871008
Cuenta	117
Nivel de confianza(95.0%)	0,04428583

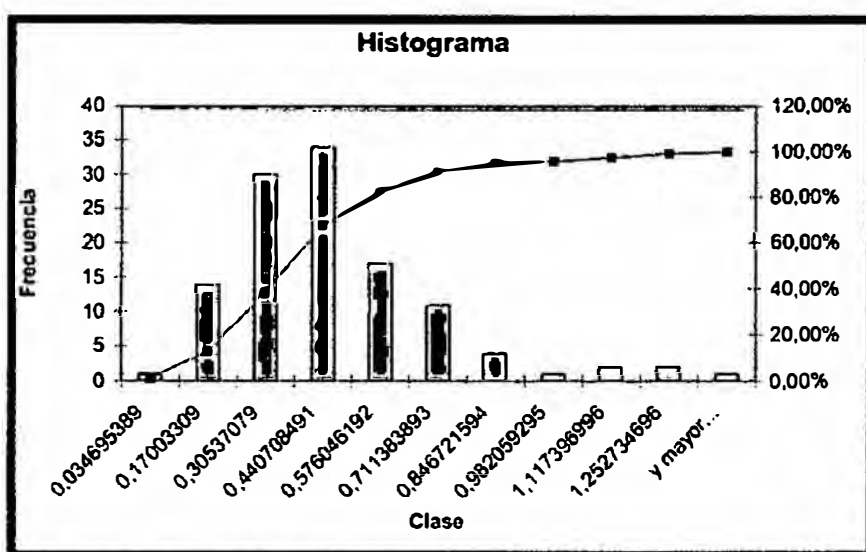


Tabla X.1. Análisis de las Paradas de Hundimiento del GH-42 (parada 23 a 31)												
Tiro Nº	Coordenadas Reales Desviación				Desviación		Desviación Total	Tiro con Desv. > 5%	Largo del Tiro Teórico (m)	Largo del Tiro Real (m)	Diferencia (m)	
	Comienzo X	Fin X	Comienzo Y	Fin Y	Delta X	Delta Y						
Parada 23	1	23897,0096	23898,8215	27702,2181	27702,4105	-0,2661	0,1924	0,3300	1	8,500	11,958	2,398
	2	23897,1223	23897,1066	27702,5212	27702,1821	0,0157	0,3391	0,3389	1	9,500	7,252	-2,248
	3	23898,9768	23897,0152	27702,4233	27702,1571	-0,0384	0,2682	0,2690	1	10,200	5,794	-4,406
	4	23898,8318	23897,1747	27702,6176	27702,1701	-0,2429	0,4476	0,5092	1	11,400	6,585	-4,815
	5	23898,7864	23897,0393	27702,6176	27702,1701	-0,2429	0,4476	0,5092	1	8,300	7,298	-1,002
	6	23897,0983	23898,5316	27702,1171	27702,2916	-0,5847	0,1745	0,5910	1	6,700	7,179	0,479
	7	23897,6498	23897,5308	27701,8261	27702,0061	0,1190	-0,0800	0,1434	0	5,200	4,999	-1,201
	8	23897,7669	23897,9110	27701,8461	27701,3816	0,1441	-0,5645	0,5828	1	6,700	6,877	0,177
	9	23898,0156	23898,7202	27701,8851	27701,4925	0,7047	-0,4926	0,8598	1	8,300	7,263	-1,037
	10	23898,1151	23898,7231	27701,8991	27701,4351	0,6080	-0,4640	0,7648	1	11,400	9,529	-1,871
	11	23898,2542	23898,7120	27701,9141	27701,5395	0,4578	-0,3746	0,5915	1	10,200	8,181	-2,019
	12	23898,2642	23898,5433	27701,8231	27701,7004	0,2781	-0,2227	0,3571	1	8,500	6,996	-2,504
Parada 24	1	23760,1097	23759,7606	27150,3692	27150,3992	0,2491	0,1700	0,2900	1	9,600	7,699	-1,901
	2	23759,5403	23759,4206	27150,6008	27150,3236	-0,1197	0,2628	0,3523	1	9,500	7,503	-2,847
	3	23759,1515	23759,6991	27150,2778	27149,9848	-0,4478	0,2930	0,5350	1	9,500	7,125	-2,375
	4	23759,9568	23759,5683	27149,9638	27150,2029	-0,3685	0,2341	0,4538	1	10,200	6,135	-2,065
	5	23760,3890	23760,3044	27149,8948	27150,0904	-0,0846	1,0956	1,0969	1	11,400	9,797	-1,603
	6	23761,0609	23760,8238	27149,8668	27149,6463	-0,2371	-0,2205	0,3238	1	8,300	6,830	-1,470
	7	23762,0098	23761,7096	27149,8398	27149,5858	-0,3000	-0,2540	0,3931	1	6,700	5,275	-1,425
	8	23762,8105	23762,6314	27149,7858	27149,5314	-0,2029	-0,2544	0,2553	1	6,200	5,094	-1,106
	9	23763,8502	23763,8377	27149,7896	27149,4524	0,2875	-0,3374	0,4433	1	5,700	6,894	-1,006
	10	23763,8343	23764,0610	27149,1680	27149,7698	-0,1267	-0,6018	0,6190	1	11,400	8,782	-2,618
	11	23764,7163	23764,4007	27149,4023	27149,7766	0,3176	-0,3745	0,4910	1	10,200	7,961	-2,239
	12	23764,7183	23764,4181	27149,5161	27149,7698	0,2202	-0,2537	0,3359	1	9,500	6,996	-2,505
Parada 25	1	23759,8111	23759,6976	27151,8948	27152,2079	-0,1133	0,3131	0,3330	1	8,600	7,654	-1,946
	2	23759,7522	23759,4592	27151,8868	27151,8568	-0,2930	-0,0302	0,2946	1	9,500	7,550	-1,950
	3	23760,7769	23759,4478	27151,8648	27151,9890	-0,3291	0,1242	0,3518	1	10,200	8,349	-1,851
	4	23760,1781	23759,8869	27151,8078	27151,9890	-0,2912	-0,1812	0,2430	1	11,400	9,600	-1,800
	5	23760,5797	23760,1538	27151,7908	27151,7879	-0,4259	0,0071	0,4260	1	6,300	6,657	-1,643
	6	23761,2171	23761,2339	27151,7963	27151,6779	0,0168	-0,1189	0,1201	0	6,700	5,649	-1,051
	7	23762,0476	23761,9708	27151,7158	27151,6308	-0,0770	-0,0860	0,1154	0	6,200	4,799	-1,401
	8	23762,8632	23762,8759	27151,7458	27151,3922	0,0127	-0,3538	0,3538	1	6,700	4,837	-1,863
	9	23763,3821	23763,2600	27151,7098	27151,2201	-0,1215	-0,4897	0,5045	1	8,300	6,431	-1,869
	10	23763,9112	23763,8741	27151,7138	27151,3462	-0,0371	-0,3676	0,3695	1	11,400	8,792	-2,608
	11	23764,2090	23764,4603	27151,7488	27151,2228	0,2113	-0,5299	0,5695	1	10,200	7,863	-2,337
