

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**DISEÑO DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA LA MINA
COLOMBIA, CVG MINERVEN, EL CALLAO, ESTADO BOLÍVAR.**

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Br.
López Jiménez Carlos Ramón.

Caracas, junio 2005

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**DISEÑO DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA LA MINA
COLOMBIA, CVG MINERVEN, EL CALLAO, ESTADO BOLÍVAR.**

Tutor Académico: Prof. Omar Marquez

Tutor Industrial: Ing. José Monsalve

Trabajo Especial de Grado
Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Br.
López Jiménez. Carlos Ramón.

Caracas, junio 2005

DEDICATORIA

Se la dedico a mis
Padres, hermana y amigos.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a dios todo poderoso por darme la oprtunidad de realizar esta meta.

A la Universidad Central de Venezuela por haberme brindado la oportunidad de ejercer mi carrera y a sus profesores por sus conocimientos, dedicacion, experiencia y sabiduría la cual es parte fundamental en el logro de nuestra metas profesionales.

A la empresa CVG MINERVEN C.A. por darme la oportunidad de realizar mi trabajo especial de grado.

A mi tutor industrial Ing. Jose Monsalve, por su investigaciones, dedicacion y conocimientos para la realiacion de este trabajo.

A mis tutores academicos Prof. Alex Villanueva por su dedicacion, conocimientos y experiencia en el inicio y desarrollo de la investigación; y al Prof. Omar Marquez por haber aceptado ser parte de este proyecto.

A toda la Superintendencia de minas, departamento de planificación de minas, departamento de topografía de CVG MINERVEN C.A.; ademas de la direccion y departamento de minas de la escuela de Geologia, Minas y Geofísica, por el apoyo prestado.

Finalmente a Clara Viana, Eunice Mercedes Silva, Maria Teresa Espinoza, Vicente Arcelus y todas aquellas personas que de una u otra forma son parte de este triunfo.

A TODOS MIS ETERNOS AGRADECIMIENTOS.

Carlos R. Lopez J.

Lopez J. Carlos R.

DISEÑO DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PARA LA MINA COLOMBIA, CVG MINERVEN, EL CALLAO, ESTADO BOLÍVAR.

Tutor Académico: Prof. Omar Marquez. Tutor Industrial: Ing. José Monsalve. Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Ingeniería de Minas. 2005, 205pag

Palabras claves: Mina, explotación, vetas, Stockwork, oro, subterráneo.

Resumen. El objetivo de este trabajo es elaborar el plan de explotación para el aprovechamiento de las reservas auríferas las cuales se estiman en 449.834 ton y con un tenor promedio de 33,8 gr/ton de la zona conocida como el Bolsón, entre los niveles 5 y 6 de la mina Colombia, perteneciente a CVG MINERVEN. El Bolsón es un sistema ramificada de vetas y vetillas entrecruzadas formando un depósito tipo Stockwork. Esta zona tiene dimensiones de 90 metros de espesor por aproximadamente 80 metros de longitud y se encuentra localizada entre los niveles 4 y 7 de la mina Colombia.

El aprovechamiento de los recursos del Bolsón se realizará por el método PostPillar Stopping, mediante subniveles en los cuales se construirán galerías de producción para la extracción de mineral. Los subniveles se construirán en cámaras de 5 metros de alto dejando 10 metros de separación entre pilares que se encargan de soportar el techo. Esta separación es suficiente para la operación de los equipos. También se realizarán chimeneas de ventilación y de traspaso de mineral así como una rampa de comunicación entre los niveles 5 y 6 la cual también servirá para acceso a las reservas de los subniveles superiores.

Las reservas recuperables se estiman en 414.871ton y debido a la dilución durante la explotación el tenor promedio será 31,6 gr/ton. Se plantea la extensión de la infraestructura para el suministro de servicios en la zona, la colocación de 2 ventiladores auxiliares en el diseño de la zona a intervenir.

INDICE

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
RESUMEN.....	iv
INTRODUCCION.....	x
CAPITULO I EL PROBLEMA.....	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.2 OBJETIVOS.....	2
1.2.1 OBJETIVO GENERAL.....	2
1.2.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS.....	2
1.3 ALCANCES.....	3
1.4 JUSTIFICACIÓN.....	3
CAPITULO II LA EMPRESA.....	5
2.1. RESEÑA HISTÓRICA.....	5
2.2 POLÍTICAS DE LA EMPRESA.....	7
2.2.1 MISIÓN.....	7
2.2.2 VISIÓN.....	8
2.2.3 PRINCIPIOS Y VALORES.....	8
2.2.4 ESTRATEGIAS.....	8
2.3. ESTRUCTURA ORGANIZATIVA DE LA EMPRESA.....	9
2.4. LOCALIZACIÓN Y ACCESO.....	10
2.5. GEOGRAFIA FÍSICA.....	11
2.5.1 CLIMA.....	11
2.5.2 VEGETACIÓN.....	11
2.5.3 TOPOGRAFÍA.....	12
2.5.4 DRENAJE.....	12
2.6. GEOLOGÍA REGIONAL.....	12
2.6.1 PROVINCIA IMATACA.....	12
2.6.2 PROVINCIA PASTORA.....	13
2.6.3 PROVINCIA DE CUCHIVERO-AMAZONAS.....	15
2.6.4 PROVINCIA RORAIMA.....	15
2.7. GEOLOGÍA LOCAL.....	16
2.7.1 ROCA CAJA.....	17
2.7.2 VETAS.....	18
2.7.3. DIQUES.....	19
2.8. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	19
2.9. MINERALOGÍA Y PETROLOGÍA.....	22
2.9.1 MINERALOGÍA.....	22
2.9.2 PETROLOGÍA.....	23
2.10. RECURSOS Y RESERVAS.....	25
CAPITULO III MARCO TEORICO.....	27
3.1 EVALUACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS.....	27
3.1.1 MÉTODOS CLÁSICOS O GEOMÉTRICOS.....	27
3.1.2. MÉTODO DE PONDERACIÓN.....	31
3.1.3. MÉTODOS GEOESTADÍSTICOS.....	32
3.2. CONSIDERACIONES GEOMECAÑICAS.....	33
3.2.1. CLASIFICACIÓN DE DEERE.....	34
3.2.2. CLASIFICACIÓN DE BENIAWSKI.....	34
3.2.3. CLASIFICACIÓN DE BARTON, LIEN Y LUNDE.....	38

3.2.5. SOSTENIMIENTO EN TÚNELES Y GALERIAS	45
3.3 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS	55
3.3.1. SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	56
3.3.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN	58
3.4 OPERACIONES BÁSICAS Y AUXILIARES.....	76
3.4.1. PERFORACIÓN	76
3.4.3. CONEXIÓN Y ENCENDIDO	80
3.4.4. CARGA Y TRANSPORTE DE MINERAL.....	81
3.4.5. VENTILACIÓN	84
3.4.6. DRENAJE	95
3.4.7. AIRE COMPRIMIDO.....	98
3.5 CONSIDERACIONES SOBRE EL MERCADO	100
3.6 PLANIFICACIÓN DE MINAS	101
3.5.1. PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO	102
3.5.2. PLANIFICACIÓN A CORTO PLAZO	103
CAPITULO IV MARCO METODOLÓGICO	104
4.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	104
4.2 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	104
4.3 POBLACIÓN Y MUESTRA	104
4.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS	105
4.4.1. TÉCNICAS.....	105
4.4.2. INSTRUMENTOS	105
4.5 ANÁLISIS DE DATOS	105
CAPITULO V MÉTODO ACTUAL DE EXPLOTACIÓN.....	106
5.1. LABORES MINERAS	106
5.2. NIVELES DE PRODUCCIÓN	108
5.3 PRODUCCIÓN DE MINERAL.....	109
5.4. BLOQUES DE EXPLOTACIÓN	110
5.4.1. EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES	113
5.4.2. EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN.....	114
5.4.3. PARÁMETROS DE OPERACIONES MINERAS	115
5.5 OPERACIONES UNITARIAS	117
5.5.1. PERFORACIÓN	117
5.5.3 CARGA DE LOS BARRENOS	119
5.5.4. CONEXIÓN Y ENCENDIDO	120
5.5.5. VOLADURA.....	120
5.5.6. RIEGO Y ACUÑE	121
5.5.7. CARGA Y TRANSPORTE DE MATERIAL	122
5.5.8. FRAGMENTACIÓN SECUNDARIA.....	126
5.5.9. EXTRACCIÓN DE MINERAL.....	126
5.5.10 VENTILACIÓN	128
CAPITULO VI CARACTERIZACIÓN DE “EL BOLSON”	139
6.1. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA	139
6.1.1. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL.....	139
6.1.2. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL.....	140
6.1.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.....	141
6.2. RECONOCIMIENTO GEOLÓGICO.....	143
6.2.1. REALIZACIÓN DE LOS SONDEOS	143
6.3. LEVANTAMIENTOS GEOLÓGICOS.....	147
6.4. MODELACIÓN GEOLÓGICO ESTRUCTURAL DE “EL BOLSON”	149

6.5 EVALUACIÓN DE RESERVAS	152
CAPITULO VII EXPLOTACIÓN POR EL MÉTODO “POST PILLAR STOPING”	155
7.1 CONDICIONES GENERALES.....	155
7.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	156
7.3 EXPLOTACIÓN POR EL MÉTODO “POST PILLAR STOPING”	157
7.4 SUBNIVELES DE EXPLOTACIÓN	158
7.5 LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN	159
7.5.2. DELIMITACIÓN DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN	161
7.5.2. DELIMITACIÓN DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN	161
7.5.3. COLADEROS DE PRODUCCIÓN.....	162
7.5.4. CHIMENEAS DE SERVICIO, VENTILACIÓN Y RELLENO.....	162
7.5.5. PREPARACIÓN DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN	163
7.5.6. CONTROL DE DILUCIÓN Y PÉRDIDA DE MINERAL.....	165
CAPITULO VIII PLANIFICACIÓN DE MINAS.....	166
8.1. METAS DE PRODUCCIÓN	166
8.2. ESQUEMA OPERATIVO	167
8.3. SELECCIÓN DE LOS EQUIPOS DE MINERÍA.....	167
8.3.1. EQUIPOS DE ARRANQUE.....	168
8.3.2. EQUIPOS DE CARGA.....	170
8.3.3. EQUIPOS DE ACARREO.....	172
8.4 SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN	177
8.5. CICLO DE EXPLOTACIÓN.....	179
8.5.1. PERFORACIÓN	180
8.5.2. VOLADURA.....	181
8.5.3. CARGA Y ACARREO DEL MATERIAL FRAGMENTADO.....	183
8.5.4. RELLENO.....	184
8.5.5. EXTRACCIÓN	186
8.6 OPERACIONES AUXILIARES.....	187
8.6.1 VENTILACIÓN	187
8.6.2 DRENAJE	189
8.6.3 AIRE COMPRIMIDO.....	189
8.6.4 ELECTRICIDAD	190
CAPITULO IX CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	191
9.1. CONCLUSIONES.....	191
9.2. RECOMENDACIONES	192
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA.....	193

INDICE DE FIGURAS

Figura 2. 1 Mapa de las 12 concesiones otorgadas a CVG MINERVEN.....	6
Figura 2. 2 Organigrama de la empresa.....	9
Figura 2. 3 Accesos a la mina Colombia.....	10
Figura 2. 4 Geología Regional del área en estudio.....	14
Figura 2. 5 Estrcturas mineralizadas y fallas de la mina Colombia	20
Figura 5. 1 Labores de preparación	108
Figura 5. 2 Niveles de producción y sistema de extracción	109
Figura 5. 3 Bloque de Explotación.....	112

Figura 5. 4 Accesos hacia una Cámara de Explotación.....	113
Figura 5. 5 Mineros utilizando equipo de perforación manual.....	118
Figura 5. 6 Equipo de perforación mecanizado	119
Figura 5. 7 Forma de realizar el amarre.....	121
Figura 5. 8 Minero en proceso de acuñamiento de techo	122
Figura 5. 9 Cargador TORO 301	123
Figura 5. 10 Distribución de los equipos de acarreo en la mina.....	124
Figura 5. 11 Rastrillo	125
Figura 5. 12 Skip para le extracción de mineral y transporte de personal.....	127
Figura 5. 13 Sistema de extracción de mineral (Izadora).....	127
Figura 5. 14 Sistema de ventilación de la mina Colombia	130
Figura 5. 15 Ventiladores de extracción del pozo América	130
Figura 5. 16 Ventiladores de extracción del pozo Mocupia.....	131
Figura 5. 17 Sistema de bombeo de la mina Colombia.....	134
Figura 6. 1 Ubicación de los pilares y estaciones en el estudio de mecánica de rocas	140
Figura 6. 2 Colocación de los pernos para el sostenimiento de bloques	143
Figura 6. 3 Sección transversal del bolsón	149
Figura 6. 4 Representación de las líneas de contorno	150
Figura 6. 5 Representación de un modelo geológico.....	151
Figura 6. 6 Semi variograma del Bolsón	153
Figura 6. 7 Modelo de bloque.....	153
Figura7. 1 Localización y avance de la rampa entre los niveles 5 y 6	161
Figura7. 2 Límites mineralizados	162
Figura7. 3 Esquema de las chimeneas y coladeros de producción.....	163
Figura 7. 4 Ubicación de las principales infraestructuras en el nivel 6.....	164
Figura7. 5 Vista en tres dimensiones de la ubicación de la rampa ARB1 en el Bolsón	165

INDICE DE TABLAS

Tabla 2. 1 Condiciones climáticas de la zona de estudio	11
Tabla 2. 2 Mineralogía de las vetas en la mina Colombia.....	23
Tabla 2. 3 Petrología de las rocas en la mina Colombia.	24
Tabla 2. 4 Composición mineralógica de las rocas	24
Tabla 2. 5 Comportamiento mecánico de las rocas en la mina Colombia	25
Tabla 3. 1 Clasificación de Deere.....	34
Tabla 3. 3 Elementos que conforman el Magnafrac.....	79
Tabla 3. 4 Composición química del aire puro seco	85
Tabla 5. 1 Producción de Mineral para el año 2004.....	110
Tabla 5. 2 Adquisición y tamaño de los equipos en la mina Colombia	125
Tabla 5. 3 Ventiladores principales mina Colombia	129
Tabla 5. 4 Datos técnicos del sistema de bombeo de la mina Colombia.....	134
Tabla 5. 5 Resultados de los aforos realizados en la mina Colombia	135
Tabla 5. 6 Consumo de aire para la mina Colombia	135
Tabla 5. 7 Pulmones del sistema de aire comprimido	137
Tabla 5. 8 Ubicación de los principales servicios de mina.....	138
Tabla 6. 1 Formato análisis químico	145

Tabla 6. 2 Litología	146
Tabla 6. 3 Código de roca empleado para la mina Colombia	146
Tabla 6. 4 Tenores	146
Tabla 6. 5 Topografía	146
Tabla 8. 1 Capacidad de cucharón y producción de cargadores propuestos	172
Tabla 8. 2 Método de perforación por barrenos horizontales.....	181
Tabla 8. 3 Método de perforación por barrenos inclinados.....	181
Tabla 8. 4 Patrón de voladura de galerías en desarrollo.....	182
Tabla 8. 5 Esquema de una estación de carga	183
Tabla 8. 6 Mineral a explotar en cada subnivel:.....	186
Tabla 8. 7 Rendimiento de los Skips	186
Tabla 8. 8 Equipos operativos nivel 6	187
Tabla 8. 9 Caudal en función de la productividad.....	188
Tabla 8. 10 Cuadro resumen caudales.....	189
Tabla 8. 11 Consumo de agua en el nivel 6.....	189

INTRODUCCION

Entre las empresas auríferas que realizan minería a gran escala en Venezuela se encuentra CVG MINERVEN, localizada en el Distrito Aurífero de El Callao, en el Estado Bolívar.

Actualmente la empresa alcanza una producción de 700 toneladas diarias de mineral aurífero proveniente de la mina Colombia cuya explotación se realiza por los métodos de “Cámaras y Pilares” y “Cámaras Almacén”. La mina tiene 480 metros de profundidad y cuenta con 6 niveles en explotación y uno en desarrollo (nivel 7) mas una estación de carga por debajo de este, que es donde se realiza la carga de material para su extracción hasta la superficie.

Este trabajo se circunscribirá a un área específica del yacimiento como lo es “El Bolsón” en el nivel 6 de la mina Colombia, para obtener los parámetros de diseño de la explotación, con el fin de establecer una óptima y eficiente recuperación de las reservas mineras.

De la misma forma el estudio planteado presenta el diseño de las galerías de producción para recuperar tales reservas y se plantea el diseño de ventilación mas adecuado para la zona. También se presenta una eficiente secuencia de operaciones como son: perforación, voladura, ruego y cuña, carga y acarreo de mineral, así como los desarrollos de los servicios de infraestructura para las labores de mina.

El presente trabajo esta estructurado de manera que se presenta al inicio las generalidades de la investigación, con la finalidad de exponer el planteamiento del problema, los objetivos planteados y la justificación del trabajo. Luego se exponen los antecedentes y las características de la empresa, así como también el marco teórico del trabajo, que muestran las bases teóricas que se utilizaron para la realización de los análisis de este estudio.

La geología del área en estudio es una parte importante del presente trabajo, ya que muestra las características de la estructura que se plantea explotar. Se describe ademas la evaluación del yacimiento que la empresa realizó con el uso del software minero GEMCOM.

Para terminar se presentan las características técnicas para la explotación de reservas minerales, el esquema y secuencia de las actividades para la determinación del ritmo y la capacidad de producción.

CAPITULO I EL PROBLEMA

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Debido a las altas reservas encontradas recientemente en la zona mineralizada conocida como “El Bolsón”, la empresa CVG MINERVEN se ha planteado la conveniencia de aumentar la productividad de sus operaciones y la recuperación de reservas en esta zona, cambiando el método de explotación, con la finalidad de disminuir los costos de producción.

“El Bolsón” es un sistema ramificado de vetillas entrecruzadas formando un deposito tipo “Stockwork”. Esta zona tiene unas dimensiones de 90 metros de espesor por aproximadamente 80 metros de longitud y se encuentra localizada entre los niveles 4 y 7 de la Mina Colombia, mas aún, los sondeos geológicos indican que este cuerpo se extiende por debajo del nivel 7. Las reservas en esta área mineralizada se estiman en 402987 t., con un tenor promedio de 30,05 gr/ton.

Sin embargo, la mina produce actualmente 20.000 toneladas por mes aproximadamente de mineral con un tenor de 11 a 12 gr/ton de oro recuperado. Las vetas explotadas actualmente tienen un tenor entre 8 y 20 gr/ton, con potencias que varían de 1 a 8 m para la veta Colombia y de 0,2 a 2 metros para la veta América.

Un método utilizado actualmente por la empresa es “cámaras almacén”, en el cual se utiliza el mismo mineral arrancado como apoyo para avanzar en la explotación, se extrae un porcentaje de mineral esponjado después de la voladura en la cámara y sólo cuando la cámara alcanza la base del pilar de protección, por debajo del nivel superior se puede vaciar la cámara completamente. Otro método es “cámaras y pilares”, que consiste en dejar unas columnas de soporte del mismo mineral para el sostén del techo, y así evitar los derrumbes de las cámaras de explotación.

Debido a que con estos métodos se deja gran cantidad de mineral sin recuperar (se obtiene un 80 % de recuperación) y la productividad es baja, ya que se requiere mucho

personal trabajando en cada frente, por la ausencia de mecanización, se planteó la conveniencia de cambiar el método de explotación por otro que permita una mayor productividad y recuperación de reservas.

Además de las características particulares de las reservas en “El Bolsón”; se puede observar que su configuración geométrica es diferente, lo que también exige una revisión del método de explotación, a fin de lograr una mayor adaptación a tales particularidades.

De modo que se ha realizado un estudio completo de un método propuesto, determinando cuáles son las condiciones de aplicación del mismo, cuales son sus ventajas y desventajas, así como de las mejoras de las instalaciones de los servicios de mina como son: agua, ventilación, aire comprimido, electricidad.

Igualmente se ha desarrollado un estudio sobre los requerimientos de personal, esquema operativo de trabajo y de los equipos necesarios para asegurar la adecuada aplicación del nuevo método de explotación.

1.2 OBJETIVOS

1.2 .1 OBJETIVO GENERAL

Establecer un método alternativo de explotación para el área de “El Bolsón” entre los niveles 5 y 6, en la Mina Colombia, localizada en las cercanías de El Callao, estado Bolívar, perteneciente a la empresa CVG MINERVEN, para obtener una mayor recuperación de las reservas, junto con una mayor productividad y, en consecuencia, obtener mayores beneficios económicos de la explotación minera.

1.2.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Evaluar la estructura geológica y las reservas de “El Bolsón”.
- Analizar los diferentes métodos de explotación subterráneos.
- Seleccionar el método de explotación más adecuado para obtener la mayor recuperación posible.

- Determinar los equipos apropiados para llevar a cabo las labores de explotación.
- Evaluar los servicios existentes de mina.
- Establecer los nuevos requerimientos de servicios de mina.
- Establecer los requerimientos de personal y el esquema operativo de trabajo.
- Diseñar el método de explotación adecuado para “El Bolsón”.

1.3 ALCANCES

Los alcances mas importantes que se han logrado a través de la realización de este trabajo son los siguientes:

- Evaluación de las reservas del área de “El Bolsón”, ubicado en la mina Colombia, permitiendo identificar el potencial minero del mismo y su aprovechamiento optimo.
- Caracterización del macizo rocoso para conocer las dimensiones de los pilares y la distancia de separación entre los mismos y dimensionar otras obras subterráneas.
- Análisis de los diferentes métodos de explotación subterráneos para seleccionar el más óptimo tomando en cuenta las condiciones dadas en “El Bolsón”.
- Determinación de los parámetros de producción y esquemas operativos aplicables, útiles para efectos de la programación y control de las operaciones unitarias.
- Diseño de voladura, así como el calculo del consumo de explosivos y accesorios.
- Análisis de los servicios de mina y determinación de los nuevos requerimientos de infraestructuras para el área.

1.4 JUSTIFICACIÓN

Debido al cambio de la estructura geológica y configuración del yacimiento, en el área en estudio se ha planteado cambiar el método de explotación. Para esta razón se hizo una evaluación de los métodos de explotación para seleccionar uno, o una combinación de ellos, que más se adapte a las características particulares del yacimiento. También se

considera incorporar una mayor mecanización y de esta forma lograr mayores índices de productividad con nueva tecnología.

Al aumentar la mecanización de los equipos se beneficiaría en gran parte a los empleados de la empresa, ya que el esfuerzo físico sería menor, disminuyendo los riesgos de accidentes producidos por agotamiento y, al disminuir la cantidad de personas trabajando en el frente habría menos probabilidad de accidentes, lo cual permitiría aumentar el volumen de producción.

Por otra parte, la recuperación estará en función del método de explotación que se aplique en el yacimiento y de ella dependerá que se aprovechen de manera beneficiosa las reservas encontradas en “El Bolsón”. El porcentaje de recuperación actual de 80% podría aumentar hasta un 90% y en este sentido, disminuir la dilución siendo la actual de 15% hasta un 10% o más.

Así entonces, el mayor rendimiento de la producción, la mayor recuperación de las reservas de mineral y la menor dilución justifican plenamente el desarrollo del estudio que se presenta.

CAPITULO II LA EMPRESA

2.1. RESEÑA HISTÓRICA

De acuerdo con J.R. Mowat & Associates LTD (The Callao Intermediate Phase Program Ore Reserve Assessment, 1969, citado en Ucar 1994), la Mina Colombia fue explotada por primera vez en el año 1873 por la Compañía Tigre y Cártago, posteriormente llamada Compañía Colombia.

En 1907 El Callao Gold Mining adquiere la concesión, cuya explotación se llevó a cabo en el Norte del pozo América. En 1925 la concesión fue adquirida por la Compañía Mocupia cuyas labores de extracción duraron 13 años. La Segunda Guerra Mundial trae como consecuencia la suspensión de las actividades debido a la contracción económica y a las dificultades para adquirir maquinaria.

En 1946 Guayana Mines reinicia las operaciones y en 1947, por arrendamiento los derechos mineros son adquiridos por la Compañía Francesa Mocupita, cubriendo una extensión de 53 millas cuadradas.

El pozo América fue excavado hasta una profundidad de 113 metros y comienza el desarrollo de las vetas América y Colombia. La producción total fue de 1.888 toneladas con un tenor de 11 gr/t. Posteriormente dicha empresa termina sus operaciones en 1950.

En 1953 se funda la empresa Minas de Oro del Callao C.A. (MOCCA), la cual emprende el reacondicionamiento y funcionamiento de la mina hasta 1965. Durante el período 1966 a 1969 todas las operaciones son controladas directamente por el Ministerio de Minas e Hidrocarburos (M.M.H., hoy Ministerio de Energía y Minas), a través de los servicios contratados de la firma de consultores canadiense J.R. Mowat & Associates LTD, para conducir una nueva fase de exploración y evaluación de las reservas auríferas en la zona.

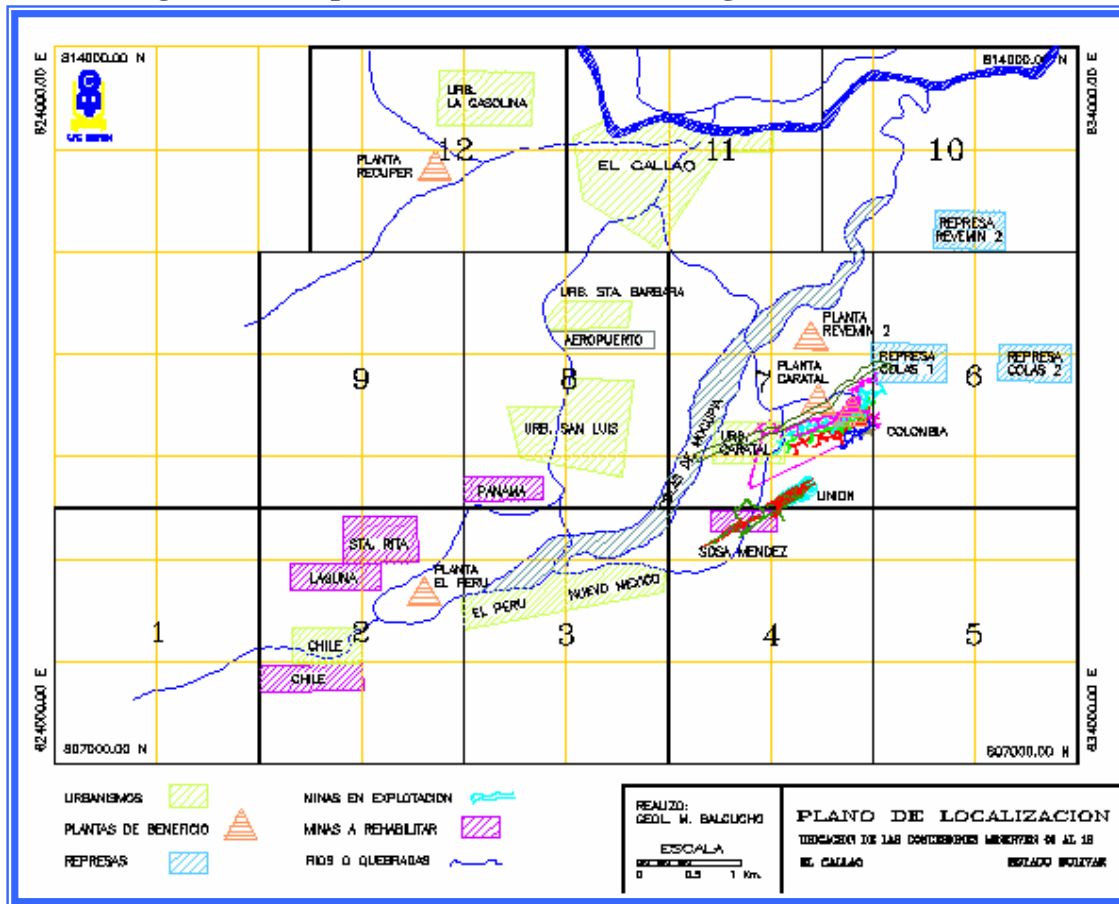
El 4 de febrero de 1970 se constituye la Compañía General de Minería de Venezuela (MINERVEN), con la participación de capital nacional, extranjero y del Estado venezolano a través de la Corporación Venezolana de Fomento. El 9 de enero de 1973, el M.M.H. otorgó a MINERVEN por un plazo de 25 años, doce concesiones de 500 hectáreas,

sobre las cuales se reserva la Compañía el derecho a explorar, explotar y procesar el mineral aurífero de veta (Figura 2.1).

A mediados de 1974 la Corporación Venezolana de Fomento adquirió la totalidad de las acciones de la Compañía y CVG MINERVEN pasó a ser una Empresa del Estado Venezolano.

En el año de 1976 el Fondo de Inversiones de Venezuela adquirió el 100% de las acciones, situación que se mantuvo hasta 1986 cuando CVG FERROMINERA obtiene el 75% de las acciones de la Empresa.

Figura 2. 1 Mapa de las 12 concesiones otorgadas a CVG MINERVEN



Fuente: Departamento de Geología. C.V.G.MINERVEN

CVG MINERVEN inicio su producción en 1.981 en ese año procesó 77.520 toneladas de material aurífero (30% de su capacidad instalada) y produjo 334,3 Kg de oro; a partir de ese año continuó sus operaciones en forma deficitaria hasta que en 1.986, año en

el cual procesó 119.382 toneladas (47% de su capacidad instalada), recuperó 923,4 Kg de oro y obtuvo ganancias netas por el orden de los 45 millones de bolívares.

En 1994 CVG MINERVEN se fusiona con CVG VENORCA, de la cual contaba con el 55% de las acciones para el año de 1987 y en la Asamblea General de Accionista se aprobó la remodelación de la planta de beneficio de El Perú a los fines de ampliar su capacidad de procesamiento de mineral aurífero de 200 a 600 toneladas por día.

En la mina Sosa Méndez, la cual ha estado inactiva durante los últimos veinte años; en 1.992 se dio inicio a los trabajos de recuperación del pozo y de rehabilitación de la mina, la recuperación de esta mina aportará reservas adicionales por el orden de 1.380.000 toneladas, con un tenor promedio de 8,6 gramos de oro por toneladas. Las reservas de la Mina Sosa Méndez, sumadas a las 73,8 toneladas de oro de la Mina Colombia, totalizan 85,6 toneladas de oro. Así mismo durante 1.993 se dio inicio al proceso de licitación para la construcción de la rampa desde la superficie hasta el nivel 1 de la Mina Colombia. Rampa que permite el acceso a otras reservas geológicas ubicadas en la mina Sosa Méndez y al Norte del Dique Laguna.

En la actualidad, la empresa se encuentra en vías de recuperación, producto de las malas políticas económicas implementadas en años anteriores.

2.2 POLÍTICAS DE LA EMPRESA

Actualmente la empresa CVG MINERVEN se rige por una filosofía de gestión enmarcada en los siguientes lineamientos:

2.2.1 MISIÓN

Producir y comercializar oro en forma eficiente y rentable, y promover de manera sustentable, la minería de las áreas bajo su administración.

2.2.2 VISIÓN

Organización líder en la industria minera y promotora del desarrollo integral de la región, mediante la participación de inversiones que agreguen valores a la industria y mejoren la calidad de vida de las comunidades en armonía con el medio ambiente.

2.2.3 PRINCIPIOS Y VALORES

Honestidad, ética, lealtad, disciplina, sensibilidad social, responsabilidad y productividad, respeto y cortesía, normas de higiene y seguridad, trabajo armónico, ausencia de conflictos e intereses, sentido de identificación con la empresa.

2.2.4 ESTRATEGIAS

- Incrementar la participación en el mercado nacional y penetrar nuevos mercados internacionales.
- Impulsar la investigación de mercados.
- Desarrollar las barras de oro de mejor calidad.
- Establecer como un sector de importancia, los nuevos clientes y los potenciales en materia de arrendamientos y negocios de minería.
- Desarrollar un programa intensivo de prospección y evaluación de reservas geológicas en las minas Colombia, Unión y Sosa Méndez
- Desarrollar un programa de expansión de producción en las minas Colombia, Unión y Sosa Méndez.
- Desarrollar un programa de mejora continua hacia el crecimiento sostenido de la productividad y de la eficiencia.
- Promover un programa intensivo de investigación y desarrollo en las áreas de : prospección geológica, métodos y procesos productivos e investigación de operaciones.
- Continuar el programa de Alianzas estratégicas.
- Continuar el programa de pequeña y mediana minería.

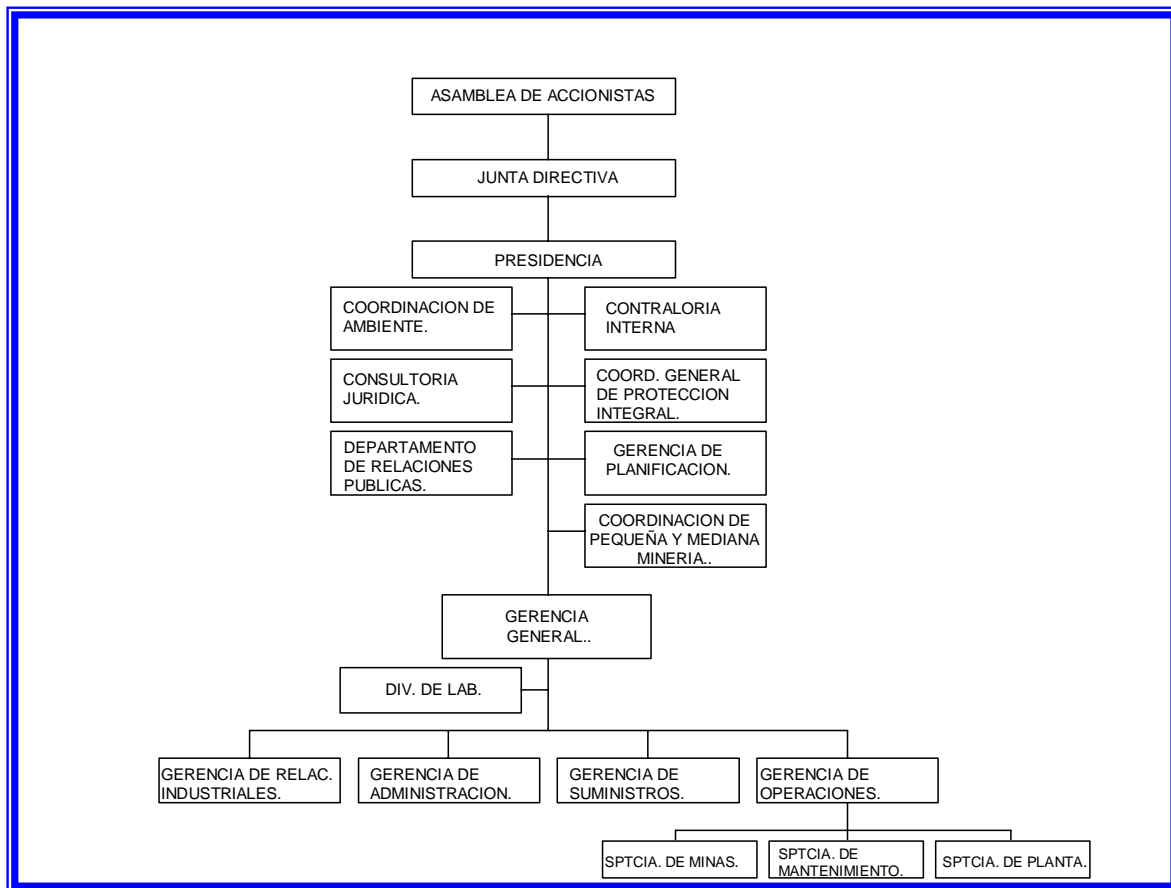
2.3. ESTRUCTURA ORGANIZATIVA DE LA EMPRESA

El nivel jerárquico de la empresa está representada por la junta directiva integrada por seis miembros, uno de ellos con el cargo de Presidente, tres de ellos con el cargo de Directores Principales con sus respectivos suplentes, y el resto uno de Secretario y el otro de Comisario.

El directorio cuenta además, con un representante de los trabajadores y sus correspondientes suplentes

Siguiendo el orden de mando decreciente encontramos la Presidencia, bajo esta autoridad se acoplan el Gerente General por el funcionamiento de la Gerencia y la Vicepresidencia, las cuales tienen incidencias directas al mando. Ver figura 2.2.

Figura 2. 2 Organigrama de la empresa



Fuente: Realización Propia.

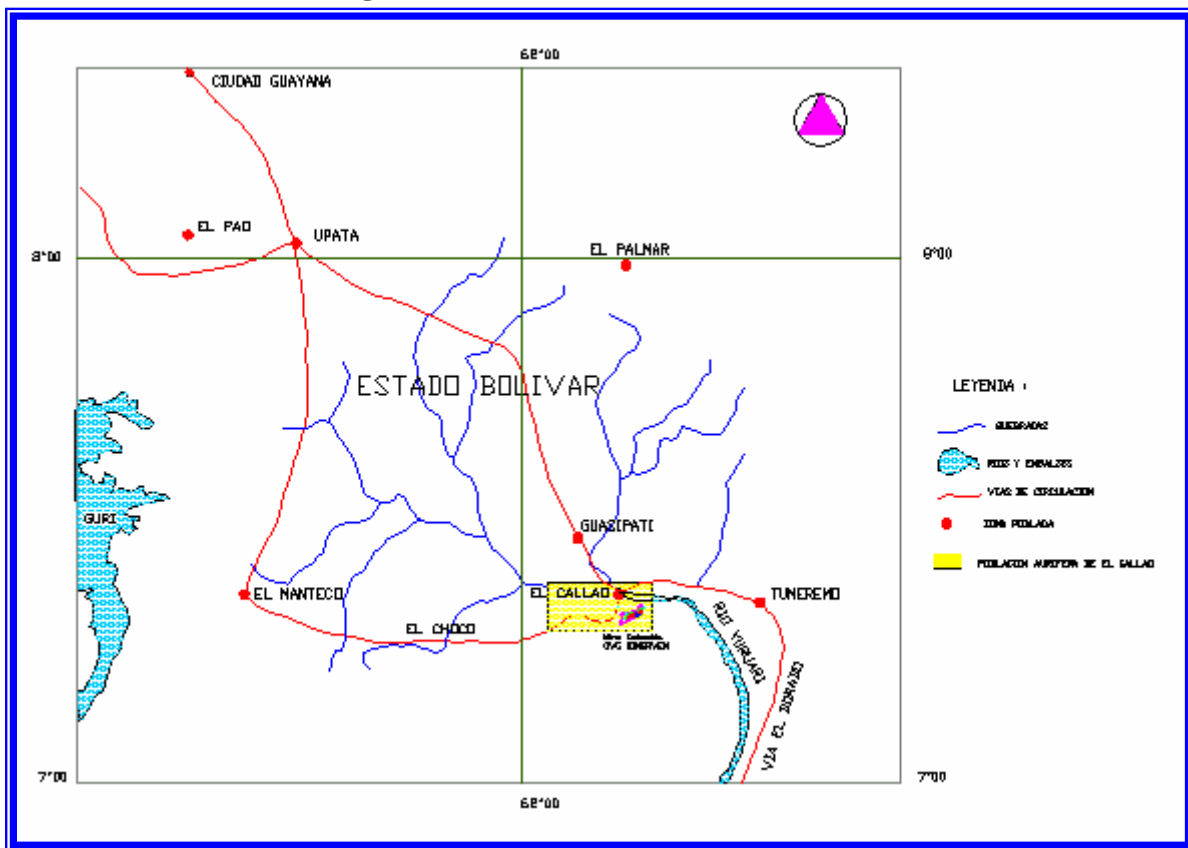
2.4. LOCALIZACIÓN Y ACCESO

El Callao se encuentra ubicado en el Estado Bolívar, aproximadamente a 285 Km al Sureste de Ciudad Bolívar, a 195 Km de Puerto Ordaz, a 17 km de Guasipati y a 40 Km de Tumeremo. La mina Colombia se encuentra ubicada en el caserío Caratal a unos 3,2 Km al Sureste de El Callao, geográficamente está situada en la intersección del meridiano $61^{\circ}46'$ de Longitud Oeste y $7^{\circ}18'$ de Latitud Norte, a una altura de 188 metros sobre el nivel del mar (m.s.n.m), en la concesión número 7 de CVG MINERVEN, otorgada por el Ministerio de Minas e Hidrocarburos (hoy Ministerio de Energía y Minas), el 9 de enero de 1973 (Figura 2.3).

El acceso a la mina se efectúa por medio de dos vías asfaltadas:

- a) El Callao – Zona Industrial Caratal.
- b) El Callao – El Perú – Zona Industrial Caratal.

Figura 2. 3 Accesos a la mina Colombia



Fuente: Departamento de Planificación de Minas. CVG MINERVEN

2.5. GEOGRAFIA FÍSICA

2.5.1 CLIMA

A partir de los estudios realizados por CVG Tecmin en 1994, en el proyecto de inventario de la Región Guayana, se obtienen los datos suministrados por la estación meteorológica Puente Blanco perteneciente al Ministerio del Ambiente, ubicado según siguientes coordenadas geográficas: Latitud Norte 7°22'07" y Longitud Oeste 61°49'41" con una altitud de 188 m.s.n.m. Entre los años 1974 y 1985, las condiciones climáticas del área de estudio se pueden observar en la tabla N° 2.1

El clima es tropical de sabana, según la clasificación de Koeppen, con un periodo de lluvias comprendido entre los meses de abril a octubre. (Barrera, 1999).

Tabla 2. 1 Condiciones climáticas de la zona de estudio

Condiciones Climáticas de la Zona

<i>Precipitación total media anual</i>	<i>1050mm</i>
<i>Evaporación total media anual</i>	<i>1743mm</i>
<i>Temperatura media anual</i>	<i>35,7°C</i>
<i>Temperatura máxima media anual</i>	<i>31,4°C</i>
<i>Temperatura mínima media anual</i>	<i>21,5°C</i>

Fuente: Planificación de minas. CVG MINERVEN

2.5.2 VEGETACIÓN

La vegetación de la zona es de tipo bosque tropical, con excepción de aquellas áreas donde se ha desarrollado la actividad minera. El valle de la quebrada Mocupia se encuentra recubierta por las colas arenosas del proceso de beneficio del mineral aurífero. Dicha zona presenta mayormente arbustos de sabana.

2.5.3 TOPOGRAFÍA

La topografía presenta una alineación regional en direcciones E-W y N-E. El relieve promedio es de 250 a 300 metros entre valles y colinas.

Los valles son anchos y relativamente planos alcanzando una altitud máxima de 175 m.s.n.m. Las colinas alcanzan una altitud máxima de 550 metros (Cerro El Brujo), con unas laderas de inclinación relativamente suaves con cimas redondeadas.

2.5.4 DRENAJE

El drenaje de la zona pertenece a la cuenca del Esequibo. Las quebradas drenan por las zonas de debilidad de la formación superficial, originando un control del drenaje por las fallas locales. Las quebradas de mayor importancia que drenan el área son: Mocupia y la Iguaña, ambas son afluentes del río Yuruari, el cual bordea a la población de El Callao y fluye hacia el Norte, desembocando a su vez en el río Cuyuní.

2.6. GEOLOGÍA REGIONAL

El Escudo de Guayana forma parte del Precámbrico Cratón Amazónico de Sur América, que se extiende por el Norte de Brasil, de las Guayanas, los remanentes precámbricos de Colombia y de Bolivia y estaba unido a África Occidental. (Mendoza, 2000).

El Escudo se extiende al Sur del Río Orinoco y ocupa algo más del 50% de la superficie de Venezuela con rocas tan antiguas como 3.41 Ga (granulitas y charnockitas del Complejo de Imataca) y tan jóvenes como 0.711 Ga (kimberlitas eclogíticas de Guaniamo), que registran en buena parte una evolución geotectónica similar a la de otros escudos precámbricos en el mundo. Está compuesta por cuatro provincias geológicas: Imataca, Pastora, Cuchivero-Amazona y Roraima (Figura 2.4).

2.6.1 PROVINCIA IMATACA

La Provincia Imataca; se extiende en dirección SW-NE desde las proximidades del Río Caura hasta el Delta del Orinoco y en dirección NW-SE aflora desde el curso del Río Orinoco hasta la falla de Guri por unos 550 Km. y 80 Km. respectivamente.

Litológicamente la Provincia Imataca esta formada por gneises graníticos y granulitas félsicas (60-70 %) anfibolitas y granulitas máficas, y hasta ultramáficas (15-20 %) y cantidades menores complementarias de formaciones bandeadas de hierro, dolomitas charnockitas, anortositas y granitos intrusivos más jóvenes y remanentes erosionales menos metamorfizados y más jóvenes cinturones de rocas verdes-TTG (Tonalitas, Trondjemitas, Granodioritas) gnéísicos.