	12	23764,3501	23764,4409	27151,7288	27151,4238	0,0908	-0,3060	0,3192	1	9,500	6,993	-2,507
Parada 26	1	23759,7455	23759,7752	27153,8316	27154,5220	-0,2617	0,6902	0,7519	1	9,600	8,600	-1,000
	2	23759,6714	23759,4430	27153,7848	27154,3599	-0,0397	0,6902	0,5913	1	9,600	7,699	-1,931
	3	23759,7033	23759,1628	27153,7608	27154,2777	-0,2284	0,5751	0,6188	1	9,500	7,676	-1,822
	4	23760,0468	23759,6295	27153,7288	27153,9373	-0,2193	0,5169	0,7479	1	10,200	8,354	-1,846
	5	23760,5416	23760,4117	27153,6888	27154,0244	-0,1299	0,2085	0,3026	1	11,400	5,096	-6,304
	6	23761,1637	23761,1898	27153,6308	27153,7257	-0,1299	0,3356	0,3599	1	8,300	6,591	-1,709
	7	23762,0648	23761,9338	27153,6718	27153,4298	-0,0081	-0,0949	0,0951	0	6,700	5,049	-1,651
	8	23762,8964	23762,9059	27153,3898	27153,4681	0,0095	-0,1420	0,2073	1	6,200	4,448	-1,752
	9	23763,5560	23763,6635	27153,3508	27153,4208	0,1375	-0,1287	0,1300	0	5,700	4,998	-1,702
	10	23764,0084	23763,9619	27153,5688	27153,2352	-0,0485	-0,3336	0,3368	1	11,400	8,044	-3,356
	11	23764,2916	23764,2929	27153,5478	27153,1474	-0,0687	-0,4104	0,4101	1	10,200	7,730	-2,470
	12	23764,3776	23764,2192	27153,5576	27153,1948	-0,1584	-0,3652	0,3962	1	8,500	4,726	-4,774
Parada 27	1	23759,5447	23759,5902	27155,5018	27155,7733	-0,0845	0,1715	0,1912	1	9,600	8,757	-1,843
	2	23759,5546	23759,1396	27155,5688	27155,7641	-0,4190	0,1853	0,4587	1	9,500	8,498	-1,002
	3	23759,6201	23759,1801	27155,5168	27155,8652	-0,4490	0,3484	0,5683	1	10,200	8,323	-1,877
	4	23759,9431	23759,9607	27155,5168	27155,4869	0,0176	-0,0299	0,0347	0	11,400	10,000	-1,400
	5	23760,4187	23760,7825	27155,2308	27155,3300	-0,1362	0,1001	0,1690	0	8,800	6,458	-2,342
	6	23761,0848	23760,8485	27155,4696	27155,3818	-0,2363	-0,0840	0,2508	1	6,700	4,699	-2,001
	7	23762,0788	23762,1078	27155,4696	27155,2256	0,0290	-0,2640	0,2656	1	6,200	4,723	-1,477
	8	23762,6358	23763,7318	27155,4696	27156,1764	-0,8960	0,7066	1,1411	1	6,700	5,647	-1,053
	9	23763,3351	23763,3165	27155,4988	27154,2621	-0,0186	-1,2367	1,2368	1	8,300	6,446	-1,854
	10	23763,8126	23764,2416	27155,4348	27154,7587	0,4290	-0,6781	0,8007	1	11,400	8,025	-2,375
	11	23764,1149	23764,1858	27155,4538	27155,0223	0,0706	-0,4315	0,4372	1	10,200	8,309	-1,891
	12	23764,1769	23764,2963	27155,4588	27155,0449	0,1194	-0,4139	0,4308	1	9,500	6,687	-2,813
Parada 28	1	23759,8890	23759,7912	27157,5408	27157,5408	-0,3380	0,2444	0,4178	1	9,600	8,700	-1,900
	2	23759,7714	23759,4274	27157,5438	27157,5408	-0,0978	0,0000	0,0978	0	9,600	8,600	-1,000
	3	23759,9088	23759,4542	27157,5508	27157,4795	-0,3440	0,0643	0,3500	1	9,500	8,000	-1,500
	4	23760,2243	23760,1752	27157,5328	27157,7874	-0,4548	0,2368	0,5125	1	10,200	8,487	-1,713
	5	23760,5628	23760,6339	27157,5098	27157,3548	-0,0589	0,0245	0,0549	0	11,400	8,220	-3,180
	6	23761,2480	23761,0162	27157,4808	27157,4211	-0,2288	-0,1550	0,1668	0	6,300	6,699	-0,299
	7	23762,0678	23762,0348	27157,4548	27157,2848	-0,0330	-0,1700	0,2374	1	8,300	4,300	-2,400
	8	23762,8445	23762,7429	27157,4478	27157,2335	-0,1016	-0,2143	0,2372	1	6,200	4,147	-2,053
	9	23763,4001	23763,3938	27157,4098	27156,9041	0,1355	-0,5027	0,5206	1	6,300	6,531	-1,769
	10	23763,6842	23764,1598	27156,4038	27156,6560	0,2796	-0,2522	0,3736	1	11,400	8,969	-2,431
	11	23764,1416	23764,1355	27157,4188	27157,0843	-0,0081	-0,3345	0,3348	1	10,200	7,993	-2,207
	12	23764,2445	23764,4279	27157,4348	27157,1320	0,1834	-0,3028	0,3540	1	9,500	6,583	-2,917
Parada 29	1	23759,8433	23759,4858	27159,4468	27159,9253	-0,3575	0,4785	0,5973	1	9,600	11,990	2,390
	2	23759,8292	23759,8642	27159,3728	27159,4873	-0,1750	0,1145	0,2091	1	9,500	7,649	-1,851
	3	23759,8463	23759,6198	27159,4468	27159,1886	-0,2254	0,7220	0,756				

Pareda 31	1	23760,2007	23761,5614	27163,2428	27163,5171	1,3607	0,2743	1,3981	1	8,600	6,544	-3,056
	2	23759,8732	23759,8044	27163,2278	27163,4302	-0,0688	0,2024	0,2138	1	9,500	6,997	-2,503
	3	23759,8883	23759,4518	27163,1998	27163,3674	-0,4185	0,1676	0,4490	1	10,200	8,418	-1,782
	4	23760,2127	23760,3755	27163,2088	27163,1685	-0,1628	-0,0403	0,1877	0	11,400	8,120	-3,280
	5	23760,5865	23760,0089	27163,1518	27163,2033	-0,5798	0,0515	0,5819	1	8,300	6,530	-1,750
	6	23761,2259	23761,0423	27163,0908	27163,1265	-0,1836	0,0357	0,1870	0	5,700	5,100	-1,600
	7	23762,0546	23761,6398	27163,1288	27163,0778	-0,1150	-0,0510	0,1268	0	5,200	4,600	-1,600
	8	23762,7449	23762,7700	27163,1288	27162,9591	0,0251	-0,1697	0,1715	0	6,700	4,997	-1,703
	9	23763,8124	23763,5264	27163,1118	27162,7365	-0,2880	-0,3753	0,4719	1	8,300	7,240	-1,060
	10	23763,3551	23763,5901	27163,1168	27162,8837	-0,2350	-0,2331	0,3310	1	11,400	8,677	-2,723
	11	23764,1055	23764,3673	27163,1028	27162,9047	-0,2618	-0,1981	0,3283	1	10,200	8,638	-1,562
	12	23764,2238	23764,2633	27163,1108	27162,7097	0,0395	-0,4011	0,4031	1	9,600	8,294	-1,206
	13	23764,1417	23763,9658	27163,0638	27162,6245	-0,1559	-0,4383	0,4661	1	9,600	8,886	-2,714

Porcentaje de tiros desviados
82,9

Sierra y Plaza Ingeniería y Servicios Ltda.	SISTEMA DE GESTIÓN DE LA CALIDAD CONTROL DE DOCUMENTOS REGISTRO DE CALIDAD	Aseguramiento de la Calidad SP DA 00385982 RS Q 006 020	
		Cont. De Páginas 1	Fecha emisión 04.11.2013
N° Corr.: 062	REPORT TOPOGRAFÍA		Revisión: 1
Emitido por: Ronnie Dinamarca R.	Revisado por: Ángel Poveda R.	Aprobado por: José Sierra M.	

COORDENADAS TIROS PARADAS 23 A 31 GH-42, NV 16 1/2 HOTO

Fecha Registro: Abril 2013

Topografía: O.Z.M.

Solicitado por: Geomecánica.