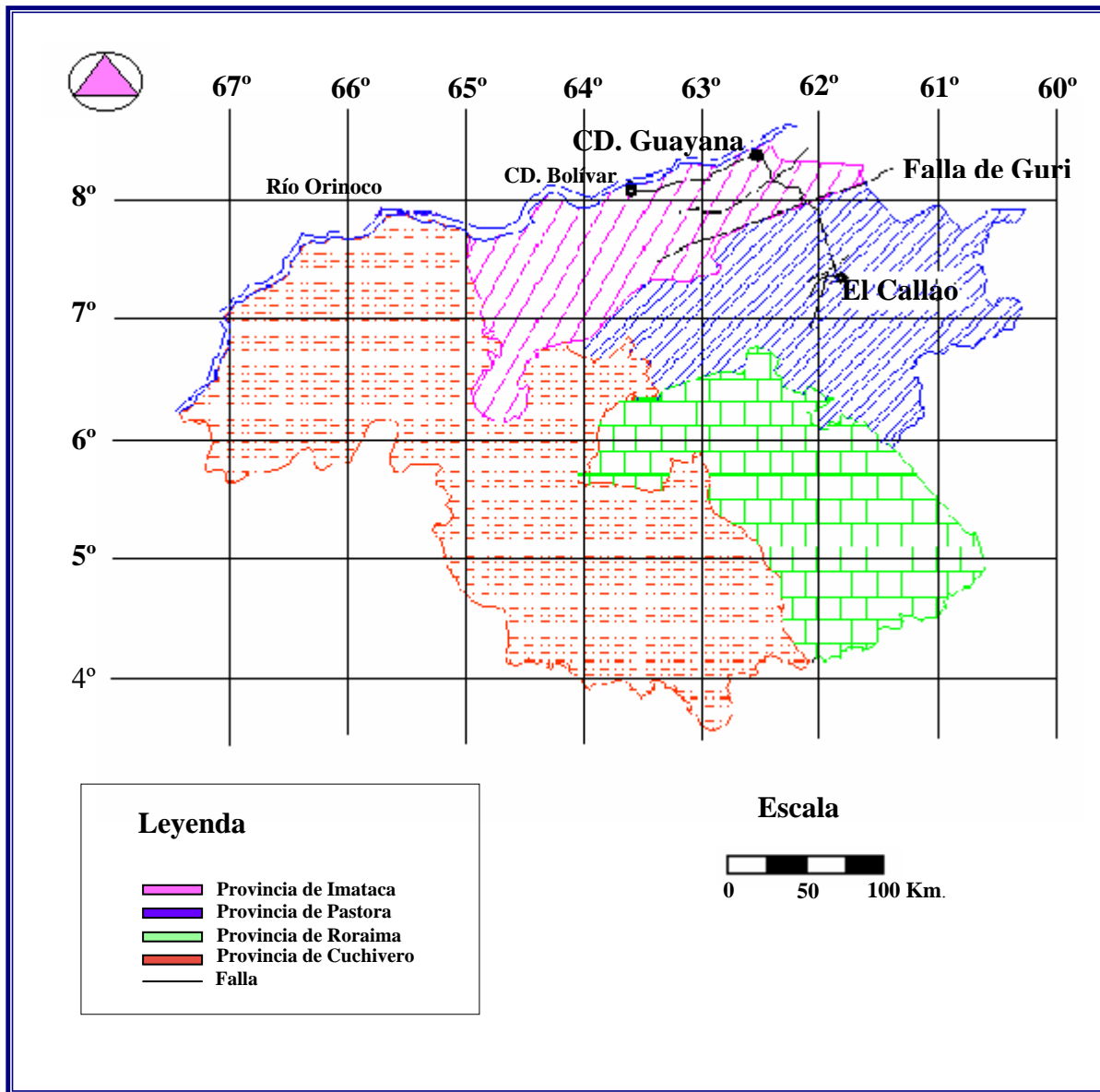
Estas rocas de alto grado metamórfico se interpretan (Mendoza 1974) como evolucionados primitivos Cinturones de Rocas Verdes (CRV) y complejos graníticos potasicos y sódicos, varias veces tectonizados y metamorfizados hasta alcanzar la facie Anfibolita y Granulita y sufrir luego parcialmente metamorfismo retrogrado.

2.6.2 PROVINCIA PASTORA

La Provincia Pastora; se extiende desde la falla de Guri al Norte hasta las proximidades del Parque Nacional Canaima al Sur (Km 95, carretera El Dorado-Santa Elena de Uairén) por el Este hasta los límites con la zona en Reclamación del Esequibo y al Oeste hasta el Río Caura.

También llamada Provincia del Oro, está formada por CRV delgados antiguos y tectonizados tipo Carichapo y CRV más anchos, jóvenes y menos tectonizados tipo Botanamo y por complejos graníticos sódico, como el Complejo de Supamo.

Figura 2. 4 Geología Regional del área en estudio



Fuente: Division de Geología. CVG MINERVEN

Siendo toda la secuencia intrusionada por granitos potásicos dioritas y rocas gabroides con escasos y no bien definidos complejos máficos-ultramáficos, ofiolíticos o no e intusiones y sills de diabasas y rocas asociadas norítico-gabroides.

La zona de estudio está ubicada en la región de Guasipati-El Callao donde aflora una buena sección del Supergrupo Pastora, antiguo CRV compuesto por el Grupo Carichapo y la Formación Yuruari.

El Grupo Carichapo está formado por las Formaciones Cicapra predominantemente komatítica, Florinda, basáltico tholeítica a komatítica y el Callao, generalmente basáltico-andesítica (basandesitas) tholeíticas.

La Formación Yuruari se compone litológicamente de filitas, esquistos y metatobas félsicas, metalutitas negras de hasta 50 m de espesor. Los esquistos y filitas parecen no ser meta sedimentarios sino más bien tobas y lavas félsicas (dacitas y riodacitas) metamorfozadas.

2.6.3 PROVINCIA DE CUCHIVERO-AMAZONAS

La Provincia de Cuchivero-Amazonas; denomina a un grupo de rocas intrusivas a volcánicas calcoalcalinas félsicas y rocas sedimentarias que intrusieron y se depositaron sobre un basamento de CRV granitos sódicos asociados, en las partes sur, centro y occidente y probablemente del Complejo de Imataca en la parte Norte-Noreste del escudo de Guayana en Venezuela.

Esta Provincia de edad Paleoproterozoico tardío a Mesoproterozoico incluye rocas volcánicas riolíticas y asociadas, comagmáticas con granitos calcoalcalinos del Grupo Cuchivero; areniscas, conglomerados, limolitas, tobas y lutitas del Grupo Roraima; sills, diques, stocks de rocas diabásicas-granodioritas cuarcíferas de la Asociación Avanadero, y el granito rapakivi de El Parguaza y rocas y complejos alcalinos como el de la Churuata asociados, así como intrusiones de carbonatitas de Cerro Impacto, lamprófiro y kimberlitas eclogíticas de Guaniamo. Esta provincia parece extenderse hacia el Sur-Suroeste en el Estado Amazonas, formando gran parte de las rocas del no diferenciado Proterozoico.

2.6.4 PROVINCIA RORAIMA

La Provincia Roraima; se extiende desde los límites del Parque Nacional Canaima hacia el Km. 95 cerca de la Piedra de la Virgen, hasta Santa Elena de Uairén en dirección NS y desde el Río Venamo hasta las proximidades del Río Paragua. Está compuesta por

rocas del Grupo Roraima con diabasas y rocas gabronoríticas cuarcíferas a dioríticas cuarcíferas de la Asociación Avandero. Las rocas de esta Provincia no presentan un marcado tectonismo (sinclinales suaves muy abiertos y de muy bajo buzamiento) con algún fallamiento, incluso fallas de arrastre como en el Tepuy de Parú, frente a Kakuri, Alto Ventuari en el Estado Amazonas, relacionados a la orogenia Nickeriana y de levantamientos epirogénicos.

2.7. GEOLOGÍA LOCAL

El distrito aurífero de El Callao se encuentra en la Formación El Callao, ésta es la unidad basal del Supergrupo Pastora, litológicamente formada por casi exclusivamente lavas basálticas, bajas en potasio y altas en hierro, y flujos de lavas andesíticas con un predominio transicional entre ambas, basandesitas con estructuras almohadilladas altamente espilitizadas, con cantidades menores de brechas de flujo al tope, levemente metamorfizadas, Formaciones Bandeadas de Hierro o cuarcitas o cherts ferruginosos y manganesíferos; y esquistos talcosos o basaltos komatíticos toleiticos aparecen en pequeños volúmenes en algunas localidades. (Mendoza 2000).

El metamorfismo presente en las rocas de esta formación es de las Facies de los esquistos verdes, hallándose localmente rocas dentro de las subfacies almandino-anfibolita de las Facies de Anfibolita.

Las características geoquímica de los basaltos presentes indican que son rocas de cordilleras centrooceánicas, arcos de islas bajas en potasio, y basaltos típicos de cuencas detrás del arco. Las tholeitas de la Formación El Callao están empobrecidas relativamente en elementos litófilos tales como K, Sr y Ce pero están enriquecidos en elementos como P, Zr, Ti, Y, e Yb, por lo que pueden compararse con las tholeitas de arcos de islas bajas en potasio. (Day et al, 1995).

Se debe notar que la mineralización aurífera esta asociada con vetas de cuarzo ubicadas dentro de zonas esquistosas angostas que siguen o cortan la secuencia litológica, a primera vista sin control litológico definido.

En el distrito El Callao, la mayoría de las vetas mineralizadas conocidas se han encajado en las lavas y tienen composición mineralógica mas uniforme (cuarzo gris azul

lechoso), carbonatos (calcita, siderita, ankerita), plagioclasa, clorita, muscovita, sericita, sulfuros, pirita gruesa y fina, y oro.

El Callao es el distrito aurífero más rico y famoso, con más de 300 vetas de cuarzo aurífero que han producido más de 250 toneladas de oro entre los años 1.892 y 1.999 con una producción aún no igualada de 8.194 kg. de oro de la mina El Callao en el año 1.885 (Locher. 1.969, 1.972) procesada con mercurio.

Con respecto a la geología de la mina Colombia esta se encuentra situada en un yacimiento formado por múltiples vetas, en un importante Cinturón de Rocas Verdes de edad Proterozoica. (Menéndez, 1976)

Las principales vetas mineralizadas van en dirección NE-SW, buzando generalmente al Sur con ángulos ubicados generalmente entre los 20° y 60°.

Las vetas se caracterizan por presentar grietas o diaclasas, que varían de pocos centímetros hasta varios metros de espesor. Diferentes vetas han sido identificadas dentro de un intervalo estratigráfico de aproximadamente 150 m. Todas estas vetas se encuentran interconectadas y forman parte de una estructura anastomosada o de enrejamiento (Stockwork).

Las principales estructuras presentes en la mina Colombia, se encuentran en una zona que alcanza hasta los 100 metros de espesor. (Según Stephen, Robertson y Kirsten, 1993).

2.7.1 ROCA CAJA

La roca caja del sistema de vetas, es del tipo volcánico, constituida por lavas andesítico-basálticas de la formación El Callao, estas se presentan como roca masiva dura y compacta (no requiere fortificación) altamente competente. Su coloración es gris verde a oscuro; otra variedad es azul oscuro casi negro; su granulometría varía de afanítica a grano medio; esta roca sirvió como recipiente de la mineralización, y se encuentra afectada por metamorfismo de grado bajo en la facies de esquistos verdes. Las rocas sufrieron alteraciones hidrotermales a lo largo de la estructura que controla las vetas.

2.7.2 VETAS

El sistemas de vetas de la Mina Colombia se encuentra alojado en el complejo volcánico de composición andesítico a basáltico, de edades comprendidas entre el precámbrico superior y el cenozoico.

- *Veta Colombia:* Es un enjambre continuo y complejo de vetillas de cuarzo, carbonatos y sulfuros con una dirección de N50°-70° y buzamiento 75°S, y con una potencia de 1,50 a 2,00 metros de espesor.

Los tenores en el sistema Colombia son variables localmente y se debe tomar como tenor promedio 10 a 12 gr/t de oro.

El oro esta libre en el cuarzo gris azulado pero mas concretamente en la pirita pura. En la parte Oeste de la mina Colombia se encuentran estructuras mineralizadas paralelas (veta Colombia B) con tenores y volúmenes de material suficiente que permiten la explotación. En la parte Este al Norte se encuentran las vetas Austin 5, Bartolo y al Sur la veta Santa Elena, que muestran las mismas características, dirección, buzamiento, potencia, extensión, composición pero con tenores de oro de mediano tenor (entre 10 y 6 gr/t de oro).

- *Vetas América – Mocupia:* Tienen un espesor de 1,00 a 5,00 metros y están compuestas por un enjambre complejo de vetas, vetillas y lentejones de cuarzo, carbonatos y sulfuros de dirección paralela u oblicua a la dirección general de la estructura. En algunos sitios de la parte Este de la mina, la veta tiene un aspecto bandeado sobre todo en su espesor (0,5 hasta 2,00 m), constituido por alternancia de niveles centimétricos de argilita con clorita negra a verde oscuro, niveles de cuarzo fino, de carbonatos (dolomitas, ankerita y siderita) y de chert, también se puede observar un enjambre de vetas y vetillas perpendiculares a la veta principal bandeadada. Las rocas cajas son andesitas foliadas y alternados hidrotermalmente, al lado de la zona de cizallamiento se observa una zona de silificación difusa y una carbonat6ción importante por la presencia de dos generaciones de pirita una diseminada de grano grueso y la otra de grano fino en masa compacta o en niveles o lentejones paralelos a la foliación del cizallamiento. Los tenores de la veta América tienen un promedio de 10 a 7 gr/t de oro.

2.7.3. DIQUES

Dentro de las tobas y de las lavas félsicas se consiguieron diferentes ocurrencias de diques de pórfidos de cuarzo feldespático ubicados dentro de accidentes transversales, el cual mostró una potencia promedio de 10 a 30 metros. En los niveles 1 y 2 de la Mina Colombia, se observa un dique de pórfido de cuarzo feldespático, su geometría es compleja por el cambio de dirección y buzamiento con la profundidad (N 35° - 50°), buzamiento 35° a 50° Sur y su espesor es de 7 a 20 metros. Este dique aparece como una cuña controlada por fallas paralelas de buzamientos diferente. En sus contactos las rocas cajas andesíticas están foliadas y enriquecidas con minerales ferromagnesianos.

La roca que se observa en el dique Laguna es una diabasa (Guilloux. 1997), no aflora, y se puede notar un alineamiento de bloques erráticos, principalmente al este de la empresa CVG MINERVEN, pero en la mina Colombia se encuentra en diferentes galerías de explotación que lo cortan varias veces. Su espesor es regular de 55 a 60 metros y muestra un rumbo N 85° con buzamiento de vertical a 85° Sur. Su mineralogía es constante, la cual está compuesta de: plagioclasas, calcita, hipersteno, clinopiroxeno, anfíbol verde, magnetita y pirita. El dique Laguna, de edad posiblemente Ordovícico (Hargraves, 1968), sigue el corredor de cizallamiento principal del lineamiento norte. Su buzamiento es casi vertical, muy diferente a las estructuras mineralizadas, las cuales presentan un buzamiento hacia el Sur.

Estas estructuras se pueden observar en la figura 2.5.

2.8. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El control estructural juega un papel muy importante en el emplazamiento de la mineralización de la Mina Colombia. Las principales estructuras mineralizadas están debidas a accidentes de tipo “shear-zone” (zonas de cizalla). A partir de este criterio es que se define la evolución tectónica de la zona, así como las relaciones entre las diferentes deformaciones y la mineralización.

- Zona de cizallamiento X: N 60-70° (Veta Mocupia –América).

Este accidente mayor de tipo shear-zone se manifiesta por la aparición de una foliación N 60-70° con un buzamiento 70-80° S más o menos intensa dentro de una zona

de 30 a 40 m de ancho. Presenta deformación de tipo dúctil con fracturas y se caracteriza por:

- a. Intensificación local de la foliación.
- b. La presencia de planos de cizallamiento cortando la foliación.
- c. Deformación de la foliación.
- d. La deformación de lentes de cuarzo intra-foliación.

En esta zona se emplazó una veta de cuarzo aurífero discordante sobre la foliación, su dirección mediana esta entre $N 40-60^\circ$ con un buzamiento $35-50^\circ S$. Esta veta está vesiculada y afecta la foliación, lo que denota el carácter dúctil. Esta shear-zone se caracteriza por un movimiento inverso sin componente horizontal visible. Resultando de una fuerza en compresión subhorizontal orientada $N 150^\circ$.

Figura 2. 5 Estructuras mineralizadas y fallas de la mina Colombia



Fuente: División de Geología. CVG MINERVEN

Una red de vetillas, con un buzamiento inverso al de la veta, se desarrolla por encima y por debajo de esta, con abertura de fracturas y relleno de cuarzo (Nicolas A.. 1989). Posteriormente, estas fracturas están deformadas dúctilmente por el mismo régimen de deformación afectando la foliación.

- Zona de cizallamiento Y: N 50-70° (Veta Colombia).

Este accidente de dirección media N 60°, es del mismo tipo y de similar importancia a la que corta la zona de cizallamiento X y con el cual sé paralelisa. La foliación que aparece durante este evento tiene una dirección N 50-70° y buzamiento 75° S. Una veta de cuarzo se emplaza a lo largo de esta shear-zone donde se observan los mismos tipos de deformación de la zona de cizallamiento X: Vesiculado de la veta, formación de vetillas además de deformación y foliación afectada.

El movimiento de esta falla, determinado por diferentes criterios cinemáticos, es dextral con una componente inversa, originando una compresión N 120-130° subhorizontal.

La zona de intersección a la curvatura de la shear-zone X e Y, que corresponde igualmente a la curvatura de la shear-zone Y, se caracteriza por un espaciamiento de la mineralización. Eso se explica por la formación de una zona en extensión durante un fenómeno compresivo (Freitas-Silva F.H. and Al. 1991).

- Accidentes N 50-60°.

Estos accidentes, que afectan principalmente la geometría de la veta Y, se observan al Oeste de la mina donde tienen una dirección N 50-60° con un buzamiento 65-75° SE.

El movimiento de estas fallas dúctiles con fracturas que deforman y desplazan la veta, es inverso con una componente dextral. El emplazamiento de la veta es poco importante, cerca de 1 a 2 m. a lo largo del plano de la falla.

Estas fallas trabajan en rotación y la veta sufre cambios de dirección importantes (10-15°). Resultando del mismo régimen y dando origen a la shear-zone Y, que corresponden a fracturas de segundo orden llamadas “R” en el modelo de Riedel (Nicolas A. et Al. 1989).

- Accidente N 140° (sistema Z. Falla Gloria)

La falla Gloria, globalmente orientada N 140°, se vuelve 170° al Norte, su buzamiento está regular, cerca de 55° NE, la deformación está dúctil con aparición local

de una foliación paralela al plano de falla sobre 3 a 4 m. de ancho, su movimiento está senestral con una pequeña componente inversa y su desplazamiento esta entre 70 y 75 m.

En la zona este de la falla Gloria, el evento está mineralizado y una veta de cuarzo aurífero que se emplaza dentro del plano de foliación N 140° y 55° NE se vuelve S 55° E, se recobra esta falla más al Este con un desplazamiento de 30 a 35 m. con un movimiento senestral. Eso demuestra que la fuerza se amortigua hacia el Este.

Al Oeste, la mineralización de la Falla Gloria, pasa sobre un accidente N150-160° y 55° SE que parece de mismo tipo, que al Este.

Accidentes de este tipo están presentes en toda la mina con desplazamientos mucho menos importantes, que poco Influyen la geometría de la veta. Estos accidentes son el resultado de una fuerza de compresión orientada N 110°.

Aparte de la falla Gloria en la mina Colombia, también se ubican dos fallas mas, las cuales son:

- *Falla Isbelia:* Ubicada a 270 m al este de la falla Gloria con un rumbo aproximado de N10° W, de buzamiento aproximado de 40° hacia el este.
- *Falla Santa María:* Es una falla inversa, ubicada al oeste de la mina, con rumbo N-S aproximadamente y con un buzamiento 45° hacia el este, desplaza las vetas Colombia y América hacia el norte.

2.9. MINERALOGÍA Y PETROLOGÍA

2.9.1 MINERALOGÍA

La mineralización de esta zona está asociada a vetas de cuarzo ubicadas dentro de zonas esquistosas angostas, que siguen o cortan la secuencia litológica; a primera vista, sin control litológico definido.

Los yacimientos de oro son encontrados tanto en lavas como en diabasas y gabros de la Formación El Callao, pero también en las Formaciones superiores de Caballape y Yuruari.

En el distrito aurífero de El Callao, la mayoría de las vetas que yacen mineralizadas y conocidas hasta ahor, se han encajado en lavas y tienen una composición mineralógica

más uniforme (cuarzo gris azulado lechoso), carbonatos (calcita, siderita, ankerita), plagioclasa, clorita moscovita, sericita, sulfuros (principalmente pirita gruesa y fina) y oro.

En la mineralización en vetas de cuarzo con o sin carbonatos y pirita, y en relación con la orientación, con eventos tectónicos y la cronología de emplazamiento, es posible distinguir cinco familias de vetas que tienen la misma composición mineralógica. (Tabla.2.2.)

Tabla 2. 2 Mineralogía de las vetas en la mina Colombia.

Mineralogía de las Vetas y Vetillas de Cuarzo Aurífero		
Minerales	Aspecto	Textura
Cuarzo	Color blanco, lechoso, gris azulado, masivo, brechado y triturado.	Enjambre de vetas formadas por diferentes inyecciones de cuarzo blanco, gris y azul.
Carbonatos (calcita y dolomita)	Grano fino a medio, diseminado.	Presencia de vetillas de carbonatos de cuarzo, albita, sericita y pirita.
Plagioclasa	Grano medio diseminado.	Diseminado en la veta.
Sericita	Grano medio.	Diseminado o al contacto con las rocas caja.
Pirita	Grano fino. Grano grueso, bien cristalizada.	Localmente la pirita aparece en forma intersticial.

Fuente: División de geología. CVG MINERVEN

2.9.2 PETROLOGÍA

El macizo rocoso es una roca ígnea intermedia del tipo andesita (roca madre), de color verde oscuro debido a la presencia de minerales ferromagnesianos como la hornblenda y los piroxenos. De acuerdo con Ucar (1.994), este tipo de roca se caracteriza por presentar una alta resistencia a la compresión simple, por el orden de los 1.500 kgf/cm² (150Mpa). Se aprecia también una zona de alteración donde la roca andesita es de color gris, con una resistencia a la compresión simple de 1.100 kgf/cm² (110MPa). La composición de la roca alterada es según el informe de la R. Mowatt & Associated LTD se puede observar en la tabla 2.3.

Tabla 2. 3 Petrología de las rocas en la mina Colombia.

Feldespatos	20 – 45 %
Cuarzo	2 – 15 %
Clorita	10 – 45 %
Carbonato	1 – 40 %
Epidoto	Hasta 30 %

Fuente: División de Geología. CVG MINERVEN

La zona más importante a explotar corresponde a la veta de cuarzo asociada a la roca andesita de color gris, con resistencia a la compresión simple entre 850kgf/cm² a 1.000kgf/cm² (85MPa a 100MPa), la cual representa los principales planos de debilidad. La veta se caracteriza por la siguiente composición mineralógica como se muestra en la tabla 2.4.

Tabla 2. 4 Composición mineralógica de las rocas

Cuarzo	2 – 50 %
Carbonato	Hasta 60 %
Plagioclasa	Hasta 8 %
Sericita	Aproximadamente 12 %
Pirita	Variable de unos 0,2mm de tamaño
Oro	Varía considerablemente en tamaño desde 0,001mm a 0,05mm, frecuentemente asociado con la pirita.

Fuente: División de Geología. CVG MINERVEN

En cuanto al comportamiento mecánico del macizo, Ucar (1.994), en estudios realizados concerniente al soporte de pilares y cámaras en la Mina Colombia, determinó los ángulos de fricción interna y cohesión para distintas zonas del macizo rocoso

(medidos como valores pico) a través de ensayos de corte directo, arrojando los siguientes datos mostrados en la tabla 2.5.

Tabla 2. 5 Comportamiento mecánico de las rocas en la mina Colombia

Tipo de Roca	Ángulo de fricción (°)	Cohesión (kgf/cm²)
Roca descompuesta con planos de debilidad.	42	39
Roca sana con planos de fracturas muy cerrados, rellenos de cuarzo y carbonatos.	55	294

Fuente: División de Geología. CVG MINERVEN

Características del Material.

- *Material:* Metadiabasas y Metalavas
- *Peso unitario in situ:* $\gamma_b = 2.70 \text{ kgf/m}^3$ y 23.50 KN/m^3 roca meteorizada y fracturada
- *Porcentaje de esponjamiento:* $E = 40\%$ aprox.
- *Factor de Esponjamiento:* $Fe = 0.714$
- *Peso unitario aparente:* $\gamma_a = 1.930,00 \text{ kgf/m}^3$

2.10. RECURSOS Y RESERVAS

CVG MINERVEN, realiza en forma continua las actividades de exploración en todas sus concesiones, a través del departamento de geología, realizando sondeos desde superficie e interior de la mina, efectuando levantamientos de planos geológicos de todos los frentes de desarrollo y explotación; también hace uso de la contratación de servicios geológicos de exploración, que están a cargo de CVG TECMIN, quienes se encargan de realizar la prospección geofísica, y sondeos profundos (300-500 m) desde superficie; permitiendo de esta manera mantener un balance de reservas acordes con los niveles de producción de la mina.

El criterio actualmente utilizado por la empresa CVG MINERVEN para evaluar las reservas probadas, probables y posibles, está basado en el área mineralizadas expuestas o desarrolladas, la existencia de la estructura principal y la estimación de la continuidad de los tenores.

De acuerdo a este criterio las reservas se definen de la siguiente manera:

- Reservas Probadas: Se entiende por reservas probadas todo el mineral con valor por encima del tenor de corte, (6 gr/ton) y hasta 25 m de influencia vertical hacia arriba y debajo de las galerías de desarrollo sobre veta.
- Reservas Probables: Cuando la continuidad de la veta está bien definida, se considera como reservas probables, la zona comprendida entre los 25 y 50 m verticales hacia arriba y debajo de la galería de desarrollo.
- Reservas Posibles: Se toman como mínimo tres intersecciones de los sondeos con la veta dentro de 75 m como área de influencia, donde la continuidad de la veta es indicada por dichos sondeos, a partir de las áreas cubiertas como reservas probadas y probables. Ver anexo 1.

CAPITULO III MARCO TEORICO

3.1 EVALUACIÓN DE RECURSOS Y RESERVAS

Una vez analizados los testigos de los sondeos de reconocimiento geológico, se determinan los tenores y luego se procede a la fase de estimación de reservas del yacimiento que consiste en calcular, con el mínimo error posible, la cantidad y calidad del mineral existente en un yacimiento en cuestión.

Las reservas que se evalúan inicialmente son las *geológicas o in situ*. Posteriormente y tomando en cuenta los factores de diseño de la explotación, el método minero a utilizar, la dilución, la recuperación, etc. se definen las denominadas *reservas mineras*, que generalmente son menores a las anteriores.

Existen diferentes métodos para la evaluación de reservas cuya idoneidad depende de las características de un yacimiento y de la información disponible entre los que tenemos:

3.1.1 MÉTODOS CLÁSICOS O GEOMÉTRICOS

Son los que se han utilizados tradicionalmente con criterios básicamente empíricos. Su cálculos suponen estimaciones geométricas, y pueden ser de varios tipos:

- **Método de los Perfiles:** Se utilizan cuando se tienen cuerpos mineralizados de geometría irregular y que han sido estudiados mediante sondeos distribuidos regularmente, de forma tal que permiten establecer perfiles o secciones transversales en las que se basa el cálculo de reservas. El área de la sección del cuerpo mineralizado interceptada por cada perfil se puede calcular por varios métodos. (planímetro, regla de Simpson, etc.) El volumen del bloque comprendido entre perfiles se puede obtener:
- Multiplicando el área de cada sección por las mitad de la distancia al perfil contiguo a cada lado (cada perfil genera un bloque):

$$V = \left(\frac{A_2 * d_1}{2} \right) + \left(\frac{A_2 * d_2}{2} \right)$$

- Hallando el área media de dos perfiles consecutivos y multiplicando esta por la distancia entre dichos perfiles. En este caso, los volúmenes de los extremos se calculan:

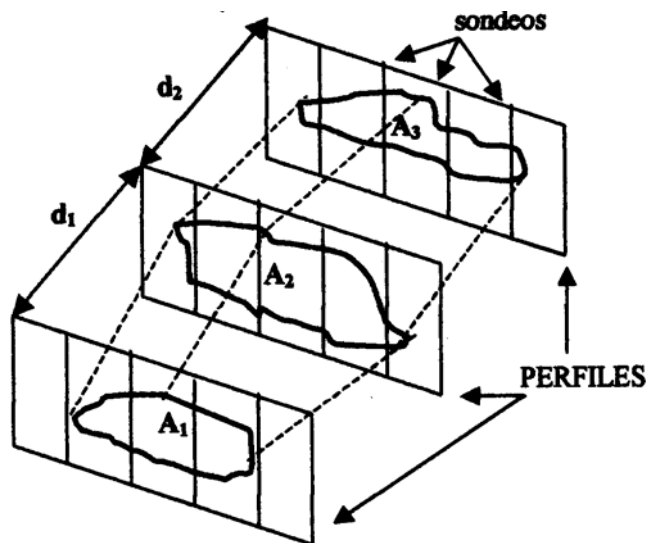
$$V = \left(\frac{A_1 * d_1}{2} \right)$$

- **Formula Prismoidal:** Se toman las tres secciones para calcular el volumen comprendido entre los dos extremos, dándole mayor peso al del centro, ver figura 3.1:

$$V = \frac{(A_1 + 4A_2 + A_3) * (d_1 + d_2)}{6}$$

Este proceso se repetiría para A_3 , A_4 y A_6 y así sucesivamente, siendo necesaria una corrección para los extremos como en el caso anterior.

Figura 3. 1 Prisma Primoidal de bloque mineralizado

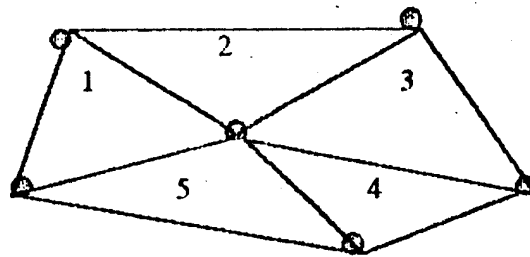


Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

Una vez calculados los volúmenes de cada bloque, se hallan las leyes medias para así poder calcular el tonelaje de mineralización de cada bloque, siendo el tonelaje total de metal en el yacimiento la suma de los tonelajes parciales.

- **Método de la Triangulación:** Requiere la proyección en un plano horizontal o vertical de las intersecciones del cuerpo mineralizado que debe tener una morfología mas o menos tabular. Es un método útil en las fases de exploración, pues es rápido y permite ir añadiendo nuevos valores a la estimación general sin tener que recalculer lo anteriormente obtenido. Consiste en unir geoméricamente sobre el plano de proyección los sondeos adyacentes obteniendo triángulos (evitando ángulos agudos y obtusos), para cada uno de los cuales se calculan los valores medios correspondientes a espesor (potencia capa), densidad y ley, con lo que se puede calcular el resto de parámetros necesarios para cada bloque (volumen y tonelaje de mineral y de metal). La suma del tonelaje de los prismas triangulares será el tonelaje total del yacimiento. Ver figura 3.2

Figura 3. 2 Triangulación de bloque mineralizado



Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

- **Método de los Polígonos:** Se suele usar cuando los sondeos están irregularmente distribuidos. A pesar de no ser muy exacto, su uso está muy extendido. Consiste en construir una serie de polígonos en cuyos centros se encuentra un sondeo, asignando a cada polígono espesor, densidad y ley de dicho sondeo, asumiendo por tanto, que tales parámetros permanecen constante en todo el polígono (dominio de influencia del sondeo). Ver figura 3.3

Para construir los polígonos, existen dos métodos: *Bisectrices Perpendiculares* (los vértices del polígono quedan definidos por los puntos

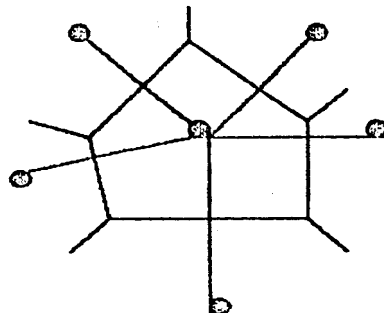
de corte de las mediatrices de los segmentos que unen los sondeos) y *Bisectrices Angulares* (los vértices del polígono quedan definidos por el corte de las bisectrices de los ángulos definidos por las líneas que unen los sondeos).

Si el número de sondeos es grande, se obtienen muchos polígonos, pero si este es pequeño, se asigna un espesor y una ley determinada a un área excesivamente grande. Para evitar esto, se puede ponderar un 50% al sondeo central y repartir el peso del 50% restante entre los sondeos circundantes, por ejemplo:

$$L_{abcd} = L_1 * 0,5 + L_2 * 0,1 + L_3 * 0,1 + L_4 * 0,1 + L_5 * 0,1 + L_6 * 0,1$$

Las reservas se obtienen individualmente para cada polígono y luego se obtiene el total como la suma de todos los polígonos.

Figura 3. 3 Polígono de bloque mineralizado



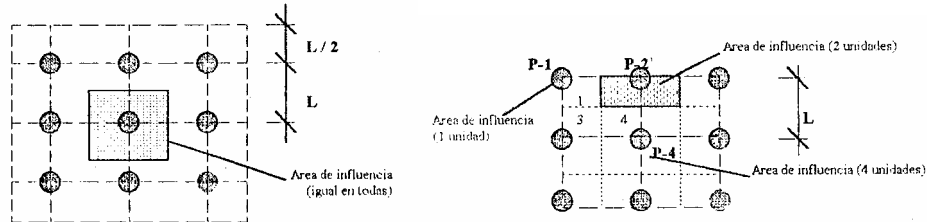
Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

- **Método de las Matrices de Bloque:** Se usa cuando los sondeos están distribuidos según una malla regular con direcciones lineales. Es un método similar al de los polígonos y se aplica en fases de exploración donde se necesitan resultados rápidos y que no requieren gran exactitud. Es aplicable a depósitos tabulares y de poca potencia. Ver figura 3.4 Existen dos formas de definir los bloques: cada bloque se asigna a un sondeo o cada bloque se calcula a partir de cuatro sondeos. Este último es el más exacto porque incluye un mayor número de sondeos. En este caso,

el espesor se obtiene como media aritmética, mientras que la ley se obtiene por ponderación respecto a los espesores de los cuatro sondeos.

El resto de las operaciones es similar a los casos anteriores.

Figura 3. 4 Matrices de bloque mineralizados



Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

- **Método de los Contornos:** Útil cuando existen tendencias suaves en la distribución de leyes o espesores que permiten realizar isolíneas. Una vez definido el límite del yacimiento, se van interpolando los valores de las isolíneas dentro de cada región considerada.
- **Método del Reticulado:** Se usa cuando no existe una relación entre el espesor y la ley. Se superponen los mapas de variación de ambos parámetros, en forma de isolíneas, de modo que se obtiene un reticulado. El valor del espesor y ley de cada retícula viene definida por la media entre los dos valores que definen dicha retícula.

3.1.2. MÉTODO DE PONDERACIÓN

La idea de influencia de la información de un sondeo sobre su entorno ha dado lugar al siguiente método de ponderación:

- **Método del Inverso de la Distancia:** Aplica un factor de ponderación a cada muestra que rodea el punto central de un bloque mineralizado. Este factor es el inverso de la distancia entre cada muestra y el centro del bloque, elevado a una potencia “n”, que suele tomar un valor entre 1 y 3. Es un método laborioso y repetitivo, por lo que requiere el uso de computadores.

Es una técnica de suavizado y no es aconsejable para yacimientos con límites muy definidos, pues produce mayores tonelajes y menores leyes, pudiendo comprometer los estudios de viabilidad. Es aplicable a yacimientos con paso gradual entre el mineral y el estéril.

3.1.3. MÉTODOS GEOESTADÍSTICOS

Aparecieron al final de la década de 1960 y se han perfeccionado enormemente con el desarrollo de los ordenadores, ya que necesitan de extensos cálculos matemáticos para su aplicación.

Son métodos más precisos y ofrecen una información más completa que los anteriores. Sin embargo, se requiere de formación académica especializada, hardware y software adecuado, importante número de sondeos, calicatas, etc. que permitan el cálculo del variograma susceptible a modelizarse. Si alguno de estos factores no se cumple, la estimación de reservas puede ser errónea y con desviaciones que invaliden sus resultados.

La geoestadística estudia variables distribuidas espacialmente que tienen un carácter aleatorio junto con un determinado carácter geológico, denominadas variables regionalizadas.

Una variable regionalizada toma valores de modo que para dos pares de puntos próximos su similitud depende de la distancia y orientación de los mismos, por ejemplo: ley del mineral, espesor, densidad, etc. (los puntos en este caso son las muestras o testigos de sondeos).

La estadística clásica solo considera la magnitud de los datos pero la geoestadística considera la posición de cada punto dentro de un cuerpo mineralizado y su autocorrelación espacial expresada por el variograma.

En efecto, el variograma, $2\gamma(h)$, se define para medir la correlación espacial de la variable considerada, para distancias de separación entre muestras en diferentes direcciones (h).

$$2\gamma(h) = E\left[\{Z(x) - Z(x+h)\}^2\right]$$

$$2\gamma^*(h) \cong \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N [f(x_i) - f(x_i+h)]^2$$

donde $Z(x)$ es la variable regionalizada, N es el número de pares de datos, $f(x_i)$ el valor de la variable regionalizada en el punto “ x_i ” y $f(x_i+h)$ el valor que toma a una distancia h de “ x_i ”.

La velocidad de incremento de $\gamma^*(h)$ con la distancia h indica la velocidad a la cual la influencia de una muestra disminuye con la distancia y define la influencia de la misma. La distancia a la que $\gamma^*(h)$ se hace constante corresponde al límite de la zona de influencia.

El Krigeage es la técnica geoestadística de estimación de la variable regionalizada en un punto o bloque, a partir de un número de determinados valores conocidos, de acuerdo con unos factores de ponderación que se establecen bajo la condición de obtener un estimador lineal, óptimo e insesgado.

3.2. CONSIDERACIONES GEOMECÁNICAS

Los ensayos que se suelen realizar para determinar las propiedades mecánicas de las rocas son los de compresión simple, tracción (brasiler) y triaxial, mediante los cuales se pueden determinar la resistencia a compresión y tracción, los coeficientes de Poisson y las cohesiones y fricciones internas de los materiales.

También se puede estimar las propiedades geomecánicas de los macizos rocosos con la ayuda de las clasificaciones geomecánicas de los mismos, por ejemplo las propuestas por Barton, Lien y Lunde, Deere, Bieniawski y Hoek-Brown.

El objeto de las clasificaciones geomecánicas es evaluar las propiedades de los macizos rocosos para poder determinar la calidad de la roca con diversos fines que van desde la elección del tipo de sostenimiento más adecuado para galerías y túneles, hasta la determinación de índices para predecir la fragmentación de las rocas frente a voladuras.

Las clasificaciones geomecánicas constan de dos partes: en la primera se define un índice numérico que caracteriza la calidad de la roca a partir de observaciones “in situ” y de ensayos de laboratorio; en la segunda, se proponen

diversos tipos de sostenimiento de la excavación en función del índice de calidad y en base a experiencias previas.

Para que la evaluación de la calidad de los macizos rocosos sea lo más objetiva posible, hay que cuantificar los factores geomecánicos que los definen de forma que los índices de calidad propuestos por las diversas clasificaciones sean comparables unos con otros.

3.2.1. CLASIFICACIÓN DE DEERE

Este sistema de clasificación fue introducido por Deere en 1966 basado en la utilización del índice de calidad RQD (Rock Quality Designation), este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de testigo mayor de 10 cm recuperado de un sondeo; permitiendo estimar el grado de fracturación del macizo rocoso.

Según este índice de calidad se clasifican los macizos en 6 clases y se proponen los distintos tipos de sostenimiento a utilizar en función de la clase del macizo rocoso y del método de excavación utilizado, como se observa en la tabla 3.1.

Tabla 3. 1 Clasificación de Deere

RQD	RQD > 90	75 < RQD < 90	50 < RQD < 75	25 < RQD < 50	RQD < 25	FLUYENTE O EXPANSIVA
CALIDAD DE LA ROCA	EXCELENTE	BUENA	REGULAR	MALA	MUY MALA	EXTREMADAMENTE MALA

Fuente: Mecánica de rocas para minería subterránea

3.2.2. CLASIFICACIÓN DE BENIAWSKI

Esta clasificación fue introducida por Beniaowski originalmente en 1976, sufriendo modificaciones y ampliada hasta obtenerse la definitiva en 1989. Su aplicación no tiene limitaciones, excepto en rocas expansivas y fluyentes que no da buenos resultados.

El parámetro que define la clasificación es el denominado RMR (Rock Mass Rating) que se obtiene de la cuantificación numérica de la calidad mecánica del macizo rocoso a partir de los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.
- RQD.
- Espaciamiento entre las discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones hidrológicas.
- Orientación de las discontinuidades.

Dependiendo del valor total del RMR, se clasifican los macizos rocosos en 5 categorías. El macizo rocoso será mas competente cuanto mas alto sea el RMR.

Los sostenimientos propuestos por esta clasificación deben considerarse orientativos y están probablemente sobredimensionados para profundidades y secciones menores a las consideradas (figuras 3.5 y 3.6).

Figura 3. 5 Clasificación de Beniaowski

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo de 1 punto	> 100 kp/cm ²	40-80 kp/cm ²	20-40 kp/cm ²	10-20 kp/cm ²	Compresión simple (kp/cm ²)		
		C. simple	> 2.500 kp/cm ²	1.000-2.500 kp/cm ²	500-1.000 kp/cm ²	250-500 kp/cm ²	50-250	10-50	< 10
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m	0,6-2 m	0,2-0,6 m	0,06-0,2 m	< 0,06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las diaclasas		Muy rugosas Discontinuas Sin separaciones Bordes sanos y duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes duros	Ligeramente rugosas Abertura < 1 mm Bordes blandos	Espejos de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1-5 mm Diacl. continuas	Relleno blando > 5 mm ó abertura > 5 mm Diacl. continuas		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 litros/min	10-25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
		Relación Presión de agua Tensión principal mayor	0	0,0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5		
		Estado general	Seco	Lig. húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
		Valoración	15	10	7	4	0		

B. CORRECCION POR LA ORIENTACION DE LAS DIACLASAS

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medios	Destacables	Muy destacables
Valoración para	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

C. CLASIFICACION

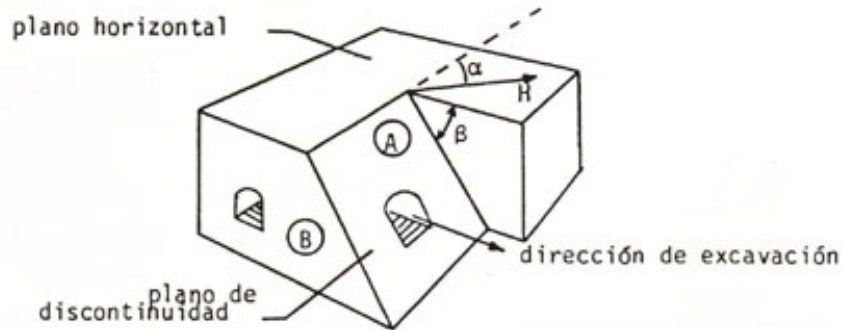
Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Aceptable	Mediocre	Muy mala
Valoración	100-81	80-61	60-41	40-21	< 20

D. CARACTERISTICAS

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento	10 años con 5 m de vano	6 meses con 8 m de vano	1 semana con 5 m de vano	10 horas con 2,5 m de vano	30 min con 1 m de vano
Cohesión	> 4 kp/cm ²	3-4 kp/cm ²	2-3 kp/cm ²	1-2 kp/cm ²	< 1 kp/cm ²
Angulo de rozamiento	> 45	35-45	25-35	15-25	< 15

Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

Figura 3. 6 Evaluación de los efectos de la orientación de las discontinuidades



-Rumbo y Buzamiento de las superficies de discontinuidades-

Evaluación de los efectos de la orientación de las discontinuidades			
TUNEL EN POSICION A			
(BUZAMIENTO)			
CONSECUENTE CON LA DIRECCION DE LA EXCAVACION		EN CONTRA DE LA DIRECCION DE LA EXCAVACION	
45° - 90°	20° - 45°	20° - 45°	45° - 90°
Muy favorable	favorable	desfavorable	medio
TUNEL EN POSICION B			
(BUZAMIENTO)			
20° - 45°		45° - 90°	
medio		Muy desfavorable	
N.B. : Para un buzamiento = 0° - 20°, se tendrá un efecto desfavorable independientemente de la dirección.			

Fuente: Mecánica de rocas para explotaciones subterráneas

3.2.3. CLASIFICACIÓN DE BARTON, LIEN Y LUNDE

Este autor desde 1974 ha ido desarrollando y perfeccionando un concepto de clasificación sobre bases estadísticas. Se trata en este caso de una clasificación muy compleja y detallada, basada en el análisis de los datos obtenidos durante la excavación de mas de 200 túneles.

Este análisis permite definir el índice de calidad del macizo rocoso “Q” (Rock Mass Quality) relacionado con la estabilidad de la excavación y el tipo de sostenimiento.

El rango de valores de Q va desde 0.001 hasta 1000, lo que hace intuir la gran precisión permitida, aunque hasta ahora solo teóricamente, debido a que algunos parámetros que se utilizan para la evaluación de Q se caracterizan por definiciones cualitativas y no suficientemente cuantitativas.

En efecto Q se define mediante la combinación algebraica de 6 parámetros fundamentales, cada uno con un rango de variabilidad proporcional a su influencia estimada sobre la calidad geomecánica del macizo rocoso. Estos son:

- Rock Quality Designation (RQD)
- Índice de Diaclasado (Jn)
- Índice de Rugosidad (Jr)
- Índice de Alteración (Ja)
- Coeficiente Hidrológico (Jw)
- Factor de Reducción (SRF)

En la tabla se recogen de forma resumida las principales indicaciones sobre la forma de estimar estos parámetros y la expresión para Q es:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Sin embargo, surgen ciertas dificultades para la correcta interpretación de esta tabla, y el mismo autor, en su trabajo original, suministra una serie de notas explicativas:

- RQD: (índice de calidad de Deere) si el RQD es menor que 10, para el calculo de Q se toma $RQD = 10$.
- Jn: (índice de Diaclasado): para la zona de intersección de dos túneles es 3 Jn y para los portales es 2 Jn. Cuando el macizo rocoso es estratificado, para la evaluación de Jn estas discontinuidades se tomaran como sistemas definidos cuando son muy marcados y en caso contrario como discontinuidades ocasionales.
- Jr: (Índice de Rugosidad de las Discontinuidades) Si el espaciamiento entre las discontinuidades del sistema principal es mayor de tres metros debe aumentarse en una unidad su valor.
- Ja: (Índice de alteración de las fracturas) En el trabajo original, la tabla para este parámetro es muy detallada tomando en cuenta tres diferentes grupos de condiciones de la discontinuidad en función de la entrada en contacto o no de las dos superficies durante la ejecución de un ensayo de corte directo. (Índice de alterabilidad de las discontinuidades).
- Jr/Ja: La relación de estos dos parámetros se refleja directamente sobre la resistencia al corte de la discontinuidad.
- Jw: (Coeficiente Reductor por la Presencia de Agua) No se toma en cuenta la eventual formación de hielo y se recomienda aumentar los valores de Jw cuando sean previstas obras de drenaje y en la medición de la presión agua. La presión de agua tiene un efecto adverso a la resistencia al corte en las discontinuidades debido a la reducción de los esfuerzos efectivos. El agua es la causante del ablandamiento y lavado de las diaclasas.
- SRF (Coeficiente de influencia del estado tensional) Para el uso de este parámetro, en el caso de rocas con discontinuidades aisladas y limpias (es decir, sin rellenos de materiales finos), para el grupo de rocas competentes, en la determinación del SRF intervienen en el valor de la relación C_0/σ_1 o T_0/σ_1 y σ_1/σ_3 (siendo C_0 la resistencia a la compresión simple, T_0 la resistencia a la tracción simple, σ_1 y σ_3 los esfuerzos principales máximos y mínimos de la roca en sitio respectivamente). En resumen este parámetro

mide: la pérdida de resistencia en caso de excavación de túneles a través de zonas de corte y zonas arcillosas, los esfuerzos en rocas competentes y las cargas fluyentes en rocas incompetentes plásticas. Para rocas competentes y poca cobertura, si la profundidad del terreno es menor que el ancho de la sección se toma el $SRF=5$.

Es interesante observar que en esta clasificación, cada uno de los parámetros que participan al determinar Q , toman un significado práctico-teórico de notable interés:

- Tamaño del Bloque (RQD/J_n): tiene un rango de 0 a 400 y representa un índice de proporcionalidad a la estructura del macizo rocoso y precisamente al volumen de cada bloque de roca intacta aislada por las discontinuidades.
 - Resistencia al Corte (J_r/J_a): Representa la rugosidad y el grado de alteración de las discontinuidades y de los eventuales materiales de relleno y el valor numérico se relaciona muy bien con $\tan\phi$ (ϕ : ángulo de fricción).
 - Esfuerzos efectivos (J_w/SRF): Es un factor complejo de evaluación, empírico. Este toma en cuenta la presión del agua en las discontinuidades con J_w , y el efecto negativo que el agua misma ejerce sobre la resistencia de la roca: el factor SRF es en cambio una cuantificación empírica de la resistencia a las solicitaciones de la roca (en la práctica es una especie de evaluación del intervalo de comportamiento elástico del macizo rocoso).
- (Figura 3.7)

Figura 3.7 Parámetros que interviene en el índice de clasificación Q

Estimación de parámetros que intervienen en el índice Q (simplificado de Barton et al. 1974)

Índice de diaclasado J_n (*)		Índice de rugosidad J_r	
Roca masiva	0,5-1,0	Diaclasas rellenas	1
Una familia de diaclasas	2	Diaclasas limpias (*)	
Id. con otras diaclasas ocasionales	3	— Discontinuas	4
Dos familias de diaclasas	4	— Onduladas, rugosas	3
Id. con otras diaclasas ocasionales	6	— Onduladas, lisas	2
Tres familias de diaclasas	9	— Planas, rugosas	1,5
Id. con otras diaclasas ocasionales	12	— Planas, lisas	1,0
Cuatro o más familias, roca muy fracturada	15	Lisos o espejos de falla	
Roca triturada	20	— Ondulados	1,5
		— Planos	0,5

(*) En embocaduras $2 \times J_n$

(*) O cuyas caras entran en contacto bajo la sollicitación

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

Índice de alteración J_a	Coficiente reductor por la presencia de agua J_w	Presión de agua (Kg/cm ²)
Diaclasas de paredes sanas	0,75-1	Excavaciones secas o con < 5 l/min localmente
Ligera alteración	2,0	
Alteraciones arcillosas	4,0	Afluencia media con lavado de algunas diaclasas
Con detritus arenosos	4,0	
Con detritus arcillosos preconsolidados	6,0	Afluencia importante por diaclasas limpias.
Id. poco consolidados	8,0	Id. con deslavado de diaclasas
Id. expansivos	8-12	Afluencia excepcional inicial, decreciente con el tiempo.
Milonitos de roca y arcilla	6-12	
Milonitos de arcilla limosa	5	Id. mantenida
Milonitos arcillosos-grosos	10-20	

Parámetro SRF

— Zonas débiles:	
Multitud de zonas débiles o milonitos	10,0
Zonas débiles aisladas, con arcilla o roca descompuesta (cobertura ≤ 50 m)	5,0
Id. con cobertura > 50 m.	2,5
Abundantes zonas débiles en roca competente.	7,5
Zonas débiles aisladas en roca competente (c. ≤ 50 m).	5,0
Id. con c. > 50 m	2,5
Terreno en bloques muy fracturado	5,0
— Roca competente:	
Pequeña cobertura	2,5
Cobertura media	1,0
Gran cobertura	0,5-2,0
— Terreno fluyente:	
Con bajas presiones	5-10
Con altas presiones.	10-20
— Terreno expansivo:	
Con presión de hinchamiento moderada	5-10
Con presión de hinchamiento alta	10-15

Fuente: Mecaniza de rocas para minería subterránea.

3.2.4. CLASIFICACIÓN DE HOEK - BROWN

El criterio generalizado de falla de Hoek para masas rocosas diaclasadas viene dado por la siguiente expresión:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} * \left(\frac{m_b * \sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

donde σ_1' y σ_3' , son los esfuerzos efectivos máximo y mínimo en el momento de falla, σ_{ci} la resistencia a la compresión sin confinar de la roca intacta, m_b , S y a , constantes que dependen de las condiciones de la masa rocosa, para cuya determinación Hoek desarrolló el GSI (Geological Strength Index). “Índice de Resistencia Geológica”

El criterio de falla (original) de Hoek para la roca intacta viene definido por la siguiente formula:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} * \left(\frac{m_i * \sigma_3'}{\sigma_{ci} + 1} \right)^{0,5}$$

donde m_i , constante de Hoek para la roca intacta, fue determinada mediante análisis estadísticos de una serie de ensayos triaxial sobre núcleos de roca cuidadosamente preparados.

Donde M_b es un valor reducido de la constante del material M_i y es dado por:

$$m_b = m_i * e^{\left(\frac{GSI-100}{28+14D} \right)}$$

S y a son constantes de la masa rocosa dados por la siguiente relacion:

$$S = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3D} \right)}$$

y

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} * \left(e^{\frac{-GSI}{15}} - e^{\frac{-20}{3}} \right)$$

Donde D es un factor que depende del grado de perturbacion a la cual el macizo rocos ha sido sujeto a danos por voladuras y a relajacion de esfuerzos. Este factor varia desde 0 para macizos rocosos no perturbados hasta 1 para macisos rocosos muy perturbados.

Índice de Resistencia Geológica (GSI):

La resistencia de la masa rocosa diaclasada depende de las propiedades de los trozos de roca intacta y de la libertad que tengan estos de deslizarse y rotar bajo diferentes condiciones de esfuerzo. Esta libertad esta controlada por la forma geométrica de los trozos de roca intacta y por las condiciones de las superficies que las separan. Trozos angulares de roca con superficies de discontinuidad limpias y rugosas, imprimen a la masa rocosa una mayor resistencia que aquella que contenga partículas redondeadas de material alterado y meteorizado.

El GSI introducido por Hoek en 1994 y Hoek, Kaiser y Bawnder en 1995, provee un sistema para estimar la reducción de la resistencia de la masa rocosa para diferentes condiciones geológicas. El sistema se basa en observaciones de campo o de núcleos recuperados de perforaciones. Ver figura 3.8.

Figura 3. 8 Tabla para la estimación del GSI (Geological Strength Index)

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
SEDIMENTARY	Clastic		Conglomerates *	Sandstones 17 ± 4	Siltstones 7 ± 2	Claystones 4 ± 2
			Breccias *		Greywackes (18 ± 3)	Shales (6 ± 2) Marls (7 ± 2)
	Non-Clastic	Carbonates	Crystalline Limestone (12 ± 3)	Sparitic Limestones (10 ± 2)	Micritic Limestones (9 ± 2)	Dolomites (9 ± 3)
		Evaporites		Gypsum 8 ± 2	Anhydrite 12 ± 2	
Organic					Chalk 7 ± 2	
METAMORPHIC	Non Foliated		Marble 9 ± 3	Hornfels (19 ± 4) Metasandstone (19 ± 3)	Quartzites 20 ± 3	
	Slightly foliated		Migmatite (29 ± 3)	Amphibolites 26 ± 6	Gneiss 28 ± 5	
	Foliated**			Schists 12 ± 3	Phyllites (7 ± 3)	Slates 7 ± 4
IGNEOUS	Plutonic	Light	Granite 32 ± 3 Granodiorite (29 ± 3)	Diorite 25 ± 5		
		Dark	Gabbro 27 ± 3 Norite 20 ± 5	Dolerite (16 ± 5)		
	Hypabyssal			Porphyries (20 ± 5)	Diabase (15 ± 5)	Peridotite (25 ± 5)
	Volcanic	Lava		Rhyolite (25 ± 5) Andesite 25 ± 5	Dacite (25 ± 3) Basalt (25 ± 5)	
		Pyroclastic		Agglomerate (19 ± 3)	Breccia (19 ± 5)	Tuff (13 ± 5)

Fuente: Mecánica de rocas para minería subterránea

3.2.5. SOSTENIMIENTO EN TÚNELES Y GALERIAS

El control del suelo es uno de los mayores problemas en la minería subterránea debido a que los esfuerzos son lo suficientemente grandes para causar un cambio en los desarrollos de las galerías, sin mencionar en las paredes y frentes de las cámaras. Para la geometría típica de una cámara, el paso de los esfuerzos a través de la misma, produce concentraciones en el frente y relajación en las paredes de la misma, por tal motivo la roca comienza a romperse, además de producirse formas menos violentas de inestabilidad que usualmente ocurren en los frentes debido a los grandes esfuerzos o en las paredes debido a los esfuerzos de relajación. La esencia de la planificación de minas subterráneas es evitar concentraciones de esfuerzos excesivamente grandes.

Cuando un yacimiento es explotado, las condiciones geométricas deberán ser calculadas tomando en cuenta las concentraciones de los esfuerzos. Más aún, sin una adecuada planificación es muy probable producir condiciones de esfuerzos muy severos en las fases intermedias de la explotación, produciendo así una reducción en la seguridad y un incremento en los costos.

El objeto principal del diseño de soportes para excavaciones subterráneas es ayudar al macizo rocoso a soportarse, por lo que habrá que diseñar algún refuerzo para resistir las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca suelta, así como también para las que se provocan por el reajuste del campo de esfuerzo en la roca que rodea la excavación.

Pilares

La creación de pilares de cualquier tipo, bien sean permanentes o temporales debe ser examinada muy cuidadosamente por la magnitud de la concentración de los esfuerzos que se puedan producir. El diseño de los pilares presupone un conocimiento de la geología del área involucrada, esto lleva a estudiar los siguientes aspectos:

1. Conocimiento de la roca suprayacente y de los estratos que la forman.
2. El campo o campos de esfuerzos que afectan el área.

3. La resistencia estructural a la tensión , compresión y corte y el módulo de Poisson de la roca subyacente, incluyendo sus características plásticas y elásticas bajo una carga continua.
4. El sistema de diaclasas que afectan a las rocas del área, incluyendo la dirección en el plano horizontal y vertical y como estas direcciones varían de un estrato a otro.
5. El agua que podría contener el estrato y sus efectos sobre la roca caja, especialmente en las rocas de piso y techo.

Cuando la fortaleza física del material con que el pilar esta construido es conocida entonces el área total del pilar puede ser calculada. El siguiente paso es determinar las dimensiones necesarias para proveer estabilidad. Las teorías del esfuerzo promedio asumen un área infinita sin efectos de borde, considerando que esto es completamente posible para un arco estable a ser explotado por cinco o mas entradas en un área virgen, entonces los pilares podrán soportar una carga menor que el esfuerzo original en el suelo.

La resistencia de los pilares esta determinada por varios factores, algunos de estos factores son los siguientes:

1. La impredecible y variable resistencia de la roca de la cual el pilar esta compuesto.
2. Algunas rocas muestran un efecto de tamaño en la medida en que la resistencia compresiva es afectada, es decir, el esfuerzo de ruptura decrece cuando el tamaño del pilar se incrementa.

El sistema de diaclasas es responsable de esta situación, pero también es posible debido a otros efectos naturales.

En un pilar con esfuerzos altos, el debilitamiento que se inicia en las esquinas y en el centro de las paredes provocará alguna transferencia de las cargas desde el material debilitado hacia el corazón del pilar. En casos extremos, la magnitud de esa transferencia puede ser tan grande que la relación resistencia/esfuerzo del material que conforma el corazón del pilar caiga por debajo de 1. En tal caso se puede presentar el colapso de todo el pilar.

Una de las consecuencias desafortunadas del debilitamiento de un pilar es que puede dar lugar al efecto dominó. Si todos los pilares de un nivel tienen

esfuerzos altos y sus factores de seguridad individuales se aproximan todos a 1, el colapso de un pilar ocasionaría una transferencia de carga sobre los demás pilares, lo que a su vez pueden hacerlos colapsar. El que el colapso de un pilar sea súbito y total o gradual e incompleto dependerá de la relación entre la rigidez del pilar y la de la roca circundante.

Los criterios de estabilidad convencionalmente aceptados exigen un valor mínimo de $F_s = 1.6$. La resistencia del pilar se puede calcular según las siguientes expresiones empíricas:

➤ Según Orver y Duvall:

$$R_p = C_o \left(7.788 + 0.222 \left(\frac{W_p}{H_p} \right) \right)$$

donde:

C_o : Resistencia a la compresión uniaxial

W_p : Ancho del pilar

H_p : Alto del pilar

➤ Según Hedley (para rocas resistentes de Canadá)

$$S = K * W * H$$

donde:

S : Resistencia del pilar

W : Ancho del pilar

H : Altura del pilar

K : Constante que depende de las características geomecánicas

Anclajes

Entre los soportes mas utilizados en obras subterráneas tenemos a los anclajes, estos son la primera línea de defensa en algunas aplicaciones en ingeniería civil y de minas. Aunque esto puede causar opiniones algunos ingenieros consideran que los anclajes solo pueden ser considerados como soportes provisionales y no como soportes permanentes. Con tal que los anclajes sean instalados inmediatamente después que la roca quede expuesta, estos pueden

proveer un buen soporte por un par de semanas o por algunos meses. Más aún, pequeños movimientos del macizo rocoso pueden abrir las juntas, o extender las fracturas, haciéndose mas grandes que los anclajes, produciendo así la caída de los bloques.

Tipos de anclas

Hay centenares de tipos de anclas y varillas por lo que sería imposible reseñarlas todas, a continuación se presenta un resumen de los sistemas mas típicos:

- Varillas de madera: Se idearon para evitar dañar la máquina de corte de carbón y las bandas transportadoras; también se utilizaron en tiempos de escasez de acero durante la guerra; estas varillas sin tensar solo sirven para refuerzos muy ligeros.
- Varillas de acero, ancladas o inyectadas sin tensar: Incluyen los “Perfobolts”, pernos Worley, juegos de cuñas y varillas inyectadas; se utilizan en circunstancias que permiten la instalación muy pronta de los refuerzos. Estas varillas solo pueden aceptar cargas cuando se tensan por la deformación de la roca circundante, pero si las varillas se colocan con demasiado retraso a gran distancia del frente, buena parte de la deformación a corto plazo de la roca se habrá efectuado ya y las varillas no surtirán efecto.
- Anclas mecánicamente fijadas y tensadas: Se utilizan sobre todo en la minería y, con inyección subsecuente, también en la industria de la construcción subterránea. Las anclas de ranura y cuña son efectivas solo en roca muy buena y han sido reemplazadas con frecuencia por anclas con casquillo expansivo, de las que existen muchas variedades. En formaciones de roca de buena calidad se logran tensar las anclas hasta alcanzar casi la resistencia de la ductilidad del perno pero en rocas de menor calidad de trituración local de la roca en la punta del ancla permitirá que esta se suelte.
- Anclas tensadas e inyectadas: Se inventaron para lograr mejores anclajes en terrenos malos y mayor protección anticorrosiva para las anclas de

acero. El sistema mas sofisticado es el de los cartuchos de resina en dos etapas con el que se logra tensar el ancla a toda capacidad en una sola operación rápida y sencilla. A pesar del alto costo de la resina, el costo total del sistema instalado se puede comparar ventajosamente con otros sistemas de anclajes por el reducido factor de mano de obra.

Tipos de anclajes

Cuando se tienen que tensar las anclas, se necesita de alguna forma de fijación para sujetar la extremidad del perno en el terreno. Los tres tipos mas comunes de anclajes son el mecánico, el de lechada de cemento y el químico (resinas sintéticas).

Las anclas mecánicas, así como las de casquillo expansor son muy comunes tanto en la minería como en la ingeniería civil. Básicamente, todas las anclas de casquillo expansor funcionan de la misma manera y la elección de un tipo de ancla para una obra determinada dependerá generalmente, mas de su precio y disponibilidad que de su eficiencia.

En una roca de buena calidad, las anclas mecánicas son muy eficaces y su instalación es rápida y recomendable. En rocas más débiles o suaves, la eficacia del ancla se reduce por la trituración local de la roca con los manguitos del casquillo. En lodolitas, lutitas y areniscas poco cementadas, de baja resistencia, no se recomienda el uso de anclas mecánicas.

Las anclas con lechada o morteros de cemento son menos adecuadas que las anclas mecánicas o de cartuchos de resina, aunque son probablemente, las mas económicas. La colocación del mortero al final del barreno es el problema mas difícil de resolver, se han inventado varios métodos con éxitos variables.

Un método que al aplicarse demostró ser recomendable y eficaz es el de utilizar una manga corta de “Perfobolt”, esta manga se rellena con un mortero espeso y se empuja hasta el final del barreno con el ancla. Al penetrar el perno en el mortero, este se sale de las perforaciones y rellena el espacio entre el ancla y el barreno. Por lo espeso de mortero permanecerá en su lugar al final del barreno.

Los cartuchos de resina se utilizan cada vez mas en las obras donde se necesita una alta resistencia y una instalación rápida. El alto costo de estos

cartuchos generalmente se justifica por la rapidez y la facilidad de su instalación, lo que es de particular importancia cuando hay que integrar los ciclos de excavación y de refuerzo.

Diseño de un sistema de anclaje

El uso de anclajes debe ser examinado en conjunto con el material a ser empernado. Hay tres factores que determinan el tipo de soporte requerido en una excavación subterránea, aparte de la consideración del costo total del sistema a ser evaluado.

Estos tres factores físicos que determinan el uso de los anclajes son los siguientes:

- Tipo de material que rodea la excavación.
- Método de trabajo.
- Desarrollo de los esfuerzos en la excavación.

Estos factores hacen muy dificultoso dictar las normas para el anclaje en términos de longitud y espaciamiento entre anclajes, el tonelaje de roca por hueco, etc.

Sin embargo hay algunas reglas generales a partir de observaciones y un poco de lógica las cuales siempre se aplican:

1. Los anclajes dan un mejor esfuerzo si son instalados antes de que la relajación del estrato comience.
2. Para un soporte sistemático los anclajes deben ser instalados con un patrón regular.
3. Los anclajes siempre deben cruzar cualquier plano de debilidad, tales como fallas, planos de clivajes, potenciales líneas de esfuerzos y zonas de tensión con el mayor ángulo posible.

Como una última limitación, esta sería recordar que los anclajes no son realmente un soporte. La excavación debe ser básicamente autosustentable, o tener pilares firmes. La principal función de los anclajes es reforzar o estabilizar la roca en la superficie de la excavación. Los anclajes sostienen bloques y laminas de rocas sueltos y previene la caída de estos por acción de la gravedad.

Todos los métodos usados, para calcular el tipo de sostenimiento, son en su mayoría métodos empíricos, lo que se debe ser cuidadoso en la recolección de datos para el cálculo más correcto.

Los métodos de cálculo efectuado en el informe, Teoría de Arco de Terzaghi, Método de Barton, Método de Thomas y Método de Bieniawski.

Teoria de Arco de Terzaghi

Este método empírico determina la carga de roca (H_p), en metros, sobre el techo del túnel, en función de las características geomecánicas del suelo o macizo rocoso. El valor H_p viene dado por la formula:

$$\mathbf{H_p = 0.25 \text{ a } 0.35 * (B + H_t)}$$

Siendo:

H_p : Altura de carga.

B : Ancho del túnel.

H_t : Altura de cavidad.

Obtenido el valor de H_p , se calcula la presión máxima sobre el techo, mediante la formula:

$$\mathbf{P_{max} = \gamma * H_p}$$

Siendo:

P_{max} : Presión máxima en el techo.

γ : Densidad de la roca.

Para el cálculo de la profundidad del perno en el techo, Terzaghi propone la siguiente formula tomando en cuenta la luz, o separación medidas en metros, de las paredes de la cavidad (Pilares), de la siguiente manera.

$$\mathbf{L = 1.40 + 0.184 * B}$$

$$L = 1.60 + (1 + 0.0012 * B^2)^{1/2}$$

Teoría de Barton

Propone en su Teoría, el cálculo de la longitud de la profundidad del perno, tomando en cuenta, el ancho de la excavación o luz, altura de la excavación y un parámetro que depende del tipo de excavación (ESR), expresado de la siguiente manera:

Para el Techo

$$L = 2 + 0.15 * B / ESR$$

Para la pared

$$L = 2 + 0.15 * H / ESR$$

Siendo:

L: Profundidad del perno.

B: Luz de las paredes.

H: Altura de la cavidad.

Los valores del ESR, varia dependiendo del tipo de excavación, según la siguiente tabla.

CATEGORÍA DE EXCAVACIÓN	ESR
Excavaciones Mineras	3-5
Pozos Verticales Circulares/Rectangulares	2.5 / 2.0
Túneles permanentes y exploratorios	1.6
Túneles civiles de sección pequeña	1.3
Túneles civiles de sección grande	1.0
Estaciones de METRO	0.8

Teoria de Thomas

Thomas propone en su teoría, el cálculo de la profundidad de los pernos al igual que su espaciamento en función del tipo de roca, Luz o separación entre las paredes, expresada en metros, según el siguiente cuadro:

TIPO DE ROCA	L	S
Competente	1/3 B	2/3 L
Fracturada	½ B	0.5 L
Muy Fracturada	2/3 B	0.3 L

Siendo:

L: Profundidad del sostenimiento.

B: Luz entre paredes.

S: Espaciamento entre pernos.

- Mallas

La malla se utiliza para retener pequeñas piedras sueltas o como refuerzo para el concreto lanzado. En las excavaciones subterráneas se utilizan en general dos tipos de mallas: la malla de eslabones y la malla soldada.

Malla de eslabones

Se trata del mismo tipo de malla que se utiliza para cercas y consiste en un tejido de alambre. El alambre puede ser galvanizado para protegerlo de la corrosión, y por la misma forma de tejerse es bastante flexible y resistente. Esta se encuentra fijada al techo mediante anclas. Pequeñas piedras que se sueltan del techo se quedan atrapadas en la malla, la que puede llegar a soportar cargas considerables de roca suelta dependiendo del espaciamento entre los puntos de fijación.

La malla de eslabones no se presta para servir de refuerzo al concreto lanzado, por la dificultad que hay en hacer pasar el concreto por las mallas. No se recomienda la malla eslabonada para este uso, sino el uso de una malla soldada.

Malla soldada

La malla soldada es la que se utiliza para reforzar el concreto lanzado y consiste en una cuadrícula de alambres de acero que están soldados en sus puntos de intersección. Una malla soldada típica para usarse en excavaciones, tiene alambres de 4,2 mm colocados en cuadros de 100 mm (se llama malla de 100x100x4,2) y se entregan en secciones que pueden ser manejadas por uno o dos hombres.

Generalmente la malla soldada se fija a la roca mediante una segunda placa de reten y tuercas colocadas sobre las anclas ya instaladas. El anclaje intermedio lo aseguran anclas cortas cementadas o anclas con casquillo expansor. Se necesita una cantidad suficiente de anclas intermedias para que la malla sea colocada pegada a la superficie de la tuerca. Aunque un buen operador de concreto lanzado logre lanzar con la malla alejada hasta 8 pulgadas de la roca, esto produce un gran desperdicio de concreto ya que es indispensable que la malla este totalmente recubierta.

La malla se daña fácilmente con las rocas lanzadas de voladuras cercanas y habrá que demorar su instalación hasta que la voladura este lo suficientemente lejos, o si no, hacerle cierta protección. La malla dañada se reemplazará recortando los pedazos dañados y colocando la malla nueva con un trasplante generoso para asegurara la continuidad del refuerzo.

Es difícil obtener una malla soldada galvanizada, por lo que el acero sufrirá mucho la corrosión si no se encuentra englobado en el concreto lanzado. Hay que tener cuidado para que no se formen bolsas de aire atrás de los alambres o de los puntos de intersección; esto se logra con el movimiento constante de la boquilla de lanzado para que el ángulo de impacto varíe y para que el concreto lanzado quede forzado atrás de la malla.

Concreto Lanzado

En la excavaciones subterráneas se utiliza cada vez mas el mortero y el concreto por aplicación neumática (conocidos como “Gunita” y “Concreto lanzado”). Existen dos tipos de concreto lanzado: el concreto lanzado seco, como lo indica su nombre, se mezcla es seco y se añade el agua en la boquilla y el

concreto lanzado húmedo se mezcla como un concreto de revenimiento bajo y así es bombeado hasta la boquilla. En el caso de la mezcla seca, pueden incorporarse un acelerante en la mezcla, pero en el caso de la mezcla húmeda tendrá que añadirse en la boquilla. La elección del procedimiento que se va a aplicar en una obra determinada dependerá de ciertas consideraciones que no tiene que ver con la calidad del producto terminado.

La calidad del concreto lanzado depende de los materiales empleados y sobre todo de su mezcla, pero también depende de manera preponderante de método de colocación. De particular importancia para el producto terminado es la habilidad del operador de la boquilla para preparar la superficie, controlar el ritmo y espesor de proyección y, en el caso del proceso seco, para determinar la relación agua-cemento.

3.3 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEOS

Los métodos de explotación se definen como el diseño geométrico usado para explotar un yacimiento determinado, establecen el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo de minas. La explotación de una mina es el conjunto de operaciones que permiten el arranque, carga y extracción de mineral, que para una operación normal de minería subterránea es fundamental que todos los servicios anexos como: Ventilación, fortificación, drenaje, suministro de energía, aire y agua funcionen en óptimo estado.

El objetivo de la explotación de un yacimiento es la extracción de menas y sustancias minerales sistemáticamente, de manera que la comercialización de la sustancia mineral proporcione la utilidad esperada. La explotación de una mina subterránea se compone de tres operaciones mineras básicas :

- Accesos y desarrollos de aperturas mineras: Corresponden a aquellas labores que comunican el cuerpo mineralizado con la superficie, para su explotación.
- Preparación o infraestructura de la mina: Se define como la ejecución de una red cuidadosamente planificada de galerías, chimeneas y otras formas básicas de excavación de rocas para realizar la explotación.

- Arranque o explotación de la mina: Consiste propiamente en la extracción del mineral.

3.3.1. SELECCIÓN DE UN MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Los factores que gobiernan la selección del método son:

1. *Características espaciales del depósito:* Estos factores son los más determinantes, porque inciden en gran medida en la selección inicial del método a utilizar, además de afectar la futura tasa de producción, el método para el manejo de materiales y el diseño de la mina dentro del cuerpo mineral. Los elementos a evaluar son:
 - Tamaño (dimensiones, especialmente altura o espesor).
 - Forma (tabular, masivo, irregular, lenticular).
 - Inclinación o buzamiento.
2. *Condiciones geológicas e hidrológicas:* Las características geológicas, tanto del mineral como de la roca o material adyacente (roca caja), influyen en la selección del método, especialmente al considerar entre métodos de explotación selectivos o no selectivos. La hidrología afecta las condiciones del drenaje y del bombeo. La mineralogía gobierna los requerimientos de procesamiento del mineral. Los factores que intervienen en la consideración de este aspecto son:
 - Mineralogía y petrología.
 - Composición química (minerales primarios, subproductos).
 - Estructura del depósito (foliación, fallas, discontinuidades, intrusiones).
 - Planos de debilidad (diaclasas, fracturas, clivaje).
 - Uniformidad, alteración, meteorización (zonificaciones, límites).
 - Aguas subterráneas e hidrología (ocurrencia, flujo, nivel freático).
3. *Propiedades geomecánicas (mecánica de rocas):* Las propiedades mecánicas de los materiales que comprenden el depósito y la roca encajante, son los factores claves para la selección del equipo de arranque que se va a utilizar. Los factores a estudiar son:

- Propiedades elásticas (resistencia, módulo de elasticidad, módulo de Poisson, etc.)
 - Estado de los esfuerzos (originales, modificados por minería).
 - Otras propiedades (gravedad específica, porosidad, etc.)
4. *Factores tecnológicos:* Tiene que ver con las bondades y limitaciones de cada método. Entre estos tenemos:
- Recuperación (porción del depósito realmente extraída).
 - Dilución (cantidad de estéril extraída con el mineral).
 - Flexibilidad del método para un cambio de condiciones.
 - Selectividad del método para distinguir entre mineral y estéril.
 - Concentración o dispersión de los trabajos.
 - Capital, mano de obra e intensificación de la mecanización.
5. *Consideraciones económicas:* La economía determina el éxito de una empresa minera. Dichos factores son:
- Reservas (tonelaje y tenor).
 - Tasa de producción.
 - Vida de la mina (período de operación para el desarrollo y la explotación).
 - Productividad (extracción por unidad de trabajador y de tiempo).
6. *Consideraciones ambientales:* No se refieren únicamente al ambiente físico, también debe revisarse lo relativo a clima social, político y económico. Los aspectos a estudiar son:
- Control atmosférico.
 - Fuerza laboral (reclutamiento, entrenamiento, seguridad e higiene, vivienda, condiciones comunitarias, etc.)
 - Reducción de pasivos ambientales.
 - Disminución de la percepción pública negativa.

3.3.2. MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

La importancia de las características del macizo rocoso en las posibilidades de aplicación de un determinado método de explotación y su influencia en el dimensionamiento de las explotaciones, sirven como criterios para realizar una clasificación de los mismos, en particular basada en la resistencia del macizo rocoso, no sólo la roca caja, sino también las que constituyen el yacimiento. Las características de un yacimiento pueden hacerlo favorable o no para el control del terreno

Tomando en cuenta lo anterior, una clasificación que ordena los métodos de acuerdo a la resistencia del macizo rocoso, su estabilidad y su característica geométrica es la siguiente:

- Explotaciones con Sostenimiento Natural.
- Explotaciones con Sostenimiento Artificial.
- Explotaciones por Hundimiento.

Entre las explotaciones con sostenimiento natural tenemos:

- Cámaras y Pilares (Room and Pillars)
- Arranque por Subniveles (Sublevel Stopping).
- Explotación por Grandes Barrenos (Long Hole Stopping).

Entre las explotaciones con sostenimiento artificial tenemos:

- Cámaras Almacén (Shrinkage Stopping).
- Corte y Relleno (Cut and Fill Stopping).
- Explotaciones con Entibación (fortificación) (Timber Supported Stopes).

Entre Las explotaciones por Hundimiento tenemos:

- Bloques Hundidos (Block Caving).
- Subniveles Hundidos (Sublevel Caving).

A continuación se explicara cada uno de estos métodos.

Cámaras y Pilares (Room and Pillar)

El método de explotación Room and Pillar o Cámaras y Pilares consiste, como su nombre lo indica, en la explotación de cámaras separadas por pilares de sostenimiento del techo. La recuperación de los pilares puede ser parcial o total,

en este último caso, la recuperación va acompañada del hundimiento controlado del techo que puede realizarse junto con la explotación o al final de la vida del yacimiento, lógicamente el hundimiento del techo en este caso es totalmente controlado.

En un principio el método de cámaras y pilares se llevaba en forma irregular, o sea, que las dimensiones y distribución de cámaras se hacía sobre la marcha de la explotación, dejando pilares en forma irregular obedeciendo solamente a las características presentadas por el yacimiento, como por ejemplo, zonas de más baja ley, diques de estériles etc. Hoy en día, dada las condiciones de mecanización y los adelantos obtenidos en las técnicas de reconocimiento, el método, se planifica con anterioridad a la explotación propiamente tal, llevándose las cámaras y el trazado de los pilares con una distribución regular.

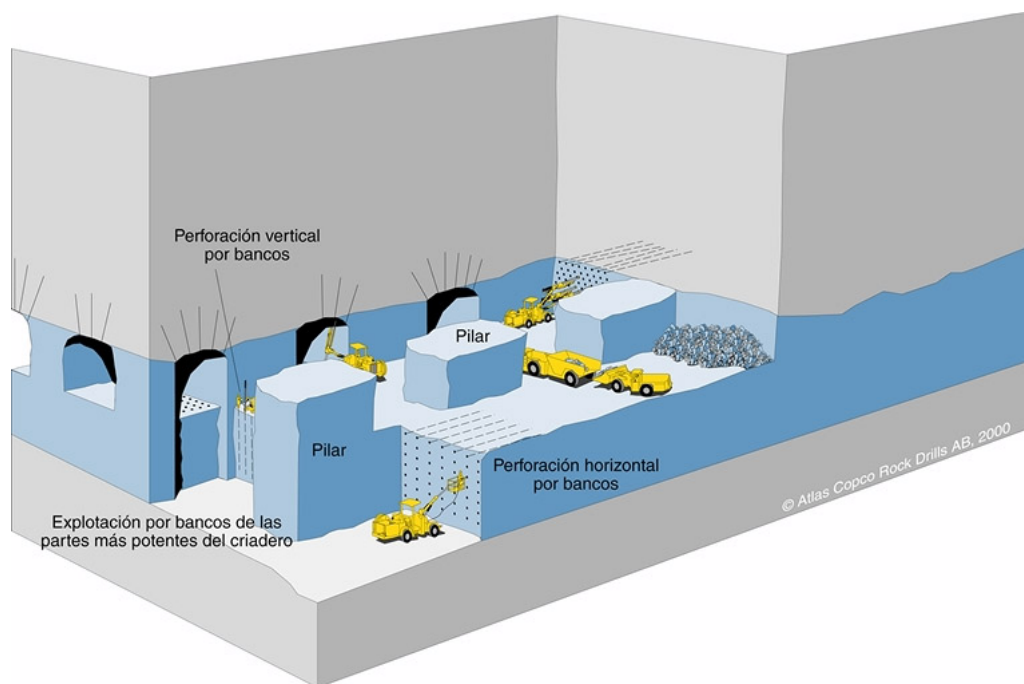
Este método de explotación es aplicado ampliamente y en los últimos años se ha desarrollado bastante debido a su bajo costo de explotación y que permite, hasta cierto punto, una explotación moderadamente selectiva. Los yacimientos que mejor se presentan para una explotación por Room and Pillar son aquellos que presentan un ángulo de buzamiento bajo, aunque también es aplicable en yacimientos con buzamiento entre 30° y 40° , es decir, en yacimientos de buzamiento crítico, donde el mineral no puede escurrir por gravedad. Por otra parte, la estructura o forma del yacimiento debe ser favorable a un desarrollo lateral de la explotación, por ejemplo, mantos o yacimientos irregulares con gran desarrollo en el plano horizontal. En cuanto a la potencia del yacimiento, el método ha sido aplicado con éxito en yacimientos de hasta 40 – 60 mts. Los casos corrientes de aplicación son para yacimientos de baja potencia destacándose espesores de 2 a 20 metros.

Los pilares se pueden diseñar con secciones circulares, cuadradas o con forma de paredes alargadas, separando las cámaras de explotación. Los minerales contenidos en los pilares no son recuperables y, por lo tanto, no se incluyen en las reservas del mineral de la mina. Existe una variedad de explotaciones mineras llevadas a cabo por este método, debido a las diferentes condiciones geológicas.

- a. *Las cámaras y pilares "Classic"*: se aplican a los depósitos planos estratificados, con espesores desde moderados hasta de gran espesor y

también a yacimientos inclinados con grandes espesores, como se observa en la figura 3.5. La explotación del depósito de mineral crea grandes bancos abiertos por donde las máquinas sobre neumáticos pueden desplazarse sobre el fondo plano. Los yacimientos de mineral de gran altura vertical se explotan en trozos horizontales, comenzando arriba, y por bancos hacia abajo en etapas.

Figura 3.9 Camaras y Pilares “Classic”



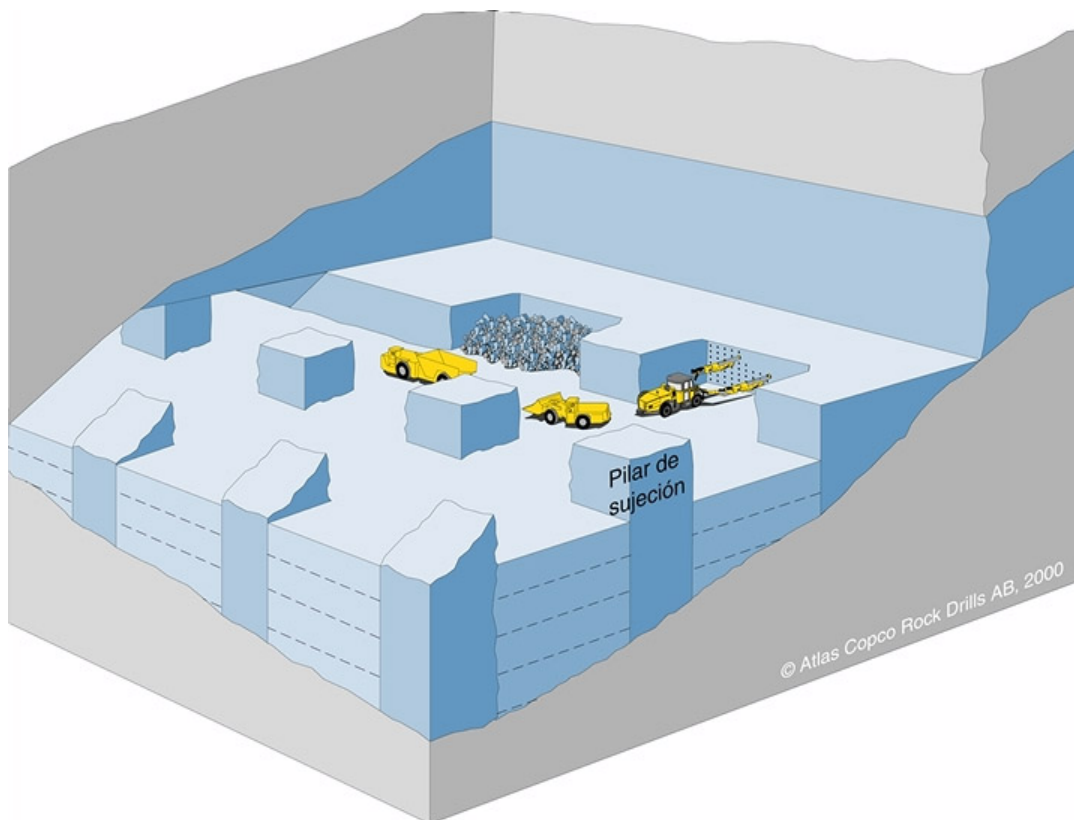
Fuente: www.atlascopco.com

- b. *Las Cámaras y pilares "Post "*: se aplican a yacimientos inclinados con un ángulo de inclinación de 20 a 25 grados, de altura vertical superior, donde el espacio explotado se rellena. El relleno mantiene a los pilares estables y sirve como plataforma de trabajo mientras se explota el siguiente tajada. Ver figura 3.6.

La minería post cámara y pilares es un método híbrido entre cámaras y pilares con corte y relleno. El método de cámaras y pilares recupera la mineralización en tajadas horizontales, comienza desde un nivel inferior y avanza hacia arriba. Los pilares se dejan dentro de la excavación

escalonada para soportar el techo. La excavación anterior se rellena con desechos hidráulicos y la siguiente tajada se extrae con máquinas, trabajando desde la superficie previamente rellenada. Los pilares se extienden a través de varias capas de relleno. Este relleno contribuye como soporte pasivo del pilar.

Figura 3. 10 Camaras y Pilares “Post”



Fuente: www.atlascopco.com

- c. *Cámaras y pilares "Step"*: Las cámaras y pilares por etapas es una variación que adapta la pared inclinada del yacimiento para un uso más eficiente del equipo con neumáticos. Aunque las aplicaciones no pueden generalizarse totalmente, la minería de cámaras por etapas se aplica a depósitos tabulares con espesores de 2,0 a 0,5 m e inclinaciones desde 15 hasta 30 grados.

La minería de cámaras por etapas comprende una disposición donde las direcciones de transporte cruzan la inclinación del yacimiento a tal ángulo de que la pendiente de la rampa permita desplazarse hacia arriba.

Orientando la excavación de escalones a lo largo de un buzamiento, los fondos de las inclinaciones toman un ángulo adecuado para un recorrido cómodo de los vehículos sobre neumáticos.

Ventajas:

- El método hasta cierto punto es selectivo, es decir zonas más pobres pueden no explotarse sin afectar mayormente la aplicación del método.
- En yacimientos de tamaños importantes puede llegarse a una mecanización bien completa lo que reduce ampliamente los costos de explotación.
- En yacimientos que afloran a la superficie puede hacerse todo el desarrollo y preparación por mineral o, en caso contrario, los desarrollos por estéril pueden ser muy insignificantes.
- Actualmente con el avance de la técnica de sostenimientos de techo pueden explotarse caserones de luces amplias con bastante seguridad.
- Permite la explotación sin problemas de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.
- La recuperación del yacimiento aún no siendo del 100 % puede llegar a índices satisfactorios del orden del 80 a 90 %.

Desventajas:

- Si el yacimiento presenta una mineralización muy irregular, tanto en rumbo como en potencia, podría llegar a afectar la explotación, limitando mucho la planificación del método, como así mismo la perforación y provocar problemas de carga, sobre todo para posibles mecanizaciones.
- Cuando el buzamiento está muy cerca del buzamiento crítico (45°) se producen problemas para el movimiento del mineral en las cámaras y aún, este problema es más grave si se trata de mantos angostos. En el caso de mantos potentes hay problemas en la mecanización de la perforación, lo que se traduce en dificultades de movilidad al usar el equipo pesado de perforación.

- La dilución de la ley es un problema que es muy importante y que, en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método.
- En ciertos casos cuando no es posible controlar el techo y es necesario llevar cámaras muy angostas, puede concluirse, en un cambio de método de explotación por otro más adecuado o emplear un método combinado, por ejemplo : Room and Pillar con Shrinkage.
- Si la recuperación del yacimiento es muy baja se debe entonces pensar en otro método.

Arranque por Subniveles (Sublevel Stopping)

Estos métodos se aplican a yacimientos con pendientes fuertes y que permiten la perforación de barrenos largos de banqueo o en abanico. Estos métodos necesitan una gran preparación y se requiere generalmente de un yacimiento potente.

La distancia óptima entre los niveles depende de dos parámetros: el costo y la dilución. Los costos por lo general disminuyen al aumentar la altura, pero aumentan con ello la dilución. La tendencia actual en relación con la distancia entre niveles es hacerla cada vez mayor; las cifras oscilan entre 100 y 130 m para el largo de la cámara y los niveles cada 30 m de altura.

Puesto que en este método se crean grandes espacios vacíos que quedan sin rellenar ni sostener y que están sometidos a choques sísmicos causados por las grandes voladuras, el macizo rocoso debe ser estructuralmente estable. Esto requiere una alta resistencia de la roca a la compresión, unido a unas características estructurales favorables, sin juntas, fallas o planos de estratificación excesivos.

Este tipo de explotación se puede realizar por dos métodos:

- a. *Arranque con barrenos paralelos:* En yacimientos verticales este sistema tiene la ventaja de poder dar un espaciado uniforme a los barrenos con unas condiciones ideales de distribución de energía y fractura. Una vez abierta la ranura frontal, para iniciar el arranque, y comenzando por el nivel mas bajo, se prepara una cornisa o saliente en cada nivel, y a todo lo

ancho del frete de arranque. Desde estas cornisas se perfora con barrenos paralelos descendentes que después se vuelan. La voladura se comienza por abajo y se hace en orden ascendente, nivel a nivel. La distancia entre niveles varia entre 6 y 30 m.

- b. *Arranque con barrenos en abanico:* En este sistema se pueden perforar barrenos, según el esquema de abanico, con la seguridad que da para el personal el perforar dentro de la galería del nivel. Así puede llevarse la perforación tan adelantada como se quiera, limitada sólo por el riesgo de perder barrenos por los desplomes de roca al avanzar la labor. La distancia entre los niveles depende, entre otros factores, de la posibilidad de controlar la dirección de los barrenos para asegurar un retiro y espaciamiento en el fondo de los mismos. Normalmente se comienza la voladura desde los niveles mas bajos, pero preparando la perforación y carga de todos los barrenos antes de iniciar la voladura.

Ventajas:

- El trabajo es continuo, sin interrupción para rellenar.
- El costo por tonelada es bajo y exige poca mano de obra.
- La relación de la producción con respecto a la preparación es alta.
- Hay gran seguridad para el personal.
- La ventilación es buena.
- Toda la maquinaria se recupera al terminar cada cámara.

Desventajas:

- No es posible la explotación selectiva.
- Es necesario un servicio de mantenimiento de equipos riguroso y por ello caro.
- El alineamiento de los barrenos debe ser cuidadoso.
- Gran cantidad de voladuras pueden causar excesivas vibraciones, provocando daños estructurales.

Explotación por Grandes Barrenos (Long Hole Stopping)

En este método se suprimen los subniveles y las cámaras se preparan a partir de dos galerías, una de techo y otra base, entre las que se perfora una chimenea de comunicación en la pared frontal prevista en la cámara. En estas galerías se realiza un realce de unos 4 m y se ensanchan hasta la dimensión que se haya previsto para la cámara. A continuación se inician las voladuras alrededor de la chimenea, empleada como cuele, para dejar preparado el frente de arranque de la cámara. Queda así individualizado el bloque de mineral de la cámara, limitado por dos espacios abiertos, en techo o base, de 4 m de alto y el largo y ancho que se dimensione para la cámara, y por el frente con un espacio abierto vertical con un espesor de 2 m a 3 m, el ancho de la cámara y la altura del piso. Así queda el frente en forma de banco, cuya altura depende de las dimensiones de la cámara y de las posibilidades de perforación de los barrenos. En el estado actual de la tecnología se consideran los 60 m como la altura máxima óptima.

Una vez preparado el banco, se perforan los barrenos con diámetros de 115 mm a 200 mm, y longitud entre 50 m y 90 m, aunque el óptimo máximo es de 60 m como ya se ha dicho. La voladura comienza alrededor de la chimenea inicial, empleada como cuele; después se sigue hasta completar un espacio abierto que sirve de salida a las voladuras.

Ventajas:

- Productividad elevada y poca mano de obra.
- Costos reducidos.
- Concentración de la producción en pocos frentes.
- Supresión de paradas en la actividad productiva.
- Gran seguridad para el personal.
- Buen control del macizo por ser fijos los avances del frente.

Desventajas:

- Gastos elevados en la preparación del frente.
- Necesidad de controlar bien la planificación y la producción.
- No puede emplearse una explotación selectiva.

- El control de los tenores es más difícil.

Cámaras Almacén (Shrinkage Stopping)

En la explotación por cámara almacén el mineral se arranca por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Parte del mineral volado se deja en el caserón ya excavado, donde sirve como plataforma de trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes del caserón. La roca aumenta su volumen ocupado cerca de un 70 % por la voladura. Por esto se debe extraer continuamente un 40 % del mineral volado durante la explotación, para mantener una distancia adecuada entre el techo y el nuevo frente de producción. Cuando el arranque haya avanzado al límite superior del caserón planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral.