DATOS DE TERRENO															
TIRO	COORD. CULATA			COORD. BOCA			LARGO (m)	INCLINACION		COORD. BROCAL			COORD. FONDO TIRO		
	Norte	Este	Cota	Norte	Este	Cota		DECIMAL	GRA-MIN-SEG	Norte	Este	Cota	Norte	Este	Cota
PARADA 23															
1	134,886	51,659	1,131	134,872	52,650	0,969	12,00	-0,2629	09° 56' 59"	134,866	63,049	0,904	134,774	64,886	-1,031
2	135,068	51,526	1,504	135,021	52,523	1,611	7,28	6,1189	06° 07' 08"	135,002	62,920	1,654	134,862	60,131	2,427
3	135,091	51,358	1,739	135,045	52,296	2,092	5,80	20,6003	20° 36' 01"	135,027	62,670	2,233	134,781	58,693	4,273
4	135,109	51,202	2,018	135,041	52,052	2,547	8,60	31,8143	31° 48' 51"	135,014	62,391	2,758	134,567	57,981	6,237
5	135,101	50,808	2,140	135,077	51,510	2,856	7,30	45,6489	45° 32' 56"	135,067	61,790	3,142	134,893	56,899	8,353
6	135,104	50,611	2,348	135,092	51,020	3,266	7,18	65,9762	65° 58' 34"	135,087	61,183	3,631	135,001	54,105	10,189
7	135,156	50,178	2,520	135,172	50,154	3,524	5,00	88,3544	88° 21' 15"	135,178	60,144	3,924	135,258	60,029	8,922
8	135,125	49,812	2,195	135,206	49,418	3,115	7,00	68,3842	68° 23' 03"	135,238	49,281	3,482	135,603	46,514	9,833
9	135,104	49,513	2,158	135,172	48,787	2,860	7,28	44,3057	44° 18' 20"	135,189	48,812	3,139	135,692	43,326	8,224
10	135,218	48,822	2,264	135,265	47,956	2,771	9,54	30,3069	30° 18' 25"	135,285	47,611	2,973	135,750	39,388	7,787
11	135,208	48,451	1,948	135,252	47,497	2,254	8,17	17,7646	17° 45' 52"	135,270	47,117	2,376	135,845	39,345	4,889
12	135,216	48,907	1,496	135,248	47,806	1,581	7,00	3,7134	03° 42' 48"	135,261	47,207	1,587	135,484	40,225	2,040
13	135,267	48,850	1,569	135,285	47,890	1,280	7,81	-16,7512	16° 85' 45"	135,292	47,507	1,185	135,429	40,221	-1,029
PARADA 24															
1	133,053	51,638	1,288	133,008	52,637	1,180	6,78	-6,0290	05° 41' 85"	132,890	61,035	1,145	132,687	69,762	0,652
2	133,077	51,331	1,525	133,040	52,329	1,613	7,13	6,0357	05° 02' 06"	133,025	62,727	1,848	132,762	69,825	2,274
3	133,151	51,072	1,744	133,115	52,026	2,051	8,14	17,8264	17° 49' 35"	133,101	62,407	2,173	132,808	60,150	4,685
4	133,151	50,978	2,000	133,127	51,833	2,528	8,80	31,7170	31° 43' 01"	133,117	62,173	2,738	132,883	60,506	7,890
5	133,168	50,877	2,178	133,180	51,527	2,943	6,83	49,6482	49° 38' 46"	133,191	61,786	3,248	133,204	56,208	8,453
6	133,160	50,527	2,440	133,202	50,945	3,354	5,28	65,3148	65° 18' 53"	133,219	61,111	3,717	133,439	53,305	8,515
7	133,178	49,995	2,389	133,226	50,054	3,398	5,10	85,5733	85° 34' 23"	133,246	60,078	3,787	133,560	50,378	8,882
8	133,237	49,631	2,442	133,282	49,251	3,371	5,70	67,6132	67° 38' 47"	133,300	49,100	3,741	133,555	48,944	9,011
9	133,226	49,184	2,399	133,276	48,506	3,139	6,77	47,4262	47° 25' 34"	133,298	48,236	3,434	133,833	43,663	8,419
10	133,220	48,878	2,182	133,289	48,056	2,784	8,75	34,7384	34° 44' 18"	133,316	47,728	2,992	133,818	40,663	7,978
11	133,243	48,480	2,081	133,290	47,530	2,403	8,00	18,7027	18° 42' 09"	133,309	47,182	2,531	133,683	39,583	5,097
12	133,263	48,643	1,670	133,301	47,644	1,753	6,70	4,7460	04° 44' 45"	133,316	47,246	1,788	133,570	40,573	2,340
13	133,189	48,814	1,362	133,253	47,615	1,297	8,84	-3,7173	03° 83' 43"	133,276	47,216	1,271	133,843	40,401	0,828
PARADA 25															
1	131,248	51,408	1,445	131,207	52,386	1,291	7,68	-6,8344	08° 90' 44"	131,191	62,793	1,230	130,877	60,356	0,053
2	131,183	51,089	1,744	131,197	52,089	1,810	7,55	3,7780	03° 46' 33"	131,189	62,488	1,836	131,228	60,022	2,334
3	131,242	50,756	1,888	131,227	51,711	2,202	8,35	18,1886	18° 11' 54"	131,221	62,091	2,327	131,096	60,022	4,835
4	131,277	50,642	2,023	131,278	51,491	2,558	9,60	32,2655	32° 15' 55"	131,278	61,829	2,773	131,288	59,947	7,897
5	131,334	50,328	1,847	131,306	51,021	2,673	6,68	46,3089	46° 18' 31"	131,295	61,297	2,862	131,109	58,694	7,778
6	131,260	50,332	2,196	131,281	50,705	3,127	5,65	68,1354	68° 06' 07"	131,289	60,854	3,498	131,408	52,855	8,742
7	131,344	50,018	1,878	131,362	50,034	2,881	4,80	88,6245	88° 37' 28"	131,369	60,040	3,281	131,455	50,117	8,080
8	131,238	49,821	2,092	131,311	49,444	3,018	4,85	67,4787	67° 28' 36"	131,340	49,294	3,387	131,693	47,470	7,868
9	131,270	49,488	2,339	131,346	48,841	3,117	6,45	50,9299	50° 55' 47"	131,376	48,591	3,428	131,866	44,556	8,435
10	131,313	49,141	2,212	131,355	48,311	2,777	8,80	34,2099	34° 12' 35"	131,372	47,881	3,002	131,740	40,712	7,849
11	131,245	48,678	2,126	131,311	47,734	2,460	8,00	18,4406	18° 26' 26"	131,337	47,358	2,593	131,683	39,832	6,256
12	131,294	48,679	1,802	131,338	47,680	1,894	7,00	6,2668	05° 15' 23"	131,356	47,282	1,831	131,662	40,318	2,572
13	131,338	48,767	1,620	131,326	47,781	1,444	6,80	-10,1189	10° 47' 52"	131,321	47,387	1,374	131,240	40,694	0,179
PARADA 26															
1	129,380	51,476	1,331	129,290	52,467	1,197	7,70	-7,6895	07° 80' 51"	129,264	62,862	1,144	128,564	60,462	0,116
2	129,406	51,098	1,650	129,331	52,093	1,725	7,70	4,2899	04° 17' 23"	129,301	62,491	1,755	128,725	60,148	2,331
3	129,412	51,044	1,856	129,350	52,001	2,196	8,37	17,2620	17° 15' 43"	129,325	62,382	2,275	128,809	60,358	4,758
4	129,414	50,843	2,025	129,373	51,697	2,549	5,10	31,5032	31° 30' 11"	129,357	62,038	2,758	129,148	56,381	5,423
5	129,468	50,620	2,132	129,417	51,276	2,888	6,80	48,9855	48° 57' 55"	129,397	61,538	3,190	129,061	65,858	8,168