La perforación puede ejecutarse con tiros horizontales, verticales e inclinados estas modalidades tienen sus ventajas e inconvenientes. La perforación de tiros horizontales tiene la ventaja de generar un mejor rendimiento, tanto del barrenado como del explosivo. En efecto, como los tiros horizontales no tienen que vencer el empotramiento, no necesitan carga de fondo, de modo que los metros barrenados y los kilos de explosivo por tonelada arrancada resultan inferiores que con tiros verticales. Pero por otra parte, los tiros horizontales tienen como inconveniente el de limitar el trabajo del perforador especialmente cuando se trata de vetas angostas, debido a que este debe esperar la eliminación del esponjamiento de un disparo para continuar con su trabajo; en caso contrario debe trasladarse a otra grada. Por eso, cuando se usa perforación horizontal, es necesaria la creación de varias gradas o si no, se debe organizar el trabajo de modo que el perforador realice otras operaciones como parte del ciclo, por ejemplo, evacuar el esponjamiento, fortificación, construcción de accesos.

En el caso de la perforación vertical no existen inconvenientes, puesto que es posible perforar, incluso con bastante anticipación, toda la grada del caserón. Sin embargo, estos tiros verticales tendrán el inconveniente de tener que vencer un empotramiento y serán por lo general más cortos para permitir la correcta introducción de la broca en el tiro, considerando el inconveniente presentado por

la altura entre el piso del mineral arrancado y el techo del caserón comprendida entre los 2 m a 2,20 m . Por este motivo es frecuente la perforación de tiros verticales de solamente 1,60 m en Shrikage, lo que evidentemente no puede dar buenos rendimientos del metro barrenado ni un buen consumo de explosivo. No obstante, mirado desde el punto de vista del principio del método, este inconveniente se traduce en una ventaja, puesto que con tiros cortos y un mal consumo de explosivos se obtiene un mineral de fragmentación más fina, lo que facilita el vaciado del caserón.

Otra solución es la perforación inclinada, que en todo caso resulta más ventajosa que la perforación vertical, pues así es posible disminuir el trabajo de la broca, con la cual aumenta la eficiencia del barrenado y del explosivo. Sin embargo, tiene el inconveniente de resultar más engorrosa para el perforador y requiere por lo menos un mayor control. De lo contrario, el obrero rápidamente comienza a alterar el ángulo de inclinación. En conclusión podemos decir, que es preferible la perforación horizontal siempre que el perforador disponga de suficiente lugar para efectuar su trabajo.

Para la aplicación del Shrinkage, es indispensable tener una galería en la base del caserón que permita la evacuación del mineral arrancado a la superficie. El techo de esta galería, llamada base, puede ser un puente natural de mineral o puede ser artificial construido ya sea de madera o de perfiles metálicos. Se deja un puente natural cuando la roca mineralizada tiene una buena resistencia mecánica. En este caso se crean embudos para recibir el mineral y después evacuarlo en forma controlada. Estos embudos pueden ser construidos antes de iniciar la explotación, si se desea evacuar el esponjamiento por gravedad, o después de la fase total de arranque para no debilitar prematuramente el puente natural, de tal manera que el 40 % a evacuar podría ser extraído a través de rastrillos.

En el caso de una galería base con techo artificial, es indispensable tomar muchas precauciones durante los primeros disparos, debido a que el mineral va a caer directamente sobre el techo sin protección alguna. Como medida de precaución, se aconseja disparar siempre la primera tajada con tiros verticales, aunque después se allí decidido la utilización de tiros horizontales, ya que tiene la

ventaja de proyectar el mineral horizontalmente aminorando considerablemente la fuerza de impacto del material sobre el techo de la galería.

Ventajas:

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes :

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

Desventajas:

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

- Seguridad, en ciertos casos este método puede ser peligroso debido a la formación de bóvedas durante la evacuación por gravedad del esponjamiento, puesto que los obreros confinados en la horizontalidad del piso del mineral arrancado pueden empezar a trabajar y ser repentinamente arrastrados por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado del caserón que, al derrumbarse, pueden dañar el techo de la galería base en el caso que tenga techo artificial.
- El Shkinkage implica, por lo general, una dilución de la ley de mineral debido a que durante la fase de vaciado del caserón se mezclan corrientemente zonas de estériles que se derrumban de las paredes. Es frecuente que al final de la fase de vaciado sea necesario desechar capas de mineral de ley demasiado baja disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.

- La recuperación del yacimiento no es muy buena por varias razones:
 - a. Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.
 - b. La recuperación de los pilares es muy difícil y generalmente estos pilares son indispensables. Salvo en casos excepcionales, la recuperación de un yacimiento de bastante importancia es del orden del 70 a 80 % con este método de explotación.
 - c. Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Se conocen varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.
- La posibilidad de una producción rápida es baja en la primera fase, debido a que se extrae solamente el 40% del mineral arrancado. Claro que una vez finalizado el arranque de un caserón, es posible la creación de un ciclo de producción más regular, compensado de este modo la baja producción de un caserón en la fase de arranque con cada uno en la fase de vaciado.
- La acumulación de mineral arrancado en los caserones durante la primera fase y antes de alcanzar un ciclo regular de producción, obliga a una inversión adicional necesaria para el arranque del 60% del mineral restante de esos caserones.
- Por último, es bastante engorroso controlar los costos y los rendimientos de este método de explotación, debido a la influencia del mineral acumulado.

Corte y Relleno (Cut and Fill Stopping)

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos

casos especiales el techo. La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características:

- Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.
- Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).
- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

Al igual que en el método de explotación Cámaras almacén, se debe limitar el caserón con una galería base o de transporte, una galería superior y chimeneas.

Los parámetros de diseño son determinados como cualquier otro método que no sea por hundimiento. Mas aún, las dimensiones de la cámara están influenciados por los factores de mecanización, tales como un fácil acceso, maniobrabilidad del equipo y los requerimientos de producción. La altura de las cámaras varía entre 45m y 90 m y el espesor entre 2m y 30 m, limitado principalmente por la mecánica de rocas y la colocación del relleno. La longitud de la cámara varía desde 60 m hasta 600 m, y esta determinada por la mecanización. El espesor de cada tajada removida es de 2,4 m a 3,6 m y esta en función del tipo de perforación utilizado.

Ventajas:

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

Desventajas:

- Costo de explotación elevado.

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

Explotaciones con Entibación (Timber Supported Stopes).

La característica principal de este método es que el hueco creado por el arranque del mineral se conserva por medio de un sostenimiento sistemático, generalmente constituido por una entibación de madera.

En este método pequeños bloques de mineral son sistemáticamente extraídos y reemplazado por un esqueleto prismático de madera, armado dentro de una estructura de soporte integrado y relleno piso por piso.

Durante la explotación, las armaduras cuadradas son ensambladas en el sitio, siendo cortadas y enviadas desde la superficie. Las armaduras cuadradas son generalmente de 1,8 m o 2,4 m de lado y de 2,4 m a 3,0 m de altura.

Ventajas:

- Flexible, versátil, se adapta a una variedad de condiciones.
- Es adecuado cuando las condiciones del yacimiento son pésimas y no están permitidos los métodos por hundimiento.
- Selectivo para depósitos irregulares y existencia variable de mineral.
- Excelente recuperación y muy baja dilución.
- Requiere de poca mecanización.
- Bajo costo de desarrollo.

Desventajas:

- Muy baja productividad.
- Altos costos de minería.
- Requerimientos muy altos de madera.
- Peligro de fuego, especialmente en yacimientos de sulfuros.
- Muy poca seguridad para el obrero.

Bloques Hundidos (Block Caving)

Es un método de explotación de producción en gran escala aplicable a yacimientos masivos de baja ley con:

1. Fuerte buzamiento o en un yacimiento masivo de gran extensión vertical.
2. Que la roca que se hunda y se rompa en fragmentos manejables.
3. Una superficie que permita el hundimiento.

Estas condiciones, más bien únicas, limitan el hundimiento de bloques en depósitos minerales especiales. En las prácticas mundiales, se observa que el hundimiento de bloques es usado en minerales de hierro, cobre de baja ley y mineralizaciones de molibdeno y de diamantes. El gran tonelaje producido por cada mina individual, hace que las minas sean realmente de gran tamaño cuando se comparan con otras minas.

El hundimiento de bloques se basa en la gravedad combinada con tensiones de rocas internas, que se fracturan y rompen en pedazos la masa de rocas, la cual puede ser manejada por mineros. La perforación y voladura requeridas para la producción de mineral es mínima, mientras que el volumen de desarrollo es masivo. "Bloque" se refiere a la disposición de la explotación que divide el yacimiento en grandes secciones, bloques, con áreas de varios miles de metros cuadrados.

El derrumbamiento de la masa de rocas se induce por descalce del bloque. La sección de rocas debajo del bloque se fractura por medio de voladuras destruyendo su capacidad para soportar la roca superpuesta. Las fuerzas de gravedad, en orden de millones de toneladas, actúan sobre el bloque. Las fracturas se diseminan afectando al bloque total. La presión continua hasta romper la roca en pequeños trozos, pasando a los puntos de extracción donde el mineral es manejado por cargadores LHD.

Ventajas:

- Costo de producción bajo.
- Una vez que el hundimiento comienza se consigue una producción elevada.

- Pueden estandarizarse las condiciones, aumentando la seguridad y eficacia del trabajo.
- La frecuencia de accidentes es claramente baja.

Desventajas:

- La inversión de capital es grande y la preparación es larga.
- La mezcla de mineral y estériles, así como las pérdidas de mineral, son elevadas.
- Hay que vigilar rigurosamente la descarga de mineral y esto es difícil.
- El mineral de baja ley, próximo al recubrimiento y los bordes del yacimiento, se mezclan excesivamente con el mineral de alta ley, si el control del hundimiento no es demasiado bueno.
- No es posible la explotación selectiva de mineral de alta y baja ley. Sólo puede extraerse todo junto.
- Como en el método de Cámara Almacén, el mineral se oxida.

Subniveles Hundidos (Sublevel Caving)

El método Sublevel Caving nació originalmente como un método aplicable a rocas incompetentes que colapsaban inmediatamente después de retirar la fortificación. Se construían galerías fuertemente sostenidas a través del cuerpo mineralizado, se retiraba la fortificación y el mineral hundía espontáneamente para luego ser transportado fuera de la mina. Cuando la dilución llegaba a un punto excesivo, se retiraba otra parte de la fortificación y se repetía el proceso. Este método tenía alta dilución y poca recuperación, pero fue el único aplicable a ese tipo de roca en tiempos pasados dada la tecnología involucrada. Recientemente, el método ha sido adaptado a rocas de mayor competencia que requieren de perforación y voladura. Evidentemente dejó de tratarse de un método de hundimiento en referencia al mineral, pero el nombre original ha perdurado.

En el método Sublevel Caving se desarrollan galerías paralelas separadas generalmente de 9 a 15 m. en la horizontal, conocidas como galerías de producción. Los subniveles se ubican a través del cuerpo mineralizado en

intervalos verticales que varían, en la mayoría de los casos, de 8 a 13 m. La explotación queda de este modo diseñada según una configuración geométrica simétrica. Generalmente, el acceso a los subniveles es por medio de rampas. Los subniveles están comunicados además por medio de chimeneas de traspaso con un nivel de transporte principal que generalmente se ubica bajo la base del cuerpo mineralizado. Las galerías de producción correspondientes a un mismo subnivel se conectan en uno de los extremos por una galería de separación o “slot” y en el otro extremo una galería de comunicación, en esta última, se encuentran las chimeneas de traspaso. La galería de separación sirve para construir chimeneas que permiten la generación de una cara libre al inicio de la producción de la galería. El método Sublevel Caving se aplica generalmente en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques. También puede ser aplicado en cuerpos horizontales o subhorizontales que sean de gran potencia. La configuración de los subniveles se puede adecuar a los distintos cuerpos y a formas irregulares; se distinguen dos configuraciones principales: en cuerpos anchos se usa una configuración transversal; cuando el cuerpo es angosto esta configuración es impracticable, por lo que las galerías deben girarse en la dirección del cuerpo adoptando una configuración longitudinal.

Ventajas:

- El método puede ser aplicado en rocas muy competentes a moderadamente competentes.
- Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las galerías debidamente fortificadas y nunca en cámaras abiertas.
- Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.

- Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- El método es aplicable a recuperación de pilares en áreas ya explotadas.
- Las galerías se distribuyen según una configuración uniforme.
- Se puede variar el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad.
- La normalización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de las operaciones y una utilización de los equipos en distintos niveles.
- Las actividades mineras son de fácil organización ya que existe poca interferencia entre ellas.
- Se puede llevar la perforación adelantada lo que da cierta flexibilidad en caso de imprevistos.
- Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.

Desventajas:

- Hay que tolerar una alta dilución o una mala recuperación.
- La ventilación de los frentes es difícil; cada nivel exige normalmente tubería de ventilación si se emplea equipo diesel.
- Se debe implementar un control de producción minucioso.
- Existen pérdidas de mineral al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- El método requiere un alto grado de desarrollos.

Al generarse el hundimiento se produce subsidencia con destrucción de la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas de ventilación y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo.

3.4 OPERACIONES BÁSICAS Y AUXILIARES

Toda mina subterránea en actividad se tiene como objetivo básico el arranque del mineral y su transporte hacia la planta de tratamiento, para el cumplimiento de este objetivo se ejecutan una serie de operaciones básicas, tales como: perforación, voladura, carga, acarreo y extracción de la mena, así como también operaciones auxiliares tales como: ventilación, drenaje, suministro de aire comprimido y electricidad, y otras que permiten o favorecen la ejecución de las operaciones básicas.

Todas estas actividades están relacionadas y llevadas a cabo en una secuencia, garantizando en todo momento la seguridad del personal. A continuación se explican cada unas de estas operaciones:

3.4.1. PERFORACIÓN

Es el proceso mediante el cual se prepara la fragmentación de la roca. Para el arranque de la roca se realizan dos operaciones básicamente:

- 1.** La penetración (perforación): se realiza mediante un orificio o corte, generalmente por medios mecanizados, hidráulicos o térmicos, con la finalidad de introducir explosivos y lograr otros propósitos como la apertura del túnel, galería o pozo, a fin de extraer el mineral de un tamaño y forma deseado.
- 2.** La fragmentación (voladura): Esta operación busca aflorar y fragmentar grandes masas de material, por lo general mediante energía química, hidráulica, entre otras.

Existen varios métodos de perforación de rocas, los cuales pueden ser clasificados según: la dimensión del barreno, el método de montaje del equipo de perforación, la fuente de energía. De acuerdo con el tipo de ataque los métodos pueden ser: mecánico, térmico o hidráulico.

Los sistemas de perforación más utilizados en la minería subterránea metálica, se ubican dentro del ataque mecánico, el cual se basa en la utilización de energía mecánica aplicada a la roca por medio de dos esquemas básicos: acción

percusiva (percusión) o acción rotativa (rotación). Combinando los dos esquemas se obtienen híbridos, tales como el mecanismo de roto-percusión.

Perforación por Percusión

El componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujado hacia adelante golpea la culata de la barra, de modo que la energía cinética del pistón se transmite desde el martillo hasta el elemento de corte de la barra de perforación, a través del varillaje, en forma de onda de choque. El desplazamiento de onda se realiza a alta velocidad y la forma depende de las características del diseño de pistón.

La onda de choque se desplaza hasta alcanzar la boca de perforación, una parte de la energía se transforma en trabajo haciendo penetrar el útil y el resto se refleja y retrocede a través del varillaje, produciendo calor y desgaste de las roscas. La medición de la eficiencia en la transmisión de la energía es muy difícil y depende de varios factores, tales como: el tipo de roca, la forma y dimensiones del pistón, las características del varillaje, el diseño de la boca, etc.

Dependiendo del equipo de perforación utilizado se obtienen mejores transmisiones de energía. En estos sistemas de perforación la potencia de percusión es el parámetro que más influye en la velocidad de penetración.

Perforación por Rotación

La perforación por rotación realiza dos acciones básicas por medio de la broca a la roca: empuje axial y torque; la energía se transmite a la broca a través de un tubo de perforación que gira y presiona las brocas contra las rocas. Los elementos cortantes de las brocas generan una presión sobre la roca que llega a producir la rotura de la misma; tiene como misión hacer que la broca actúe sobre distintos puntos de la roca en el fondo del barreno.

Perforación por Roto-Percusión

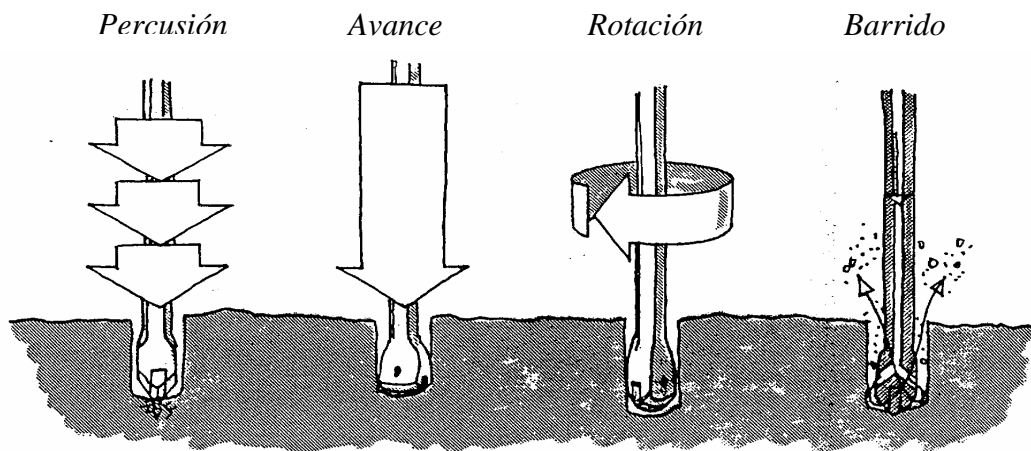
El principio de perforación de estos equipos se basa en el impacto de una pieza de acero (pistón) que golpea a un útil (barra) que a su vez transmite la energía al fondo del barreno por medio de un elemento final (broca). Los equipos

de rotopercutivos se clasifican según donde se encuentre colocado el martillo: en la cabeza o en el fondo.

La perforación por roto-percusión se basa en la combinación de las siguientes acciones, ver figura 3.7:

1. Percusión: Los impactos producidos por el golpeteo del pistón originan ondas de choques que se transmiten a la broca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo).
2. Rotación: Con este movimiento se hace girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones.
3. Empuje: Para mantener en contacto el útil de perforación con la roca se ejerce un empuje sobre la sarta de perforación.
4. Barrido: El fluido de barrido permite extraer los detritos del fondo del barreno.

Figura 3. 11 Mecanismos de perforación



Fuente: Manual de perforación y voladura de rocas.

La voladura para el arranque del mineral o del material estéril en el interior de la mina, sea esta en labores de desarrollo, preparación o en las cámaras de explotación, es efectuada en forma general mediante el uso de ANFO, el cual al ser iniciado desarrolla un proceso de detonación que libera violentamente grandes cantidades de gases a altas temperaturas que se expanden rápidamente, generando elevadas presiones y esfuerzos que afectan el medio que los rodea.

Elementos de Voladura

Como elementos principales de la voladura tenemos:

1. *Dinamita Magnafrac*: Es una dinamita gelatinosa de alta densidad utilizada en los sitios donde el material presenta una resistencia a la fractura. Proporciona una densidad de carga al barreno y tiene una excelente resistencia al agua. El Magnafrac posee los elementos que se visualizan en la tabla 3.3:

Tabla 3. 2 Elementos que conforman el Magnafrac

Nitroglicerina	26.2
Nitrocelulosa	0.4
Nitrato de Amonio	8.5
Nitrato de Sodio	49.6
Combustible Carbonoso	8.9
Azufre	5.6
Antiácido	0.8

Fuente: Guías de la materia perforación y voladura de rocas.

2. *Nitrato de amonio*: Es una sal inorgánica de color blanco cuya temperatura de fusión es de 160,6°C; aisladamente no es un explosivo, pues sólo adquiere tal propiedad cuando se mezcla con una pequeña cantidad de combustible y reacciona violentamente con él aportando oxígeno.

El nitrato de amonio puede presentarse en diversas formas; para la fabricación de explosivos se emplea aquel que se obtiene como partículas esféricas o “prills” porosos, debido a sus características físico - químicas para absorber y retener los combustibles líquidos sin que se separen de la mezcla. Es fácilmente manipulable sin que se produzcan apelmazamientos y adherencias.

El desarrollo del nitrato de amonio en mezclas explosivas se debe a su porosidad característica, la cual permite al aceite mineral mezclarse más íntimamente con él y al exponer la mayor parte de su superficie a la reacción química aumenta su sensibilidad a la detonación; la mezcla óptima es de 5.7% fuel-oil y 94.3% de nitrato de amonio. El tamaño de la partícula (prills) oscila entre 1 y 3 mm, su solubilidad en el agua es muy elevada y esta en función de la temperatura; a 10°C un 60% solubilidad, a

40°C un 73.9% solubilidad, de allí que el ANFO no se utilice en barrenos con humedad. La higroscopicidad es también elevada, pudiéndose convertir en líquido en presencia de aire con una humedad relativa superior al 60%.

El ANFO comparado con la dinamita tiene mucha menor energía de explosión y una inferior densidad; con el propósito de lograr aumentar su energía se le añade aluminio (Anfoal).

El diámetro crítico de este explosivo está influenciado por el confinamiento y la densidad de la carga; el diámetro incide de forma directa sobre la velocidad de detonación del ANFO; la sensibilidad en la iniciación disminuye conforme aumenta el diámetro de los barrenos. Cuando el confinamiento no es bueno, la velocidad de detonación y la presión máxima sobre las paredes del barreno disminuyen.

El ANFO es usado generalmente para trabajos secos o casi secos, debido a su baja resistencia al agua.

3.4.3. CONEXIÓN Y ENCENDIDO

Sistema De Iniciación Eléctrica

Los detonadores eléctricos están constituidos por una cápsula de aluminio o cobre en la que se aloja un inflamador, un explosivo iniciador y un explosivo base. El detonador eléctrico actúa tan pronto reciba la corriente eléctrica de encendido necesaria para sensibilizarlo. Por lo general estos detonadores se clasifican según el impulso de encendido y energía por unidad de resistencia eléctrica que se precisa para provocar la inflamación de la pílora del detonador.

De acuerdo a esto se clasifican en sensibles, insensibles y altamente insensibles.

Sistema de Iniciación No Eléctrica

En la actualidad a los detonadores no eléctricos se les conocen como detonadores Nonel. Un detonador Nonel está constituido por un tubo delgado plástico transparente y recubierto en el interior por una fina capa de explosivo, sus características son:

- Diámetro exterior: 3 mm.
- Diámetro interior: 1.5 mm.
- Carga explosiva: 20 mg/m.
- Velocidad de propagación del impulso: 2000 m/s.

Su iniciación se puede realizar mediante un detonador, cordón detonante o mediante accesorios especiales, propagándose por el interior del tubo una onda de choque que iniciara finalmente al detonador. La carga explosiva que tapiza el tubo es tan débil que este no resulta destruido durante el proceso detonación a través de él. Esta detonación no es capaz de iniciar ningún tipo de explosivo en contacto con el tubo, sin importar su sensibilidad, por ello su gran importancia para ser utilizados en la ceba de las cargas de fondo en los barrenos para todo tipo de voladuras.

La cápsula detonadora es de tipo convencional y semejante a la del detonador eléctrico y en ella únicamente se ha suministrado el inflamador eléctrico por el tubo nonel.

Cordón Detonante

Es una cuerda fuerte y flexible, cuyo núcleo contiene explosivo capaz de iniciar la carga del hueco. Su detonación se inicia con un fulminante eléctrico, la cual se propaga a lo largo de toda su longitud con una velocidad de 6.000 a 7.000 m/s.

Este cordón se coloca como línea troncal, a los que se conectan los ganchos J de los detonadores Nonel para su iniciación.

3.4.4. CARGA Y TRANSPORTE DE MINERAL

Luego que el material es volado, este debe ser cargado en algún tipo de aparato de transporte. El proceso de traslado del mineral desde el frente de arranque hasta la superficie puede dividirse en tres etapas:

- a. Acarreo desde el frente hasta la galería de transporte (Inclinado)
- b. Transporte desde la galería de transporte hasta el coladero (Horizontal)
- c. Extracción por pozos (Vertical).

Sistemas de Transporte Inclinado

Los rastrillos o scrapers han sido utilizados durante muchos años en la minería metálica subterránea. Al principio eran accionados por aire comprimido, pero ahora también se utilizan los accionados por motores eléctricos o hidráulicos. Un rastrillo está provisto de un circuito cerrado de cables con poleas, con un extremo que se enrolla en tambores que giran en contraposición. Un azadón es empujado hacia delante y hacia atrás, arrastrando el material. El filo del azadón permite rodar sobre el material cuando está en reversa y enterrarse cuando se empuja hacia delante.

Sistemas de Transporte Horizontal

Los equipos LHD (Load-Haul-Dump), como su nombre lo indica, son capaces de cargar material, acarrearlo una cierta distancia y descargarlo. Es un equipo esencial en la producción a gran escala.

Estos equipos funcionan con motor diesel y son similares a un cargador frontal, pero tiene un bajo perfil que le permite operar en galerías, son articulados en el medio lo que le permite cruzar bien las esquinas y maniobrar en espacios reducidos. Las unidades montadas sobre neumáticos dan un excelente servicio, muchos de estos tienen tracción en las cuatro ruedas y tienen un buen poder de carga. El tamaño del balde varía en un rango amplio de capacidad para distintos usos. Cuando estos equipos no están cargando material pueden servir como vehículos de transporte, como plataforma de trabajo en el empernado del techo, o pueden ser usados para la colocación de tuberías de servicio o ventilación. Su movilidad le permite viajar rápidamente entre las distintas áreas de trabajo.

Una máquina LHD tiene un acarreo económico limitado y su rango de operación debe ser extendido con el uso de otros equipos. Algunas veces estas unidades son camiones de gran capacidad, montados sobre neumáticos, accionados por un motor diesel. El motor diesel puede ser modificado ligeramente para uso subterráneo equipados con mecanismos que depuran los gases. Son versátiles y pueden ser llevados a donde se necesiten. Estos están diseñados para trabajar en espacios angostos y bajas alturas, giran en esquinas muy bruscas.

Pueden transportar grandes cargas y moverse a una buena velocidad. Al igual que los equipos LHD, los camiones vienen en un rango amplio de capacidad.

Otro tipo de transporte empleado es el de cintas transportadoras, el cual esta bastante difundido tanto en minería cielo abierto como subterránea, este sistema puede operar en pendientes inclinadas (hasta 20° o mas, según el tipo de material) y en distancias muy grandes. El sistema consta esencialmente de una cinta flexible continua tensa, entre una cabeza motriz de uno o dos rodillos y un rodillo de emplazamiento en contrapeso y sostenida a lo largo del recorrido, en intervalos regulares de 1 a 3m (según el peso del material transportado) por rodillos portantes.

También se utiliza el transporte hidráulico, el cual transporta los materiales sólidos en forma de suspensión en agua. Es usado frecuentemente en minería subterránea para el transporte de material de relleno, en aquellas minas en el cual se sigue el relleno hidráulico. Aquí el material se mezcla con agua en proporciones volumétricas de 1/2 a 1/5, y es llevado a los frentes con tuberías especiales, protegidas contra la abrasión. También se utiliza para llevar el mineral hasta las plantas de procesamiento en recorridos de algunos kilómetros, mediante tuberías enterradas de gran diámetro.

Sistemas de Extracción

La extracción se logra normalmente a través de pozos verticales o inclinados. En la extracción se requiere un gasto mayor de energía por unidad de recorrido notablemente mayor que las operaciones de transporte anteriormente descritas, y se tiende a instalar en el menor número posible de instalaciones, dotados de la máxima potencia posible.

Los pozos son vías verticales o inclinadas recorridas por contenedores suspendidos donde se desplaza la carga a extraer.

Un pozo puede ser construido para servir exclusivamente para la extracción o para servicios múltiples como la extracción de material y transporte de personal, disfrutando este último caso de instalaciones separadas para diversos servicios.

Se pueden utilizar uno o dos contenedores para la extracción; cuando se tiene dos contenedores estos se mueven en forma alternada, es decir, cuando uno de los contenedores sube el otro baja.

Los desplazamientos transversales de los contenedores se evitan con el uso de perfiles de acero, los cuales están acoplados por medio de unos patines y guías.

Las estaciones de carga de los contenedores, están dotadas de varios dispositivos de cierre automático, los cuales se abren sólo cuando el contenedor esta en el nivel, evitando así la caída de mineral o de personas al fondo del pozo. El pozo continúa hacia abajo una cierta longitud hasta la cota mas baja de la mina para actuar como sumidero de recolección de las aguas de infiltración a lo largo de las paredes del pozo o de las aguas proveniente de los niveles superiores.

3.4.5. VENTILACIÓN

La ventilación es una fase importante en el proceso del ciclo operativo de toda mina subterránea. El circuito de ventilación es un proceso dinámico de flujo de aire de la mina establecido de acuerdo a los requerimientos de aire del personal, equipos utilizados, producción y cantidad de explosivos que se encuentran en el interior de la mina.

El objetivo principal de la ventilación de una mina consiste es mantener una composición del aire, temperatura y grado de humedad compatible con la seguridad, la salud y el rendimiento del personal. Además se debe mantener en las galerías condiciones atmosféricas normales mediante un aporte permanente de aire fresco.

En la medida que el aire circula a través de las galerías subterráneas sufre una serie de alteraciones químicas y físicas que vienen a disminuir su contenido de oxígeno y aumentar en anhídrido carbónico y gases nocivos tóxicos como son el monóxido de carbono, óxido nítrico, sulfuro de hidrógeno en algunos casos, además aumenta la polvorulencia y varia su temperatura, humedad y peso específico. La presencia de estos gases solo puede permitirse en concentraciones inferiores a determinados límites, que son en función, en mayor parte de los casos, del tiempo en que la persona permanece expuesta, es por esto que el cambio de

composición de la atmósfera minera, implica la necesidad de mantener un control de los niveles de los mismos.

En condiciones normales de presión y temperatura , el peso específico del aire es $1,293 \text{ kg/m}^3$, con la siguiente composición, ver tabla 3.3:

Tabla 3. 3 Composición química del aire puro seco

Gases	% Volumen	% Peso
Nitrogeno (N ₂)	78,09	75,53
Oxigeno (O ₂)	20,95	23,14
Argón, Helio, Neón, etc.	0,93	1,284
Anhídrido Carbónico (CO ₂)	0,03	1,238

Fuente: Instituto de Ingenieros de minas del Perú. 1989

En atmósferas normales, el aire seco no existe ya que normalmente contiene un porcentaje variable de vapor de agua (entre 0,1 y 4% de su masa).

Cálculos del Flujo de Aire

La determinación del caudal del aire que entra por la mina y del caudal de aire que pasa por las distintas labores tiene por objeto lo siguiente:

- ✓ Conocer si el caudal que entra a la mina es el requerido y si este cumple con las normas internacionales de seguridad industrial.
- ✓ Conocer las distintas velocidades del aire, para saber si satisfacen las necesidades requeridas.
- ✓ Conocer la distribución del aire dentro de la mina y verificar si cumplen las normas de caudales de aire necesarios por persona, equipo diesel, consumo de explosivos y producción diaria.

Caudal por el Número de Trabajadores

Se basa en la cantidad de mineros y tipo de mina donde se labora. Para las minas subterráneas metálicas las ordenanzas del California Code of Regulations Ventilations establece que en los frentes de trabajo se requiere como mínimo

5,664 m³/min/persona. Quedando la ecuación para el calculo de caudal de aire en función del número de trabajadores como:

$$Q_p = Q_r * N$$

Donde:

N = Número de personas

Q_r = Caudal Requerido (m³/min.)

Estimación de Caudal en Función de los Equipos Diesel

El calculo para determinar el caudal de aire requerido según la cantidad de equipo diesel en funcionamiento, se puede hacer de dos formas:

1. Basándose en los requerimientos de consumo de aire del equipo suministrado por el fabricante.
2. En función de las normas establecidas por la Mine Safety and Health Administration (MSHA), la cual establece que debe haber entre 3,0 y 4,02 m³/min/Kw del motor del equipo.

Para ambos casos, el United States Bureau of Mines (USBM) recomienda que en caso de haber más de un equipo trabajando al mismo tiempo, se le asigna el 100 % de la cantidad de aire requerida para el motor más grande, 75% para el motor mas grande siguiente, y un 50% para todos los motores restantes de los equipos, quedando la formula para cada uno de los equipos (según Minnig Handbook) :

$$Q_d = Q_{\text{fabricante}} * \% \text{ consumo USBM} * \% \text{ Utilización} \quad (1)$$

ó

$$Q_d = Kw \text{ del equipo} * (3,6 \text{ m}^3/\text{min}/Kw) * \% \text{ consumo USBM} * \% \text{ Utilización} \quad (2)$$

Caudal del Aire por Consumo de Explosivos

Los gases producto de la voladura son una fuente importante de contaminantes, gaseosos y polvos (partículas sólidas con un diámetro menor a 5

micrones), de la atmósfera de la minería. Para determinar el caudal de aire necesario para mantener una atmósfera respirable, luego de realizarse la voladura, se utiliza la relación de Hartman (1987):

$$Q = \frac{G * E}{60 * T * f}$$

Donde:

Q: Caudal Requerido (m³/seg)

G: Formación de Gases (m³) por la detonación de 1 Kg de explosivo.

Por norma general G = 0,04 m³/Kg.

T: Tiempo de Dilución (min)

E: Cantidad de Explosivo a detonar (kg)

f: Porcentaje de dilución de los gases en la atmósfera, estos deben ser diluidos a no menos de 0,008%.

Control de Gases Contaminantes y Polvo.

Generalmente las labores en el interior de la mina son: perforación, voladura, carga, transporte, descarga del material y extracción; estas labores son fuente de contaminación del aire de la mina.

Las principales fuentes de generación de polvo son:

1. La perforación: produce del 50 al 85 % del volumen total de polvo, a pesar de efectuarse en humedo aplicando continuamente agua a través del orificio central del barreno o de los orificios de las brocas.
2. La voladura: produce del 20 al 40 % del polvo fino; su control se puede hacer mediante atomizadores de agua, pero para el caso presente es satisfactorio mediante la ventilación auxiliar. Como norma de trabajo y por seguridad, los disparos se realizan al final del turno.

Todo explosivo es un compuesto cuaternario de carbono, hidrógeno, oxígeno y nitrógeno cuya fórmula general puede ser presentada por:

$\text{CaH}_b\text{O}_c\text{N}_d$, que al explosionar oxida totalmente al carbono e hidrógeno; por lo tanto contamina el aire de la mina con CO_2 y NO_2 . Si la detonación es completa, producirá mayor cantidad de gases como: CO , NO , SH_2 , que por lo general son peligrosos.

3. Carga y descarga del mineral estéril: produce del 5 al 10 % de polvo; el mejor control es mantener húmedo el material en operaciones previas y al momento de cargar; pero como esta operación es efectuada con equipo diesel (pyloaders y camiones), su uso implica generación de gases tóxicos como CO , CO_2 y SO_2 , producto de la combustión del motor, por lo que se hace necesario diluir estos gases por medio de una buena ventilación.
4. En la remoción del material producto del disparo, así como también en el acuñe, se produce cierta cantidad de polvo suspendido en el medio ambiente.

En la medida de lo posible, en todas estas operaciones el control de polvo y gases tóxicos se puede lograr mediante una buena ventilación y el empleo de agua, los cuales tienen la propiedad respectiva de diluirlas y precipitarlas, aparte del uso de la mascarilla antipolvo.

Ventilación Natural

La ventilación natural se realiza por diferencia de temperatura y presión atmosférica y es frecuente en minas de montaña. Este tipo de ventilación es utilizada cuando sea posible y se realiza de la siguiente forma: cuando el aire se calienta este se hace más ligero y tiende a subir, el aire frío se hace más pesado y tiende a bajar permitiendo la ventilación de las zonas en explotación.

Los niveles pueden ser ventilados naturalmente si se tienen las condiciones apropiadas. El aire caliente tiende a subir y se devuelve hacia la salida. Cuando los niveles se hacen más largos, la ventilación natural es menos efectiva debido a que el aire hará cortocircuito y no fluirá hasta el frente de trabajo.

Las chimeneas son muy difíciles de ventilar naturalmente. Luego de una voladura de una chimenea, se producen gases calientes que tienden a quedarse en la entrada de la misma, eventualmente los gases pueden enfriarse y salir de la

chimenea. Con respecto a los pozos, usualmente pueden estar bien ventilados si el aire frío es llevado hasta el collar, este podrá fluir hacia abajo y el aire caliente sube resultando relativamente una buena ventilación.

Ventilación Auxiliar

Como ventilación auxiliar o secundaria definimos aquellos sistemas que, haciendo uso de ductos y ventiladores auxiliares, ventilan áreas restringidas de las minas subterráneas, empleando para ello los circuitos de alimentación de aire fresco y de evacuación del aire viciado que le proporcione el sistema de ventilación general. Por extensión, esta definición la aplicamos al desarrollo de túneles desde la superficie, aún cuando en estos casos no exista un sistema de ventilación general.

El objetivo de la ventilación auxiliar es mantener las galerías en desarrollo, con un ambiente adecuado para el buen desempeño de hombres y maquinarias, esto es con un nivel de contaminación ambiental bajo las concentraciones máximas permitidas, y con una alimentación de aire fresco suficiente para cubrir los requerimientos de las maquinarias utilizadas en el desarrollo y preparación de nuevas labores.

Una ventilación auxiliar eficaz de los desarrollos de galerías, no solo proporciona un ambiente más sano y confortable para los trabajadores, sino que además permite obtener mejores rendimientos y velocidad de avance al acortar los tiempos de espera para la evacuación de los gases de voladuras, y al mejorar la productividad de los hombres y equipos, la visibilidad, la seguridad y otros efectos beneficiosos que se traducen finalmente en una rebaja de los costos de los desarrollos y en el término de los mismos dentro de los plazos establecidos.

Se distinguen 3 tipos:

- Ventilación impelente: El ventilador debe ubicarse en una labor por la que fluya aire fresco y a una distancia entre 5 y 10 mts de la labor a ventilar. Para distancias mayores se deberá usar sopladores, venturis o ventiladores adicionales, tanto para hacer llegar el aire del ducto a la frente (sistema

soplante) como para hacer llegar los gases y polvo al ducto (sistema aspirante). Si el caudal de aire fresco en la galería principal no es fundamentalmente superior al caudal de aire insuflado por el ventilador auxiliar, entonces la distancia necesaria para evitar la recirculación, alcanza a valores entre 10 y 20 mts.

- Ventilación aspirante: El ventilador extrae el aire viciado mediante un ducto ubicado cerca del frente. Para que este método de ventilación sea eficaz el ducto debe ubicarse muy cerca del frente (< 10 mt) para así obtener buenos resultados, pero en la práctica esto no es posible, ya que para evitar daños en el sistema por las voladuras, el ducto debe ubicarse a no menos de 12 – 15 mts del frente. El extremo de salida del aire viciado, debe instalarse entre 10 y 20 mts de la entrada de aire fresco. Cuando se usa este sistema, queda una zona inmóvil cerca de la frente, la cual demora horas en renovarse. Una ventaja de este sistema sobre el impelente es que se evita el recorrido por la galería de aire viciado, pero necesita mayor tiempo de ventilación para limpiar la frente.
- Ventilación aspirante - impelente (mixta): Para solucionar el problema de la zona inmóvil, se utiliza otro ventilador que toma aire fresco de la labor y lo lanza sobre la zona muerta. Ver figura 3.8

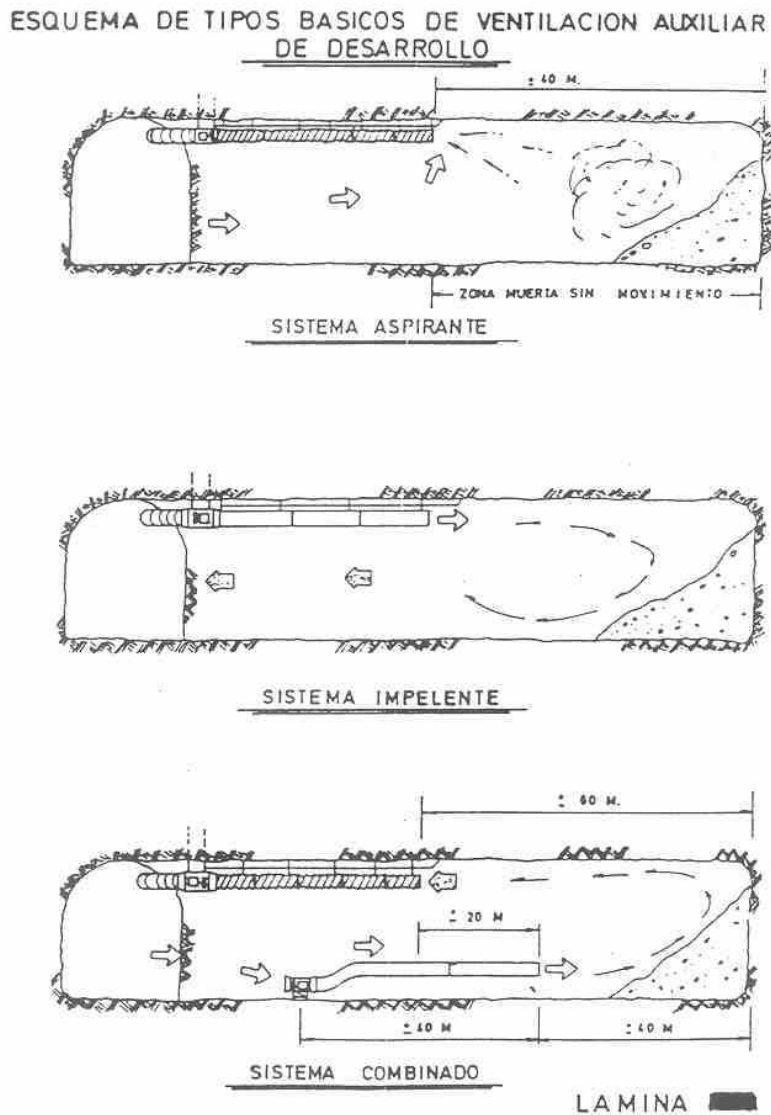
Cada sistema tiene su rango de aplicación entre las que tenemos:

- Para galerías horizontales de poca longitud y sección (menores a 400 mts y de $3,0 * 3,0$ mts de sección), lo conveniente es usar un sistema impelente de mediana o baja capacidad, dependiendo del equipo a utilizar en el desarrollo y de la localización de la alimentación y evacuación de aire del circuito general de ventilación de la zona.
- Para galerías de mayor sección (mayor a 12 mts^2), y con una longitud sobre los 400 mts, el uso de un sistema aspirante o combinado es más

recomendable para mantener las galerías limpias y con buena visibilidad para el tráfico de vehículos, sobre todo si este es diesel.

- Para ventilar desarrollos de túneles desde la superficie, es el sistema aspirante el preferido para su ventilación, aún cuando se requieren elementos auxiliares para remover el aire de la zona muerta, comprendida entre la frente y el extremo del ducto de aspiración.
- El uso de sistemas combinados, aspirante – impelentes, para ventilar el desarrollo de chimeneas verticales, también son de aplicación práctica cuando éstos se desarrollan en forma descendente y el material se extrae por medio de baldes. En estos casos, el uso de un tendido de mangas que haga llegar aire fresco al fondo de la chimenea en avance es imprescindible para refrescar el ambiente.
- Independiente del tipo de sistema auxiliar que más convenga, la alimentación de aire fresco y evacuación final del contaminado debe ser estudiada con detenimiento en cada caso particular, para evitar re - circulación de aire viciado de efectos acumulativos para el sistema y/o contaminación no deseada de otras áreas de la mina.

Figura 3. 12 Tipos básicos de ventilación auxiliar



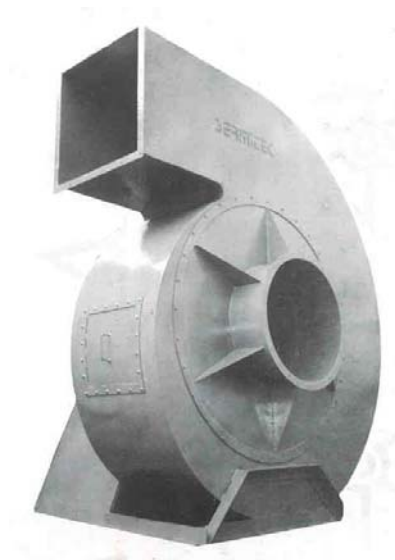
Fuente: Prof. Luís Olivares Masardo. Universidad de Atacama. Chile.

Tipos de Ventiladores

- Ventiladores Centrifugos: Los ventiladores centrifugos en sus diferentes tipos tienen una aplicación muy limitada en sistemas de ventilación de desarrollos, a pesar de ser eficientes para vencer relativamente altas resistencias friccionales. Las razones que avalan este hecho son de orden práctica, ya que estos ventiladores requieren para su instalación de un mayor espacio físico y de bases más firmes que los axiales, lo que

difícilmente se da en los desarrollos de galerías, a menos que se justifique el costo de excavaciones adicionales para este objeto. Sin embargo, donde su uso es más generalizado es en aquellos sistemas de ventilación locales, donde se emplean filtros contra polvo, cuya resistencia al paso de una corriente de aire depende de su climatación y varía con el tiempo de uso. En estos tipos de sistema las curvas de operación características de los ventiladores centrífugos se adaptan mejor a la exigencia del incremento paulatino de caída de presión estática que los axiales y con un menor nivel de ruido, aspecto importante cuando se trata de ventilar oficinas y otras dependencias subterráneas, ver figura 3.9.

Figura 3. 13 Tipo de ventilador centrífugo.



Fuente: Prof. Luís Olivares Masardo. Universidad de Atacama. Chile.

- Ventiladores Axiales: Los ventiladores axiales están compuestos básicamente de un rotor con dos o más paletas, solidario a un eje propulsor movido por un motor que impulsa aire en una trayectoria recta, con salida de flujo helicoidal. Existen 3 tipos básicos de estos ventiladores que son:
 - a) Tipos Propulsor o Mural: Que es el típico ventilador de campanas de cocina, de baja presión estática (0,5 a 1,5 pulgadas de agua) con caudales variables según su diámetro.