6	129,482	50,401	2,282	129,463	50,775	3,211	5,05	68,0435	68° 02' 43"	129,455	50,824	3,582	129,360	52,810	8,266
7	129,469	49,955	2,020	129,501	49,989	3,021	4,45	87,3284	87° 19' 45"	129,514	50,083	3,421	129,656	50,154	7,886
8	129,460	49,704	2,293	129,486	49,326	3,223	5,00	67,8334	67° 50' 00"	129,496	49,175	3,593	129,626	47,289	8,224
9	129,507	49,559	2,049	129,527	48,898	2,804	8,55	48,7850	48° 47' 05"	129,535	48,635	3,105	129,685	44,321	8,032
10	129,465	48,168	2,062	129,502	48,361	2,626	9,05	34,2687	34° 15' 59"	129,517	48,031	2,851	129,851	40,559	7,947
11	129,465	48,736	2,023	129,517	47,804	2,393	7,74	21,6223	21° 37' 20"	129,538	47,433	2,640	129,939	40,249	6,382
12	129,420	48,777	1,699	129,497	47,785	1,637	4,74	7,8963	07° 53' 46"	129,528	47,390	1,892	129,891	42,709	2,543
13	129,457	49,059	1,487	129,502	48,062	1,365	5,70	-6,7997	06° 67' 89"	129,570	47,665	1,321	129,775	42,811	0,846
PARADA 27															
1	127,534	51,768	1,354	127,498	52,777	1,197	4,76	-0,0143	09° 40' 02"	127,484	53,172	1,134	127,313	57,870	0,389