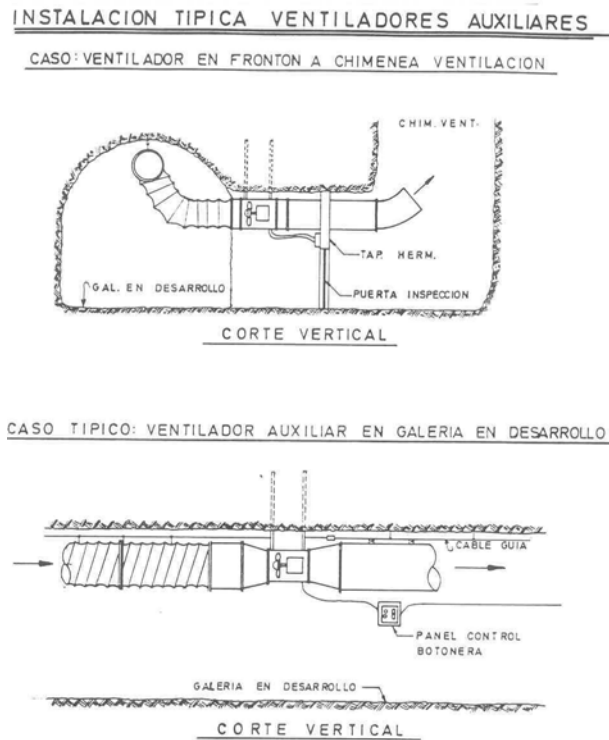
- b) Tipo Tubo–Axial: Es aquel que tiene su rotor y motor dentro de una carcasa cilíndrica, lo que incrementa su capacidad y presión estática hasta valores de 4 pulgadas de agua, apropiado para ser conectados a ductos y para operar en serie.
- c) Tipos Vane-Axial: Es similar al anterior, pero además posee un juego de paletas guías fijas a la carcasa (vanes) que le permite obtener una más alta presión estática de trabajo (de 6 a 10 o más pulgadas de agua en casos de diseños especiales). Por sus altas presiones, los tipos vane – axial, son los más utilizados en sistemas de ventilación auxiliar seguidos de los tubos axiales. El tipo propulsor sólo se utiliza en la ventilación de locales y dependencias subterráneas. Ver figura 3.10 y 3.11.

Figura 3. 14 Tipo de ventilador axial



Fuente: Prof. Luís Olivares Masardo. Universidad de Atacama. Chile.

Figura 3. 15 Instalación típica de ventiladores auxiliares



Fuente: Prof. Luis Olivares Masardo. Universidad de Atacama. Chile.

3.4.6. DRENAJE

El drenaje de minas es el conjunto de operaciones mediante el cual se impide a las aguas de inundar el pozo y comprende procedimientos con el fin de limitar el flujo de agua al mismo y extraer el agua que es infiltrada.

El agua usualmente se encuentra presente en el terreno, algunos metros por debajo de la superficie. Generalmente los estratos de arena y grava que están sobre la roca caja son las que más agua contienen, por tal motivo las aguas de la superficie pueden infiltrarse en el subsuelo a través de los poros y las fracturas de las rocas de las zonas mineras debido a las inevitables perturbaciones provocadas por la actividad.

Durante la circulación subterránea el agua generalmente se enriquece de sustancias solubles que deslavan de las rocas, por lo que la composición del agua puede adquirir propiedades corrosivas. Por tal motivo las bombas destinadas a la

extracción de las aguas de minas requieren de materiales especiales para su construcción.

Bombas

La bomba es una máquina que sirve para elevar o aspirar líquido o gas impulsándolos en una dirección determinada.

La mayoría de los procesos de las industrias de procesos químicos, incluyen la conducción de líquidos o transferencia de un valor de presión de energía estática a otro. La bomba es el medio mecánico para obtener esta conducción o transferencia y por ello es parte esencial en todos los procesos.

A su vez, el crecimiento y perfeccionamiento de los procesos están ligados con las mejoras de los equipos de bombeo y con un mejor conocimiento de cómo funcionan las bombas y como se deben aplicar.

Las bombas centrífugas constituyen no menos del 80 % de la producción mundial de bombas, porque es la mas adecuada para manejar mayor cantidad de líquido.

Válvulas

La válvula es un dispositivo mecánico que permite que el flujo de líquidos o gases se inicie, se detenga o se regule mediante una pieza móvil que abra, cierre u obstruya en forma parcial uno o mas conductos.

Características Generales de las Estaciones de Bombeo para una Mina Subterránea

- La capacidad total del tanque o de los tanques debe ser suficiente para recibir el agua de todas las áreas subterráneas durante 24 horas.
- El tanque se sitúa a un lado del pozo, a una distancia que no permita debilitar la estructura del mismo. Los canales de drenaje de las galerías se deben desviar hacia el tanque o sumidero antes de llegar al pozo.
- Cada estación de bombeo debe permanecer cerrada y solo el operador autorizado será responsable de su funcionamiento.

- En las minas donde el nivel de agua varía considerablemente por infiltraciones debe mantenerse una capacidad instalada de bombas suficiente para el desagüe del máximo nivel alcanzado.
- Las bombas de achicamiento de las aguas deben cumplir con los siguientes requisitos:
 - a. Tener suficiente capacidad para evacuar en condiciones normales toda el agua que pueda almacenarse en los sumideros.
 - b. Se debe mantener en existencia, bombas de reserva de igual capacidad.
 - c. Estas deben ser eléctricas y accionadas independientemente.
- En las minas donde hay grandes infiltraciones en los niveles superiores deben haber tanques secundarios o auxiliares para recoger las aguas. Estos tanques también servirán en minas profundas como depósitos para el bombeo en dos o más pasos desde el fondo de la mina hacia los tanques y de aquí a la superficie.
- Cuando el lodo (ñumas) sobrepase el 30 % de la capacidad del mismo tanque, debe ser limpiado y deberá tener divisiones internas que faciliten su limpieza.

Bombas en Sistemas de Tuberías

Las bombas son máquinas hidráulicas cuyo objetivo es convertir energía mecánica de rotación en energía cinética o potencial del fluido dentro del sistema. El efecto de dicha conversión es añadir energía por unidad de peso (cabeza de velocidad o cabeza de presión) al flujo, aumento que es detectado por los manómetros aguas arriba y aguas debajo de la bomba.

De acuerdo con la forma de sus rotores (impulsores), las bombas rotodinámicas se dividen en:

- Bombas centrífugas (flujo radial).
- Bombas de flujo axial.
- Bombas de flujo mixto.

Para la misma potencia de entrada y para igual eficiencia, las bombas centrífugas se caracterizan por presentar una presión relativamente alta con un

caudal bajo, las bombas de flujo axial generan un caudal alto con una baja presión y las de flujo mixto tiene características que las ubican en un rango intermedio con respecto a los dos casos anteriores.

3.4.7. AIRE COMPRIMIDO

La neumática constituye una herramienta muy importante dentro del control automático en la industria y en la actualidad, ya no se concibe una moderna explotación industrial sin el aire comprimido. Este es el motivo de que en los ramos industriales más variados se utilicen aparatos neumáticos.

Para producir aire comprimido se utilizan compresores que elevan la presión del aire al valor de trabajo deseado. Los mecanismos y mandos neumáticos se alimentan desde una estación central. Entonces no es necesario calcular ni proyectar la transformación de la energía para cada uno de los consumidores. El aire comprimido viene de la estación compresora y llega a las instalaciones a través de tuberías.

En el momento de la planificación es necesario prever una capacidad superior a la de la red, con el fin de poder alimentar aparatos neumáticos nuevos que se adquieran en el futuro. Por ello, es necesario sobredimensionar la instalación con el objeto de que el compresor no resulte más tarde insuficiente, puesto que toda ampliación ulterior en el equipo generador supone gastos muy considerables.

Es muy importante que el aire sea puro. Si es puro el generador de aire comprimido tendrá una larga duración. También debería tenerse en cuenta la aplicación correcta de los diversos tipos de compresores.

Tipos de Compresores

Según las exigencias referentes a la presión de trabajo y al caudal de suministro, se pueden emplear diversos tipos de construcción.

Se distinguen dos tipos básicos de compresores:

- Compresores de pistón: trabaja según el principio de desplazamiento. La compresión se obtiene por la admisión del aire en un recinto hermético, donde se reduce luego el volumen. Según su forma de trabajar tenemos:

- a) Compresor de pistón oscilante: Este es el tipo de compresor más difundido actualmente. Es apropiado para comprimir a baja, media o alta presión. Su campo de trabajo se extiende desde unos 100 kPa (1 bar) a varios miles de kPa (bar). Para obtener el aire a presiones elevadas es necesario disponer varias etapas compresoras. El aire aspirado se somete a una compresión previa por el primer émbolo, luego se refrigera para luego ser comprimido por el siguiente émbolo. El volumen de la segunda cámara de compresión es, en conformidad con la relación, más pequeño. Durante el trabajo de compresión se crea una cantidad de calor que tiene que ser eliminada por el sistema refrigeración. Los compresores de émbolo oscilante pueden refrigerarse por aire o por agua.
- b) Compresor de membrana: Este tipo forma parte del grupo de compresores de émbolo. Una membrana separa el émbolo de la cámara de trabajo; el aire no entra en contacto con las piezas móviles. Por tanto, en todo caso, el aire comprimido estará exento de aceite. Estos compresores se emplean con preferencia en las industrias alimenticias farmacéuticas y químicas.
- c) Compresor de émbolo rotativo: Consiste en un émbolo que está animado de un movimiento rotatorio. El aire es comprimido por la continua reducción del volumen en un recinto hermético.
- d) Compresor rotativo multicelular: Un rotor excéntrico gira en el interior de un cárter cilíndrico provisto de ranuras de entrada y de salida. Las ventajas de este compresor residen en sus dimensiones reducidas, su funcionamiento silencioso y su caudal prácticamente uniforme y sin sacudidas. El rotor está provisto de un cierto número de aletas que se deslizan en el interior de las ranuras y forman las células con la pared del cárter. Cuando el rotor gira las aletas son oprimidas por la fuerza centrífuga contra la pared del cárter y, debido a la excentricidad, el volumen de las células varía constantemente.

- e) Compresor de tornillo helicoidal de dos ejes: Dos tornillos helicoidales que engranan con sus perfiles cóncavo y convexo impulsan hacia el otro lado el aire aspirado axialmente.
 - f) Compresor Roots: En estos compresores el aire es llevado de un lado a otro sin que el volumen sea modificado. En el lado de impulsión la estanqueidad se asegura mediante los bordes de los émbolos rotativos.
- Turbocompresores: trabaja según el principio de la dinámica de los fluidos y son muy apropiados para grandes caudales. Se fabrican de tipo axial y radial. El aire se pone en circulación por medio de una o varias ruedas de turbina. Esta energía cinética se convierte en una energía elástica de compresión. La aceleración progresiva de cámara a cámara en sentido radial hacia afuera; el aire en circulación regresa de nuevo al eje. Desde aquí se vuelve a acelerar hacia afuera.

3.5 CONSIDERACIONES SOBRE EL MERCADO

Las consideraciones sobre el mercado se pueden ver mediante tres puntos de vista distintos, los cuales son:

a. Condiciones socioculturales

Entre las condiciones socioculturales tenemos los siguientes factores:

- Mayor conciencia ecológica y de preservación del medio ambiente.
- Exigencias en mejoras de la calidad de vida en economías que se debilitan, deterioran el consumismo y cambian la psicología del consumidor.
- Se afianzan las integraciones a través de redes comunicacionales.
- Conflictos políticos internacionales.
- Aperturas de nuevos mercados como el de China.

b. Condiciones socioeconómicas

Las condiciones socioeconómicas que afectan el mercado son las siguientes:

- Continúa la globalización y la unificación de mercados financieros importantes.
 - Continúan fusiones y asociaciones de industrias de minerales y de metales.
 - Tendencia sostenida a la baja rentabilidad de principales bolsas de valores.
 - Inestabilidad político económica en el mundo.
- c. Condiciones del mercado del oro
- Estas son las siguientes:
- Depreciación del dólar en el mercado internacional ocasiona atractivo hacia el oro.
 - La apertura de China a favorecido la demanda de oro.
 - Baja rentabilidad bursátil ocasiona revitalización del oro, al presentar un escudo protectora los inversores frente a las turbulencias financieras que se están presentando a nivel mundial.
 - Las grandes empresas presentan ventajas en los aspectos financieros en comparación de las pequeñas empresas mineras, las cuales confrontan riesgos muy altos en la etapa de exploración.
 - Se ha revitalizado la “fiebre del oro” en algunos países como Japón y medio oriente.
 - La demanda sobrepasa la oferta, por lo tanto se espera que el precio del oro se mantenga en recuperación.
 - La industria a reducido drásticamente sus costos, incrementando de esta forma su margen de ganancia.

3.6 PLANIFICACIÓN DE MINAS

El resultado final de la planificación y desarrollos de minas es el de conseguir el mejor avance posible de la explotación para obtener así un desarrollo coherente de las diferentes actividades de producción, por tal motivo para la planificación de una mina deben correlacionarse todas las fases de una operación de mina. Los elementos que deben ser considerados son numerosos, y deben reflejar las características y las condiciones de entorno del yacimiento.

Los factores más importantes en la planificación de minas pueden ser organizados en cuatro grandes grupos:

- *Factores tecnológicos:* Condiciones geográficas, condiciones topográficas, equipos.
- *Factores geológicos:* Muestreos, tenores, ley de corte, litología, reservas.
- *Factores económicos:* Precios, mercados, costos de minería, costos de procesamiento, costos generales, inversiones.
- *Factores sociales y del medio ambiente:* El acelerado consumo de materia prima conlleva al incremento de problemas ambientales.

La explotación de yacimientos de bajo tenor, generalmente trae consigo volúmenes de estériles, originando con esto un aumento considerable de las excavaciones; por tal razón la planificación de una mina debe hacerse con la debida toma de consideración de este aspecto, a fin de proveer y proyectar las soluciones a los problemas ecológicos y ambientales, que de manera directa influyen en la sociedad.

3.5.1. PLANIFICACIÓN A LARGO PLAZO

La planificación de explotación a largo plazo es un mecanismo de control, el cual supone un esfuerzo por estimar el comportamiento futuro del yacimiento. Para iniciar cualquier proyecto de explotación es imprescindible elaborar un plan de explotación a largo plazo en el cual se realice una evaluación detallada de reservas para luego concretar el diseño de explotación final.

El desarrollo de un plan de explotación de minas a largo plazo, tiene como propósito concentrar las estrategias para el desarrollo global del yacimiento, a través de una secuencia de excavación óptima orientada a señalar la dirección lógica para el agotamiento de las reservas, y procurando lograr un desarrollo armónico en las operaciones mineras, en el marco de un mejor aprovechamiento, que maximice la recuperación de la mena y minimice la extracción de estéril, de acuerdo a las mezclas de mineral necesarias entre los sectores involucrados en el

plan, para vender un producto confiable dentro de los parámetros exigidos de calidad y al menor costo posible.

3.5.2. PLANIFICACIÓN A CORTO PLAZO

Como se explico anteriormente, la planificación a largo plazo es el primer paso en la explotación de una mina, dando cabida luego a la realización de planes más detallados a corto plazo, siendo estos planes por lo general de un año, lo que permite concretar las estrategias requeridas para alcanzar los límites finales de la excavación bajo las restricciones físicas, operativas y legales existentes al momento de la realización del plan.

Durante el desarrollo de los planes a corto plazo Cummins (1976) recomienda tomar en cuenta algunos factores tales como:

- Procedimientos de operación relacionados con capacidad de producción.
- Determinar cual debe ser la secuencia de explotación mas adecuada.
- Diseñar la explotación de acuerdo a las características geotécnicas.
- Conocer las capacidades existentes y proyectadas de minería y procesamiento de mineral.
- Conocer y determinar los perfiles de acarreo.
- Maniobrabilidad de los equipos.
- Disponibilidad mecánica de los equipos.
- Metas corporativas relativas al flujo de caja.

Para definir la secuencia de minería se deben tener en cuenta no solo las características metalúrgicas del mineral, sino también la disponibilidad de los equipos, las rutas de acarreo, las capacidades de minería y los tenores de corte.

CAPITULO IV MARCO METODOLÓGICO

4.1 TIPO DE INVESTIGACIÓN

La investigación se caracterizó de acuerdo a los siguientes términos:

La primera de ellas es de tipo “exploratoria”, relacionada a la búsqueda de material bibliográfico, así como también en Internet.

La siguiente del tipo “correlacional”, ya que se relacionó las producciones y recuperaciones de reservas producidas con los métodos de explotación actuales y las nuevas con el método de explotación por definir.

Así también, este estudio es del tipo de investigación de “campo”, mas que todo en la etapa de diagnóstico y recolección de datos experimentales para la determinación del nuevo método de explotación.

4.2 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

Esta investigación tiene un diseño “no experimental descriptivo”, ya que se realiza sin manipular deliberadamente variables, es decir, se trata de una investigación donde no se hace variar intencionalmente las variables independientes. En la investigación no experimental descriptiva se trata de observar fenómenos tal y como se dan en su contexto natural para después analizarlos. De hecho, no hay condiciones o estímulos a los cuales se exponga el sujeto de estudio. Los sujetos son observados en su ambiente natural.

4.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

La población y la muestra es el área mineralizada conocida como “El Bolsón”, donde se realiza la actividad de extracción de reservas.

4.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS

4.4.1. TÉCNICAS

Dentro de las técnicas utilizadas, fueron la observación de las labores realizadas, así como también la toma de muestras de núcleos de roca y datos de campo, las cuales fueron ensayadas en laboratorio.

4.4.2. INSTRUMENTOS

Los instrumentos utilizados fueron libretas de campo, libros, publicaciones, computadoras con software mineros especializados, instrumentos de medición en laboratorios, equipos para la toma de muestras de testigos, de aire, agua, así como también de entrevistas.

4.5 ANÁLISIS DE DATOS

Una vez obtenidos los datos obtenidos en campo, se procede al análisis de los mismos mediante el uso de hojas de cálculo, gráficos estadísticos y mediante el uso de software especializados. Como también se van a tener una serie de datos cualitativos, estos serán analizados con criterios personales.

CAPITULO V MÉTODO ACTUAL DE EXPLOTACIÓN

5.1. LABORES MINERAS

El desarrollo de la mina Colombia se inicia con galerías a partir del pozo principal a través de cruceros de nivel, los cuales se excavan en material estéril y van, desde la boca del pozo hasta la zona mineralizada. Sus dimensiones son de 4,50 m x 3,80 m. Luego continúan como galerías de desarrollo por la veta principal, las cuales se realizan con el propósito de acceder a las reservas de mineral y se aprovechan para el reconocimiento geológico que complementa la información de los sondeos previos, de modo que se pueden reclasificar las reservas probables a reservas probadas.

Las galerías que se construyen siguiendo el rumbo de la veta tienen dimensiones de 4,50 m x 3,80 m, acorde con las dimensiones de los equipos de acarreo, de las instalaciones de los ductos y mangas de ventilación, tuberías de servicios de agua, aire, línea de disparo, red eléctrica y línea de comunicación.

También dentro de las labores de desarrollo se tienen las chimeneas, las cuales son vías de comunicación, vertical o inclinadas, de sección reducida (2,00 m x 2,50 m) que comunican galerías entre sí (niveles, subniveles, etc.). Dependiendo de su utilidad dentro de la mina se clasifican en:

- Chimeneas de traspaso personal.
- Chimeneas de ventilación.
- Chimeneas de explotación que delimitan los bloques de explotación.
- Chimeneas de accesos y servicios a las cámaras.
- Chimeneas vertical o inclinada ($>60^\circ$) para coladeros que sirven para el transporte por gravedad de la mena y del estéril hasta la estación de carga.

Las labores de preparación de los bloques de explotación complementan el desarrollo y se construyen posteriormente para definir los frentes mismos de explotación.

Un bloque de explotación es aquel volumen de mineral que puede ser recuperado con beneficio económico, está definido por 80m de desarrollo

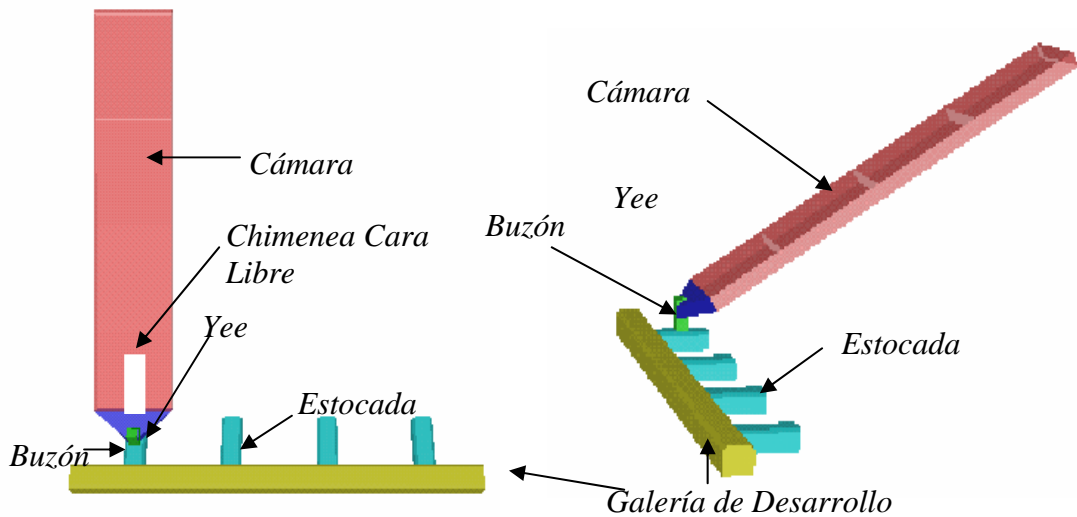
horizontal delimitado por dos galerías en veta (una de piso y otra de techo), tiene cuatro cámaras y cuatro pilares.

En forma detallada se tiene las siguientes labores de preparación, observar figura 5.1:

- **Estocadas de buzón:** son galerías de accesos que comunican la cámara con el nivel base y sirven como punto de carga del mineral que es arrancado y que cae libremente o con el uso de rastrillos, del frente de la cámara a la galería, permitiendo la operación del equipo de carga. Se construyen parte en mineral y parte en estéril. Poseen aproximadamente de 5 a 10 m de longitud y sus dimensiones son de 4,0 m x 3,2 m.
- **Chimenea Cara Libre:** es una chimenea que se construye en la dirección del buzón, a 6,5 m de cada pilar, y tiene como función ofrecer una zona de menor resistencia para la fractura del mineral, así como también facilita la evaluación geológica detallada de la veta a medida que se avanza en el frente. La sección es de 2,00 m x 2,00 m.
- **Yee de Buzón:** son las labores de preparación que definen los buzones en la base de la cámara de explotación. Se utilizan también como acceso entre las cámaras. Sus dimensiones 2,5 m x 2,5 m y 7 m de longitud.
- **Accesos:** son labores que comunican las cámaras de explotación. Su longitud es de 4 metros y sus dimensiones de 2,00 m x 2,00 m.
- **Estocada de Rastrillo:** se construyen de frente a las cámaras de bajo buzamiento para la ubicación del rastrillo que permite el transporte del mineral de la cámara a los buzones. Tiene una sección de 2,50 m x 2,50m.
- **Estación de Geología:** las estaciones de geología se construyen en estéril, la distancia planificada entre las estaciones es de 100 m. Las dimensiones son de 3,00 m x 3,00 m y su longitud es de 50 m, al final de la estación se construye una estocada de sondeos, levantando el techo a 4 m y el ancho a 4 m., con la finalidad que la máquina perforadora pueda operar en cualquier dirección. Las estaciones de geología son para realizar

perforaciones que permitan evaluar el comportamiento de las estructuras en los niveles inferiores.

Figura 5. 1 Labores de preparación



Fuente: Planificación de minas CVG MINERVEN.

5.2. NIVELES DE PRODUCCIÓN

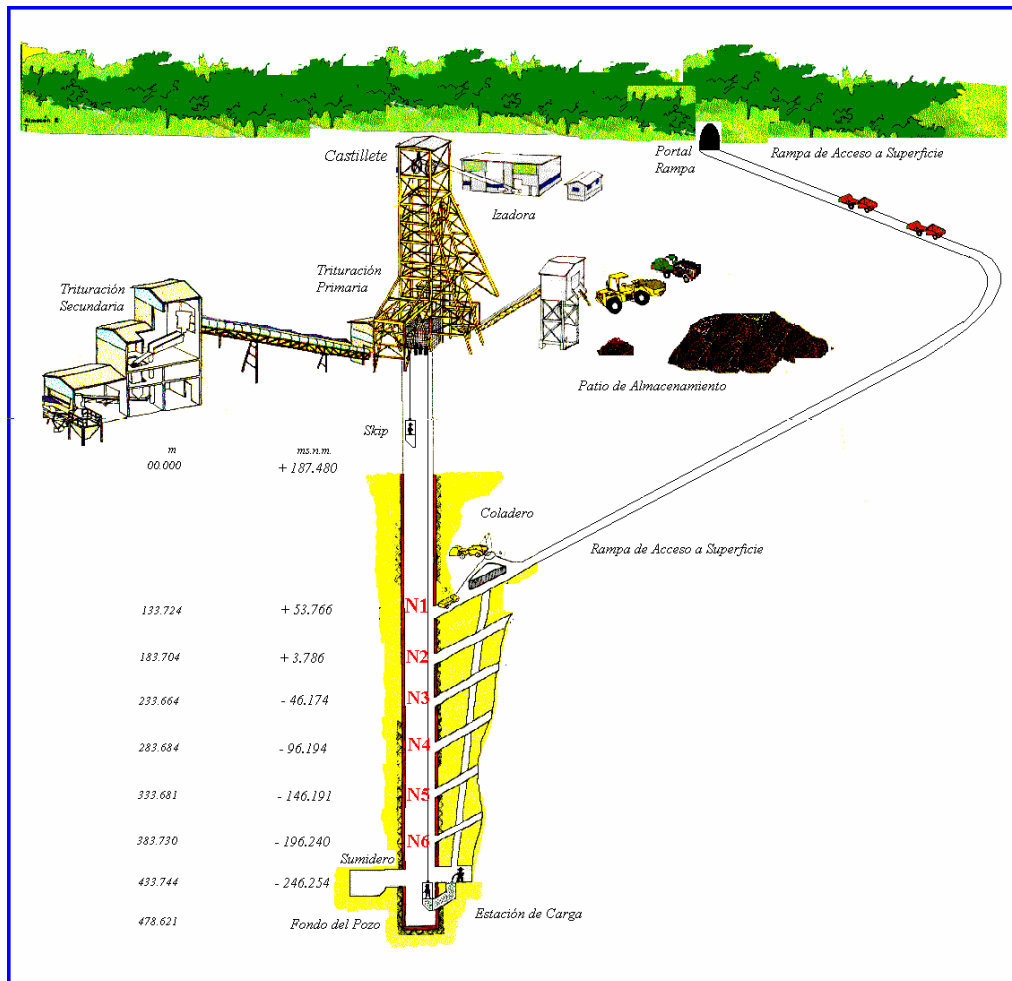
En la mina se han construido 7 niveles, a lo largo del pozo Colombia; de los cuales hasta el momento sólo los niveles 2, 3, 5, 6 y 7 se encuentran en actividad de desarrollo, preparación y explotación.

El acceso a la Mina Colombia se hace a través de un Pozo principal (MINERVEN I) que sirve para el descenso y ascenso del personal, extracción de material y entrada de aire fresco. El Pozo principal tiene una excavación de 479 metros de profundidad y su collar se ubica a 187.4 m.s.n.m.

El nivel 1 se encuentra a 133,72 metros de la superficie y tiene un total de 1350 m de desarrollo de los cuales 1125 m son hacia el oeste y 225 m hacia el este de la mina, el nivel 2 se encuentra a 183,70 m de la superficie y tiene desarrollados 1325 m de los cuales 1100 m son hacia el oeste y 225 m son hacia el este de la mina, el nivel 3 se encuentra a 233,63 m de la superficie y tiene desarrollados 1125 metros, 1025 m hacia el oeste y 100 m hacia el este de la mina,

el nivel 4 se encuentra a 283,63 m de la superficie y se han desarrollado solo 1000 m debido al bajo tenor de las vetas, el nivel 5 se encuentra a 333,63 m y tiene 900 m de desarrollo, el nivel 6 se encuentra a 373,73 m de la superficie y tiene 675 m desarrollados hasta la s cámaras de la veta Colombia, y por último el nivel 7 se encuentra a 433, 74 m, y se encuentra en sus primeras etapas de desarrollo.

Figura 5. 2 Niveles de producción y sistema de extracción



Fuente: Departamento de planificación de minas. C.V.G. MINERVEN

5.3 PRODUCCIÓN DE MINERAL

El Departamento de Planificación está encargado de elaborar el Plan Operativo Anual para toda la mina Colombia. Este plan debe contemplar el avance de todas las labores de desarrollo, preparación y explotación, cuantificando los metros de galerías a desarrollar y el tonelaje de mena y estéril a

remover, con una determinada ley media de explotación, para así cumplir con los requerimientos de la producción para la planta de tratamiento metalúrgico.

En términos globales, las metas operativas para el año 2004 que se debe alcanzar en base a 300 días operativos por año en los 5 niveles de producción son las que se muestran a continuación en la tabla 5.1:

Tabla 5. 1 Producción de Mineral para el año 2004

PLAN OPERATIVO AÑO 2004		
ACTIVIDAD	CANTIDAD	RENDIMIENTO
Desarrollos	530 m	1,77 m/día
Explotación	271462 t	800 t/día
Extracción	215835 t	635 t/día
Tenor	18,8 gr/t	

Fuente: Planificación de Minas. CVG MINERVEN.

Este plan es desglosado en planes mensuales, detallando las labores a realizar en cada uno de los cinco niveles operativos en la mina, tales como: los desarrollos de galerías, chimeneas, cruceros, preparación de bloques y cámaras de explotación.

Para resumir la explotación para el año 2004 respecto a los 5 niveles de producción será de 800 t/día de mineral con un tenor de 18,8 gr/t.

La fuerza laboral con que se cuenta para las operaciones en el interior de la mina, para cumplir con estos objetivos, es de 240 hombres a nivel de planilla diaria, distribuidos en los en los distintos turnos durante 7 días a la semana.

5.4. BLOQUES DE EXPLOTACIÓN

Las labores iniciales, durante los desarrollos de las galerías sobre veta, especialmente en los niveles 1 y 2, permitieron un reconocimiento detallado en cuanto a la forma del yacimiento, su extensión, rumbo, buzamiento, potencia, tenores, resistencia del mineral y de la roca caja, profundización y otras características que permitieron precisar los diseños mineros para poder establecer los bloques de explotación, Además de estos factores, influyó también en la definición de los bloques de explotación la minería aplicada en las minas antiguas,

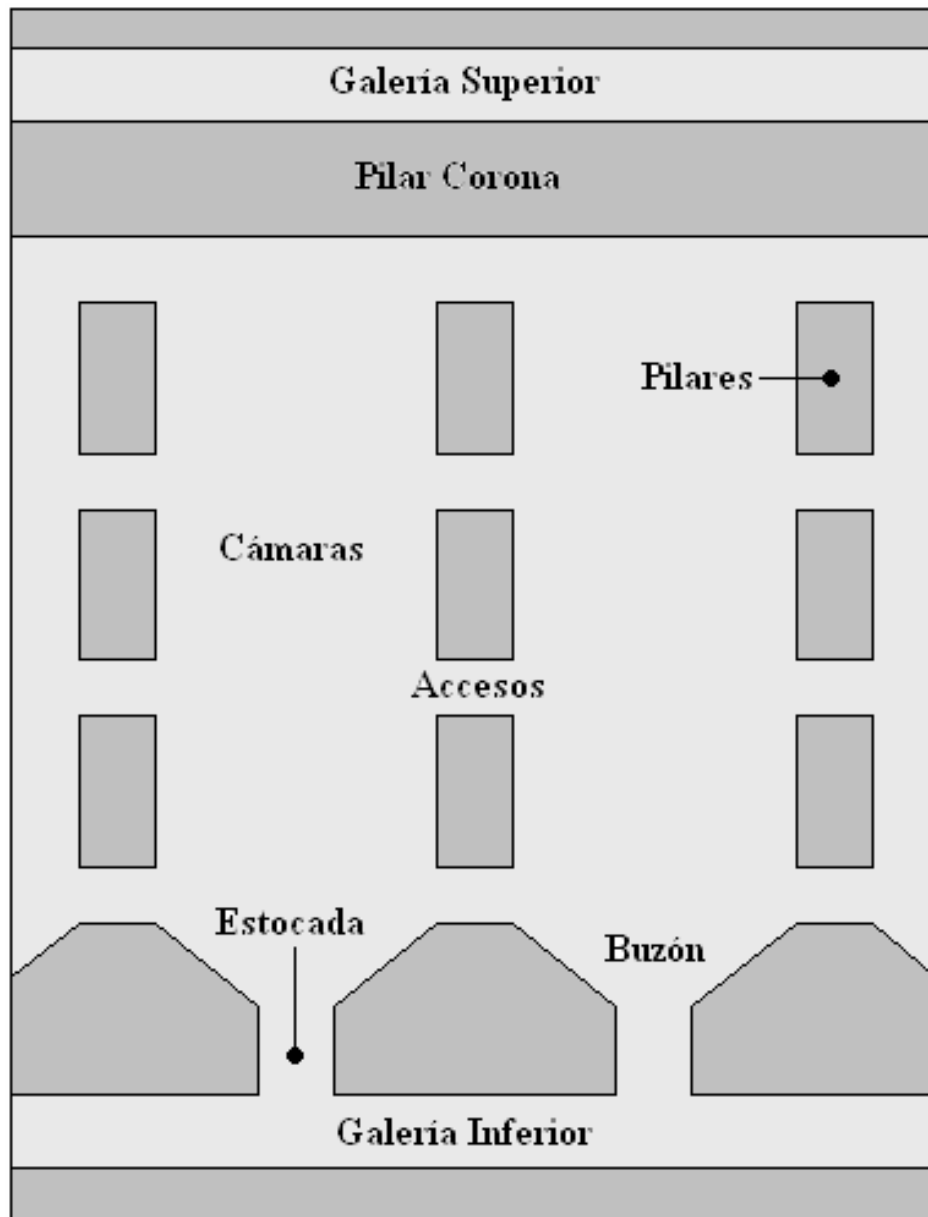
tales como la propia mina Mocupia, Sosa Méndez, Laguna, Chile, etc., en las que se aplicaron el método de Cámaras y Pilares Irregulares.

La mina Colombia en mayo de 1983, después de haberse preparado los dos primeros bloques de explotación, ubicados en los niveles 1 y 2, se procedió a su explotación, aplicando el método de Cámaras y Pilares (Room And Pillar), con una producción inicial de 200 ton/día de mena. Posteriormente es introducido también el método de Almacenamiento Provisional (Shrinkage Stopping); ambos métodos, en el transcurso de su aplicación, sufren ciertos reajustes en procura de simplificar y estandarizar las labores de desarrollo, preparación y explotación.

La preparación de un bloque de explotación, es en principio, el mismo para ambos métodos y consiste en lo siguiente, ver figura 5.3 y 5.4:

- Primero se desarrollan galerías sobre la veta, tanto del nivel superior como en el inferior, hasta una longitud de 90 m respecto a la posición de la última chimenea.
- Del centro de línea de la última chimenea, se miden 82,5 m de longitud para el nuevo centro de línea de la chimenea a construir, de sección 2,00 m x 2,50 m por el buzamiento de la veta, uniendo de esta manera ambos niveles.
- Con los dos pasos anteriores se logra delimitar un bloque de explotación; éste a su vez es dividido en 4 cámaras de explotación de 15 m de ancho cada uno, con alturas que estarán en función de la potencia de la veta.
- En cuanto a los pilares entre cámaras, son diseñados en forma rectangular de 4,00 m x 8,00 m, seguidos de accesos entre cámaras de 3 m de ancho.

Figura 5. 4 Accesos hacia una Cámara de Explotación



Fuente: Elaboración Propia.

5.4.1. EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS Y PILARES

Mediante las labores de preparación, tales como las galerías en veta, chimeneas y accesos, es reconocido el yacimiento en forma detallada, y se evalúan los bloques de explotación por sus 4 costados, en cuanto a tenores, potencia y buzamiento de la veta. Aquellos bloques que presentan buzamiento menor de 45° , son explotados aplicando el método de Cámaras y Pilares.

Este método consiste en la apertura de las cámaras a partir de las galerías, en sentido ascendente. A medida que se avanzan las cámaras, el mineral arrancado es evacuado hacia la galería de transporte con la ayuda de un rastrillo de 30 HP de doble tambor, para que de allí sea acarreado a los coladeros Norte y Sur. En los pilares entre cámaras y chimeneas se abren accesos de 3,00 m x 3,00 m de sección cada 8 m, para así intercomunicar las cámaras y facilitar la ventilación, la explotación y acceso.

El arranque de la mineralización en la cámara puede ser a plena sección, si la potencia varía entre 0,2 a 3,00 m; si la veta presenta mayor potencia, se hace el banqueo, explotando primero la parte superior (contacto con el techo) y luego la parte inferior (contacto con el piso). La explotación se puede realizar por medio de una chimenea de cara libre, donde se crea una segunda cara libre distinta al frente de explotación, permitiendo así que la voladura sea más efectiva.

El límite en el avance de las cámaras es hasta los 4 m por debajo del nivel superior, constituyendo así el pilar de protección.

5.4.2. EXPLOTACIÓN POR CÁMARAS ALMACÉN

La preparación del bloque del bloque de explotación es similar al de Cámaras y Pilares, determinándose así la potencia, tenores y buzamiento de la veta. Se aplica el sistema de explotación por Almacenamiento Provisional, en vetas que presentan buzamientos mayores a 45°. Una vez preparada la cámara por explotar, el mineral se arranca en sentido ascendente a todo lo ancho de la cámara desde la galería inferior, dejando que la mena fracturada se acumule dentro de la cámara; como el volumen del material arrancado es aproximadamente un 40% mayor que el volumen in situ, se extrae este excedente en forma periódica, generalmente después de cada voladura del frente de explotación, con el objetivo de mantener un espacio libre y apropiado entre la superficie del material acumulado y el frente de arranque, con la finalidad de continuar con la explotación, ya que este material constituye una plataforma de trabajo.

La mena arrancada cae por la gravedad hacia la galería de transporte para luego ser cargada a los camiones de acarreo con cargadores frontales y luego transportados a los coladeros Norte y Sur para su extracción posterior.

Se conservan las mismas dimensiones de las cámaras del método cámaras y pilares con 15 m de ancho y alturas que están en función de la potencia de la veta; los pilares entre cámaras son de sección rectangular de 4,00 m x 8,00 m.

Cuando la explotación de la cámara llega al límite, es decir, a 4 m de la galería superior, el mineral almacenado es extraído totalmente de la cámara, dejando los pilares para el sostenimiento del techo.

Ambos métodos dejan caserones paralelos rectangulares de 1065 m² (71,00m x 15,00m) aproximadamente; éste vacío dejado por la explotación es sostenido por los pilares entre cámaras, con la finalidad de prevenir la inestabilidad del techo. De esto resulta que la recuperación en la explotación por ambos métodos es de aproximadamente un 80%, quedando un 20% como pilares de sostenimiento.

5.4.3. PARÁMETROS DE OPERACIONES MINERAS

Algunos parametros fundamentales para el diseño de labores mineras y la planificación de la exploración por los métodos de cámaras y pilares y cámaras almacén, en función de los equipos actualmente disponibles son los siguientes:

- Tipo de Roca Caja: Roca andesítica de densidad 2,6 t/m³.
- Tipo de Yacimiento: Vetas y vetillas de cuarzo aurífero, con densidad 2,8 t/m³ in situ (mineral suelto; densidad 1,7t/m³).
- Longitud de los barrenos:

Perforadora manual: Barra de 8' (2,4m); diámetro de la broca 38 mm.

Perforadora electrohidráulica (JUMBO): Barras de 10' y 12' (3,00 y 3,60m); diámetro de la broca 41mm.

Los cálculos a realizarse será en función de los equipos actuales de perforación; por lo tanto tenemos que:

- Frentes en galería:

Sección de la galería (4,5 x 3,8m)	17,1m ² (50 huecos/frente)
Rendimiento de la perforadora	50 huecos/turno (160m)
Avance por disparo	2,69m/disparo (87% efect)
Producción por turno	128,80t

Rendimiento de perforación	0,96t/m (2,58 t/hueco)
Velocidad de perforación	1,50cm/min(3,38 min/hueco)
Explosivos	215Kg de Anfo (11 Sacos)
Factor de carga	1,67Kg/t
Producción (1 disparo por día)	128,80 t
➤ Frentes en cámaras de explotación:	
Sección de la cámara (15 x 2m)	30m ² (81 huecos/frente)
Rendimiento de una perforadora	22 huecos/turno (51,60m)
Avance por disparo	1,61 m/disparo(73% efect)
Producción por disparo	135,24 t
Rendimiento de la perforación	1,04 t/m (1,66t/barreno)
Velocidad de perforación	0,54cm/min(5,54min/hueco)
Explosivos	158,4Kg de Anfo (8 sacos)
Factor de carga	1,14Kg/t
Producción (1 disparo por día)	135,24t
➤ Chimeneas:	
Sección de la chimenea (2 x 2,5m)	5m ² (26 huecos/frente)
Rendimiento de una perforadora	22 huecos/turno (51,60m)
Avance por disparo	1,61m/disparo (73% efect)
Producción por disparo	22,54t
Rendimiento de la perforación	0,54t/m (0,87t/barreno)
Velocidad de perforación	0,54cm/min (5,54min/hueco)
Explosivos	50Kg de Anfo (3 sacos)
Factor de carga	2,21Kg/t
Producción (1 disparo por día)	22,54t
➤ Perforadoras manuales por turno:	
En operación	11
En reserva	2

➤ Perforadoras electrohidráulicas por turno:	
En operación	2
➤ Turnos por día	3
➤ Turnos por semana	21
➤ Ciclo de acarreo	4 viajes/hora
➤ Capacidad del camión	13t (MT-420) 20t (DUX)
➤ Disponibilidad de los equipos	75%
➤ Extracción con 2 skips	132,5t/hora
➤ Horas efectivas de trabajo por turno	5 horas
➤ Producción media de la mina	800t/día

5.5 OPERACIONES UNITARIAS

Dentro de la mina Colombia se realizan las siguientes operaciones básicas y auxiliares:

5.5.1. PERFORACIÓN

La perforación en el interior de la mina se realiza con dos tipos de máquinas: perforadoras manuales y con Jumbos de un solo brazo.

- **Perforación Manual:** Esta actividad se realiza con máquinas perforadoras de aire comprimido. Son máquinas de rotopercusión de 25Kg de peso, colocados sobre un soporte neumático (Jackleg). Ver figura 5.5.

Los barrenos que se emplean son de 8' (2,4m) de longitud, con diámetro de 38mm.

El uso de estas máquinas es el más generalizado para la perforación en las cámaras de explotación y en algunos frentes. Estas máquinas tienen un rendimiento del 73% en el avance de los disparos.

La mina cuenta con 11 perforadoras manuales en operación, 2 en reserva.

- **Perforación con Jumbos:** Los Jumbos Atlas Copco de un solo brazo se caracterizan por poseer movilidad propia, pues están montados sobre neumáticos y son propulsados por un motor Diesel. Ver figura 5.6

El uso de este tipo de equipo podría considerarse como un sistema de perforación mecanizada, accionado por un equipos de dos hombres, mediante controles hidráulicos.

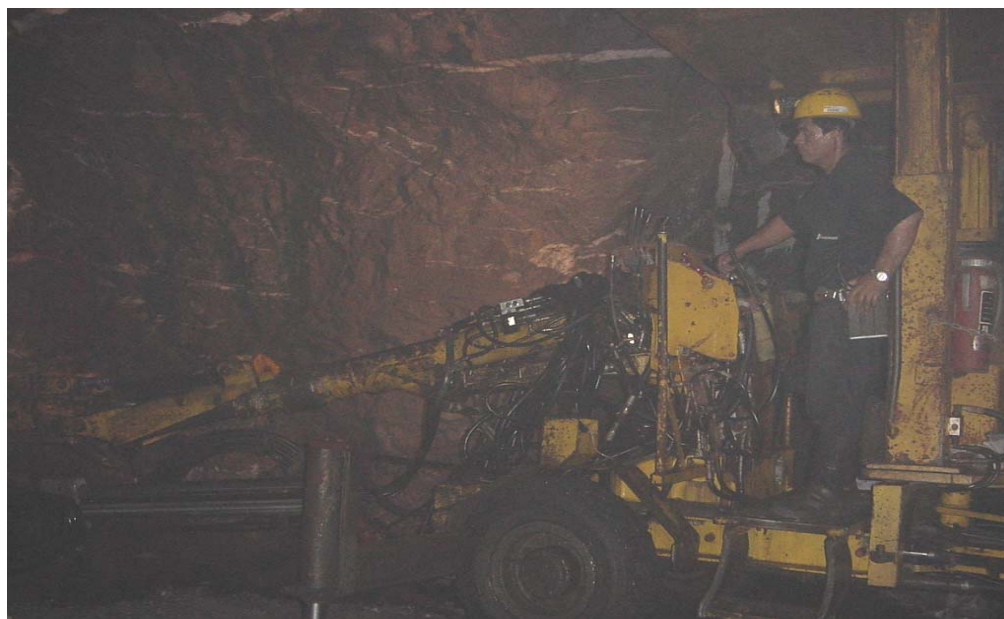
El jumbo hace uso de barrenos de 10' y 12' (3,0 y 3,6m) de longitud con diámetro de brocas de 42mm. Su uso generalmente es para la perforación de frentes de explotación y para los desarrollos, con un tiempo promedio de perforación de 2 a 3 minutos por hueco, con un rendimiento del 87% en el avance de los disparos. La mina cuenta con 2 Jumbos de un solo brazo.

Figura 5. 5 Mineros utilizando equipo de perforación manual



Fuente: Elaboración Propia

Figura 5. 6 Equipo de perforación mecanizado



Fuente: Elaboración Propia.

5.5.3 CARGA DE LOS BARRENOS

Después de culminada la perforación en el frente de la voladura, se procede al soplado de los huecos, mediante una manguera con aire comprimido para desalojar el agua y las partículas de roca del barreno.

Con el patrón que envía el Departamento de Voladura, se debe realizar la carga de cada perforación, partiendo del cuele, los detonadores no eléctricos con sus números respectivos en el frente de voladura y se debe verificar que todos estén completos.

El cargador de ANFO se debe conectar a una línea cercana de aire comprimido mediante mangueras, hasta llegar al frente de carga donde se procede a inyectar el ANFO.

En el extremo de la manguera antiestática del cargador de ANFO se introduce el detonador no eléctrico y se traslada hasta el fondo de la perforación. Comenzando por el cuele, se carga aproximadamente un 80 % de la perforación.

Después de cargar todas las perforaciones se procede a conectar el tubo del detonador no eléctrico a la línea principal del cordón detonante mediante un dispositivo denominado conector J, el cual mantiene en contacto total al detonador con el cordón detonante.