ARCHIVO: (REGES) LEVTO PARADAS 23 A 31 12H-42 (APRIL 20013).m

Página 3 de 4

2	127,549	51,544	1,732	127,526	52,545	1,788	8,50		3,2012	03° 12' 04"	127,517	52,944	1,810	127,322	61,429	2,285
3	127,628	51,303	1,895	127,586	52,256	2,303	8,33		17,8940	17° 53' 38"	127,569	52,638	2,426	127,220	60,556	4,885
4	127,565	50,893	2,005	127,568	51,723	2,587	10,00		34,1021	34° 06' 07"	127,569	52,054	2,791	127,598	60,335	8,398
5	127,552	50,724	2,267	127,578	51,385	3,022	8,46		48,7760	48° 46' 33"	127,588	51,848	3,323	127,756	55,902	8,182
6	127,595	50,244	2,154	127,613	50,687	3,056	4,70		65,0976	65° 05' 51"	127,620	50,835	3,429	127,704	52,813	7,692
7	127,518	50,017	2,254	127,574	50,011	3,256	4,73		86,7829	86° 46' 58"	127,596	50,009	3,655	127,860	49,880	8,378
8	127,571	49,822	2,076	127,603	49,486	3,012	5,65		69,0994	69° 05' 57"	127,616	49,324	3,386	127,796	47,318	8,664
9	127,535	49,590	2,111	127,572	48,946	2,683	6,45		50,1188	50° 07' 07"	127,587	48,690	3,190	127,824	44,561	8,140
10	127,546	49,334	2,139	127,621	48,478	2,659	9,05		31,1896	31° 10' 50"	127,651	48,137	2,866	128,327	40,424	7,552
11	127,569	49,108	1,868	127,611	48,170	2,317	8,32		20,4870	20° 28' 13"	127,632	47,796	2,457	128,063	40,014	5,369
12	127,540	49,043	1,820	127,602	48,045	1,907	6,70		4,9726	04° 58' 21"	127,627	47,647	1,942	128,041	40,885	2,962
13	127,526	49,002	1,554	127,562	48,016	1,365	8,80		-10,8440	10° 60' 78"	127,576	47,623	1,290	127,820	40,949	0,010
PARADA 28																
1	125,545	51,688	1,485	125,545	52,659	1,333	8,00		-8,7028	08° 82' 51"	125,545	53,054	1,272	125,545	60,882	0,062
2	125,531	51,484	1,810	125,539	52,488	1,872	8,00		3,5406	03° 32' 26"	125,542	52,883	1,897	125,606	60,870	2,391
3	125,574	51,031	2,057	125,546	51,886	2,366	8,48		17,8223	17° 55' 20"	125,535	52,368	2,489	125,288	60,441	5,102
4	125,557	50,878	2,197	125,554	51,713	2,753	8,22		39,6562	39° 39' 26"	125,553	52,048	2,875	125,528	58,888	7,531
5	125,551	50,621	2,191	125,569	51,271	2,865	8,60		49,5985	49° 35' 54"	125,576	51,530	3,260	125,730	57,102	9,809
6	125,585	50,203	2,163	125,569	50,628	3,072	4,30		64,8288	64° 55' 47"	125,605	50,787	3,434	125,865	52,618	7,329
7	125,574	50,009	2,306	125,615	50,017	3,308	4,15		87,6127	87° 36' 45"	125,631	50,020	3,708	125,801	50,053	7,854
8	125,576	49,739	2,257	125,620	49,383	3,194	4,00		69,0518	69° 03' 08"	125,638	49,241	3,568	125,852	47,502	8,144
9	125,571	49,628	2,119	125,648	48,967	2,872	8,55		48,8181	48° 38' 57"	125,879	48,704	3,172	126,161	44,403	8,087
10	125,565	49,335	2,173	125,649	48,482	2,711	9,00		32,1156	32° 06' 56"	125,882	48,145	2,924	126,429	40,559	7,708
11	125,608	48,947	2,119	125,650	48,011	2,479	8,00		21,0162	21° 01' 05"	125,887	47,838	2,622	126,801	40,178	5,492
12	125,587	48,976	1,886	125,633	47,977	1,975	6,60		4,4028	04° 24' 10"	125,851	47,579	2,006	126,854	41,005	2,512
13	125,522	49,093	1,648	125,589	48,114	1,450	6,65		-11,3994	11° 63' 88"	125,630	47,723	1,371	126,141	41,224	0,057
PARADA 29																
1	123,685	51,386	1,505	123,655	52,353	1,336	12,00		-8,6989	09° 81' 86"	123,639	52,747	1,269	123,161	64,566	-0,753
2	123,734	51,048	1,794	123,719	52,047	1,878	7,65		4,6919	04° 41' 30"	123,713	52,446	1,909	123,599	60,089	2,534
3	123,762	50,862	1,825	123,674	51,804	2,257	8,23		19,3367	19° 20' 12"	123,639	52,280	2,389	122,917	60,012	5,115
4	123,761	50,814	2,227	123,718	51,758	2,770	9,35		32,7220	32° 43' 19"	123,701	52,094	2,888	123,301	59,950	8,040
5	123,805	50,689	2,367	123,737	51,376	3,095	6,85		46,5203	46° 31' 12"	123,710	51,850	3,385	123,248	56,340	8,356
6	123,672	50,359	2,401	123,732	50,749	3,323	5,70		68,8305	68° 49' 49"	123,756	50,905	3,691	124,097	53,121	8,931
7	123,734	50,036	2,334	123,749	50,047	3,337	2,00		89,8375	88° 56' 15"	123,755	50,051	3,737	123,785	50,073	5,737
8	123,772	49,681	2,038	123,776	49,335	2,981	9,30		69,8500	69° 50' 59"	123,778	49,187	3,557	123,815	45,994	12,087
9	123,755	49,786	2,016	123,772	49,116	2,761	7,00		48,0249	48° 01' 28"	123,779	48,849	3,058	123,898	44,168	8,262
10	123,780	49,433	2,110	123,781	48,600	2,668	9,38		33,8084	33° 48' 30"	123,789	48,268	2,891	123,886	40,476	6,110
11	123,711	48,189	1,891	123,733	48,242	2,321	8,40		19,2071	19° 12' 25"	123,742	47,864	2,453	123,826	39,934	3,216
12	123,720	49,204	1,864	123,761	48,203	1,941	7,55		4,3950	04° 23' 42"	123,777	47,805	1,872	124,085	40,283	2,550
13	123,749	49,259	1,638	123,763	48,261	1,541	8,00		-5,5508	05° 73' 44"	123,769	47,883	1,502	123,880	39,901	0,728
PARADA 30																
1	121,825	51,401	1,626	121,762	52,394	1,487	12,00		-7,9641	07° 57' 81"	121,779	52,790	1,432	121,384	64,668	-0,231
2	121,859	51,410	1,892	121,822	52,406	2,000	7,47		6,1844	06° 11' 03"	121,807	52,803	2,043	121,532	60,225	2,848
3	121,827	51,164	2,148	121,837	52,114	2,470	8,45		18,7230	18° 43' 22"	121,841	52,493	2,998	121,925	60,485	5,311
4	121,866	51,048	2,384	121,891	51,894	2,924	9,28		32,5387	32° 32' 18"	121,901	52,231	3,139	122,132	60,051	8,131
5	121,880	50,759	2,483	121,903	51,409	3,247	6,50		49,5917	49° 35' 29"	121,912	51,868	3,552	122,061	55,879	8,501
6	121,887	50,351	2,385	121,931	50,740	3,309	5,50		67,0386	67° 02' 18"	121,949	50,895	3,677	122,180	53,027	8,742
7	121,873	50,041	2,345	121,917	50,058	3,348	4,50		87,2864	87° 17' 10"	121,935	50,068	3,748	122,132	50,147	8,243
8	121,860	49,881	2,194	121,895	49,509	3,125	5,20		68,1327	68° 07' 57"	121,909	49,361	3,496	122,090	47,432	8,322
9	121,867	49,770	2,156	121,900	49,103	2,911	6,70		48,4310	48° 25' 51"	121,913	48,636	3,210	122,133	44,398	8,223
10	121,880	49,657	2,084	121,883	48,627	2,650	9,35		34,2809	34° 16' 51"	121,892	48,497	2,875	122,106	40,774	8,142
11	121,841	49,439	2,068	121,862	48,491	2,387	8,28		19,1348	19° 08' 05"	121,870	48,113	2,968	122,044	40,293	5,242
12	121,827	49,283	1,826	121,834	48,283	2,013	7,52		4,9721	04° 58' 19"	121,837	47,885	2,048	121,889	40,393	2,699
13	121,863	49,187	1,770	121,856	48,172	1,651	12,00		-8,8195	08° 89' 51"	121,851	47,775	1,604	121,695	33,861	0,179
PARADA 31																
1	119,902	51,518	1,578	119,860	52,518	1,578	8,55		0,0000	00° 00' 00"	119,843	52,918	1,578	119,568	59,462	1,578
2	119,899	51,400	1,857	119,870	52,398	1,952	7,00		5,4353	05° 26' 07"	119,858	52,796	1,890	119,656	58,762	2,653
3	119,914	51,429	2,160	119,894	52,383	2,473	8,42		18,1605	18° 09' 37"	119,886	52,763	2,598	119,718	60,762	5,222
4	119,870	50,851	2,198	119,875	51,697	2,738	8,12		32,5485	32° 32' 58"	119,877	52,034	2,853	119,917	58,879	7,322
5	119,881	50,593	2,204	119,869	51,262	2,951	6,55		48,1484	48° 08' 54"	119,864	51,529	3,249	119,888	55,898	8,128
6	120,005	50,302	2,280	119,898	50,711	3,208	5,10		65,8358	65° 56' 08"	119,895	50,874	3,571	119,960	52,953	8,228
7	119,942	49,998	2,257	119,953	50,023	3,259	4,60		88,4386	88° 26' 18"	119,957	50,033	3,659	120,008	50,148	8,257
8	119,909	49,889	2,250	119,943	49,509	3,177	5,00		67,6288	67° 37' 47"	119,957	49,357	3,547	120,126	47,462	8,171
9	119,901	49,846	2,026	119,953	49,184	2,778	7,25		48,5545	48° 33' 16"	119,974	48,820	3,078	120,350	44,136	8,512
10	119,931	50,045	1,688	119,958	49,228	2,268	8,68		35,4499	35° 26' 59"	119,969	48,802	2,500	120,202	41,835	7,534
11	119,951	49,470	2,003	119,974	48,523	2,334	8,64		19,2605	19° 15' 37"	119,983	48,145	2,466	120,181	39,891	5,316
12	119,922	49,256	1,857	119,960	48,261	1,857	8,30		5,7235	05° 43' 24"	119,975	47,853	1,897	120,290	39,611	2,825
13	119,932	48,206	1,709	119,996	48,211	1,592	6,90		-6,6928	06° 81' 75"	120,022	47,815	1,545	120,461	40,876	0,741