5.5.4. CONEXIÓN Y ENCENDIDO

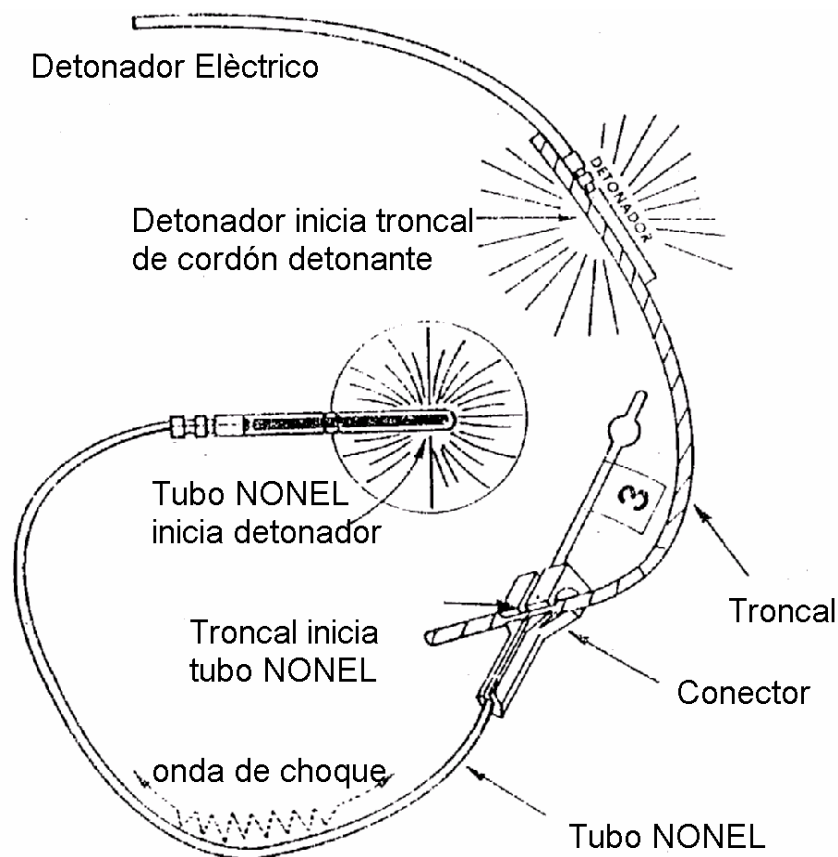
Una vez concluida la carga de los explosivos en el frente a ser volado y tomando en cuenta el horario programado para la voladura, se procede a la instalación del detonador eléctrico. Esto se hace conectando el detonador eléctrico a lo largo de la línea troncal del cordón detonante, en el cual se amarran los detonadores NONEL.

El encendido se hace desde la superficie, al final de cada turno, para lo cual se cierra el interruptor que conecta la línea de tiro con la fuente de la corriente.

5.5.5. VOLADURA

La voladura para el arranque del mineral o del material estéril en el interior de la mina, sea esta en labores de desarrollo, preparación o en las cámaras de explotación, es efectuada en forma general mediante el uso de ANFO, el cual es usado generalmente para trabajos en ambiente seco o casi seco, debido a su baja resistencia al agua; este explosivo se presenta en sacos de 20Kg., los cuales están bien sellados para no permitir el apelmazamiento del mismo. En barrenos con alta humedad se utiliza Magnafrac, este explosivo viene en varias presentaciones, siendo la más empleada en la mina Colombia la de 32 mm de diámetro por 200mm de longitud, para los barrenos de 38mm de diámetro, cada cartucho tiene un peso aproximado de 0.216kg. Ver figura 5.7.

Figura 5.7 Forma de realizar el amarre.



Fuente: Guías de la materia perforación y voladura de rocas. (2000)

5.5.6. RIEGO Y ACUÑE

Para el riego del frente, se procede a conectar la manguera de 1" a la tubería de agua más cercana al área donde se va a realizar el trabajo. El riego debe efectuarse de afuera hacia dentro y de arriba hacia abajo, es decir, empezando por el techo continuando por las paredes y por último, regando el material fragmentado del piso. En caso de encontrarse restos de explosivos en el techo, paredes o piso estos deberán ser disueltos con agua en el mismo lugar, así como también se debe sacar el detonador y entregarlo al supervisor del nivel que se encargará de su eliminación.

Una vez regado el frente se procederá a acuñarse para esto primero se fija el punto de partida y de avance del acuñamiento, se observa el techo, paredes y piso, alumbrando cuidadosamente toda el área para determinar las rocas y bloques

que deben ser acuñados desde el punto de partida. Siempre que se vaya a acuñar hay que revisar el avance del disparo, empezando desde la entrada del lugar, golpeando la roca en la parte que está fragmentada nunca debe tratarse de palanquearlas, ni se debe acuñar sobre otra persona o equipos. Una vez derribado todos los bloques flojos del techo y paredes, se procede a regar nuevamente para verificar el saneamiento total del área.

Figura 5. 8 Minero en proceso de acuñamiento de techo



Fuente: Elaboración Propia

5.5.7. CARGA Y TRANSPORTE DE MATERIAL

En la medida que se va desarrollando la mina los frentes de explotación se van distanciando cada vez más de los coladeros, por lo que se tiene cada vez mayores ciclos del acarreo del mineral en camiones hacia los coladeros norte y sur. La carga de los camiones se hace por medio de cargadores frontales tipo Scoop.

Para la operación de carga y transporte de mena y estéril, se emplean cargadores y camiones de bajo perfil, montados sobre neumáticos, con articulación al medio, accionados por un motor Diesel y volteo hidráulico.

La mina funciona actualmente con una flota de equipo mixto. Los cargadores son de un tamaño nominal de 2,7 y 3,00m³ y los camiones articulados de carga son unidades de 18 o 25t de capacidad. Ver figura 5.9.

Figura 5. 9 Cargador TORO 301



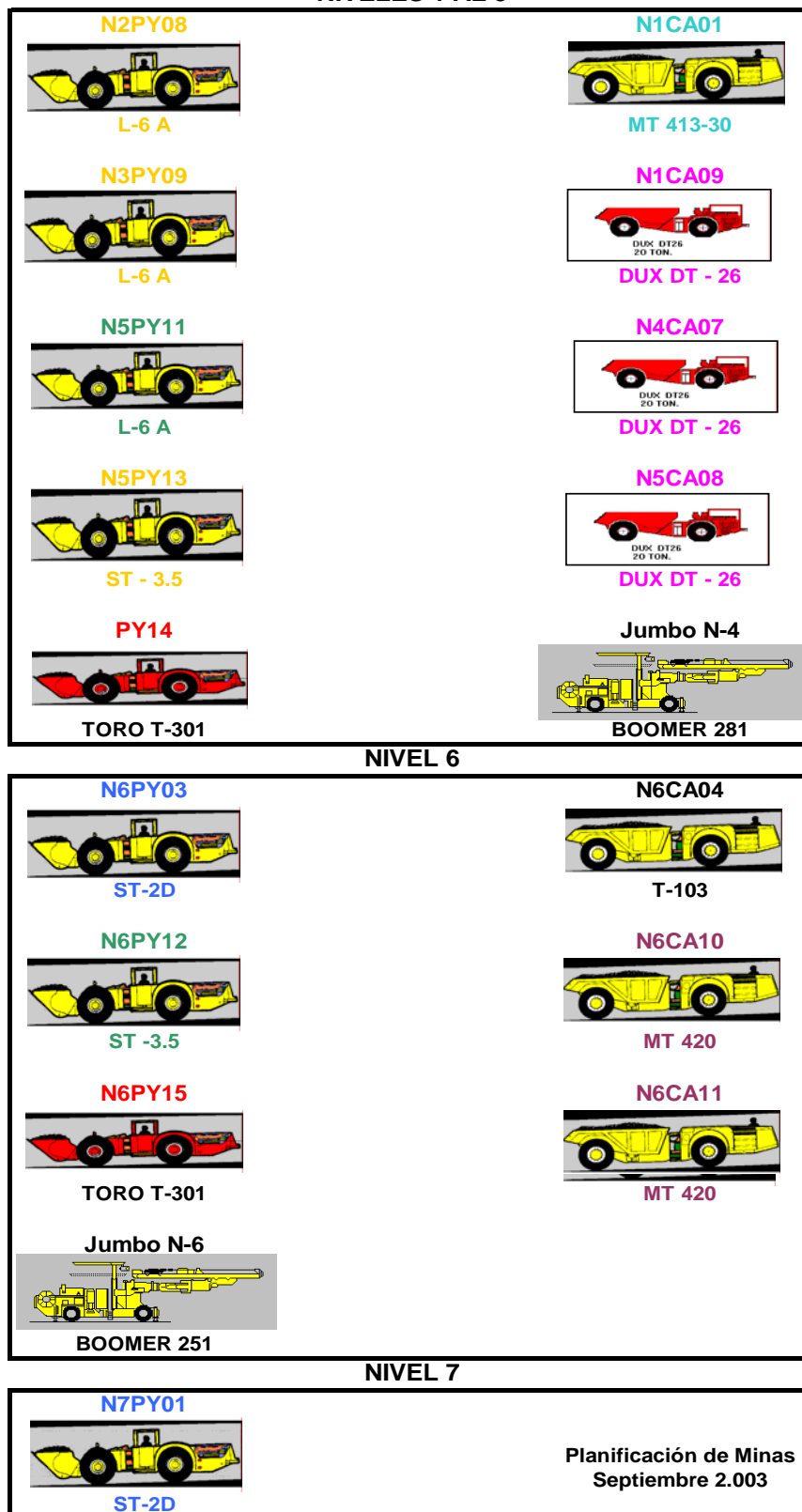
Fuente: Elaboración Propia

El equipo de mina solo puede moverse libremente entre algunos de los niveles de la mina. Actualmente CVG MINERVEN está excavando una rampa para conectar los niveles 5 y 6. Una vez terminada esta rampa, el equipo de la mina podrá comunicarse entre los niveles sin la necesidad de desarmarlos para ser bajados por el pozo principal.

La disponibilidad de los equipos es de 75%, obteniéndose un rendimiento de 4 ciclos por hora (72 a 100ton/hora) del conjunto pala – camión, sobre una distancia desde los frentes y cámaras de explotación existentes en cada nivel hasta los coladeros de traspaso de mineral. Ver figura 5.10 y tabla 5.2.

Figura 5. 10 Distribución de los equipos de acarreo en la mina

DISTRIBUCION DE LOS EQUIPOS ACARREO EN MINA
NIVELES 1 AL 5



Fuente: Planificación de minas. CVG MINERVEN

Tabla 5. 2 Adquisición y tamaño de los equipos en la mina Colombia

Categoría	Fabricante	Modelo	Año de Compra	Tamaño (Capacidad)
Perforadoras	Atlas Copco	Boomer 251	2001	
		Boomer 281	1994	
LHDs	Schopf	L - 6A	1995	3,5yd ³
		L - 6A		
		L - 6A		
	Atlas Copco	ST - 3.5	1998	3,5yd ³
		ST - 3.5		
		ST - 2D	1989	2 yd ³
Sandvik (Toro)	301 DL	2002	3,0m ³	
	301 DL			
Camiones	Atlas Copco	MT - 420	1998	18 toneladas
		MT - 420		
	DUX	DT - 26	1995	25 toneladas
		DT - 26		
		DT - 26		
	Schopf	T - 103	1992	8 toneladas

Fuente: Planificación de minas. CVG MINERVEN.

La mayoría de las cámaras desarrolladas en la mina son explotadas por el método de cámaras-almacén (Shrinkage); en ellas se aprovecha la gravedad del material para extraer el mineral hacia la galería de transporte. En cambio, cuando se explota por el de cámaras y pilares, es necesario el uso de rastrillos de doble tambor de 30HP, tipo Joy, de acción electroneumática, con capacidad de rastrillaje de 1ton/pase, transportando así el mineral por el plano inclinado de la cámara hacia la galería de transporte. Ver figura 5.11.

Figura 5. 11 Rastrillo



Fuente: Elaboración Propia

En ambos métodos no existen tolvas de carga, de allí que se hace necesario el uso de los cargadores en combinación con los camiones que se encargan del acarreo del mineral hacia los coladeros. El coladero norte comienza en el nivel 1 y es subvertical, mientras que el coladero sur comienza en el nivel 2 y es vertical. Ambos terminan en el nivel 7 donde se localiza una estación de reducción de tamaño.

5.5.8. FRAGMENTACIÓN SECUNDARIA

El material vaciado por el equipo de acarreo hacia los coladeros llega al nivel 7, con diferentes tamaños. El material con tamaños superiores a 30 x 30cm es fragmentado por un martillo Hidráulico Teledyne, para luego ser clasificado por 2 parrillas, una se encuentra al final del coladero norte y otra al final del coladero sur. Estas parrillas sólo permiten el paso de material igual o inferior a 30 x 30cm., hasta las tolvas que constituyen la estación de carga de los Skips ubicada 10m más abajo del nivel 7.

5.5.9. EXTRACCIÓN DE MINERAL

El mineral es extraído del interior de la mina, mediante el uso de un sistema de Skips por el pozo Colombia. Actualmente sólo se extrae mineral en dos turnos al día (3:00 – 11:00pm y de 11:00pm – 7:00am), con 5 horas efectivas de extracción por turno, en tanto que en el primer turno (7:00 – 3:00pm) se utiliza para el transporte de personal, transporte de equipos y materiales. La extracción se hace con dos Skips de 4,6ton de capacidad cada uno, con un rendimiento medio de 317,5ton/turno teniendo 40 ciclos por hora. Ver figuras 5.12 y 5.13.

La operación de carga de un Skip en el fondo del pozo debe coincidir con la descarga del otro Skip en superficie. La descarga se hace la mayoría de las veces en la tolva que alimenta a la trituradora primaria; excepcionalmente se descarga el mineral por el circuito de estéril hacia una pila auxiliar de mineral.

Además la mina cuenta con una flota de equipos en superficie, los cuales tienen la finalidad de apilar el mineral extraído desde el interior de la mina en el patio provisto para tal fin, así como también para cargar el mineral a camiones

convencionales para ser acarreados hasta planta Perú ubicada a 6km de la mina Colombia.

Figura 5. 12 Skip para le extracción de mineral y transporte de personal



Fuente: Elaboración Propia.

Figura 5. 13 Sistema de extracción de mineral (Izadora)



Fuente: Elaboración Propia

5.5.10 VENTILACIÓN

Ventilación Principal

El circuito de ventilación principal es el que alimenta los flujos de aire a toda la mina a través de la diferencia de presiones creadas entre dos puntos. El aire fresco entra en la mina por el pozo principal y por la rampa principal que comunica al nivel 1 con la superficie en la parte oeste del yacimiento y es distribuido en los diferentes niveles a medida que desciende a través de los mismos, regulado por compuertas de ventilación. La extracción del aire viciado de la mina se hace a través del pozo Minerven II (Mocupia), ubicado a 400m al NW del pozo Minerven I (Colombia), de 70m de profundidad; y del pozo América, ubicado a 500m al W del pozo Minerven I (Colombia), con una profundidad de 113m.

Para mejorar la ventilación se ha dividido la mina en dos circuitos de ventilación principal, a saber:

- Ramal Oeste: Rampa Superficie y Pozo América.
- Ramal Este: Pozo Colombia – Pozo Mocupia.

En el ramal Oeste, el aire limpio desciende por la rampa superficie y luego entre los niveles a través de chimeneas, muy próximas a los frentes de desarrollo en el sector oeste de la mina, el aire viciado desciende posteriormente por un corredor de chimeneas hacia el pozo América.

El ramal Este ventila el sector central de la Mina Colombia, el aire limpio desciende por el pozo Colombia hacia los niveles inferiores, desde ahí se comunica por las galerías y asciende por las chimeneas hacia el pozo Mocupia.

Por el pozo Colombia entran $2237\text{m}^3/\text{min}$. de aire que se distribuyen en todos los niveles, razón por la cual existen en todas las entradas de cada nivel una compuerta con ventanillas reguladoras del flujo de aire, cuyo objetivo es obligar al flujo de aire a que continúe descendiendo y sólo pase la cantidad requerida de aire para las labores realizadas en cada nivel. Otros $4809\text{m}^3/\text{min}$ ingresan a la mina por la rampa de superficie, este flujo de aire ingresa a los niveles inferiores a través de un sistema de chimeneas ubicadas hacia la parte oeste de la mina. En total ingresan $7046\text{m}^3/\text{min}$. de aire limpio a la mina. Ver tabla 5.3.

Cabe destacar que la evacuación del aire viciado de la Mina Colombia es a través de los pozos, América y Mocupia, y el caudal de aire que entra actualmente a la mina se determinó en 7046m³/min, donde se puede verificar que existe una mala distribución de estos caudales, existiendo zonas sin ventilación adecuada o muy disminuida. Ver figuras 5.15 y 5.16.

Tabla 5. 3 Ventiladores principales mina Colombia

Ventiladores	Marca	Modelo	Área (m ²)	Tipo	Velocidad (r.p.m)	Caudal (m ³ /min)	HP	Perdidas de presión (In.w.g)
Pozo Mocupia	Joy Axivane	M60-36D	1,5	Venaxial	1800	2700	400	6,00
Pozo Mocupia	Joy Axivane	M60-36D	1,5	Venaxial	1800	2700	400	0,00
Pozo América	Metalaire	C12	2,54	Venaxial	1780	5000	600	9,00
	Metalaire	C12	2,54	Venaxial	1750	5000	600	0,00

Fuente: Dpto de Planificación de Minas

Cabe destacar que en el sector América existen dos ventiladores, de los cuales uno está en reserva, al igual que en el sector Mocupia.

Ventilación Auxiliar

Los equipos utilizados en la ventilación auxiliar de la mina Colombia son ventiladores axiales de diferentes modelos; estos son utilizados en las labores de desarrollo de los frentes y en las chimeneas, con el fin de garantizar aire fresco a estas labores y la evacuación del aire viciado de las mismas. A continuación se indica la ubicación de cada uno de los ventiladores auxiliares en el interior de la mina. Ver figura 5.14:

Nivel 1: 1 ventilador Chicago Blower de 18000cfm (DCHC 5-2)

Nivel 2: 1 ventilador Chicago Blower de 18000cfm (DCHC 9-3)

Nivel 3: 1 ventilador Chicago Blower de 18000cfm (DCHC 6-4)

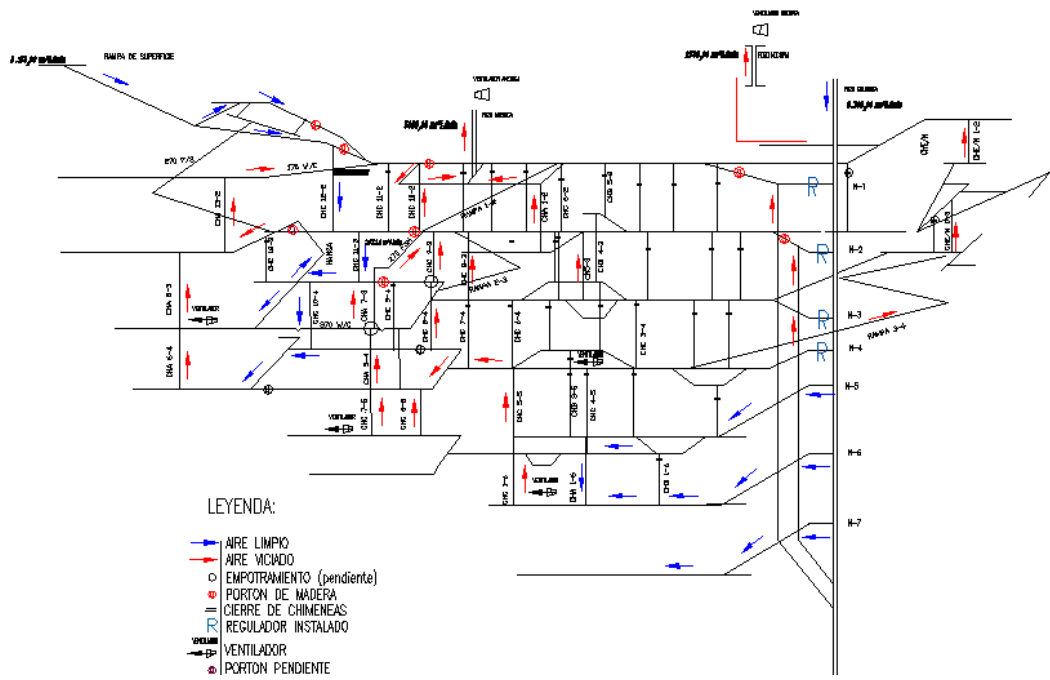
Nivel 4: 1 ventilador Chicago Blower de 18000cfm (CHC 10-4)

Nivel 5: 1 ventilador Spendrup de 30000cfm (570W/C)

Nivel 6: 2 ventiladores Sperdrup de 30000cfm (Rampa 6-5)

1 ventilador Chicago Blower de 18000 cfm (670W/C)

Figura 5. 14 Sistema de ventilación de la mina Colombia



Fuente: Planificación de minas. CVG MINERVEN

Figura 5. 15 Ventiladores de extracción del pozo América



Fuente: Elaboración Propia

Figura 5. 16 Ventiladores de extracción del pozo Mocupia



Fuente: Elaboración Propia

Drenaje

La extracción del agua del interior de la mina es del orden de $1000\text{m}^3/\text{día}$ aproximadamente; para ello se hace uso de las bombas instaladas en las estaciones de bombeo de los niveles 1, 4 y 7.

Según Wendehake (2002), el agua proveniente de la mina corre por las galerías de los diferentes niveles arrastrando con ella todos aquellos desperdicios que allí se encuentran desde sus inicios, como por ejemplo: guantes, resto de mopa, restos de explosivos, lodo (ñuma) y cualquier otra cantidad de objetos que se desechan en las galerías, y llegan a depositarse en los sumideros donde se encuentran instaladas las bombas de agua provocando así que las mismas succionen todo los desechos antes mencionado. Ver figura 5.17 y tabla 5.4 y 5.5.

La mayor cantidad de agua filtrante se presenta en el nivel 1, representando aproximadamente el 80% del volumen total, y el resto de los niveles representa solo el 20% del volumen.

El sistema de bombeo está conformado por las siguientes estaciones:

Estación de bombeo del nivel 1

El sistema de bombeo está compuesto por tres sumideros. El primero está ubicado en la entrada del nivel; cuenta con una capacidad de 8.700 litros y un área de $9,69\text{m}^2$. Está compuesto por dos bombas marca KSB, modelo 50-5; tienen una capacidad para 240GPM a una altura de 500 pies, con una altura geométrica de 134m, un consumo estimado de $54,54\text{m}^3/\text{hora}$ y una tubería conectada directamente a la superficie.

El segundo sumidero se encuentra ubicado en el cruce de nivel (170-La Virgen); con una capacidad de almacenamiento de 295.000 litros y un área de $718,6\text{m}^2$. Está conformado por una bomba marca KSB, modelo WKL 125/4, tiene una capacidad de 800GPM la cual descarga directamente a la superficie a una altura de 133,74m.

El tercer sumidero con una capacidad volumétrica de 9.000 litros; un área de aproximadamente 44m^2 , posee una bomba marca Flygt, modelo BS2151-011 con capacidad de 250GPM, la cual descarga al sumidero 170-La Virgen.

Estación de bombeo nivel 4

Esta ubicada en la entrada del nivel, compuesto por un sumidero con un área de $84,6\text{m}^2$, tiene una capacidad de almacenamiento de 128.250 litros de agua y puede ser alimentado por los niveles superiores o inferiores, cuando se bombea directamente del nivel 7.

El sumidero está compuesto por dos bombas, marca Peerless, modelo 3 TU-T9; las cuales cuentan con una capacidad de 650GPM y alcanzan una altura de 334,80m.

Estas bombas están conectadas por una tubería que directamente descarga en la superficie y tienen una altura geométrica de 284m.

También se cuenta con una bomba KSB, modelo WKL 50/5 con una capacidad de bombeo de 600GPM.

Estación de bombeo del nivel 7

Esta situada en la entrada del nivel, dispone de un sumidero con un volumen de 358.150 litros y un área promedio de $35,7\text{m}^2$; recibe agua de los

niveles 5 y 6 y de la estación de carga, compuesto por dos bombas marca KSB, una modelo WKL 50/5, con una capacidad de 277GPM a una altura de 500 pies, y otra modelo WKL 80/3, cuenta con una capacidad de 450GPM con una altura geométrica de 150m, un caudal de 600m³/hora; este sistema permite bombear el agua hacia la estación de bombeo del nivel 4.

Estación de bombeo del nivel 442

A 45 m por debajo del nivel 7 se encuentra ubicada la estación de carga, provista por una bomba marca Grindex con capacidad de 350GPM y descarga en el sumidero del nivel 7.

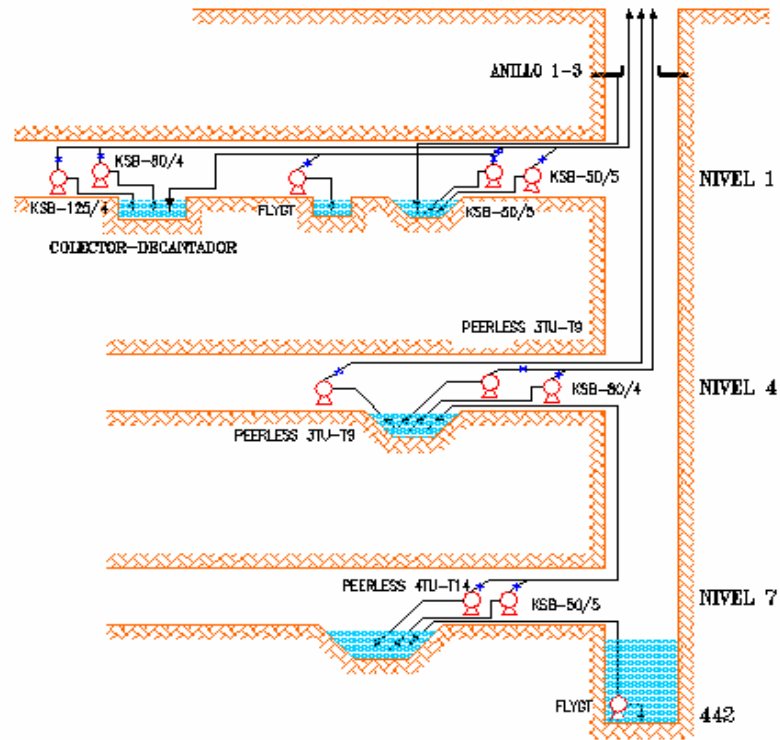
El consumo de agua que se utiliza para satisfacer las necesidades de la mina Colombia, es suministrada por dos fuentes de alimentación:

- La primera entrega la realiza la planta de tratamiento situada en la superficie, a través de una tubería de 3" de diámetro, la cual establece 16m³/hora al tanque que esta ubicado atrás de la izadora; que cuenta con una capacidad de 475m³ (este se encarga de suministrarle agua a los niveles 4, 5 y 6).
- La segunda fuente es el sumidero situado en el nivel cero del sector Mocupia (el cual alimenta a los niveles 1, 2 y 3); esta situación varía dependiendo de las exigencias y necesidades que se presenten en las labores de los diferentes niveles de la mina.

La red de tubería principal que ingresa al pozo Minerven I, tiene un diámetro de 4" y proviene del tanque de superficie. Cada nivel esta provisto de válvulas de retención, que tienen como función controlar y mantener la presión del agua de manera constante.

El consumo de agua que proviene de los sectores Crucero y Mocupia, expresado en porcentaje es de aproximadamente 67,4%, mientras que el otro volumen proviene del tanque que esta detrás de la izadora representando el 32,6%.

Figura 5. 17 Sistema de bombeo de la mina Colombia



Fuente: Planificación de minas. CVG MINERVEN.

Tabla 5. 4 Datos técnicos del sistema de bombeo de la mina Colombia

ESTACIONES DE BOMBEO	NIVEL	SUMIDERO	BOMBAS INSTALADAS	MODELO	CAPACIDAD DE BOMBEO	RPM
1	1	Boca del Pozo	2	WKL 50/5	240 GPM	3500
		170 - La Virgen	1	WKL 125/4	800 GPM	1700
		El Polvorín	1	FLYGT	250 GPM	3500
2	4	1	2	PEERLES 3TU-T9	650 GPM	3500
			1	WKL 80/4	600 GPM	3500
3	7	1	1	WKL 50/4	277 GPM	3500
			1	WKL 80/3	450 GPM	3500
4	-	-	1	GRINDEX	350 GPM	3500

Fuente: Wendhake (2002). Optimización del mantenimiento del sistema de bombeo.

Tabla 5. 5Tabla 1: Resultados de los aforos realizados en la mina Colombia

NIVEL	SUMIDERO	ORIGEN DEL CAUDAL CAPTADO	CAUDAL QUE ENTRA AL SUMIDERO
1	Boca del Pozo	Canaleta (agua proveniente de la rampa)	32 GPM
		Anillo (1 – 3)	4 GPM
	170 – La Virgen	Sector Mocupia y Col. Extensión	29 GPM
		Filtraciones de la Rampa	46 GPM
		Bombeo de la bomba Flygt	250 GPM
	Auxiliar	Agua proveniente de la Rampa	27,6 GPM
4	1	Nivel 2 y 3	39 GPM
		Nivel 3	67,4 GPM
		Nivel 7	55 GPM
7	1	Nivel 5	12 GPM
		Nivel 6	54 GPM
		Fondo del Pozo	55 GPM
FONDO DEL POZO	-	Remanentes del agua de mina y anillo (1 – 3)	350 GPM

Fuente: Wendehake (2002). Optimización del mantenimiento del sistema de bombeo.

AIRE COMPRIMIDO

En la actualidad en la sala de compresores se cuenta con 7 compresores:

- 2 Atlas Copco serie 6A-315, que produce 25m³/min.
- 4 Atlas Copco serie ERG-6, que produce 27m³/min.
- 1 Ingersoll Rand, que produce 42m³/min.

De estos siete compresores, solo se encuentran cuatro en uso y los otros tres se encuentran en reserva.

En la tabla 5.6 se muestra las necesidades de aire en equipos de la mina Colombia.

Tabla 5. 6 Consumo de aire para la mina Colombia

Equipo	Caudal (m ³ / min.)
1.- 11 Perforadora Manual (3,7 m ³ /min.)	40,7
2.- Izadora.	1
3.- Estación de Carga fondo del pozo	3
4.- Estación de Descarga (superficie)	1
5.- Amolador de Barreno	1,5
Total	47,2

Fuente: Planificación de minas

Descripción de Equipos que Dependen de la Presión de Aire

- **Perforadoras manuales:** Son martillos perforadores tipo BBD95W, utilizados en desarrollos, cámaras, chimeneas y estaciones de geología.

Características:

1. Longitud total	:	670mm.
2. Peso	:	27Kilos.
3. Diámetro	:	90mm.
4. Carrera	:	45mm.
5. Consumo de aire	:	198pies/min.
6. Nro. de golpes/min. a 6 bar	:	2500.
7. Manguera de aire (diámetro interno)	:	25mm.
8. Manguera de agua (diámetro interno)	:	125mm.

- **Empujador:** Es el soporte de las perforadoras manuales, tipo BMK91R.

Características:

1. Peso de 13 a 20 kilos.
2. Consta de un suministro de aire independiente.
3. Tiene un soporte de fijación en forma de uñas.
4. Es de forma cilíndrica.
5. Tiene una manguera de aire comprimido.
6. Trabaja a una presión de 6 bar.

- **Afiladoras.**

Características:

1. Velocidad	:	4.080rpm.
2. Motor	:	Neumático.
3. Consumo de aire	:	25lts/seg.
4. Potencia	:	1.1Kw.
5. Muela	:	125 x 63 x 32mm.
6. Radio de filo	:	80 x 50mm.
7. Angulo de incidencia	:	110°.
8. Peso sin ensamblaje	:	27,5Kilos.

9. Diámetro del eje : 16,33mm.
10. Conexión de manguera de aire : 12.5mm.
11. Conexión de manguera de agua : 6.3mm.

Para disminuir la incidencia de las caídas de presión, se recomienda tener en buen estado los tanques reservorios de aire comprimido (pulmón) de tres metros cúbicos de capacidad que están colocados cada 500 metros cuya función es eliminar el agua que se condensa en las tuberías, así como también tener un programa de mantenimiento de las tuberías para no tener pérdidas por fugas que son las más frecuentes en el proceso. Ver figura 5.7.

Tabla 5. 7 Pulmones del sistema de aire comprimido



Fuente: Elaboración Propia

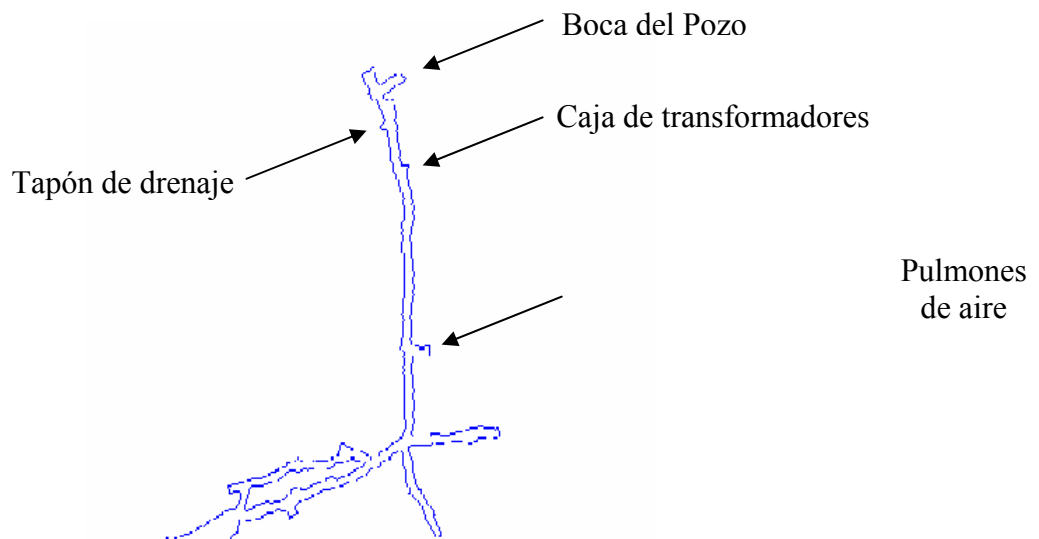
ELECTRICIDAD

EDELCA, la empresa encargada de suministrar energía eléctrica a Guayana, tiene el compromiso de suministrar energía a la mina Colombia, desde el complejo hidroeléctrico de Macagua, ubicado a unos 160km de El Callao, en el río Caroní. La red de servicio es de 6,5Mva, la cual llega a una subestación de eléctrica perteneciente a la compañía estatal de electrificación CADAFE, ubicada

a 50m de la boca del pozo en donde se disminuye el voltaje a 3,5Kva, de aquí pasa a una estación de transformación que consta de 2 transformadores pertenecientes a CVG MINERVEN, la cual disminuye el voltaje a 2,4Kva de aquí se distribuye la energía a toda la mina y a la planta de tratamiento metalúrgico. En cada nivel hay una subestación eléctrica de 2,4Kv/440, que suministran la energía eléctrica a las bombas, ventiladores, iluminación y a los Jumbos de perforación. Donde es posible la distribución de la mina se efectúa mediante bandejas de cables. Ver figura 5.8.

Además se cuenta con una planta eléctrica de emergencia, de 2500 Kw para suplir la energía eléctrica durante fallas. El objeto de la planta es alimentar aquellos sectores en los cuales no es conveniente su paralización, tales como el sistema de extracción de la mina (izadora), sistema de bombeo, entre otros.

Tabla 5. 8 Ubicación de los principales servicios de mina



Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO VI CARACTERIZACIÓN DE “EL BOLSON”

6.1. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA

Los resultados aquí expuestos son tomados del estudio geotécnico realizado por el Ing. Omar Márquez, profesor de la Universidad Central de Venezuela, para la caracterización geomecánica y diseño de cámaras y pilares, realizado en el Nivel 6 de la Mina Colombia, El Callao, Estado Bolívar, todo esto con el fin de hacer el diseño del nuevo método de explotación.

La exploración del macizo se hizo por medio de un programa de tres perforaciones verticales de 10m de longitud cada una para un total de 30 metros lineales de perforación, así como también se describieron diez estaciones geológicas. Las perforaciones se hicieron a máquina por rotación con tomas de núcleos con recorridos de 1,00 y 1,50 metros, utilizando una broca de diamante de diámetro BX. También se establecieron 10 estaciones geológicas en donde las estructuras geológicas detectadas se les estableció su tipo y características principales tales como: frecuencia, relleno, longitud, rugosidad, separación entre planos, persistencia y rastros de flujo.

Las muestras obtenidas fueron llevadas al laboratorio para ser reconocidas, descritas y clasificadas. Las más representativas fueron seleccionadas según su litología (monzodiorita o diorita porfídica), la distribución en el nivel y profundidad para determinar los siguientes parámetros: Determinación de la resistencia a la compresión uniaxial y determinación indirecta de la resistencia a la compresión (Ensayo Brasilerio).

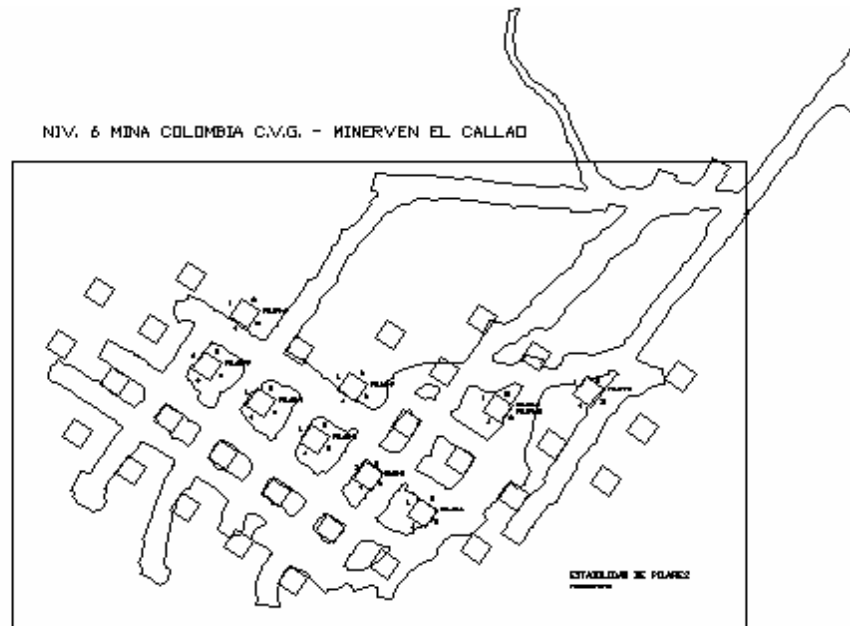
Toda la información obtenida, tanto en campo como en laboratorio, se procesó, y se clasificó el macizo rocoso usando las metodologías de Deere, Barton, Beniaowski y Hoek-Brown.

6.1.1. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

Se realizaron un total de 10 ensayos directos para determinar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, los ensayos se realizaron según lo establecido en los “Métodos sugeridos para ensayos en roca de la Sociedad

Internacional de Mecánica de Rocas” (1980). Los valores oscilaron entre $670,71\text{kg/cm}^2$ y $866,15\text{kg/cm}^2$, con una densidad promedio de $2,96\text{ton/m}^3$. Estos resultados se presentan en el anexo 2.

Figura 6. 1 Ubicación de los pilares y estaciones en el estudio de mecánica de rocas



Fuente: Ing. O. Marquez. Estudio de mecánica de rocas. Nivel 6. CVG MINERVEN

6.1.2. ENSAYO DE RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL

Se realizaron un total de 10 ensayos directos para determinar la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, los ensayos se realizaron según lo establecido en los “Métodos sugeridos para ensayos en roca de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas” (1980). Los valores oscilaron entre $670,71\text{kg/cm}^2$ y $866,15\text{kg/cm}^2$, con una densidad promedio de $2,96\text{ton/m}^3$. Estos resultados se presentan en el anexo 3.

6.1.3. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

Clasificación de Deere

Según la clasificación de Deere, la calidad de la roca para la perforación 1 varía entre mala y excelente variando el RQD entre 0 y 96, para la perforación 2 varía entre muy mala y buena variando el RQD entre 23 y 86 y para la perforación 3 varía entre regular y excelente variando el RQD entre 51 y 100. (ver tablas de resultados en el Anexo 4).

Clasificación de Beniaowski

Según los datos obtenidos, para la perforación 1 se obtuvo un RMR entre 48 y 65 dando una calidad de roca entre aceptable y buena pudiéndose clasificar la roca entre clase II y III, para la perforación 2 se obtuvo un RMR entre 50 y 64 dando una calidad de la roca entre aceptable y buena clasificándose la roca entre clase II y III, para la perforación 3 el RMR entre 55 y 62 dando una calidad de la roca entre buena y aceptable clasificándose entre clase II y III. (Ver anexo 5).

Clasificación de Barton

Según los datos obtenidos, para la perforación 1 se obtuvo un índice Q que varía entre 3,81 y 37,70 clasificando la roca entre pobre y buena, para la perforación 2 se obtuvo un índice de Q que varía entre 5,71 y 32,95 clasificándose la roca entre regular y buena y para la perforación 3 se obtuvo un índice Q que varía entre 19,45 y 38,10 clasificándose la roca como de buena calidad. (Ver anexo 6).

Clasificación de Hoek-Brown

Los esfuerzos se obtuvieron utilizando un Software geomecánico especializado “RocLab1” el cual se basa en el criterio de rotura de Hoek & Brown. El mismo parte de la definición del Índice de Resistencia Geológica GSI el cual fue descrito en el capítulo de Caracterización geomecánica. El programa mencionado es alimentado con los valores de: resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, GSI para el macizo estudiado, $m_i=25$, factor de perturbación de

la excavación, tipo de excavación y cobertura. A continuación se muestran los resultados obtenidos: GSI 50 – 65.

Los parámetros geotécnicos de Coulomb para el macizo rocoso: cohesión (c) y ángulo de fricción interna (ϕ) obtenidos a partir del Criterio de Hoek-Brown entregaron los siguientes valores $c= 2,247$ Mpa , $\phi=50.34^\circ$.

Los constantes de Hoek para el macizo rocoso son: $m_b=5.011$; $s=0.0067$ y $a=0.504$. Los parámetros geomecánicos de Hoek para el macizo rocoso son los siguientes: resistencia a la tracción $T_0=-0.101$ Mpa, resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso $=6.033$ Mpa, resistencia global $=22.552$ Mpa, módulo de deformación axial $=11548.63$ Mpa.

Los esfuerzos normal (σ) y de corte (τ) así como los esfuerzos principal mayor (σ_1) y principal menor (σ_3) se determinaron en función de las características, se obtuvieron los gráficos y envolventes de Mohr. En los mismos se observa que para un $\sigma_3=2.586$ Mpa tenemos un $\sigma_1=34.14$ Mpa. A continuación se presentan los gráficos σ_1 vs. σ_3 y τ vs. σ (ver anexo 7).

La presión actuante sobre el pilar fue calculada por medio de la división de la carga litostática, definida esta por medio del producto del área tributaria por la altura de sobrecarga en toneladas, sobre la sección del pilar en m^2 .

Se partió de un prediseño que contemplaba pilares de 5 por 5 metros con altura de ocho (8) m y luz de diez (10) m.

Tomando en cuenta el nivel de sobrecarga, la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta y las condiciones geomecánicas de la masa de roca, los pilares de cinco (5) metros de lado y ocho (8) metros de alto no son recomendables debido a que el pilar con esas dimensiones no desarrolla suficiente capacidad de soporte y trabaja con un factor de seguridad de $F_s = 0,72$.

Se realizaron tanteos sucesivos hasta obtener un valor de factor de seguridad que represente un equilibrio entre los criterios de estabilidad y las expectativas de producción. En ese orden de ideas, se constató que con pilares de 8 metros por 8 metros con alturas de seis (6) metros se tiene un Factor de seguridad $F_s = 1,5$ lo cual se acerca a los criterios de estabilidad aunque resulta antieconómico a la luz de las metas de producción.

Con pilares de 10 por 5 metros, con altura de 6 metros y luz de diez (10) se obtiene un factor de seguridad $F_s = 1,23$ con la fórmula de Hedley y de 1,15 con la formula de Over & Duball. También se llego a la conclusión del uso de pernos de fricción de 2,3 metros de largo y con un patrón de 1,5m x 1,5m de separación para la estabilidad del techo. Ver figura 6.2.

Figura 6. 2 Colocación de los pernos para el sostenimiento de bloques



Fuente: Elaboración Propia.

6.2. RECONOCIMIENTO GEOLÓGICO

6.2.1. REALIZACIÓN DE LOS SONDEOS

La realización de sondeos, a cargo del Departamento de Exploración de MINERVEN, se realizan tanto en superficie como subterráneos, para determinar la continuidad lateral y en profundidad de las estructuras mineralizadas, como

también su espesor y, a través de análisis químicos, conocer los tenores de la zona mineralizada. Ver anexo 8.

En la interpretación de los sondeos, se identifica la zona de veta y la zona de alteración, producto de la inyección de fluidos hidrotermales, así como también modelar la superficie o área que se va a minar.

La realización de los sondeos se realiza por medio de maquinas sondeadoras marca Diamec, modelos 250 y 252, de accionamiento electrohidraulico. Estas máquinas requieren para su accionamiento de un perforista y su ayudante.

Para el reconocimiento geológico de “El Bolsón” se realizaron una serie de 7 sondeos subterráneos entre los niveles 5 y 6 de la mina Colombia, con diferentes rumbos y profundidades, así como de 2 sondeos superficiales los cuales no intersectaron el área en estudio. La malla de perforación para la exploración geológica es de 25 m x 25 m Esto es considerado suficiente para permitir la clasificación de algunas reservas descubiertas como indicadas.

Identificación de los sondeos

Los sondeos de superficie y subterráneos se identifican de la siguiente manera:

S50071W

Donde:

5: Indica el nivel en el cual se realizó el sondeo, en este caso seria nivel 5.

071: Identifican el sondeo realizado.

W: Señala dirección, es decir, donde se realizó el sondeo.

Realización de sondeos

Básicamente la interpretación de los sondeos, consiste en identificar la zona de veta y la zona de alteración, producto de la inyección de fluidos hidrotermales. Para su interpretación se procede de la forma siguiente:

- a. Se realiza una descripción macroscópica, detallada del sondeo, tomando en cuenta la coloración, textura y granulometría de la roca caja y de la estructura, además el porcentaje de pirita, cuarzo y minerales accesorios.

- b. Se identifica la veta, señalando sus características y el intervalo que lo delimita.
- c. Se ubica la zona de alteración antes y después de la veta.
- d. Se cortan los núcleos en intervalos de 1m para la zona de alteración y 50 cm para la zona de veta. Posteriormente se envía una parte de las muestras al laboratorio y la otra parte se deja como remanente, en la nucleoteca.
- e. Los cortes realizados se identifican en un talonario, con sus respectivos intervalos, que indica donde se encuentra la mineralización y la zona de alteración.
- f. Los datos se llevan a una tabla de secciones de muestreo (análisis químico), donde se indica el número de la muestra (número del talonario), intervalo, tenor promedio y observaciones. Ver tabla 6.1.

Tabla 6. 1 Formato análisis químico

N° de la muestra	Intervalo	Tenor Promedio	Observaciones
------------------	-----------	----------------	---------------

Fuente: Elaboración Propia

Cuando el laboratorio envía los resultados del tenor promedio, expresado en gramos por tonelada (g/t), se realiza la carpeta con los datos del sondeo: inclinación, azimut, coordenadas, cota, profundidad, fin del sondeo y principalmente la descripción mineralógica (Logging), con los respectivos tenores de los cortes realizados.

Luego de obtener los resultados del sondeo se procede a pasar los datos al software minero (GEMCOM), donde se transcribe:

- Tabla: representa las coordenadas x, y, z; longitud y fecha de culminación del sondeo.
- Litología: contiene la información de las vetas con su nomenclatura, código de roca y el intervalo en el cual se encuentra la mineralización. Ver tabla 6.2 y 6.3.

Tabla 6. 2 Litología

Hole - ID	From	To	Roca	Veta
-----------	------	----	------	------

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 6. 3 Código de roca empleado para la mina Colombia

Nº	LITOLOGIA
1	Andesita
2	Roca Meteorizada
3	Zona de Veta
4	Zona de Alteración
5	Meta Lava
6	Diabasa (Dique Laguna)
7	Zona Saprolítica
8	Pórfido
9	Zona de Cherts

Fuente: Elaboración Propia

- Tenor: se colocan los tenores, con sus respectivos intervalos de corte. Ver tabla 6.4

Tabla 6. 4 Tenores

Hole – ID	From	To	Tenor
-----------	------	----	-------

Fuente: Elaboración Propia

- Topografía: son los datos de las distancias, azimut, inclinación. Ver tabla 6.5.

Tabla 6. 5 Topografía

Hole – ID	Azimuth	Dip	Distance	Código
-----------	---------	-----	----------	--------

Fuente: Elaboración Propia

Con toda la información en el software, se procede a realizar los perfiles transversales donde aparecen los sondeos, reflejando las vetas con su respectivo espesor, para una posterior interpretación de las estructuras. Luego se valida la data y se procede a realizar una re-interpretación de los perfiles en el sector el cual es objeto del estudio exploratorio.

6.3. LEVANTAMIENTOS GEOLÓGICOS

Están a cargo del Departamento de Geología. Los levantamientos geológicos son ejecutados en las cámaras y frentes de desarrollo y tienen como objetivo dar a conocer la potencia, comportamiento, ramificaciones y características mineralógicas de las vetas.

Pasos para realizar un Levantamiento Geológico.

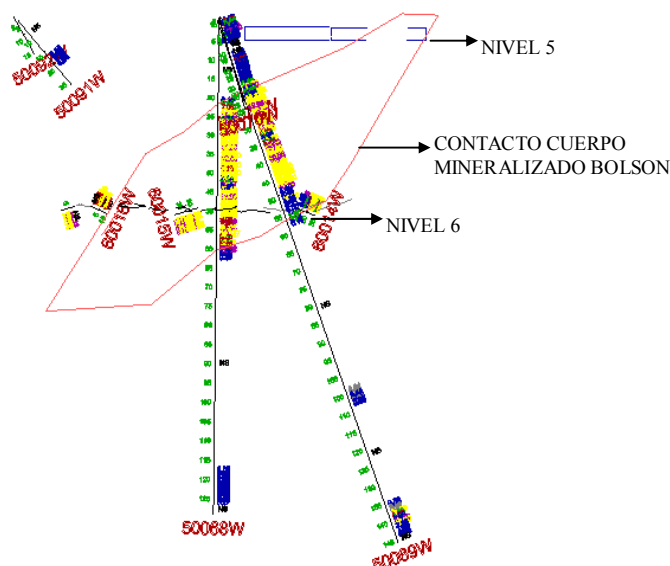
- Visualización del frente o cámara de desarrollo: Consiste en observar y describir las características mineralógicas, tales como: tipo de roca caja, tipo de cuarzo, textura, granulometría, porcentaje de pirita, cuarzo y minerales accesorios. Se procede así:
 1. Se toman las dimensiones de la cámara o frente de desarrollo, incluyendo el espesor o potencia de la veta, localización del piso y del techo de la veta.
 2. Identificación de las características estructurales: Esta parte corresponde a las mediciones de rumbo y buzamiento de los rasgos estructurales; fallas, espejos de fallas, vetillas, diaclasas, plegamientos, entre otros.
 3. Se realiza un informe final, con las características generales del levantamiento y así poder decidir si se debe continuar o no con el desarrollo del frente o bloque de explotación.

6.4. MODELACIÓN GEOLÓGICO ESTRUCTURAL DE “EL BOLSÓN”

La modelación ofrece una representación en dos dimensiones o tres dimensiones del comportamiento (rumbo, buzamiento, potencia, volumen, etc) del cuerpo mineralizado tanto en profundidad como lateralmente.

Se crean secciones transversales con en software minero GEMCOM a través del comando “view”, se selecciona la opción de secciones verticales y luego *define vertical sections*, se le asigna el número de la sección de inicio y se indica cuantas secciones que se desea crear y el espaciamiento que debe existir entre ellas. Ver figura 6.3.

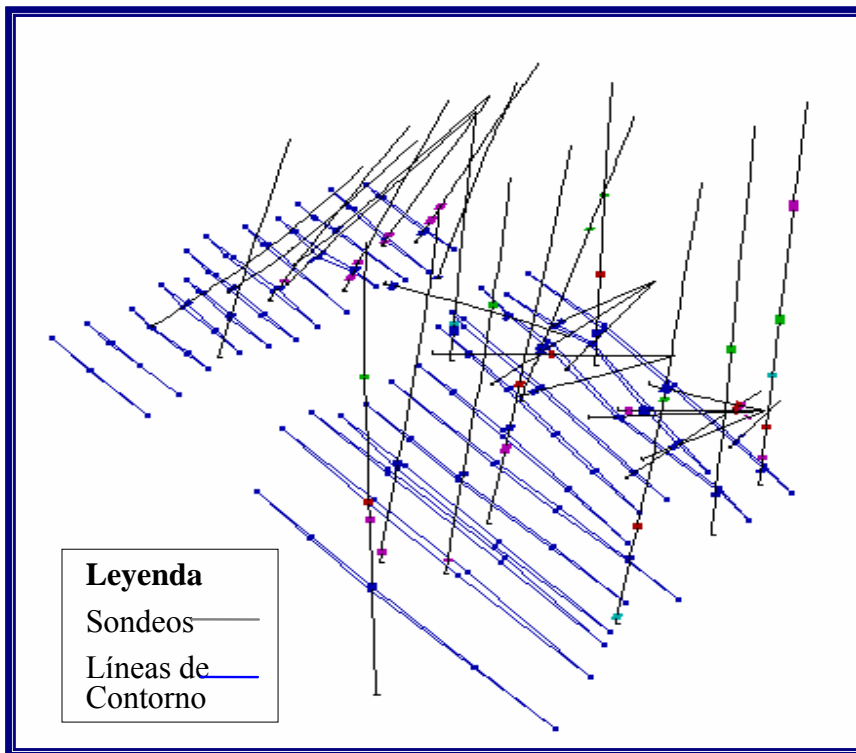
Figura 6. 3 Sección transversal del bolsón



Fuente: Departamento de Geología

Luego se crean líneas de contorno a partir de las secciones transversales utilizando 3D Ring de la opción *contour line* de *polyline*, se trazan con la finalidad de proyectar la veta en la Mina Colombia y proponer una dirección para futuras explotaciones. Se trazan las líneas de contornos para definir el comportamiento estructural de la veta. Ver figura 6.4.

Figura 6. 4 Representación de las líneas de contorno



Fuente: División de Geología

Se crea el modelo geológico con la ayuda del Software minero GEMCOM, se realiza mediante los *tie line* del comando *contour line* de *polyline* a partir de las líneas de contorno, luego, se unen las líneas de contorno con los *tie line* y luego con el comando “*solid*” se crea el sólido. Se realiza la interpretación geológica, puntualizando en el comportamiento estructural de la veta en la zona y complementando y cotejando con la información obtenida de sondeos realizados anteriormente y de levantamientos geológicos. Ver figura 6.5.

Figura 6. 5 Representación de un modelo geológico



Fuente: División de Geología

Después se realiza la validación del sólido; el sólido debe estar validado para no crear errores que posteriormente que puedan arrojar falsos valores o pronósticos que puedan ocasionar errores en la evaluación del yacimiento y posteriormente en el método de explotación a utilizar.

Luego para realizar el modelo de bloque se realizan los siguientes pasos:

- Compuestos: primera parte de la metodología utilizada para la creación del modelo de bloque, que se basa en el promedio de los tenores de la estructura mineralizada atravesada por cada uno de los sondeos involucrados en la zona de estudio.
- Archivo de extracción: se encarga de agrupar pares de compuestos, es decir, cada compuesto se interpola con cada uno de los compuestos restantes formando pares agrupados, utilizando parámetros de tenor y de litología.
- Análisis geoestadístico: permite conocer mediante un histograma la distribución real de los pares de datos obtenidos con el archivo de extracción, donde el Coeficiente de Variación (C.V.) debe o por lo menos se recomienda sea menor o muy próximo a uno (1). Si este es muy superior a 1, implica que la data no es homogénea o que existe lo que se conoce como efecto pepita (valor anómalo que distorsiona los valores reales y hace poco confiable la data para el modelo). Si el

coeficiente de variación es muy superior a 1 se procede a corregir la data de la siguiente manera:

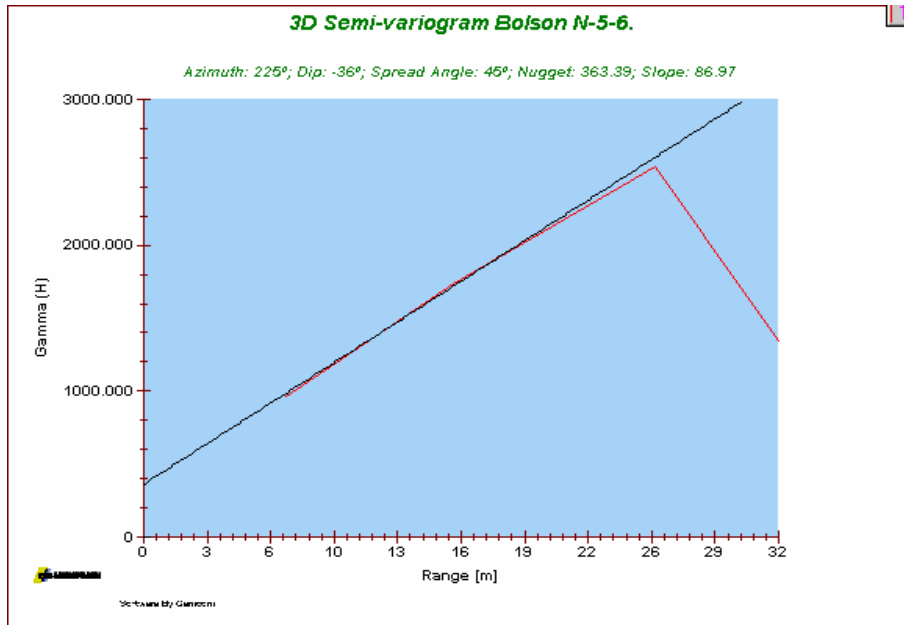
- a. A través de un reporte creado a partir del histograma, se observan las familias que se agrupan dentro del 98% percentil, el tenor de esa familia de datos es sustituido por el de todos aquellos sondeos cuyos valores sean superiores al del 98% percentil. Esto se hace con la finalidad de eliminar todos los posibles efectos pepita que distorsionan la data.
 - b. Luego, se crean nuevamente los archivos de extracción y se observa el comportamiento del histograma y el valor del C.V., una vez obtenido un C.V. ideal (≤ 1) se crean de nuevo los compuestos pero para el 98% percentil.
- Variograma: se crean a partir de los compuestos del 98% percentil. Es una gráfica que representa la distribución en el espacio de los datos geoestadísticos obtenidos para cada familia de datos. El método consiste en seleccionar el variograma en el que el Nugget (efecto pepita) sea menor, y trazar una recta tangente que se solape lo mejor posible a la curva del variograma. Esto se realiza con la finalidad de obtener los valores de *Range* y *Slop* Parámetros necesarios para la realización del modelo de bloque.

6.5 EVALUACIÓN DE RESERVAS

- Modelo de bloque: se crea para determinar las reservas geológicas en el área de estudio. Consiste en rebatir la veta en un plano horizontal que va a generar un área donde se ubica un punto de origen de coordenadas UTM en el extremo inferior izquierdo de la veta, de tal forma que se le da la misma dirección que tiene ese plano y se determina el número de fila y columna de manera que abarque todo el área de estudio, luego se procede a interpolar los valores obtenidos de los archivos de extracción, el cual está expresado espacialmente en el plano, utilizando el método del inverso de la distancia al cuadrado. Para dichos cálculos se utilizaron los datos obtenidos en el variograma que son: El Azimut, Dip (inclinación); Slop, Nugget Efect (efecto pepita) y el Range, el cual se expresa en tres direcciones x, y, z, con un mínimo valor de datos de uno por celda hasta 20, de estos valores se obtiene las áreas delimitadas (celdas) y líneas de isotenores con sus respectivos valores de tenores para cada uno. Se

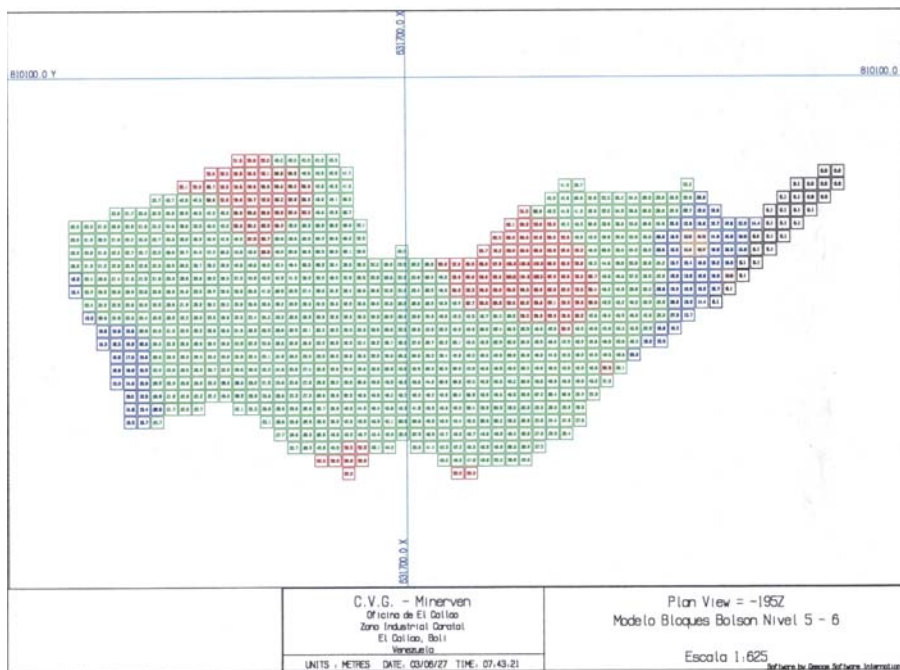
determina para cada celda valores en toneladas y con todos estos datos se procede a la estimación de reservas. Adicional a estos valores se le asigna un ángulo de captura (Spread) de 45°. Ver figura 6.6 y 6.7.

Figura 6. 6 Semi variograma del Bolsón



Fuente: Departamento de Geología

Figura 6. 7 Modelo de bloque



Fuente: Departamento de Geología

- Cálculo de reservas: a partir del modelo de bloque y luego de obtener las celdas con sus tenores, el software se encarga de sumar todos los valores de tenores de los sondeos que interceptan la veta, para conocer la potencia real la cual multiplicada por la densidad de la roca ($2,8\text{ton/m}^3$) da un número o factor y la sumatoria de los valores $factor * \text{área}$ ($\text{área} = 100\text{m}^2$) para cada color, es lo que se conoce como reservas geológicas probadas, probables y posibles expresadas en toneladas con su tenor promedio.
- Reportes: por último el programa se encarga de hacer un análisis y de dar un “reporte” en donde están especificadas la cantidad de reservas en toneladas y su tenor promedio. El reporte puede estar especificado en reservas probadas, probables y posibles.

CAPITULO VII EXPLOTACIÓN POR EL MÉTODO “POST PILLAR STOPING”

7.1 CONDICIONES GENERALES

Desde hace algún tiempo la empresa CVG MINERVEN ha venido estudiando la posibilidad de aplicar un nuevo método de explotación, con el objetivo de mecanizar cada una de las operaciones mineras y de esta manera de aumentar su producción a corto plazo.

Actualmente la mina explota una serie de de vetas de oro con un buzamiento moderado que se encuentran encajadas dentro de una roca caja andesítica. Las vetas tienen un espesor de 2 a 10m de espesor y con tenores que varían entre los 8 y 20g/t. Las vetas se han explotado normalmente por los métodos de cámaras y pilares y cámaras almacén, en dirección al buzamiento de la misma.

En el nivel 5 de la mina Colombia, dos de las vetas principales se han intersectado dando como resultado una estructura con un alto tenor. En esta zona, la estructura típica de las vetas de cuarzo desaparecen y la mineralización esta diseminada por dentro de la roca andesítica.

Entre los niveles 5 y 6 los sondeos geológicos indicaron que esta estructura se incrementa en tamaño y en tenor, con unos recursos estimados en 402834t con un tenor de 30,1 g/t. Esta estructura mineralizada se le ha denominado “El Bolsón”.

Además, las características particulares del denominado “Bolsón” CVG MINERVEN junto al la empresa SRK Consulting realizaron un estudio para determinar el método de explotación más adecuado para las condiciones del Bolsón en la mina Colombia. En consecuencia, se procedió al estudio de los diferentes factores que presenta la mina en cuanto:

- Las condiciones existentes de seguridad, productividad y rendimiento de la explotación que se presenta actualmente.
- La geología minera, el comportamiento geomecánico de la roca caja, las formas y características del sistema de vetas.
- Los análisis de las distintas fases de explotación aplicados hasta el momento y su futuro comportamiento.
- Los parámetros operacionales y geológicos.

Para el presente trabajo se tomaron en consideración tales factores y los estudios de la empresa adelantados en cuanto a los nuevos métodos de explotación para la mina Colombia.

Todos estos factores antes mencionados se analizaron para finalmente deducir que el método de explotación mas apropiado para su aplicación en forma integral en “El Bolsón” es el de “Post Pillar Stopping”; dicho método se fundamenta esencialmente en realizar grandes bloques de explotación, para lo cual se efectúa la preparación del bloque, mediante la construcción de cruceros, rampas de explotación, chimeneas de servicio, relleno y ventilación; y dentro del bloque así preparado se practica la explotación, dando cortes horizontales en forma ascendente mediante el uso de perforadoras manuales o electrohidráulicas (Jumbos) y explosivos, para luego rellenar el espacio vacío dejado por la extracción de mineral, y servir como plataforma de trabajo mientras se explota el siguiente corte.

Dentro de la explotación se dejan pilares para el sostenimiento del techo de la galería.

7.2 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Las causas que permitieron escoger el método de explotación “Post Pillar Stopping” son las siguientes:

- a. Es altamente flexible a las variaciones geométricas no planeadas del yacimiento.
- b. Cámaras anchas proveen un mayor espacio operativo, aumentando así la productividad.
- c. Permite la explotación con equipos mecanizados (Jumbos de perforación).
- d. Se tiene estimada una recuperación de un 90%, una pérdida de mineral de un 5% y una dilución de alrededor del 10%.
- e. Permite un rápido comienzo en la producción, debido a la poca preparación a realizar.

Aparte las ventajas del método para ser aplicado en la mina Colombia son:

- a. Los trabajadores y los equipos se encuentran disponibles en la mina.
- b. Un gran área de trabajo está disponible para producción obteniéndose así mayor cantidad de frentes para la explotación.

- c. Una rata de producción alta a moderada debido al número de frentes de trabajo disponibles.
- d. Es posible un desarrollo mejorado en la producción y un manejo selectivo del estéril.
- e. Debido a la posibilidad de mecanización se requiere de poca mano de obra.
- f. Flexibilidad para jugar con la geometría del yacimiento.
- g. Requiere de un bajo desarrollo al comienzo de la producción.
- h. Es adecuado un relleno no cementado.

Entre las desventajas tenemos:

- a. Altos requerimientos de pernos para el soporte de bloques del techo.
- b. Se obtiene una pérdida de mineral por dilución aproximadamente del 10%.
- c. El control de topografía debe ser riguroso para llevar una explotación planificada.
- d. Se requiere de una preparación en estéril para la rampa y los accesos.
- e. La secuencia de explotación es algo rígida, debido a que no se pueden explotar dos cortes consecutivos al mismo tiempo, pero si se pueden explotar cortes intercalados al mismo tiempo.

7.3 EXPLOTACIÓN POR EL MÉTODO “POST PILLAR STOPING”

Este método es una combinación de los métodos “Cámaras y Pilares” y “Corte y Relleno”. El cuerpo mineralizado se explota con cortes horizontales de 5m de alto, comienza en el piso de la mineralización, en el nivel 6, y avanza hacia el techo. Los pilares de 8m x 5m se dejan dentro de la cámara para soportar el techo. Una vez terminada la explotación de un corte dentro de la cámara se procede a rellenarla con material estéril proveniente de la misma mina, para dar un soporte pasivo a los pilares. Luego el siguiente corte es explotado utilizando perforación con un Jumbo utilizando el relleno como plataforma de trabajo.

El método “Post Pillar Stopping” combina las ventajas del corte y relleno, entre las que destacan el laboreo en sentido horizontal y pisos regulares, con las ventajas del método de cámaras y pilares, como son cámaras espaciosas, con fácil acceso a múltiples frentes de producción, y favorece la aplicación de un sistema mecanizado eficiente. Debido al relleno utilizado y a las características geomecánicas de la roca caja el

método permite una mayor recuperación que el clásico método de cámaras y pilares, esto se logra por el incremento del soporte de los pilares.

El método es apropiado en cuerpos mineralizados anchos con una extensión vertical considerable. Cada corte horizontal es explotado y luego rellenado, los pilares son mantenidos para soportar el techo y pueden convertirse en muy altos, pero el relleno evita que se fracturen y doblen.

En el caso de la mina Colombia se puede considerar el método de cámaras con pilares sistemáticas que es el sistema más generalizado, los pilares se disponen según un sistema geométrico regular, en el caso de el Bolsón, se optó por pilares con una sección rectangular de 5m x 8m y en algunos casos con sección cuadrada de 5m x 5m. La función de los pilares en este método es soportar el techo de la cámara que no coincida con el techo de la estructura.

La diferencia principal del método Post Pillar Stopping con el de cámaras vacías es las dimensiones de las cámaras y la secuencia del arranque, ya que a medida que se avanza van progresando los pilares y abriendo las cámaras, por lo que se puede considerar un método continuo y altamente mecanizado debido al uso de los Jumbos de perforación.

Las condiciones para la aplicación del método requiere que el material arrancado y la roca caja tengan suficiente resistencia, para prevenir la caída de bloques así como el debilitamiento de los pilares.

7.4 SUBNIVELES DE EXPLOTACIÓN

En el sector de estudio de la mina Colombia se explotan las vetas América, Colombia, Veta D y una veta con rumbo paralelo a la veta América, llamada veta Sin Nombre que define un cuerpo mineralizado caracterizado como un stocwork, llamado “El Bolsón”. En esta zona se hizo un corte longitudinal de la estructura para hacer una división vertical de ocho secciones de explotación, las cuales se especifican a continuación:

- **Corte 190-185:** Es el nivel principal, cuyo piso se encuentra ubicado a 385m de la superficie, donde está el crucero del nivel 6 y el acceso a los coladeros que son utilizados para la extracción de mineral; también este nivel tiene los accesos para los cortes subsiguientes.

- **Corte 193-190 (Subnivel):** Se encuentra entre las cotas 190-193 y corresponde el subnivel hecho con la finalidad de explotar el piso del corte 1, en el nivel 6, para adelantar la explotación y lograr un rápido aprovechamiento de las reservas de alto tenor, así como también para realizar un alto conocimiento geológico de la estructura. Este subnivel se explotó como resultado de una estrategia orientada a cubrir la falta de equipos que había en la mina en el momento de su desarrollo.
- **Corte 185-180:** Se encuentra inmediatamente encima del corte 1 con 5m de altura, y actualmente se esta explotando a partir de este último, utilizando relleno como plataforma de trabajo para perforar el techo del corte 1.
- **Corte 180-175:** Se encuentra inmediatamente encima del corte 2, con 5 metros de altura, y se accede a este por medio de la rampa que comunicará el nivel 6 con el nivel 5.
- **Corte 175-170:** Se encuentra inmediatamente encima del corte 3, con 5 metros de altura, y también se accederá a este por medio de la rampa que comunicará el nivel 6 con el nivel 5.
- Así sucesivamente hasta llegar al corte 155-150 donde se encuentra ubicado el corte 8, el cual se encuentra 5 metros por debajo del nivel 5, a fin de dejar un pilar de corona para evitar derrumbes en el nivel superior.

7.5 LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

El reconocimiento de la zona de estudio para determinar las características geomecánicas y los aspectos geológico-estructurales de la misma recomienda dividir el “Bolsón” en bloques de explotación, los cuales puedan ser explotados por el método de explotación “Post Pillar Stopping”.

Esta división en bloques de explotación trae consigo la necesidad de realizar una infraestructura, como es: la ejecución de rampas y accesos para la explotación, coladeros de producción, chimeneas de servicio, chimeneas de ventilación; relleno de esteril, entre las principales.

7.5.1. RAMPA DE COMUNICACIÓN

La rampa de comunicación entre los niveles 5 y 6, tiene por finalidad el acceso a los subniveles, así como también para el acarreo de la producción realizada en los mismos. Actualmente su avance es de 80m del nivel 5 hacia el 6 y de 182m del nivel 6 hacia el 5.

Con la ejecución de esta rampa se tendrá también un acceso para llevar equipos al nivel 6, sin necesidad de que estas sean desarmadas para hacerlo por el pozo, así como la comunicación del personal que laborará en los diferentes frentes de trabajo entre los distintos subniveles, ya que esta es la única vía de acceso entre ellos, aparte de servir de entrada de aire.

Dada la importancia de la construcción de la rampa por los factores anteriormente mencionados en forma técnica y económica, se plantea que esta tenga una pendiente promedio de 15% y que esta sea en forma de “S” para mantener dicha pendiente, y con sección transversal de 4,5 metros de ancho por 3,8 metros de alto y una longitud total de 333m, con la finalidad de dar acceso a los equipos de mayor dimensión. La construcción se realizara en zonas estériles, de forma que no afecte la producción y no se realizara como en los niveles anteriores (entre las cámaras de explotación abandonadas), debido a que las cámaras en el nivel 6 no están completamente desarrolladas y se encuentran en producción.

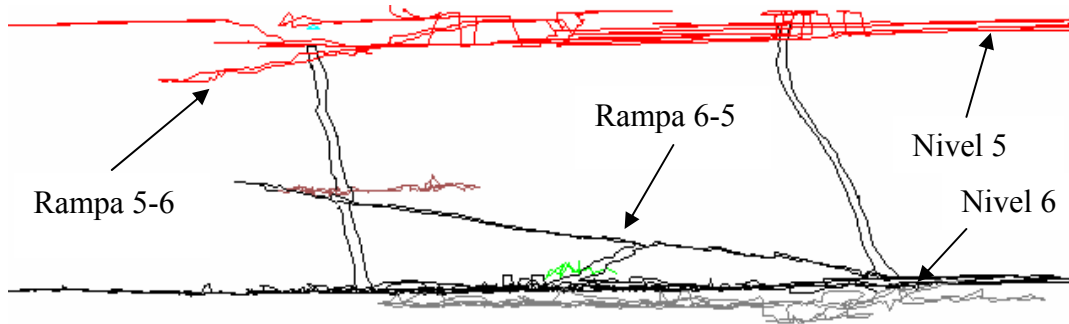
La rampa se construirá por el método convencional de perforación y voladura. La perforación se realizará por medio de Jumbos, y la voladura por medio de ANFO, utilizando el mismo patrón de perforación que un frente de galería, debido a que las dimensiones son las mismas.

La construcción de la rampa se realiza mediante dos frentes de trabajo ver figura 7.1.

- Un frente que viene con pendiente positiva a partir del nivel 5 hacia el nivel 6.
- Un frente que va en contrapendiente o pendiente negativa a partir del nivel 6 hacia el nivel 5.

Esto se realiza con la finalidad de construir esta infraestructura lo mas pronto posible.

Figura 7. 1 Localización y avance de la rampa entre los niveles 5 y 6



Fuente : Elaboración Propia.

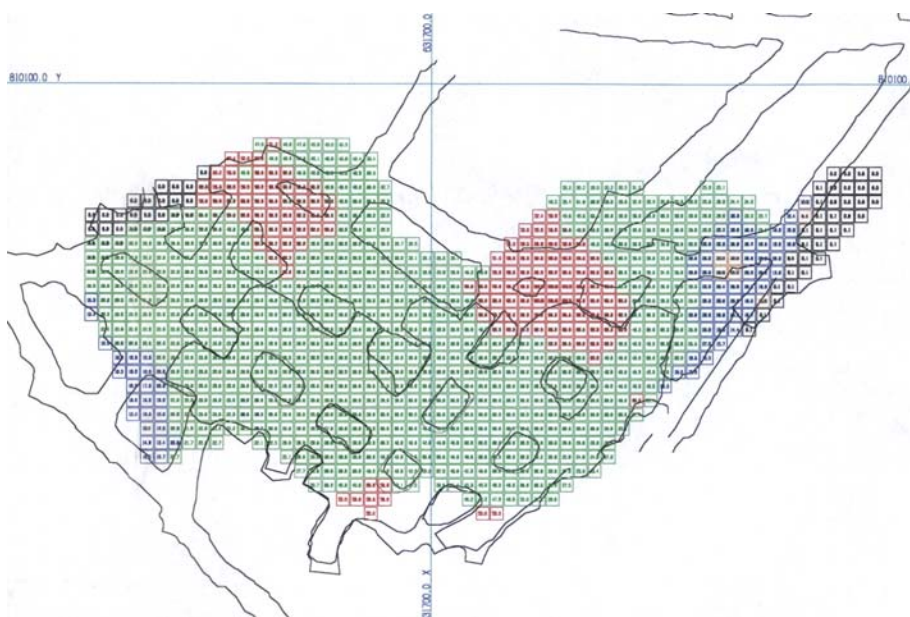
7.5.2. DELIMITACIÓN DE LOS BLOQUES DE EXPLOTACIÓN

Los bloques de explotación estarán delimitados de acuerdo al tenor de corte y a los límites de mineralización de “El Bolsón”. Al Oeste de la zona se encuentra la falla “Santa María”, la cual esta mineralizada y también se encuentra en explotación. Esta falla es uno de los límites del cuerpo. Ver figura 7.2.

Cada subnivel sería explotado utilizando una altura inicial de 3m. Después de terminar el corte inicial, el techo de la cámara se explotaría a una altura de 2m resultando una altura total del subnivel de 5m.

La delimitación de los bloques de explotación, se hicieron incluyendo las zonas explotadas hasta diciembre del 2003.

Figura 7. 2 Límites mineralizados



Fuente: Elaboración Propia

7.5.3. COLADEROS DE PRODUCCIÓN

El uso de estos coladeros será considerado si el acceso del camión a la cámara sería problemático, o cuando las distancias de acarreo se hagan muy largas.

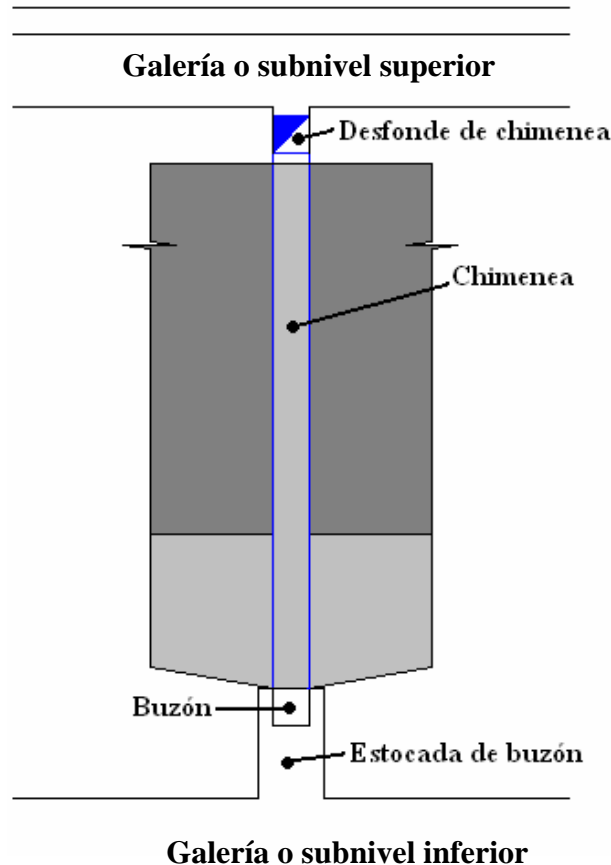
Los coladeros se encontrarán en los extremos de cada bloque de explotación; se han diseñado con un ángulo de 50° de inclinación con respecto a la horizontal, con secciones de 2,5 x 2,0 metros lo cual facilitará el traspaso de mineral o estéril entre subniveles, disminuyendo de esta forma el tiempo de acarreo. La descarga al coladero se realizará por medio de cargadores y la carga del material en la parte inferior del mismo se hará por medio de cargadores y camiones de carga.

7.5.4. CHIMENEAS DE SERVICIO, VENTILACIÓN Y RELLENO

Las chimeneas de servicio, ventilación y relleno tendrán las mismas dimensiones que las actuales; serán de sección cuadrada de 2,00 x 2,00m de lado, intercomunicando los subniveles consecutivos. Estas estarán ubicadas de acuerdo a las necesidades requeridas, en la medida en que se vaya desarrollando la explotación. Actualmente se está construyendo una chimenea de ventilación entre el corte 2 y el corte 3, la cual va a desfondar en la galería 678 C-3, para mejorar la ventilación en dicho subnivel.

En cuanto al método constructivo, las chimeneas serán ejecutadas con las mismas técnicas convencionales que se vienen utilizando en la mina, y estas pueden ser desarrolladas tanto en estéril como en mineral, ver figura 6.3. Sin embargo, dado al bajo rendimiento con que se efectúan estas labores, es recomendable estudiar un sistema mecanizado que sea más eficiente como las jaulas Alimak.

Figura 7. 3 Esquema de las chimeneas y coladeros de producción



Fuente: Elaboración Propia

7.5.5. PREPARACIÓN DE BLOQUES DE EXPLOTACIÓN

La preparación de los bloques de explotación por el método de "Post Pillar Stopping", se realizarán en forma que se solape la explotación del subnivel superior con los del subnivel inferior, para así mantener la estabilidad de la explotación y los esfuerzos ejercidos sobre los pilares.

Los accesos a los subniveles serán desarrollados a partir de la rampa hacia el cuerpo. Cada corte tendrá 2 accesos, los cuales estarán comunicados entre sí, una razón por la ventilación, ya que estos servirían como desahogo de los gases contaminados en los cortes inferiores y la otra es por seguridad, debido a que si hay derrumbes por un

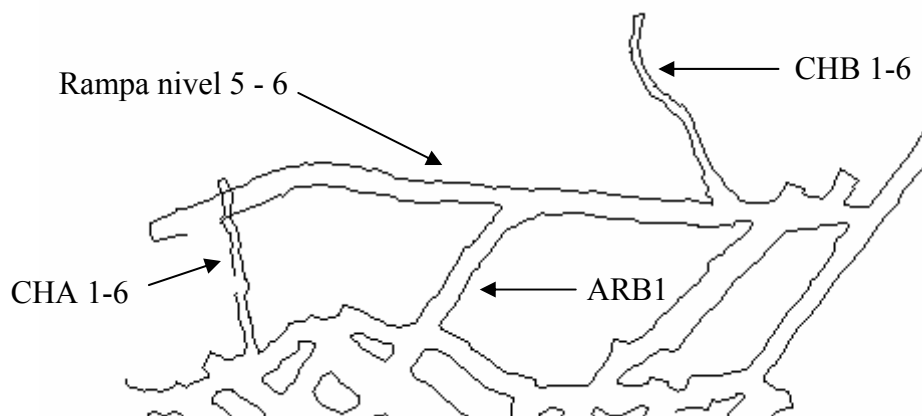
acceso, se puede entrar al área por el otro. Los accesos tendrán una pendiente de 15%, dando una distancia total de 33,33m entre cada subnivel y cada uno proporcionaría el acceso a tres cortes consecutivos. Estos accesos se realizarán por el método convencional de perforación y voladura. En el caso del corte 1 en el nivel 6 de la mina Colombia, se accedió a partir de la galería base, para el acceso al subnivel se construyó una rampa en la galería 670B, en la cual se realizaron una serie de bancos para la extracción de las reservas encontradas en el piso del corte 1. Para la entrada del corte 3 se construyó un acceso a partir de la rampa de comunicación entre los niveles 5 y 6, así como también un acceso por la rampa ARB1, la cual proporciona comunicación a los tres cortes. Ver figura 7.4 y 7.5

En cuanto a la preparación en si, esta involucra el hacer el conjunto de todas las labores mineras que sirvan para dividir el yacimiento en vistas a su explotación, como son la rampa de comunicación, las chimeneas de servicios y ventilación, etc.

Los coladeros de producción, tiene la finalidad de limitar la distancia de acarreo del mineral que provenga de los desarrollos de las galerías de los cortes superiores así como también de las explotaciones.

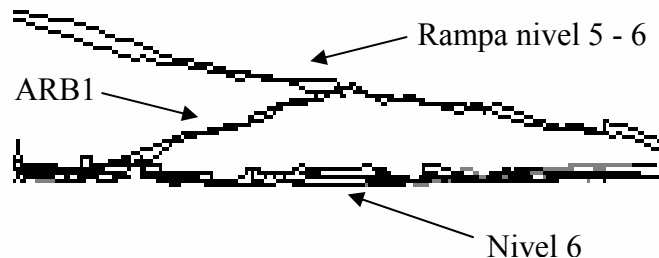
En cuanto a la rampa de comunicación, esta ubicada al lado derecho del cuerpo mineralizado; la sección transversal de esta rampa es de 4,5 x 3,8m, con una pendiente de 15% en los tramos rectos y horizontal (pendiente 0%) en los tramos curvos. Perpendicular a las mismas se construirán los accesos para acceder al cuerpo mineralizado, para su subsiguiente explotación, de esta manera se estarán comunicando los subniveles consecutivos.

Figura 7. 4 Ubicación de las principales infraestructuras en el nivel 6



Fuente: Elaboración Propia

Figura 7. 5 Vista en tres dimensiones de la ubicación de la rampa ARB1 en el Bolsón



Fuente: Elaboración Propia

7.5.6. CONTROL DE DILUCIÓN Y PÉRDIDA DE MINERAL

La dilución podrá ser predominantemente del relleno del piso durante la excavación del mineral. La dilución del piso y del techo de la estructura, durante el arranque de mineral, es mínima debido al alto nivel de selectividad que puede ser aplicado durante el proceso minero.

La pérdida de mineral es principalmente causado por la mezcla con el relleno, en tanto que la selectividad permite lograr una explotación con pocas pérdidas en los límites del yacimiento. Por lo tanto, la excavación del piso es un balance entre minimizar la pérdida de material al mezclarse con el relleno y minimizar la dilución.

Para los propósitos de planificación los siguientes parámetros de recuperación y dilución se han estimado:

- a. Un buen diseño de pilares debe permitir una recuperación de 90%.
- b. La pérdida de 5% de mineral en el relleno está prevista.
- c. La dilución del mineral de 20cm por cada 2 m removidos esta planificada, esto es equivalente a una dilución de 8,3% después de la pérdida de mineral.

Estos parámetros se consideran para el buen control del proceso minero, especialmente en la preparación de la superficie del relleno y las prácticas de carga del mineral.

CAPITULO VIII PLANIFICACIÓN DE MINAS

8.1. METAS DE PRODUCCIÓN

El ritmo de explotación esta definido como las toneladas de mineral a explotar por año, expresada igualmente por mes día u hora, fijado fundamentalmente por los requerimientos de la planta de tratamiento de mineral.

La determinación del ritmo es un problema técnico-económico, que involucra una serie de factores, unos vienen marcados por la naturaleza del yacimiento o el momento mientras que otros deben ser objeto de estudio y análisis para lograr el objetivo básico señalado.

El ritmo de explotación para el “Bolsón” fue establecido por la Gerencia de Planificación de minas, en conjunto con la Superintendencia de Minas, quien estimo unas 800 t/día.

El calculo de la vida de una mina es un parámetro básico para saber hasta que año será posible la explotación de la misma, de acuerdo a las cantidades de reservas presentes y al ritmo de explotación establecido.

Para realizar este cálculo, se utiliza la fórmula que expresa el total de reservas del área dividido entre el ritmo de producción por año, tal como se expresa:

$$Vida = \frac{Total\ Reservas\ Finales}{Ritmo\ de\ Producción\ (ton/año)}$$

De acuerdo al ritmo de producción para el área de 84000 t/año y a la cantidad de reservas estimadas de 402987 t se puede calcular la vida del “Bolsón”:

Vida del “Bolsón”: 5 AÑOS.

Este tiempo de vida puede ser extendido o reducido en algunos años, si se desarrolla una campaña de sondeos organizada que determine la continuidad de la estructura. Sin embargo, esta área podrá pasar a ser la primera productora de oro de la mina, por lo que su vida útil puede ser disminuida.

8.2. ESQUEMA OPERATIVO

El esquema operativo a realizar en el área del “Bolsón” va a ser el mismo que en toda la mina, es decir:

➤ Días de trabajo por semana	7 días
➤ Días de trabajo por año	330 días
➤ Turnos por día	3 turnos/día
➤ Turnos de trabajo por semana	21 turnos
➤ Horas efectivas por turno	5 horas
➤ Producción media de la mina	800 t/día

8.3. SELECCIÓN DE LOS EQUIPOS DE MINERÍA

El principal objetivo que se persigue en la selección del equipo minero es asegurar, en todas las formas posibles, que el personal de producción este provisto del equipo adecuado para llevar a cabo una recuperación óptima del yacimiento, con la menor dilución y al costo más bajo posible.

La selección del equipo minero debe ser estimado con gran cuidado, ya que una decisión errada puede afectar de manera significativa los costos de producción y reducir el beneficio del proyecto o del plan de producción.

El proceso para la selección de un equipo minero está estructurado en los siguientes pasos:

1. Selección del tipo de equipo requerido.
2. Determinación del tamaño del equipo y cantidad.
3. Tipo específico de equipos.
4. Especificaciones técnicas del equipo, tomando en cuenta tanto las consideraciones de operación como las condiciones de mantenimiento del equipo.
5. Selección del fabricante del equipo minero.

Es necesario que para la primera etapa de selección del equipo se tenga un conocimiento detallado del yacimiento, del diseño de la explotación, del tipo de explotación y de las experiencias prácticas del equipo. El equipo minero es fabricado para un determinado fin, si no se usa para el propósito para el cual fue diseñado, el

resultado no será el mejor, es decir, no tendrá el máximo desempeño ni el más bajo costo posible.

En este sentido, algunos factores que deben tomarse en cuenta para la selección de un equipo minero son los siguientes:

- Topografía.
- Condiciones geológicas y climatológicas.
- Dureza, abrasividad y grado de fracturamiento de mineral.
- Estructuras geológicas presentes en el yacimiento.
- La diferencia de elevación entre el sitio de carga y el de descarga para el estéril y mineral.
- Drenaje.
- Rata de alimentación de la planta.
- Tamaño de alimentación requerido.
- Ruta y distancia de transporte de estéril y mineral.
- Tonelaje a ser removido.
- Límites económicos.

8.3.1. EQUIPOS DE ARRANQUE

Los tiempos de ciclo de operación de los equipos de perforación en el área se tomaron en campo, determinando los tiempos en los pasos que ejecuta el perforador como son: tiempo de posicionamiento en el frente, tiempo de emboquillamiento en el primer barreno, tiempo de perforación por barreno, tiempo de retorno, tiempo de emboquillamiento en el segundo barreno, los cuales suman un tiempo total de 5 minutos. Estos tiempos son considerados para un ciclo completo de perforación, para un total de 3,20m por barreno.

Para determinar los equipos de perforación necesarios, se tomaron en cuenta los rendimientos de los equipos, los tiempos de ciclo y los requerimientos de producción exigidos, estimados en 84000t/año.

Por ello, en los cálculos necesarios para determinar los equipos de perforación se tomo como base la producción diaria estipulada por el Departamento de Planificación de minas que son 280t/día.

Primero, es necesario determinar la producción diaria que se necesita, en términos de volumen in situ, utilizando la siguiente expresión:

$$m^3 / \text{día} = \frac{\text{Producción Diaria}}{\rho_{\text{material}}}$$

La producción diaria requerida es de 280t y la densidad del mineral es de 2,8t/m³. Utilizando la formula anterior se tiene que:

$$m^3 / \text{día} = \frac{280 \text{ t} / \text{día}}{2,60 \text{ t} / \text{m}^3}$$

$$m^3 / \text{día} = 107,70$$

Luego se determina la producción horaria requerida por turno de trabajo, esta producción puede determinarse a través de la formula:

$$m^3 / \text{hora} = \frac{m^3 / \text{día}}{\text{Horas Efectivas} / \text{turno}}$$

Teniendo 5 horas efectivas por turno de trabajo, se tiene que:

$$m^3 / \text{hora} = \frac{107,7 m^3 / \text{día}}{15 \text{ horas} / \text{día}}$$

$$m^3 / \text{hora} = 7,18$$

Por otra parte, para determinar la eficiencia de la perforadora es necesario determinar el área de influencia de cada barreno. Esto se puede expresar como:

$$\text{Área de influencia} = \text{Retiro} * \text{Espaciamiento}$$

$$\text{Área de influencia} = 0,7 \text{ m} * 0,7 \text{ m}$$

$$\text{Área de influencia} = 0,49 \text{ m}^2$$

Luego se calcula la rata de perforación teórica (m/hora), se divide la producción horaria entre el área de influencia por perforación siendo esta:

$$\text{Rata De Perforación} = \frac{m^3 / \text{hora}}{\text{Área de Influencia} * DM * \text{Efic. Operador}}$$

En este rendimiento, es necesario considerar la disponibilidad mecánica del equipo, calculada en un 75 % y la eficiencia del perforador, la cual esta estimada en un 70 %, entonces la rata de perforación se calcula como:

$$\text{Rata De Perforación} = \frac{7,18 m^3 / \text{hora}}{0,49 m^2 * 0,75 * 0,70}$$

$$\text{Rata de perforación} = 27,62 \text{ m/hora}$$

Finalmente para determinar el número de perforadoras en el “Bolsón” se debe tomar en cuenta el tiempo de ciclo del equipo de perforación. El rendimiento entonces se calcula según la expresión:

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{PerforaciónPorBarreno}}{\text{TiempoDeCiclo}} * 60 \text{ min/hora}$$

La perforación total por barreno es de 3,00 m, mientras que el tiempo total por barreno es de 2,5 minutos, pudiéndose determinar el rendimiento de la perforadora como:

$$\text{Rendimiento} = \frac{3,20 \text{ metros}}{5 \text{ minutos}} * 60 \text{ minutos/hora}$$

$$\text{Rendimiento} = 38,4 \text{ metros/hora}$$

Sabiendo que se necesita una rata de perforación de 27,62m/hora, y que se tiene un rendimiento de 38,40m/hora, se puede determinar el número de perforadoras necesarias mediante la siguiente ecuación:

$$N^{\circ} \text{ De Perforadoras} = \frac{\text{Rata De Producción}}{\text{Rendimiento}}$$

$$N^{\circ} \text{ De Perforadoras} = 0,72 \approx 1 \text{ perforadora.}$$

8.3.2. EQUIPOS DE CARGA

La carga es una de las operaciones básicas de la minería, mediante el cual el material obtenido, luego de realizada la voladura de la roca, es excavado y retirado de los frentes de trabajo, para ser vaciado en el equipo de transporte que llevaran el material hacia los coladeros de producción.