BLASTROCNIC

SECTOR NORTE PARRILAS-AREA11

Date/Time Vert at 02:48:38 July 21, 2008
 Trigger Source Geo: 0.810 mm/s
 Range Geo: 254 mm/s
 Record Time 10.75 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps
 Job Number: 828

Serial Number BE10881 V 8.01-8.0 MiniMate Plus
 Battery Level 6.0 Volts
 Calibration February 8, 2008 by Instantel Inc.
 File Name L881CAHU.H00
 Scaled Distance 34.8 (22.0 m, 0.4 kg)

Notes
 Location: Chumbivilcas-Quinota
 Client: Dynacor
 User Name: Geotecnia
 General:

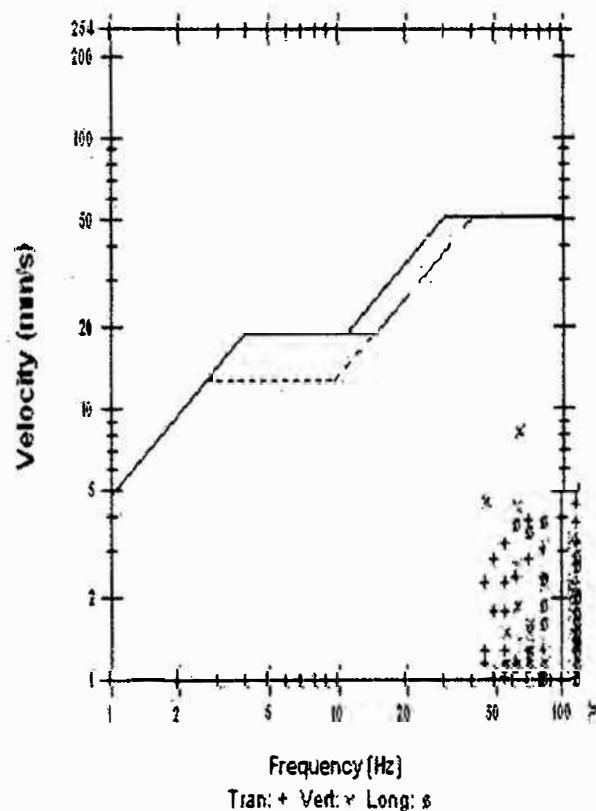
Extended Notes

Post Event Notes

Microphone Linear Weighting
 PSPL <0.500 pa(L) at -0.250 sec
 ZC Freq N/A
 Channel Test Check (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	4.95	8.25	3.94	mm/s
ZC Freq	>100	84	85	Hz
Time (Rel. to Trig)	7.734	5.478	5.480	sec
Peak Acceleration	0.345	0.358	0.292	g
Peak Displacement	0.00882	0.0191	0.00794	mm
Sensorcheck	Check	Passed	Passed	
Frequency	8.8	7.5	7.5	Hz
Overswing Ratio	3.7	3.8	4.0	

USBM R18507 And OSMRE



Date/Time Tran at 12:01:58 February 15, 2008
 Trigger Source Geo: 0.610 mm/s
 Range Geo: 254 mm/s
 Record Time 16.25 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps
 Job Number: 748

Serial Number BE10961 V 8.01-8.0 MiniMate Plus
 Battery Level 6.3 Volts
 Calibration February 6, 2006 by Instante! Inc.
 File Name L861C2FT.FAQ
 Scaled Distance 41.1 (28.0 m, 0.4 kg)

Notes

Location:

Client:

User Name:

General:

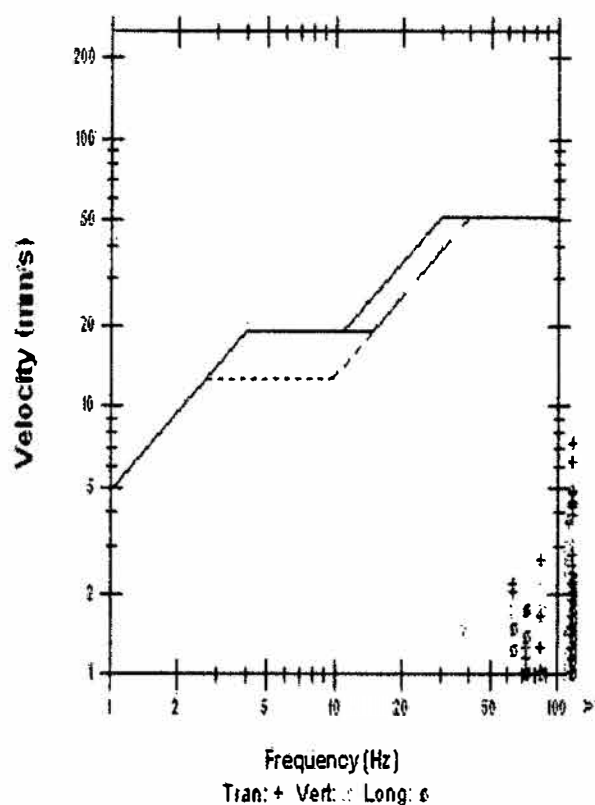
Extended Notes

Post Event Notes

Microphone Linear Weighting
 PSPL 0.500 pa(L) at 11.781 sec
 ZC Freq >100 Hz
 Channel Test Check (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	7.37	3.94	2.29	mm/s
ZC Freq	>100	>100	>100	Hz
Time (Rel. to Trig)	7.213	7.209	7.212	sec
Peak Acceleration	0.530	0.371	0.292	g
Peak Displacement	0.00862	0.00471	0.00291	mm
Sensorcheck	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.5	7.5	7.3	Hz
Overswing Ratio	3.9	3.8	4.1	

USBM RJ8507 And OSMRE



Date/Time: Long at 02:50:55 February 2, 2008
 Trigger Source: Geo: 0.610 mm/s
 Range: Geo: 254 mm/s
 Record Time: 7.25 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps
 Job Number: 52

Serial Number: BE10861 V 8.01:8.0 MiniMate Plus
 Battery Level: 6.3 Volts
 Calibration: February 6, 2006 by Instante! Inc.
 File Name: L861C1R1.8V0
 Scaled Distance: 15.5 (13.0 m, 0.7 kg)

Notes

Location:

Client:

User Name:

General:

Extended Notes

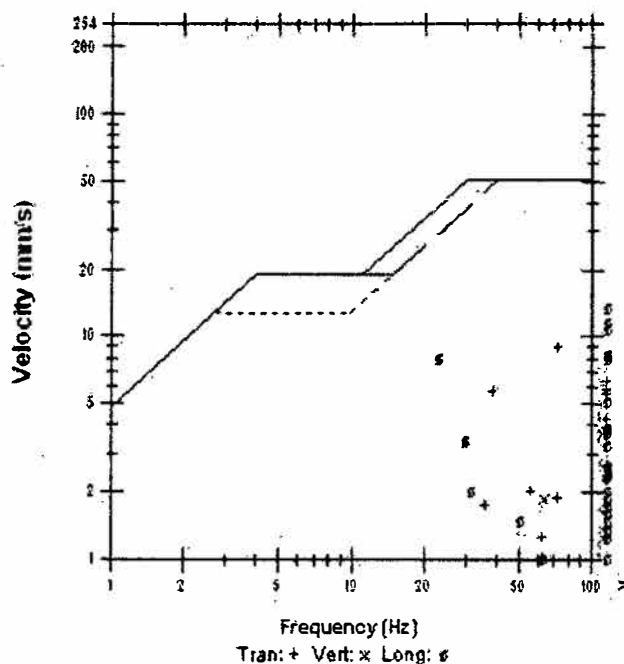
Post Event Notes

Microphone: Linear Weighting
 PSPL: 0.500 pa.(L) at 2.708 sec
 ZC Freq: >100 Hz
 Channel Test: Check (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	9.02	7.11	13.6	mm/s
ZC Freq	73	>100	>100	Hz
Time (Rel. to Trig)	4.138	2.712	4.138	sec
Peak Acceleration	0.716	0.915	1.76	g
Peak Displacement	0.0146	0.00639	0.0393	mm
Sensorcheck	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.4	7.5	7.6	Hz
Overswing Ratio	3.9	3.7	4.0	

Peak Vector Sum: 17.5 mm/s at 4.138 sec

USBM R8507 And OSMRE



Date/Time Long at 19:05:14 March 20, 2009
 Trigger Source Geo: 1.00 mm/s
 Range Geo: 254 mm/s
 Record Time 12.25 sec (Auto=9Sec) at 1024 sps
 Job Number 1

Serial Number BE 10580 V 8:12-8.0 MiniMate Plus
 Battery Level 6.1 Volts
 Calibration February 13, by Instanial Inc.
 File Name L580CMZ9.0G0

Notes

Post Event Notes
 MONITORED

	Tran	Vert	Long	
PPV	35.4	45.5	22.9	mm/s
ZC Freq	27	>100	73	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.131	0.079	0.146	sec
Peak Acceleration	1.54	3.09	1.41	g
Peak Displacement	0.126	0.126	0.0876	mm
Sensorcheck	Disabled	Disabled	Disabled	
Frequency	---	---	---	Hz
Overswing Ratio	---	---	---	

Peak Vector Sum 51.7 mm/s at 0.133 sec

USBM RI8507 And OSMRE