Para la selección de un equipo de carga es necesario seguir las siguientes recomendaciones:

1. Determinar la producción requerida o deseada.
2. Determinar el tiempo de ciclo del cargador y el número de ciclos por hora, bajo la suposición preliminar de un determinado tamaño de equipo.
3. Determinar la carga útil requerida por ciclo, en m³ suelto y en toneladas.
4. Determinar el tamaño requerido de cucharón.
5. Elegir el equipo, considerando el tamaño y la carga útil del cucharón, como requisitos para la capacidad de producción que se debe satisfacer.

6. Verificar el tiempo de ciclo con el cargador seleccionado. Si se encuentra alguna diferencia, se debe retroceder al paso 2 y volver a calcular todo.

Para la selección de los equipos de carga a utilizar, se tomaron en cuenta los equipos existentes en la mina.

Para comenzar con los cálculos necesarios se debe determinar la producción diaria requerida de material suelto, a través de la siguiente formula:

$$Pr oducciónPorDía = \frac{Toneladas/Día}{\rho_{material(suelto)}}$$

La producción diaria es de 280t, pero se necesita la producción diaria en volumen suelto; utilizando entonces la densidad de la andesita suelta es de $1,82m^3/t$, se tiene que la producción horaria es:

$$Pr oducciónPorDía = \frac{280 t/día}{1,82 m^3 suelto/t}$$

$$Pr oducción Por Día = 153,84 m^3/día$$

A partir de este dato se puede determinar la producción horaria requerida, la cual se estima de acuerdo con las horas efectivas de trabajo para la mina, la cual es de 5 horas por turno, dando el siguiente resultado:

$$Pr oducción/Hora = \frac{153,84 m^3/día}{15 horas/día}$$

$$Pr oducción por hora = 10,27 m^3/hora$$

La producción requerida por hora de trabajo es ajustada considerando la disponibilidad mecánica de los equipos de carga (75%) y la eficiencia de los operadores (80%), según la formula:

$$Pr oducción Re querida = \frac{Pr oducción/Hora}{DM * EficienciaOperador}$$

$$Pr oducción Re querida = \frac{10,27 m^3/hora}{0,75 * 0,80}$$

$$Pr oducción Re querida = 6,16 m^3/hora$$

Los ciclos por hora fueron determinados en campo dando un total de 4 ciclos por hora para el cargador TORO 301. A partir del cálculo de los ciclos, se determina la capacidad efectiva que se requiere por ciclo, dividiendo la producción horaria establecida entre el número de ciclos y tomando en cuenta el factor de llenado del cucharón del cargador (80%, para material fragmentado por voladuras, según Caterpillar):

$$CapacidadEfectiva = \frac{Producción\ Requerida}{Ciclos/hora * FactorDeLlenado}$$

$$Capacidad\ Efectiva = \frac{6,16\ m^3/hora}{4\ ciclos/hora * 0,8}$$

$$Capacidad\ Efectiva = 2\ m^3$$

De manera similar se determinó la capacidad efectiva de carga requerida para un cargador ST-3.5, resultando una capacidad ligeramente inferior a la del TORO 301, con lo cual se puede determinar el cucharón adecuado para cada caso, según las recomendaciones del fabricante. Ver tabla 8.1.

Tabla 8. 1 Capacidad de cucharón y producción de cargadores propuestos

Tipo de Cargador	Capacidad Efectiva Requerida (m ³)	Capacidad del Cucharón Seleccionada (m ³)
TORO 301	2	3
ST-3.5	1,3	2,7

Fuente: Elaboración Propia

Como resultado se tiene que la mejor opción de cargador para el “Bolsón” es el modelo TORO 301, debido a que ofrece una capacidad de cucharón para asegurar el cumplimiento de los requerimientos de producción y realizar una mejor operación con los menores costos de operación.

8.3.3. EQUIPOS DE ACARREO

Los camiones son los equipos más empleados para transportar cualquier tipo de material, bien sea volado o suelto. Cuando llega el momento de seleccionar el modelo y la capacidad del equipo de transporte, aquel que proporciona la producción requerida con el menor costo posible suele ser el indicado.

Para realizar el cálculo de la flota necesaria de camiones para el “Bolsón”, se tomaron en cuenta los equipos que estaban disponibles en la mina.

El tiempo de ciclo de los camiones esta dividido en tiempos fijos y en tiempos variables. Los tiempos fijos se dividen a su vez en tiempo de carga, tiempos de maniobras en la zona de carga, tiempo de descarga y tiempo de maniobra en la zona de descarga. Los tiempos variables son determinados por la siguiente formula:

$$TiempoDeViaje = \frac{Distancia(m)}{Velocidad\left(\frac{m}{min}\right)}$$

$$Tiempo de Viaje = \frac{573m}{12km/h * 16,67}$$

$$Tiempo de Viaje = 2,86 \text{ min}$$

Siguiendo con este esquema y asumiendo que el cargador llenaría el camión con 4 pases, se tiene que el tiempo de carga de estima en:

$$TiempoDeCarga = TiempoCiclos/Hora * N^{\circ} DePases$$

$$Tiempos de Carga = 0,8min * 4$$

$$Tiempo de Carga = 3,2 \text{ min}$$

Cuando el camión es cargado, este se dispone de acarrear el material, teniendo a su favor una pendiente efectiva de 10%, a partir de estos datos y con la grafica de las velocidades (ver anexo 9), se tiene que la velocidad al ir en sentido descendente es de 8Km/hora, pudiéndose determinar el tiempo de acarreo como:

$$T_{ACARREO} = \frac{573m}{8Km/hora * 16,66}$$

$$T_{ACARREO} = 4,30 \text{ min.}$$

Luego de vaciar su carga en los coladeros, el camión se dispone a retornar al frente de trabajo para completar su ciclo operativo en condiciones de camión vacío. En este tramo tendrá una pendiente negativa de 10%, y al igual utilizando la grafica de velocidad se tiene que la velocidad de retorno será de 15Km/hora, determinado el tiempo de retorno como:

$$T_{RETORNO} = \frac{573m}{15Km/hora * 16,66}$$

$$T_{RETORNO} = 2,30 \text{ min.}$$

Sumando el tiempo de acarreo y retorno se obtiene el tiempo variable. Este tiempo variable es de 7 minutos, pudiéndose entonces determinar el tiempo de total de ciclo por la siguiente expresión:

$$Tiempo_{TOTAL} = Tiempo_{FIJO} + Tiempo_{VARIABLE}$$

$$Tiempo_{TOTAL} = 11 \text{ min.}$$

A partir de este tiempo de ciclo, se puede determinar el número de ciclos por hora que efectuará cada camión a través de la formula:

$$Ciclos/Hora = \frac{60 \text{ min}/hora}{TiempoTotalCiclo}$$

$$Ciclos/Hora = \frac{60 \text{ min}/hora}{11 \text{ min}}$$

$$Ciclos/Hora = 5,45$$

Para seleccionar los equipos, primero es necesario determinar el volumen de material que se requiere transportar. Para ello, se utilizan los datos de producción diaria determinado anteriormente para el cálculo de los equipos de carga, la cual es de $105,66 \text{ m}^3/\text{día}$ en volumen suelto de material.

Partiendo de aquí, hay que estimar el volumen de producción horaria que se necesitará, tomando en cuenta las demoras operativas del turno, teniendo lo siguiente:

$$Producción/Hora = \frac{Producción/Día}{Horas/Turno * DemorasOperativas}$$

$$Producción/Hora = \frac{105,66 \text{ m}^3/día}{15 \text{ Horas/Turno}}$$

$$Producción/Hora = 7,04 \text{ m}^3/Hora$$

Para obtener el rendimiento real requerido, es necesario a su vez tomar en cuenta la disponibilidad de los equipos de acarreo (75%) y la eficiencia del operador (80%). Además, se necesita tomar en cuenta que en caso de no tener un cargador de repuesto

que pueda sustituir al cargador en uso si este sufre una avería, la producción requerida estaría afectada además por la disponibilidad mecánica del cargador.

$$\text{Producción/Hora} = \frac{\text{Producción/Hora}}{DM_{\text{CAMIÓN}} * \text{EficienciaOperador} * DM_{\text{CARGADOR}}}$$

$$\text{Producción/Hora} = \frac{7,04 \text{ m}^3/\text{Hora}}{0,75 * 0,8 * 0,75}$$

$$\text{Producción/Hora} = 15,64 \text{ m}^3/\text{hora}$$

En cada operación de carga de material, se utiliza un cargador, manteniendo otro cargador como apoyo en caso de averías. Por tal motivo, la disponibilidad mecánica de los equipos de carga no será tomada en cuenta para el cálculo, porque siempre habrá un equipo de reemplazo en caso de fallas.

Debido a estas razones, el rendimiento que se requerirá para transportar la producción de los frentes de trabajo a los coladeros debe ser:

$$\text{Producción/Hora} = 7,04 \text{ m}^3/\text{Hora}$$

De acuerdo con la producción establecida para el “Bolsón”, se considera el uso de camiones MT-420, el cual posee una capacidad de carga de 13t de capacidad y camiones SCHOPF T-103 de 8t, en consideración con el cargador seleccionado (TORO 301). Para determinar el rendimiento esperado por un camión, se analizan los ciclos que este realizará, además de considerara un factor de llenado de la tolva del camión debido a su configuración. Esta producción se puede calcular como:

$$\text{Producción/Camión} = N^{\circ} \text{ Ciclos/Hora} * \text{CapacidadDeCarga} * \text{FactorDeLlenado}$$

$$\text{Producción/Camión} = 5,45 \text{ Ciclos/Hora} * 4,9 \text{ m}^3 * 0,8$$

$$\text{Producción/Camión} (\text{MT} - 420) = 21,36 \text{ m}^3/\text{Hora}$$

$$\text{Producción/Camión} (\text{T} - 103) = 13,08 \text{ m}^3/\text{Hora}$$

Para determinar el número de unidades que se necesitarán se divide la producción horaria requerida entre el rendimiento que tendrá un solo camión, obteniendo así:

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{\text{Pr oducción Re querida}}{\text{Re n dim iento}}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{7,04 \text{ m}^3 / \text{Hora}}{21,36 \text{ m}^3 / \text{Hora}}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones}(\text{MT} - 420) = 0,35 \approx 1$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones}(\text{T} - 103) = 0,54 \approx 1$$

Se obtiene que para cumplir con la meta de producción se necesita de un camión MT-420 o de un camión T-103, los cuales poseen una capacidad de carga de 4,9m³ y 3m³ de material respectivamente.

Con ello se cumplirá la producción del Bolsón, realizando operaciones de carga y acarreo en un óptimo desempeño, de acuerdo a las combinaciones de carga y transporte utilizadas en la mina. Se logrará que los camiones sean cargados en 5 pases obteniéndose así el cumplimiento de los ciclos de operaciones determinados.

Es necesario, luego de haber determinado tanto los equipos de carga como los de acarreo necesarios, verificar la capacidad de producción que se tendrá del sistema de carga-acarreo, la cual es en definitiva la que interesa obtener debido a que esta es la que debe asegurar el cumplimiento de las metas de producción planteadas.

Para este fin, se determina la capacidad de producción diaria que se tendrá para el Bolsón, sin considerar en primera instancia el efecto de la disponibilidad mecánica a partir de la siguiente formula:

$$\text{Pr od} / \text{día} = N^{\circ} \text{ Camiones} * \text{Ciclos} / \text{Hora} * \text{Cap Camión} * F_{\text{LLENADO}} * \text{Horas Efectivas} * \text{Efic Operador}$$

Para determinar esta formula se debe determinar el punto de saturación de las opciones del conjunto cargador-camión, para establecer la cantidad máxima de camiones que se pueden cargar sin demora. Este punto de saturación se puede determinar por la siguiente formula:

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{T_{\text{CICLO}} / \text{Camión}}{T_{\text{CICLO}} / \text{Carga}}$$

Si el número de camiones es menor que el número correspondiente al punto de saturación, se determina la producción diaria con la fórmula antes presentada, considerando el número de camiones. En caso de que el número de camiones sea mayor que el correspondiente al punto de saturación, se sustituye en la fórmula de producción el número de camiones por el máximo del punto de saturación.

De hecho, en el Bolsón se tiene que el tiempo de ciclo de acarreo se determinó en 11 minutos y el ciclo de carga se determinó en 2 minutos, de modo que el punto de saturación queda establecido como:

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = \frac{11 \text{ minutos}}{4 \text{ minutos}}$$

$$N^{\circ} \text{ Camiones} = 2,75 \approx 3$$

Este valor indica que el equipo de carga se encuentra holgado frente a los de acarreo, debido a que se necesitan dos camiones para cubrir la necesidad de producción del Bolsón, quedando una capacidad parcial para un tercer camión.

8.4 SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN

Luego de definirle diseño de la explotación, se procede a definir el modo en que se van a realizar las labores mineras para el aprovechamiento de los recursos de manera eficiente y continua. Para tal motivo se realiza un esquema de explotación, que no es más que definir una secuencia de explotación para el área del Bolsón.

La secuencia de explotación se refiere al modo en que se van a realizar la explotación de los recursos de manera más resumida y gráfica posible, tomando en cuenta las características más importantes de las labores mineras. Consiste en proponer una serie de pasos o secuencias y labores mineras de forma ordenada e ininterrumpida para una producción continua.

En el sector de este estudio de la mina Colombia se explotan las vetas América, Colombia, Veta D, formando un volumen mineralizado del tipo Stockwork, llamado Bolsón.

El Bolsón desde el punto de vista de operaciones mineras puede ser dividido en 8 subniveles (secciones horizontales de explotación), las cuales se especifican a continuación:

- Corte 190-185: Es el nivel principal, cuyo piso se encuentra ubicado a 385 metros de la superficie, donde esta el cruce del nivel 6 y el acceso a los coladeros los cuales son utilizados para la extracción de mineral; también este nivel tiene los accesos para los cortes subsiguientes. Se comenzó por este subnivel, debido a que los tenores ubicados en este eran los mas altos, otra razón por la que se explotaría esta zona era el aprovechamiento de la ventilación primaria con el desarrollo de la chimenea CHB 1-6 y la rampa de comunicación entre los niveles 5 y 6.
- Corte 185-180: Se encuentra inmediatamente por encima del corte 1, con 5 metros de altura, y actualmente se esta explotando a partir de este último utilizando relleno como plataforma de trabajo para perforar el techo del corte 1.
- Corte 180-175: Se encuentra inmediatamente por encima del techo del corte 2, con 5 metros de altura, y se accederá a este por medio de la rampa que comunicara el nivel 6 con el nivel 5.
- Corte 175-170: Se encuentra inmediatamente encima del corte 3, con 5 metros de altura, y también se proyecta el acceso por medio de la rampa que comunicara el nivel 6 con el nivel 5.
- Así sucesivamente hasta llegar al corte 155-150, donde se encuentra ubicado el corte 8, el cual esta 5 metros por debajo de nivel 5, a fin de dejar un pilar de corona para evitar derrumbes en el subnivel superior.
- Aparte también se desarrollo el subnivel 190-193, hecho con la finalidad de explotar el piso del corte 1, en el nivel 6, para adelantar la explotación y lograr un rápido aprovechamiento de las reservas de alto tenor, así como también para realizar un reconocimiento geológico de la estructura. Este subnivel se exploto como resultado de una estrategia orientada a cubrir la falta de equipos que había en la mina en el momento de su desarrollo (figura ver anexo 10).

El comienzo de la explotación por el subnivel permitió también proveer información sobre la geometría del yacimiento, tenores y reservas a través de sondeos entre el nivel 6 hacia el nivel 7, así como también para redefinirlos en el nivel 6.

A la zona del bolsón se accede por medio del crucero de nivel 670 (nivel 6) de la mina Colombia, el cual cuenta con una longitud de 476,5m, y con dirección N35W, y asciende hacia el oeste con una pendiente de 8 grados. El crucero de nivel se extiende desde la coordenada (631848.27N, 810444.26E) hasta la coordenada (631647.85N, 810072.98E). En el mismo crucero de nivel y a 50 m. del Bolsón se encuentra el acceso a la rampa 6-5, la cual también sirve de acceso para los demás subniveles. En esta rampa se encuentra ubicada la chimenea de ventilación CHB 1-6, la cual suministra aire fresco al nivel 6 proveniente del nivel 5. Esta chimenea aparte de servir de ventilación también tiene la función de chimenea de traspaso de personal entre los niveles, tiene una longitud total de 40 m. y una pendiente de 45°.

Para iniciar la explotación en el subnivel 190-185 se desarrollaron las galerías 760-B y 780-C, las cuales también sirven para limitar el área a explotar debido a los bajos tenores encontrados fuera de estos. Seguida la explotación de dichas galerías se dejaron espacios de 15 m. sin minar, el cual es el espacio disponible para los pilares. Estos se dejaron en material estéril para obtener la máxima recuperación.

8.5. CICLO DE EXPLOTACIÓN

Cada subnivel tendrá un acceso mediante la rampa de comunicación, de allí que mientras una parte del bloque de explotación esta en proceso de limpieza del mineral fracturado, por otra parte se encontrará en proceso de relleno y perforación.

El ciclo de explotación por este método comprende las siguientes operaciones:

- Perforación.
- Voladura.
- Carga y acarreo del material fracturado.
- Relleno.
- Extracción.

De esta manera se obtiene una organización cíclica en el proceso productivo en el interior de la mina; cada una será tratada en los siguientes párrafos.

8.5.1. PERFORACIÓN

Para la perforación del techo del bloque de explotación el equipo electrohidráulico (Jumbo) tendrá dos opciones:

- Una es mediante la perforación de barrenos paralelos al techo, haciendo más fácil el control del techo y un buen fracturamiento de la roca a través del nuevo contacto con el techo a ser formado. El proceso sería incremental, con una producción fija por voladura. Después de la perforación el equipo podrá trasladar a otro frente de trabajo. El frente de perforación tendría las siguientes dimensiones: 10,00m x 2,00m con una longitud de 3,2m ó 2,8m por hueco dependiendo de la barra a utilizar. Se deberán tener 3 o 4 frentes de trabajo para mantener los niveles de producción establecidos por la empresa para el área del Bolsón. Ver figura 8.1.
- La otra es mediante la perforación de barrenos ascendentes oblicuos con un ángulo de 60°, lo que hace el control de la perforación más difícil y un impacto negativo en la estabilidad del techo. Según esta forma de trabajo el equipo tendría un área de trabajo mas extensa teniendo así una mayor productividad, reduciéndose también el número de frentes de trabajo requeridos. Este método será normalmente implementado. Ver figura 8.2.

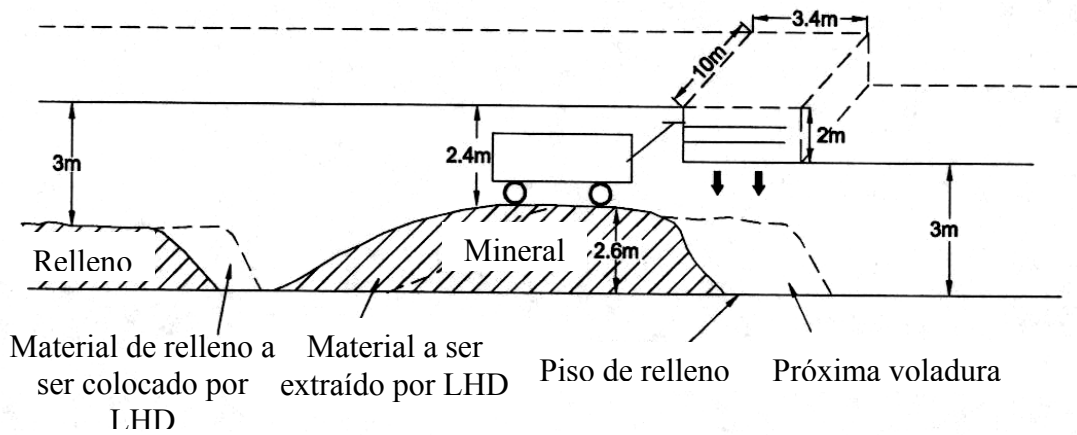
El número de huecos a perforar estará en función del área a explotar, del retiro y espaciamiento utilizado y de la cantidad de material requerido. Debido a que esta forma de trabajo el equipo tendrá un área de trabajo más extensa, se podrá perforar una cantidad de barrenos mayor a la que se va a volar.

Los huecos de la perforación tendrán una inclinación de 60° hacia la cara libre que se genera por las tres primeras filas. Generalmente, en estas tres primeras filas los huecos se perforan en una malla más densa para crear otra cara libre, a partir de la cuarta fila la malla de perforación se normaliza.

Para los frentes de trabajo, se pueden hacer las perforaciones como se vienen haciendo hasta ahora.

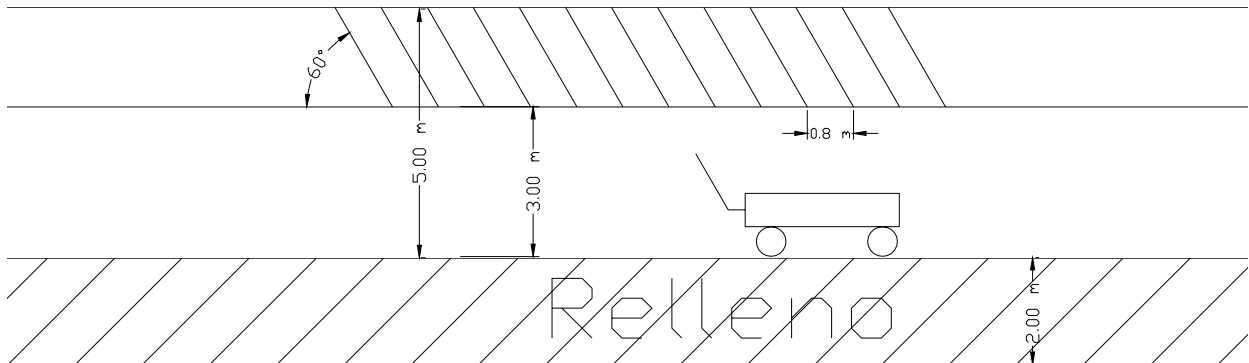
Las prácticas de voladura necesitarán ser controladas para no afectar el techo. Un programa cuidadoso de control de voladuras se tendrá que implementar durante el dimensionamiento final de los pilares. Es importante que los pilares no sean dañados durante la producción. Esto se podría controlar con un sobrediseño inicial en el tamaño de los pilares y luego ser reducidos a su tamaño final con pequeñas voladuras.

Tabla 8. 2 Método de perforación por barrenos horizontales



Fuente: Elaboración Propia

Tabla 8. 3 Método de perforación por barrenos inclinados



Fuente: Realización Propia

8.5.2. VOLADURA

Previa a la operación de voladura, los huecos son limpiados con aire comprimido para despejar los detritos de perforación que puedan contener, luego se procede a cargar los huecos, introduciendo en el fondo un detonador NONEL y se completa la carga con Anfo.

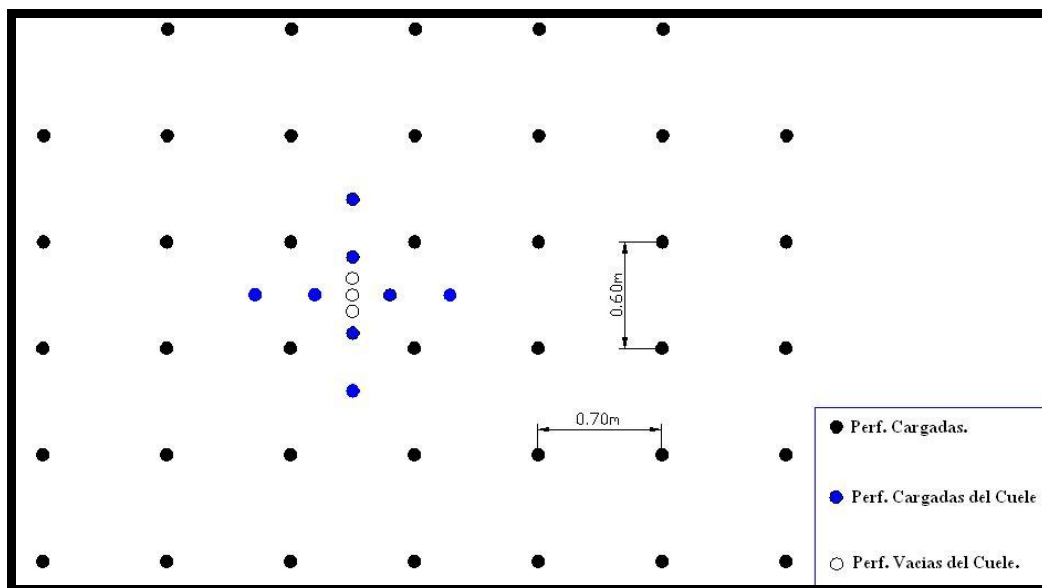
Las características de los elementos de voladura que se utilizarán, serán las mismas descritas en el capítulo 4 para el método de explotación convencional.

Esta labor se encontrará a cargo de una cuadrilla de dos personas y deben contar con equipos móviles para transportar los sacos de ANFO, los fulminantes y los rollos de cordón detonante necesarios, así como serviles de plataforma de trabajo para la carga de los barrenos del techo cuando sea necesario.

El orden de salida en la voladura debe ser desde el primer barreno de la cara libre hacia atrás, en retirada. Ver figura 8.3.

Antes de efectuar el encendido se hace un chequeo general, simultáneamente se despejará del área de voladura todo tipo de equipos y maquinarias hacia una zona de seguridad. El disparo se hará siempre en un cambio de guardia.

Tabla 8. 4 Patrón de voladura de galerías en desarrollo



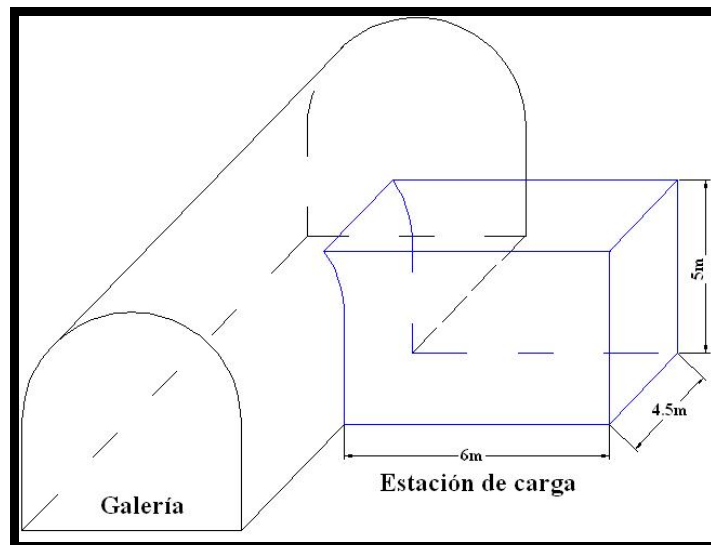
Fuente: Elaboración Propia

Después de este tipo de voladura, por razones de seguridad, se prohíbe el acceso del personal del bloque por un lapso de tiempo determinado de 1 turno aproximadamente; como se sabe, la roca que presenta el frente recién volado necesita cierto tiempo para reordenar sus esfuerzos, especialmente en la zona cercana a la cara libre, donde es frecuente que se hallen ciertos planchones de rocas colgadas, cuya presencia es peligro latente tanto para el personal como para los equipos.

8.5.3. CARGA Y ACARREO DEL MATERIAL FRAGMENTADO

A medida que se avanza en el desarrollo de galerías la distancia comprendida entre el frente y la zona de descarga de material al camión va aumentando, ésta situación en consecuencia hace que se extienda el tiempo de acarreo. La estación de carga es una excavación que se realiza en las galerías para colocar los equipos de carga (Payloaders), estas estaciones se ubican cercanas a las zonas de carga de material con el objetivo de disminuir el tiempo de acarreo y disminuir recorridos de equipo cargado. Las dimensiones de las estaciones de carga dependen de las dimensiones de los equipos de acarreo que se disponen en la mina, para la Mina Colombia las estaciones de carga se propone de 4,5m de ancho, 5,00m de alto y 6,00m de profundidad, con capacidad de 200t cada una y separadas entre sí de 70m. ver figura 8.4.

Tabla 8. 5 Esquema de una estación de carga



Fuente: Elaboración Propia.

La organización de las operaciones se hará de manera tal, que el material arrancado del frente pueda ser depositado en las estaciones de carga y de esta manera poder sobreponer la perforación del frente con la limpieza del material acumulado en las estaciones de carga.

El producto de la voladura de un bloque de explotación, debe ser realizado mediante el uso de cargadores frontales marca TAMROCK, modelo TORO T-301 de 3 m³ de capacidad. Para esta función la mina cuenta también con un cargador marca

ATLAS COPCO, modelo ST-3.5 de 3,5yd³ (2,68m³) de capacidad, el cual trabaja solo cuando el TORO 301 esta inoperativo.

Este rendimiento puede ser fácilmente superado mejorando las condiciones ambientales, de ventilación y suavizando la superficie de rodamiento.

En cuanto al acarreo de mineral hacia los coladeros o de las chimeneas de traspasso de mineral hacia los coladeros, o de las estaciones de carga hacia los coladeros o hacia las zonas de relleno, es decir en distancias variables, la empresa cuenta con 2 camiones, marca ATLAS COPCO, modelo MT-420, con capacidad de 13t, así como también de un camión marca SCHOPF, modelo T-103, de 8 toneladas de capacidad, el cual esta siendo desarmado para bajarlo al nivel 7, donde se están comenzando las labores de explotación.

8.5.4. RELLENO

El relleno que se utilizaría en los bloques de explotación sería del tipo convencional, es decir sin aditivos líquidos para su colocación que se originará en la labores de preparación ejecutadas en los accesos a los subniveles superiores, así como también de la construcción de infraestructuras como la rampa de comunicación entre los niveles 5 y 6, coladeros de producción, chimeneas, etc; estas labores se realizaran en estéril, así como del material acumulado en las cámaras y accesos de labores abandonadas como es el caso de la TB 1-6.

Por esta razón, lo mas conveniente para la explotación es hacerla de forma ascendente; es decir, mientras el nivel inferior esta en explotación, el nivel superior debe estar en preparación; de esta forma se facilitará la introducción del material estéril por las chimeneas de relleno, y ellas pueden rodar por gravedad hacia los bloques ya explotados, para después ser distribuidos con payloaders dentro de la labor.

La práctica colocación del relleno deberá ser requerida para minimizar la perdida de mineral en el relleno y maximizar la recuperación del mismo con una mínima dilución.

Para la colocación del relleno dentro de los bloques de explotación se tomaran en cuenta los siguientes puntos:

- La colocación del relleno deberá ser estrictamente controlada. Se pintaran líneas en las paredes y el los pilares de las cámaras para controlar la colocación del relleno y la propia excavación.

- El piso del relleno debe ser nivelado y compactado por el equipo LHD antes de comenzar la explotación del siguiente nivel.
- El uso de relleno fragmentado reduce la pérdida de mineral en el relleno y mejora su extracción.
- Los desarrollos en estéril serán preferiblemente cubiertos con relleno fragmentado para minimizar la pérdida de mineral dentro del relleno.
- Debe ponerse mucha atención en mantener un relleno ajustado a lo largo del contacto de las paredes de la estructura de la cámara. Esto requerirá que el equipo LHD empuje el estéril en una acción de enterrado hacia la pared de la estructura debido al bajo ángulo del techo.

Ya se indico anteriormente, que para la preparación de los bloques, se necesita excavar una rampa de comunicación, la construcción de 2 coladeros de traspaso de mineral, así como 2 chimeneas de ventilación. El volumen producido de estéril se puede calcular de la siguiente manera:

➤ **CHIMENEAS**

Sección (m ²)	5
Longitud (m)	170
Factor de Esponjamiento	1,6
Cantidad	2
Volumen de Estéril (m ³)	2720

➤ **RAMPA DE COMUNICACIÓN**

Sección (m ²)	17,1
Longitud (m)	333
Factor de Esponjamiento	1,6
Cantidad	1
Volumen de Estéril (m ³)	9120

➤ **COLADEROS DE PRODUCCIÓN**

Sección (m ²)	5
Longitud (m)	20
Factor de Esponjamiento	1,6

Cantidad	2
Volumen de Estéril (m ³)	320

Teniendo un volumen total de estéril de 18560 m³, provenientes de las labores de preparación.

El estéril faltante para el relleno provendrá de mina Unión, el cual será ingresado a la mina a través de la rampa de comunicación entre los distintos niveles.

El mineral a explotar en cada subnivel se muestra en la tabla 8.6.

Tabla 8. 6 Mineral a explotar en cada subnivel:

Corte N°	Recursos		Factores Mineros			Reservas	
	Toneladas (t)	Tenor (g/t)	Recuperación (90 %)	Pérdida (5 %)	Dilución (8,3 %)	Toneladas (t)	Tenor (g/t)
190-185	63907	37,9	57516	0	0	57516	37,9
185-180	61750	36,2	55575	2779	4382	57178	33,5
180-175	58727	34,8	52854	2643	4168	54379	32,2
175-170	55017	33,5	49515	2476	3904	50944	31,0
170-165	51211	32,2	46090	2304	3634	47420	29,8
165-160	45796	31,7	41216	2061	3250	42405	29,4
160-155	42381	30,8	38143	1907	3008	39243	28,5
155-150	35389	30,6	31850	1593	2511	32769	28,3
Total	253617	32,21	393480	14011	22095	401564	31,35

Fuente: Elaboración Propia.

8.5.5. EXTRACCIÓN

Se sabe que la capacidad de extracción es de 132t/hora trabajando con los 2 Skips de 4,6t de capacidad cada uno. De estos parámetros podemos calcular el rendimiento de extracción de mineral. Ver tabla 8.7.

Tabla 8. 7 Rendimiento de los Skips

Capacidad de extracción (t/hora)	132
Horas efectivas por turno	5
Números de turnos por día	2
Porcentaje de disponibilidad mecánica	0,8
Rendimiento de la extracción (t/día)	1056

Fuente: Elaboración Propia

Como se puede observar la producción del nivel 6, representa el 71,6% de la extracción en los Skips, por lo que se puede decir que el sistema trabaja bien bajo estas condiciones, ya que el nivel con mayor producción actualmente en la mina es el 6.

8.6 OPERACIONES AUXILIARES

Entre Las operaciones auxiliares que se realizan en el nivel 6 de la mina Colombia, específicamente en el área del “El Bolsón” son las siguientes:

8.6.1 VENTILACIÓN

Los requerimientos de ventilación para la zona de “El Bolsón” son las siguientes:

- **Caudal por el número de trabajadores:** el número de trabajadores que actualmente se encuentran trabajando en esta zona es de 17, por lo que la ecuación del capítulo 3.4.5.2, queda de la siguiente manera.

$$Q = 17 \text{ personas} * 5,664 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$Q = 96,28 \text{ m}^3/\text{min.}$$

- **Estimación de caudal en función de los equipos diesel:** La flota de equipos diesel en el nivel 6 es la siguiente, ver tabla 8.8:
-

Tabla 8. 8 Equipos operativos nivel 6

Equipo	Kw	Fabricante (cfm)	Motor	Q _{req} (m ³ /min.)	% según USBM	% utilización
Camion MT 420	136	26000	471-TI	220,90	100 %	30,00 %
Camion MT 420	136	26000	471-TI	220,90	100 %	30,00 %
ST-3.5	136	26000	471-TI	-----	-----	0,00 %
Toro T-301	120	16000	F8L-413FW	203,90	75 %	60,00 %
Schopf T-103	61	7500	F6L-912W	5,31	50 %	5 %
Boomer 251	40	6000	F5L-912W	1,70	10 %	10 %
Total	629			652,71 m ³ /min.		

Fuente: Informe pasantía Silvia Hernández.

El ST-3.5 no se toma en cuenta para el cálculo debido a que este solo se utiliza cuando el Toro 301 está inoperativo; según información recavada, no se utilizan los dos equipos al mismo tiempo.

- **Caudal de aire por consumo de explosivos:** La cantidad de explosivos detonados por turno en el nivel 6 de la mina es de 240 kg y un tiempo

aproximado de dilución de gases de 120 minutos. El caudal para contrarrestar los gases emanados por las voladuras se consigue por medio de la fórmula explicada en el capítulo III:

$$Q = \frac{G * E}{T * f}$$

$$Q = \frac{0,04 * 240kg * 100}{240min * 0,008}$$

$$Q = 333,33 \text{ m}^3/\text{min.}$$

- **Caudal de aire en función de la producción diaria:** Para minas metálicas, con poco consumo de madera, varía entre 1 y 6m³/min. Si el consumo de madera es alto puede llegar hasta 12m³/min. Como en la mina Colombia el consumo de madera no es tan elevado, y no se considera una mina gaseosa, se adopta 1,5m³/min/t. Ver tabla 8.9.

Tabla 8. 9 Caudal en función de la productividad

Producción por mes		
	Esteril	Mena
Octubre	1915,00	5925,00
Noviembre	1915,00	6025,00
Diciembre	1915,00	6550,00
Promedio	1915,00	6166,67
Total TM/mes	8081,67	
Total Tm/día	269,39	
Caudal Requerido	404,08 m ³ /min.	

Fuente: Elaboración Propia

A continuación se presenta en la tabla 8.10, un cuadro resumen de los caudales requeridos en el nivel 6 de la mina Colombia:

Tabla 8. 10 Cuadro resumen caudales.

Caudal requerido	m ³ /min.
Según número de personas	96,28
Según número de equipos	652,71
Según consumo de explosivos	333,33
Según producción diaria	404,08

Fuente: Elaboració Propia

8.6.2 DRENAJE

Como se dijo anteriormente, el agua proveniente para el consumo en el nivel 6, proviene de un tanque que se encuentra ubicado detrás de la izadora, el cual tiene una capacidad de 475m³ de agua, esta agua es proveniente del río Yuruari. Para la extracción del agua, la galería de nivel se construyó con una pendiente de 1% para el drenaje de las aguas en los frentes de explotación, en loas cercanías de la boca del pozo, se encuentra un tapón, el cual drena toda esta agua directamente a la estación de bombeo ubicada en el nivel 7. A continuación se presenta en la tabla 8.11 un cuadro resumiendo el consumo de agua en el nivel 6:

Tabla 8. 11 Consumo de agua en el nivel 6

Equipos	N° de Máquinas	Consumo (l/min)	Consumo Total (l/min)
Perforadoras	4	5	20
Sonedoras	1	35	35
Jumbos	1	60	60
Regado de frente		100	100
Otros		30	30
Consumo total (l/min)			245
Consumo por turno (l/min) (240 min.)			58.800

Fuente: Elaboració Propia

8.6.3 AIRE COMPRIMIDO

El consumo de aire comprimido en el nivel 6 actualmente es muy bajo, ya que las únicas máquinas que tienen este consumo en el nivel son las perforadoras manuales, las cuales se encuentran trabajando solo 4, dando un consumo de 14,8m³/min.

8.6.4 ELECTRICIDAD

La energía proveniente de los transformadores ubicados en la superficie llega a una subestación eléctrica, la cual distribuye corriente a 440V a todo el nivel, y a los equipos que la necesiten, como es el caso del Jumbo y de la sondeadora de geología, así como también a las máquinas de soldar y a las bombas portátiles, cuando estas sean necesarias.

CAPITULO IX CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

9.1. CONCLUSIONES

De este trabajo se puede concluir:

- El Bolson es un sistema de vetas y vetillas ramificadas y entrecruzadas formando un deposito tipo “Stockwork”. Tiene dimensiones aproximadas de 90 metros de espesor por aproximadamente 80 metros de longitud. El mismo se encuentra entre los niveles 4 y 7 de la mina Colombia. Las reservas probadas son de 449.834ton con un tenor promedio de 33.8gr/ton.
- Tomando en cuenta las características geologico-estructural del Bolson y de la experiencia de MINERVEN en los metodos de explotacion subterraneos, se concluye que el aprochamiento de los recursos se debe realizar por el metodo de explotacion Post Pillar Stopping.
- El acceso a las reservas se realizara mediante el desarrollo de la galleria de nivel 670 hasta llegar a la zona mineralizada. Dicha galleria tendra dimensiones de 4,5m x 3,8m. Tambien se podra acceder a las reservas por medio de la rampa de comunicacion entre los niveles 5-6, a traves de las ARB, que son rampas de comunicacion entre los distintos subniveles de explotacion.
- Para explotar los recursos del Bolson se realizara la excavacion de 8 subniveles de produccion, las cuales tendran 5 metros de alto, con una separacion entre pilares de 10m.
- Se estima que las reservas recuperables, realizada la explotacion planteada sea de 414.871ton con un tenor de 31.6gr/ton
- Los equipos de carga y acarreo para la explotacion del Bolson son el TORO T-301 y el DUX DT-22, seleccionados para realizar las labores por ser los mas efectivos y por poseer mayor disponibilidad mecanica.

9.2. RECOMENDACIONES

- Se recomienda realizar sondeos hacia los bordes del Bolson así como en la falla Santa María, y hacia los niveles inferiores para la evaluación del resto de la estructura.
- Realizar estudios en cuanto a las labores mineras con el objeto de aumentar la recuperación de los recursos.
- Realizar un estudio de costos de las labores mineras en la mina Colombia, para obtener la rentabilidad de la explotación.
- Para proponer un diseño de ventilación eficiente en la etapa de producción del Bolson, se sugiere realizar estudios más detallados que los realizados en este trabajo.
- Se aconseja realizar una continua y eficiente labor de mantenimiento a los equipos de producción, para evitar caídas en la producción de mineral.
- Con el fin de mantener un continuo suministro de servicios en la mina se recomienda realizar frecuentes controles y evaluaciones a las redes de servicios en las zonas en explotación.
- Debe existir una cuadrilla de acune que se responsabilice de dejar el lugar de trabajo en condiciones seguras para las cuadrillas de producción y perforación.
- El bolson debe ser considerado como una unidad de producción, asignándose el personal y los equipos necesarios para su explotación.
- Es necesario minimizar los tiempos muertos de trabajo que tengan un efecto negativo en la producción.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICA

AGUIRRE, F. (1992). **LA TECNICA DEL RELLENO HIDRAULICO COMO ELEMENTO DE SOPORTE EN LA RECUPERACION DE PILARES EN LA MINA COLOMBIA DE EL CALLAO**. Caracas, Venezuela. 268pag.

ALDAZORO, L. (1975). **METODO DE EXPLOTACION SUBTERRANEO PARA LA MINA AURIFERA "COLOMBIA" EL CALLAO, EDO. BOLIVAR**. Caracas, Venezuela. 161pag.

ANNELS, A (1990). **MINERALS DEPOSITS EVALUATION, A PRACTICAL APPROACH**. University Of Wales, Department Of Geology. USA.

CAVIM. (2001). **ESPECIFICACIONES DE EXPLOXIVLOS Y ACCESORIAOS DE VOLADURA**. Ministerio de la Defena.

CUMMINS, A. (1973). **MINING ENGINEERING HANDBOOK**. Editorial Advisory Boar. Baltimore. SME, Vol I y II.

CVG MINERVEN. (2003). **PLAN DE OPERACIÓN MINA COLOMBIA PARA EL AÑO 2004 INFORME INTERNO CVG MINERVEN**. 53pag.

DIAZ, J. (1979). **DESARROLLO DE LOS METODOS PARA LA VETA COLOMBIA EN SU PRIMERA ETAPA, DISTRITO ROSCIO, EDO. BOLIVAR**. Caracas, Venezuela. 141pag.

GARCIA, I (2002). **SIMULACION DEL CIRCUITO DE VENTILACION DE LA MINA COLOMBIA, CVG MINERVEN, EL CALLAO, ESTADO BOLIVAR**. Universidad de Oriente. Ciudad Bolivar. 97pag.

GOMEZ, E (1981). **ANALISIS DE FUNCIONAMIENTO DEL SISTEMA DE VENTILACION DE LA MINA MINERVEN I (COMPANIA GENERAL DE MINERIA DE VENEZUELA)**. Caracas, Venezuela. 282pag.

HARMAN, H. (1991). **INTRODUCTORY MINING ENGINEERING**. UNIVERSIDAD DE ALABAMA, USA. 633pag.

HARMAN, H. (1996). ***SME MINING ENGINEERING HANDBOOK***. 2da Edicion, Vol 1 y 2. USA. 2161pag.

HERRERA, L (1986). ***PLAN DE EXPLOTACION SUBTERRANEA PARA UN FILON AURIFERO AFLORANTE*** . Caracas, Venezuela. 198pag.

INSTITUTO TECNOLOGICO GEOMINERO DE ESPANA. (1990). ***MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS***. 2da Edicion. Madrid, Espana.

INSTITUTO TECNOLOGICO GEOMINERO DE ESPANA. (1997). ***MANUAL DE EVALUACION TECNICO ECONOMICA DE PROYECTOS MINEROS DE INVERSIONES***. 1ra Edicion. Madrid, Espana.

PREGITZER, L. (2000). ***GUIAS PARA EL ESTUDIO DE LA MATERIA PERFORACION Y VOLADURA DE ROCAS***. Caracas, Venezuela.

UPEL (2003). ***MANUAL DE TRABAJOS DE GRADO DE ESPECIALIZACION Y MAESTRIA Y TESIS DOCTORALES***. FEDEUPEL. Caracas, Venezuela. 215pag.

VILLANUEVA, A. (2003). ***INTRODUCCION A LA GEOESTADISTICA MINERA***. Caracas, Venezuela.

ANEXOS